

ВЕСТНИК

Магнитогорского государственного
технического университета им. Г. И. Носова

№ 3 (23) сентябрь 2008 г.

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНИТИ, а также в Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени доктора и кандидата наук. Электронные версии журнала размещаются на сетевом ресурсе Научной Электронной Библиотеки в сети Интернет.

Издается с марта 2003 года

Редакционный совет:

Председатель редсовета:

В.М. Колокольцев – ректор ГОУ ВПО «МГТУ», проф., д-р техн. наук.

Члены редсовета:

А.В. Дуб – ген. директор ОАО НПО «ЦНИИТМАШ», д-р техн. наук;

Д.Р. Каплунов – член-кор. РАН, проф. ИПКОН РАН, д-р техн. наук;

В.Ф. Рашинов – Президент ООО "Управляющая компания ММК", проф., д-р техн. наук;

В.М. Счастливцев – зав. лабораторией ИФМ УрО РАН; академик РАН, д-р техн. наук;

А.Б. Сычков – зам. начальника техотдела Молдавского металлургического завода, д-р техн. наук;

Ken-ichiro Mori – Professor Department of Production Systems Engineering, Toyohashi University of Technology, Japan;

Maciej Pietrzyk – Professor Akademia Gorniczo-Hutnicza, Krakow, Poland.

Редакционная коллегия:

Главный редактор:

Г.С. Гун – проф., д-р техн. наук.

Заместитель:

М.В. Чукин – проф., д-р техн. наук
(отв. редактор).

Члены редколлегии:

В.А. Бигеев – проф., д-р техн. наук;

К.Н. Вдовин – проф., д-р техн. наук;

С.Е. Гавришев – проф., д-р техн. наук;

В.Н. Калмыков – проф., д-р техн. наук;

С.И. Лукьянов – проф., д-р техн. наук;

С.А. Песина – проф., д-р филол. наук;

С.И. Платов – проф., д-р техн. наук;

В.М. Салганик – проф., д-р техн. наук.

Ответственные редакторы по научным направлениям экспертных советов ВАК РФ:

Т.С. Кузнецова – доц., канд. техн. наук;

М.А. Полякова – доц., канд. техн. наук;

М.В. Шубина – доц., канд. техн. наук.

© ГОУ ВПО «МГТУ», 2008

Подписку можно оформить по общему каталогу изданий органов научно-технической информации «Почта России», подписной индекс журнала 73849, либо приобрести непосредственно в редакции.

Свидетельство о регистрации ПИ № ФС11-1157 от 18 апреля 2007 г.

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-85-17

Факс (3519) 23-57-60

E-mail: mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru

Журнал подготовлен к печати Издательским центром МГТУ им. Г.И.Носова.

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.

Подписано к печати 18.09.2008 г.

Заказ 608. Тираж 500 экз. Цена свободная.



VESTNIK

**Magnitogorsk State Technical
University named after G. I. Nosov**

№ 3 (23) september 2008

The journal is included in the Abstract Journal and the database of All-Russian Institution of Scientific and Technical information, and also in the List of the leading reviewed scientific journals and publications. The scientific results of candidates for Ph.D. theses are to be published in the above-mentioned journals. Internet versions of the journal can be found on the Scientific Electronic Library site in the Internet.

PUBLISHED SINCE MARCH, 2003

Editorial committee

Chairman of editorial committee:

V. M. Kolokoltsev – rector of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”, D. Sc

Members of the editorial committee:

A. V. Dub – general director of JSC Research and Production Association of Central Scientific Research Institution of Technical Mechanic Engineering, D.Sc.

D. R. Kaplunov – corresponding member of Russian Academy of Science, D.Sc.

V. Ph. Rashnikov – President of LTd “Magnitogorsk Steel and Iron Works managing company”, Prof., D. Sc.

V. M. Schastlivtsev – chief of laboratory in Russian Academy of Science, academician of Russian Academy of Science, D. Sc.

A. B. Sychkov – deputy chief of engineering department at Moldavia metallurgical plant, D. Sc.

Ken-ichiro Mori – Professor Department of Production Systems Engineering, Toyohashi University of Technology, Japan.

Maciej Pietrzyk – Professor Akademia Gorniczo-Hutnicza, Krakow, Poland.

Editorial staff

Editor-in-chief:

G. S. Gun – Prof., D. Sc.

Deputy chief editor:

M. V. Chukin - Prof., D.Sc.

Members of the editorial staff:

V. A. Bigeev - Prof., D.Sc.

K. N. Vdovin - Prof., D.Sc.

S. E. Gavrishev - Prof., D.Sc.

V. N. Kalmykov - Prof., D.Sc.

S. I. Luk'yanov - Prof., D.Sc.

S. I. Platov - Prof., D.Sc.

V. M. Salganik - Prof., D.Sc.

S. A. Pesina – Prof., D. Sc.

Executive editors in scientific fields of advisory committee of Higher Certifying Commission in the Russian Federation:

T. S. Kuznetsova – Assoc. Prof., Ph.D.

M. A. Polyakova – Assoc. Prof., Ph.D.

M. V. Shubina - Assoc. Prof., Ph.D.

© State Educational Institution of Higher Professional Education
“Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”, 2008

One can subscribe for the journal in the general publication catalogue of scientific-technical information, the subscription index of the journal 73849, or get the journal right in the editorial office.

Registration certificate ПИ № ФС11-1157 April 18, 2007 г.

Editorship address:

455000, city Magnitogorsk, Lenin Str. 38

Phone number: (3519)29-85-17

Fax: (3519)23-57-60

Email: mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru

Published by publishing center of MSTU named after G. I. Nosov.

Signed for press 18.09.2008.

Order 608. Circulation – 500 items. Free price.



СОДЕРЖАНИЕ

Разработка месторождений полезных ископаемых и техногенных образований.....	5
<i>Кольга А.Д., Хажиев В.А.</i> Пооперационное планирование ремонтов горного оборудования.....	5
<i>Славиковский О.В., Славиковская Ю.О.</i> Повышение экологического уровня недропользования при комбинированной геотехнологии.....	7
<i>Хлусов А.Е.</i> О ползучести многослойной неоднородной породной балки.....	10
<i>Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Козырь А.В.</i> Исследование влияния реагентов на влажность железорудных концентратов при вакуумном фильтровании.....	15
<i>Мельников И.Т., Кутлубаев И.М., Немчинова А.В., Суров А.И., Косарев А.В., Шелковникова А.А., Котик М.В.</i> Комплексная переработка магнезитосодержащих хвостов ДОФ ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» с применением рентгенорадиометрического сепаратора СРФ 4-150.....	19
Металлургия черных, цветных и редких металлов.....	25
<i>Чайкин В.А., Чайкин А.В., Каргинов В.П., Малый А.В.</i> Новая раскислительная смесь для диффузионного раскисления стали.....	25
<i>Чуманов И.В.</i> К вопросу об использовании инокуляторов-холодильников при переплавных процессах.....	29
Обработка металлов давлением.....	34
<i>Шубин И.Г., Румянцев М.И., Торопицина У.А., Демидова О.О.</i> Выбор характеристик для отображения влияния химсостава стали на показатели механических свойств и микроструктуры высокоуглеродистой канатной катанки.....	34
<i>Солодова Е.М., Шемшурова Н.Г., Локотунина Н.М.</i> Пути улучшения потребительских свойств профиля обшивы грузового полувагона.....	38
Технологии обработки металлов.....	41
<i>Беляев С.В., Сидельников С.Б., Довженко И.Н., Пецанский А.С., Разумкин В.В.</i> Аналитическая оценка температурных условий процесса полунепрерывного прессования.....	41
Надежность и долговечность металлургического оборудования.....	46
<i>Мироненков Е.И., Жиркин Ю.В., Чумиков А.М., Платов С.И.</i> Направления исследований по повышению ресурса узлов трения в приводах скиповых лебёдок доменного цеха ОАО «ММК».....	46
<i>Пискаев В.А.</i> Возможный принцип модернизации МНЛЗ.....	48
Материаловедение и термическая обработка металлов.....	53
<i>Мирзаев Д.А., Яковлева И.Л., Терещенко Н.А.</i> Моделирование разрушения ферритной стали с неоднородной структурой.....	53
Стандартизация, сертификация и управление качеством.....	60
<i>Стеблянок В.Л., Адаев А.Р.</i> Совершенствование управления качеством очистки металлической поверхности путем контроля ее физико-химического состояния по величине электрического потенциала....	60
Новые технологические процессы и оборудование.....	64
<i>Довженко Н.Н., Сидельников С.Б., Биронт В.С., Рудницкий Э.А., Столяров А.В., Усков И.В., Лопатина Е.С., Ходюков Б.П.</i> Разработка технологии производства ювелирных изделий из бессеребряных палладиевых сплавов.....	64
Теплоэнергетика и энергосбережение в металлургии.....	67
<i>Ячиков И.М., Портнова И.В.</i> Характер течения металла в ванне ДППТ с двумя подовыми электродами	67
Строительные материалы и строительные технологии в металлургии.....	70
<i>Мирюк О.А.</i> Гидратация и твердение магнийкремнийсодержащих алюминатных цементов.....	70
Экология металлургической отрасли.....	75
<i>Сеник А.И., Милюков С.В., Прошкина О.Б.</i> Образование выбросов сероводорода при внепечной грануляции доменных шлаков.....	75
<i>Чалкова Н.Л., Чалков Д.А.</i> Извлечение цинка из модельной воды сорбционными и гальванокоагуляционными методами.....	79
Экономика, управление и рынок продукции.....	83
<i>Маринина А.Г.</i> Типы стратегий выхода на внешний рынок малых предпринимательских структур.....	83
<i>Кривоус О.В.</i> О принципах построения и структуре бюджетной системы России.....	85
<i>Кривоус О.В.</i> Механизм формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований в Российской Федерации.....	88
Рефераты.....	91
Abstracts.....	96
Сведения об авторах.....	100
The information about the authors.....	103

CONTENT

Exploitation of Mineral Resources and Man-caused Formations.....	5
<i>Kolga A.D., Khazhiev V.A.</i> Functional planning of mining equipment maintenance.....	5
<i>Slavikovskiy O.V., Slavikovskaya Y.O.</i> Increase in the ecological level of the subsurface resources management in combined geotechnology.....	7
<i>Khlusov A. E.</i> Creep of the multilayer heterogeneous rock beam.....	10
<i>Kutlubaev I.M., Sadykov V.H., Tretyak B.A., Kozyr A. V.</i> The research of the reagent impact on humidity of iron-ore concentrates in vacuum filtering.....	15
<i>Melnikov I.T., Kutlubaev I.M., Nemchikova A. V., Surov A.I, Kosarev A. V., Shelkovnikova A.A., Kotik M.V.</i> Intergrated processing of the magnesite resistant tails at DOF OJSC “Kombinat-MAGNEZIT” by applying X-ray radiometric settler SRF 4-150.....	19
Metallurgy of Ferrous, Non-ferrous and Rare Metals	25
<i>Chaykin V.A., Chaykin A.V., Karginov V.P., Maliy A. V.</i> New deoxidizing mixture for the diffusive steel deoxidation.....	25
<i>Chumanov I.V.</i> Concerning the question of inoculator-freezers application in remelting processes.....	29
Technologies of Metal Forming	34
<i>Shubin I.G., Runyantsev M.I., Toropitsina U.A., Demidova O.O.</i> The characteristics selection for the impact of the steel chemical composition on the mechanical property indicators and microstructure of the high-carbonated rope wire.....	34
<i>Solodova E.M., Shemshurova N.G., Lokotunina N.M.</i> Methods of improving consumer characteristics of the welt profile in the cargo gondola wagon.....	38
Technologies of Material Processing	41
<i>Beliaev S.V, Sidelnikov S.B., Dovzhenko I.N., Peshchansky A.S, Razymkin V.V.</i> Analytical estimation of temperature conditions in the semicontinuous pressing process.....	41
Safety and Durability of Metallurgical Equipment.....	46
<i>Mironenkov E.I., Zhirkin J.V., Chumikov A.M., Platov S.I.</i> The research guidelines for increasing friction units resource in the drives of skip winches in the blast-furnace shop at OJSC «MMK».....	46
<i>Piksaev V.A.</i> The probable principle of CCM (continuous casting machine) modernization.....	48
Material Science and Metal Heat Treatment	53
<i>Murzaev D.A., Yakovleva I.L., Tereshchenko N.A.</i> Modelling of ferritic steel destruction with an heterogeneous microstructure.....	53
Standardization, Certification and Quality Control	60
<i>Steblyanko V.L., Adayev A.R.</i> Enhancement of control quality of metal surface refinement by by checking its physico-chemical condition according to the size of electric potential.....	60
New Technological Processes and Equipment.....	64
<i>Dovzhenko N.N., Sidelnikov S.B., Biront V.S., Rudnitskij E.A., Stoljrov A. V., Uskov I.V., Hodjukov B.P.</i> The technology elaboration of the jewellery manufacture from nonsilver palladium alloys.....	64
Heat power Engineering and Energy Supply in Metallurgy.....	67
<i>Jachicov I.M., Portnova I.V.</i> Steel flow pattern of liquid melt at DC arc furnace with two bottom electrodes.....	67
Construction Materials and Structural Engineering in Metallurgy	70
<i>Miruk O.A.</i> hydration and hardening magnesium-and- siliceous containing aluminate cements.....	70
Ecology of Metal Industry.....	75
<i>Senic A.I., Milukov S.V., Proshkina O.B.</i> The formation of hydrogen sulphide emissions in the outfurnace granulations of domain slags.....	75
<i>Chalkova N.L., Chalkov D.A.</i> The zinc extraction out of model water by the sorption and electrotype coagulate methods.....	79
Economics, Management and Production Market.....	83
<i>Marinina A.G.</i> The strategy of foreign market for small companies.....	83
<i>Krivous O.V.</i> About principle of the building and structure of the budgetary system to Russia.....	85
<i>Krivous O.V.</i> Mechanism of the shaping the revenue part local budget municipal formation in Russian Federation.....	88
Рефераты	91
Abstracts.....	96
Сведения об авторах	100
The information about the authors	103

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 658.012.22.004.67.

Кольга А.Д., Хажиев В.А.

ПООПЕРАЦИОННОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ РЕМОНТОВ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Одной из первоочередных задач системы обеспечения работоспособности горного оборудования является планирование периодичности и объемов ремонтных воздействий, затрат на материальные и трудовые ресурсы. Анализ процесса ремонта горного оборудования на ряде угледобывающих предприятий показал, что среднее отклонение фактических показателей использования ресурсов от запланированных составляет 1,3–3,0 раза.

Выявление причин отклонений расхода материальных и трудовых ресурсов, а также сроков выполнения ремонта единицы оборудования является затруднительным, так как восстановление ее работоспособности осуществляется на основе планирования общих затрат ресурсов. Процесс ремонта в данном случае не является «отлаженным», его результат осуществляется без контроля за использованием ресурсов в процессе ремонта. Если представить процесс ремонта с планированием общих затрат ресурсов схематически, то он выглядит, как на **рис. 1, а**. В целях выявления причин отклонений целесообразно планировать затраты ресурсов на каждую ремонтную операцию, тогда процесс ремонта приобретает вид, представленный на **рис. 1, б**.

Сравнение предложенных схем планирования ремонта позволяет утверждать, что в результате перехода от схемы планирования (а) к схеме планирования (б) повышается «прозрачность» наблюдения за использованием ресурсов в процессе ремонта, что способствует повышению эффективности контроля со стороны руководителя.

Проведение ремонта с планированием затрат пооперационно проиллюстрировано на примере проведения текущего ремонта ТР2 экскаватора ЭКГ-8И на одном из угледобывающих

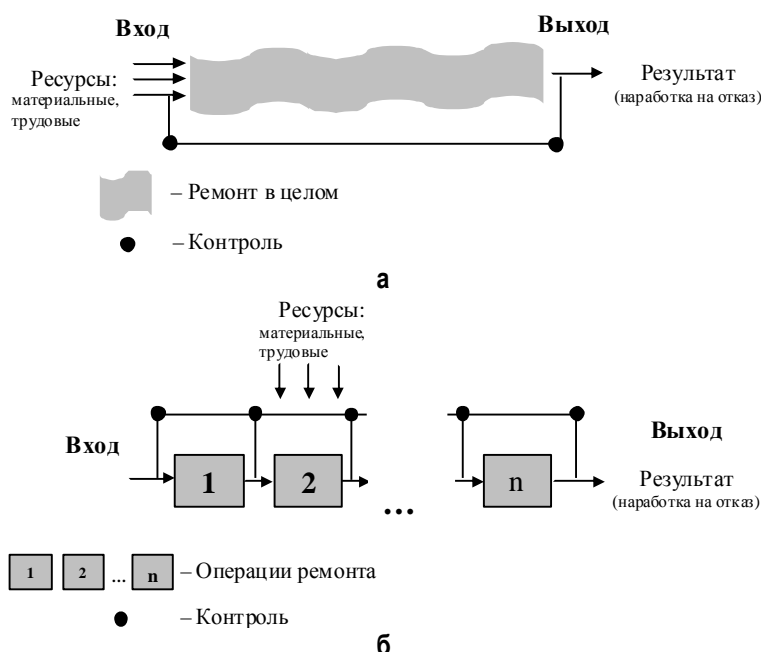
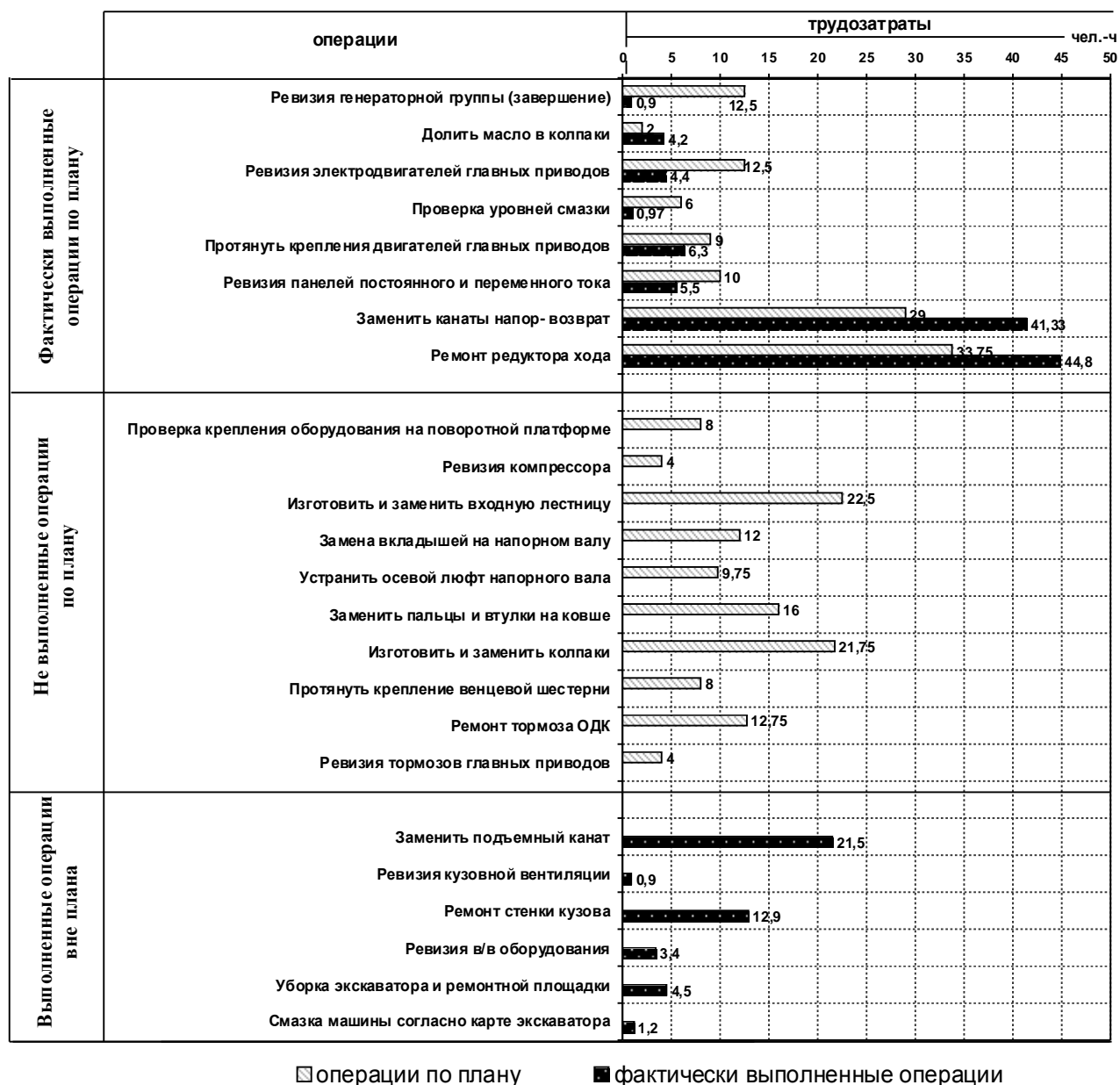


Рис. 1. Схема планирования затрат ресурсов на ремонт:
а – в целом; б – пооперационно

предприятий Кузбасса* (рис. 2).

При проведении ремонта ЭКГ-8И из 18 ремонтных операций, запланированных отделом главного механика, фактически выполнено 8, а остальные 10 ремонтных операций по решению тех же механиков не выполнены, так как при непосредственном проведении ремонта экскаватора выяснилось, что их выполнение в данном случае не целесообразно. В то же время были осуществлены 6 незапланированных ремонтных операций, причем невыполнение таких, как: «Замена подъемного каната», «Ревизия в/в оборудо-

* Жуков А.Л., Захаров С.И., Хажиев В.А., Царегородцев Л.Л. Развитие производственной системы разреза «Сибиргинский». Ключевой персонал (наблюдения и комментарии): Препринт № 37 / НТЦ-НИИОГР. Челябинск, 2006. 11 с.



Анализ трудоемкости ремонта:

Запланированное время на выполнение операций по плану – 233,5 чел.-ч
 Затраты времени на функциональную работу¹ по плану – 108,4 чел.-ч
 Затраты времени на функциональную работу вне плана – 44,4 чел.-ч
 Затраты времени на нефункциональную² работу – 194,2 чел.-ч
 Всего трудозатрат – 347 чел.-ч

Рис. 2. Плановые и фактически выполненные операции при проведении ремонта экскаватора ЭКГ 8И (ремонт – ТР2, 5 дней)

¹ Затраты времени на функциональную работу – количество трудозатрат, необходимых при ремонте с рациональными параметрами этих процессов.

² Затраты времени на нефункциональную работу – количество трудозатрат, затрачиваемых на непроизводительную работу.

вания», «Смазка машины согласно карте экскаватора» вскоре привело бы к выводу из строя экскаватора.

Сравнение плановых и фактически выполненных ремонтных операций свидетельствует, что на 1 выполненную по плану ремонтную операцию приходится 0,75 операций вне плана. Сравнение плановой трудоемкости с фактической свидетельствует о том, что на 1 чел.-ч выполнения ремонтных операций по плану приходится 0,4 чел.-ч выполнения ремонтных операций вне плана. Плановая и фактическая трудоемкости выполнения одной и той же ремонтной операции отличается до 13 раз. Столь значительные отклонения от запланированных видов ремонтных операций и трудоемкости дезорганизуют процесс ремонта в целом, что приводит к росту затрат времени и ресурсов.

Хронометраж проведения ремонта экскаватора показал, что затраты времени на функциональную работу ремонтного персонала составили 50% от их календарного фонда времени. Остальные 50% времени затрачены на выполнение нефункциональной работы, вызванной недостаточной подготовленностью рабочего места к проведению рассматриваемого ремонта.

Хронометражные наблюдения позволяют установить структуру затрат времени на нефункциональную работу, связанную с некачественным планированием и неподготовленностью ра-

бочего места к проведению ремонта:

- ожидание окончания рабочего времени, связанное с завершением выполнения ремонтных операций, – 13,6%;
- планирование и подготовка ремонтных операций в рабочее время – 17,9%;
- поиск инструмента, материалов, ожидание вспомогательной техники и оснастки – 6,3%;
- время отдыха, превышающее время, отведенное по регламенту, – 12%.

Анализ плановых и фактически выполненных ремонтных операций при ремонте экскаватора ЭКГ-8И показывает, что неподготовленность рабочего места во многом обусловлена недостаточным знанием технического состояния ремонтируемого оборудования. Необходимым становится проведение мониторинга технического состояния оборудования и учета наработки узлов, агрегатов, условий и режимов эксплуатации оборудования, что позволит более точно планировать периодичность и объемы ремонтных воздействий, затраты материальных и трудовых ресурсов.

Таким образом, в результате перехода от планирования общих затрат на проведение ремонта к планированию проведения каждой ремонтной операции появляется возможность увидеть структуру затрат времени и других ресурсов, что позволяет принимать целенаправленные воздействия, направленные на повышение эффективности использования ресурсов в процессе ремонта.

УДК 662.23.504.05

Славиковский О.В., Славиковская Ю.О.

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО УРОВНЯ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Экологический аспект рационального недропользования в значительной степени характеризуется уровнем отходов горнопромышленного комплекса и потерями минерального сырья. При наличии в стране отраслевых министерств (черной, цветной металлургии и других) деятельность горнодобывающих предприятий была четко ориентирована при разработке даже комплексных месторождений полезных ископаемых на один вид сырья, руды черных и цветных металлов, горнохимическое сырьё и т.д. И в настоящее время деятельность горнодобывающего предприятия также можно характеризовать как узкопрофильное освоение недр.

Так, на Урале при разработке железорудных месторождений Песчанской группы при наличии в

них промышленных участков медных руд их раздельная выемка не велась и не ведется. Аналогичная ситуация сложилась при разработке железорудных месторождений Тагило-Кушвинской группы.

С переходом к рынку изменились требования к кондициям, как правило, в сторону повышения качественных характеристик рудного сырья, в результате чего в отвалы складировались большие объемы некондиционного рудного сырья, а при подземной разработке рудных месторождений некондиционные руды остаются в недрах, при этом они содержат целый комплекс полезных компонентов.

В Уральском регионе на Левихинском медном руднике запасы некондиционных руд составляют порядка 5 млн т с содержанием меди до

1,3–1,5%. В рудных отвалах ОАО «Святогор» содержится до 1,13% меди, а в отвалах вскрышных пород на руднике III Интернационала: Cu – 0,35%, Zn – 0,92%, Au – 0,6%, Ag – 0,36%.

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых характеризуется большими потерями руды в недрах. В зависимости от применяемых систем разработки потери руды в недрах достигают 20–25% и более. К сожалению, за последние годы потери руды в недрах возрастают. Примером могут служить рудники СУБРа, которые были ориентированы на системы разработки с закладкой выработанного пространства, характеризующиеся низкими потерями руды, но более высокой себестоимостью добычи.

Для недопущения роста себестоимости добычи приоритет был отдан широкому применению высокопроизводительных систем с относительно низкими затратами (камерно-столбовая и система этажно-камерного обрушения). В итоге, в настоящее время доля камерных систем с закладкой составляет 3–4%, камерно-столбовой системы разработки – 50%, системы этажно-камерного обрушения – 8–10%. Такое изменение соотношений систем разработок привело, конечно, к увеличению потерь боксита в недрах. Среднее значение потерь в целом по предприятию в настоящее время составляет порядка 17%, в то время как в 1980-е гг. эта величина достигала 11%.

Практика показала, что повторная отработка месторождений в целях полноты его использования и сокращения потерь традиционными технологиями весьма затратна и опасна.

Существующие технологии обогащения характеризуются избирательностью извлечения полезных компонентов и позволяют использовать лишь небольшую часть извлекаемой из недр ценной минеральной массы (около 6–8%), а остальная часть образует отходы, которые по мере накопления и хранения становятся одним из наиболее значительных факторов антропогенных изменений окружающей среды. При получении 1 т металла, содержащегося в рудном сырье, поступающем на обогатительный передел, образуется от 30 до 100 т хвостов.

Существующие технологии разработки месторождений характеризуются огромными объемами перемещения горной массы и размещением на поверхности пород вскрыши, ежегодный объем которых достигает в черной и цветной металлургии до 210 млн м³, а хвостов обогащения – 140 млн м³ в год. В угольной отрасли образуется в год более 650 млн м³ вскрышных пород и отходов обогащения. В последующее производство вовлекается в настоящее время не более 20% из-

влекаемых из недр безрудных горных пород и около 10% отходов обогащения [1].

Отвалы и хвостохранилища наносят существенный вред окружающей среде, занимая огромные площади на поверхности земли для своего размещения. Так, площадь нарушенных земель Михайловского и Стойленского ГОКов (КМА) составляет 6342 и 2470 га соответственно.

Сухая поверхность отвалов и хвостохранилищ – источник пылевого загрязнения окружающей среды даже при незначительных скоростях ветра. В целом согласно эколого-геохимическим исследованиям НИИКМА в результате пылевыбросов на территории КМА зона максимального воздействия составляет до 3 км, а модуль техногенной нагрузки 750–1050 кг/га и более в год (до 150–450 кг/га в зимний период).

Влияние пылевого загрязнения весьма существенно, поскольку оно является одним из основных источников загрязнения почвы. Так, максимальный уровень загрязнения составляет от 64 до 100 и более единиц (зона чрезвычайного экологического бедствия) и установлен непосредственно в пределах Стойленского карьера и его отвалов.

Таким образом, горнопромышленный комплекс помимо экстенсивного истощения недр земли наносит огромный вред окружающей природной среде, степень изменения которой в отдельных горнодобывающих регионах достигает критической фазы.

Одним из основных путей долговременного и экологически сбалансированного недропользования является повышение научно-технического уровня добычи и переработки полезных ископаемых.

Реальным способом сокращения количества отходов является их переработка с расширением номенклатуры товарной продукции горнодобывающих предприятий, для чего создаются новые технологии. В связи с этим приоритетное значение приобретает переработка руд на основе современных методов обогащения, гидро- и пирометаллургии, вовлечение в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения.

В то же время добыча полезных ископаемых из недр земли является в обозримом будущем безальтернативной необходимостью, в связи с чем наиболее остро встает проблема размещения отходов горнодобывающего производства, большинство из которых будут содержать полезные компоненты.

В современных условиях совершенствование в целом геотехнологии заключается в рациональном сочетании элементов физико-технической и физико-химической геотехнологий в единых стратегически оправданных схемах освоения недр. В связи

с этим весьма важно рассмотрение в едином технологическом комплексе освоения природных месторождений с учетом доработки залежей некондиционных руд и промышленного вовлечения в эксплуатацию формируемых техногенных отходов добычи и обогащения [2].

Складирование отходов горнопромышленного комплекса возможно в отвалах и хвостохранилищах. В целях сокращения отчуждения земель под горные отвалы в настоящее время начинают широко внедрять техническую рекультивацию карьерного пространства на основе размещения в отработанных карьерах хвостов обогащения.

Одним из принципиальных научно-методических положений разработки рудных месторождений подземным способом является размещение хвостов обогащения в выработанных пространствах очистных блоков и использование их в качестве закладки. Экологический фактор размещения хвостов обогащения в подземных выработанных пространствах очевиден и имеет актуальное обоснование – с земной поверхности удаляют источники опасного длительного загрязнения окружающей среды токсичными и вредными веществами (тяжелыми металлами, мышьяком и т.д.). С другой стороны, размещение отходов обогатительного передела в подземных выработках весьма перспективно с точки зрения создания новых техногенных минеральных объектов.

Рассмотрим размещение хвостов в подземном пространстве с точки зрения воспроизводства минеральных ресурсов. При отработке месторождений, представленных рудами высокой крепости в устойчивых породных массивах, весьма перспективным является переход на применение камерно-целиковой системы разработки с размещением отходов обогащения данного вида сырья в камерах. Примером может служить опыт разработки железистых кварцитов комбинатом «КМАруда», где применяют этажно-камерную систему разработки с 1952 г. Добыто 150 млн т руды, при этом технико-экономические показатели шахты им. Губкина, ведущей разработку месторождения, сопоставимы с открытыми работами. Экономический эффект размещения отходов обогащения в камерах составил 33,2 руб. на 1 м³ уложенных хвостов.

В свою очередь, данные технологии позволяют сохранить забалансовые руды и обеспечить в дальнейшем отработку месторождений, исключая тем самым потери в целиках кондиционных руд.

В ряде работ указывается на существенное изменение первичного химико-минералогического состава техногенных отходов, складированных на земной поверхности и хранящихся длительное

время. Особенно значительным химическим преобразованиям подвергаются отвалы хвостохранилищ. Сульфиды, содержащиеся в дисперсном материале хвостов, легко поддаются окислению. В качестве одной из главных причин геохимических преобразований в хвостах выдвигают климатические условия: среднегодовую температуру и количество осадков. Следует дополнительно учитывать и ветровую нагрузку, вызывающую механическое выветривание в хвостохранилищах, особенно при сильных продолжительных ветрах. Условием снижения геомеханических изменений в хвостах (отвалах) могут служить геохимические барьеры, способствующие ограничению миграционных способностей химических элементов, но и они подвержены разрушению.

В подземных условиях влияние внешней среды на техногенные минеральные образования ограничено и поддается более эффективному управлению. Следует отметить, что при обращении к хвостам как предмету решения проблем закладки, многие исследователи упускают техногенный аспект – возможность их повторной переработки, поскольку они могут обрабатываться в будущем физико-химической геотехнологией.

Воспроизводство минеральных ресурсов, приращение минерально-сырьевой базы является важным условием национальной безопасности. На смену промышленно освоенным месторождениям должны вводиться новые. Важной стороной воспроизводства минеральных ресурсов при подземной разработке, на наш взгляд, является возвращение твердых отходов переработки на места выемки перерабатываемых руд с формированием техногенных минеральных объектов.

Для последующих поколений подземные техногенные месторождения представляют вторичные минеральные ресурсы в восстановленном горном массиве и способны сохраняться длительное время. На земной поверхности они уязвимы перед воздействием стихийных явлений и представляют собой потенциальную угрозу для окружающей среды. В связи с этим формирование новых подземных технологических образований включает последовательное и непрерывное осуществление комплекса работ по их созданию в определенных контурах, масштабах и в конкретных временных этапах, исходя из ориентации в перспективе на тот или иной метод их отработки физико-химической геотехнологией.

Формирование новых подземных минеральных образований должно производиться с учетом будущих способов их разработки физико-химической геотехнологией с использованием подземного выщелачивания для извлечения

цветных, редких, благородных металлов и т.д. Как отмечалось выше, подземная геотехнология характеризуется большими потерями полезного ископаемого в недрах. Так, при отработке месторождений железных и медных руд по различным оценкам специалистов в недрах остается до 50% запасов металла.

Одним из основных направлений снижения потерь минерального сырья, оставляемого в недрах при отработке месторождений традиционными способами – физико-технической геотехнологией, является доизвлечение их геохимическими методами. Эффективность применения физико-химической геотехнологии во многом определяется степенью подготовленности минерального сырья к разработке.

На Урале имеется целый ряд старых медных рудников (Гумешевский, Зюзельский, Дегтярский и др.), оставшиеся в недрах запасы которых предусматривается обрабатывать физико-химической технологией. Но основные запасы руды остаются в целиках, что существенно снижает эффектив-

ность вовлечения их в геохимические методы извлечения – необходима их предварительная подготовка на стадии закрытия рудника.

При подземном выщелачивании подготовка оставляемых в недрах запасов заключается в предварительном дроблении их взрыванием глубоких скважин. Блоки выщелачивания готовятся как с использованием пройденных выработок, так и проходкой с оборудованием специальных выработок.

Перспективность технологий с выщелачиванием металла доказана опытом отработки Саданских месторождений, Быкогорским урановым месторождением и т.д.

Формирование сопутствующих техногенных минеральных образований в подземных выработках, исходя из способа их дальнейшей разработки и предварительной подготовки оставшихся запасов в недрах для физико-химической геотехнологии их отработки, должно предусматриваться при разработке в целом стратегии отработки месторождения.

Библиографический список

1. Чантурия В.А., Чаплыгин Н.Н., Вигдергауз В.Е. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья и охрана окружающей среды // Горный журнал. 2007. № 2.
2. Каплунов Д.Р. Задачи широкомасштабного внедрения комбинированной геотехнологии // Материалы Междунар. науч.-техн. конференции «Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения». М., 2000.

УДК 622.02:539.2/8

Хлусов А.Е.

О ПОЛЗУЧЕСТИ МНОГОСЛОЙНОЙ НЕОДНОРОДНОЙ ПОРОДНОЙ БАЛКИ

При проектировании и эксплуатации горных выработок обеспечение их устойчивости является важнейшей задачей. И в первую очередь это относится к кровле выработки, поскольку от ее состояния напрямую зависит безопасность работ. Для правильного выбора крепи выработки (особенно в случае ее длительной эксплуатации) необходимо знание величины ожидаемых смещений кровли. Если последняя представлена слоем однородной породы, то при условии постоянства величины действующей нагрузки задача имеет известные решения [1–4]. Однако в подавляющем большинстве кровля выработки неоднородна и состоит из нескольких слоев пород различного литологического состава. Вопрос определения величины смещений такой кровли, находящейся в состоянии ползучести, остается открытым. В данной статье рассматривается подход к решению указанной за-

дачи, основанный на аналогии работы кровли выработки (как многослойной плиты) и выделенной из ее средней части многослойной балки-полоски, состоящей из разнородных пород и испытывающей цилиндрический изгиб.

Возьмем монолитную многослойную неоднородную балку, находящуюся под длительным действием изгибающей нагрузки, и рассмотрим деформирование ее элемента $edpk$, образованного проведением на бесконечно малом расстоянии друг от друга двух поперечных сечений (рис. 1, а). Если условиться, что при изгибе балки происходит поворот сечений вокруг ее нейтральной оси $N-N$, то поперечное сечение $e-d$, изначально (т. е. сразу после приложения нагрузки) занимавшее положение e_0-d_0 , через некоторое время t дополнительно повернется на некоторый угол и примет положение e_t-d_t . При этом будем считать, что породные слои,

находящиеся по одну сторону ее нейтральной оси (h_p), одномерно растягиваются, а по другую (h_c) – одномерно сжимаются (в качестве примера на рисунке показан временной рост деформации растяжения волокна 1–1 от величины $(\epsilon_{pl})_o$ до значения $(\epsilon_{pl})_t$, а также деформации сжатия волокна 3–3 соответственно от $(\epsilon_{c3})_o$ до $(\epsilon_{c3})_t$). Таким образом, закономерность изменения во времени прогиба многослойной балки можно выразить через закономерности развития деформаций ползучести ее пород при сжатии и растяжении вдоль слоистости. Следовательно, сначала необходимо рассмотреть ползучесть однородного образца, находящегося в одномерном напряженном состоянии.

Горные породы (и в первую очередь породы осадочного происхождения), как известно, идеально-упругими свойствами не обладают, поскольку во многом являются телами упруго-пластичными. Это свойство, отражающееся в нелинейности диаграммы нагружения, выразим следующей зависимостью:

$$\begin{aligned} \sigma_{co} &= E_{co} \cdot \epsilon_o^a; \\ \sigma_{po} &= E_{po} \cdot \epsilon_o^a, \end{aligned} \quad (1)$$

где σ_{co} , E_{co} и σ_{po} , E_{po} – напряжение и модуль деформации породы при условно-мгновенном сжатии и растяжении соответственно; a – параметр, отражающий пластические свойства породы. Причем, $a < 1$, а $E_{co} > E_{po}$.

При длительном нагружении у горной породы проявляются реологические свойства, выражающиеся в изменении механических характеристик. Эксперименты показывают, что изохронные кривые, отражающие характер зависимости между напряжениями и деформациями ϵ_t в конкретный

момент времени t (рис. 2), могут быть описаны функцией вида (индексы c и p опускаем):

$$\sigma_t = E_t \cdot \epsilon_t^{a_t}, \quad (2)$$

где σ_t , E_t и a_t – напряжение, модуль деформации и параметр пластичности породы в момент времени t . Найденные в разные моменты времени t величины E_t и a_t говорят о том, что

$$\begin{aligned} E_o &> E_{t_1} > E_{t_2} > \dots; \\ a_o &> a_{t_1} > a_{t_2} > \dots \end{aligned} \quad (3)$$

Поскольку экспериментальные данные фиксируют незначительное временное изменение параметра a_{it} , то с целью упрощения выкладок далее примем, что $a_t \approx a_o = a = \text{const}$.

Если функцию ползучести образца i -й породы, испытывающего простое сжатие или растяжение, искать в виде

$$\frac{\epsilon_{it}}{\epsilon_{io}} = \psi_{\epsilon_i}(t), \quad (4)$$

а закон снижения во времени ее модуля деформации в виде

$$\frac{E_{it}}{E_{io}} = \psi_{E_i}(t), \quad (5)$$

то совместное решение этих уравнений дает следующую зависимость, описывающую нелинейную ползучесть данной породы:

$$\psi_{\epsilon_i}(t) = \frac{1}{[\psi_{E_i}(t)]^{1/a_i}}. \quad (6)$$

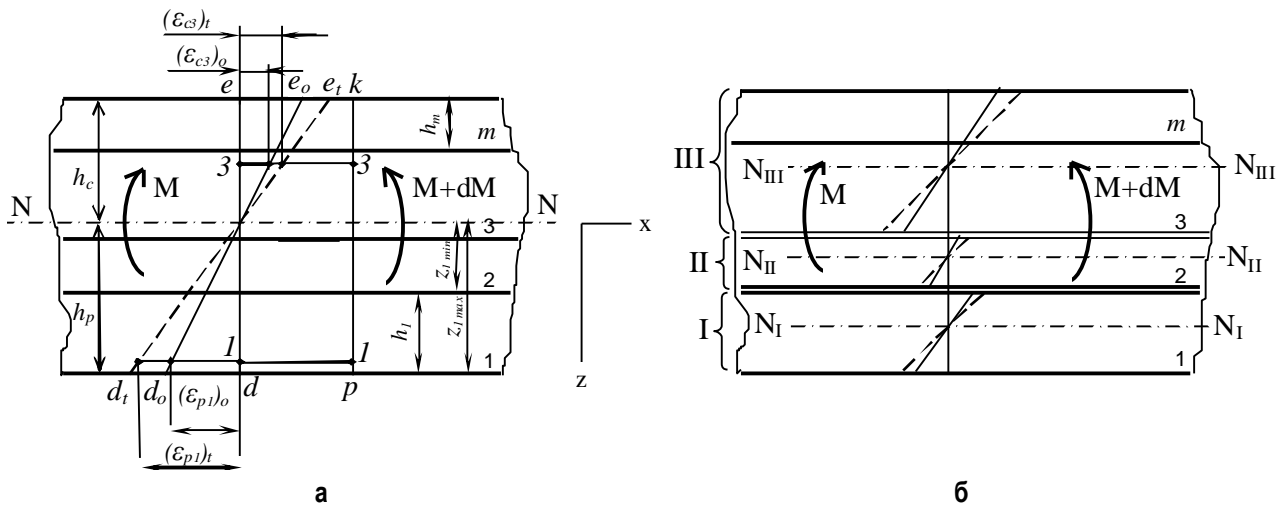


Рис. 1. Схема, поясняющая расчет деформаций ползучести многослойной монолитной (а) и расслоившейся (б) балки

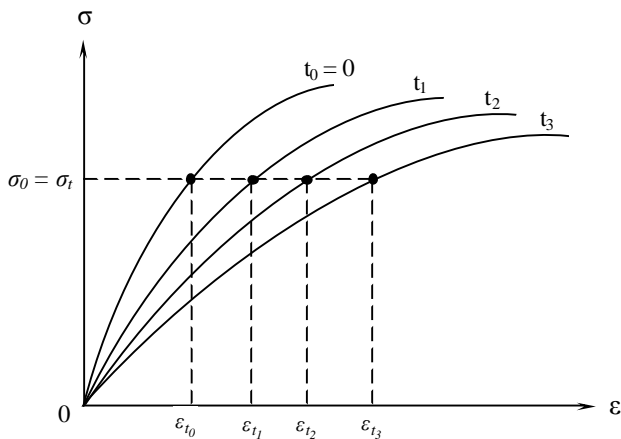


Рис. 2. Изохронные диаграммы одноосного нагружения породных образцов

Как показывают эксперименты, функция $\Psi_{E_i}(t)$, характеризующая временное изменение величины модулей деформации породы, может быть выражена при помощи разностного ядра Абеля следующим образом:

$$\Psi_{E_i}(t) = \frac{1}{1 + \frac{\delta_{E_i}}{1 - \alpha_{E_i}} \cdot t^{1 - \alpha_{E_i}}}, \quad (7)$$

где α_{E_i} и δ_{E_i} – параметры снижения во времени модуля деформации i -й породы. Очевидно, что при $\alpha_i = 1 = \text{const}$, $\alpha_{E_i} = \alpha_i$ и $\delta_{E_i} = \delta_i$, если α_i и δ_i – параметры линейной ползучести этой породы.

Теперь вернемся к многослойной неоднородной балке, состоящей в силу условий (1) из неупругих пород и находящейся в состоянии сначала условно-мгновенного, а затем длительного изгиба.

Записав условия равновесия для момента времени $t = 0$, выражающиеся в том, что суммарная осевая сила, действующая в поперечном сечении балки, равна нулю, а приложенные к сечению моменты внешних и внутренних сил равны между собой [5], получим следующую интересующую нас зависимость между максимальным изгибающим моментом M^{\max} , максимальной кривизной χ_o^{\max} и неупругим мгновенным прогибом f_o середины балки:

$$f_o = \chi_o^{\max} \cdot A \left[\frac{M^{\max}}{\sum_{p,c} (E_i \cdot I_i^*)_o} \right]^{\frac{1}{a_{cp}}} \cdot A, \quad (8)$$

где A – коэффициент, зависящий только от вида нагрузки и конструкции опор (например, при жестком защемлении равномерно нагруженной балки $A = \ell^2/32$, при свободном оперании – $A = 5\ell^2/48$, где ℓ – ее пролет).

Знаменателем дроби (8) является величина жесткости неупругой многослойной балки при условно-мгновенном изгибе, определяемая как:

$$\left(\sum_{p,c} E_i \cdot I_i^* \right)_o = \sum_p (E_{pi})_o \cdot I_i^* + \sum_c (E_{ci})_o \cdot I_i^*. \quad (9)$$

Здесь первое слагаемое представляет собой сумму жесткостей сечений слоев, расположенных в растянутой зоне балки, второе слагаемое – расположенных в зоне сжатия. Величина момента инерции сечения i -го слоя находится из выражения:

$$I_i^* = b_i \cdot \frac{z_{i \max}^{a_i+2} - z_{i \min}^{a_i+2}}{a_i + 2}, \quad (10)$$

где b_i и h_i – ширина и мощность i -го слоя; $z_{i \max}$ и $z_{i \min}$ – координата границы его мощности соответственно максимально и минимально удаленной от нейтральной оси балки. Очевидно, что $z_{i \max} - z_{i \min} = h_i$ (на рис. 1, а это продемонстрировано для слоя № 1); a_i – величина показателя пластичности породы i -го слоя.

Поскольку все a_i – это дробные числа, меньшие единицы, то, немного поступившись точностью вычислений, их среднее значение a_{cp} находится из выражения

$$a_{cp} \approx \frac{\sum_{i=1}^m a_i \cdot E_i \cdot I_i^*}{\sum_{i=1}^m E_i \cdot I_i^*}, \quad (11)$$

где m – количество слоев в балке.

Если в некоторый момент времени t балка, прогнувшись до величины f_t , не разрушилась, то условия ее равновесия, использовавшиеся для вывода формулы (8), остаются справедливыми и здесь. Тогда, с учетом зависимости (2), прогиб f_t может быть найден следующим образом:

$$f_t = \chi_t^{\max} \cdot A \left[\frac{M^{\max}}{\sum_{p,c} (E_i \cdot I_i^*)_t} \right]^{\frac{1}{a_{cp}}} \cdot B. \quad (12)$$

Знаменатель этой дроби представляет собой жесткость сечения в момент времени t , которая зависит, в том числе, и от положения нейтральной оси балки. Результаты экспериментов показывают, что у длительно нагруженной балки происходит смещение ее нейтральной оси, вызванное тем, что скорость ползучести породы при растяжении несколько больше, чем при сжатии. Однако эти изменения невелики (около 5–10% за год), и, думается, с целью упрощения расчетов ими можно пренебречь. Исходя из этого, моменты инерции сечения слоев балки могут считаться постоянными во времени, следовательно, временное уменьшение жесткости балки можно объяснять только снижением величины модулей деформации породы при сжатии и растяжении. Тогда, с учетом (5), запишем:

$$\left(\sum_{p,c} E_i \cdot I_i^* \right)_t = \sum_p (E_{pi})_o \cdot I_i^* \cdot \psi_{E_{pi}}(t) + \sum_c (E_{ci})_o \cdot I_i^* \cdot \psi_{E_{ci}}(t), \quad (13)$$

где $(E_{pi})_o$ и $(E_{ci})_o$ представляют собой значения модулей деформации породы i -го слоя при условно-мгновенном растяжении или сжатии (в зависимости от того, в какую зону слой попадает), а функции $\psi_{E_{pi}}(t)$ и $\psi_{E_{ci}}(t)$, определяемые экспериментально, отражают временное снижение этих модулей.

Таким образом, относительное увеличение прогиба породной балки в результате ее ползучести с учетом равенств (12) и (8) определится функцией

$$\psi_f(t) = \frac{f_t}{f_o} = \left[\frac{\sum_{p,c} (E_i \cdot I_i^*)_o}{\sum_{p,c} (E_i \cdot I_i^*)_t} \right]^{\frac{1}{a_{cp}}}. \quad (14)$$

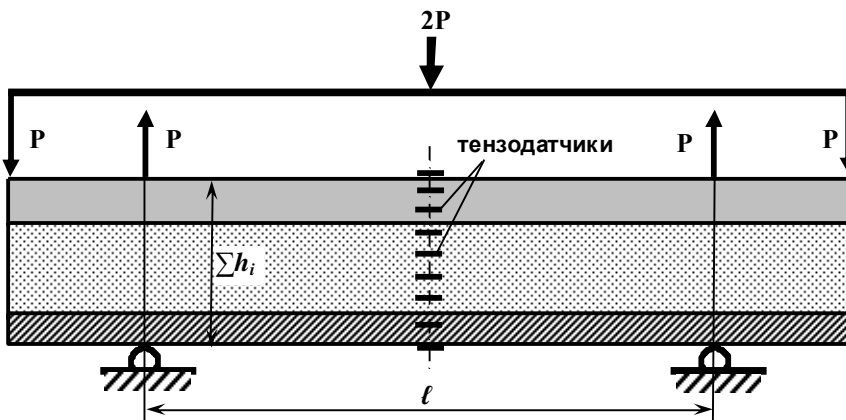


Рис. 3. Схема длительно нагружения многослойной балки

Это выражение носит общий характер, поскольку отражает увеличение во времени прогиба неупругой породной балки через уменьшение во времени величины жесткости ее сечения. Поэтому полученное для монолитного образца, у которого существует одна нейтральная ось, оно может быть использовано и для прогнозирования величины деформаций ползучести немонолитной (расслоившейся) балки, имеющей уже несколько нейтральных осей (рис. 1, б). В этом случае числитель дроби (14) будет представлять собой сумму жесткостей сечений монолитных отдельных (слоев или группы слоев, на которые произошло расслоение балки), а знаменатель дроби – эту же величину жесткости, но скорректированную с учетом фактора времени (5). Заметим, что здесь величина жесткости у каждой монолитной отдельности находится относительно своей нейтральной оси (например, на рис. 1, б их – три). При этом трение между слоями в расчет не берется.

С целью проверки полученных выше формул, описывающих деформирование многослойной породной балки во времени, были проведены лабораторные эксперименты, заключавшиеся в длительном нагружении неоднородных брусков постоянными изгибающими нагрузками и замере прогибов. Испытаниям подвергались только монолитные балки.

При выборе горных пород для моделей-балок мы исходили из того, что диапазон изменения их механических свойств должен быть характерен для пород осадочного происхождения. В связи с этим для экспериментов были выбраны горючий сланец, мрамор и известняк, прочность на изгиб которых равна от 4 до 12 МПа. Многослойные модели изготавливались путем склеивания силикатным клеем двух–трех однослойных балок с последующей просушкой в течение двух недель и более. Прочность клея была достаточной для исключения расслоения модели в течение всего опыта. Для того, чтобы применение теории изгиба было правомерно, отношение пролета l балки к ее суммарной высоте Σh_i было не менее четырех.

Испытания проводились в условиях поперечного изгиба балки, свободно лежащей на двух опорах (рис. 3). Изгиб производился двумя моментами, приложенными к ее концам, нагрузка $2P$ задавалась с помощью рычагов с подвешенными на них грузами, прогиб середины f замерялся индикатором часового типа. Количество испытанных моделей составило 10 штук, длитель-

ность эксперимента – несколько месяцев. Во избежание высыхания образцы покрывались гидроизоляционным составом.

В начале проверялось, можно ли применять гипотезу плоских сечений для расчета длительно нагруженной неоднородной балки, породные слои которой имеют разные механические и реологические свойства. То есть выяснялось, остаются ли во времени поперечные сечения разнородной монолитной балки плоскими. Для этого в середине пролета моделей на боковую поверхность по всей ее высоте наклеивались тензодатчики, подключаемые затем к электронному измерителю дефор-

маций. С его помощью по мере нагружения балок вычислялись относительные деформации их волокон, расположенных на разной высоте, и определялось положение нейтральной оси.

Результаты испытаний показали, что распределение относительных деформаций вдоль поперечного сечения модели остается во времени линейным (рис. 4), сами сечения – плоскими, а смещение нейтральной оси модели, происходящее вследствие разности реологических свойств пород, – незначительно и его можно не учитывать. Это допущение позволяет принять момент инерции сечения неизменным во времени, а развитие процесса ползуче-

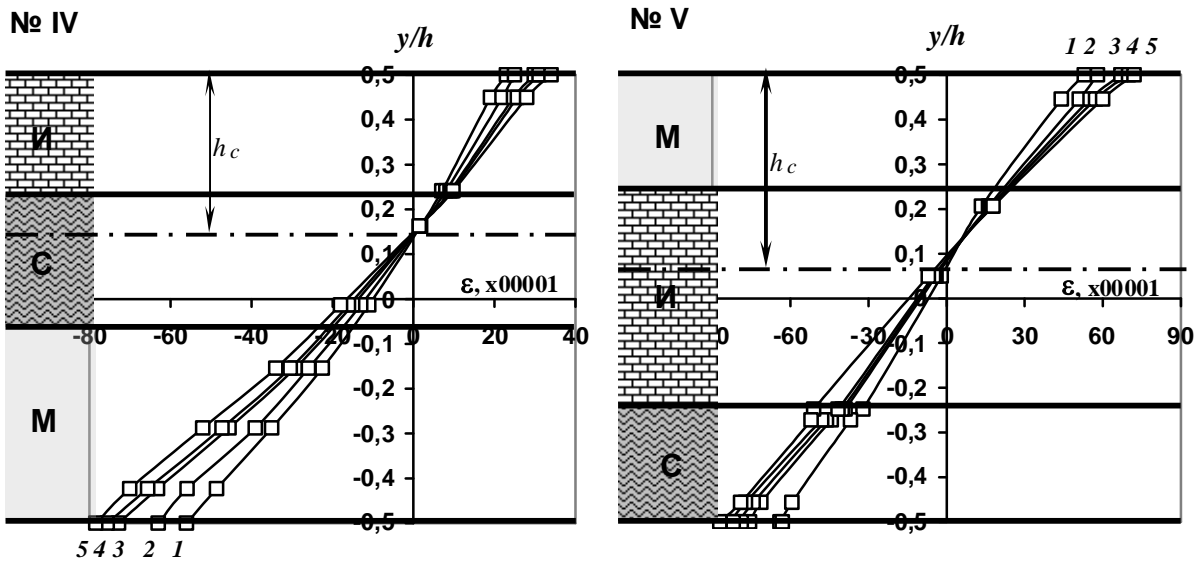


Рис. 4. Эпюры распределения относительных деформаций вдоль поперечного сечения длительно нагруженных многослойных балок (по результатам испытаний двух образцов) в разные моменты времени: 1 – 0 ч; 2 – 1 ч; 3 – 1 сут; 4 – 30 сут; 5 – 60 сут; И – известняк; С – горючий сланец; М – мрамор

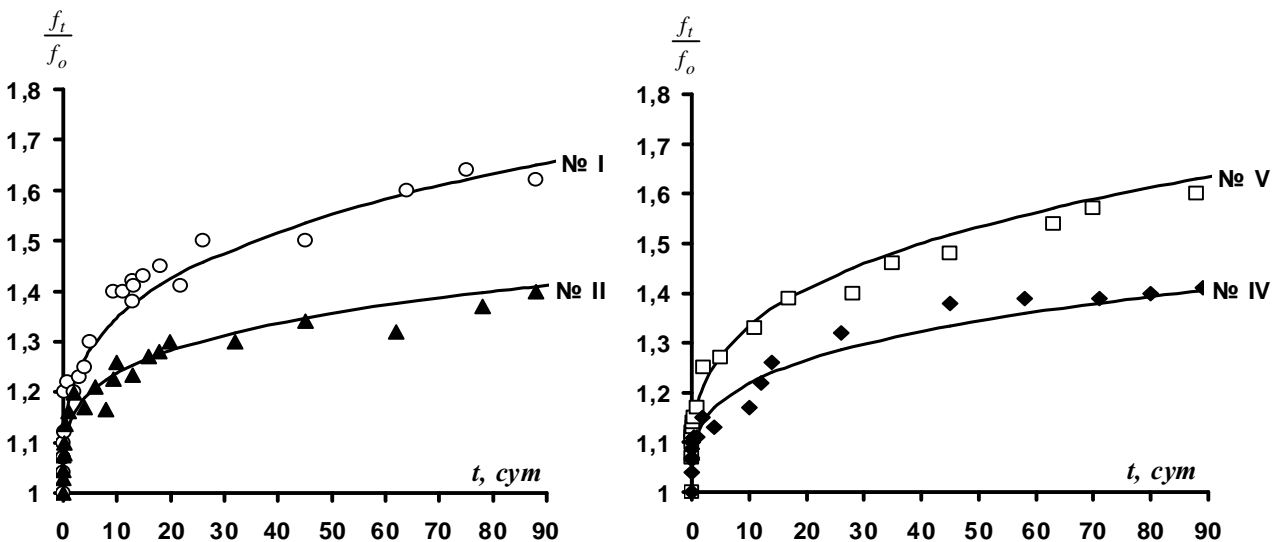


Рис. 5. Опытные (○, ▲, □, ◆) и теоретические (—) кривые ползучести многослойных балок (по результатам испытаний четырех образцов)

сти многослойной модели объяснять уменьшением во времени величины жесткости каждого ее слоя, происходящим по закону снижения во времени модуля деформации данной породы. На рис. 5 приведены опытные графики ползучести длительно нагруженных многослойных балок и теоретические кривые, построенные по формуле (14).

Поскольку разброс реологических характеристик пород обычно значителен, то с целью минимизации влияния этого фактора на результаты экспериментов был проведен тщательный отбор однослойных образцов по результатам их предварительного нагружения. Приходится признать, что смена времен года с изменением температу-

ры и влажности окружающей среды отрицательно отражается на результатах экспериментов. Поэтому на рисунке графики ползучести многослойных балок приведены в пределах одного сезона, климатические характеристики которого условно можно считать постоянными. Максимальное отклонение теоретических кривых от экспериментальных за данный промежуток времени не превышает 15%.

Задачей дальнейших исследований является изучение влияния сил трения, действующих по контактам пород расслоившейся неоднородной балки, скрепленной сталеполимерными анкерами, на величину ее деформации ползучести.

Библиографический список

1. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения. Алма-Ата: Наука, 1964. 175 с.
2. Работнов Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций. М.: Наука, 1966. 752 с.
3. Малинин Н.Н. Основы расчетов на ползучесть. М.: Машгиз, 1948.
4. Качанов Л.М. Теория ползучести. М.: Физматгиз, 1960.
5. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. М.: Наука, 1976. 608 с.

УДК 622.794.22

Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Козырь А.В.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ НА ВЛАЖНОСТЬ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПРИ ВАКУУМНОМ ФИЛЬТРОВАНИИ

Методом вакуумного фильтрования из железорудных концентратов (ЖРК) удаляется влага: свободная, осмотически связанная, канатного, до 70% стыкового состояния. Для полного удаления влаги создаваемой разности давлений на фильтре недостаточно. Для преодоления связи воды с твердыми частицами требуется создание более значительных сил, а следовательно, и большей энергии.

Известны исследования, направленные на использование катионных и анионных поверхностно-активных веществ для улучшения процесса обезвоживания*.

Для установления возможности уменьшения энергии связи воды с твердыми частицами ЖРК за счет использования различных реагентов была выполнена серия экспериментов. Выбор реагентов определялся целесообразностью их присутствия в кеке в последующих переделах. Кроме того, исследовалось влияние низкомолекулярных реагентов.

Для получения сравнительных оценок фильтрационных характеристик суспензий проведены ис-

следования по фильтрованию на установке «Filtratest». Удельная поверхность исследуемого концентрата – 1587–1600 см²/г. Содержание классов крупностью +0,074 мм составляло 1,2%, классов – 0,074 +0,05 мм – 2,8%, классов – 0,05 +0,02 мм – 68,7%, классов – 0,02 – 27,3%. Плотность твердой фазы была равна 4,8 т/м³. Фильтрование осуществлялось на фильтровальной ткани ЗАО "Воскресенск-Техноткань", арт.0597/106. Содержание твердого в суспензии составляло 53%. Постоянными внешними условиями были параметры окружающей среды: влажность, равная 65%; температура 23°C.

Исследовался процесс отстаивания суспензии рядового ЖРК (рис. 1) и с флюсующей добавкой – известкового молока (ИМ) с концентрацией СаО 15–30% (рис. 2).

Сравнительный анализ полученных зависимостей показывает:

– скорости расслаивания и уплотнения осадка для суспензии рядового ЖРК составляют 0,226 и 0,34 мм/с соответственно;

– скорости расслаивания и уплотнения осадка для суспензии рядового ЖРК с добавкой ИМ составляют 0,192 и 0,31 мм/с соответственно.

* Singh Bimal P. The role of surfactant adsorption in the improved dewatering of fine coal // Fuel. 1999. 78, № 4. P. 501–506.

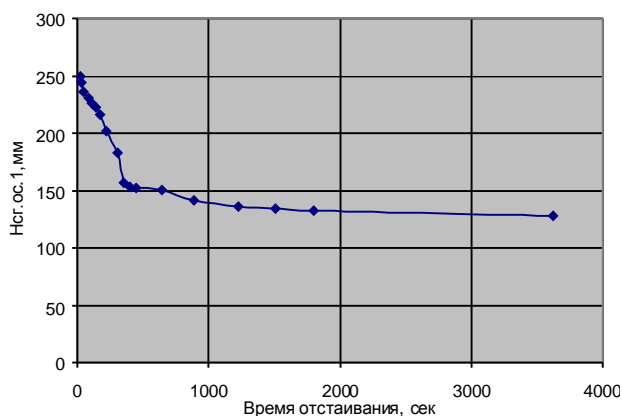


Рис. 1. Положение границы раздела фаз $H_{ос.1}$ от времени отстаивания

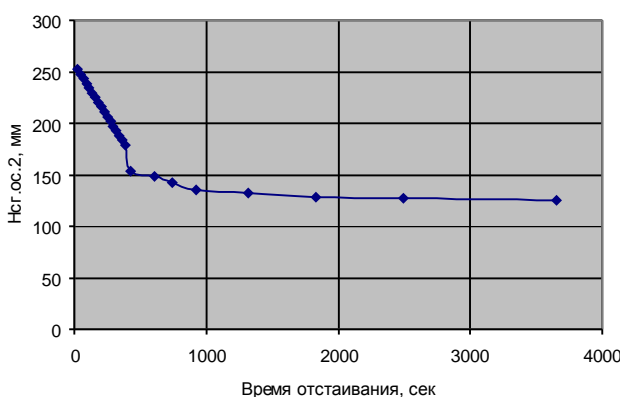


Рис. 2. Положение границы раздела фаз $H_{ос.2}$ от времени отстаивания

Было зафиксировано, что добавка в суспензию рядового ЖРК ИМ приводит к снижению концентрации твердой фазы. При этом сгущенный осадок характеризуется более высоким содержанием влаги, т.к. высоты слоя осадка при этом увеличивается, при практически равных скоростях расслаивания обеих суспензий.

Таким образом, при введении в ЖРК ИМ можно ожидать:

- снижение удельной производительности фильтрации из-за снижения концентрации твердой фазы;
- повышения влажности кека, т.к. сгущенный осадок характеризуется повышенным содержанием жидкой фазы;
- забивания пор фильтров (известкование) более тонкими частицами СаО.

При исследовании процесса фильтрации через перегородки SefarTetexMultiO3-5524 E-Tex на установке «Filtratest» рядового ЖРК и ЖРК с введением ИМ с концентрацией СаО 15 ... 30% и образованием осадка высотой 10 мм было установлено (табл. 1, 2):

- время фильтрации τ_f при введении ИМ увеличивается более чем в 2 раза;

Таблица 1

Фильтрация суспензии рядового ЖРК (50 г концентрата + 35 г воды)

ΔP , МПа	τ_f , с	τ_c , с	$M_{ф}$, г	$h_{ос}$, мм	$M_{ос}$, г	$M_{с.ос}$, г	$W_{ос}$, %
0,08	10	15	28,82	10	47,94	43,08	10,1
0,08	10	15	28,32	10	48,85	43,99	9,95

Таблица 2

Фильтрация суспензии рядового ЖРК с добавкой ИМ (50 г концентрата + 35 г воды + 15 мл СаО)

ΔP , МПа	τ_f , с	τ_c , с	$M_{ф}$, г	$h_{ос}$, мм	$M_{ос}$, г	$M_{с.ос}$, г	$W_{ос}$, %
0,08	22	33	43,1	10	52,53	45,82	12,7
0,08	22	33	44,34	10	52,76	46,01	12,79

– с введением ИМ возрастает влажность $W_{ос}$ с 9,95–10,1 до 12,7–12,79%.

Очевидно, что использовать ИМ, несмотря на его необходимость в последующих переделах ЖРК, нецелесообразно.

Аналогичные исследования были выполнены с использованием 0,1% растворов реагентов: алкамона, смачивателя, сульфанола, ОП-10.

Фильтрация проводилась в соответствии с теми технологическими показателями, которые имеют место при фильтрации в промышленных условиях (за исключением толщины осадка и величины вакуума при его просушке, поскольку в лабораторных условиях значение вакуума более 0,056 МПа получить не удалось).

Из полученных данных (табл. 3–6) следует, что из всех четырех исследуемых реагентов наибольшей эффективностью обладает реагент ОП-10 в виде 0,1% раствора (с расходом 3 мг на 37,8 г твердого).

Из данных табл. 4 следует, что при добавках низкомолекулярных реагентов ОП-10 и смачивателя ДБ наблюдается заметное снижение влажности отфильтрованного осадка по мере увеличения расхода реагентов.

Установлено, что при фильтрации исходной суспензии флотационного ЖРК с содержанием твердого 50,8%, вакууме при фильтрации – 0,04 МПа, вакууме при сушке – 0,05 МПа, толщине осадка 8 мм, удельном расходе реагента ОП-10 32,2 г/т твердого влажность отфильтрованного осадка снижается на 0,82%. При удельном расходе реагента 49,3 г/т снижение влажности осадка составляет 1,39%.

При использовании смачивателя ДБ с удельным расходом 50,1 г/т твердого при тех же условиях и удельном расходе 50 г/т влажность отфильтрованного осадка снижается на 1%.

Таблица 3

**Предварительные результаты процесса фильтрования
флотационного железорудного концентрата под вакуумом**

(наливная воронка – 0,40 мм; площадь фильтрования – 12 см²; фильтровальная перегородка – полипропилен арт. 85012; время подсушки осадка – 1 мин; Ж:Т исходной пульпы – 0,4:1; реагенты в виде 0,1% раствора; объем исходной пульпы – 30 мл)

Номер опыта	Тип реагента	Удельный расход реагента		Время фильтрования, с	Величина вакуума, ·0,098 МПа		Толщина осадка, мм	Масса осадка, г		Влажность осадка, %	Величина повышения или снижения влажности по сравнению с опытом без добавок реагента, %
		мл 0,1% раствора на 30 мл пульпы	г/т твердого		при фильтровании	при просушке		влажного	сухого		
1	Без добавок	–	–	30	0,55	0,50	15	51,1	45,7	10,5	
2	Без добавок	–	–	30	0,55	0,50	12	36,4	32,6	10,4	
3	Реагент ОП-10	1,0	27,0	40	0,55	0,50	13	39,8	35,9	9,79	–0,66
4	АЛКАМОН	1,0	26,0	45	0,52	0,50	13	42,9	38,4	10,7	+0,25
5	Смачиватель	1,0	26,9	45	0,56	0,50	13	41,3	37,1	10,16	–0,29
6	Сульфано	1,0	27,7	40	0,56	0,50	12	40,9	36,2	11,5	+0,05
7	Реагент ОП-10	1,0	38,4	30	0,58	0,50	10	28,9	26,0	10,0	–0,45
8	Реагент ОП-10	1,0	19,4	45	0,54	0,46	17	57,7	51,5	10,7	+0,25
9	Реагент ОП-10	2,0	46,9	35	0,52	0,46	14	47,5	42,6	10,3	–0,15
10	Реагент ОП-10	0,5	15,0	20	0,56	0,47	12	37,1	33,3	10,2	–0,25
11	Без добавок	–	–	63	0,30	0,54–0	13	52,5	46,5	11,4	–
12	Реагент ОП-10	1,0	23,5	50	0,30	0,56–0,44	13	47,5	42,5	10,9	–0,5
13*	Реагент ОП-10	3,0	79,3	40	0,30	0,56–0,47	11	41,9	37,8	9,78	–1,62

* Удельная производительность процесса фильтрования для опыта №13 – 0,9 т/м²ч.

Таблица 4

Результаты процесса фильтрования флотационного железорудного концентрата под вакуумом

(наливная воронка – 0,40 мм; площадь фильтрования – 12 см²; фильтровальная перегородка – ткань арт. 56035; время подсушки осадка – 1 мин; среднее содержание твердого в исходной пульпе – 50,8%; реагенты в виде 0,1% раствора)

Номер опыта	Условия фильтрования	Объем фильтрата, мл	Расход реагента		Время фильтрования, с	Величина вакуума, ·0,098МПа		Толщина осадка, мм	Масса осадка, г		Влажность осадка, %	Величина повышения или снижения влажности по сравнению с опытом без добавок реагента, %
			мл	г/т твердого		при фильтровании	при подсушке		влажного	сухого		
1	Объем суспензии – 40 мл Концентрация твердого – 50%	25	б/д	б/д	45	0,38	0,54	11	40,7	36,3	10,8	
2	Объем суспензии – 30 мл	22	б/д	б/д	35	0,40	0,55	8	29,1	26,1	10,3	
3	Объем суспензии – 30 мл Концентрация твердого – 50,6%	22	б/д	б/д	35	0,40	0,55	8	28,0	24,9	11,0	
4	Добавка реагента ОП-10 объем суспензии – 32 мл	25	1,0	32,2	30	0,40	0,55	10	34,4	31,0	9,88	–0,82
5	Добавка ОП-10 объем суспензии – 35 мл	23	0,6	21,5	30	0,40	0,55	8	30,8	27,8	9,74	–0,96
6	Добавка ОП-10, объем суспензии – 32 мл	25	1,5	49,3	35	0,40	0,55	9	33,5	30,4	9,31	–1,39
7	Добавка ОП-10, объем суспензии – 32 мл	25	2,0	6,6,4	35	0,40	0,56	8	32,2	29,2	9,31	–1,39
8	Добавка смачивателя ДБ	25	0,5	16,5	30	0,40	0,54	8	33,6	30,2	10,1	–0,6
9	Добавка смачивателя ДБ	25	1,0	34,9	30	0,40	0,54	8	31,8	28,6	10,0	–0,7
10	Добавка смачивателя ДБ	24	1,5	50,1	30	0,40	0,54	8	33,1	29,9	9,66	–1,04
11	Добавка смачивателя ДБ	25	2,0	65,7	28	0,40	0,54	8	33,4	30,4	8,98	–1,72

Сравнительные данные экспериментальных исследований по фильтрованию суспензий ЖРК после магнитной сепарации и флотации Михайловского ГОКа без добавок низкомолекулярных реагентов и с добавками 0,1% раствора ОП-10 представлены в табл. 5, 6.

Из данных в табл. 5 и 6 следует, что введение добавки 0,1% раствора реагента ОП-10 в суспензию ЖРК после магнитной сепарации может снизить влажность отфильтрованного осадка в среднем с 11,13 до 10,3%. Введение добавки 0,1% раствора реагента ОП-10 в суспензию железорудного концентрата после флотации позволяет снизить влажность отфильтрованного осадка в среднем с 8,8 до 8,2%. Более низкая влажность обезвоженного флотационного концентрата обусловлена относительно низкой удельной поверхностью (1854 см²/г) и высокой крупно-

стью (содержание класса + 0,05–8,47%) исследованного ЖРК, в то время как удельная поверхность ЖРК после магнитной сепарации составляла 2154 см²/г, а содержание в нем класса +0,05 – 3,13%.

Представленные результаты исследований позволяют сделать вывод об эффективности применения низкомолекулярных поверхностно-активных веществ. Установлено, что реагент ОП-10 обладает наибольшей эффективностью. Введение данного реагента в виде 0,1% раствора с исходными суспензиями ЖРК изменяет структуру образующихся осадков, повышается их проницаемость. В ряде случаев это обеспечивает снижение влажности осадков при просушке. Небольшие количества низкомолекулярных поверхностно-активных веществ могут снизить влажность отфильтрованных осадков на 1–1,4%.

Таблица 5

Результаты экспериментальных исследований по фильтрованию под вакуумом железорудного концентрата после магнитной сепарации Михайловского ГОКа
(содержание класса + 0,05 – 3,13%, удельная поверхность 2154 см²/г, площадь фильтрования = 0,0016 м², фильтровальная ткань арт. 56035)

Но- мер п/п	Объем исходной суспензии, V _{ис.с.} , мл	Содер- жание твердо- го, C _{т.} , %	Объем добавки ОП-10, V _{д.} , мл	Значение ва- куума ΔP, · 0,098 МПа		Время, τ, с		Толщи- на слоя, δ, мм	Вес влаж- ного осад- ка, P _{вл.} , г	Влажность осадка W, %	Содержание взвеси в ф-те, C _{т.ф.} , %	Объем филътра- та V _{ф.} , мл
				Фильт- рова- ние	Сушка	Фильт- рова- ние	Сушка					
1	40	48,91	–	0,3	0,8	33	45	8,5	33,18	11,38	–	25
2	40	48,91	1,5	0,3	0,8	35	45	8	32	10,67	–	34
3	40	48,91	–	0,3	0,8	26	40	7	28,92	11,14	–	27
4	40	48,91	1,5	0,3	0,8	29	45	7,5	30,83	10,97	–	32
5	55	53,8	–	0,3	0,85	48	72	9	45,59	11,05	0,72	45
6	55	53,8	2	0,3	0,85	72	75	12	51,24	9,69	0,707	42
7	55	52,45	–	0,3	0,85	69	105	12	51,5	10,96	1,3	42
8	55	52,45	2	0,3	0,85	100	150	12	50,84	10,05	0,665	42

Таблица 6

Результаты экспериментальных исследований по фильтрованию под вакуумом железорудного концентрата после флотации Михайловского ГОКа
(содержание класса + 0,05–8,47%, удельная поверхность 1854 см²/г, площадь фильтрования 0,0016 м², фильтровальная ткань 56035)

Но- мер п/п	Объем исходной суспензии, V _{ис.с.} , мл	Содер- жание твердо- го, C _{т.} , %	Объем добавки ОП-10, V _{д.} , мл	Значение ва- куума ΔP, · 0,098 МПа		Время, τ, с		Толщи- на слоя, δ, мм	Вес влаж- ного осад- ка, P _{вл.} , г	Влажность осадка W, %	Содержание взвеси в ф-те, C _{т.ф.} , %	Объем филътра- та V _{ф.} , мл
				Фильт- рова- ние	Сушка	Фильт- рова- ние	Сушка					
1	55	41,5	–	0,3	0,85	53	79,5	9	43	8,37	0,4	44
2	55	41,5	2	0,3	0,85	68	103	9	43,39	7,71	0,4	46
3	40	41,5	–	0,3	0,8	39	46	7	23,48	9,158	–	34
4	40	41,5	1,5	0,3	0,8	39	60	7	25,92	8,46	–	32
5	40	41,5	–	0,3	0,85	43	65	7	24	8,879	–	38
6	40	41,5	1,5	0,3	0,85	45	45	8	29,41	8,37	–	33

Исследованные реагенты выпускаются промышленностью и характеризуются относительно невысокой стоимостью.

Полученные результаты представляют прак-

тический интерес, поскольку позволяют наряду с модернизацией дисковых вакуум-фильтров дополнительно снизить влажность отфильтрованного осадка.

УДК 624.127.8; 658.382

Мельников И.Т., Кутлубаев И.М., Немчинова А.В., Суров А.И.,
Косарев А.В., Шелковникова А.А., Котик М.В.

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МАГНЕЗИТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ДОФ ОАО «КОМБИНАТ МАГНЕЗИТ» С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО СЕПАРАТОРА СРФ 4-150

В настоящее время хвосты обогащения магнетита в тяжелых средах дробильно-обогатительной фабрики (ДОФ) ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» фракции 0–150 мм в объеме более 25,0 тыс.т/мес используются в качестве закладочного материала при разработке месторождений полезных ископаемых (МПИ) подземным способом или складироваться в отвалы. Хвосты тяжело-средней сепарации ДОФ ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» (далее по тексту – хвосты) представлены механической смесью магнетита ($MgCO_3$) и вмещающими породами, в основном доломитами ($CaMgCO_3$). В составе магнетита присутствуют примеси Fe_2O_3 , FeO , Al_2O_3 , SiO_2 . Однако в этих хвостах содержится до 30% магнезиальной массы марки ММИ (Магнезиальная Масса, пригодная после обжига для производства Изделий), выделить которую традиционными способами проблематично.

Такая возможность появилась с разработкой и совершенствованием рентгенорадиометрической сепарации (РРС), которая относится к новым высокоэффективным, экологически чистым и низкозатратным технологиям обогащения некондиционного сырья. Появление и необходимость этой технологии обусловлены многими объективными факторами. Для горнорудной промышленности всего мира характерны общие беды. Богатые месторождения практически отработаны, а перерабатывать бедные, забалансовые, некондиционные руды и многочисленные отвалы этих руд убыточно из-за высокой себестоимости применения традиционных технологий. Кроме того, все меньше остается легкообогатимых руд, все чаще приходится переходить на комплексные труднообогатимые и упорные руды, для которых актуально не только удаление породы, но и возникает необходимость

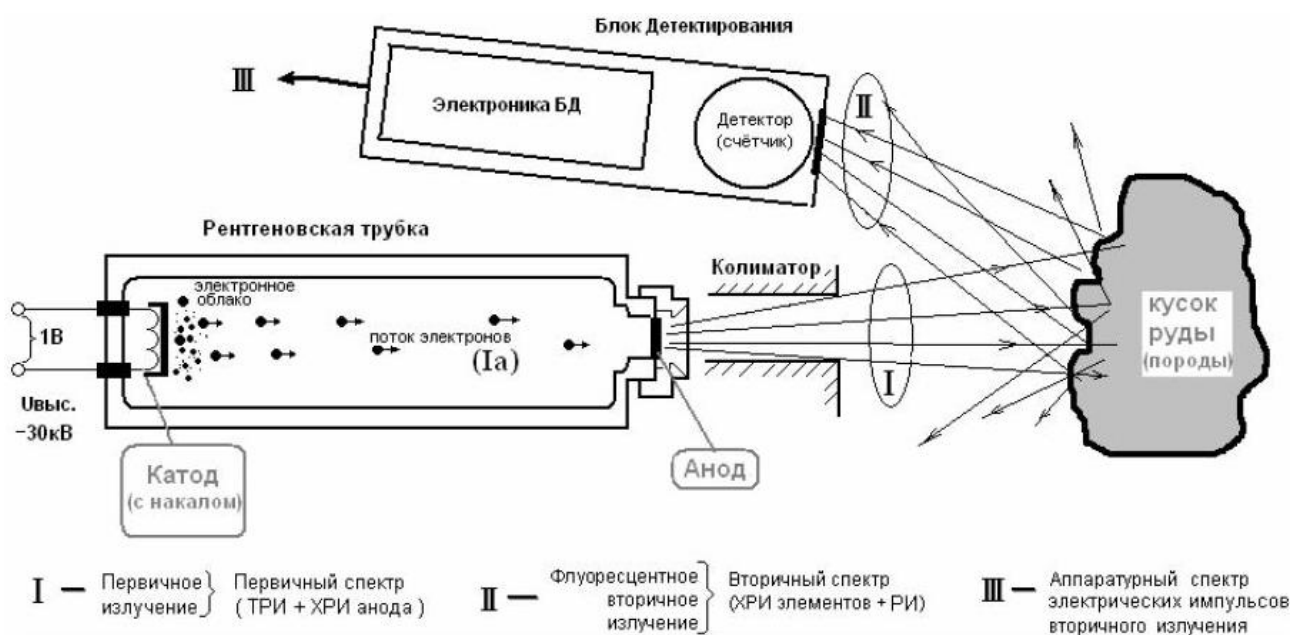


Рис. 1. Принцип действия рентгенорадиометрического сепаратора

разделения на технологические типы и сорта.

Практически во всех горнодобывающих странах мира с давних времен и до сегодняшнего дня применяется ручная рудоразборка (сортировка) крупнокускового материала как одна из «вынужденных» мер. Но этот рабский, низкоэффективный и малопроизводительный труд представляет, безусловно, тупиковый путь развития. К тому же, визуальная сортировка далеко не всегда возможна при слабом или полном отсутствии различий цветовых признаков руды и породы. Решать поставленные задачи способна только автоматическая, высокоэффективная и производительная покусковая сепарация, основанная на современных достижениях физики и техники.

В России и других развитых странах мира в течение последних 50 лет занимались разработкой методов радиометрической сепарации, включающих использование всевозможных видов излучения для распознавания ценных компонентов в кусках полезных ископаемых (естественная радиоактивность, световое, рентгеновское, ядерное, электромагнитное излучение различных диапазонов).

В урановой и алмазной промышленности эта технология уже давно стала базовой. Для этого применялись и применяются сотни радиометрических сепараторов, работающих по естественной радиоактивности и рентгенолюминесценции полезных минералов.

Принцип действия рентгенорадиометрического сепаратора показан на рис. 1 и состоит в следующем. Первичное (возбуждающее) рентгеновское излучение от рентгеновского излучателя ПРАМ-50 представляет собой спектр от минимальных энергий рентгеновских квантов до максимальных, соответствующих величине анодного напряжения рентгеновской трубки (РТ), и формируется анодным напряжением и током рентгеновской трубки типа БХ-10 (с молибденовым анодом), а также фильтрами-ослабителями (алюминиевая фольга).

В совокупности вторичный аппаратурный

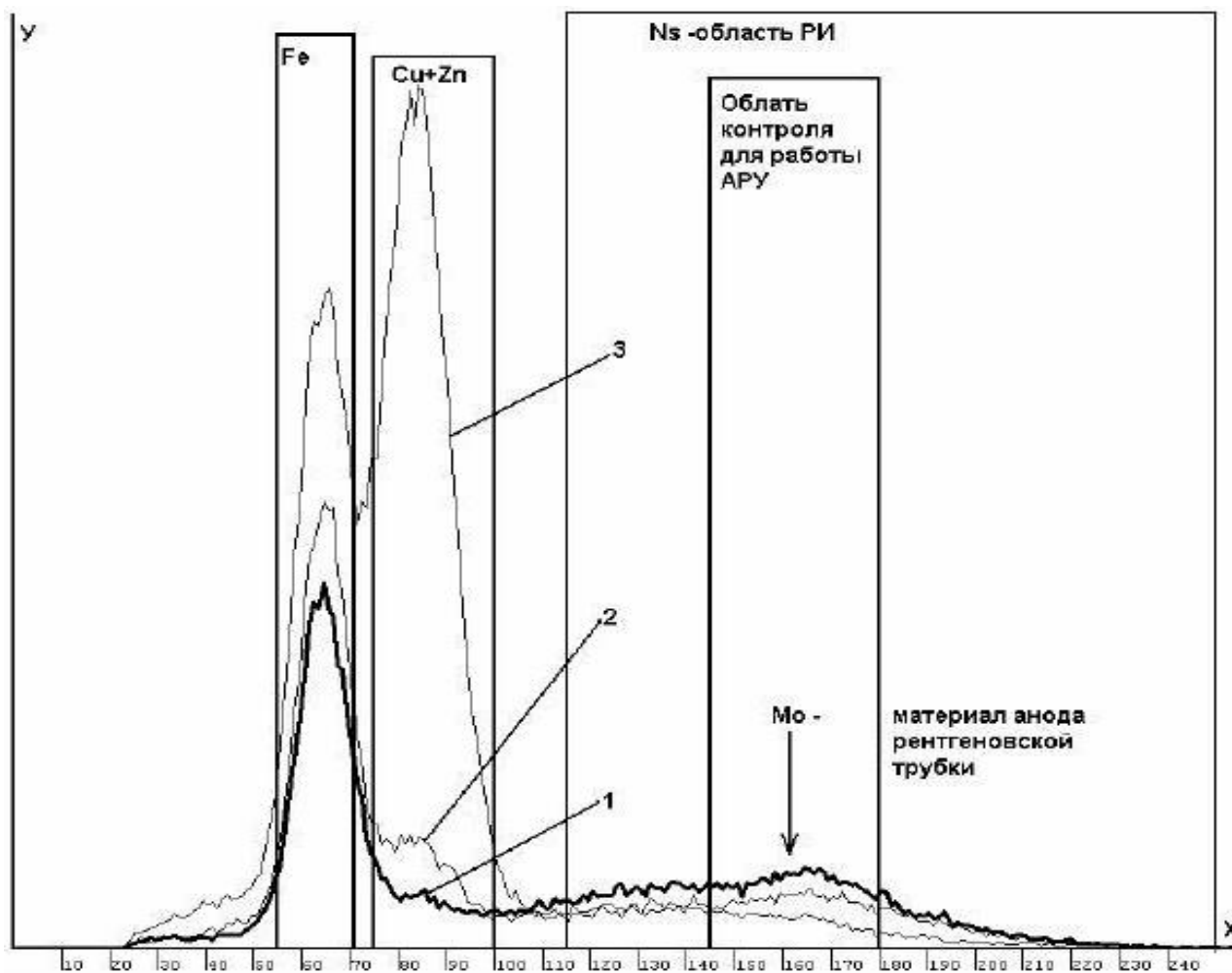


Рис. 2. Характер аппаратурного спектра железной и медно-цинковой руды:
1, 2, 3 – содержание Cu соответственно 0,5; 1,0; 5,0%

(регистрируемый блоками детектирования) спектр излучения от кусков при их облучении первичным рентгеновским излучением состоит из характеристического рентгеновского флуоресцентного излучения элементов и рассеянного излучения (т.е. части первичного излучения рассеянного или отраженного куском). Характер получаемого сигнала железной и медноцинковой руды показаны на **рис. 2**.

Основные конструктивные элементы рентгенорадиометрических (рентгенофлуоресцентных) сепараторов показаны на **рис. 3**. Засыпанная в приемный бункер руда вытягивается из бункера через затвор вибропитателем, работающим под воздействием возбудителя вибрации электромагнитного типа. Далее руда поступает на второй элемент вибротранспортной системы – раскладчик, вибрация в котором возбуждается под воздействием двух инерционных вибраторов (ИВ-107).

Под воздействием вибрации и за счет специальной конструкции лотковых желобов раскладчика поток руды во время движения по лоткам распределяется из монослоя в одноручейные потоки, обеспечивающие последовательный сход (падение) кусков руды с лотков в зону измерения рентгеновского блока БРС.

Сепаратор реализует рентгенорадиометрический метод определения вещественного состава кусков исходной руды крупностью более 30 мм на основе анализа флуоресцентного излучения элементов, входящих в состав сепарируемой руды. При облучении любого вещества происходит переход электронов с первой (ближней к ядру) электронной оболочки (линии К – серия) или со второй оболочки (линии L – серия) на более высокий энергетический уровень. При возвращении электронов в исходное положение возникает флуоресцентное излучение элементов – это их характеристическое (вторичное) рентгеновское излучение.

В зоне распознавания каждый кусок руды облучается первичным рентгеновским излучением **I**, испускаемым рентгеновской трубкой. В поверхностном слое кусков происходит возбуждение вторичного характеристического рентгеновского излучения **II**, которое регистрируется блоками детектирования ДЭУ. Аппаратурный спектр анализируется измерительно-управляющей системой

сепаратора (ИУС), расположенной в блоке БРС.

В результате анализа по заданному алгоритму (разделительному признаку) для каждого куска определяется аналитический параметр, который отражает уровень содержания определяемых химических элементов относительно некоторого, также задаваемого, порогового содержания. Фактически для каждого куска производится распознавание его рентгеновского образа в реальном масштабе времени.

При превышении (или принижении) этого порога ИУС формирует управляющий сигнал для срабатывания исполнительного механизма. Сигнал управления срабатывания исполнительного механизма задерживается на время, необходимое для пролета куска руды от зоны измерения до зоны отбора. При этом длительность управляющего сигнала пропорциональна линейному размеру отбираемого куска.

При срабатывании исполнительного механизма кусок за счет ударного воздействия отбойника отклоняется от естественной траектории падения и направляется в дальнюю течку продуктов сортировки и далее на конвейер отбираемого продукта (обогащенной или бедной руды, в зависимости от установленной логики отбора). Не подвергшиеся воздействию отбойника куски руды проходят в свою приемную течку без отклонения траектории и выводятся из-под сепаратора другим конвейером.

Исполнительные механизмы, в зависимости от установленной логики отбора в ИУС, могут работать в 2-х режимах: отбор рудных кусков или отбор вмещающих пород.

Для сортировки, в основном, используется

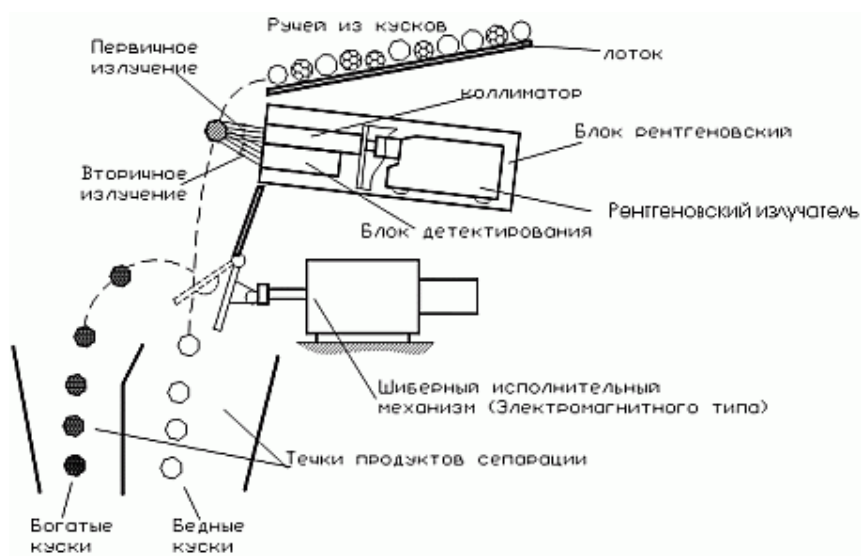


Рис. 3. Основные конструктивные элементы рентгенорадиометрических (рентгенофлуоресцентных) сепараторов

крупнокусовой материал (класс +20 мм), так как при меньшей крупности резко падает производительность сепараторов. Но для особо ценных руд и материалов нижняя граница машинных классов для сортировки может быть снижена до +(3–5) мм.

Первые **опытные** образцы рентгенометрических сепараторов, успешно прошедшие испытания на многих месторождениях России, Казахстана, Узбекистана и Киргизии, были созданы за последние 20 лет усилиями НПО “Сибцветметавтоматика” (г. Красноярск), Иркутского филиала Киевского института автоматики (впоследствии НПО “Иркутскпромавтоматика”), НПО “Алмаззолотоавтоматика” (г. Красноярск).

Первые **промышленные** образцы рентгенометрических сепараторов начало выпускать предприятие “РАДОС” с 1995 г. (ТУ 3132-015-05820239-96). Постоянное совершенствование этих образцов позволило приступить с 2000 г. к производству и внедрению нового поколения рентгенометрических сепараторов (ТУ 3132-015-05820239-2001), предназначенных для покусковой сортировки машинных классов в диапазоне крупности от 5 до 300 мм. При этом выпускаются такие модификации передвижных сепараторов, которые могут успешно использоваться геологами.

На сегодняшний день ООО «РАДОС» совместно с ООО «ТЕХНОРОС» выпускает основные типы промышленного технологического оборудования, представленные в **табл. 1**.

Блок управления сепаратора может определять («видит») элементы начиная с 20 Периодической таблицы Менделеева, т.е. сепаратор не в состоянии определить Mg, Al, Si и другие лёгкие элементы. Исследования, проведенные ООО «ТЕХНОГЕН», г. Екатеринбург, позволили разработать технологию и выявили корреляционные зависимости по

неопределяемым элементам и, в частности, по распознаванию Mg в отходах обогатительного производства ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ». Для обогащения хвостов за основу принят способ выделения магнетита при помощи рентгенометрического сепаратора СРФ 4-150 (сепаратор рентгенометрический, флуоресцентный, четырехручье-вой, размер сепарируемого материала 40–150 мм). Исходя из количественно-качественных характеристик магнетитовых хвостов и результатов опытно-промышленных испытаний, был приобретён сепаратор СРФ 4-150, внешний вид которого показан на **рис. 4**, а основные технические характеристики приведены в **табл. 2**.

По функциональному назначению Сепаратор состоит из следующих структурных единиц:

- измерительно-управляющая система (ИУС);
- устройство подачи руды (УПР);
- механизмы исполнительные (МИ);
- приемник продуктов сепарации (ПП).

Тестовые и технологические испытания обогащения хвостов после переработки магнетита с Карагайского карьера и подземного рудника показали, что данным методом возможно получение магнетитового концентрата марки ММИ с содержанием вредных примесей, удовлетворяющих требованиям Технологической Инструкции ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» ($SiO_2 < 0,9\%$; $CaO < 2,1\%$) и **содержанием $MgO > 65\%$** .

С целью реализации общенациональной программы рационального использования природных ресурсов в состав опытно-промышленной технологической линии (ОПТЛ) входит рудоподготовительный комплекс, рентгенометрические (рентгенофлуоресцентные) сепараторы и дробильно-сортировочный комплекс по производству щебня фракций 0–5 и 5–20 мм. Такая технологическая линия по переработке хвостов

Таблица 1

Основные типы рентгенометрические (рентгенофлуоресцентные) сепараторов, выпускаемые отечественной промышленностью

№	Наименование	Краткая характеристика
1	СРФ2-300, СРФ3-300	Рентгенометрические (рентгенофлуоресцентные) сепараторы в 2-, 3-, 4- и 6-ручье-вом исполнении, работающие в диапазонах крупности кусков от 5 до 300 мм с однорядным или двухрядным расположением исполнительных механизмов. Производительность зависит от технологической задачи, качества и гранулометрического состава материала, класса крупности и составляет от 5 до 50 т/ч для крупнокусового материала более 20–30 мм. Диапазон классов крупности выбирается с учетом конкретных задач и технологических свойств сортируемого материала
2	СРФ4-150/1, СРФ6-150/2	
3	СРФ4-50/1, СРФ6-50/2	
4	СРФ2-30, СРФ4-30, СРФ6-30	
5	СРФ4-3П-150 (трехпродуктовый)	
6	РКС-А (К)	Рудоконтролирующая станция – автоматизированная для контроля и опробования руд на конвейерах. Рудоконтролирующая станция – автоматизированная для контроля и опробования руд в транспортных емкостях (самосвалы, вагонетки)
7	РКС-А (Т)	
8	(2 модификации)	

обогащения позволяет снизить экологическую нагрузку на окружающую среду и получить дополнительную прибыль. Стоимость рентгенометрического (рентгенофлуоресцентного) сепаратора СРФ 4-150 составляет 5,0 млн руб., рудоподготовительного комплекса, включающего дробилку, грохота и конвейерные линии, – 26 млн руб. Годовая производительность комплекса с одним сепаратором составляет по исходной руде – 120 тыс. т, по концентрату марки ММИ – 45 тыс. т, по щебню – 75 тыс. т. При этом следует отметить, что один рудоподготовительный комплекс может обслуживать одновременно три сепаратора. Срок окупаемости оборудования 2,5 года. При вводе в работу трёх сепараторов на один рудоподготовительный комплекс срок окупаемости составит около двух лет. Для этого необходимо провести дополнительные испытания по обогащению хвостов, получаемых после переработки



Рис. 4. Внешний вид рентгенометрического (рентгенофлуоресцентного) сепаратора СРФ 4-150

магнетита с Волчегорского карьера.

Как показали многочисленные исследования и испытания различного масштаба, проведенные

Таблица 2

Основные технические данные рентгенометрического сепаратора серии СРФ 4-150

Технические данные	Норма по ТУ
Класс крупности сортируемой руды, мм	-150+40 (20)
Максимальная производительность (при плотности руды 2,7 т/м ³), т/ч	(8...20)
Количество каналов сортировки, шт.	4
Напряжение электропитания при частоте переменного тока 50±1 Гц, В: – измерительно-управляющей системы – электроприводов	220 ⁺²² ₋₃₃ 380 ⁺³⁸ ₋₅₇
Потребляемая мощность, кВт, не более	5,0
Габаритные размеры, мм: 1) машины сортировочной (длина × ширина × высота) 2) поста управления (ширина × глубина × высота) 3) пульта оператора (ширина × глубина × высота)	4730×1500×3150 640×350×1000 600×830×1300
Масса, кг, не более: 1) машины сортировочной 2) поста управления 3) пульта оператора	3950 60 80

Примечание:

- Максимальная производительность зависит от:
 - класса крупности и удельной плотности сортируемой руды (материала);
 - качества исходной руды (материала), поступающей на РРС;
 - технологических требований к продукту и «хвостам» сепарации.
- Оптимальная величина производительности определяется по результатам технологических испытаний РРС с учетом условий п. 1.
- Диапазон класса крупности сортируемой руды (материала) допускается изменять в зависимости от технологических задач, при этом норма по производительности соответственно корректируется.

коллективами многих институтов и организаций в бывшем СССР (Иргиредмет, ВИМС, ВНИИХТ, Механобр, ЦНИИОлово, ВНИИ-1, НПО “Сибцветметавтоматика”, НПО “Алмаззолотоавтоматика”), а также в последние годы ООО “РАДОС” и ООО «ТЕХНОРОС» (г. Красноярск), именно РРС из всех радиометрических методов обогащения оказалась наиболее высокоэффективной, самой «сухой» и применимой для самых разнообразных полезных ископаемых: руды цветных и редких металлов, золото и серебро, платиноиды, редкоземельные элементы, полиметаллы, олово, уран, вольфрам, марганец, хром, бокситы, кварциты, магнезиты, флюориты, нефелины, силлиманиты, апатиты, уголь, отходы металлургических производств (мартеновские и доменные шлаки, футеровка). И это далеко не полный перечень возможностей РРС.

Для повышения качества перерабатываемых руд и расширения сырьевой базы предприятия вынуждены привлекать и осваивать новые, более

богатые малые месторождения и рудопроявления, зачастую значительно удаленные от обогатительной фабрики, забывая при этом про свои собственные запасы и накопленные отвалы бедных и забалансовых руд, рациональное использование которых во многом может решить сырьевую проблему, в большинстве случаев социальную. В решении этих задач главный технологический и экономический резерв лежит на пути исключения бессмысленных перевозок и переработки вмещающих пород.

Из экономических, экологических и социальных соображений в технологическую цепочку горно-обогатительных комбинатов необходимо вводить процесс **рудоподготовки**, который включает **предварительное обогащение и распределение руд по сортам с применением технологии РРС**. Это должно стать *азбукой*, стратегической линией общей технологии добычи и переработки полезных ископаемых и различных видов техногенного сырья.

Библиографический список

1. Татарников А.П. Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. М: Атомиздат, 1974. 144 с.
2. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Наука, 1979. 192 с.
3. Федоров Ю.О., Развозжаев Ю.И., Картунов А.А. К вопросу разработки рентгенорадиометрических сепараторов // Новые процессы обогащения руд. Л., 1981. С. 62–67.
4. Федоров Ю.О., Цой В.П., Корнев О.В. Возможности радиометрического обогащения и опробования полезных ископаемых // Цветные металлы. 1995. № 8. С. 76–79.
5. Федоров Ю.О. и др. Рудосортировочные комплексы (РСК) – эффективное средство для реализации технологии предварительного обогащения бедных и забалансовых руд // Состояние и развитие открытой добычи полезных ископаемых в рыночной экономике: Сб. докл. междунар. конференции. Варна, Болгария, 1998. С. 306–314.
6. Федоров Ю.О., Цой В.П., Корнев О.В., Короткевич В.А., Кацер И.У. Предварительная концентрация при обогащении бедных и забалансовых руд // Горный журнал. 1998. № 1. С. 26–29.
7. Федоров Ю.О. и др. Рентгенорадиометрическая сепарация для обогащения различных полезных ископаемых // Открытые рудники и карьеры в XXI веке. Несебыр, Болгария, 2001.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 621.74.94

Чайкин В.А., Чайкин А.В., Каргинов В.П., Малый А.В.

НОВАЯ РАСКИСЛИТЕЛЬНАЯ СМЕСЬ ДЛЯ ДИФФУЗИОННОГО РАСКИСЛЕНИЯ СТАЛИ

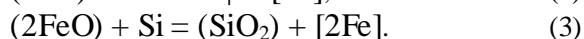
В условиях рыночной экономики качество и себестоимость выпускаемой продукции становится определяющим фактором конкурентоспособности предприятий. Ответственные за безопасность эксплуатации техники литые детали, работающие при повышенных нагрузках, должны обладать высокими физико-механическими свойствами. Для широкой номенклатуры литых деталей тракторов, бульдозеров, грузовых вагонов, горно-металлургического оборудования требуется улучшение прочностных характеристик стальных изделий с целью повышения их надежности и долговечности. Этого требуют нужды технического перевооружения крупнейших монополий ОАО «РЖД», ОАО «Газпром», ОАО РАО «ЕЭС», которые становятся крупнейшими заказчиками литья [1, 2]. Для повышения механических свойств стали в последнее время идут по пути модифицирования и очень мало внимания уделяется диффузионному раскислению стали [3–5].

Диффузионное раскисление основано на принципах закона распределения Нернста [6], согласно которому соотношение концентраций вещества, растворенного в двух смежных несмешивающихся жидкостях, для данных температур и давлений является постоянной величиной.

$$L = [\text{FeO}] / (\text{FeO}) = \text{const}, \quad (1)$$

где $[\text{FeO}]$, (FeO) – концентрации закиси железа в стали и в шлаке соответственно.

Если уменьшить концентрацию закиси железа в шлаке, начнется диффузионный переход кислорода из металла в шлак. При обработке основного шлака восстановительными смесями извести с молотыми коксом, ферросилицием в нем достигаются относительно низкие концентрации кислорода ($\leq 0,5\%$ FeO) [7] за счет следующих реакций, благоприятствующих диффузии кислорода из стали в шлак:



Кроме того, в это время восстанавливаются

также оксиды марганца, хрома и других легирующих элементов. Основным преимуществом «классического» метода раскисления является обеспечение минимума неметаллических включений в объеме металлической ванны. Кроме того, при диффузионном раскислении создаются наиболее благоприятные условия для десульфурации стали. Получаемые в основных дуговых печах белые и карбидные шлаки рассматривают как индикаторы степени раскисленности и десульфурации стали.

К недостаткам диффузионного раскисления следует отнести длительность восстановительного периода, которая может достигать от 60 до 120 мин и связана с процессом диффузии, а также ограниченная поверхность раздела фаз. Кроме того, отмечается большая трудоемкость подготовки раскислительных смесей и создающиеся при этом неблагоприятные экологические условия труда на участках подготовки шихты и плавки.

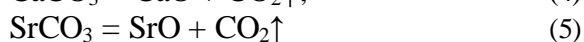
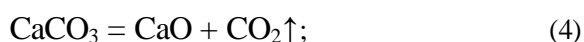
Основной целью исследований стало создание новой раскислительной смеси, позволяющей резко снизить время восстановительного периода при одновременном повышении эффективности.

При разработке состава раскислительной смеси исходили из того, что она относится к модификаторам серии МК, разработанных Смоленским региональным отделением Российской ассоциации литейщиков (СРО РАЛ), представляющих собой пакетированные смеси, состоящие в основном из порошков активированного высокотемпературной обработкой углерода и полученного физико-химическим путем металлического кремния. Основная особенность смеси заключается в том, что компоненты находятся в высокодисперсном состоянии. Резкое увеличение удельной поверхности частиц смеси предполагает существенную интенсификацию процесса восстановления окислов.

При разработке раскислительной смеси применен еще один путь ускорения процесса диффузионного раскисления. В реальных условиях восстановления окислов идет с участием газовой

фазы. В работах [8–10] проведен анализ кинетики восстановления железа графитом из шлаков. Он показывает, что при восстановлении окислов из шлака, когда значительная часть поверхности восстановителя заблокирована от шлака газовыми пузырями, скорость восстановления низкая. При перемешивании шлака, когда создаются условия для принудительного отрыва пузырей газа с поверхности восстановителя, скорость реакции увеличивается примерно на порядок.

Для создания условий принудительного перемешивания в разрабатываемую смесь добавляется дисперсный кальций-стронциевый карбонат, изготавливаемый СРО РАЛ. Карбонаты диссоциируют в печи по реакциям:



и являются источниками диоксида углерода. Выделяющиеся газы вспенивают шлак и способствуют равномерному распределению восстановительной смеси не только на поверхности шлака, но и по всему его объему.

Разлагаясь, карбонаты решают еще одну задачу. Как известно из физической химии [11], процесс газификации твердого углерода описывается реакцией Белла-Будуара:



Константа равновесия этой реакции определяется выражением:

$$K_p = \frac{a_c p_{\text{CO}_2}}{p_{\text{CO}}^2}, \quad (7)$$

где a_c – активность углерода; p – парциальное давление CO_2 ; p_{CO} – парциальное давление CO .

Анализ уравнения показывает, что на константу равновесия, а следовательно, и на процесс восстановления влияет активность углерода, зависящая от вида карбюризатора, его чистоты и количества. Поэтому в раскислительной смеси целесообразно иметь две части мелкодисперсного графита. В условиях избытка углерода и при температурах выше 1300°C в атмосфере печи преобладает окись углерода. Однако, если в смесь ввести источник

диоксида углерода, то это существенно повысит эффективность материала за счет выделения атомарного углерода по реакции Белла-Будуара, который чрезвычайно активен как восстановитель. В соответствии с принципом Ле-Шателье источник диоксида углерода должен быть постоянным. Для постоянства присутствия CO_2 в печи модификатор, в составе которого находятся карбонаты, следует вводить в печь во время восстановительного периода порциями по мере окончания реакции от предыдущей подачи.

Наличие в карбонатах стронция дает еще одно преимущество. Окисел стронция, обладающий высокой плотностью, ускоренно диффундирует в металл и служит дополнительными центрами кристаллизации.

Еще один путь интенсификации раскисления – быстрое покрытие поверхности шлака раскислительной смесью. Для этого в смесь дополнительно вводятся дисперсные продук-

Таблица 1

Результаты статистической обработки

Исучаемые переменные		Основные статистические показатели					
		Среднее значение	Минимум	Максимум	Ср. кв. отклонение	Дисперсия	Коеф. вариации, %
1		2	3	4	5	6	7
Механические свойства	σ_B , МПа	<u>652,3</u> 662,4	<u>525,0</u> 590	<u>825,0</u> 757	<u>65,7</u> 53,3	<u>4315,2</u> 2838	<u>10,07</u> 8,1
	δ , %	<u>27</u> 28,6	<u>12</u> 23	<u>46</u> 34	<u>7,38</u> 7,03	<u>54,6</u> 49	<u>27,3</u> 13,9
	КСУ, кДж/м ²	<u>231,5</u> 254,1	<u>95</u> 172	<u>375</u> 298	<u>62,6</u> 38,4	<u>3920,8</u> 1473	<u>27,04</u> 15,1
Хим. состав, %	C	<u>1,19</u> 1,16	<u>0,99</u> 1,1	<u>1,4</u> 1,26	<u>0,10</u> 0,05	<u>0,011</u> 0,002	<u>8,4</u> 3,6
	Mn	<u>11,36</u> 11,35	<u>10,0</u> 10,4	<u>13,0</u> 12,9	<u>0,77</u> 0,73	<u>0,60</u> 0,54	<u>6,7</u> 6,43
	Si	<u>0,57</u> 0,54	<u>0,33</u> 0,37	<u>0,83</u> 0,67	<u>0,11</u> 0,11	<u>0,012</u> 0,012	<u>19,2</u> 20,1
	Cr	<u>0,47</u> 0,54	<u>0,18</u> 0,44	<u>0,84</u> 0,74	<u>0,11</u> 0,09	<u>0,013</u> 0,010	<u>23,4</u> 17,9
	Cu	<u>0,25</u> 0,17	<u>0,15</u> 0,14	<u>0,45</u> 0,24	<u>0,061</u> 0,031	<u>0,004</u> 0,001	<u>24,4</u> 22,1
	Ni	<u>0,25</u> 0,19	<u>0,15</u> 0,14	<u>0,52</u> 0,29	<u>0,060</u> 0,08	<u>0,004</u> 0,008	<u>24</u> 42
	S	<u>0,0065</u> 0,009	<u>0,003</u> 0,005	<u>0,013</u> 0,011	<u>0,002</u> 0,004	<u>0,000</u> 0,000	<u>3,0</u> 3,8
	P	<u>0,09</u> 0,09	<u>0,065</u> 0,076	<u>0,12</u> 0,11	<u>0,012</u> 0,01	<u>0,000</u> 0,000	<u>13</u> 11,7
	V	<u>0,038</u> 0,041	<u>0,027</u> 0,033	<u>0,083</u> 0,051	<u>0,0085</u> 0,0065	<u>0,000</u> 0,000	<u>22,3</u> 16,5

Примечание. В числителе приведены данные до внедрения, в знаменателе – после.

ты, содержащие галогениды кальция, которые делают смесь жидкоподвижной и способствуют ее быстрому растеканию по поверхности шлака.

Учитывая вышеперечисленные теоретические предпосылки, оптимальной следует считать смесь, состоящую из двух частей графита. Оставшаяся часть смеси состоит из кремний- и кальцийсодержащих материалов. Пропорции соблюдаются такими, чтобы после реакции кремния с окислами шлака и образования SiO₂ двуокись кремния была бы полностью связана окисью кальция в прочное соединение и не снижала основность шлака. Разработанная раскислительная смесь фасуется в пакеты по три килограмма, обеспечивая тем самым точность дозировки и улучшая экологические условия труда.

Сравнили зерновой состав традиционной и разработанной смесей. Для этого воспользовались правилом акад. Колмогорова, согласно которому при механическом дроблении плотность распределения частиц $F(x)$ подчиняется нормально-логарифмическому закону [12]. Доля гранул с размерами от 0 до r пропорциональна накопленной сумме, выраженной в процентах.

$$F(x) = 1/\beta\sqrt{2\pi} \int_0^r (1/x) \exp[-(\ln x - \mu)^2 / 2\beta^2] dx, \quad (8)$$

где $\mu = \text{Ln}(x_{0,5})$ – медиана; $\beta = 2/5\text{Ln}(x)$ при $F(x)=0,9/x$ при $F(x)=0,1$.

Расчеты показали, что средние размеры частиц разрабатываемой и традиционной смесей составляют 22 мкм и 152 мкм. Таким образом, средний размер частиц разрабатываемой раскислительной смеси на порядок меньше, чем у традиционной, следовательно, количество их существенно возрастет. Количество частиц, которое внесет один килограмм раскислительной смеси, равняется $3,3 \cdot 10^{10}$ штук. На один квадратный метр шлака придется $0,73 \cdot 10^{10}$ частиц. Такая же масса традиционной смеси, при насыпном весе, равном $1,43 \text{ г/см}^3$, внесет $4,8 \cdot 10^6$ частиц. На один квадратный метр шлака придется $1,06 \cdot 10^6$ частиц. Удельная межфазная поверхность при вводе разрабатываемой раскислительной смеси увеличится в 6,86 раз по сравнению с традиционной.

В сочетании с высокой жидкоподвижностью материала и другими усовершенствованиями активность новой смеси должна значительно повыситься по сравнению с традиционной, что позволит снизить ее

расход и время окислительного периода.

Разработанную раскислительную смесь производит УРП «СОЮЗ» ООО и Смоленское региональное отделение российской ассоциации литейщиков РАЛ по ТУ 0826-003-47647304 - 2001. Теоретические предпосылки подтверждены внедрением. В ОАО «Чебоксарский агрегатный завод» внедрена раскислительная смесь МК_{рс}21 при производстве стали 120Г10ФЛ. Плавка стали ведется в дуговых электропечах ДСП 6 с основной футеровкой. Произвели статистическую обработку качественных показателей стали и шлаков до и после внедрения. Результаты приведены в табл. 1, 2.

Как видно, средние показатели механических свойств стали до внедрения были достаточно высоки. Вместе с тем, они не отличались стабильностью. Особенно это касалось относительного удлинения и ударной вязкости. После внедрения механические свойства существенно подросли и стабилизировались, прежде всего ударная вязкость.

Химический состав металла при этом изменился незначительно. Он не мог оказать существенного влияния на механические свойства стали. Повышение свойств, особенно пластических характеристик, произошло за счет более глубокого рафинирования стали и, как следствие, получения благоприятной микроструктуры. Для подтверждения этих выводов изучили влияние содержания MnO и FeO в шлаках на толщину границ зерен сталей 110Г10ФЛ. Для этого провели металлографический анализ термообработанных образцов плавок с различным содержанием MnO и FeO в шлаках. Травление шлифов проводилось одновременно в одинаковых условиях. Толщину зерен измеряли с помощью приставки к микроскопу МИМ-7 AUTOSCAN-objects. На каждом образце детектировалось восемь площадей и с помощью

Таблица 2

Результаты статистической обработки химических составов шлаков

Химический состав шлаков	Основные статистические показатели					
	Среднее значение	Минимум	Максимум	Ср. кв. отклонение	Дисперсия	Коэф. вариации, %
CaO	37,45/39,63	20,0/34,9	49,0/50,3	7,19/6,06	51,72/36,7	19,1/15,2
SiO ₂	28,98/32,63	17,1/30,3	35,0/34,8	4,31/1,79	18,64/3,22	14,8/5,4
MqO	13,06/10,82	3,5/0,46	28,05/18,1	6,54/6,06	42,84/36,73	50/56
Al ₂ O ₃	4,06/3,05	1,2/1,8	8,5/4,1	2,28/0,91	5,2/0,83	56/29,8
MnO	13,3/7,17	5,2/4,7	29,6/10,6	5,46/2,03	29,9/4,15	41/28
FeO	1,83/0,67	0,6/следы	4,7/1,86	1,12/0,77	1,27/0,59	61/88

Примечание. В числителе приведены данные до внедрения, в знаменателе – после.

специальной программы вычислялись средние ширины границ зерен. Анализ толщины границ зерен исследуемых сталей, который проводился при увеличении в 500 раз, показал, что с увеличением суммарного содержания MnO и FeO в предвыпускном шлаке происходит утолщение границ зерен за счет накопления там остаточных мелкодисперсных карбидных фаз (рис. 1, 2) и комплексных оксидов сложного состава (рис. 3), недоразвитых в процессе термической обработки.

Произвели регрессионный анализ зависимости

ширины границ зерен от суммарного содержания MnO и FeO в шлаках, а также ударной вязкости стали от ширины границ. Ударная вязкость выбрана как наиболее структурно-чувствительный показатель механических свойств.

Получены следующие адекватные уравнения регрессии со значимыми коэффициентами регрессии:

$$b = -0,29 + 0,058[(MnO) + (FeO)]$$

$$KCU_{+20} = 3,13 - 0,33b$$

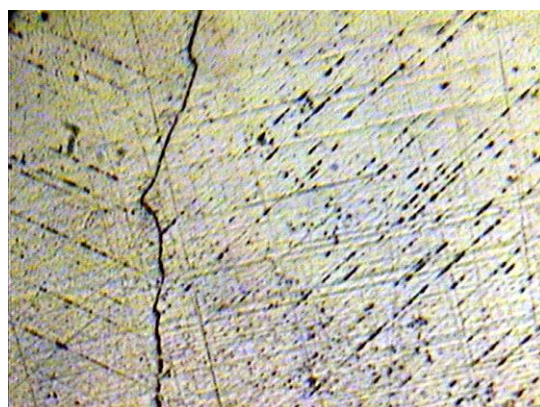
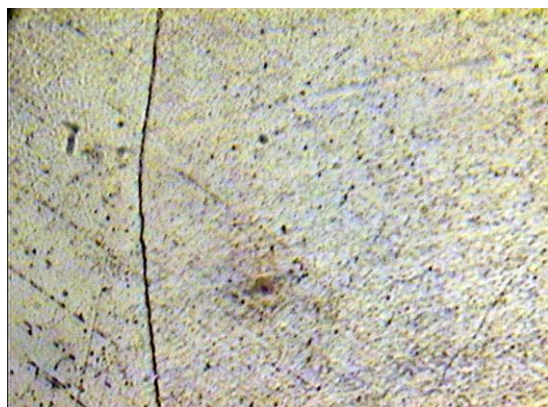


Рис. 1. Границы зерен без утолщения (x 500)

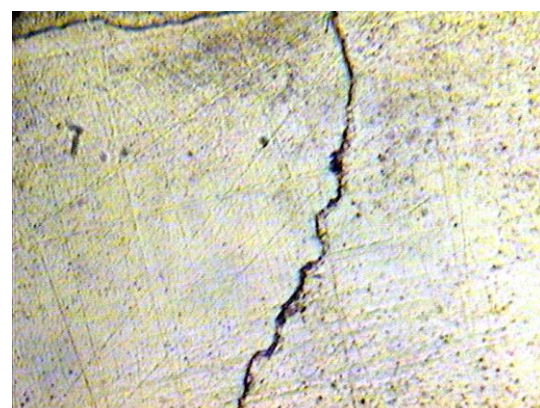
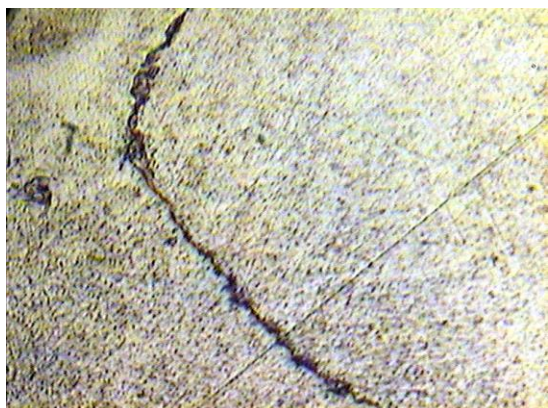


Рис. 2. Остаточная карбидная фаза по границе зерна (x 500)

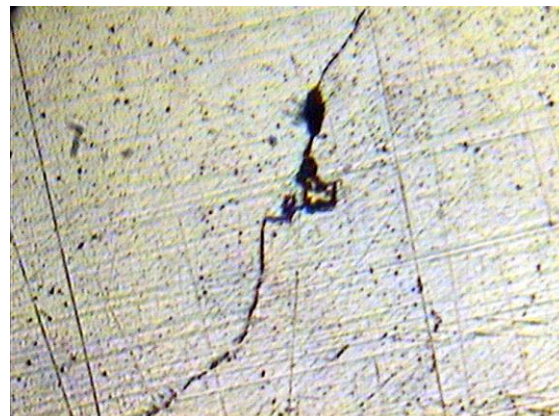
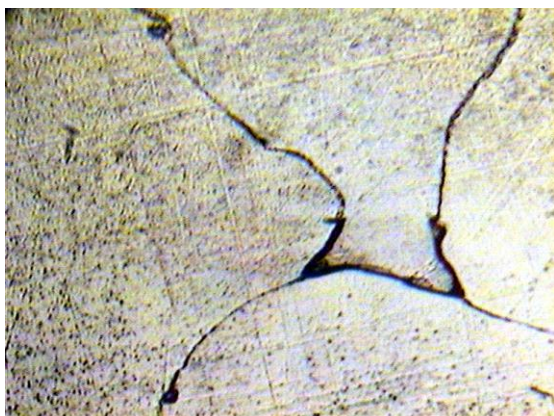


Рис. 3. Окисные пленки вместе с крупными окисьюсульфидами и карбонитридами (x 500)

Таким образом, качественное диффузионное раскисление снижает содержание окислов в шлаках, а соответственно и в металле, что способствует улучшению микроструктуры, снижению ширины границ зерен, а следовательно, способствует усилению межзеренных связей и повышению механических свойств сталей. Разработанная смесь значительно эффективнее традиционной. Расход ее существенно ниже традиционной. Применение ее ведет к повышению механических свойств стали и экономии ферромарганца. Экономический эффект составил свыше 1,2 млн руб.

В дальнейшем, в условиях ОАО «ОЗММ» испытали эффективность новой смеси при выплавке улучшаемой стали 34ХНЗМ, которая отливается в слитки и идет на изготовление поко-

вок. Анализ показал что, механические свойства стали существенно возросли. Особенно это отразилось на структурно-чувствительном показателе – ударной вязкости. Среднее значение КСУ выросло на 28,92%. Кроме того, увеличился уровень соответствия исследуемых сталей по ультразвуковой дефектоскопии.

Химические составы традиционных и экспериментальных плавок практически не отличались друг от друга. Свойства повысились благодаря более качественному диффузионному раскислению шлаков. Содержание закиси железа в шлаках снизилось на 40%. Существенно уменьшилась и загрязненность стали неметаллическими включениями с 2,263 до 0,83. Это позволило внедрить раскислительную смесь в производство.

Библиографический список

1. ПО «Уралвагонзавод» – лидер по производству высококачественных литых деталей в вагоностроении / Филиппенков А.А., Байков В.Н., Крупин М.А. и др. // Литейщик России. 2007. № 3. С. 43–45.
2. Кульбовский И.К., Солдатов В.Г., Иващенко Ю.М. Разработка технологии модифицирования жидкой стали 20ГЛ для отливок железнодорожного транспорта // Литейщик России. 2007. № 7. С. 17–19.
3. Голубцов В.А. Теория и практика введения добавок в сталь вне печи. Челябинск, 2006. 423 с.
4. Шуб Л.Г., Ахмадеев А.Ю. О целесообразности модифицирования стали // Металлургия машиностроения. 2006. № 5. С. 38–42.
5. Рогова В.П., Полянин Г.В., Мосунова И.В. Влияние вневальной обработки на химсостав и свойства литой стали для вагоностроения // Металлургия машиностроения. 2004. № 4. С. 11–15.
6. Явойский В.И. Научные основы современных процессов производства стали. М.: Металлургия, 1987. 184 с.
7. Производство стальных отливок: Учебник для вузов / Козлов Л.Я., Колокольцев В.М., Вдовин К.Н. и др.; Под ред. Л.Я. Козлова. М.: МИСиС, 2003. 352 с.
8. Кинетика прямого восстановления окислов железа из расплавов / Шурыгин П.М., Бороненков В.Н., Крюк В.И. и др. // Известия вузов. Черная металлургия. 1965. № 2. С. 23–27.
9. Исследование кинетики прямого восстановления железа из расплавленных оксидов методом поляризационных кривых / Бороненков В.Н., Есин О.А., Шурыгин П.М. и др. // Электрохимия. 1965. № 10. С. 1245–1252.
10. Плышевский А.А., Белогуров В.Я., Михайлец В.Н. Кинетика восстановления окислов железа и кремния из шлаков углеродом // Известия вузов. Черная металлургия. 1982. № 8. С. 3–7.
11. Евстратов К.И., Купина Н.А., Малахова Е.Е. Физическая и коллоидная химия. М.: Высш. шк., 1990. 430 с.
12. Баландин Г.Ф., Васильев В.А. Физико-химические основы литейного производства. М.: Машиностроение, 1971. 224 с.

УДК 669.187

Чуманов И.В.

К ВОПРОСУ ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ИНОКУЛЯТОРОВ-ХОЛОДИЛЬНИКОВ ПРИ ПЕРЕПЛАВНЫХ ПРОЦЕССАХ*

Использование инокуляторов-холодильников (макрохолодильников) при электрошлаковой плавке может существенно повысить привлекательность процесса (особенно при получении крупных отливок), как в части снижения себестоимости, а именно уменьшения расхода электроэнергии и увеличения производительности за счет повышения вертикальной скорости кри-

сталлизации металла, так и качества получаемого металла по следующим параметрам:

- более дисперсная и разориентированная макроструктура;
- резкое повышение изотропности механических свойств;
- снижение доли межзеренного излома и повышения значения ударной вязкости;
- подавление развития макросегрегационных дефектов канального типа (шнуры);
- уменьшение головной обрезки слитков.

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Президента РФ для молодых докторов наук № МД 2610.2008.8.

В то же время реализация электрошлакового процесса с использованием индукторов-холодильников потребует не только использования дополнительного оборудования (дозаторы) и подготовки самих холодильников (измельчение их до нужного размера), но разработки непосредственно технологических режимов. Для этого необходимо провести следующие расчёты.

1. Расчет времени падения макрохолодильника через шлаковую ванну

Выведем формулу, связывающую расстояние, пройденное макрохолодильником, с временем падения (прохождения) его в шлаке. Для упрощения расчет будем вести для сферического макрохолодильника. Также примем, что влияние электродинамических и конвективных сил на движение макрохолодильника незначительно, тогда время падения можно определить из решения дифференциального уравнения движения шара в вязкой жидкости [1]:

$$V_M \rho_M \frac{d\omega}{dt} = V_M g(\rho_M - \rho_{\text{шл}}) - 0,5c_0 F \rho_M \omega^2, \quad (1)$$

где ω – скорость падения макрохолодильника (шара); c_0 – коэффициент гидродинамического сопротивления; F – сечение макрохолодильника (шара).

Вводя обозначения:

$$D_1 = \frac{4}{3} (R + \varepsilon) \rho_M,$$

$$D_2^2 = \frac{4}{3} (R + \varepsilon) g (\rho_M - \rho_{\text{шл}}),$$

$$D_3^2 = c_0 \frac{\rho_M}{2},$$

перепишем уравнение (1) в виде:

$$D_1 \frac{d\omega}{dt} = D_2^2 - D_3^2 \omega^2. \quad (2)$$

Интегрируя уравнение (2) дважды, в пределах от t_0 до t , находим соотношение, связывающее расстояние Z , пройденное макрохолодильником, с временем падения при $c_0 = \text{const}$ [2]:

$$Z = -\frac{D_2}{D_3} (t - t_0) + \frac{D_1}{D_3} \ln \frac{1 + y}{1 + y_0}, \quad (3)$$

где $y = \frac{D_2 + D_3 \omega_0}{D_2 - D_3 \omega_0} \exp[2D_2 D_3 (t - t_0)], \quad (4)$

$$y_0 = \frac{D_2 + D_3 \omega_0}{D_2 - D_3 \omega_0}. \quad (5)$$

Полученное уравнение, ввиду его нелинейности, решали с применением ПВТ. Расчет был проведен, используя следующие исходные данные:

$R=0,003$ м – радиус макрохолодильника;

$\varepsilon=0,0006$ м – толщина нарастающей шлаковой корочки [2];

$\rho_M=7800$ кг/м³ – плотность металла;

$\rho_{\text{шл}}=2400$ кг/м³ – плотность шлака;

$c_0=1$ – коэффициент гидродинамического сопротивления шлака [2];

$\omega_0=8,3$ м/с – начальная скорость ввода макрохолодильника;

$t_0=0,85$ с – время, затраченное при свободном падении макрохолодильника перед тем, как попасть в шлаковую ванну.

Подставляя исходные данные в уравнения (3), (4) и (5), находим время падения макрохолодильника радиусом 0,003 м в шлаковой ванне толщиной 0,269 м. Это время составляет $t=0,86$ с.

Но, на самом деле, при прохождении шлаковой ванны макрохолодильник оплавляється, т.е. его радиус уменьшается, следовательно, скорость его падения через шлак снижается. Таким образом, время падения макрохолодильника через шлак будет несколько выше, чем 0,86 с. Точное время падения макрохолодильника через шлак можно определить, решая уравнение (3) при условии, что радиус макрохолодильника стремится к нулю. Приблизительно это время получилось равным 1,02 с.

Время падения макрохолодильника лимитируется толщиной шлаковой ванны. Для расчета времени падения макрохолодильника радиусом 0,003 м через шлаковую ванну глубиной 0,269 м была принята величина намерзающей шлаковой корочки. По данным [2] эта величина для макрохолодильника радиусом 0,003 м составляет 0,0006 м. На самом деле, при падении макрохолодильника через шлак, шлаковая корочка сначала растет, затем при выравнивании теплофизических свойств макрохолодильника и окружающей его шлаковой ванны рост корочки прекращается, и она начинает быстро оплавляться. После ее расплавления начинает плавиться сам макрохолодильник.

2. Расчет динамики намерзания шлаковой корочки

Выведем расчетное соотношение для анализа динамики намораживания шлаковой корочки на макрохолодильник. Толщину шлаковой корочки, намерзающей на макрохолодильнике, можно оценить, зная количество тепла, пошедшее на его нагрев. Температура макрохолодильника при этом будет повышаться за счет снятия тепла перегрева

шлака, отвода теплоты кристаллизации шлака и тепла от затвердевающей корки шлака. Следовательно, уравнение теплового баланса можно записать в виде

$$dQ = dQ_{AK} + dQ_{KP}, \quad (6)$$

где dQ – количество тепла, поглощенное макрохолодильником; dQ_{AK} – количество тепла, отведенное от затвердевшей корки шлака в макрохолодильник; dQ_{KP} – теплота перегрева и кристаллизации шлака.

Величину dQ определим из условия, что все тепло, проходящее через поверхность макрохолодильника за время dt , идет на его прогрев:

$$dQ = V_M \rho c d\bar{T}, \quad (7)$$

где V_M – объем макрохолодильника; ρc – плотность и удельная теплоемкость металла; $d\bar{T}$ – изменение среднемассовой температуры за время dt .

Величину $d\bar{T}$ в случае сферического макрохолодильника определим из решения задачи о прогреве шара при граничном условии третьего рода [2]. Имеем:

$$d\bar{T} = (T_C - T_0) \sum_{n=1}^{\infty} B_n \mu_n^2 \frac{a}{R^2} \exp(-\mu_n^2 \frac{dt}{R^2}) dt, \quad (8)$$

где T_C, T_0 – температура среды и начальная температура холодильника; R – радиус макрохолодильника;

$$a = \frac{\lambda}{c\rho}, \quad B_n = \frac{6Bi^2}{\mu_n^2(\mu_n^2 + Bi^2 - Bi)}, \quad Bi = \frac{\alpha R}{\lambda},$$

где Bi – критерий Био; $\lambda = 25$ ккал/м·ч·°С – теплопроводность металла; μ – корни характеристического уравнения; $\alpha = 4000$ ккал/м²·ч·°С – коэффициент теплоотдачи конвекцией между макрохолодильником и средой.

Величины μ и B_n находим согласно [3]. Таким образом, для шарового макрохолодильника:

$$dQ = \frac{4}{3} \pi R^3 \rho c (T_C - T_0) \times \sum_{n=1}^{\infty} B_n \mu_n^2 \frac{a}{R^2} \exp(-\mu_n^2 \frac{dt}{R^2}) dt. \quad (9)$$

Для определения величин dQ_{AK} и dQ_{KP} , входящих в правую часть уравнения (6), воспользуемся решениями, полученными для затвердевания снаружи шаровой отливки. В нашем случае на шарообразном макрохолодильнике должен

намерзнуть слой шлака. Учитывая, что толщина этого слоя небольшая, можно принять линейное распределение температуры по радиусу намерзающей корки ($n=1$), тогда:

$$dQ_{AK} = 2\pi R^2 (\rho c \Delta T)^* (1 + \frac{4}{3} \delta^2) d\varepsilon; \quad (10)$$

$$dQ_{KP} = 4\pi R^2 \rho^* [\eta + c^* (T_C^* - T_{KP}^*)] \times (1 + 2\delta + \delta^2) d\varepsilon, \quad (11)$$

Здесь величины, обозначенные звездочкой, относятся к среде, в которой движется макрохолодильник, т.е. к шлаковой ванне.

$$\Delta T^* = T_{\Pi}^* - T_{KP}^*, \quad (12)$$

где T_{KP}^* – температура кристаллизации шлака; T_{Π}^* – температура шлака в месте контакта с холо­дильником; $\delta = \frac{\varepsilon}{R}$; ε – толщина корки шлака;

T_C^* – температура среды.

После подстановки выражений (9)–(11) в уравнение теплового баланса (6) и интегрирования получим уравнение

$$A_1 \delta + A_2 \delta^2 + A_3 \delta^3 + \sum_{n=1}^{\infty} B_n \exp(-\mu_n^2 \frac{dt}{R^2}) - c = 0, \quad (13)$$

где $A_1 = 3k(L_1 + \frac{\theta_H}{2})$; $A_2 = 3k(L_1 + \frac{\theta_H}{3})$;

$$A_3 = 3k(L_1 + \frac{\theta_H}{4});$$

$$c = A_1 \delta_1 + A_2 \delta_1^2 + A_1 \delta_1^3 + \sum_{n=1}^{\infty} B_n \exp(-\mu_n^2 \frac{dt}{R^2});$$

$$k = \frac{(\rho c)^*}{\rho c}; \quad \theta_H = \frac{\Delta T^*}{\Delta T_0}; \quad L_1 = \frac{\eta^*}{c^* \Delta T_0} + \frac{\Delta T_{\text{ПЕР}}^*}{\Delta T_0};$$

$$\Delta T_{\text{ПЕР}}^* = T_C^* - T_{KP}^*; \quad \Delta T_0 = T_{\Pi}^* - T_0;$$

$$T_{\Pi}^* = T_{(X)}^* = T_{KP}^* + (T_C^* - T_{KP}^*) (1 - \frac{\varepsilon}{X}) \text{ при } x \geq \varepsilon.$$

Уравнение (13) связывает толщину шлаковой корочки, намерзающей на макрохолодильнике, с временем, в течение которого корочка достигнет своего максимального значения и начнет оплавляться. Решение уравнения (13) велось с помощью ПВТ. В качестве исходных данных принимались следующие значения:

$\rho^* = 2400$ кг/м³ – плотность шлака;

$c^* = 0,3$ ккал/(кг·°С) = 1260 Дж/(кг·К) – удельная теплоемкость шлака;

$\rho = 7800$ кг/м³ – плотность металла;

$c = 0,165$ (ккал/кг·°С) = 693 Дж/(кг·К) – удельная теплоемкость металла;

$T_{кр}^* = 1573$ К – температура кристаллизации шлака;

$T_C^* = 2048$ К – температура шлака;

T_{II}^* – температура шлака вблизи макрохолодильника;

$\varepsilon = 0,0006$ м – толщина шлаковой корочки;

$x = 0,0007$ м – окрестность макрохолодильника для вычисления температуры вблизи макрохолодильника;

$T_0 = 20^\circ\text{C} = 293$ К – начальная температура макрохолодильника;

$\eta^* = 0,015$ кг/м·с – динамическая вязкость шлака.

$B_n = 0,9959$ – константа, зависящая от критерия Био;

$\mu_n = 1,1656$ – корни характеристического уравнения

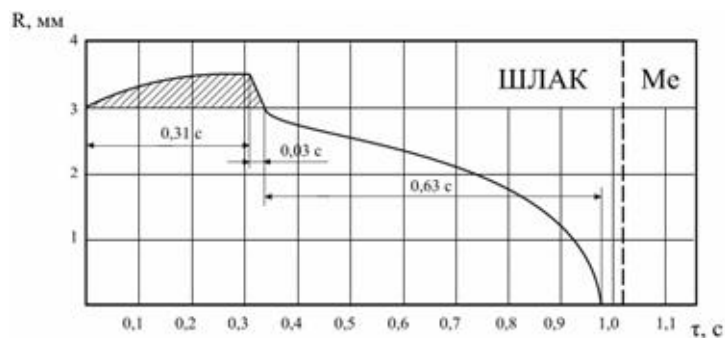
$$B_n = \frac{6Bi^2}{\mu_n^2(\mu_n^2 + Bi^2 - Bi)}$$

После подстановки исходных данных в уравнение (13) было получено значение времени, за которое шлаковая корочка достигнет своего максимального значения $\varepsilon = 0,0006$ м по мере падения макрохолодильника в шлаке ($t = 0,31$ с). После этого корочка начнет быстро оплавляться, а затем начнет расплавляться и сам макрохолодильник.

3. Расчет времени расплавления шлаковой корочки и макрохолодильника

После полного прогрева макрохолодильника, если он продолжает двигаться в перегретом расплаве, начнется оплавление шлаковой корки и самого макрохолодильника.

Для количественной оценки этого процесса допустим, что к макрохолодильнику тепло перегрева подводится с помощью теплопроводности и



Намерзание и оплавнение шлака на макрохолодильнике диаметром 6 мм и дальнейшее оплавнение макрохолодильника (заштрихована шлаковая корка)

конвекции, чему соответствует условие на оплавляющейся поверхности макрохолодильника [2].

$$\rho^* \eta \frac{d\varepsilon}{dt} = \lambda^* \left(\frac{\partial T}{\partial x} \right)_{x=\varepsilon}^* + \alpha_K (T_C^* - T_{кр}^*). \quad (14)$$

Кроме того, допустим, что в малой окрестности макрохолодильника поле температур шлака определяется формулой

$$T_{(x)}^* = T_{кр}^* + (T_C^* - T_{кр}^*) \left(1 - \frac{\varepsilon}{x} \right) \quad (15)$$

при $x \geq \varepsilon$.

С учетом выражения (15) уравнение динамики плавления (14) примет вид

$$\eta \rho^* \frac{d\varepsilon}{dt} = \left(\frac{\lambda^*}{\varepsilon} + \alpha_K \right) (T_C^* - T_{кр}^*), \quad (16)$$

интегрируя которое, при условии $(T_C^* - T_{кр}^*) = \text{const}$, получаем:

$$(t_0 - t) (T_C^* - T_{кр}^*) = \eta \rho^* \left(\varepsilon - \varepsilon_0 - \frac{\lambda^*}{\alpha_K} \cdot \ln \frac{\lambda^* + \alpha_K \varepsilon}{\lambda^* + \alpha_K \varepsilon_0} \right) \alpha_K, \quad (17)$$

где $\varepsilon_0 = 0,0006$ м – толщина шлаковой корки в момент времени $t_0 = 0$ с; $\eta = 0,015$ кг/м·с – вязкость шлака; $\rho^* = 2400$ кг/м³ – плотность шлака; $\lambda^* = 7$ Дж/м·с·°С – теплопроводность шлака; $\alpha_K = 4667$ Дж/м²·с·°С – коэффициент теплоотдачи конвекцией.

Подставляя исходные данные в формулу (17), находим, что шлаковая корочка расплавится при прохождении макрохолодильника через шлаковую ванну за 0,03 с. Подставляя в формулу (17) значения плотности металла, радиуса макрохолодильника в момент времени $t_0 = 0$ с и теплопроводности металла, можно определить время, необходимое для расплавления самого макрохолодильника в шлаковой ванне. Это время составляет 0,63 с. Таким образом, при прохождении макрохолодильника через шлаковую ванну уже в ней макрохолодильник вместе со шлаковой корочкой успевает полностью расплавиться и в металлическую ванну он попадает в виде капли жидкого металла. Это можно изобразить в виде диаграммы (см. рисунок).

4. Расчет скорости подачи макрохолодильников

Рассчитаем объем и массу одного цилиндрического макрохолодильника:

$$V_i = \pi R^2 \cdot l, \quad (18)$$

где R – радиус основания цилиндрического макрохолодильника; l – длина макрохолодильника;

$$m_i = \rho \cdot V_i, \quad (19)$$

где V_i – объем макрохолодильника; ρ – плотность металла макрохолодильника.

Согласно формулам (18) и (19) получаем:

$$V_i = 3,14 \cdot 0,003^2 \cdot 0,006 = 1,7 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3,$$

$$m_i = 7800 \cdot 1,7 \cdot 10^{-7} = 1,326 \cdot 10^{-3} \text{ кг}.$$

Поскольку за период переплава ($\tau=15504 \text{ с}$

$=4,31$ ч опытная плавка) можно ввести 233 кг макрохолодильников, то скорость подачи макрохолодильников в шлаковую ванну

$$v_{M/X} = \frac{m_i \cdot \tau}{233}. \quad (20)$$

Получаем

$$v_{M/X} = \frac{1,326 \cdot 10^{-3} \cdot 15504}{233} \approx 0,1 \text{ с}.$$

Таким образом, скорость ввода макрохолодильников в шлаковую ванну составляет 1 макрохолодильник за 0,1 с. Если использовать два дозатора, то скорость подачи будет составлять 1 макрохолодильник за 0,2 с в каждом дозаторе. Отталкиваясь от полученных результатов, возможна выработка конкретных технологических рекомендации.

Библиографический список

1. Ключев М. М., Никулин А. А. Скорость движения и степень нагрева металлической капли в шлаке при электрошлаковом переплаве // Черметинформация. 1970. № 4. С. 32–34.
2. Теплофизические основы ввода макрохолодильников в слиток ЭШП / Медовар Б. И., Самойлович Ю. А., Кошман В. С. и др. // Проблемы специальной электрометаллургии. Киев: Наук. думка, 1979. С. 66–76.
3. Лыков А. В., Михайлов Ю. А. Теория тепло- и массопереноса. М.: Госэнергоиздат, 1963. 527 с.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.789

Шубин И.Г., Румянцев М.И., Торопицина У.А., Демидова О.О.

ВЫБОР ХАРАКТЕРИСТИК ДЛЯ ОТОБРАЖЕНИЯ ВЛИЯНИЯ ХИМСОСТАВА СТАЛИ НА ПОКАЗАТЕЛИ МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И МИКРОСТРУКТУРЫ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОЙ КАНАТНОЙ КАТАНКИ

Технологический процесс производства канатки должен обеспечить стабильность воспроизводства заданного комплекса показателей качества при ее массовом изготовлении. Для достижения указанной цели важное значение имеет модель взаимосвязи показателей качества с технологическими факторами процесса, построение которой включает разработку системы уравнений регрессии.

Комплекс показателей качества высокоуглеродистой канатной канатки включает характеристики механических свойств (относительное сужение ψ , относительное удлинение δ_{10} , временное сопротивление разрыву σ_B) и микроструктуры (количество пластинчатого перлита 1 балла B_m , величина обезуглероженного слоя Δ_{Co}). Как известно [1, 2 и др.], к факторам, влияющим на

изменение показателей качества, и в том числе указанных, относятся температурный и скоростной режимы прокатки, режим нагрева заготовок и охлаждения готовой канатки, способ выплавки и разливки стали, а также ее химический состав.

Необходимость учета химсостава стали как фактора свойств проката усложняет задачу, т. к. одним из условий обеспечения высокой точности множественной аппроксимации является отсутствие корреляции между параметрами, включенными в уравнение [3]. Однако на практике между массовыми долями различных элементов существуют значимые корреляционные связи. Так, для канатки из стали, полученной способом ДСА (мартеновская печь), наблюдается значимая корреляция (табл. 1) временного сопротивления раз-

Таблица 1

Матрица корреляции для канатки, прокатанной из стали, полученной способом ДСА

	C	Si	Mn	S	P	Cr	Ni	Cu	N ₂	Al	Ti	As	Mo	V	W	σ^B	δ^{10}	ψ	co	B ^m
C	1																			
Si	0,164	1																		
Mn	0,020	-0,066	1																	
S	-0,257	-0,330	0,276	1																
P	-0,258	-0,074	-0,067	0,258	1															
Cr	-0,233	-0,035	-0,248	0,120	0,239	1														
Ni	0,066	0,064	0,050	0,019	-0,014	0,244	1													
Cu	0,002	0,164	-0,083	-0,042	0,150	0,112	0,466	1												
N ₂	0,069	-0,006	0,177	0,111	0,086	0,030	0,138	0,203	1											
Al	0,035	0,206	0,072	-0,138	-0,095	-0,074	0,058	0,006	-0,149	1										
Ti	0,269	0,374	-0,218	-0,450	-0,044	-0,052	-0,038	-0,104	-0,159	0,218	1									
As	-0,109	-0,200	0,077	0,323	0,429	0,106	0,009	0,105	0,257	-0,245	-0,151	1								
Mo	0,068	0,060	-0,112	-0,295	-0,094	-0,048	-0,062	-0,088	-0,173	0,106	0,448	-0,095	1							
V	0,190	0,125	-0,217	-0,299	-0,055	-0,037	-0,071	-0,124	-0,116	0,029	0,426	-0,089	0,393	1						
W	0,001	-0,022	-0,077	0,011	-0,020	-0,038	-0,042	-0,012	-0,021	0,067	0,135	-0,041	0,679	0,250	1					
σ_B	0,824	0,202	0,036	-0,225	-0,166	-0,198	0,041	0,015	0,062	0,043	0,294	0,037	0,063	0,239	-0,008	1				
δ_{10}	-0,613	-0,063	-0,052	0,125	0,103	0,115	-0,057	0,020	-0,071	-0,092	-0,178	-0,094	-0,080	-0,126	0,003	-0,578	1			
ψ	-0,693	0,077	0,049	0,037	0,132	0,008	-0,113	-0,089	-0,120	-0,009	-0,049	-0,139	0,008	-0,032	0,004	-0,554	0,602	1		
Δ_{Co}	-0,162	-0,051	0,012	0,132	0,073	0,026	0,009	0,071	0,042	-0,143	-0,010	0,063	-0,057	-0,068	-0,028	-0,202	0,024	0,044	1	
B ^m	0,366	0,031	-0,013	-0,090	-0,169	-0,183	-0,033	-0,184	-0,122	-0,024	0,135	-0,077	0,143	0,000	0,060	0,297	-0,222	-0,219	-0,129	1

Примечания: 1. Число наблюдений n=618.

2. Минимальный статистически значимый коэффициент корреляции с доверительной вероятностью 99,9% r_{min}=0,132.

рыву с углеродом, кремнием, серой, фосфором, хромом и титаном. В то же время массовая доля, например хрома, имеет статистически значимые связи с долями углерода, марганца и фосфора. Для катанки из стали, полученной способом ДСП (электросталеплавильный агрегат), количество пластинчатого перлита зависит (табл. 2) от содержания углерода, фосфора и алюминия, а массовая доля последнего имеет значимую корреляцию с долями углерода, и фосфора.

Проблему значимой корреляции между параметрами, включаемыми в уравнение множественной регрессии для отображения влияния химсостава на свойства проката, можно преодолеть применением так называемого углеродного эквивалента. Углеродный эквивалент является, по существу, комплексной характеристикой химсостава, которая одним числом характеризует влияние сразу нескольких элементов. Применительно к производству катанки в литературе [4–7] упоминаются следующие углеродные эквиваленты:

$$C_{31} = C + Mn/5; \quad (1)$$

$$C_{32} = C + Mn/5 + Si/7 + (Cr + Ni + Cu)/12; \quad (2)$$

$$C_{33} = C + Mn/6 + Si/24 + Cr/5 + Ni/40 + Cu/13 + V/14 + P/2; \quad (3)$$

$$C_{34} = C + Mn/6 + (Cr + V + Mo)/5 + (Cu + Ni)/15; \quad (4)$$

$$C_{35} = C + Mn/6 + Si/10; \quad (5)$$

$$C_{36} = C + 0,3 * Mn + 0,12. \quad (6)$$

Комплексная характеристика химсостава в виде углеродного эквивалента или подобного ему показателя должна включать те элементы, которые значимо влияют на изучаемое свойство проката. С этой точки зрения в показателях (1)–

(6), во-первых, используются элементы, которые, как следует из табл. 1 и 2, не оказывают значимого влияния на свойства и микроструктуру канатной катанки. Во-вторых, в них отсутствуют элементы, влияние которых можно расценить как значимые. Для разработки альтернативных комплексных характеристик химсостава применили подход, предложенный в [8]. Суть его состоит в том, что такую характеристику целесообразно разрабатывать на основе показателя Неймарк [9] с учетом только тех компонентов химсостава, влияние которых на показатели качества продукции является статистически значимым. В общем случае формулу для расчета характеристики X_Y влияния химсостава на показатель качества Y можно записать следующим образом:

$$X_Y = K_M \sum_{j=1}^m \frac{X_j}{A_j},$$

где X_j и A_j – массовая доля и атомный вес элемента, для которого обнаружена значимая корреляционная связь с показателем качества; m – число элементов, проявляющих значимую корреляционную связь; K_M – масштабный коэффициент. Принимается равным 1, 10 или 100.

Получили следующие уравнения в зависимости от способа производства стали (ДСП, ДСА):

$$X_{\sigma_B}^{ДСА} = 0,833C + 0,356Si + 0,312S + 0,323P + 0,192Cr + 0,196V + 0,209Ti; \quad (7)$$

$$X_{\delta_{10}}^{ДСА} = 0,833C + 0,209Ti; \quad (8)$$

$$X_{\psi}^{ДСА} = 0,833C + 0,323P + 0,133As; \quad (9)$$

Таблица 2

Матрица корреляции для катанки, прокатанной из стали, полученной способом ДСП

	C,%	Si,%	Mn,%	S,%	P,%	Cr,%	Ni,%	Cu,%	N ₂ ,%	Al,%	As,%	s ^{в,%}	B ^{мн,%}	со,%	у,%	d ^{10,%}
C,%	1															
Si,%	0,002	1														
Mn,%	0,045	-0,247	1													
S,%	-0,175	0,074	-0,115	1												
P,%	0,078	-0,129	0,279	0,108	1											
Cr,%	0,041	-0,055	0,157	0,029	0,398	1										
Ni,%	-0,007	0,040	-0,001	0,036	-0,001	0,416	1									
Cu,%	0,035	-0,021	0,144	-0,018	0,042	0,465	0,759	1								
N ₂ ,%	0,248	0,164	-0,230	-0,081	-0,109	-0,304	0,023	-0,166	1							
Al,%	0,167	0,032	0,042	-0,078	-0,212	-0,121	0,134	0,303	0,024	1						
As,%	-0,101	0,191	-0,164	0,179	-0,143	-0,493	-0,013	-0,223	0,414	-0,009	1					
s ^{в,%}	0,793	0,093	0,001	-0,202	0,129	0,009	0,069	0,037	0,251	0,095	0,089	1				
B ^{мн,%}	0,313	-0,038	0,078	-0,082	0,158	0,102	-0,028	0,102	0,070	0,158	-0,063	0,282	1			
со,%	-0,082	-0,080	0,044	0,053	0,268	-0,081	-0,091	-0,077	0,070	-0,010	0,071	-0,072	-0,054	1		
у,%	-0,616	-0,076	0,093	-0,020	0,044	0,327	0,059	0,139	-0,411	-0,157	-0,254	-0,656	-0,201	0,005	1	
d ^{10,%}	-0,515	-0,025	-0,029	0,038	-0,067	0,015	0,005	-0,023	-0,109	-0,126	0,009	-0,642	-0,218	0,038	0,509	1

Примечания: 1. Число наблюдений n=479.

2. Минимальный статистически значимый коэффициент корреляции с доверительной вероятностью 99,9% r_{min}=0,149.

$$X_{\Delta Co}^{ДСА} = 0,833C + 0,312S + 0,383Al; \quad (10)$$

$$X_{B_{III}}^{ДСА} = 0,833C + 0,323P + 0,192Cr + 0,157Cu + 0,209Ti + 0,104Mo; \quad (11)$$

$$X_{\sigma_B}^{ДСП} = 0,833C + 0,312S + 0,714N_2; \quad (12)$$

$$X_{\delta_{10}}^{ДСП} = 0,833C; \quad (13)$$

$$X_{\psi}^{ДСП} = 0,833C + 0,192Cr + 0,714N_2 + 0,383Al + 0,133As; \quad (14)$$

$$X_{\Delta Co}^{ДСП} = 32,3P; \quad (15)$$

$$X_{B_{III}}^{ДСП} = 0,833C + 0,323P + 0,383Al. \quad (16)$$

При выводе зависимости (15) приняли мас-

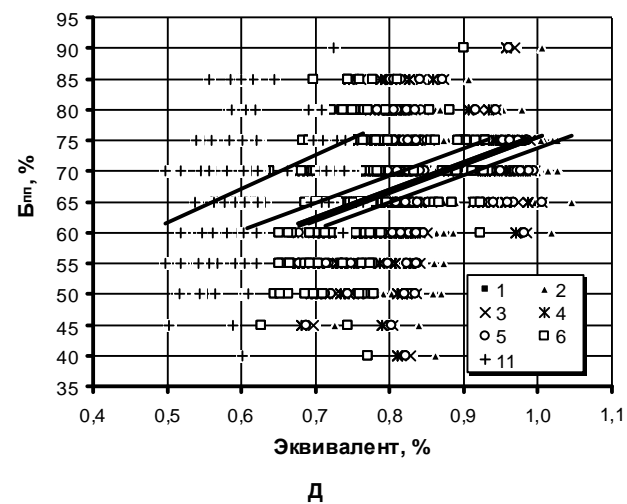
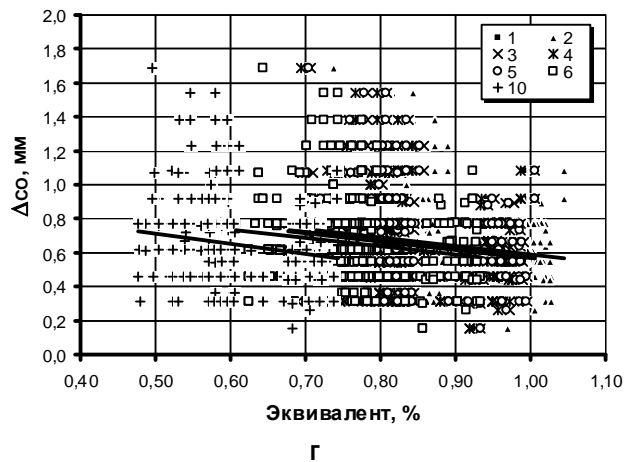
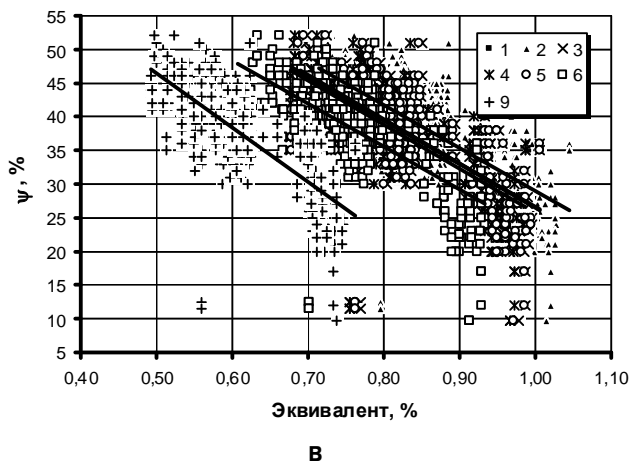
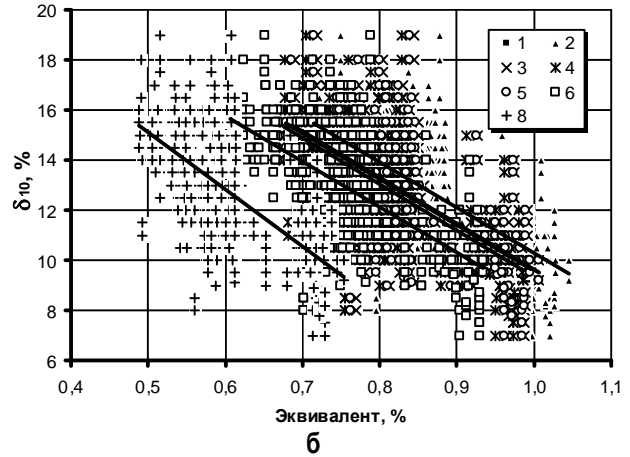
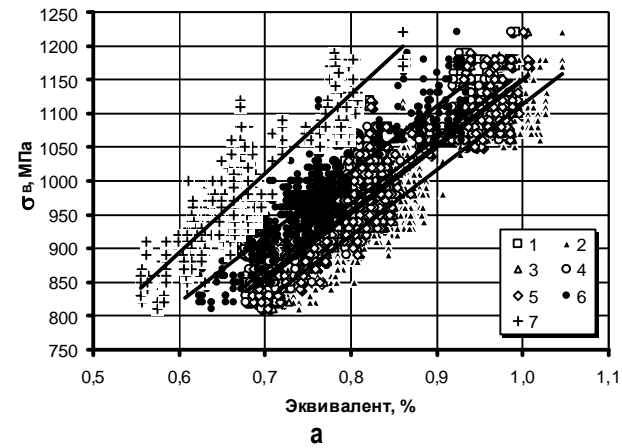
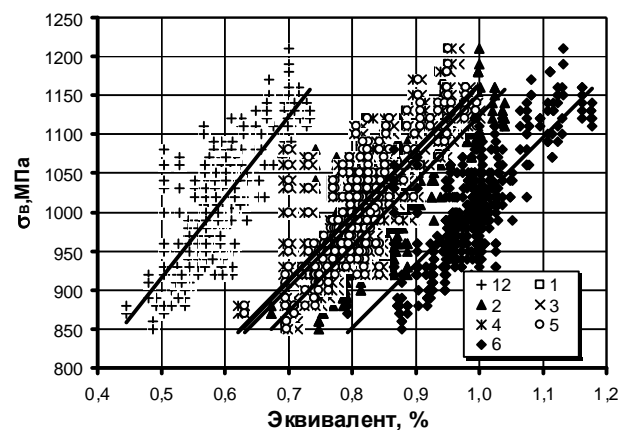


Рис. 1. Влияние характеристик химсостава на показатели механических свойств и микроструктуры катанки из стали, полученной способом ДСА: 1, 2, 3, 4, 5, и 6 – углеродные эквиваленты, рассчитанные по формулам (1)-(6) соответственно; 7, 8, 9, 10 и 11 – характеристики, рассчитанные по формулам (7)-(11) соответственно

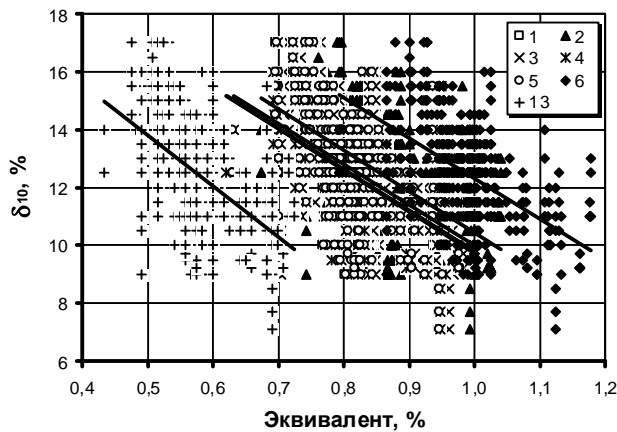
штабный коэффициент $K_M=100$, в остальных случаях $K_M=10$.

Все характеристики химсостава влияют на исследуемые показатели качества одинаковым образом. И для катанки из стали, полученной способом ДСА (рис. 1), и для катанки из стали, полученной способом ДСП (рис. 2) их увеличе-

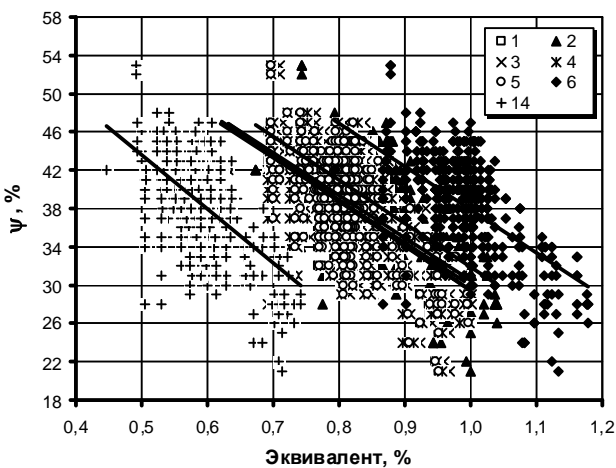
ние приводит к возрастанию временного сопротивления и к снижению показателей пластичности (δ_{10} и ψ). И в том, и в другом случае при возрастании характеристик химсостава наблюдается тенденция к увеличению доли пластического перлита, но практически не изменяется величина обезуглероженного слоя.



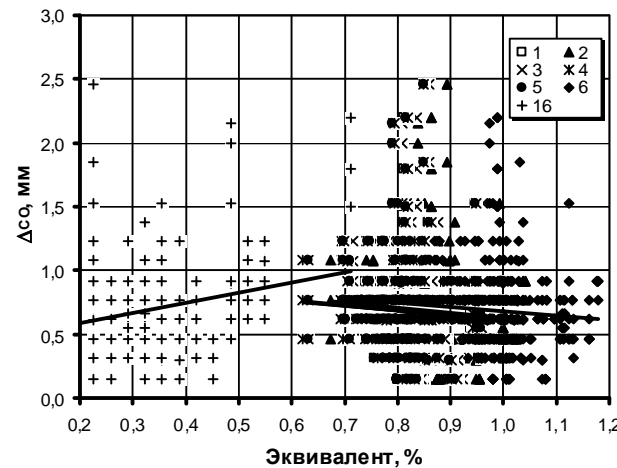
а



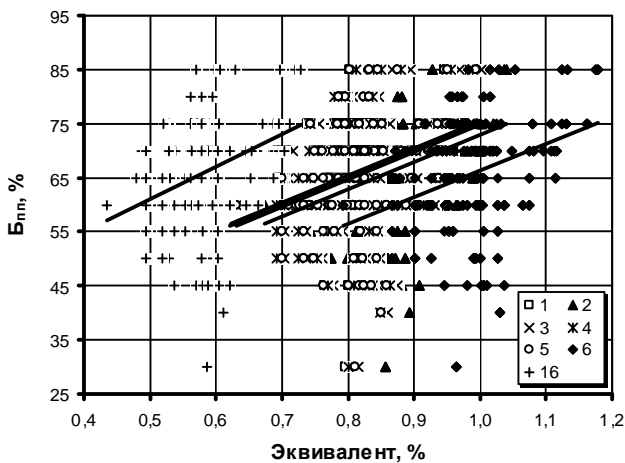
б



в



г



д

Рис. 2. Влияние характеристик химсостава на показатели механических свойств и микроструктуры катанки из стали, полученной способом ДСП: 1, 2, 3, 4, 5, и 6 – углеродные эквиваленты, рассчитанные по формулам (1)–(6) соответственно; 12, 13, 14, 15 и 16 – характеристики, рассчитанные по формулам (12)–(16) соответственно

Оценка точности описания влияния химсостава на показатели качества

Чтобы сравнить, насколько полно та или иная характеристика учитывает влияние химсостава на показатели качества, рассчитали значения коэффициента достоверности аппроксимации R^2 для соответствующих парных линейных зависимостей. С доверительной вероятностью 95% значимость R^2 наблюдается только для показателей механических свойств (табл. 3).

По сравнению с углеродными эквивалентами (1)–(6) предлагаемые характеристики в качестве факторов, как правило, дают более высокие значения R^2 . И хотя указанное различие находится в пределах 1,5–6,3%, можно считать, что они более точно отображают влияние элементов химсостава на показатели качества катанки. Кроме того, в пользу применения разработанных характеристик свидетельствует и тот факт, что они включают именно те элементы химсостава, которые присутствуют в данных марках стали и оказывают значимое влияние на свойства и мик-

Характеристика химсостава	Коэффициент достоверности аппроксимации R^2					
	ДСП			ДСА		
	σ_B , МПа	δ_{10} , %	ψ , %	σ_B , МПа	δ_{10} , %	ψ , %
X	0,6411	0,2641	0,3387	0,6824	0,3791	0,4888
Cэ ₁	0,6154	0,2676	0,3548	0,6754	0,3764	0,4673
Cэ ₂	0,6213	0,2633	0,3405	0,6791	0,3736	0,4584
Cэ ₃	0,6163	0,2614	0,3250	0,6801	0,3780	0,4730
Cэ ₄	0,6138	0,2608	0,3271	0,6770	0,3774	0,4755
Cэ ₅	0,6249	0,2664	0,3629	0,6792	0,3749	0,4609
Cэ ₆	0,6004	0,2594	0,3394	0,6693	0,3745	0,4579

роструктуру канатной катанки.

Использование разработанных характеристик повысит точность создаваемой модели взаимосвязи показателей качества с технологическими факторами процесса производства канатной катанки.

Библиографический список

1. Матвеев Б.Н. Методы повышения качества сорта и катанки // Производство проката. 2001. № 1. С. 40–47.
2. Исследование качества катанки, прокатанной на стане 150 с использованием низкотемпературного блока клетей / Горбанев А.А., Юнаков А.М., Шарф И. и др. // Производство проката. 2000. № 2. С. 20–27.
3. Четыркин Е.М., Калихман И.Л. Вероятность и статистика. М.: Финансы и статистика, 1982. 318 с.
4. Формирование оптимальной микроструктуры в высокоуглеродистой катанке / Парусов В.В., Сычков А.Б., Жигарев М.А., Перчаткин А.В. // Сталь. 2005. № 1. С. 82–85.
5. Прокат из стали повышенной прочности. Общие технические условия: ГОСТ 19281-89. М.: Стандартинформ, 1989. С. 18.
6. Сталь горячекатаная для армирования железобетонных конструкций. Технические условия: ГОСТ 5781-82. М.: Стандартинформ, 1982. С. 16.
7. Прокат периодического профиля из арматурной стали: СТО-АСЧМ 7-93. Магнитогорск, 1993. С. 28.
8. Румянцев М.И., Цепкин А.С., Чернущ П.С. Возможности совершенствования технологии производства жести электролитического лужения на основе учета возмущений химического состава стальной основы // Материалы 62-й научнотехнической конференции по итогам НИР за 2002–2003 гг. Т. 1 / Под ред. Г.С. Гуна. Магнитогорск: МГТУ, 2003. С. 46–48.
9. Физические свойства сталей и сплавов, применяемых в энергетике: Справочник / Под ред. Б.Е. Неймарк. М.; Л.: Энергия, 1967. 240 с.

УДК 621.771.63

Солодова Е.М., Шемшурова Н.Г., Локотунина Н.М.

ПУТИ УЛУЧШЕНИЯ ПОТРЕБИТЕЛЬСКИХ СВОЙСТВ ПРОФИЛЯ ОБШИВЫ ГРУЗОВОГО ПОЛУВАГОНА

В последние годы состояние транспортных средств подходит к критическому уровню: зачастую вагоны не отвечают запросам потребителей по механическим и геометрическим характеристикам, грузоподъемности, скорости доставки, трудоемкости погрузочно-разгрузочных работ.

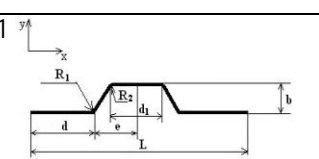
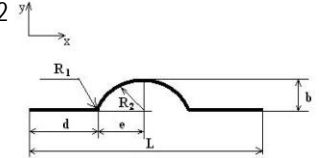
В значительной мере в вагоностроении используются профили высокой жесткости (ПВЖ) – листовые профили с периодически повторяющимися продольными или поперечными гофрами, характе-

ризующиеся высокой конструктивной готовностью и низкой материалоемкостью. Они являются важными деталями конструкции грузовых полувагонов производства ФГУП «ПО Уралвагонзавод».

Основным недостатком ПВЖ с продольными гофрами является пониженная жесткость в поперечном направлении. Для повышения жесткости в обоих направлениях предложено наносить и продольные, и поперечные гофры на одно и то же место заготовки, такие профили получили

Таблица 1

Расчетные значения геометрических характеристик гофров жесткости

Вид гофра	J_y см ⁴	J_x см ⁴	W_y см ³	W_x см ³	F см ²	B мм
1 	6480	67,7	216	25,3	21,6	600
2 	815	37,5	54,8	28,9	11,6	298

Примечание:

 J_x, J_y – момент инерции поперечного сечения гофра относительно осей x и y ; W_x, W_y – момент сопротивления поперечного сечения гофра относительно осей x и y ; B – ширина элемента заготовки для формовки гофра; F – площадь поперечного сечения гофра.

Таблица 2

Расчетные значения оптимальных размеров гофров жесткости

Вид гофра	Элементы гофра					
	L	b	d	d_1	e	R_1, R_2
1	600	39,6	200	75	100	50
2	298	39,6	72	–	77	26

$$\Pi_{\text{проф}} = \frac{W_{\text{проф}} \cdot \sigma_{\text{Впроф}}}{W_{\text{баз}} \cdot \sigma_{\text{Вбаз}}}, \quad (2)$$

где $W_{\text{проф}}, W_{\text{баз}}$ – момент сопротивления нового и базового профилей; $\sigma_{\text{Впроф}}, \sigma_{\text{Вбаз}}$ – временное сопротивление разрыву нового и базового профилей.

Чтобы увеличить прочностные характеристики профиля или оставить их на прежнем уровне, необходимо максимизировать целевую функцию.

Значения характеристик механических свойств и массовых долей химических элементов (варьируемые параметры) в стали марки 10ХНДП изменяются в пределах в соответствии с ГОСТ 19282 и доверительным интервалом [2].

В качестве ограничений выбраны запас пластичности металла (q) и отношение σ_T/σ_B :

$$q = \frac{2 \cdot \ln(1 + 0,94 \cdot \delta_5)}{\varepsilon_i} > 1,5, \quad (3)$$

где δ_5 – относительное удлинение металла при

название профилей изотропной жесткости (ПИЖ). Их, как и ПВЖ, предполагается производить на уникальном 3-клетьевом профилегибочном агрегате (ПА) 1–5 × 300–1650.

Применение ПИЖ в качестве боковой обшивы грузовых железнодорожных полувагонов позволит сократить количество горячекатаных стоек из корытного профиля, которые в настоящее время используют для повышения жесткости конструкции полувагона в поперечном направлении. Кроме того, данное решение позволит облегчить эту конструкцию.

С помощью Microsoft Excel была разработана программа оптимизации формы и размеров ПИЖ и предложен новый вид профиля из стали марки 10ХНДП толщиной 3,6 мм.

Форму гофров в продольном направлении листа предложено оставить аналогичной существующей верхней обшиве полувагона (т.е. трапециевидной), а поперечный гофр с целью минимизации концентрации напряжений должен иметь форму полукруга. Размеры трапециевидного гофра остаются такими же, как у аналога, а форму и размеры полукруглого гофра выбираем, решая задачу оптимизации. Так как необходимо повысить жесткость профиля в поперечном направлении, то в качестве целевой функции выбираем момент сопротивления (W_x) относительно оси x . Варьируемыми параметрами являются элементы гофров жесткости.

В результате решения задачи оптимизации получены размеры поперечных гофров, которые представлены в табл. 1 и 2. Величины варьируемых параметров удовлетворяют ограничениям задачи.

Таким образом, предлагаемые ПИЖ позволят повысить момент сопротивления относительно оси x на 97,8%, а значит, и жесткость верхней боковой обшивы полувагона в поперечном направлении повысится.

Кроме геометрических параметров необходимо было оптимизировать механические свойства профиля. В этом случае в качестве целевой функции был выбран показатель «временное сопротивление разрыву» листовой заготовки для обшивы полувагона из стали марки 10ХНДП:

$$\sigma_B = 470,52 \mp 56,95Cr - 4271,09N_2 + 193,03Al + 1685,42Ti. \quad (1)$$

В дальнейшем предполагается комплексная оптимизация ПИЖ по геометрическим параметрам и механическим свойствам профиля. В этом случае за целевую функцию принимаем относительный показатель прочности, удовлетворяющий критериям конструктивной прочности [1]:

испытании образцов на растяжение; ε_i – интенсивность деформации наружных волокон в месте изгиба заготовки.

Известно [3], что запас пластичности металла при профилировании не должен быть меньше 1,5, так как промышленный металл имеет значительное колебание механических свойств из-за неоднородности химического состава в стали и неравномерной деформации. Кроме того, при профилировании важную роль играет соотношение величины зазора между валками и фактической толщиной формующего металла, которая может быть с плюсовым допуском. В этом случае металл в местегиба получает дополнительную деформацию. Поэтому коэффициент запаса пластичности должен быть не менее полутора – двух единиц [3].

Одним из показателей бездефектной деформируемости заготовки при профилировании является величина отношения σ_T/σ_B . Для стали 10ХНДП оптимальная величина (в аспекте предотвращения трещинообразования и волнистости кромок профилей), определенная ранее, $\sigma_T/\sigma_B = 0,72-0,75$ [4]. Предварительно определены рекомендуемые значения процентного содержания химических элементов в стали марки 10ХНДП, которые определяют наилучшие механические свойства при производстве ПИЖ.

Таблица 3

Элементы химического состава, %					Значения механических характеристик профиля		
C	Cr	N ₂	Al	Ti	σ_B , Н/мм ²	σ_T , Н/мм ²	δ_4 , %
0,12	0,8	0,008	0,15	0,001	512,6	390,2	30,3

Библиографический список

1. Шемшуроа Н.Г., Локотунина Н.М., Антипанов В.Г., Корнилов В.Л. Пути повышения потребительских свойств гнутых профилей, производимых в ОАО «ММК»: Учеб. пособие. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. 99 с.
2. Оценка качества стали для производства профилей изотропной жесткости / Е.М. Солодова, Н.Г. Шемшурова, Н.М. Локотунина // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Межрегион. сб. науч. трудов. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. С. 98–101.
3. Шемшурова Н.Г. Профили высокой жёсткости: Метод. указ. к практическим занятиям, самостоятельной работе, курсовому и дипломному проектированию для студентов спец. 1106. Магнитогорск: МГМА, 1997.
4. Корнилов В.Л. Совершенствование технологии производства стальных гнутых профилей с целью повышения их потребительских свойств: Дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск: МГТУ, 2000.

ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ

УДК 621.777: 621.777.22

Беляев С.В., Сидельников С.Б., Довженко И.Н., Пешанский А.С., Разумкин В.В.

АНАЛИТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ТЕМПЕРАТУРНЫХ УСЛОВИЙ ПРОЦЕССА ПОЛУНЕПРЕРЫВНОГО ПРЕССОВАНИЯ

Профили из низколегированных легкодеформируемых алюминиевых сплавов типа АД31 представляют собой высокоэффективный вид металлопродукции, который имеет развитый мировой рынок с постоянным приростом потребления и составляет 85–90% от всего объема прессованной продукции [1]. Основным способом производства данных профилей является прямое полунепрерывное прессование на автоматизированном комплексе с мощным гидравлическим прессом, оснащенным тянущим устройством профиля на выходе из канала матрицы, с закалкой на столе пресса и использованием форкамерных матриц [2].

Температуры нагрева прессового инструмента и заготовки для прессования, выходная температура профиля и ее изменение в процессе выдавливания оказывают решающее влияние на достижение максимально возможной скорости прессования и требуемого качества профилей. Поэтому расчет температурных условий для полунепрерывного прессования является актуальной задачей, обеспечивающей рациональное построение технологии производства профилей из легкодеформируемых алюминиевых сплавов.

Определение температурных полей при прессовании связано с решением сопряженной краевой задачи нестационарной теплопроводности в системе деформируемый металл и прессовый инструмент, которая не имеет замкнутого решения [3]. При решении данной задачи возникают значительные трудности, что обусловило привлечение различных методов при проведении исследований и осуществлении расчетов температурных условий.

Расчет температурных условий процесса прессования можно выполнить численными методами, так как увеличение мерности и факторности задачи приводят лишь к увеличению объема вычислений и необходимости применения ЭВМ с соответствующим объемом памяти и быстродействием [4, 5]. В то же время по-прежнему актуально применение инженерных методов расчета, особенно тогда, когда получена аналитическая зависимость с достаточной степенью точности. Инженерные ме-

тоды расчета температурных условий, как правило, основаны на уравнении теплового баланса [4]. Весь объем заготовки делится на элементарные блоки, число которых зависит от характера рассматриваемой задачи. Для каждого блока составляют уравнение теплового баланса

$$\Delta Q_i = c_i \gamma_i V_i (T_{i1} - T_{i0}), \quad (1)$$

где ΔQ_i – приобретенное или утраченное тепло i -м блоком за интервал времени Δt ; c_i, γ_i – теплоемкость и плотность прессуемого металла; V_i – объем блока; T_{i1}, T_{i0} – температура блока в начале и конце интервала времени Δt .

Во время полунепрерывного прессования элементарные блоки прессуемого металла проходят следующие характерные зоны по интенсивности выделения и расположению источников тепла (рис. 1):

- зона прессуемого металла в контейнере на подходе к очагу деформации, где действуют поверхностные источники тепла от трения на поверхности контейнера и заготовки $q_{ТРК}$;
- очаг деформации в контейнере, где действуют поверхностные источники тепла от трения на поверхности очага деформации в контейнере $q_{ТРКД}$ и объемные источники тепла в очаге деформации в контейнере $q_{VKД}$;
- зона прессуемого металла в форкамере на подходе к очагу деформации в ней, где действуют поверхностные источники тепла от трения на поверхности заготовки и форкамеры $q_{ТРКФ}$;
- очаг деформации в форкамере, где действуют поверхностные источники тепла от трения на поверхности очага деформации в форкамере $q_{ТРКФД}$, объемные источники тепла в очаге деформации в форкамере $q_{VKФ}$;
- зона прессуемого металла, находящегося в рабочем канале матрицы, где действуют поверхностные источники тепла от трения на поверхности профиля и матрицы $q_{ТРМ}$.

Выходную температуру пресс-изделия можно определить по формуле

$$T_{\text{ПР}}(t) = T_{10} + \Delta T_{1K}(t_{1K}) + \Delta T_{1KD}(t_{1KD}) + \Delta T_{1\Phi}(t_{1\Phi}) + \Delta T_{1\Phi D}(t_{1\Phi D}) + \Delta T_{1M}(t_{1M}), \quad (2)$$

где $t_1 = t_{1K} + t_{1KD} + t_{1\Phi} + t_{1\Phi D} + t_{1M}$ – время прессования элементарного блока металла;

$\Delta T_{1K}, \Delta T_{1KD}, \Delta T_{1\Phi}, \Delta T_{1\Phi D}, \Delta T_{1M}$ – изменение температуры элементарного блока металла во время прохождения вышеперечисленных характерных зон.

Рассмотрим элементарный цилиндрический блок размером dx , находящийся в контейнере на расстоянии x перед очагом деформации в контейнере (см. рис. 1). Время перемещения данного блока до очага деформации составит

$$t_{1K} = \frac{x}{v_{\text{ПР}}}, \quad (3)$$

где $v_{\text{ПР}}$ – скорость прессования.

Принимая во внимание, что во время подхода данного блока металла до очага деформации на его теплосодержание оказывают влияние теплообмен с контейнером в вертикальном направлении и в горизонтальном направлении – вдоль оси прессования от очага деформации, изменение температуры данного блока перед очагом деформации будет равно

$$\Delta T_{1K}^{\text{вер}} + \Delta T_{1K}^{\text{гор}} + \Delta T_{1K}^{\text{гор}}, \quad (4)$$

где $\Delta T_{1K}^{\text{вер}}, \Delta T_{1K}^{\text{гор}}$ – изменение температуры прессуемого металла на подходе к очагу деформации от теплообмена в вертикальном и горизонтальных направлениях соответственно.

Составляющие $\Delta T_{1K}^{\text{вер}}, \Delta T_{1K}^{\text{гор}}$ определяем на основе теплового баланса элементарного блока, а затем находим изменение средней температуры прессуемого металла от теплообмена в верти-

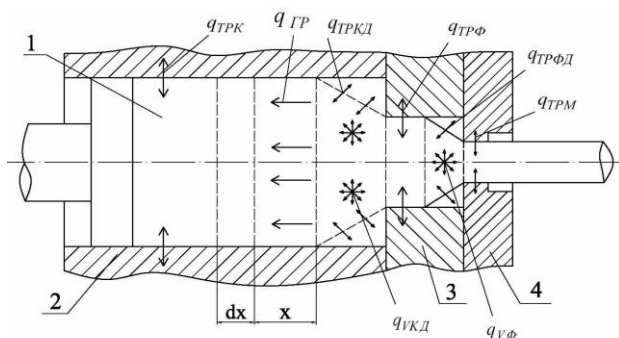


Рис. 1. Тепловое воздействие при прессовании с форкамерной матрицей:

- 1 – заготовка; 2 – контейнер;
- 3 – форкамера; 4 – матрица

кальном направлении во время его движения к очагу деформации в контейнере

$$\Delta T_{1K}^{\text{вер}} = \frac{4t_{1K}}{c_1\gamma_1(k_1+1)D_K} \left(\varphi_{\text{ТРК}}k_1 - \frac{2\Delta T \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1K}}} \right), \quad (5)$$

где $q_{\text{ТРК}} = \mu_K \sigma_{SK} v_{\text{ПР}}$; μ_K – коэффициент трения на поверхности заготовки в контейнере; σ_{SK} – среднее сопротивление деформации на границе контакта заготовки и контейнера.

Изменение средней температуры прессуемого металла в горизонтальном направлении определяем по формуле

$$\Delta T_{1K}^{\text{гор}} = \frac{2q_{VKД} \sqrt{a_1 t_{1K}}}{3c_1\gamma_1 \sqrt{\pi} (v_{\text{ПР}} + 3,2\sqrt{a_1/t_{1K}})}. \quad (6)$$

Очаг деформации в контейнере можно рассмотреть как один из блоков [4]. Тогда уравнение теплового баланса для данного блока запишется в виде

$$c_1\gamma_1 \Delta T_{1KD} \cdot V_{KD} - F_{KD} \int_0^{t_d} q_{\text{ТРКД}}(t) dt + V_{KD} \int_0^{t_d} q_{VKД}(t) dt - K_{TV} F_K \int_0^{t_d} q_{\text{ГР}}(t) dt, \quad (7)$$

где V_{KD} и F_{KD} – объем и боковая поверхность очага деформации в контейнере; $F_K = \frac{\pi D_K^2}{4}$ – площадь поперечного сечения контейнера, $K_{TV} = 1 - v_{\text{ПР}}/v_T$ – коэффициент потерь тепла; $q_{\text{ТРКД}}$ и $q_{VKД}$ – плотности источников тепла на поверхности и в объеме очага деформации.

Последние можно рассчитать по формулам:

$$q_{\text{ТРКД}} = \mu_{KD} \sigma_{SKД} v_{\text{СРКД}}, \quad (8)$$

где μ_{KD} – коэффициент трения на поверхности очага деформации в контейнере; $\sigma_{SKД}$ – среднее сопротивление деформации в очаге деформации в контейнере; $v_{\text{СРКД}}$ – средняя скорость движения прессуемого металла по поверхности очага деформации в контейнере;

$$q_{VKД} = \frac{p_K}{t_{KD}}, \quad (9)$$

где $p_K = \frac{\beta \sigma_{SKД} \cdot \ln \lambda_K}{\cos^2(\alpha_K/2)}$ – давление прессования в

очаге деформации; $\beta = 1,1$; $\lambda_k = F_k / F_\phi$ – вытяжка из контейнера в форкамеру; α_k – угол наклона образующей очага деформации в контейнере; F_k и F_ϕ – площади поперечного сечения контейнера и форкамеры; время деформации: $t_{кд} = \frac{V_{кд}}{F_k \cdot v_{пп}}$.

Из (7) находим изменение средней температуры прессуемого металла во время его движения в очаге деформации $t_{кд}$ в контейнере:

$$\Delta T_{1кд} = \frac{F_{кд} \cdot t_{кд}}{c_1 \gamma_1 (k_1 + 1) \cdot V_{кд}} \times \left(q_{ТРкд} \cdot k_1 - \frac{4q_{Vкд}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{кд}}{\pi}} - \frac{2\Delta T_{кд} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{кд}}} \right) + \frac{q_{Vкд} \cdot t_{кд}}{c_1 \gamma_1} \left(1 - \frac{2K_{TV} F_k}{3V_{кд}} \sqrt{\frac{a_1 t_{кд}}{\pi}} \right). \quad (10)$$

Методика расчета объема $V_{кд}$ и боковой поверхности очага деформации $F_{кд}$ при прессовании подробно изложена в работах И.Л. Перлина и М.З. Ерманка [3, 5].

При определении $\Delta T_{кд} = T_{\overline{TK}}(t_1) - T_{кд}$ – разности температур деформируемого металла на входе в очаг деформации и контейнера находим изменение температуры контейнера в очаге деформации [4]:

$$T_{кд} = \frac{t_1 - t_{кд}}{c_2 \gamma_2 (k_1 + 1) D_k (r^2 + r)} \times \left\{ \frac{4q_{Vкд}}{3} \sqrt{\frac{a_1 (t_1 - t_{кд})}{\pi}} \times \left[1 - 3\sqrt{\pi} (1 + 2r) \cdot i^3 \operatorname{erfc} \left(\frac{R}{2\sqrt{a_2 (t_1 - t_{кд})}} \right) \right] + q_{ТРкд} \left[1 - 4(1 + 2r) \cdot i^2 \operatorname{erfc} \left(\frac{R}{2\sqrt{a_2 (t_1 - t_{кд})}} \right) \right] + \frac{2(T_{10} - T_{20}) b_1}{\sqrt{\pi (t_1 - t_{кд})}} \left[1 - \sqrt{\pi} (1 + 2r) - \times \operatorname{ierfc} \left(\frac{R}{2\sqrt{a_2 (t_1 - t_{кд})}} \right) \right] \right\} + T_{20}, \quad (11)$$

где $R \approx 3, 2\sqrt{a_2 (t_1 - t_{кд})}$ – глубина проникновения тепла в контейнер за время контакта [6] $t_1 - t_{кд}$; $r = R/D_k$; $\operatorname{erfc}(x) = \frac{2}{\pi} \int_x^\infty e^{-x^2} dx$; $i^n \operatorname{erfc}(z) = \int_z^\infty i^{n-1} \operatorname{erfc}(z) dz$.

Изменения температуры во время прохождения прессуемого металла к очагу деформации в форкамере, через форкамеру и рабочий канал матрицы определяются аналогично

$$\Delta T_{1\phi} = \frac{t_{1\phi} (F_{H\phi} - F_{H\phiД})}{c_1 \gamma_1 (V_\phi - V_{\phiД}) (k_3 + 1)} \times \left(q_{ТР\phi} \cdot k_3 - \frac{2\Delta T_{\phiМ} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1\phi}}} \right), \quad (12)$$

где $F_{H\phi}$ и $F_{H\phiД}$ – площади наружных поверхностей; V_ϕ и $V_{\phiД}$ – объемы форкамеры и очага деформации в форкамере соответственно; $k_3 = b_1 / b_3$; $\Delta T_{\phiМ}$ – разность температур деформируемого металла в форкамере и самой форкамеры;

$$q_{ТР\phi} = \mu_{\phiК} \lambda_k v_{пп} \sigma_{S\phi}, \quad (13)$$

где $\mu_{\phiК}$ – коэффициент трения; $\sigma_{S\phi}$ – среднее сопротивление деформации деформируемого металла в форкамере.

$$\Delta T_{1\phiД} = \frac{F_{H\phiД} \cdot t_{\phiД}}{c_1 \gamma_1 (k_3 + 1) \cdot V_{\phiД}} \times \left(q_{ТР\phiД} \cdot k_3 - \frac{4q_{V\phi}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{\phiД}}{\pi}} - \frac{2\Delta T_{\phiМ} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{\phiД}}} \right) + \frac{q_{V\phi} \cdot t_{\phiД}}{c_1 \gamma_1}, \quad (14)$$

где $q_{ТР\phiД}$ и $q_{V\phi}$ – плотность источников тепла на поверхности и в объеме очага деформации:

$$q_{ТР\phiД} = \mu_{\phiД} \sigma_{S\phi} v_{СР\phiД} \lambda_k, \quad (15)$$

где $\mu_{\phiД}$ – коэффициент трения на поверхности очага деформации в контейнере; $v_{СР\phiД}$ – средняя скорость движения прессуемого металла по поверхности очага деформации в форкамере;

$$q_{V\phi} = \frac{p_\phi}{t_{\phiД}}, \quad (16)$$

где $p_\phi = \frac{\beta \sigma_{S\phi} \cdot \ln \lambda_\phi}{\cos^2(\alpha_\phi / 2)}$ – давление прессования в

очаге деформации; $\beta = 1,1$; $\lambda_\phi = F_\phi / F_{PP}$ – вытяжка из контейнера в профиль; α_ϕ – угол наклона образующей очага деформации в форкамере; F_{PP} – площадь поперечного сечения профиля; $t_{\phiД} = \frac{V_{\phiД}}{F_\phi \cdot v_{PP} \cdot \lambda_K}$.

$$\Delta T_{1M} \frac{t_{1M} \Pi_{PP}}{c_1 \gamma_1 F_{PP} (k_4 + 1)} \times \left(q_{TPM} \cdot k_4 - \frac{2\Delta T_{MPP} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1M}}} \right), \quad (17)$$

где Π_{PP} – периметр профиля; $k_4 = b_1 / b_4$; ΔT_{MPP} – разность температур профиля и матрицы;

$$q_{TPM} = \mu_M \lambda_\Sigma v_{PP} \sigma_{S\phi}, \quad (18)$$

где μ_M – коэффициент трения на поверхности калибрующего пояска матрицы.

Подставляя найденные значения изменения температуры элементарного блока во время прохождения характерных зон при прессовании в (2), можно определить выходную температуру пресс-изделия:

$$T_{PP}(t) = T_{10} + \frac{1}{c_1 \gamma_1} \left[\frac{4t_{1K}}{(k_1 + 1)D_K} \times \left(q_{TRK} k_1 - \frac{2\Delta T \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1K}}} \right) + \frac{2q_{VKД} \sqrt{a_1 t_{1K}}}{3\sqrt{\pi} (v_{PP} + 3,2\sqrt{a_1/t_{1K}})} + \frac{F_{КД} \cdot t_{КД}}{(k_1 + 1) \cdot V_{КД}} \times \left(q_{TRКД} \cdot k_1 - \frac{4q_{VKД}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{КД}}{\pi}} - \frac{2\Delta T_{Д} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{КД}}} \right) \right]$$

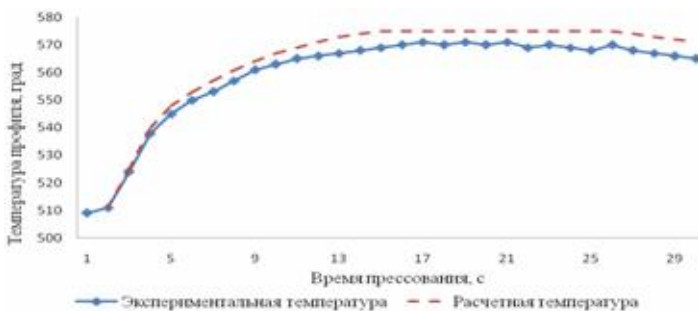


Рис. 2. Изменение выходной температуры профиля из сплава АД31

$$+ q_{VKД} \cdot t_{КД} \left(1 - \frac{2K_{TV} F_K}{3V_{КД}} \sqrt{\frac{a_1 t_{КД}}{\pi}} \right) + \frac{t_{1\phi} (F_{H\phi} - F_{H\phiД})}{(V_\phi - V_{\phiД}) (k_3 + 1)} \left(q_{TP\phi} \cdot k_3 - \frac{2\Delta T_{\phi M} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1\phi}}} \right) + \frac{F_{H\phiД} \cdot t_{\phiД}}{(k_3 + 1) \cdot V_{\phiД}} \left(q_{TP\phiД} \cdot k_3 - \frac{4q_{V\phi}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{\phiД}}{\pi}} - \frac{2\Delta T_{\phi M} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{\phiД}}} \right) + q_{VK} \cdot t_{\phiД} + \frac{t_{1M} \Pi_{PP}}{F_{PP} (k_4 + 1)} \times \left(q_{TPM} \cdot k_4 - \frac{2\Delta T_{MPP} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1M}}} \right). \quad (19)$$

Полученное выражение можно упростить, при этом оно примет следующий вид:

$$T_{PP}(t) = T_{10} + \frac{1}{c_1 \gamma_1} \left[\frac{4t_{1K}}{(k_1 + 1)D_K} \times \left(q_{TRK} k_1 - \frac{2\Delta T \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{1K}}} \right) + \frac{9(D_K^2 - D_\phi^2)t_{КД}}{(k_1 + 1)(D_K^3 - D_\phi^3)} \times \left(q_{TRКД} \cdot k_1 - \frac{4q_{VKД}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{КД}}{\pi}} - \frac{2\Delta T_{Д} \cdot b_1}{\sqrt{\pi \cdot t_{КД}}} \right) + q_{VKД} \cdot t_{КД} \left(1 - \frac{2,6D_K^2 K_{TV}}{D_K^3 - D_\phi^3} \sqrt{\frac{a_1 t_{КД}}{\pi}} \right) + \frac{P_\phi t_{1\phi}}{(k_3 + 1)F_\phi} \left(q_{TP\phi} k_3 - \frac{4q_{V\phi}}{3} \sqrt{\frac{a_1 \cdot t_{1\phi}}{\pi}} \right) + q_{V\phi} \cdot t_{1\phi} + \frac{t_{1M} \Pi_{PP} k_3 \cdot q_{TPM}}{F_{PP} (k_3 + 1)} \right], \quad (20)$$

где $D_\phi = \sqrt{\frac{4F_\phi}{\pi}}$ и $D_{PP} = \sqrt{\frac{4F_{PP}}{\pi}}$ – приведенные диаметры форкамеры и профиля; P_ϕ, P_{PP} – периметры форкамеры и профиля соответственно.

Данная методика является вполне обоснованной, так как рассматриваемая задача не имеет замкнутого решения, и температурные условия определяются только путем последовательных приближений. Следует также отметить, что точность расчетов будет в значительной мере зависеть от правильности задания уравнения реологии прессуемого металла.

Результаты расчетов по вышеприведенной методике были сопоставлены с экспериментальными данными (рис. 2) для случая прессования профиля из сплава АД31 в виде полосы размерами 2×100 мм из заготовки диаметром 145 мм и длиной 500 мм (диаметр контейнера 150 мм) на прессе усилием 12,5 МН.

Замер выходной температуры профиля на выходе из канала матрицы проводили с помощью пирометрического сканирующего устройст-

ва. Достаточная сходимость расчетных и экспериментальных данных показывает возможность применения представленной методики для инженерных расчетов температурных условий, проведения анализа влияния основных параметров процесса на изменение температурных условий при прессовании и разработки оптимальной технологии производства профилей.

Библиографический список

1. Бережной, В.Л. Новые технологии и оборудование будущего в производстве пресс-изделий [Текст] / В.Л. Бережной // Технология легких сплавов. 2006. № 1–2. С. 52–61.
2. Довженко, Н.Н. Система автоматизированного проектирования технологии прессования металлов. Научное методическое обеспечение: монография [Текст] / Н.Н. Довженко, С.Б. Сидельников, Г.И. Васина / ГАЦМиЗ. Красноярск, 2000. 196 с.
3. Перлин, И.Л. Теория прессования металлов [Текст] / И.Л. Перлин, Л.Х. Райтбарг. М.: Металлургия, 1975. 447 с.
4. Райтбарг, Л.Х. Прессование труднодеформируемых алюминиевых сплавов с градиентным нагревом [Текст] / Л.Х. Райтбарг, А.К. Киркин, Ю.Д. Кот // Технология прогрессивных процессов производства профилей и труб. М.: Цветметинформация, 1969. С. 36–46.
5. Ерманок, М.З. Прессование профилей из алюминиевых сплавов [Текст] / М.З. Ерманок, В.И. Фейгин, Н.А. Сухоруков. М.: Металлургия, 1977. 264 с.
6. Беляев, С.В. Температурные условия деформации заготовки в принудительно охлаждаемом контейнере [Текст] / С.В. Беляев, В.А. Кузьменко. Красноярск, 1991. 20 с. Деп. В ЦНИИцветмет экономики и информации 17.06.91, № 1987-УМ 91.

НАДЕЖНОСТЬ И ДОЛГОВЕЧНОСТЬ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

УДК 621.771.079

Мироненков Е.И., Жиркин Ю.В., Чумиков А.М., Платов С.И.

НАПРАВЛЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ РЕСУРСА УЗЛОВ ТРЕНИЯ В ПРИВОДАХ СКИПОВЫХ ЛЕБЁДОК ДОМЕННОГО ЦЕХА ОАО «ММК»

Комплексное решение вопросов повышения ресурса подшипников качения и зубчатых передач в различных приводах является немаловажной проблемой, над которой приходится постоянно работать. Объектом исследования выбраны тяжело нагруженные редуктора скиповых лебедок доменного цеха.

В узлах трения подшипников качения редукторов скиповых лебедок применяется пластичный смазочный материал, доставка его осуществляется автоматизированными централизованными системами, а минеральное масло применяется в узлах трения зубчатых передач, где используются картерные системы смазывания.

Одним из направлений повышения ресурса является совершенствование существующих централизованных станций и прорабатывается вопрос включения их в работу от приборов, фиксирующих изменение нагрузок на электродвигателях приводов скиповых лебедок, взамен командных электрических приборов (КЭПов).

Второе направление – это использование компактных циркуляционных систем смазывания, установленных непосредственно на редукторах, где рабочей емкостью является картер редуктора. Насосом через фильтры происходит всасывание масла из картера и последующее его нагнетание об-

ратно в редуктор.

В любом случае совмещение различных способов смазывания требует надежной герметизации узлов трения – это третье направление, связанное с повышением ресурса подшипников качения и зубчатых передач приводов скиповых лебедок. Хорошо себя зарекомендовали в промышленном оборудовании полиуретановые и фторкаучуковые уплотнения.

Четвертым направлением является подбор смазочных материалов для редукторов скиповых лебедок. Известно, что правильно подобранная марка минерального или синтетического масла существенно повышает срок службы редукторов, снижает расходы на ремонт, стоимость которого может колебаться в условиях доменного цеха от одного до тридцати пяти миллионов рублей и более.

В табл. 1 представлены полученные данные на контактную прочность зубьев редукторов скиповой лебёдки, откуда сделан общий вывод о необходимости проведения дальнейших исследований, направленных на подтверждение выбранных направлений.

На действующем оборудовании провести полные исследования сложно, поэтому необходимо совместить их с исследованиями на специальном разработанном для этих целей лабора-

Таблица 1

Данные расчета на контактную прочность зубьев редукторов скиповой лебёдки

Наименование	Контактные напряжения P_{max} , МПа	Вид контакта	Скорость скольжения v_s , м/с
Большой редуктор	280	Насыщенный пластический контакт	0,26
Малый редуктор	200	Насыщенный пластический контакт	1,43

Таблица 2

Рассчитанные параметры редуктора лабораторного стенда

Наименование	Крутящий момент на колесе M_k , Нм	Скорость скольжения в зубчатом зацеплении v_s , м/с	Окружное усилие в зубчатом зацеплении P_k , Н	Угловая скорость шестерни редуктора $\omega_{ш}^{ac}$, с ⁻¹
Редуктор лабораторного стенда	122	1,28	1214	138

торном стенде (ЛС).

В табл. 2 представлены рассчитанные параметры редуктора лабораторного стенда.

Расчёты проводили по следующей методике:

1. Расчёт крутящего момента на колесе.

Величину крутящего момента M_k на колесе редуктора ЛС нашли из условия равенства контактных напряжений в зубчатых зацеплениях барабана лебедки и редуктора [1]

$$M_k = \frac{P_{\max}^2 \cdot u^2 \cdot A^2 \cdot b}{7,5 \cdot 10^4 (u+1)^3 \cdot K} = \frac{280^2 \cdot 2^2 \cdot 0,16^2 \cdot 0,04}{7,5 \cdot 10^4 (2+1)^3 \cdot 1,3} = 122 \cdot 10^{-6} \text{ МН} \cdot \text{м} = 122 \text{ Н} \cdot \text{м}.$$

2. Расчёт скорости скольжения в зубчатом зацеплении редуктора ЛС [1].

$$\beta = \arcsin \left[0,95 \left(1 + \frac{3,0}{107} \right)^{-1} \right] = 74,8;$$

$$k = 0,31 \cdot 0,16 - 0,95 \frac{0,107}{\text{tg } 74,8} +$$

$$+ 0,3 \cdot 1,6 \cdot 10^{-3} = 1,16;$$

$$v_s = \left[1,16 \cdot 10^{-2} (2+1) - \frac{0,16}{2+1} \cdot \sin 20 \right] \cdot 70 = 1,28 \text{ м/с}.$$

3. Расчёт необходимого окружного усилия, действующего в зубчатом зацеплении.

$$P_k = \frac{2M_k}{m \cdot z_k} = \frac{2 \cdot 122 \cdot 10^3}{3,0 \cdot 67} = 1214 \text{ Н}.$$

4. Расчёт крутящего момента, создаваемого весом редуктора.

$$M_{k.p} = Q_p \cdot l_{u,m} = 750 \cdot 0,125 = 93,75 \text{ Н} \cdot \text{м},$$

где Q_p – вес редуктора, Н; $l_{u,m}$ – расстояние от центра тяжести редуктора до оси его вращения, м.

То есть необходимый крутящий момент практически обеспечивается весом редуктора.

Для обеспечения заданного крутящего момента необходим дополнительный момент

$$M_o = 122 - 93,75 = 28,25 \text{ Нм}.$$

Этот момент может быть обеспечен за счёт

приложения нагрузки P_o к рычагу ЛС длиной $L = 0,875 \text{ м}$

$$P_o = \frac{28,25}{0,875} = 32,3 \text{ Н}.$$

5. Расчёт кинематических характеристик экспериментальной установки.

Расчёт проводили из условия реализации на контакте зубчатого зацепления ЛС масляной плёнки толщиной h , равной толщине масляной плёнки в зацеплении большого редуктора барабана лебедки. Толщина плёнки смазочного материала определяется из зависимости [1], справедливой как для подшипников качения, так и для зубчатых зацеплений.

$$h_0 = 3,17 (\mu_0 \cdot U_{\Sigma})^{0,75} \cdot \alpha^{0,6} \cdot \rho_{np}^{0,4} \cdot g_H^{-0,15}, \quad (1)$$

где μ_0 – вязкость смазочного материала, Па·с; U_{Σ} – суммарная скорость качения на контакте, м/с; α – пьезокоэффициент вязкости, Па⁻¹; ρ_{np} – приведённый радиус кривизны, м; g_H – нагрузка на единицу длины контакта, Н/м.

В соответствии с положениями теории подобия [2] представили зависимость (1) в виде масштабных коэффициентов. Принимая коэффициент толщины масляной плёнки $m_h = 1$ и коэффициент контактных напряжений $m_{\sigma} = 1$ (условие однозначности физических условий на контакте):

$$1 = \frac{(m_{\mu} \cdot m_{U_{\Sigma}})^{0,75} \cdot m_{\alpha}^{0,6} \cdot m_{\rho}^{0,4}}{m_{g_H}^{0,15}}. \quad (2)$$

При использовании одного и того же смазочного материала $m_{\mu} = 1$, $m_{\alpha} = 1$, тогда

$$m_{U_{\Sigma}} = \left(\frac{m_{g_H}^{0,15}}{m_{\rho}^{0,4}} \right)^{\frac{1}{0,75}}; \quad (3)$$

$$m_{g_H} = \frac{M_k^m \cdot d_k^H \cdot b^H}{M_k^H \cdot d_k^m \cdot b^m} = \frac{96,3 \cdot 2,38 \cdot 0,636}{90 \cdot 10^3 \cdot 0,1 \cdot 0,04} = 0,44.$$

Приведённый радиус кривизны в полюсе зацепления [1]

$$\rho_{np} = \frac{d_u \cdot u \cdot \sin \alpha}{2(u+1) \cdot \cos \beta}.$$

Масштабный коэффициент приведённого радиуса кривизны

$$m_p = \frac{d_{ш}^{эу} \cdot u^{эу} \cdot (u^{\delta} + 1) \cdot \cos \beta^{\delta}}{d_{ш}^{\delta} \cdot u^{\delta} \cdot (u^{эу} + 1) \cdot \cos \beta^{эу}} =$$

$$= \frac{0,1 \cdot 2 \cdot (5,96 + 1) \cdot \cos 30}{0,4 \cdot 5,96 \cdot (2 + 1) \cdot \cos 22,6} = 0,19.$$

Тогда масштабный коэффициент суммарной скорости качения

$$m_{U_{\Sigma}} = \left(\frac{m_{qH}^{0,15}}{m_p^{0,4}} \right)^{\frac{1}{0,75}} \left(\frac{0,41^{0,15}}{0,19^{0,4}} \right)^{\frac{1}{0,75}} = 1,97.$$

Суммарная скорость качения в полюсе зацепления

$$U_{\Sigma} = d_{ш} \cdot \omega_{ш} \cdot \sin \alpha;$$

$$m_{U_{\Sigma}} = \frac{d_{ш}^{эу} \cdot \omega_{ш}^{эу}}{d_{ш}^{\delta} \cdot \omega_{ш}^{\delta}}.$$

Тогда

$$\omega_{ш}^{эу} = m_{U_{\Sigma}} \frac{d_{ш}^{\delta} \cdot \omega_{ш}^{\delta}}{d_{ш}^{эу}} =$$

$$= 1,97 \frac{0,4 \cdot 2,92 \cdot 5,96}{0,1} = 138 \text{ с}^{-1}.$$

Выбираем электродвигатель 4А90Л6УЗ N = 2,2 кВт, n = 1425 об/мин, к.п.д. – 80%, cos φ = 0,83 [3].

Таким образом, используя положения теории подобия, через полученные значения масштабных коэффициентов рассчитали угловую скорость шестерни редуктора лабораторного стенда, выбрали электродвигатель и получили возможность проведения полных исследований, направленных на повышение ресурса узлов трения в приводах скиповых лебедок доменного цеха ОАО «ММК».

Библиографический список

1. Коднир, Д.С. Эластогидродинамический расчет деталей машин [Текст] / Д.С. Коднир, Е.П. Жильников, Ю.И. Байбурдов. М.: Машиностроение, 1988. 166 с.
2. Веников, В.А. Теория подобия и моделирования [Текст] / В.А. Веников, Г.А. Веников. М.: Высш. шк., 1984. 439 с.
3. Длоугий, В.В. Приводы машин: Справочник [Текст] / В.В. Длоугий, Т.И. Муха, А.П. Цупиков, Б.В. Януш; Под общ. ред. В.В. Длоугого. 2-е изд., перераб. и доп. Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1982. 383 с.
4. Жиркин, Ю.В. Надежность, эксплуатация и ремонт металлургических машин: Учебник [Текст] / Ю.В. Жиркин. Магнитогорск, МГТУ, 2002. 330 с.
5. Жиркин, Ю.В. Основы теории трения и изнашивания: Учеб. пособие [Текст] / Ю.В. Жиркин. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. 95 с.

УДК 669.18.046.518:621.746.27М

Пиксаев В.А.

ВОЗМОЖНЫЙ ПРИНЦИП МОДЕРНИЗАЦИИ МНЛЗ

В России в настоящее время в большом количестве производятся непрерывно литые заготовки для трубного штрипса и автомобильного листа, наличие прокатных дефектов на поверхности которых недопустимо. Наиболее серьезной, из-за невозможности устранения, причиной появления данных дефектов являются внутренние (гнездообразные и перпендикулярные) трещины, которые в основном образуются в процессе распрямления заготовки. Нами произведен анализ внутренней структуры темплетов, отобранных от заготовок из сталей трубных марок, произведенных на отечественной криволинейной МНЛЗ ОАО «ММК». В результате анализа обнаружено, что 93,9 и 92,7% заготовок поражено при их распрямлении соответственно гнездооб-

разными и перпендикулярными трещинами [1].

Базовым принципом проектирования отечественных МНЛЗ является подавление процесса образования высокотемпературных (залечивающихся) трещин в зоне, примыкающей к фронту кристаллизации заготовки. Для реализации данного принципа профиль криволинейного участка принимают таким, чтобы деформация от распрямления по фронту кристаллизации заготовки распределялась равномерно. Известно, что при этом в слоях, равноудаленных от геометрической оси заготовки, та же деформация распределяется неравномерно с максимумом в конце участка распрямления. Аналогично распределяется плотность потенциальной энергии распрямления в теле заготовки, что, вероятно, является причиной

образования в нем большего количества средне-температурных (не залечивающихся) трещин. В связи с этим необходима модернизация отечественных МНЛЗ и разработка ее принципа, направленного на уменьшение количества трещин в теле заготовок [2, 3].

По принятой исследователями в области ОМД модели деформация металла сопровождается его пластическим разрыхлением. Разрыхление состоит в развитии первоначальной дислокационной структуры до образования энергетически устойчивых макротрещин (трещин). Интенсивность процесса разрыхления и конечный результат его развития зависят от термомеханических условий деформации [4].

В различных элементарных объемах заготовки перед ее распрямлением сосредоточено различное количество дислокаций: элементарные объемы заготовки имеют разную степень развития дислокационной структуры. При существующих режимах разлива (скорость $v \approx 0.8$ м/мин) распрямление заготовки сопровождается увеличением в данных объемах в основном потенциальной энергией ее изгиба. Сосредоточенная в элементарных объемах потенциальная энергия обеспечивает функционирование там источников Франка-Рида, в результате действия которых количество дислокаций в них увеличивается. Скорость развития процесса зависит от определяемого плотностью потенциальной энергии количества систем скольжения, в которых действие источников становится энергетически возможным. Процесс распрямления заготовки ограничен во времени, поэтому при конкретном его режиме (исходный радиус заготовки и скорость изменения ее кривизны) устойчивые трещины образуются в элементарных объемах, имевших до распрямления определенную степень развития дислокационной структуры. Принимая во внимание существующий энергетический критерий разрушения деформируемого металла Л.Г. Степанского, можно предположить, что в результате снижения плотности потенциальной энергии количество трещин в ее теле уменьшится [5].

Таким образом, модернизация отечественных МНЛЗ должна быть направлена на снижение в заготовке плотности потенциальной энергии ее распрямления. Это возможно за счет или увеличения исходного радиуса заготовки (увеличения базового радиуса машины R_R), или за счет уменьшения скорости изменения ее кривизны (перепрофилирования участка распрямления). Наименее затратой является модернизация, состоящая в перепрофилировании участка распрямления [6].

Для оценки напряженно-деформированного состояния нами разработана математическая мо-

дель распрямления заготовки. Модель разработана на основе первой версии известного метода вязкопластических слабосжимаемых конечных элементов К. Мори, К. Осакады. Критерий пластичности Губера ими записывается следующим образом:

$$\frac{3}{2} \sigma'_{ij} \sigma'_{ij} + g \sigma_m^2 - \bar{\sigma}^2 = 0, \quad (1)$$

где σ'_{ij} – девиатор напряжений; g – малая положительная константа (0,0001); σ_m – гидростатическое напряжение; $\bar{\sigma}$ – интенсивность напряжений [7].

Принимается, что объем материала в процессе пластической деформации несколько изменяется, и напряжения могут быть рассчитаны по скорости деформации

$$\{\sigma\} [D] \{\dot{\epsilon}\}. \quad (2)$$

Поскольку сжатие конечных элементов во время деформации незначительно, что отражено в малой величине константы g , условие постоянства объема деформируемого материала приблизительно выполняется.

Дифференциальные уравнения равновесия в объеме V_e и граничные силы T_i на его поверхности S_e конечного элемента e записываются в видах:

$$\frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial X_j} + G_i = 0, \quad (3)$$

$$T_i = \sigma_{ij} n_j, \quad (4)$$

где G_i – объемная удельная сила; n_j – вектор нормали к поверхности.

После умножения уравнения (3) на скорость v_i и интегрирования результата по объему

$$\int_{V_e} \left(\frac{\partial \sigma_{ij}}{\partial X_j} + G_i \right) v_i dV_e = 0. \quad (5)$$

В результате интегрирования выражения (5) по частям и с учетом выражения (4) получено выражение виртуальной работы для конечного элемента

$$\int_{V_e} \sigma_{ij} \dot{\epsilon}_{ij} dV_e - \int_{V_e} G_i v_i dV_e = \int_{S_e} T_i v_i dS_e. \quad (6)$$

Распределение скоростей для конечного элемента записывается в виде

$$v_i = [N] \{v_e\}, \quad (7)$$

где $\{N\}$ – функция формы конечного элемента; $\{v_e\}$ – векторы узловых скоростей.

В результате дифференцирования уравнения (7) получено выражение для скоростей деформаций

$$\dot{\epsilon} = [B] \{v_e\}, \quad (8)$$

где $[B]$ – матрица, связи компонент скоростей деформаций с компонентами узловых скоростей.

Виртуальная работа для конечного элемента через вектора узловых сил $\{P\}$ с использованием выражения (7)

$$\int_{V_e} \{\dot{\epsilon}\}^T \{\sigma\} dV_e - \int_{V_e} \{v_e\}^T [N]^T \{G\} dV_e = \{v_e\}^T \{P\}. \quad (9)$$

После подстановки в выражение (9) выражений (8), (2) и необходимых преобразований для конечного элемента e получена зависимость между компонентами и узловых сил и скоростей

$$\{P\} = \left[\int_{V_e} [B]^T [D][B] dV_e \right] \{v_e\} - \int_{V_e} [N]^T \{G\} dV_e. \quad (10)$$

Или, пренебрегая массовыми силами $\{G\} \approx 0$:

$$\{P\} = \left[\int_{V_e} [B]^T [D][B] dV_e \right] \{v_e\}, \quad (11)$$

где $\sum_e P_{ik} = \begin{cases} 0 & (\text{в теле}) \\ F_{ik} & (\text{на поверхности}) \end{cases}, \quad i = x, y, z,$

$k = 1, \dots, n$; F_{ik} – внешние силы, приложенные в узлах, включая силы трения и силы, нормальные к поверхности.

В качестве граничного условия принимают касательные напряжения в зоне контакта валков с деформируемым металлом. При этом их векторы раскладывают на две ортогональные проекции по осям X и Y . Так как направление контактного касательного напряжения противоположно относительной скорости

$$\begin{aligned} \tau_{jX} &= -\tau_f (v_{mX} - v_{eX}) / \Delta v^*; \\ \tau_{jY} &= -\tau_f (v_{mY} - v_{eY}) / \Delta v^*, \end{aligned} \quad (12)$$

где v_{mX} и v_{mY} – проекции скорости металла в зоне контакта; v_{eX} и v_{eY} – проекции скорости валка.

Для плавного изменения касательного контактного напряжения в точках нейтральной линии принимают

$$\Delta v^* = \sqrt{\Delta v^2 + v_s^2}, \quad (13)$$

где Δv^* – относительная скорость; v_s – малая, сравнительно с модулем относительной скорости в удаленных от нейтральной линии областях зоны контакта, положительная константа.

Принимают, что уравнения равновесия выполняются в начале каждого шага деформации, и изменением геометрии конечных элементов и механических свойств их металла можно пренебречь.

На основании данного метода разработан оригинальный алгоритм расчета напряженно-деформированного состояния заготовки в роликовой проводке участка распрямления отечественной МНЛЗ. Уравнение (11) в нем решается для каждого шага деформации методом прямых итераций. Для реализации алгоритма создан пакет компьютерных программ, который использовали при определении напряженно-деформированного состояния заготовок сечением 1350×250 из стали 17Г1С при их литье на МНЛЗ № 4 ОАО ММК.

При реализации алгоритма был принят ряд допущений:

- толщина оболочки постоянна в промежутке между роликами и соответствует решению задачи затвердевания заготовки [3];
- температура заготовки постоянна в промежутке между роликами и соответствует решению задачи затвердевания заготовки;
- тянущие ролики абсолютно жесткие;
- настройка тянущих роликов идеальная.

Влияние жидкой фазы заменили ее ферростатическим давлением.

Касательные контактные напряжения определили по часто применяемому при решении задач, связанных с горячей деформацией металла, закону Зибеля:

$$\tau_f = m'k, \quad (14)$$

где $m' = 0,7$ – показатель сухого трения при горячей деформации; k – предел текучести на сдвиг.

Заготовку заменили ее математической моделью, в которой она представлена разбитой на тетраэдральные конечные элементы с размерами ребер от 13 до 39,5 мм (меньшие значения у кромок). Как только в процессе деформирования размеры сетки изменялись чрезмерно, разбиение

заготовки перестраивали в соответствии с требуемой точностью и скоростью расчета. Математическую модель заготовки объединили с математической моделью роликовой проводки участка распрямления МНЛЗ (рис. 1).

В качестве исходных параметров задавали:

- толщину и ширину исходной заготовки;
- зависимости, определяющие механические свойства стали [8];
- распределение температуры по объему заготовки;
- толщину оболочки заготовки в пределах участка распрямления;
- параметры, входящие в закон трения по Зибелю;
- координаты осей тянущих роликов;
- диаметры тянущих роликов;
- скорости вращения тянущих роликов.

Результатом решения было поле деформаций в теле заготовки (рис. 2).

Расчеты выполнялись на ЭВМ DESTERN COMPUTERS Intel (R) Xeon (R) CPU 51110 1,6 GHz, 1,6 GHz, 1,99 Гб ОЗУ. Один расчет занял 150 часов машинного времени, что практически исключает возможность использования

рассмотренного выше метода при проектировании и модернизации МНЛЗ.

Из рис. 2 видно, что в зоне контакта ролика с телом заготовки величина деформации достигает 10%. Объем данной зоны имеет относительно небольшую величину. За пределами зоны деформация составляет 1–3%. Такая же деформация во всей плоскости в промежутке между роликами. Деформация 1–3% может быть отнесена к малым деформациям. На основании этого для процесса распрямления может быть применена гипотеза плоских сечений. Применение данной гипотезы широко практикуется отечественными и зарубежными исследователями в области непрерывной разливки [9, 10].

Для разработки принципа модернизации определим площадь F_1 и среднюю температуру затвердевшей части T_1 поперечного сечения заготовок в пределах участка распрямления. Поперечными сечениями, отстоящими друг от друга на расстоянии dl , в теле заготовки на участке ее распрямления выделим элементарный объем. Используя гипотезу плоских сечений, определим распределение плотности потенциальной энергии распрямления [3].

$$de_{pl} = \frac{b}{6F_1} \left(\frac{1}{R_l} - \frac{1}{R_{l+dl}} \right)^2 \times \times E_l \left[3 \left(\frac{h}{2} \right)^2 \delta_l - 3 \left(\frac{h}{2} \right) \delta_l^2 + \delta_l^3 \right]. \quad (15)$$

При известном распределении плотности ее неравномерность, как отношение максимума к минимуму:

$$ne_{pl} = \frac{ne_{pl}^{max}}{ne_{pl}^{min}}. \quad (16)$$

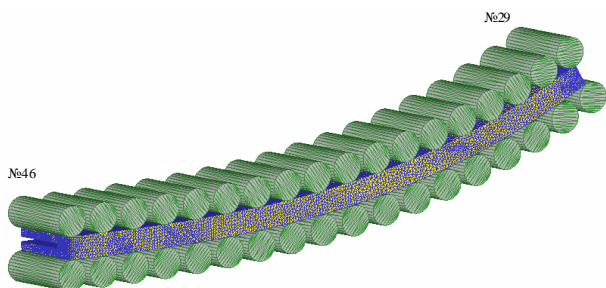


Рис. 1. Заготовка в роликовой проводке участка распрямления МНЛЗ

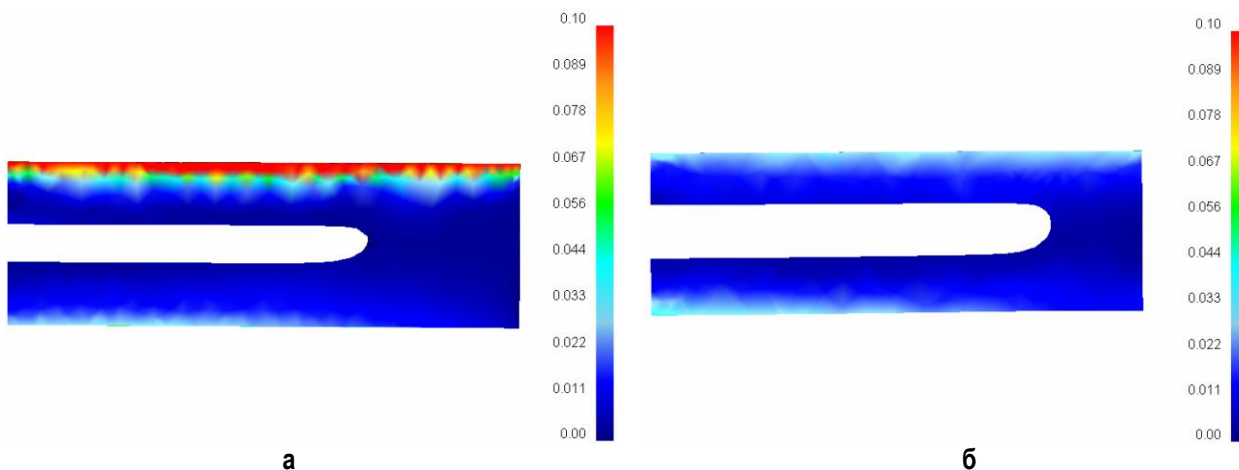


Рис. 2. Поле деформаций в плоскостях:
а – 46-й пары роликов; б – между 37-й и 38-й парами роликов

Вычислим неравномерность для различных, определяемых коэффициентом m профилей участка распрямления (рис. 3).

Из рисунка видно, что для участка распрямления отечественных МНЛЗ ($m=0.618$) характерна высокая неравномерность распределения по его длине плотности потенциальной энергии. Почти на порядок меньшее значение неравномерности распределения и плотности потенциальной энергии может быть получено при использовании профиля с $m \approx 1,1$, причем это имеет место для заготовок из всех рассмотренных марок стали.

Полученный для заготовок из трубных сталей результат был использован при модернизации МНЛЗ № 4 ОАО «ММК», состоящей в пере профилировании секций № 7 и 8 участка распрямления машины. Модернизация привела к уменьшению количества внутренних трещин на 9,6% [3].

Полученный положительный результат подтверждает эффективность разработанного принципа модернизации отечественных МНЛЗ. Суть

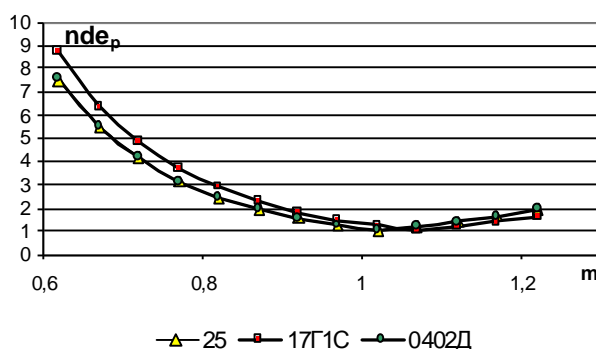


Рис.3. Неравномерность распределения плотности потенциальной энергии

принципа состоит в том, что для уменьшения количества внутренних трещин криволинейный участок машины должен быть пере профилирован так, чтобы в теле заготовки было обеспечено равномерное распределение плотности потенциальной энергии распрямления.

Библиографический список

1. Кондратов Л.А. Развитие производства стальных труб в 2002 г. // Сталь. 2003. № 1. С.81–84.
2. Пиксаев В.А. Возможный путь реконструкции МНЛЗ для производства качественных заготовок из трубных сталей // Сталь. 2005. № 8. С. 34–35.
3. Пиксаев В.А., Ячиков И.М. Опыт применения энергетического критерия при проектировании МНЛЗ // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 26–29.
4. Пластичность и разрушение / В.Л. Колмогоров, А.А. Богатов, Б.А. Мигачев и др. М.: Металлургия, 1977. 336 с.
5. Громов Н.П. Теория обработки металлов давлением. М.: Металлургия, 1978. 359 с.
6. Пиксаев В.А., Вдовин К.Н. О возможности пере профилирования участка распрямления криволинейной МНЛЗ для производства заготовок повышенного качества из сталей трубных марок // Труды восьмого конгресса сталеплавателей. М.: Черметинформация, 2005. С. 491–493.
7. Osakada, K., Nakano, J. and Mori, K., Finite Element Method for Rigid-Plastic Analysis of Metal Forming – Formulation for Finite Deformation, Int. // Mech. Sci. 1982. 24. P. 459–468.
8. Андреюк Л.В., Тюленев Г.Г., Прицкер Б.С. Аналитическая зависимость сопротивления деформации сталей и сплавов от их химического состава // Сталь. 1972. № 6. С. 522–523.
9. Машины непрерывного литья заготовок. Теория и расчет / Л.В. Буланов, Л.Г. Корзунин, Е.П. Парфенов и др. Екатеринбург: Уральский центр ПР и рекламы «Марат», 2004. 320 с.
10. Беренов А.Д., Карлинский С.Е. Совершенствование зоны вторичного охлаждения слябовых МНЛЗ в СССР и за рубежом // Конструирование и эксплуатация оборудования. Сер. 1. Металлургическое оборудование. Вып. 9. М.: ЦНИИТЭИ-тяжмаш, 1987. 36 с.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 669.15-194.561.57:539.537

Мирзаев Д.А., Яковлева И.Л., Терещенко Н.А.

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАЗРУШЕНИЯ ФЕРРИТНОЙ СТАЛИ С НЕОДНОРОДНОЙ СТРУКТУРОЙ*

Таблица 1

Химический состав исследуемых сталей, вес. %

Марка	C	N	Mn	Cr	Ni	Ti	V	Si	S	P
08X18T1	0,06	0,007	0,48	17,32	0,36	0,69	-	0,37	0,002	0,032
10X18AG19	0,12	0,55	19,39	18,50	0,17	-	0,04	0,45	0,006	0,025

В работах [1, 2] описано влияние повторной деформации на структуру и механические свойства ферритной стали 08X18T1. Показано, что в результате повторной прокатки можно достичь существенного повышения ударной вязкости стали, при этом разрушению предшествует появление в материале поперечных трещин (расслоений). Монолитный образец как бы расщепляется на несколько пластин: самая большая трещина расположена в плоскости симметрии образца, имеются также трещины, возникшие на расстоянии $\frac{1}{4}$ ширины, и другие, более мелкие. По мнению авторов [3, 4], трещины расслоения возникают в ходе движения основной трещины и меняют характер напряженного состояния подобно разрушению слоистого материала с неоднородной структурой, когда магистральная трещина ориентирована перпендикулярно слоям, но движется в направлении, параллельном им. Роль трещин расслоения, по видимому, заключается в увеличении площади разрушения и соответственно энергии, расходуемой на формирование самой поверхности и приповерхностного слоя, подвергающегося пластической деформации.

В настоящем исследовании особенности распространения трещины и характер разрушения материала исследованы на слоистых образцах, составленных из пластин. Опыты проведены для двух нержавеющей сталей: ферритной стали 08X18T1 и аустенитной 10X18AG19, их химический состав приведен в **табл. 1**.

Образцы стали 08X18T1 были вырезаны из листов промышленного проката производства ОАО «МЕЧЕЛ» толщиной 20, 4 и 2 мм так, что ось образца располагалась параллельно плоскости проката. Для характеристики направления вырезки образцов использована система координат, пока-

занная на **рис. 1**. Ориентацию задавали двумя буквами, например X(Z). Первая буква определяет ось, вдоль которой расположена длина образца (55 мм). Вторая буква характеризует ориентацию U-образного надреза, а если надреза не было, то ориентацию лезвия гильотинного ножа, когда он перерубает образец. U-образный надрез радиусом 1 мм был сделан на одних образцах в направлении Z, то есть перпендикулярно плоскости соединения пластинок, а для других в направлении Y параллельно плоскости соединения.

Заготовками для исследуемых образцов из стали 10X18AG19 послужили части бандажных колец турбогенераторов производства ОАО «УЗТМ», г. Екатеринбург, упрочненные гидрорастяжкой; при этом для ударных испытаний были изготовлены образцы двух типов, представленные на **рис. 2, а** («составной» образец) и **рис. 2, б** («сплошной» образец).

Ферритная сталь 08X18T1

Результаты ударных испытаний образцов различной конструкции приведены в **табл. 2**. Исследуемая сталь в прокате толщиной 20 мм характеризуется низкой ударной вязкостью, что обусловлено крупным зерном α -фазы и выделением мелких кристаллов карбонитридов на субграницах в условиях динамической полигонизации [2, 5–7]. Поэтому цельные образцы, вырезанные из проката толщиной 20 мм при ориентации X(Z), имеют в среднем ударную вязкость порядка 11 Дж/см². Ударная вязкость слоистых образцов, вырезанных по схеме X(Z), составила 27 Дж/см². У образцов, ориентированных X (Y), ударная вязкость оказалась максимальной 49 Дж/см².

* Работа выполнена по плану РАН (тема № ГР 01.2.006.13392) при частичной финансовой поддержке НИИ-643.2008.3.

При толщине проката 4 мм в качестве исходных цельных образцов использованы горячекатаные образцы сечением 4×10 мм, высота которых составляла 10 мм. У них были выдержаны две ориентировки: продольные образцы Y и поперечные образцы X. Образцы, составленные из двух пластин 4×10×55 мм и скрепленные шпильками, име-

ли прямоугольное сечение. Для продольных образцов наблюдалась следующая ситуация: слоистый образец, у которого надрез был расположен вдоль оси Z, показал ударную вязкость 204 Дж/см², т.е. более чем в 2,2 раза выше, по сравнению с цельным образцом, хотя следует учитывать, что форма образцов не одинаковая. При ориентировке надреза вдоль оси X наблюдалось наивысшее значение ударной вязкости, которое все же не слишком отличалось от предыдущего образца.

У образцов, вырезанных вдоль оси X, также наивысшей ударной вязкостью обладает образец, перерубаемый гильотиной перпендикулярно к плоскости сопряжения.

Образцы из холоднокатаных листов толщиной 2 мм были испытаны без надреза. Ориентация Z относится к краю гильотинного ножа, который перерубал составной образец в направлении параллельном плоскости сопряжения пластинок. Ударная вязкость цельного и составного образцов отличается в 10 раз. Но и в этом случае следует учитывать, что цельный образец имел нестандартную форму.

На образцах без надреза мы хотели проверить, определяет ли различие ударной вязкости ориентация надреза или ориентация гильотинно-

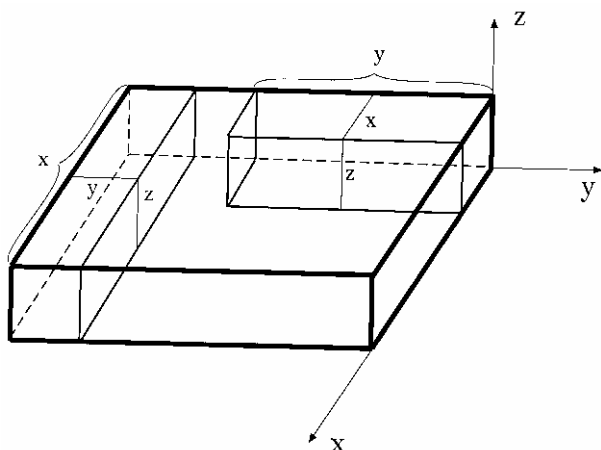


Рис. 1. Схема обозначения образцов:
 Y – направление прокатки; XY – плоскость прокатки; Z – нормаль к плоскости прокатки



а



б



в



г

Рис. 2. Внешний вид образцов из стали 10X18AГ19 после испытаний:
 а, б – температура испытания – 100°C; в, г – температура испытания – 196°C

го ножа при ударном испытании. Были использованы два образца квадратного сечения, вырезанных из проката толщиной 20 мм. Один образец был цельный, а другой состоял из пяти отшлифованных пластинок толщиной 2 мм. Ударная вязкость отличалась более чем в 2 раза и примерно такие же соотношения мы наблюдали для образцов 1а и 1б (табл. 2). Но у последних ударная вязкость была в 10 раз ниже. Видно, что относительное изменение ударной вязкости при переходе от цельного к составному практически не зависит от того, был ли сделан надрез или нет.

Аустенитная сталь 10X18AG19

В опытах на ферритной стали 08X18T1 установлено, что эффект повышения ударной вязкости составных образцов зависит от ориентации образца на испытательном копре и максимален, если направление удара гильотинного маятника перпендикулярно плоскости сопряжения пластинок. Представляло интерес исследовать, проявляется ли этот эффект на материалах с другой симметрией кристаллической решетки. В области криогенных температур аустенит исследуемой стали претерпевает магнитное упорядочение, что сопровождается аномалией физических свойств и резким охрупчиванием материала [8, 9]. Модельные испытания проведены на ударных образцах стандартной формы

10x10x55 мм из аустенитной стали 10X18AG19. Квадратное сечение как монолитных, так и составных образцов ослаблено круглым отверстием, ориентированным вдоль направления удара.

Внешний вид образцов после ударных испытаний при -100°C представлен на рис. 2, а, б. Можно видеть, что при этой температуре монолитный образец сломался, а составной лишь изогнулся, при этом значительная часть работы маятника оказалась израсходованной на разрушение сварных швов, расклепывание шпильки и деформацию пластинок вблизи нее. В этой ситуации определить ударную вязкость слоистого образца не представляется возможным и корректно сравнить последствия ударной нагрузки двух типов образцов можно, используя характеристики, приведенные в табл. 3. Угол загиба сплошного образца составляет 9 град, стрела прогиба - 2 мм. Для составного образца эти показатели в 6 и 8 раз выше, что свидетельствует о более длинном пути, пройденном ударяющей массой.

Таблица 2

Ударная вязкость монолитных и слоистых образцов из стали 08X18T1, вырезанных в различных направлениях относительно направления прокатки

№ п/п	Толщина проката, мм	Образец	Направление вырезки образца и надреза	KCU, Дж/см ²
Образцы с надрезом				
1а	20	Цельный 10x10x55 мм	X(Z)	11
1б		5 пластинок 2x10x55 мм	X(Z)	27
1в		5 пластинок 2x10x55 мм	X(Y)	49
2а	4	Цельный 4x10x55 мм	Y(Z)	88
2б		2 пластины 4x10x55 мм	Y(Z)	204
2в		2 пластины 4x10x55 мм	Y(X)	209
3а	4	Цельный 4x10x55 мм	X(Z)	150
3б		2 пластины 4x10x55 мм	X(Z)	160
3в		2 пластины 4x10x55 мм	X(Y)	220
Образцы без надреза				
4а	2	Цельный 2x10x55 мм	X(Z*)	25
4б		5 пластинок 2x10x55 мм	X(Z*)	>270
5а	20	Цельный 10x10x55 мм	X(Z*)	115
5б		5 пластинок 2x10x55 мм	X(Z*)	270

* Направление удара молота.

В таблице приведены усредненные данные по 3-м образцам.

Таблица 3

Характеристики вязкости и пластичности стали 10X18AG19 при различных условиях ударных испытаний

Характеристика	Тип образца	
	Монолитный	Составной
Температура испытания - 100°C		
Работа разрушения, Дж	78	Не сломался
Ударная вязкость, Дж/см ²	156	-
Угол загиба, град	9	60
Стрела прогиба, мм	2,1	16,0
Удлинение крайнего волокна: абсолютное (Δl_n), мм	2	6
Длина втянутого в деформацию участка растянутой стороны ($l_{дн}$), мм	6	14
Первоначальная длина деформированного участка ($l_{до}$), мм	4	8
Относительное удлинение условное (δ), %	50	75
Относительное удлинение истинное (ϵ)	0,40	0,56
Температура испытания - 196°C		
Работа разрушения, Дж	52	280
Ударная вязкость, Дж/см ²	104	560
Угол загиба, град	5	59
Стрела прогиба, мм	1,7	19,0
Удлинение крайнего волокна: абсолютное (Δl_n), мм	1	2
Длина втянутого в деформацию участка растянутой стороны ($l_{дн}$), мм	5	10
Первоначальная длина деформированного участка ($l_{до}$), мм	4	8
Относительное удлинение условное (δ), %	25	25
Относительное удлинение истинное (ϵ)	0,22	0,22

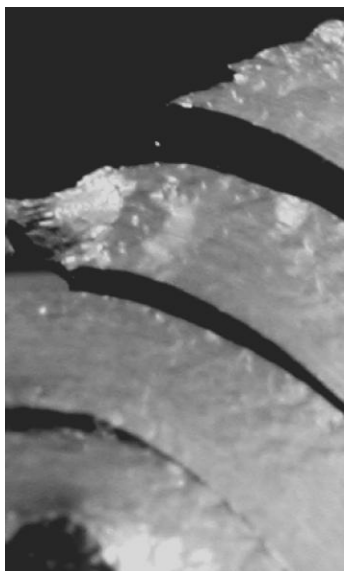


Рис. 3. Рельеф на поверхности образцов из стали 10X18AG19 после испытаний

Уже при визуальном анализе очевидно, что составной образец претерпел более существенное формоизменение в сравнении с монолитным. Оценим меру пластичности материала исследуемых образцов через количественные параметры – абсолютное удлинение крайнего волокна Δl_n , относительное удлинение δ , истинное удлинение ϵ . На ударных образцах перечисленные параметры принято рассчитывать с применением следующих формул [10]:

$$\Delta l_n = l_n - l_0;$$

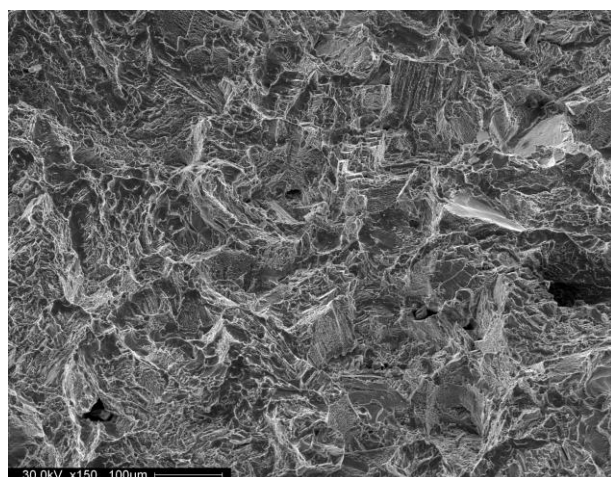
$$\delta = \Delta l_n / l_{до},$$

где $l_{до}$ – начальная длина втянутого в деформацию участка растянутой стороны,

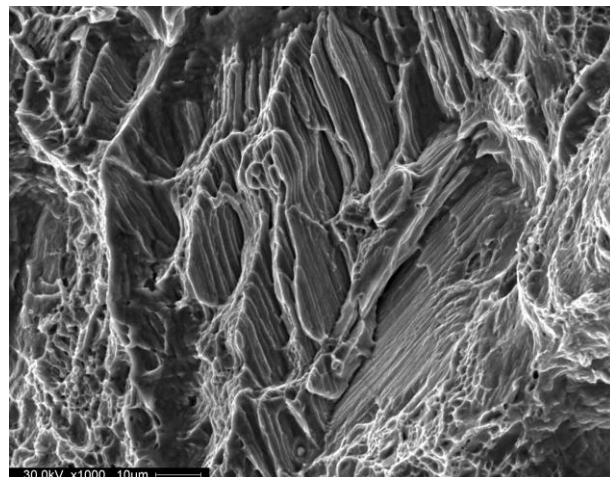
$$l_{до} = l_{дп} - \Delta l_n,$$

ϵ = натуральный логарифм $l_{дп} / l_{до}$.

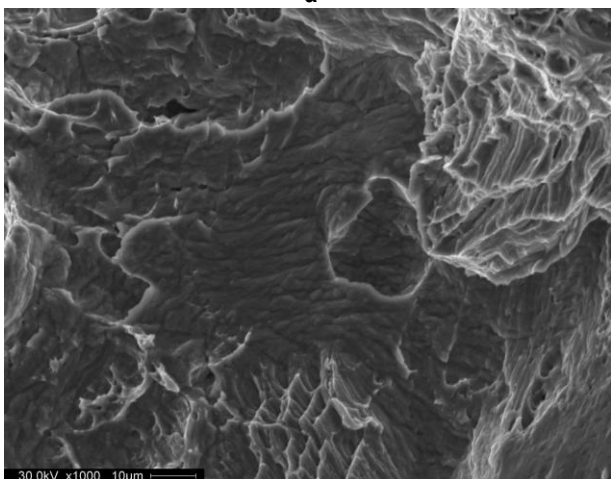
Для определения этих параметров требуется экспериментально замерить:



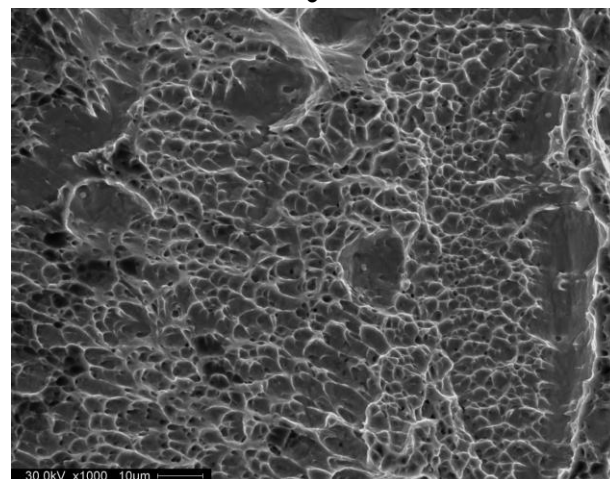
а



б



в



г

Рис. 4. Фрактограммы зоны растяжения металла в монолитном образце из стали 10X18AG19, разрушенного при -196°C : а – ув.150; б, в, г – ув.1000

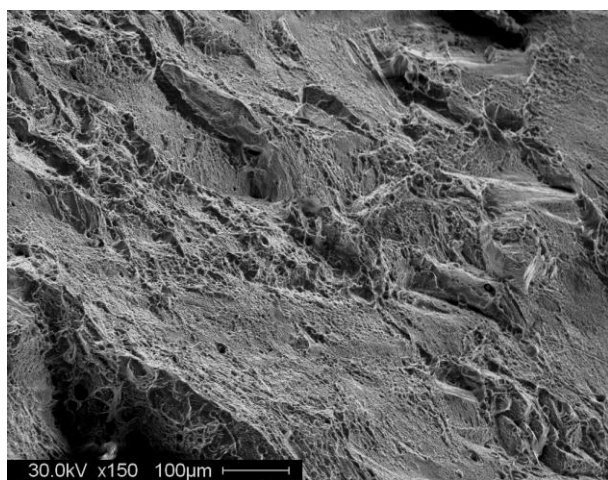
- длину крайнего волокна до испытания образца l_0 ;
- длину крайнего волокна после испытания образца l_n ;
- длину втянутого в деформацию участка растянутой стороны $l_{дп}$.

О величине $l_{дп}$ судили по протяженности рельефа, возникшего в результате пластической деформации на предварительно отполированной поверхности ударного образца. Наличие такого рельефа отчетливо заметно на **рис. 3**.

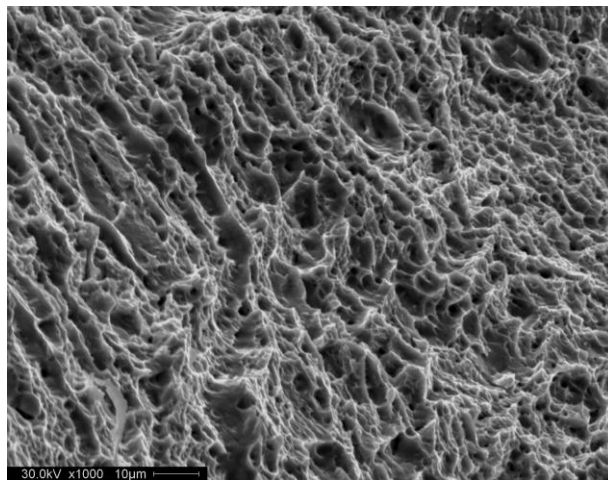
Из данных **табл. 3** следует, что $l_{дп}$ в составном образце равняется 14 мм, а в монолитном – лишь 6 мм, что обеспечивает преимущество слоистого образца по абсолютному удлинению в 3 раза, относительному удлинению условному – в 1,5 раза, относительному удлинению истинному – в 1,5 раза. Заметим, что в случае разрушения образца, набранного из пластин, различие было бы еще веснее.

Понижение температуры испытания до -196°C приводит к тому, что запасенной энергии копра хватает для того, чтобы разрушить оба образца (см. **рис. 2, в, г**). Для разрушения составного образца необходимо совершить работу в 5 раз большую, чем для разрушения монолитного, ударная вязкость исследуемой стали составляет 280 и 52 Дж соответственно. Достоинство слоистой конструкции проявляется также в 11-кратной разнице с монолитным образцом по стреле прогиба и углу загиба.

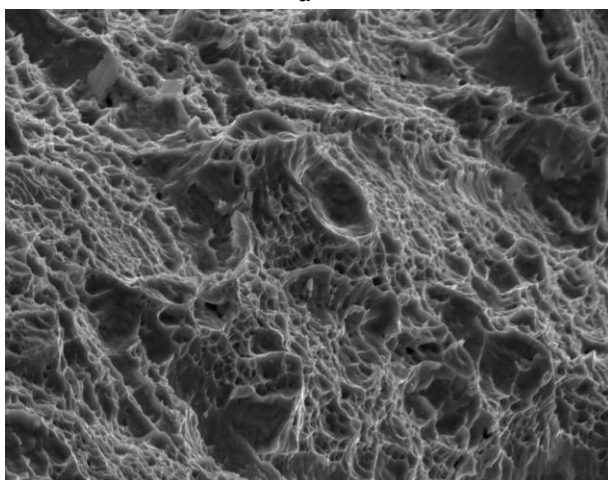
В полном соответствии с уровнем механических свойств находятся и результаты фрактографического исследования. В монолитном образце характер разрушения меняется по сечению излома. В зоне растяжения металла общий вид фрактограммы соответствует смешанному характеру разрушения с преобладанием хрупкой составляющей (**рис. 4, а**). При более детальном изучении на мно-



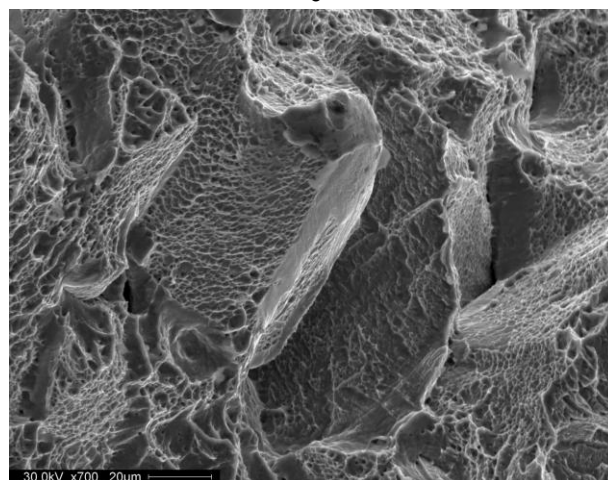
а



б



в



г

Рис. 5. Фрактограммы зоны сжатия металла в монолитном образце из стали 10X18AG19, разрушенного при -196°C : а – ув.150; б, в, г – ув.1000

гочисленных участках хрупкого скола виден характерный рельеф, возникший в результате прохождения хрупкой трещины по пакетам деформационных двойников и кристаллов ε -мартенсита деформации (рис. 4, б). Типичным элементом поверхности в области растяжения являются также фасетки квазискола (рис. 4, в). Немногочисленные участки вязкого разрушения представлены мелкими плоскими чашечками, образованными путем зарождения и слияния микропор (рис. 4, г).

В процессе долома при формировании области сжатия металл разрушается преимущественно вязко (рис. 5, а). На участках интеркристаллитного разрушения чашечки хотя и не крупные, но заметно глубже, чем в зоне растяжения (сравним рис. 5, б и рис. 4, г), довольно часто они окружены мелкими фасетками квазискола (рис. 5, в). Незначительная по площади часть фрактограммы занята транскристаллитным разрушением; при этом отдельные грани аустенитных зерен покрыты ямочным рельефом либо состоят из протяженных участков хрупкого скола (рис. 5, г).

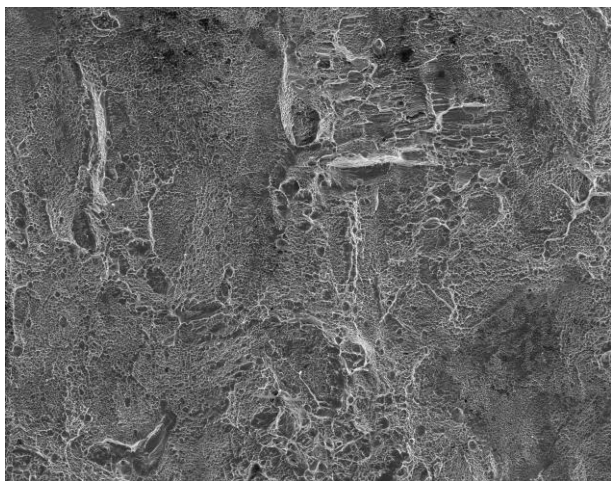
В составном образце, в отличие от монолитного, области сжатия и разрушения формируются при последовательном прохождении магистральной трещины через каждую отдельно взятую пластину; но при этом наиболее жесткое напряженное состояние формируется в пластинках, расположенных со стороны, далекой от ножа маятника. На рис. 6, а, б представлены фрактограммы разрушения второй пластины составного образца, испытанного при -196°C . Характер разрушения металла одинаков по всей площади разрушенной пластины, поверхность разрушения состоит из чашечек правильной формы разного размера и отражает тот факт, что процесс ее соз-

дания был достаточно энергоемким.

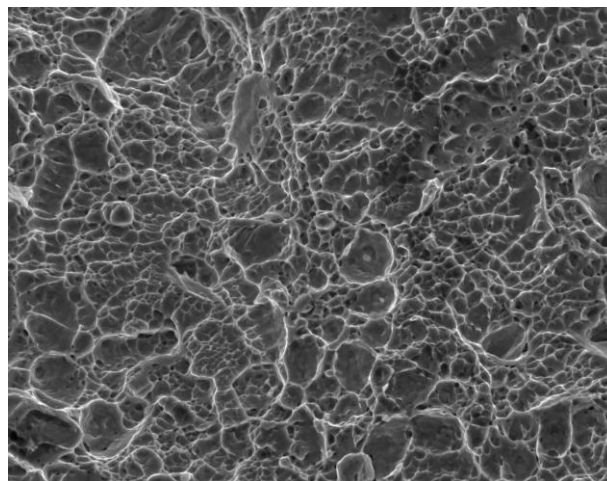
При обобщении полученных результатов можно сделать вывод, что ударная вязкость слоистых образцов выше, чем у цельного образца такой же формы. При этом ориентация надреза и соответственно ножа гильотинного маятника играют определенную роль. Наибольшее сопротивление удару проявляется в том случае, когда надрез перпендикулярен к плоскости сопряжения пластинок, а направление удара также перпендикулярно. Меньшее значение ударной вязкости, но все-таки существенно больше, чем у цельного образца, получается в том случае, когда надрез перпендикулярен плоскости сопряжения, а направление удара параллельно. Но и в этом случае наблюдается почти двукратное увеличение ударной вязкости.

Переходя к причинам более высокой ударной вязкости составных образцов, можно отметить два обстоятельства. Когда трещина двигается по направлению нормали к пластинкам, то происходит последовательное разрушение составного образца. И в каждой новой разрушаемой пластинке трещина должна зарождаться заново. Для этой ситуации повышение ударной вязкости составного образца объясняется необходимостью многократного зарождения новой трещины [11].

Иная ситуация наблюдается, когда нормаль к пластинкам перпендикулярна к направлению роста основной трещины. В этом случае, по видимому, наибольшее значение имеет переход от плоскодеформированного состояния вблизи вершины к плосконапряженному, что обусловлено уменьшением толщины пластинок. Как известно [12–14], в последнем случае радиус пластической зоны у вершины трещины больше, чем в первом случае, что обуславливает и повышенную ударную вязкость.



а



б

Рис. 6. Фрактограммы составного образца из стали 10X18AG19, разрушенного при -196°C : а – ув.150; б – ув.1000

Выводы

1. Преимущество составных образцов в сравнении с монолитными проявляется в повышении ударной вязкости и пластичности на сталях различного фазового состава, испытанных в широком температурном диапазоне. Уровень изменения ударной вязкости и причины этого явления зависят от взаимной ориентации пластинок в составном образце и направления удара гильотинного ножа.

2. Исследование наборных, составных образцов моделирует условия, возникающие при ударном нагружении слоистых материалов и подтверждает ранее предположение о том, что причина

повышения ударной вязкости стали 08X18T1 после повторной горячей прокатки заключается в формировании неоднородной микроструктуры с ослабленными поверхностями, параллельными плоскости прокатки.

3. Подход, описанный в настоящем исследовании на примере стали 08X18T1, демонстрирует возможности моделирования процесса разрушения реальных материалов и раскрывает потенциальные возможности существенного повышения вязкости конструкционных материалов, упрочненных ВТМО.

Библиографический список

1. Исследование причин повышения вязкости ферритной стали 08X18T1 в результате повторной горячей прокатки / Мирзаев Д.А., Шабуров Д.В., Яковлева И.Л., Панов А.В., Елохина Л.В. // ФММ. 2004. Т. 89. № 3. С. 90–98.
2. Влияние повторной горячей прокатки на ударную вязкость ферритной стали 08X18T1, охрупченной при исходной горячей прокатке / Мирзаев Д.А., Шабуров Д.В., Яковлева И.Л., Панов А.В., Солодова И.Л., Хлебникова Ю.В. // Деформация и разрушение. 2006. № 3. С. 24–30.
3. Ударная вязкость и пластические свойства составных слоистых ударных образцов по сравнению с монолитными / Яковлева И.Л., Терещенко Н.А., Мирзаев Д.А., Панов А.В., Шабуров Д.В. // ФММ. 2007. Т. 104. № 2. С. 212–221.
4. Распространение трещины в слоистых и монолитных образцах стали 08X18T1 при ударной нагрузке / Мирзаев Д.А., Яковлева И.Л., Панов А.В., Терещенко Н.А. // Материаловедение. 2007. № 5 (122). С. 51–55.
5. Горицкий В.М. Связь параметров структуры с критической температурой хрупкости поликристаллических материалов с ОЦК решеткой // ФММ. 1980. Т. 49. Вып. 2. С. 313–326.
6. Шабуров Д.В., Мирзаев Д.А., Никитин В.П. Влияние температурного режима горячей прокатки и химического состава на структуру и пластичность сталей типа X18 и X25T // Вопросы металловедения и термической обработки металлов и сплавов: Сборник трудов. Челябинск: ЧГТУ. 1994. С. 31–40.
7. Гуляев А.П., Леванова А.Н. Хрупкость высокохромистой ферритных нержавеющей сталей // МиТОМ. 1978. № 11. С. 3–6.
8. Фазовые превращения и изменение механических свойств в аустенитных сталях на С₄-Мп основе, содержащих азот / Уваров А.И., Терещенко Н.А., Шабашов В.А., Лапина Т.М. // ФММ. 1992. № 7. С. 108–119.
9. Физические свойства азотсодержащих сталей в условиях антиферромагнитного упорядочения / Галошина Э.В. Терещенко Н.А., Уваров А.И., Волкова Н.В. // ФММ. 1995. Т. 80. Вып. 1. С. 78–84.
10. Погодин-Алексеев Г.И. Динамическая прочность и хрупкость металлов. М.: Машиностроение, 1966. 242 с.
11. Гуляев В.П., Кошелев П.Ф., Лыглаев А.В. Перспективные методы исследования хрупкого разрушения металлов. Новосибирск: Наука, 1977. 124 с.
12. Хеккель К. Техническое применение механики разрушения. М.: Металлургия, 1974. 63 с.
13. Штремель М.А. Зернограничное разрушение и вязкость стали // МиТОМ. 1988. № 11. С. 2–14.
14. Мешков Ю.Я. Физические основы разрушения стальных конструкций. Киев: Наук. думка, 1981. 238 с.

СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ

УДК 621.7.02; 669.056

Стеблянко В.Л., Адаев А.Р.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ ОЧИСТКИ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПУТЕМ КОНТРОЛЯ ЕЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ ПО ВЕЛИЧИНЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА

Эффективность реализации новой технологии формирования покрытий на основе совмещенных электрофизических и электрохимических (ЭФ, ЭХ) процессов в значительной мере определяется конструктивными особенностями рабочих ячеек. В связи с этим для сравнения различных вариантов конструкций ячеек необходимо установление взаимосвязи между показателями, отражающими эффективность процесса и качество продукции. Решение поставленной задачи возможно на основе взаимосвязи между удельной мощностью, затраченной на процесс очистки, и статистическими характеристиками распределения по площади очищенной поверхности термодинамического параметра, характеризующего ее активированное состояние.

В настоящее время в производственных условиях основными методами оценки состояния очищенной поверхности являются либо метод качественной оценки, либо количественной оценки удаленной массы загрязнений, не отражающие активированное состояние очищенной поверхности. Однако для решения поставленной задачи необходим объективный показатель, величина которого может служить мерой оценки такого состояния, а равномерность распределения его значений по площади – показателем качества очистки. Очевидно, наиболее подходящим показателем является величина свободной энергии поверхности материала, так как процесс образования связи определяется энергетикой контактных поверхностей. Энергия поверхности определяется характеристикой двойного электрического слоя, которая сильно зависит от наличия и природы адсорбированных частиц. Важность данного положения очевидна в связи с решением вопросов контроля подготовки поверхности металлических компонентов в технологических процессах производства слоистых композиционных материалов. Оценка энергетиче-

ского состояния поверхности металла после его очистки возможна по измеренной величине электрического потенциала поверхности. Однако локальный характер всех известных способов измерения электрического потенциала поверхности позволяет оценить его величину только непосредственно в пределах определенной базы измерений.

Электрический потенциал поверхности может служить критерием физико-химического состояния поверхности. На это указывает то, что он связан со многими фундаментальными физическими и химическими характеристиками, отражающими энергетическое состояние вещества и его строение.

В ряде исследований установлена связь работы выхода электрона (ϕ) с электроотрицательностью x элемента. Л. Паулингом [1] электроотрицательность определяется как способность атома, входящего в состав молекулы, к присоединению или отдаче электронов и представляется как полусумма первого ионизационного потенциала атома I и его электронного сродства E :

$$x = \frac{1}{2}(I + E).$$

Предложенное В. Горди и В. Томасом соотношение

$$x = a\phi + b$$

(a и b – эмпирические константы) дало возможность по электроотрицательности элемента вычислить его ϕ .

В работе [2] установлена связь ϕ с изобарно-изотермическим потенциалом ΔZ^0 :

$$\phi = 0,415\Delta Z^0.$$

В работе [3] ϕ также связывается с числом свободных электронов, приходящихся на атом металла z и энергией Ферми E_F :

$$z = \frac{2}{3} \cdot \frac{E_F}{\phi}.$$

В работе [4] установлена взаимосвязь ϕ с энергией активации самодиффузии E :

$$E = 18 \frac{\phi r^2 z}{R^2}.$$

Здесь r – радиус диффундирующего иона; z – число свободных электронов, приходящихся на атом; R – атомный радиус.

Установлена в работе [5] зависимость между нормальным электродным потенциалом E и ϕ :

$$E = E_0 + A \exp B\phi,$$

где $E_0 = 4,25$ (для всех водных растворов); A и B – константы.

Вместе с тем, качество соединения металлов в слоистом композиционном материале определяется не только абсолютными значениями поверхностного потенциала, но и характером его распределения по всей площади взаимодействия. Чем равномернее распределен потенциал, тем следует ожидать более равномерное распределение прочности связи между материалами по всей площади взаимодействия. Знание закономерностей распределения потенциала имеет важное значение как для оптимизации режимных параметров конкретного способа очистки, так и для выбора оптимального способа на основе объективных показателей: средней и минимальной величин поверхностной энергии, дисперсии распределения значений, поверхностного потенциала по площади очищенной поверхности.

На основе методики, предложенной в рамках данного подхода к оценке качества очистки поверхности в работе [6] в качестве комплексного показателя, характеризующего физико-химическое состояние очищенной поверхности, предложена величина электрического потенциала, которая непосредственно связана со степенью чистоты поверхности и ее активностью.

Для измерения электрического потенциала поверхности существует ряд известных методов [7], большинство из которых ориентировано для выполнения измерений в лабораторных условиях. Для измерения состояния очищенной поверхности металла в промышленных условиях, а также для возможности реализации в перспективе автоматического управления процессом очистки на основе высокоэнергетических воздействий на поверхность, в частности электроразрядной плазмы в газообразных и жидких средах перспективным, на наш взгляд, является метод статического конденсатора.

Основой данного метода является эффект возникновения разности поверхностных потенциалов (Δ_{mn}) в зоне контактирования двух метал-

лов: металла, из которого изготовлено контролируемое изделие (I), и металла, из которого изготовлен измерительный электрод ($ИЭ$). Возникновение Δ_{mn} вызвано двумя причинами:

$$\Delta_{mn} = \Delta_{nn}^{\setminus} + \Delta_{mn}^{\setminus\setminus},$$

где Δ_{nn}^{\setminus} – измеренная разность величин работ выхода электронов металла изделия (W_u) и металла измерительного электрода ($W_{uэ}$), эВ; $\Delta_{mn}^{\setminus\setminus}$ – измеренная разность концентраций электронов проводимости (n_0) в металлах $ИЭ$ и $И$.

Первая причина обусловлена различием в величинах работ выхода электронов $W_{uэ}$ и W_u металлов, из которых изготовлены $ИЭ$ и $И$, соответственно:

$$\Delta_{nn}^{\setminus} = \frac{|W_{uэ} - W_u|}{e^0},$$

где e^0 – абсолютная величина заряда электрона.

Величина Δ_{nn}^{\setminus} зависит от контактирующих металлов.

Вторая причина обусловлена различием концентраций n_0 электронов проводимости в металлах $ИЭ$ и $И$:

$$\Delta_{mn}^{\setminus\setminus} = \frac{\kappa T}{e^0} \ln \frac{n_{0и}}{n_{0иэ}},$$

где κ – постоянная Больцмана; T – абсолютная температура; n_0 – концентрация электронов проводимости.

У металла $n_0 \approx 10^{22} \dots 10^{23} \text{ см}^{-3}$ при отсутствии загрязнений и толстых оксидных пленок на их поверхности.

В случае загрязнений и толстых оксидных пленок на поверхности концентрация электронов проводимости n_0 уменьшается до величины $n_0 \approx 10^{15} \text{ см}^{-3}$. Двойной электрический слой на границе металл–оксид–загрязнения увеличивает свою толщину, что ведет к падению величины поверхностного потенциала за счет интенсивного изменения величины $\Delta_{nn}^{\setminus\setminus}$.

При энергетическом контроле металлической поверхности, изготовленной из металла $И$ с величиной работы выхода W_u , появляется возможность с высокой точностью измерять параметр Δ_{mn} .

В процессе накопления загрязнений и роста оксидной пленки на поверхности металла $И$ существенно изменяется только величина $\Delta_{mn}^{\setminus\setminus}$ из-за уменьшения n_0 , а величина Δ_{nn}^{\setminus} остается постоянной.

Образующуюся на поверхности металла $И$ оксидная пленка с загрязнениями представляет собой полупроводник. Поэтому при $T \gg 0$ ($T \approx 300 \text{ К}$)

в ней возможен электрический ток и верхняя ее зона оказывается зоной проводимости с концентрацией электронов проводимости n_0 , существенно отличающейся от чистой поверхности.

Величина поверхностного потенциала свидетельствует о готовности данной поверхности к нанесению покрытий, к соединению металлов находящихся в твердофазном состоянии и др.

Экспериментальное определение электрического потенциала и его распределения по поверхности очищенного металла

Экспериментальные исследования величины электрического потенциала и характера его распределения по очищенной поверхности, проведенные в лаборатории композиционных материалов и покрытий МГТУ на стальных образцах, поверхность которых была подвергнута обработке электроразрядной плазмой (совмещенные ЭФ, ЭХ процессы) в жидкой среде.

Образцы размерами 140×30 мм нарезались из листа горячекатаной стали марки 08кп толщиной 3 мм. Использование листа в качестве исходной заготовки для получения образцов продиктовано необходимостью исключить влияние разнотолщинности слоя окалина на результаты эксперимента. Размеры рабочей зоны камеры составляли 110×55 мм. Очистку осуществляли при атмосферном, пониженном и повышенном давлениях в рабочей зоне ячейки специальной конструкции. В процессе очистки варьировались: удельная мощность процесса очистки $P_{уд}$ (Вт/см²), расход электролита через рабочую зону ячейки Q (л/мин), концентрация электролита C (% по массе); в каждом случае различного сочетания параметров в рабочую зону ячейки устанавливался новый образец. Время очистки для каждого образца не варьировалось и составляло 60 с. После операции очи-

стки образцы промывали водой и высушивали струей теплого воздуха с целью исключения влияния остатков электролита и продуктов электролитических реакций на результаты измерения поверхностного потенциала.

Площадь очищенной поверхности полученных образцов разбивали на 16 прямоугольников равной площади и в пределах каждого прямоугольника определяли среднее по 3 измерениям значение поверхностного потенциала. Потенциал очищенной поверхности определялся измерительным комплексом "Поверхность" методом статического конденсатора, результат измерений регистрировался с помощью цифрового милливольтметра.

Полученные таким образом значения поверхностного потенциала для каждого образца обрабатывались с использованием методов математической статистики. Ряд значений поверхностного потенциала для каждого образца группировался в 8 интервалов; величина интервала L_{ϕ} определялась как

$$L_{\phi} = (\phi_{max} - \phi_{min}) / 8,$$

где ϕ_{min} и ϕ_{max} – минимальное и максимальное значения ряда.

При этом образцы с $\phi_{min} > \phi_z$ (где ϕ_z – заданное минимальное значение поверхностного потенциала) считались удовлетворяющими требованиям, предъявляемым к качеству очистки по минимальному заданному значению поверхностного потенциала. Выполнение этого условия обеспечивает надежную связь компонентов при данных условиях нанесения покрытия либо получение композиционного материала сваркой давлением. Например, практика нанесения эпоксидных смол, лакокрасочных и металлических покрытий показала, что минимальное значение потенциала поверхности, обеспечивающее надежную адгезию покрытий к основе, составляет 230–250 мВ.

Удельная мощность и характеристики эмпирического распределения поверхностного потенциала при атмосферном и повышенном давлениях и концентрации электролита C=16%

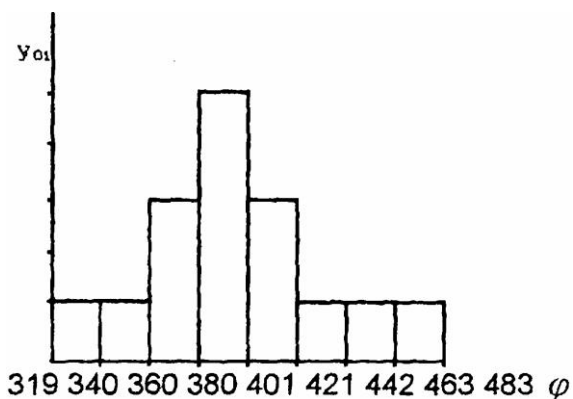


Рис. 1. Гистограмма распределения поверхностного потенциала по площади образца № 6

Показатели эффективности процесса очистки	Атмосферное давление				Повышенное давление			
	Номер образца							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Удельная мощность $P_{уд}$, Вт/см ²	135	182	234	277	69	130	208	296
Среднеарифметическое значение потенциала поверхности $\bar{\phi}$, mV	179	186	212	196	209	395	356	330
Среднеквадратичное отклонение σ , mV	78	68	47	84	51	39	78	94

По значениям φ_i и частотам y_{oi} построены гистограммы частот (рис. 1) и вычислены характеристики эмпирического распределения. Полученные значения среднего арифметического $\bar{\varphi}$ среднеквадратичного отклонения σ , наряду с $P_{уд}$ являются сравнительными критериями при оценке эффективности процесса очистки и конструкции элементов рабочей камеры (см. таблицу).

Выводы

Проведенные экспериментальные исследования подтвердили правомерность данного подхода к оценке качества очистки и возможность оптимизации режимных параметров очистки и конструкции рабочих камер на основе вышеприведенных критериев.

Анализ экспериментальных данных, полученных по 32 образцам, позволил сделать следующие выводы:

1. Качественная зависимость дисперсии распределения поверхностного потенциала от удельной мощности носит экстремальный характер. Изменение дисперсии с ростом удельной мощности наглядно демонстрирует диаграмма, приведенная на рис. 2. На диаграмме можно выделить три характерные области:

I – область плавного снижения дисперсии с ростом удельной мощности. В этой области происходит частичная очистка поверхности от первоначальных загрязнений и оксидов. II – область оптимальных с точки зрения качества очистки режимов обработки, характеризуется высокими значениями и равномерным распределением потенциала по площади очищенной поверхности.

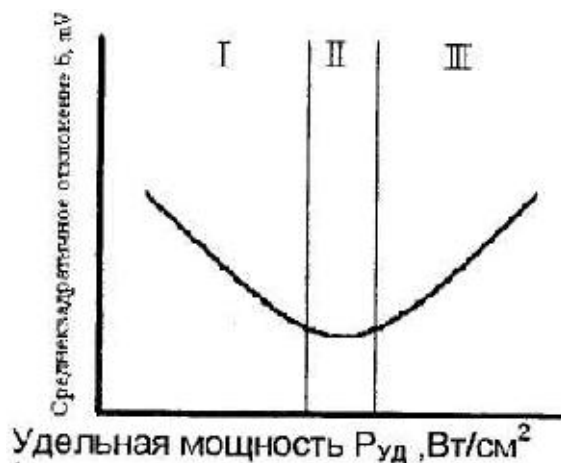


Рис. 2. Зависимость изменения среднеквадратичного отклонения σ от удельной мощности $P_{уд}$

III – область плавного увеличения дисперсии с ростом удельной мощности. Снижение качества очистки в этой области вызвано образованием вторичных загрязнений, в основном оксидов.

2. Регулирование давления в рабочей зоне является эффективным фактором управления как качеством очистки, так и величиной энергозатрат на процесс. Повышение давления в рабочей зоне камер (при прочих равных условиях) позволило снизить требуемую удельную мощность на 40–45%.

3. Повышение концентрации электролита приводит к снижению среднеквадратичного отклонения с 45 до 39 мВ и росту величины среднего значения потенциала φ с 333 до 395 мВ.

Библиографический список

1. Паулинг Л. Природа химической связи. М.; Л.: Госхимиздат, 1947.
2. Хомутов Н.Е. // Журн. физ. химии. 1962. 36, № 12. С. 2721–2726.
3. Задумкин С.Н., Хоконов С.Б., Калмыков В.А. и др. // Тр. III сессии Сев.- Кавк. совета по координации и планированию науч.-исслед. работ. Новочеркасск: Новочеркас. политехн. ин-т, 1968.
4. Гришкова В. П., Крюк В. И., Розенман Г. И. // XVI Всесоюз. конф. по эмис. электрон. Махачкала, 1976. Ч. 3. С. 148.
5. Васенин Р. М. Журн. физ. химии. 1953. 27, № 6. С. 878–888.
6. Стеблянко В.Л., Ситников И.В. Подготовка поверхности металлических компонентов при производстве слоистых композиционных материалов. Магнитогорск: МГМИ, 1989. 101 с.
7. Царев Б.М. Контактная разность потенциалов. М.: Гостехтеориздат, 1955.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 621.777:669.231.7

Довженко Н.Н., Сидельников С.Б., Биронт В.С., Рудницкий Э.А.,
Столяров А.В., Усков И.В., Лопатина Е.С., Ходюков Б.П.*

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЮВЕЛИРНЫХ ИЗДЕЛИЙ ИЗ БЕССЕРЕБРЯНЫХ ПАЛЛАДИЕВЫХ СПЛАВОВ

При производстве ювелирных изделий из палладиевых сплавов (цепочки, серьги, кольца, броши и т.п.) достаточно широко используются деформированные полуфабрикаты в виде проволоки [1, 2]. Предыдущие исследования [3] показали, что серебряносодержащие сплавы палладия 850 пригодны для изготовления ювелирных изделий и полуфабрикатов методами микролитья, штамповки, сортовой прокатки и волочения. Однако при производстве ювелирных цепочек, когда сварка звеньев производится путем аргонодуговой сварки с высокими температурами нагрева металла в очаге сварки, их использование приводит к образованию дефектов в виде пор, что ведет к раскрытию сварного шва и разрушению цепочки. Кардинальным решением в этом случае для получения качественных сварных цепочек из палладиевых сплавов, на наш взгляд, является путь изменения химического состава сплавов за счет исключения из состава сплава серебра как легирующего компонента [3].

Для подтверждения данного предположения были проведены исследования, заключающиеся в разработке новых составов бессеребряных сплавов, отладке технологической схемы производства из них проволоки и получения цепочек со сваркой звеньев с применением аргонодуговой сварки.

При промышленном опробовании сплава второго состава, содержащего медь и хром в количестве 15% (по массе), было выявлено образование микротрещин на поверхности заготовки при достижении степени деформации 62%. Дальнейшая деформация до прутка сечением 1,05×1,05 мм (степень деформации 92%) приводила к «залечиванию» микротрещин. Однако при дальнейшей термической обработке после рекристаллизационного отжига, на этапе охлаждения прутка, произошло его разрушение, что связано с охрупчиванием сплава при использовании такого легирующего компонента, как хром.

Положительные результаты получены на сплаве второго состава с суммарным содержанием золота и меди в количестве 15% (по массе). Технология получения проволоки из этого сплава несколько отличалась от технологии, применявшейся для сплавов, содержащих серебро. Так, литье осуществлялось в горизонтальную, водоохлаждаемую медную изложницу высотой 60 мм. После удаления из центральной части усадочной раковины слиток разделяли на три части для последующейковки. Перед ковкой слиток подвергали гомогенизационному отжигу при температуре 900°C в течение 30 мин, а затем обрабатывали путем протяжки по схеме квадрат–прямоугольник–квадрат за несколько переходов. Протяжку исходного слитка осуществляли на пневматическом молоте с массой падающих частей 150 кг. По мере уменьшения поперечного сечения заготовки переходили на молот с массой падающих частей 80 кг. Величина общего укова составила 9.

Дальнейшую холодную деформацию проводили по разработанной ранее технологии [3], которая включала сортовую прокатку заготовки с размера 15×15 мм до размера 1,05×1,05 мм и волочение до конечного диаметра проволоки 0,3 мм. Полученный в результате сортовой прокатки прутки сечением 1,05×1,05 мм подвергали рекристаллизационному отжигу, график режима которого представлен на рис. 1. Защитная атмосфера обеспечивалась подачей аргона со скоростью 25 л/ч.

С целью изучения механических свойств экспериментального сплава по ходу волочения отбирали образцы проволоки со степенью деформации 42, 65, 82, 89 и 94%. Кривые зависимости временного сопротивления разрыву и относительного удлинения от суммарной степени деформации представлены на рис. 2 и 3.

Полученные данные были аппроксимированы зависимостью с помощью программного обеспечения Microsoft Excel, при этом величина достоверности аппроксимации составила $R^2 = 0,9986$, а формула имела вид

$$\sigma_{\sigma} = 0,001\varepsilon_{\Sigma}^3 - 0,2411\varepsilon_{\Sigma}^2 + 21,057\varepsilon_{\Sigma} + 395,31.$$

* В работе принимали участие Н.А. Грищенко, И.С. Гоголь, О.О. Виноградов, О.В. Бабускин.

Анализ полученных зависимостей показал, что экспериментальный сплав характеризуется достаточно высокими пластическими (удлинение до 36%) и прочностными (временное сопротивление разрыву до 750 МПа) свойствами. В процессе волочения упрочнение металла идет достаточно интенсивно, однако при этом деформация до 94% возможна без применения промежуточных отжигов. Для последующего цеппевязания требовался



Рис. 1. Температурно-временной режим термической обработки прутка сечением 1,05×1,05 мм

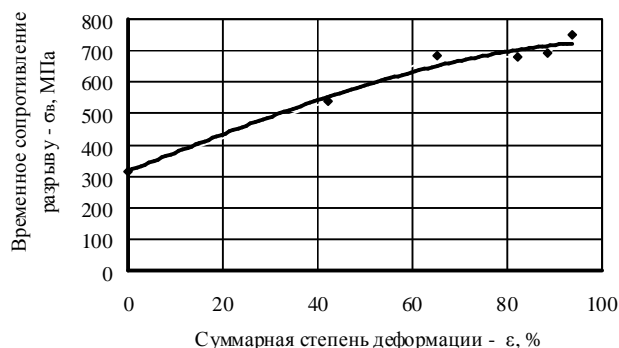


Рис. 2. Временное сопротивление разрыву экспериментального сплава палладия при растяжении в зависимости от степени холодной деформации



Рис. 3. Относительное удлинение экспериментального сплава палладия при растяжении в зависимости от степени холодной деформации

отжиг, который осуществлялся в непрерывной печи с атмосферой аргона. Параметры отжига являлись предметом исследований и варьировались в пределах: температура 750–800°C, подача аргона 250, 1000 л/ч, скорость протяжки оставалась неизменной $v=35$ м/мин. Цеппевязание проводили по режимам, указанным в **таблице**. Здесь же приведены варианты технологии отжига проволоки, использованной для цеппевязания.

Испытания звеньев цепочек производили на механическом динамометре высокой точности модели А/71. Длина рабочей зоны образца 50 мм. Испытанию подвергались не менее трех образцов, полученных по одному режиму. Результаты испытаний также сведены в **таблицу**.

Анализ результатов испытаний на разрыв цепочек, полученных из отожженной проволоки при температуре 800°C с удельным расходом аргона 250 л/ч, показал неудовлетворительные результаты. Недостаточное количество аргона не позволяет полностью исключить окислительную среду в рабочем пространстве печи, что может приводить к насыщению кислородом поверхностных слоев проволоки. Взаимодействие с кислородом при аргонодуговой сварке не дает качественного провара звена, что приводит к снижению прочностных и пластических характеристик исследуемых цепочек. Варьирование режимов аргонодуговой сварки на проволоке, отожженной при данных условиях, практически не влияет на стабильность сварных

Номер образца	Режим отжига проволоки		Режим сварки цепочки		Результаты испытаний цепочки	
	Расход аргона при отжиге, л/ч	Температура отжига, °C	Время, мс	Сила тока, МА	Сила разрыва, Н	Удлинение, мм
1	250	800	2,5	145	48	20
2					48	19
3					58	17
4	250	800	2,0	236	42	30
5					52	27
6					42	29
7	1000	800	2,5	145	62	40
8					64	39
9					70	43
10	1000	800	2,0	236	68	41
11					72	44
12					60	40
13	1000	750	2,5	145	68	42
14					52	28
15					68	42
16	1000	750	2,0	236	60	40
17					64	38
18					72	45

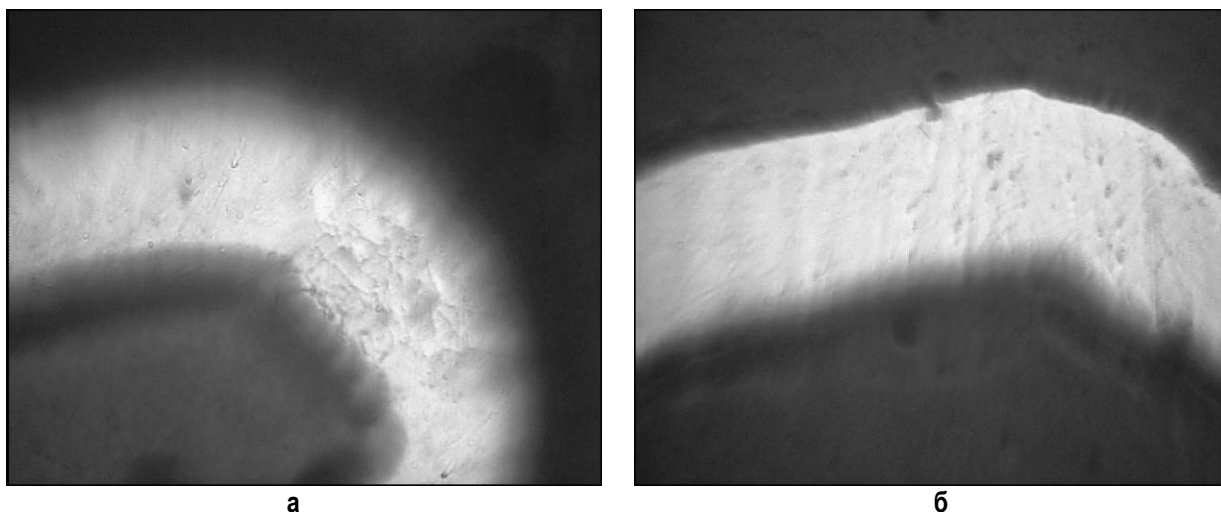


Рис. 4. Внешний вид сварного соединения образцов цепочек, полученных с применением различных режимов сварки (а – образец 7; б – образец 11), $\times 120$

соединений от звена к звену. Так, сила разрыва провязанной цепи лежит в пределах 50 Н, удлинение цепочки незначительное и меняется от 17 до 30 м. Разрыв звеньев цепочки происходит без утонения концов сварного шва, звено разрушается по кромкам сварного шва (так называемое «хрупкое разрушение»).

Увеличение расхода аргона до 1000 л/ч при отжиге проволоки обеспечивает инертность атмосферы печи, что, в свою очередь, положительно сказывается на качестве сварных соединений при аргодуговой сварке цепочки. Экспериментальные данные показывают увеличение силы разрыва цепочки, которые лежат выше требуемого значения в 60 Н для цепочек, полученных из проволоки диаметром 0,3 мм. Удлинение цепочки также растет, что говорит о пластичном разрушении звеньев цепи, т.е. происходит постепенное утонение (*проволоки*) на концах сварного шва до момента его разрушения.

Снижение температуры отжига проволоки до 750°C может негативно отразиться на результате аргодуговой сварки, о чем свидетельствуют экспериментальные данные (образец № 14). Для внедрения в производство можно рекомендовать следующие режимы отжига проволоки, идущей

на цепевязание методом аргодуговой сварки: температура 800°C, подача аргона – 1000 л/ч, скорость протяжки $v=35$ м/мин.

Проведенные металлографические исследования сварных соединений, на примерах образцов № 10 и 17 (рис. 4), показали, что пористость зон сварки полностью не исключается, однако степень поражения порами сварного соединения принципиально уменьшилась по сравнению с цепочками, изготовленными из сплавов, содержащих серебро [3].

Остаточная пористость уже не оказывает катастрофического влияния на прочностные характеристики готовых изделий, при этом разрывное усилие звеньев цепочки, изготовленной из проволоки экспериментального сплава, удовлетворяет предъявляемым техническим условиям.

Таким образом, в результате проведенной работы экспериментально исследованы технологические режимы получения проволоки из бессеребряных палладиевых сплавов 850 пробы, изучены прочностные и пластические свойства холоднодеформированных полуфабрикатов, полученных из этих сплавов, и даны рекомендации по выбору режимов аргодуговой сварки при производстве из них ювелирных цепочек.

Библиографический список

1. Разработка новых составов и технологий пластической обработки сплавов на основе палладия / Н.Н. Довженко, В.С. Биронт, С.Б. Сидельников и др. // Моделирование и развитие процессов ОМД: Межвуз. сб. науч. трудов. Магнитогорск, 2007. С. 263–266.
2. Материаловедение. Металловедение палладия и его сплавов: Учеб. пособие / В.С. Биронт, Н.Н. Довженко, С.Н. Мамонов, И.В. Тихов, Б.П. Ходюков. Красноярск: ГУЦМиЗ, 2007. 152 с.
3. Особенности получения и обработки ювелирных сплавов на основе палладия / Н.Н. Довженко, С.Б. Сидельников, В.С. Биронт, Э.А. Рудницкий, Б.П. Ходюков, А.В. Столяров // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2008. № 1. С. 63–68.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 621.745.35

Ячиков И.М., Портнова И.В.

ХАРАКТЕР ТЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛА В ВАННЕ ДППТ С ДВУМЯ ПДОВЫМИ ЭЛЕКТРОДАМИ

Одна из характерных черт современного развития металлургии – неуклонный рост выпуска качественных металлов и сплавов, выплавляемых в электрических печах. Повышение производительности печных агрегатов в равной степени определяется увеличением скорости плавления шихты и интенсификацией технологической обработки расплава.

Среди существующих способов воздействия на жидкий металл (механическое, продувка газом и др.) особое место занимают электромагнитные методы бесконтактного воздействия на расплав. Это индукционные, кондукционные и

электровихревыми устройства. Последние начали использоваться сравнительно недавно на дуговых печах постоянного тока (ДППТ) и отличаются тем, что в них отсутствуют внешние индукторы и электромагниты.

Для реализации процессов плавки и перемешивания расплава в печи устанавливается один осевой графитированный катод, а в подине – два асимметрично расположенных подовых анода [1]. Движение расплава возникает за счет взаимодействия токов с собственными магнитными полями.

Необходимо отметить, что характер электровихревых течений (ЭВТ) в жидкой ванне ДППТ с

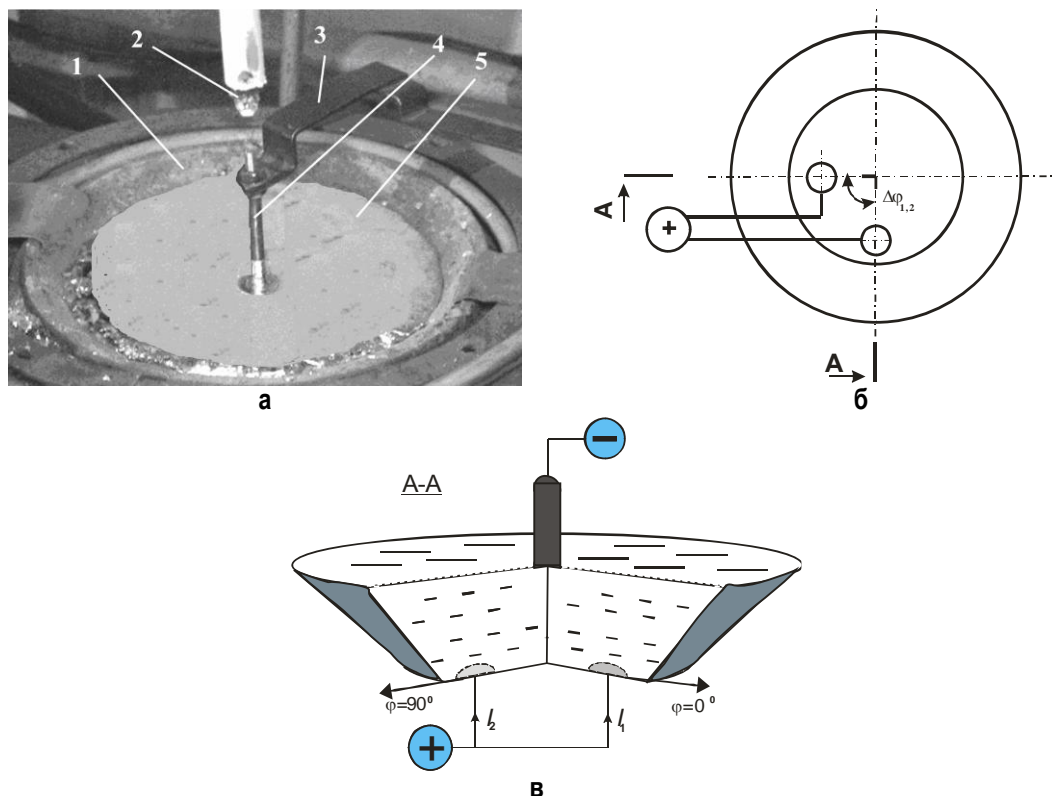


Рис. 1. Экспериментальная установка для изучения ЭВТ в ванне:
а – общий вид экспериментальной установки; б, в – схема расположения подовых электродов:
1 – плавильная ванна; 2 – графитированный электрод; 3 – держатель-токоподвод;
4 – медный катод; 5 – жидкое олово

двумя подовыми электродами до сих пор остается малоизученным. Проведение опытно-промышленных экспериментов характеризуется высокой стоимостью и значительной долей риска, поэтому основным инструментом исследования является математическое и физическое моделирование.

В данной работе ставилась задача определения характера ЭВТ металла в ванне ДППТ с двумя подовыми электродами при одинаковых токах, протекающих через них.

Исследование проводилось на экспериментальной установке, моделирующей ванну расплава пятитонной ДППТ стандартной конфигурации (геометрический масштаб 1:10) (рис. 1).

Диаметр ванны по поверхности жидкого металла $D_0=250$ мм, ее высота $H=40$ мм; угол откоса $\psi=33^\circ$. Цилиндрические медные подовые электроды диаметром 16 мм вмонтированы в днище ванны и их оси расположены под углом $\Delta\varphi_{1,2}=90^\circ$ относительно ее оси (рис. 1, б, в). Установка включала в себя источник электропитания постоянного тока для дугового нагрева, источник больших токов для создания ЭВТ и контрольно-измерительную аппаратуру.

В качестве модельной жидкости использовалось олово. Для его расплавления зажигалась дуга между графитированным электродом и поверхностью ванны (ток дуги $I_d=100$ А, напряжение $U=50$ В).

По оси ванны на глубину 1–2 мм в расплав погружался медный стержень диаметром 8 мм. Стержень закреплялся на медном держателе, через который подавался ток $I \approx 1000$ А ($I_1 \approx I_2 = 500$ А).

На поверхности металла визуально наблюдалось течение. Для изучения его характера прово-

дилась видеосъемка. Анализ покадровых изображений показал, что под медным стержнем расплав затягивается вглубь ванны, а над подовыми электродами наблюдается всплытие расплава на поверхность. При этом его минимальная скорость наблюдалась у стен ванны, а максимальная – в областях над подовыми электродами и под катодом. Характер течения расплава на поверхности ванны показан на рис. 2.

Для анализа ЭВТ расплава в объеме ванне использовался программный продукт «Электромагнитные процессы в ванне ДППТ» [2], позволяющий в трехмерной постановке моделировать электромагнитные процессы в ванне ДППТ для произвольных геометрических и технологических параметров [3, 4]. С его помощью для условий проведения эксперимента получено распределение составляющих объемных электромагнитных сил (ОЭМС) в меридиональной плоскости, проходящей через ось ванны и ось одного из подовых электродов (рис. 3).

Видно, что локальные максимумы значений ОЭМС наблюдаются на краях пятна дуги и краях торцевых поверхностей подовых электродов, а минимумы – в центре пятна дуги и осях подовых электродов. Электромагнитные силы создают струю металла под катодом, которая распространяется вниз вдоль оси ванны, и струю над подовыми электродами, распространяющуюся вверх вдоль их осей (рис. 3, а). Радиальная составляющая ОЭМС на поверхности ванны стягивает расплав к пятну дуги, а на подине – к подовым электродам (рис. 3, б).

Характер течения расплава в меридиональной плоскости, проходящей через оси ванны и первого подового электрода, показан на рис. 4. В областях ванны, содержащих подовый электрод, слева образуются два вихря разнонаправленной циркуляцией, а справа – один.

Поскольку диаметры подовых электродов и токи, протекающие через них, одинаковы, то наблюдается зеркальная симметрия распределения ОЭМС между подовыми электродами относительно плоскости, проходящей через ось ванны перпендикулярно прямой, соединяющей центры подовых электродов (см. рис. 2, $\varphi=45^\circ$). В данной плоскости азимутальная составляющая ОЭМС равна нулю, поэтому в ней наблюдается плоское течение. Течение расплава аналогично показанному на рис. 4 справа от оси ванны.

Установлено, что скорость течения в меридиональной плоскости зависит от угла φ . Наиболее интенсивное течение наблюдается в двугранном угле, образованном плоскостями, проходящими через оси ванны и подовых электродов.

Отметим также, что структура и интенсивность ЭВТ не зависят от полярности постоянного

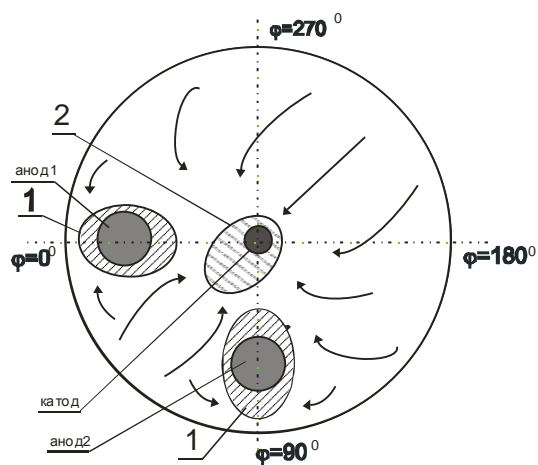


Рис. 2. Характер течения расплава на свободной поверхности:

1 – область всплытия расплава; 2 – область затягивания расплава вглубь ванны

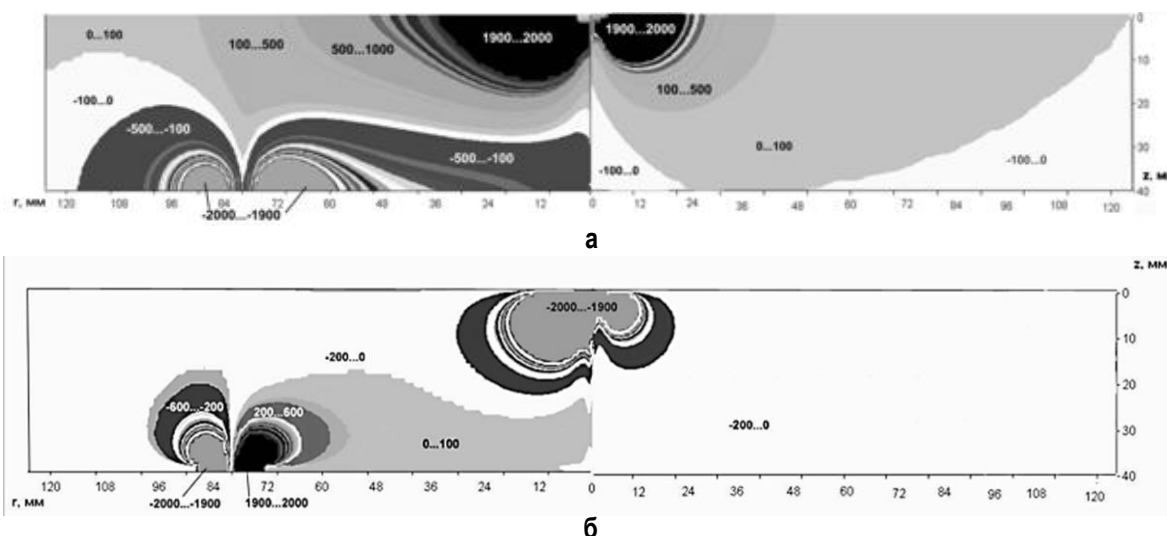


Рис. 3. Распределение осевых (а) и радиальных (б) составляющих ОЭМС в меридиональной плоскости, проходящей через ось ванны и ось одного из подовых электродов

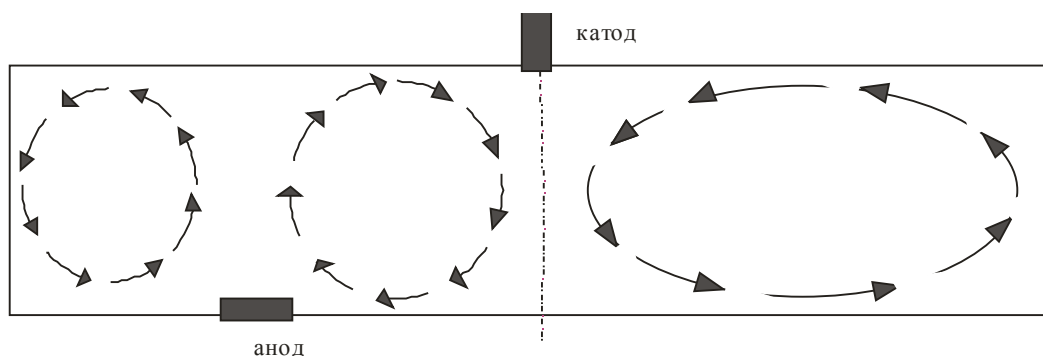


Рис. 4. Характер течения расплава в меридиональной плоскости, проходящей через оси ванны и первого подового электрода

тока и не изменяются при замене постоянного тока переменным промышленной частоты, что соответствует известным теоретическим и экспериментальным результатам [5].

Выводы. Посредством физического и компьютерного моделирования исследован характер электровихревого течения расплава по ванне ДППТ с двумя подовыми электродами при прохождении через них одинаковых токов. Определена схема течения расплава по поверхности

ванны и в меридиальной плоскости, проходящей через ось ванны и ось подового электрода. Установлено, что при равенстве токов на подовых электродах и равенстве их диаметров наблюдается симметрия распределения ОЭМС относительно плоскости, проходящей через ось ванны перпендикулярно прямой, соединяющей центры подовых электродов. Сравнение данных физического моделирования с расчетами подтверждает адекватность компьютерной модели.

Библиографический список

1. Об эффективности работы дуговых печей постоянного тока нового поколения при выплавке чугуна и стали / А.В. Афонаскин, И.Д. Андреев, Д.В. Князев и др. // Вестник МГТУ. 2005. № 1 (9). С. 26–31.
2. Ячиков И.М., Портнова И.В., Манагаров В.Н. Электромагнитные процессы в ванне дуговой печи: пакет программ. № ГР 50200501270, зарег. 31.08.2005.
3. Моделирование электромагнитных процессов в электродуговых печах постоянного тока / И.М. Ячиков, О.И. Карандаева, Т.П. Ларина, И.В. Портнова. Магнитогорск: МГТУ, 2005. 140 с.
4. Ячиков И.М., Портнова И.В. Моделирование электромагнитных процессов, протекающих в ванне расплава ДППТ // Известия вузов. Черная металлургия, 2005. № 7. С. 27–29.
5. Электровихревые течения / В.В. Бояревич, Я.Ж. Фрейберг, Е.И. Шилова, Э.В. Щербинин. Рига: Зинатне, 1985. 315 с.

СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 666.948

Мирюк О.А.

ГИДРАТАЦИЯ И ТВЕРДЕНИЕ МАГНИЙКРЕМНИЙСОДЕРЖАЩИХ АЛЮМИНАТНЫХ ЦЕМЕНТОВ

Расширение сырьевой базы сопровождается усложнением состава алюминатных цементов за счет магний- и кремнийсодержащих соединений. Фаза C_6A_4MS (для обозначения сложных формул использованы сокращения: $C - CaO$, $A - Al_2O_3$, $M - MgO$, $S - SiO_2$, $F - Fe_2O_3$, $H - H_2O$, $C\bar{S} - CaSO_4$), как возможная составляющая алюминатных цементов, представляет значительный интерес с точки зрения гидратации. По данным [1, 2], C_6A_4MS относится к числу нежелательных соединений, обладающих пониженной гидравлической активностью. Однако результаты исследований [3] указывают на яркое проявление гидратационной способности фазы. Противоречивость немногочисленных сведений о гидратации C_6A_4MS вызывает интерес к изучению вяжущих свойств магниевого силикоалюмината кальция.

На первом этапе исследованы процессы гидратации и твердения монофазного цемента, состоящего из C_6A_4MS . Магнийсодержащий силикоалюминат кальция синтезировали из стехиометрической смеси оксидов при температуре $1350^\circ C$. При измельчении спека получали порошок голубовато-белого цвета. Тонкость помола полученного цемента составила 2,5% остатка на сите № 008. Свойства цементного теста исследовали на облегченном приборе Вика. Физико-механические испытания проводили на призмах размером $1 \times 1 \times 6$ см, изготовленных из теста нормальной густоты и твердевших в воде. Для сравнения вяжущих свойств использовали специально синтезированные фазы CA и $C_{12}A_7$, составляющие основу алюминатных цементов.

Таблица 1

Прочностные показатели монофазных цементов

Фаза цемента	Предел прочности, МПа, в возрасте, сут									
	при изгибе					при сжатии				
	1	3	28	360	3600	1	3	28	360	3600
CA	11	18	24	21	10	63	74	101	91	52
$C_{12}A_7$	5	7	8	6	2	37	42	35	20	10
C_6A_4MS	10	16	19	27	17	52	68	90	124	70

Идентичность условий экспериментов позволила выявить основные сходства и различия процессов гидратации и твердения алюминатных фаз. Пробы разрушенных при испытании образцов анализировали с помощью дифрактометрического и дифференциально-термического методов.

Физико-механические свойства цементов, охарактеризованные в табл. 1, свидетельствуют о достаточно высоких прочностных показателях C_6A_4MS . По интенсивности твердения цемент из магниевого силикоалюмината кальция имеет сходства с моноалюминатным вяжущим. Показатели ранней прочности C_6A_4MS составляют 80% таковых значений CA . С течением времени твердения это различие уменьшается.

Цементный камень на основе C_6A_4MS характеризуется стабильным упрочнением при длительном твердении, меньшим сбросом прочности в многолетнем возрасте.

По данным термического анализа, интенсивность взаимодействия исследуемых фаз с водой уменьшается в ряду: $C_{12}A_7 \rightarrow CA \rightarrow C_6A_4MS$. Количество связанной воды в гидратированных цементах к 3 сут твердения составило, %: $C_{12}A_7 - 28$, $CA - 23$, $C_6A_4MS - 16$. Для магниевого силикоалюмината кальция, твердевшего 28 и 360 сут, эта величина достигла соответственно 19 и 25%.

Степень гидратации C_6A_4MS , определенная дифрактометрическим методом, равна, %: в возрасте 1 сут – 15; 3 сут – 28; 7 сут – 32; 14 сут – 39; 28 сут – 48; 360 сут – 65. Для главной фазы глиноземистых цементов CA степень гидратации к 3 сут достигла 56%, к 28 сут – 75%. Степень гидратации $C_{12}A_7$, активной по отношению к воде фазы, составила 69% в возрасте 3 сут и 87% к 28 сут твердения.

Данные о составе и содержании главных новообразований при гидратации исследуемых фаз получены при исследовании дифрактограмм (рис. 1) и приведены в табл. 2. Кристаллическую основу цементного камня из C_6A_4MS составляют гексагональные гидраты CAH_{10} , C_2AH_8 и C_4AH_{13} . По срав-

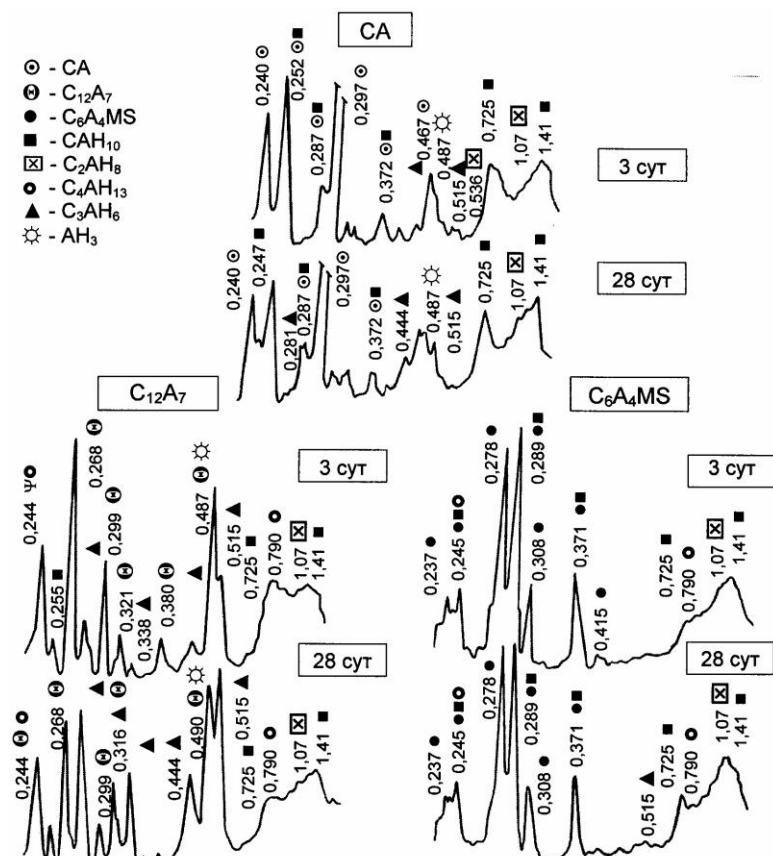


Рис. 1. Диффрактограммы гидратированных алюминатных фаз

нению с гидратированными CA и $C_{12}A_7$ в камне из C_6A_4MS кубический гидроалюминат кальция C_3AH_6 образуется в более поздние сроки, его содержание весьма незначительно. По составу гидроалюминатов кальция камень на основе C_6A_4MS занимает промежуточное положение между гидратированными CA и $C_{12}A_7$. По содержанию гидратов CAH_{10} и C_2AH_8 в цементном камне фаза C_6A_4MS близка к CA . Наличие высокоосновного гидроалюмината кальция C_4AH_{13} свидетельствует о некотором сходстве C_6A_4MS и $C_{12}A_7$. Отмеченные особенности обусловлены характером изменения величины мольной основности исследуемых фаз: $CA - 0,55$; $C_6A_4MS - 0,66$; $C_{12}A_7 - 0,94$.

Результаты дифференциально-термического анализа (ДТА) подтверждают и дополняют данные рентгенофазовых исследований. Эндозффект при $130-160^{\circ}C$ на термограммах цементного камня из C_6A_4MS различного возраста указывает на присутствие гексагональных гидроалюминатов кальция (рис. 2). Отмеченный термический эффект свидетельствует также о наличии тоберморитового геля, образованного при гидратации кремнийсодержащей части фазы C_6A_4MS .

Эндозффект при $320^{\circ}C$, характеризующий присутствие C_3AH_6 и AH_3 , выразителен на термограмме гидратированного C_6A_4MS только по ис-

течении 1 года. Сравнение кривых ДТА обнаруживает сходство термоэффектов гидратированных фаз CA и C_6A_4MS . Различие в сроках твердения сопоставляемых цементов указывает на замедленное формирование при гидратации C_6A_4MS фаз, характерных для CA . Это свидетельствует о повышенной устойчивости гидратных соединений в камне из C_6A_4MS .

По данным дифрактометрического анализа, основными кристаллогидратами цементного камня из C_6A_4MS , твердевшего в течение 10 лет, являются C_3AH_6 и AH_3 . Полная перекристаллизация гексагональных гидроалюминатов кальция обусловила снижение прочности материала в этот период (см. табл. 1). По сравнению с CA , гидратированным в аналогичных условиях, в камне из C_6A_4MS содержание C_3AH_6 в 1,2 раза больше, доля AH_3 в 2,6 раза меньше.

Незначительная доля кристаллического гибсита обусловлена меньшей концентрацией глинозема в составе исходной фазы, а также сохранением гелеобразного AH_3 . Повышенное количество гелевой фазы препят-

ствовало резкому спаду прочности камня в отдаленный период твердения.

Гидратообразование C_6A_4MS основано на гидролизе, способствующем формированию гексагональных гидроалюминатов кальция, гелей гидрооксидов кремния, магния, алюминия. Поверхность алюминатных частиц покрывается пленками гелевой массы, снижающей скорость гидратации.

Повышенная устойчивость гексагональных гидроалюминатов кальция к перекристаллизации в кубическую форму достигается стабилизирующим влиянием гидратированных магний- и кремнийсодержащих ионов, образованных при гидролизе C_6A_4MS . Вероятно также сохранение гидросиликатного геля.

Таблица 2

Состав и содержание основных гидратов

Фаза	Интенсивность отражений, отн.ед., гидратов на рентгенограмме цементного камня в возрасте, сут									
	CAH_{10} (1,41 нм)		C_2AH_8 (1,07 нм)		C_4AH_{13} (0,79 нм)		C_3AH_6 (0,51 нм)		AH_3 (0,48 нм)	
	3	28	3	28	3	28	3	28	3	28
CA	21	26	16	19	нет	нет	7	16	11	17
$C_{12}A_7$	17	19	17	18	19	15	20	42	10	16
C_6A_4MS	18	21	17	22	12	12	нет	3	нет	нет

Проявление вяжущих свойств C_6A_4MS , отличающее фазу от структурно родственной C_2AS , предопределено уменьшением доли кремнекислородных тетраэдров и степени их ассоциации; нерегулярной координацией ионов кальция, равной 6 и 7. С другой стороны, замедленная, по сравнению с CA , гидратация C_6A_4MS обусловлена наличием в структуре менее активных $[(Al,Mg)O_4]$, $[SiO_4]$. Соединение тетраэдров как вершинами, так частично и ребрами повышает устойчивость фазы к гидролизу [4].

Результаты исследований подтверждают данные о высокой гидравлической активности магниевого силикоалюмината кальция и указывают на целесообразность его присутствия в клинкере.

Разработана методика расчета состава трехкомпонентных магникремний-содержащих смесей для алюминатных клинкеров, учитывающая образование C_6A_4MS . Для характеристики состава сырьевой шихты и клинкера введены модули: основности a , кремнеземный n и магниальный m .

Модуль основности a выражает степень насыщения глинозема оксидом кальция и характеризует соотношение $(CaO:Al_2O_3)$:

$$a = \frac{C - 1,87S - 1,05F - 0,70\bar{S}}{0,55A} \quad (1)$$

При значениях $a \geq 1$ в клинкере исключается образование инертного геленита C_2AS .

Кремнеземный модуль n выражает долю SiO_2 ,

связанного в C_6A_4MS , и соотношение между алюминатным и силикатными фазами клинкера:

$$n = \frac{0,147A}{S} \quad (2)$$

Магниальный модуль m характеризует отношение MgO , необходимого для связывания Al_2O_3 в C_6A_4MS , к общей концентрации MgO :

$$m = \frac{0,099A}{M} \quad (3)$$

Для минимизации содержания C_2S и ограничения доли свободного MgO в клинкере целесообразны повышенные значения модулей: $n \geq 0,5$; $m \geq 0,5$.

Правомерность расчетов по предложенной методике подтверждена синтезом клинкеров с различным содержанием C_6A_4MS , отличающихся значением кремнеземного модуля (табл. 3). Сырьевые шихты составлены из доломитизированного известняка и технического глинозема, в качестве корректирующей кремнеземсодержащей добавки использованы отходы обогащения скарно-магнетитовых руд. Смесей обжигали при температуре 1300–1370°C до завершения клинкерообразования.

Прослеживается влияние химического состава смесей на характер их поведения при обжиге. Интенсивность усвоения CaO при спекании смесей возрастает по мере увеличения кремнеземистой добавки в ряду: К–1,5 → К–1,0 → К–0,5. Дифрактометрический анализ свидетельствует о преобладании в клинкерах магниевого силикоалюмината кальция и коррелируется с расчетными данными (см. табл. 3).

Таблица 3

Влияние кремнеземного модуля на состав и свойства алюминатных клинкеров

Показатели	Клинкер		
	К–1,5	К–1,0	К–0,5
Модуль основности a	1,0	1,0	1,0
Кремнеземный модуль n	1,5	1,0	0,5
Магниальный модуль m	0,9	0,8	0,6
Фазовый состав, %:			
– C_6A_4MS	67	84	58
– $3(CA)C\bar{S}$	7	8	11
– C_4AF	5	6	10
– CA	20	нет	нет
– C_2S	нет	нет	17
– MgO (свободный)	0,6	1,3	3,4
Предел прочности при сжатии, МПа:			
– 1 сут	57	51	39
– 7 сут	83	79	67
– 28 сут	105	115	94

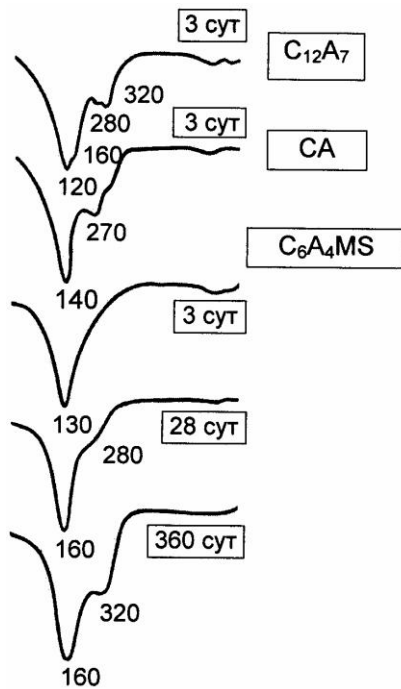


Рис. 2. Термограммы гидратированных алюминатных фаз

Таблица 4

Характеристики клинкера

Модули			Содержание основных фаз, % (по расчету)				
a	n	m	C ₆ A ₄ MS	C ₃ A	C ₁₂ A ₇	3(CA)CS̄	C ₄ AF
1,10	0,98	1,01	55	12	11	15	7

Таблица 5

Основные характеристики цемента

Остаток на сите № 008, %	Нормальная густота, %	Сроки схватывания, ч – мин			Предел прочности при изгибе / сжатии, МПа, в возрасте, сут					
		начало	конец	период	1	3	7	14	28	3600
1,1	27,7	1–55	2–50	0–55	8/41	15/70	16/72	16/87	17/99	10/70

- C₆A₄MS; ∅ C₃A; ◆ C₁₂A₇; ⊙ 3(CA)CS̄;
- ⊙ AN₃; ■ CAH₁₀; ⊠ C₂AH₈; ▲ C₃AH₆;
- C₄AH₁₃; ⊕ C₃A · 3CS̄ · 31H₂O

Магнийсодержащий силикоалюминат кальция – предпочтительная магникремнийсодержащая фаза алюминатных клинкеров. При формировании C₆A₄MS происходит взаимная «нейтрализация» нежелательных для алюминатных клинкеров примесей SiO₂ и MgO. Образование C₆A₄MS сопровождается уменьшением или исключением из состава клинкера фаз с низкой гидратационной активностью C₂AS, C₂S и MgO.

Гидравлическая активность клинкеров зависит от содержания алюминатных фаз и достигает наибольших показателей при повышенных значениях кремнеземного модуля (n ≥ 1). Наличие моноалюмината кальция в клинкере К–1,5 обеспечивает ускоренное твердение в ранний период. Общее содержание MgO в клинкерах состава К–1,5; К–1,0 и К–0,5 превышает рекомендуемый предел и соответственно равно, мас.%: 5,1; 5,4; 6,1. Однако основная часть оксида магния связана в магниевый силикоалюминат кальция. Концентрация периклаза невелика (см. табл. 3) и не вызывает деструктивных изменений цементного камня при твердении.

Исследованы процессы гидратации и твердения цемента, полученного из клинкера (табл. 4) с высоким содержанием магниевого силикоалюмината кальция.

Цемент характеризуется умеренной скоростью схватывания, интенсивным твердением в первые 3 сут, стабильным нарастанием прочности и сохранением ее высоких показателей при длительном твердении (табл. 5).

Характер гидратообразования в исследуемом цементе отражает особенности гидратации чистой фазы C₆A₄MS. Анализ дифрактограмм цемента в ранние сроки гидратации (рис. 3) свидетельствует о первоначальном появлении гидрата C₄AH₁₃ (d=0,804 нм), последующем образовании CAH₁₀ (d=1,43; 0,716 нм), C₂AH₈ (d=1,08 нм). На рентгенограмме камня суточного возраста появляются слабые отражения этрингита (d=0,98), выделившегося при гидратации сульфалюмината кальция. В период 1–3 сут фазовый состав гидратных образований меняется незначительно.

Стабильное нарастание прочности цементного камня в течение длительного твердения связано с повышенной устойчивостью гексагональных гидроалюминатов кальция, низкой скоростью их перекристаллизации. В цементе, твердевшем 10 лет, обнаружен CAH₁₀ (d=1,43; 0,720; 0,375; 0,255 нм), содержание которого превышает долю C₃AH₆ (d=0,514; 0,336; 0,278; 0,228; 0,202 нм) и AN₃ (d=0,482; 0,440; 0,240 нм).

Следовательно, разработанная методика расчета состава сырьевой смеси позволяет расширить возможности направленного регулирования

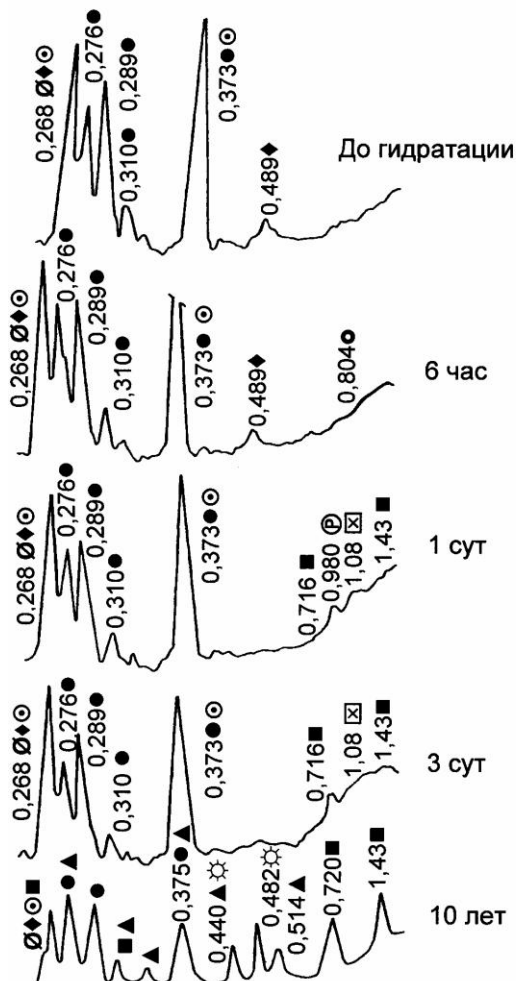


Рис. 3. Дифрактограммы гидратированного цемента

фазового состава алюминатных клинкеров посредством предварительного выбора соответствующих значений модулей a , n , m . Расчет по новой методике предполагает оптимизацию содержания MgO и SiO_2 в сырьевых смесях, снижение отрицательного влияния силикатных фаз на свойства цементов.

Анализ результатов исследований позволяет выделить особенности гидратации и твердения магнезиевого силикоалюмината кальция:

– замедленная гидратация и, как следствие, более плавная кристаллизация устойчивых магнезийкремнийсодержащих гексагональных гидроалюминатов кальция, формирующих каркас цементного камня;

– продолжительность существования гексагональных гидроалюминатов кальция, достигаемая стабилизирующим влиянием гидратированных магнезий- и кремнийсодержащих ионов, образованных при гидролизе исходной фазы C_6A_4MS

и внедренных в структуру матрицы.

– обилие гелеобразных соединений на протяжении длительного периода твердения подавляет рост и соединяет кристаллические гидраты, способствует снижению напряжений в твердеющей системе;

– стабильное упрочнение цементного камня при длительном твердении и меньший спад прочности в многолетнем возрасте.

Высокая гидравлическая активность и характер твердения C_6A_4MS свидетельствуют о целесообразности формирования фазы в цементных клинкерах и ее использования в качестве самостоятельного вяжущего. Возможность синтеза активных специальных клинкеров с повышенным содержанием MgO , SiO_2 способствует широкому вовлечению в цементное производство доломитизированных известняков, глиноземсодержащих материалов с низким кремниевым модулем, техногенного сырья.

Библиографический список

1. Кузнецова Т.В., Талабер Й. Глиноземистый цемент. М.: Стройиздат, 1988. 272 с.
2. Бережной А.С. Многокомпонентные щелочные оксидные системы. Киев: Наук. думка, 1988. 200 с.
3. Васильченко Ю.В., Лугинина И.Г. Тампонажные материалы для цементирования низкотемпературных скважин // Энергосберегающая технология строительных материалов. Белгород: БТИСМ, 1988. С. 8 –12.
4. Капралик И., Ганиц Ф. Изучение системы $CaO-MgO-Al_2O_3-SiO_2$ по отношению к фазе Q // Тезисы докладов 2 советско-чехослов. симпозиума по строению и свойствам силикатных и оксидных систем. Л.: Наука, 1981. С. 10 –13.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 669.162.266.44

Сеник А.И., Милуков С.В., Прошкина О.Б.

ОБРАЗОВАНИЕ ВЫБРОСОВ СЕРОВОДОРОДА ПРИ ВНЕПЕЧНОЙ ГРАНУЛЯЦИИ ДОМЕННЫХ ШЛАКОВ

Современный технологический процесс в доменных печах с полезным объемом более 1500 м³ предусматривает выпуск шлака из печи вместе с чугуном. Доменный шлак, спускаемый из печи при температуре 1400–1550°C, перерабатывают в жидком состоянии на грануляционных установках.

В ОАО «ММК» в шлаковозных ковшах (6–9 шт.) доменный шлак подается на грануляционную установку. Для предотвращения значительных потерь жидкого шлака в виде ковшовых остатков и образования толстых корок наполненные шлаком ковши не должны простаивать в цехе более 40 мин. Перед сливом с помощью копра пробивается затвердевшая при транспортировке корка шлака. Шлак сливается в грануляционный желоб (гидрожелоб), где он дробится водой, подаваемой под давлением 6–8 ат. Для опорожнения ковшей на грануляционной установке установлены 9 гидрожелобов, т.е. столько же, сколько чаш в составе, что позволяет производить слив шлака, не перемещая состав. Для слива одной партии ковшей устанавливается норматив времени – 30 мин.

Включение-отключение установок и управление подачей воды осуществляется с пульта управления. Управление процессом опускания копров для пролома шлаковой корки и их подъема производится также с пульта управления. Одновременно сливается шлак не более чем из трех чаш [1].

Грануляция – самый распространенный и наиболее рациональный способ переработки доменных шлаков. Гранулированные шлаки используются для производства вяжущих веществ, для замены песка в бетонах и строительных растворах.

Суть грануляции – быстрое охлаждение водой или паром огненно-жидкого шлака, который дробится на мелкие зерна – гранулы. Грануляция позволяет решить две проблемы: термодробление шлака и получение максимального количества стекловидной фазы.

Граншлак, как и портландцемент (ПЦ), относится к гидравлическим вяжущим веществам, т.е. способен после помола до 0,08 мм в смеси с до-

бавками и водой отвердевать на воздухе и в воде с образованием камнеподобной структуры. Гранулированные шлаки применяют и в качестве добавки (≈ 5%) в шихту клинкера при производстве ПЦ. Комплексное использование граншлака при производстве шлакопортландцемента (ШПЦ) снижает его себестоимость.

Гранулированные доменные шлаки являются хорошим материалом для дорожного строительства. Обработанные вязкими битумами (продукт переработки коксового газа) в смеси с гравием они служат эффективными заменителями горячих асфальтобетонных смесей; битумошлаковые покрытия дорог в 2,5 раза дешевле асфальтобетонных.

Сера в шлаке находится в основе в виде сульфидов CaS, MnS, FeS и MgS. Возможно присутствие сульфата кальция CaSO₄ – гипса. В шлаках доменного производства содержание серы составляет от 0,7 до 1%. При водной грануляции шлаков независимо от конструкции агрегатов процесс происходит путем резкого охлаждения расплавленного шлака водой. При контакте расплава с водой происходит ее интенсивное испарение. В результате гидролиза в парогазовой смеси образуются токсичные серосодержащие газы.

При взаимодействии серосодержащего шлака с водой в равновесных условиях образуются сероводород, сернистый ангидрид, элементарная сера, парциальное давление которых возрастает с повышением парциального давления паров воды. Из-за недостатка кислорода в зоне реакции образуется преимущественно сероводород.



Повышение температуры ведет, главным образом, к увеличению парциального давления сернистого ангидрида и элементарной серы, что увеличивает вероятность образования H₂S.

Сероводород – бесцветный газ с неприятным запахом, в 1,2 раза тяжелее воздуха, хорошо растворяется в воде и многих органических растворителях; 0,1%-ное содержание в воздухе вызывает

отравление человека, так как он может накапливаться в организме, соединяясь с железом, входящим в состав гемоглобина. Предельно допустимая концентрация в воздухе рабочей зоны (ПДК_{СС}) – 10 мг/м³.

Задачей настоящего исследования является определение мощности выброса сероводорода на грануляционной установке, а также предложение вариантов снижения интенсивности парогазовых выбросов при гидрожелобной грануляции доменных шлаков.

При определении мощности выброса H₂S возможно использование следующих методик: прямые измерения путем отбора проб газа из факела выброса, отбор проб по оси факела в зоне с максимальной приземной концентрацией H₂S, отбор проб атмосферного воздуха на границе санитарно-защитной зоны (СЗЗ). Прямые измерения требуют специального оборудования, сложны в организации, точность прямого отбора проб из несформированного факела выброса не велика. В работе [5] приведены данные прямого отбора проб из газохода, однако при этом не указаны подсосы и утечки парогазовой смеси; т.е. степень точности. Поэтому возможны ошибки как на стадии отбора проб из факела выброса, так и при определении точного места с максимальной приземной концентрацией. Положение зоны с максимальными приземными концентрациями зависит от погодных условий, в частности от скорости ветра и т.д.

Альтернативой прямым измерениям является расчетный метод, включающий сравнение фактических прямых измерений с полученными значениями. Нами использован расчетный метод определения мощности выброса, причем расчеты были произведены на основе различных исходных данных, полученных независимо друг от друга.

Предлагаемая методика основывается на балансе серы и сульфидных соединений. Количество серы, выделяющейся из шлака при грануляции, в общем виде можно определить из следующего выражения:

$$\Delta S = M_{дш}^S - M_{гш}^S, \quad (1)$$

где ΔS – количество серы, выделяющейся из шлака при грануляции, г; $M_{дш}^S$, $M_{гш}^S$ – соответственно количество серы в шлаке до и после грануляции, г.

Для расчета мощности выброса по статистическим данным были использованы данные ОАО «ММК». Содержание серы в шлаке до и после грануляции можно определить по химическому анализу проб шлака. Зная массу шлака, прошедшего грануляцию, можно определить количество серы в шлаках до и после грануляции.

Общая формула для определения мощности выброса серы

$$M_S = \frac{(M_{дш}^S - M_{гш}^S) - ([S] \cdot Q_{ОВ}) - S_{SO_2}}{\tau_{слива}}, \quad (2)$$

где $[S]$ – количество серы, растворенной в воде, г/л; $Q_{ОВ}$ – количество воды в оборотной системе, л; S_{SO_2} – количество серы, образовавшей SO₂, г; $\tau_{слива}$ – время слива 3-х ковшей, с.

Доля серы в сероводороде более 94%, поэтому с достаточной степенью точности можно считать мощность выброса серы, образовавшей H₂S, равной мощности выброса самого H₂S, т.е. $M_S \sim M_{H_2S}$. Более точно

$$M_{H_2S} = M_S \cdot \frac{34}{32},$$

где 34 и 32 – молярные массы H₂S и S.

Для определения мощности выброса H₂S расчетным методом с привлечением экспериментальных данных проведены определения концентрации H₂S в воздухе рабочей зоны и на прилегающей территории, отобраны пробы шлака до и после грануляции и определен их химический состав, взяты пробы воды и определен их химический состав.

Параллельно с экспериментальным определением изменения содержания серы в шлаке при грануляции провели определение этой же величины по данным химического анализа доменного шлака и гранулированного шлака. Сравнение данных, полученных при расчете на основе статистики, с данными расчета на основе экспериментальных измерений показывает, что имеющиеся отклонения в количестве серы, образующей H₂S и собственно формирующей мощность выброса H₂S, незначительны и укладываются в норматив ошибки статистики.

Расчет максимальной приземной концентрации в атмосфере от выбросов одиночного источника (грануляционная установка) проводили по ОНД-86 [2] – методики расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий.

Максимальная приземная концентрация определяется в зависимости от величины безразмерных параметров f и v_m .

Для горячих газов ($f < 100$) максимальное значение приземной концентрации вредного вещества (C_m , мг/м³) при выбросе газовой смеси из одиночного точечного источника при неблагоприятных метеорологических условиях определяется по формуле

$$C_m = \frac{A \cdot M \cdot F \cdot m \cdot n}{H^2 * \sqrt[3]{V_1 \cdot \Delta T}}, \quad (3)$$

где A – коэффициент, зависящий от температурной стратификации атмосферы. $A=160$ для Европейской территории России и Урала севернее 52° с.ш.; M (г/с) – масса вредного вещества, выбрасываемого в атмосферу в единицу времени; F – безразмерный коэффициент, учитывающий скорость оседания вредных веществ в атмосферном воздухе. Принимаем значение $F=3$, т.к. содержание водяного пара в выбросах достаточно для того, чтобы в течение всего года наблюдалась его интенсивная конденсация сразу же после выхода в атмосферу; очистка парогазовых выбросов не производится; m и n – коэффициенты, учитывающие условия выхода газовой смеси из устья источника выброса; H (м) – высота источника выброса над уровнем земли. $H=10$ м – для низкого источника; ΔT ($^\circ\text{C}$) – разность между температурой выбрасываемой газовой смеси T_2 и температурой окружающего атмосферного воздуха T_0 . Температура жидкого шлака в момент слива находится в интервале от 1180 до 1300°C [4]. По замерам ВНИПичерметэнергоочистка (Донецкий филиал) температура парогазовой смеси в газовом тракте на расстоянии около 30 м от гидрожелоба изменялась от 56 до 83°C [5]. Для высоты, равной 10 м, примем $T_2=100^\circ\text{C}$, тогда при $T_0=25^\circ\text{C}$ значение $\Delta T=85^\circ\text{C}$; V_1 ($\text{м}^3/\text{с}$) – расход газовой смеси, определяемый по формуле:

$$V_1 = \frac{\pi D^2}{4} \omega_0, \quad (4)$$

где D (м) – диаметр устья источника выброса; ω_0 (м/с) – средняя скорость выхода газовой смеси из устья источника выброса.

Данные для расчета в литературе отсутствуют. Поэтому эти величины мы приняли по собственным наблюдениям.

Для грануляции ОАО «ММК» парогазовый выброс, образующийся при контакте шлака с водой (по нашим наблюдениям) в условиях штиля имеет коническую форму и на высоте 10 м от уровня поверхности земли его диаметр составляет около 5 м. Факел поднимается на высоту до 30 – 25 м за $1,5$ – 2 с, что соответствует скорости 10 – 15 м/с. Поэтому расчет провели для двух вариантов:

- а) $\omega_0=14$ м/с и $D=4$ м;
- б) $\omega_0=13$ м/с и $D=5$ м.

Для определения максимальной приземной концентрации по формуле (3) необходимо, чтобы

выброс был горячим, т.е. значение $f < 100$. В то же время значение f зависит от линейной скорости и диаметра газового выброса. В наших расчетах при $D=5$ м предельной скоростью, при которой $f < 100$, является $\omega_0=13$ м/с. При больших значениях линейной скорости выброс становится холодным и формула (3) не применима. Это связано с тем, что высота источника $H=10$ м и парогазовая смесь, образующаяся из воды около 20°C при контакте со шлаком 1250°C , не может иметь температуры, равную или даже меньшую температуры окружающей среды, что подтверждает правильность выбранного интервала значений ω_0 , D и ΔT .

Получили, что при неблагоприятных метеорологических условиях (НМУ) концентрация H_2S в районах АБК и энергоцеха ККЦ при направлении ветра на эти объекты превышает допустимое значение. В п. Новоселовский, удаленном на расстояние около 2000 м, значение C_m соответствует ПДК_{СС}. Однако п. Новоселовский находится в зоне сульфидных выбросов других источников, например при заливке водой остатков жидкого доменного и сталеплавильного шлака. Это обуславливает возможность превышения ПДК по H_2S в данном населенном пункте.

Одним из предложений по уменьшению выбросов является применение полусухого или сухого метода грануляции шлака. Известны несколько способов сухой грануляции: центробежный, валковый, барабанный и вододутьевой. Наиболее описан и применяется валковый или барабанный способ, который может быть как чисто сухим, так и с применением небольшого количества воды – так называемый полусухой. Суть метода – в подаче потока расплавленного шлака на вращающейся вокруг горизонтальной оси металлический барабан или валок, продольная ось которого наклонена на 5 – 10° к горизонту. Барабан, в отличие от сплошного вала, имеет колосниковый кожух, внутри которого находятся движущиеся металлические тела. Формирование структуры и крупности готового продукта происходит в полости барабана на поверхности движущихся металлических тел. Барабан помещен в кожух и соединен с системой сбора и локализации парогазовых выбросов [6].

Этот метод позиционируется авторами как способ припечной переработки доменного и сталеплавильного шлака, что позволяет в $2,5$ – 3 раза снизить расходы на производство граншлака, сократить затраты на содержание и эксплуатацию парка шлаковозов, уменьшить производственные площади, упростить схему сортировки и извлечения металла. Одновременно создаются условия для нейтрализации вредных выбросов и утилизации тепла шлакового расплава.

Вторым вариантом устранения парогазовых выбросов является установка над гидрожелобом укрытий для улавливания и очистки газовых выбросов.

При реконструкции существующей гидрожелобной установки необходимо установить на ней укрытия. Установка имеет 9 сливных желобов, поэтому конструируют 3 укрытия с общим парогазоотводом (рис. 1), из которого парогазовая смесь направляется либо в башню с системой адсорбционной очистки, либо на трубу для рассеивания. Укрытия необходимо оборудовать шиберными затворами с электроприводом для очередного открытия участка газохода.

Третьим вариантом является строительство нового участка грануляции. Примером такого участка является построенная в 1998 г. в Германии на заводе Зальциттер фирмы Salzgitter Flachstahl GmbH грануляционная установка, состоящая из грануляционной башни-трубы высотой 32 м, в нижнюю часть которой подается жидкий шлак (рис. 2). Особенностью установки является кольцо (рис. 3), распыляющее воду вокруг шлакового желоба, с помощью которого большая часть парогазовых выбросов инжектируется внутрь башни, а также подача воды для грануляции вдоль шлакового желоба (как обычно) и распыление ее внутри башни сверху. В результате газообразные продукты, в основном водяной пар и газообразные соединения H_2S и SO_2 , осаждаются в конденсаторной части башни для грануляции благодаря орошению водой. В результате окисления и реакции с кальцием газообразные соединения серы осаждаются на поверхности частиц граншлака в виде гипса. Таким образом, благодаря конденсации достигается работа установки без выбросов. Производительность установки 1400 т шлака в сутки или около 1 т/мин; расход воды на грануляцию при давлении 2,1–2,5 атм составляет 1450–3300 м³/мин. Обезвоживание гранулята до 10% производят в специальных вертикально установленных цилиндрических бункерах. Эксплуатационные расходы составляют 0,8 евро на 1 т гранулированного шлака [7].

Четвертым вариантом является обезвреживание парогазовых выбросов путем добавки нейтрализатора (известковое молоко) и окислителей (Fe_2O_3 , $CaCO_3$, $KMnO_4$) в воду для грануляции при неблагоприятных метеоусловиях.

Наряду с известковым молоком для уменьшения содержания сероводорода в парогазовых выбросах могут быть использованы органические отходы химической промышленности. В этом случае исключается сложный комплекс агрегатов,

необходимых для приготовления известкового молока. Большим преимуществом органических поглотителей сероводорода является то, что они значительно замедляют сроки схватывания карбонатных осадков в трубопроводах, насосах, отстойниках и резервуарах системы оборотного водоснабжения, а также в шлакоприемных бункерах и обезвоживателях.

Для уменьшения выбросов в воду перед грануляцией можно добавлять различные окислите-

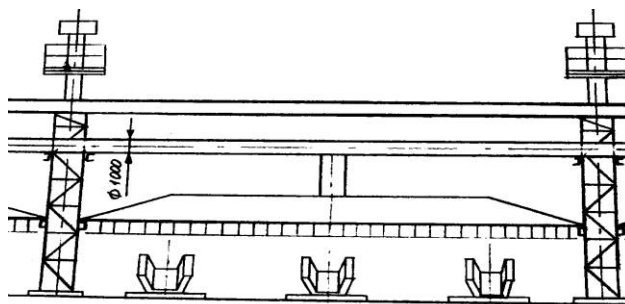


Рис. 1. Укрытие над желобами



Рис. 2. Схема башни для грануляции шлака [7]

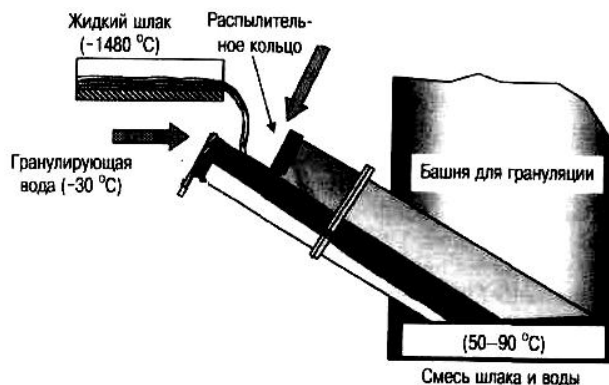


Рис. 3. Схема гидрожелобной грануляции шлака с улавливанием выделяющихся газов [7]

ли, которые предотвращают образование H_2S , образуя SO_2 и SO_3 .

Также для уменьшения содержания сероводорода в парогазовых выбросах может быть использовано ПАВ, например от производства целлюлозы. Наиболее ярким представителем ПАВ является

мыло: доступное, недорогое. Эффективность очистки в этом случае составляет 84% [8, 9].

Для условий ОАО «ММК» наиболее приемлемым вариантом является установка над гидрожелобом укрытий для улавливания и очистки сульфидных выбросов.

Библиографический список

1. ТИ-101-Д-33-2004. Налив в ковши, транспортировка и переработка огненно-жидкого шлака.
2. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий: РД 52.04.212-86.
3. Воскобойников В.Г., Кудрин В.Я., Якушев А.М. Общая металлургия. М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. 768 с.
4. Шаприцкий В.Н. Защита атмосферы в металлургии. М.: Металлургия, 1984. 216 с.
5. Исследование характеристики паро-газовых выбросов при грануляции доменных / Кормышев В.В., Потоцкий В.П., Зубков В.Ф., Маркман Л.Г. // Очистка водного и воздушного бассейнов на предприятиях черной металлургии. М.: Металлургия, 1976. № 5. С. 32–39.
6. Сорокин Ю.В., Демин Б.Л. Экологические и технологические аспекты переработки сталеплавильных шлаков // ОАО «Черметинформация». Бюл. «Черная металлургия». 2003. № 3. С. 75–79.
7. Гроспич К.-Х., Эверс В., Домбровский Г. Новая установка грануляции шлака // Черные металлы. 2004, янв. С. 33–40.
8. Панфилов М.И. Металлургический завод без шлаковых отвалов. М.: Металлургия, 1978. 248 с.
9. Переработка шлаков и безотходная технология в металлургии / Панфилов М.И., Школьник Я.Ш., Орининский Н.В., Коломиец В.А. и др. М.: Металлургия, 1987. 238 с.

УДК 628.337: 628.339.081: 628.345

Чалкова Н.Л., Чалков Д.А.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦИНКА ИЗ МОДЕЛЬНОЙ ВОДЫ СОРБЦИОННЫМИ И ГАЛЬВАНОКОАГУЛЯЦИОННЫМИ МЕТОДАМИ*

Востребованность тяжелых металлов на рынке предлагает руководству горных предприятий уделять большее внимание вопросам извлечения тяжелых металлов из сточных вод, для которых характерно преобладание цинка над остальными тяжелыми металлами (см. таблицу).

Современные методы и технологии очистки воды позволяют решить задачу извлечения цинка, но возникают экономические проблемы из-за высоких капитальных и эксплуатационных затрат, увеличивающих стоимость готовой продукции, что снижает ее конкурентоспособность. Наиболее экономически целесообразными методами на сегодняшний день являются гальванокоагуляционный и сорбционный методы извлечения.

Извлечением цинка из модельных растворов методом гальванокоагуляции занимались Лавриненко Е.Н., Прокопенко В.А., Перцов Н.В., Зубулис А.И., Прочаска П.М., Соложенкин П.М. [5]. Сорбционным извлечением цинка из модельных растворов занимались Годымчук А.Ю. и Юркевич Н.В., Домрачева В.А., Свистунова Я.К., Якушева Л.А., Куликов И.М. [1, 6–8].

Целью данной работы явилось изучение кинетики извлечения цинка из модельных растворов, влияние pH, концентрации исходного раствора методом гальванокоагуляции и сорбции на различных видах сорбентов.

Существует большой класс природных сорбентов–минералов и сорбентов техногенного происхождения, которые из-за недостаточной изученности не нашли широкого промышленного применения [2–4]. Между тем, высокие сорбционные свойства, дешевизна и широкая распространенность делают их экономически целесообразными сырьем в технологиях извлечения металлов из гидроминерального сырья [5–8].

В данной работе для изучения физико-химических, в том числе и сорбционных свойств, были выбраны природные и техногенные кальций-магнелиевые минералы, карбонаты и силикаты. Значительное их сродство к катионам тяжелых металлов позволяет рассматривать эти минералы в качестве потенциальных сорбентов-ионообменников. Изучены отходы горно-металлургической промышленности (доменный шлак) и минеральное сырье (известняк, доломит и магнезит) [1–4, 6–8].

* Работа выполнена при поддержке гранта РНП 2.1.2.6594.

Показатели качества подотвальных вод горных предприятий

Показатели	Сибайский филиал УГОК	УГОК	Бурибаевское РУ	Гайский ГОК
	Сибайское и Камаганское месторождение	Учалинское месторождение	Маканское месторождение	Гайское месторождение
Сухой остаток, мг/дм ³	н/д	2885,2	3579,0	1224,9
Сульфаты, мг/дм ³	10793,4	12573,6	18069,0	7033,9
Хлориды, мг/дм ³	1773,0	86,8	106,4	582,6
Медь, мг/дм ³	350,0	234,7	382,0	219,23
Цинк, мг/дм ³	600,0	340,52	159,5	160,4
Железо, мг/дм ³	373,7	448,0	849,0	785,1
pH	3,3	3,3	1,75	2,64
Жесткость, мг-экв/дм ³	288,0	184,8	356,6	44,02

В качестве гальванопары при гальванокоагуляции использовались стальная стружка и кокс как наиболее эффективная и часто применяемая комбинация [5].

Методики эксперимента

Эксперимент проводился на лабораторном гальванокоагуляторе ёмкостью 5 л с объёмом рабочей зоны 200 см³ в системе гальваноконтактов железо–углерод при проточном режиме. Носителями элементов гальванопары являлись воронёная стальная стружка и кокс в соотношении 4:1. В качестве модельной использовалась система Fe–C–ZnSO₄–H₂O (дистиллированная). Изучение кинетики проводили на высокой концентрации цинка в растворе 500 мг/л. Уменьшение концентрации не позволяет определить кинетические закономерности.

Эксперименты по сорбции цинка проводились в динамических и статических условиях. Методика проведения эксперимента в статических условиях: навеску сорбента крупностью – 0,25 мм, массой 2 г помещали в колбу с модельным раствором, объём раствора 100 мл. Колбу помещали на механический встряхиватель и перемешивали. Время установления сорбционного равновесия определяли по кинетической характеристике, построенной по результатам изучения сорбции из модельного раствора с содержанием цинка 200 мг/л при перемешивании в течение 10–100 мин. Значение pH изменяли от 3 до 10, концентрацию ионов металлов – от 100 до 200 мг/л, перемешивали до установления сорбционного равновесия. Оценка степени извлечения ионов цинка проводилась с помощью изотерм сорбции. Получение изотерм при варьировании условий проведения экспериментов явилось основным методом изучения закономерностей сорбции. При прове-

дении исследований определяли равновесную концентрацию ионов цинка, меди и железа в растворе. Определение сорбции металла из растворов проводили в статических и динамических условиях. Цинк в фильтрате определяли по стандартной методике.

Эксперимент по сорбции цинка проводился в динамических условиях с использованием стеновой сорбционной установки, диаметр колонки – 15 мм, высота слоя сорбента – 50 мм, крупность сорбента – 5+3 мм.

Результаты экспериментов

Гальванокоагуляция

Первоначально были проведены опыты по сравнению эффективности извлечения цинка сорбцией на компонентах гальванопары по отдельности C, Fe и совместно C + Fe (рис. 1).

Из диаграммы видно, что наилучшие результаты получены в процессе гальванокоагуляции. Эффективность извлечения составляет ~100%.

Результаты изучения кинетики извлечения цинка из модельного раствора представлены на рис. 2.

Уже через 60 с обработки в фильтрате обнаруживается только 5–10 мг/л цинка, т.е. эффек-

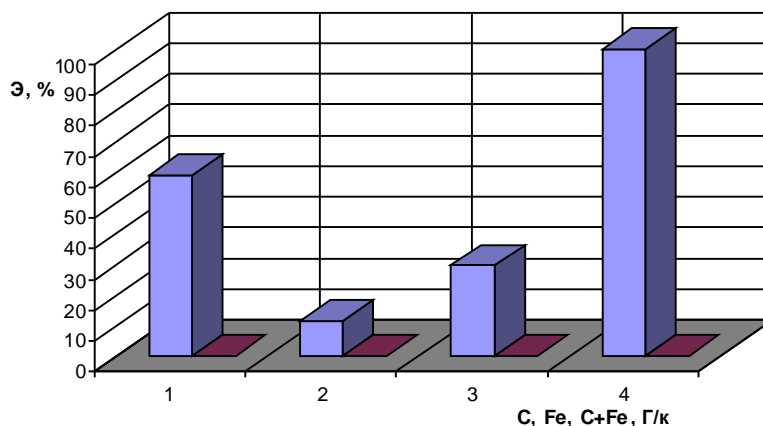


Рис. 1. Диаграмма эффективности извлечения цинка гальванокоагуляцией и сорбцией

тивность извлечения составляет 95–97%. Параллельно изучено изменение концентрации железа в жидкой фазе слива гальванокоагулятора.

Результаты представлены на рис. 3.

При времени обработки 30 с растворенное железо не успевает связаться в нерастворимую ферритную форму. Те же 30 с контакта раствора с гальванопарой приводят к связыванию в осадке 80,8% цинка. При повышении времени обработки наблюдается увеличение концентрации железа в фильтрате при росте извлечения цинка в осадок.

Отношение C_{Zn} в исходном растворе к C_{Fe} в фильтрате с увеличением времени обработки остается постоянным на уровне 2–3, что является следствием высокого содержания железа в сливе и указывает на малоэффективность процесса ферритизации и образования нерастворимых соединений Fe (магнетита, лепидокрокита).

Влияние аэрации на кинетику извлечения цинка и переход железа в слив, отражено на рис. 2. Аэрация способствует более быстрому извлечению цинка и уменьшению содержания железа, перешедшего в фильтрат.

Время обработки влияет и на изменение pH слива при времени контактирования менее 180 с, pH среды практически не меняется и колеблется в пределах от 4,82 до 5,03. Увеличение времени контакта раствора с гальванопарой до 180 с приводит к росту значения pH среды до 5,73 и стабилизации его на этом уровне при дальнейшем увеличении времени.

Сорбционное извлечение цинка в статических условиях

Результаты изучения кинетики сорбции показали, что сорбционное равновесие в системе «минеральный сорбент – раствор цинкового купороса» достигается в течение 40 мин.

Из представленных на рис. 4 графиков следует, что скорость сорбции цинка магnezитом и известняком выше, чем у доломита и доменного шлака, поэтому дальнейшие эксперименты проводили на магnezите и известняке. Из рис. 5 видно, что изотерма сорбции ионов цинка принадлежит к изотермам мономолекулярной сорбции. Изотермы относятся к 1 типу по классификации

Брунауэра, имеют форму изотермы Лэнгмюра, характеризуется монотонным приближением адсорбции к некоторому предельному значению, соответствующему заполненному монослою.

Расчет велся тремя методами:

- методом наименьших квадратов на основании линеаризованной лэнгмюровской кривой;
- градиентным методом – критерий согласия – критерий Чебышева;

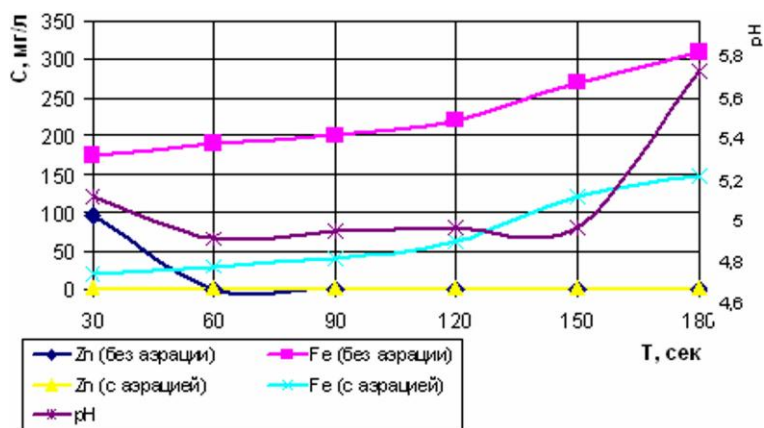


Рис. 2. Кинетика извлечения цинка из модельного раствора гальванокоагуляцией с предварительной аэрацией и без аэрации, изменение pH среды в фильтрате

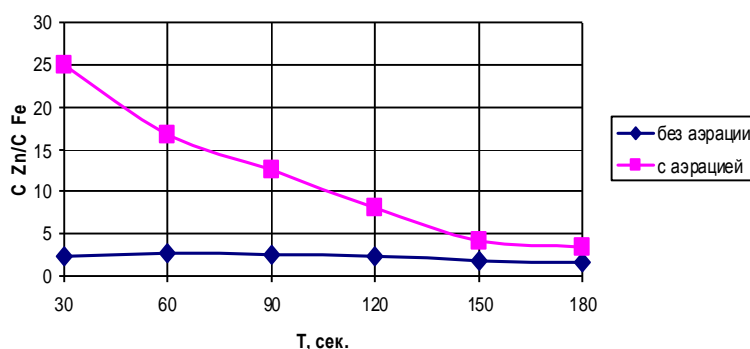


Рис. 3. Зависимость отношения C_{Zn}/C_{Fe} от времени контакта

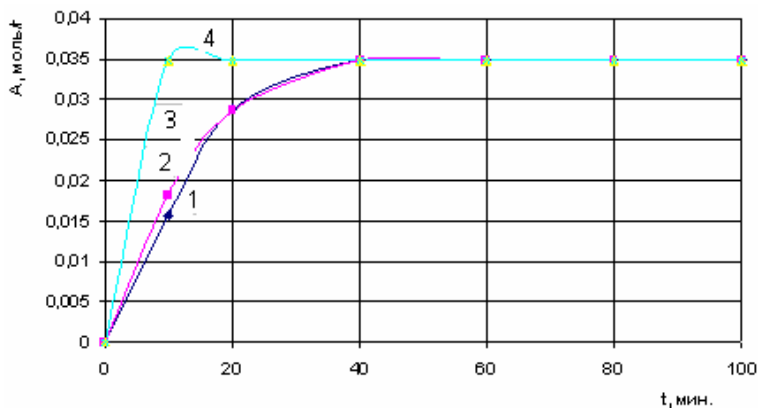


Рис. 4. Кинетика сорбции цинка:

1 – доломит; 2 – доменный шлак; 3 – известняк; 4 – магnezит

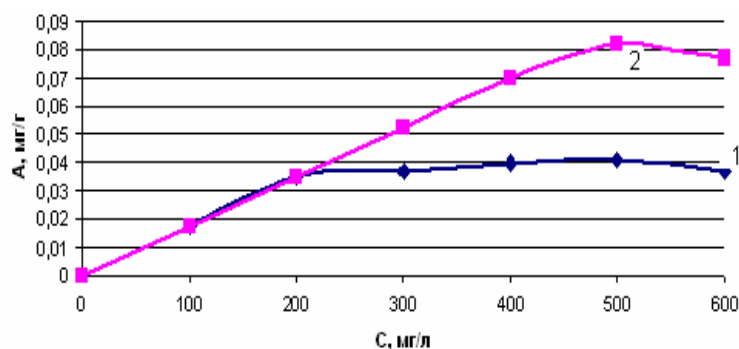


Рис. 5. Изотерма сорбции цинка с различными сорбентами: 1 – известняк; 2 – магнезит.

– градиентным методом – критерий согласия – сумма квадратов отклонений расчетных параметров от экспериментальных.

В результате расчетов каждым методом были рассчитаны величины констант изотермы. Для изотермы сорбции известняком расчетные параметры представлены по методу наименьших квад-

ратом $4,164E-03$; по критерию Чебышева $3,820E-03$; по сумме квадратов $7,935E-03$. А величины констант равновесия рассчитаны соответственно для магнезита: $2,727E-04$; $2,727E-04$; $1,089E-03$.

При сорбции цинка магнезитом в динамических условиях была рассчитана ёмкость данного сорбента, и она составила $2,3$ мг/г.

Выводы

Проведенная работа показала, что извлечение цинка возможно как отходами горно-металлургической промышленности (доменный шлак), так и минеральным сырьем (известняк, доломит и магнезит). Для концентрированных растворов применяется метод гальванокоагуляции, при котором даже кратковременная обработка позволяет извлечь до 100% цинка. Из карбонатных минералов для извлечения цинка наряду с известняком может применяться магнезит.

Библиографический список

1. Домрачева В.А. Извлечение металлов из сточных вод и техногенных образований // ИГТУ. 2006. № 6. С. 5–34.
2. Машкова Л.П., Логинова Е.Я., Богдановский Г.А. Использование глины и карбонатных пород при очистке сточных вод в различных условиях эксперимента // Вестник МГУ. Сер. 2. 1994. 35, № 4. С. 346.
3. Наумова Л.Б., Чащина О.В., Горленко Н.П. Сорбция ионов меди и кадмия природными сорбентами // Журнал физической химии. 1994. Т. 68. № 4. С. 688–691.
4. Кроик А.А., Шрамко О.Н., Белоус Н.В. Очистка сточных вод с применением природных сорбентов // Химия и технология воды. 1999. 21, № 3. С. 310.
5. Чантурия В.А., Соложенкин П.М. Гальванохимические методы очистки техногенных вод // ИКЦ «Академкнига». 2005. С. 68–74.
6. Использование доломита в очистке сточных вод / Казанцева Н.М., Ильина Л.А., Золотова Т.П., Никифоров А.Ю., Никифоров И.А. // Химия и технология воды. 1996. 18, №5. С. 555.
7. Никифоров А.Ю., Ильина Л.А., Сударушкин А.Т. Использование природного минерала доломита и его термомодифицированных форм для очистки сточных вод от катионов тяжелых металлов // Изв. вузов. Химия и химическая технология. 1999. 42, № 4. С. 138.
8. Комплексная переработка сырья – решение экологической проблемы / Домрачева В.А., Свистунова Я.К., Якушева Л.А., Куликов И.М. // Экологически чистые технологические процессы в решении проблем охраны окружающей среды: Тез. докл. междунар. конф.: Иркутск, 1996. Т. 2. Ч. 1. С. 114–115.

ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 339.146.4:339.5

Маринина А.Г.

ТИПЫ СТРАТЕГИЙ ВЫХОДА НА ВНЕШНИЙ РЫНОК МАЛЫХ ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСКИХ СТРУКТУР

Для подавляющего большинства российских предпринимательских структур, только делающих первые шаги на внешнем рынке, важно определить те конкурентные преимущества, которые позволят разработать конкурентную стратегию предприятия для успешного его функционирования в рыночной среде.

Любая стратегия выхода на международный рынок предпринимательских структур ставит своей целью вторжение на рынок, увеличение занимаемой доли рынка, извлечение прибыли с занятой доли рынка.

Побуждающими факторами к принятию решения о выходе на зарубежные рынки для большинства предпринимательских структур являются:

1. Стремление лучше использовать имеющиеся производственные мощности.
2. Стремление приобрести известность экспортера в своей стране.
3. Ожидание ухудшения экономического состояния страны.
4. Возможность улучшить финансовое положение за счет экспорта для модернизации производства.
5. Возможность получения иностранной валюты.
6. Стремление обеспечить преимущество перед конкурентами в своей стране.
7. Стремление обеспечить более высокую рентабельность оборота на зарубежных рынках.
8. Стремление получить ценное «ноу-хау».
9. Желание работать в условиях более низкой конкуренции.
10. Стремление значительно увеличить стоимость бизнеса и акций компании.

В конкурентной борьбе на внешнем рынке малым предпринимательским структурам приходится сталкиваться с враждебностью внешней среды, конкуренцией крупных предприятий и конкуренцией с другими малыми предприятиями.

В конкурентной борьбе с крупными предприятиями малый бизнес использует свои главные

преимущества – гибкость, мобильность, территориальную маневренность. При этом можно выделить четыре основных типа стратегии малых предприятий, цель которых – свести к минимуму остроту конкуренции с крупными предприятиями и наилучшим образом использовать свои конкурентные преимущества.

Стратегия копирования. В рамках данной стратегии малое предприятие может пойти по одному из двух путей: выпускать по лицензии марочный продукт крупной компании или осваивать и выпускать «копию», прообразом которой является какой-нибудь оригинальный продукт.

Стратегия оптимального размера заключается в освоении мелкомасштабных и специализированных рынков, тех областей деятельности, в которых крупное производство неэффективно, а оптимальным является малое предприятие. В этих сферах деятельность крупных предприятий затруднена в силу недостаточной прибыли, высоких расходов на заработную плату, высокого риска, низкой технологичности.

Стратегия участия в продукте крупной фирмы. В рамках крупного производства наибольшие издержки приходятся на участки мелкого и низкотехнологичного производств. Крупному предприятию часто выгоднее отказаться от этих видов работ, закупая отдельные детали, узлы и комплектующие у малых предприятий. В свою очередь, малое предприятие получает возможность гарантированного субподрядного заказа и связанные с этим преимущества. Чтобы избежать опасной зависимости от крупного, малые предприятия часто используют тактику ограничения доли оборота, приходящейся на одного крупного клиента.

Стратегия использования преимуществ крупного предприятия. Как известно, более половины вновь созданных малых предприятий прекращает свою деятельность из-за недостатка финансовых ресурсов и некомпетентности управленческого персонала. Данная ситуация разрешается с помощью системы взаимовыгодного партнерства крупного и малого предпринимательства.

Для малого предприятия наряду с минимизацией конкуренции с крупными фирмами важнейшее значение имеет конкурентная борьба на поле малого предпринимательства. Малыми предприятиями разработано множество разнообразных и приносящих положительные результаты подходов к конкурентной стратегии.

В связи с этим предлагается выделить классификацию конкурентных стратегий малых предприятий (см. **таблицу**):

Исходя из рассмотренных конкурентных стратегий малых предприятий и опираясь на классификацию конкурентных стратегий выхода на внешний рынок В.И. Черенкова [1], можно выделить следующие типы стратегий малых предприятий на внешнем рынке:

1. *Базовая конкурентная стратегия глобальной ниши*, практикуемая как малыми, так и крупными предприятиями. Она состоит в фокусировании на удовлетворении особых потребностей рынка. Предприятие сосредоточивает свои усилия на той узкой сфере, в которой оно располагает конкурентным преимуществом. Глобальная ниша состоит из географически распределенных, но «маркетингово близких» фрагментов целевых рынков, интегрируемых современными международными маркетинговыми коммуникациями.

2. *Конфронтационные стратегии*:

2.1. *Стратегия флангового удара*, часто применяемая предприятиями, которые объективно слабее конкурентов и не имеют ресурсов для полномасштабного конфронтационной стратегии. Фланговому удару предшествует разведка географических рынков, где основные конкуренты представлены слабо или совсем отсутствуют. Затем на эти рынки предлагаются товары, аналогичные товарам конкурентов (географический фланговый удар). При этом происходит экономия затрат на исследовании рынка и используется в неявной форме опыт и усилия конкурентов. Важной зада-

чей при проведении флангового удара является прогнозирование сдвигов спроса на рынке или обнаружение не обслуженного спроса раньше своего сильного конкурента. Стратегия фланговых ударов может быть успешной для малых предприятий в условиях растущего рынка, когда крупнейшие конкуренты временно не принимают в расчет неохваченные фрагменты рынка.

2.2. *Стратегия обхода* представляется привлекательной для небольших предприятий, которые неспособны выдержать явную конфронтацию с важнейшими конкурентами. Располагая необходимыми маркетинговым опытом и ноу-хау, такая фирма может найти «выпавшие из поля зрения» крупных конкурентов или не представляющие для них интереса сегменты рынка. Товарный обход заключается в разработке полностью новой версии традиционного товара или услуги. Географический обход состоит в том, что небольшое предприятие концентрирует свои усилия на второстепенных рынках (как правило, в развивающихся странах или в странах становящихся рынков).

2.3. *Стратегия партизанской атаки* пользуется популярностью у небольших структур, нападающих на доли рынка, занятые более крупными фирмами. Основной целью этой стратегии – кратковременный захват доли рынка и получение прибыли (например, путем введения кратковременных скидков, специальные акции по продвижению товара). Крупные компания в силу своей инертности не сразу реагирует на эти действия.

3. *Кооперационная стратегия* состоит в том, что предприятие приходит к выводу о нецелесообразности конфронтации и необходимости поиска союзника либо для борьбы против конкурентов. При этом у входящих в кооперацию сторон должны быть взаимодополняющие конкурентные преимущества. Малые и средние структуры часто располагают уникальными и перспективными ноу-хау, но не имеют необходимых финансовых, а иногда производственных и кадровых ресурсов. В таких случаях кооперационная стратегия предстает единственно возможной конкурентной стратегией. Такие стратегические альянсы могут создаваться с поставщиками и дистрибьюторами и даже с конкурентами.

Одной из возможных кооперационных стратегий выхода на внешний рынок можно считать лицензирование и франчайзинг.

4. *Инновационные стратегии* основаны на использовании конкурентного преимущества, полученного в результате ис-

Классификация конкурентных стратегий малых предприятий

Признаки классификации	Виды стратегий		
	Креативное конкурентное поведение	Приспособленческое конкурентное поведение	Обеспечивающее (гарантирующее) конкурентное поведение
По конкурентному поведению	Креативное конкурентное поведение	Приспособленческое конкурентное поведение	Обеспечивающее (гарантирующее) конкурентное поведение
По типу стратегии ведения конкурентной борьбы	Коммутанты	Пациенты	Эксплеренты
По типу стратегии поддержания конкурентного преимущества	Стратегия лидерства по низким ценам	Стратегия диверсификации	Стратегия фокусировки

следования по принципиально новой технологии, товаре или их комбинации. Этот тип стратегий рассматривается как весьма перспективный для многих малых российских предприятий, выделившихся из крупных отраслевых и академических НИИ, а также для молодых российских фирм, специализирующихся в области высоких технологий. Инновационные стратегии принято рассматривать как стратегии высокого риска и одновременно потенциально высоких маркетинговых возможностей. Развитие этих стратегий непосредственно связано с венчурным предпринимательством.

5. *Имитационные стратегии* связаны с инновационными стратегиями. Имитационная стратегия предполагает изучение со стороны предприятий-имитаторов реакции рынка на инновацион-

ный товар. Деятельность таких предприятий подразделяется на несколько видов: *творческая адаптация*; *технологическая чехарда* или *перепрыгивание*; *межотраслевая адаптация*. Имитационная стратегия на потребительском рынке обеспечивает компании низкие накладные расходы, низкие издержки производства, ценовое лидерство и минимизацию рисков. Однако такое положение нельзя считать однозначным для всех рынков и всех товаров.

В заключение необходимо отметить, что с учетом растущего характера российского рынка и многообразия составляющих его региональных рынков рассмотренные стратегии можно использовать не только на внешнем, но и на внутреннем рынках.

Библиографический список

1. Черенков В.И. Международный маркетинг. СПб.: ИВЭСЭП, 2003. 848 с.
2. Юданов А.Ю. Конкуренция: теория и практика. М.: Гном и К, 2002. 304 с.
3. Томпсон А.А.; Стрикленд А.Дж. Стратегический менеджмент. М.: Вильямс, 2006. 924 с.
4. Майкл Портер Конкуренция. М.: Вильямс, 2006. 608 с.

УДК 33.4

Кривоус О.В.

О ПРИНЦИПАХ ПОСТРОЕНИЯ И СТРУКТУРЕ БЮДЖЕТНОЙ СИСТЕМЫ РОССИИ

Под бюджетной системой Российской Федерации понимается основанная на экономических отношениях и государственном устройстве Российской Федерации, регулируемая нормами права совокупность федерального бюджета, бюджетов субъектов РФ, местных бюджетов и бюджетов государственных внебюджетных фондов (ст. 6 Бюджетного кодекса РФ). В отечественной экономической и юридической науках бюджетная система рассматривается как совокупность всех видов бюджетов страны [1, 2]. Одной из важнейших характеристик бюджетного устройства государства является структура его бюджетной системы, которая зависит, в первую очередь, от территориально-политической организации государства, включая политико-правовой статус его составных частей и принципы взаимоотношений между собой центральных и региональных государственных органов.

Структура бюджетной системы Российской Федерации определена в Бюджетном кодексе РФ в ст. 10 как бюджеты и внебюджетные фонды трех уровней: федеральный, субъекта и местный. При этом под бюджетом федеральный законодатель понимает «форму образования и расходования фонда денежных средств, предназначенных

для финансового обеспечения задач и функций государства и местного самоуправления» (ст. 6 Бюджетного кодекса Российской Федерации).

Трехуровневое строение бюджетной системы России М.Ю. Березин [3] также объясняет с точки зрения отображения государственного устройства Российской Федерации: «Трехуровневая бюджетная система является следствием особенностей государственного устройства России, заключающихся в федеративном государственном управлении и разделении органов власти на три самостоятельных уровня – федеральный, региональный и местный. В ходе разграничения налоговых доходов между бюджетами всех трех уровней бюджетной системы параллельно образуется и трехуровневая налоговая система, в которой каждый отдельно взятый налог по уровню в рамках налоговой системы соответствует уровню бюджета-получателя в структуре бюджетной системы». В этой связи закономерно возникает вопрос: Как оценивать местный бюджет городских и сельских поселений в условиях двухуровневой организации местного самоуправления – как самостоятельный уровень бюджета или как подуровень местного уровня бюджета?

Полагаю, что распределение бюджетных полномочий между местным бюджетом городских и сельских поселений и местным бюджетом муниципальных районов, городских округов, внутригородских муниципальных образований городов федерального значения Москвы и Санкт-Петербурга позволяет обоснованно говорить об их относительной самостоятельности на уровне местного уровня бюджетов. В пользу данной позиции можно привести следующие доводы:

– построение структуры бюджетной системы законодателем в статье 10 Бюджетного кодекса, который выделяет указанные бюджеты «в числе» местных;

– статья 14 «Местный бюджет» говорит о «местном бюджете» как бюджете каждого муниципального образования и раскрывает понятие «местный бюджет», не выделяя в виде самостоятельной нормы положения о бюджете городских и сельских поселений;

– в бюджетном законодательстве предусмотрена такая форма бюджетных отношений, как консолидированный бюджет, который применительно к местным бюджетам представляет собой свод бюджетов ряда муниципальных образований (форм муниципальных образований), в консолидированный бюджет муниципального района входит бюджет муниципального района и свод бюджетов поселений, входящих в состав муниципального района, что позволяет говорить о фактическом сосредоточении бюджетных полномочий поселений «в руках» органов управления муниципального района и отсутствии действительной самостоятельности реализации бюджетных полномочий;

– положения ст. 52 ФЗ № 131-ФЗ предусматривают возможность передачи полномочий местной администрации поселения по формированию, исполнению и (или) контролю за исполнением бюджета поселения на договорной основе местной администрацией муниципального района. На практике администрация поселения может не иметь соответствующих ресурсов для осуществления управления бюджетом поселения. Местный бюджет в силу положений закона (ч. 1 ст. 52 ФЗ № 131-ФЗ) имеет каждое муниципальное образование, а к муниципальным образованиям законодатель отнес городское или сельское поселение, муниципальный район, городской округ либо внутригородскую территорию города федерального значения, при этом в состав муниципального района могут входить несколько поселений или поселений и межселенных территорий, объединенных общей территорией, в границах которой местное самоуправление осуществляется в целях решения вопросов местного значения межпоселенческого характера населением непосредственно и (или) через выборные и иные органы местного само-

управления. В связи с введением Федеральным законом от 06.10.2003 № 131-ФЗ «Об общих принципах организации местного самоуправления в Российской Федерации» двухуровневой территориальной организации местного самоуправления вводится механизм распределения доходов, согласно которому органами местного самоуправления муниципального района могут быть установлены нормативы отчислений в бюджеты поселений от любых налогов (в том числе и от местных), подлежащих зачислению в бюджет муниципального района.

Таким образом, фактически не существует четырех уровней бюджетной системы в России.

Однако ряд авторов придерживается другого мнения, в частности Г.Г. Господарчук полагает, что новация системы межбюджетных отношений с 2005 г. направлена на создание четырехуровневой бюджетной системы в РФ, поскольку вводятся два уровня (типа) местных бюджетов. Однако ввиду приведенных выше доводов полагаю безосновательным выделение четырех уровней в бюджетной системе РФ. Вместе с тем обосновано утверждать о введении двух типов местных бюджетов на уровне местного бюджета в бюджетной системе РФ. По моему мнению, такая структура бюджетной системы логично отражает двухуровневую организацию местного самоуправления, введенную новым законом «Об общих принципах организации местного самоуправления в Российской Федерации».

В силу действующего бюджетного закона бюджет разрабатывается и утверждается соответственно в форме федерального закона и закона субъектов, а местный бюджет – в форме правового акта представительного органа местного самоуправления.

Бюджетная система РФ построена на основании принципов самостоятельности бюджетов (ст. 10, 14–16 Бюджетного кодекса РФ), принципе сбалансированности, в соответствии с которым «предусмотренные в бюджете минимально необходимые расходы должны обеспечиваться доходами, а при допустимом законодательством дефиците следует иметь источник его покрытия» [4].

В зарубежных странах принципы построения бюджетной системы закрепляются в Конституциях. Обобщая их, следует выделить такие, как: сбалансированность, ежегодность, единство, обязательное облечение бюджета в форму законодательного акта [5].

Указанные принципы применимы и для бюджетной системы Российской Федерации.

Во всех европейских странах одним из основополагающих конституционных принципов является сбалансированность бюджета. В Основном Законе ФРГ закреплена норма: «Доходы и расходы должны быть сбалансированы в бюджете».

те» (ч. 1 ст. 110). Сходное требование о необходимости достижения сбалансированности бюджета записано в Конституции Финляндии: «Содержащиеся в бюджете ассигнования должны покрываться доходами» (ч. 2 § 84). В Конституции Польши 1997 г. установлен запрет на покрытие «бюджетного дефицита путем взятия обязательств перед центральным банком государства» (ч. 2 ст. 220). В Конституции Швейцарии закреплено требование к союзным органам обеспечивать «устойчивое равновесие между своими расходами и доходами» (п. 1 с. 126).

В ряде конституций закреплён принцип эффективности, экономичности и целесообразности использования бюджетных средств. Так, Конституцией Австрии при составлении, ведении и исполнении бюджета предписано заботиться об учете «принципов экономичности, рентабельности и целесообразности» (ч. 1 ст. 51а).

В нормативно-правовых актах органов местного самоуправления (Уставах) закрепляются такие частные принципы исполнения бюджета как принцип единства кассы, принцип подведомственности расходов, единство бюджета [6, 7].

Можно говорить о том, что в структуре бюджетной системы России местный бюджет представляет собой самостоятельное звено.

В настоящее время важной проблемой является поиск оптимального соотношения доходов, поступающих в местные бюджеты в виде налогов и в виде финансовой помощи. Необходимо отметить, что в пользу увеличения доли налоговых доходов в доходной части местных бюджетов говорит то обстоятельство, что в отличие от финансовой помощи, размер которой от местных властей не зависит, налоговые поступления зависят от размера налоговой базы на территории муниципального образования. Исторически сложившиеся диспропорции в экономическом развитии субъектов Российской Федерации, муниципальных образований и соответствующие различия в объемах потенциальных налоговых доходов обуславливают необходимость значительной централизации (с последующим распределением) налоговых доходов в целом по Российской Федерации. Ликвидация либо существенное снижение объема безвозмездных перечислений повлечет за собой резкое снижение уровня бюджетной обеспеченности дотационных муниципальных образований. И закрепление дополнительных налоговых доходов за местными бюджетами не будет решением проблемы финансовой обеспеченности указанных дотационных муниципальных образований, так как исторически сложившаяся экономика и налоговая база на территории муниципалитетов не позволит обеспечить достаточного увеличения налоговых доходов. В то же время Конституция Российской Фе-

дерации гарантирует гражданам России предоставление равного набора бюджетных услуг на территории всех субъектов Российской Федерации и муниципальных образований, независимо от уровня развития экономики региона.

Решение данной проблемы возможно при долгосрочном закреплении за местным уровнем власти в России минимально необходимого объема налоговых доходов и расчетного объема безвозмездных перечислений (в случае дотационного муниципального образования). Данные два раздела доходов местных бюджетов должны быть закреплены на долговременной основе, причем при росте налоговых доходов не должно допускаться пропорциональное снижение объема безвозмездных перечислений.

Таким образом, проблемы местных финансов, в связи с проводимой в настоящее время реформой местного самоуправления, значительно шире и требует более тщательного анализа. Нормальное функционирование местного самоуправления зависит прежде всего от эффективно работающих органов местного самоуправления и достаточной финансово-материальной базы местного самоуправления. На самом деле, учитывая общее недофинансирование местных бюджетов, средств недостаточно для реализации даже мелких вопросов местного значения. Необходима инициатива федеральных органов и, прежде всего, изменение налогового законодательства для сельских поселений, для них должна быть упрощенная схема по сбору налогов. Органы государственной власти и местного самоуправления могут выполнять свои функциональные обязанности, только имея собственные финансовые ресурсы, то есть бюджеты, однако их руководителям надо помнить, что они наделены не только полномочиями расходования бюджетных средств, но и обязанностями формирования и исполнения доходной части бюджета. Задача государства – проявить должный интерес и политическую волю в развитии и укреплении местного самоуправления. Вопросы местного самоуправления неотделимы от государственного интереса. Но влияние государства на муниципальную власть – категория относительная, и в соответствии с общепризнанными конституционными принципами построения демократического и правового государства недопустимо императивное, руководящее влияние государственных органов на органы местного самоуправления. Эффективным и правомерным представляется влияние в форме координации и стимулирования, что требует установления четкого правового механизма взаимодействия органов государственной власти и органов местного самоуправления как на федеральном уровне, так и уровне субъекта Российской Федерации.

Важно, чтобы большая часть местной казны формировалась за счет собственных налогов, а не благодаря помощи «сверху». Это не только даст больше средств на решение местных про-

блем, но и будет стимулировать местные власти к развитию экономики в своих городах и поселках. А это важно и для страны в целом.

Библиографический список

1. Финансы / Под ред. В.М. Родионовой. М., 1993. С. 278.
2. Финансово-кредитный словарь. Т. I. М., 1984.
3. Березин М.Ю. Региональные и местные налоги: правовые проблемы и экономические ориентиры. М.: Волтерс Клувер, 2006 г.
4. Господарчук Г.Г. Анализ бюджетной системы: проблемы укрепления местных и региональных бюджетов // Бухгалтерский учет в бюджетных и некоммерческих организациях. 2077. № 3, февр.
5. Конституционное право государств Европы: Учеб. пособие / Отв. ред. Д.А. Ковачев. М.: Волтерс Клувер, 2005.
6. Часть 4 ст. 45. Устав города Челябинска от 17.12.1995 г.
7. Часть 3 ст. 33. Устав муниципального образования города Троицка // Решение Троицкого городского Совета депутатов Челябинской области от 27 сентября 2000 г. № 53 "О внесении изменений и дополнений в Устав муниципального образования города Троицка" // Вперед. 2000. 19 дек.

УДК 33.4

Кривоус О.В.

МЕХАНИЗМ ФОРМИРОВАНИЯ ДОХОДНОЙ ЧАСТИ МЕСТНЫХ БЮДЖЕТОВ МУНИЦИПАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ В РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

Для того, чтобы предложить действительно эффективную методику формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований, которая к тому же обладала бы возможностью функционирования в условиях двухуровневой организации местного самоуправления, нужно изучить структуру доходов местных бюджетов с ориентировочным весом каждого вида дохода в структуре местного бюджета.

Анализ фактических долей видов доходов по данным за 2006 г. позволяет говорить о том, что доходы местного бюджета приблизительно на 30% формируются от налоговых поступлений, вторым по значимости доходом являются межбюджетные трансферты – около 26% от всех уровней доходов. В составе доходов 33% – делегированные полномочия, целевые средства бюджета субъекта.

Для сравнения в Германии и Финляндии органы местного самоуправления имеют соответственно 80 и 50% налоговых доходов в общем объеме доходов, а межбюджетные трансферты там соответственно составляют 10 и 30%.

Структура налоговых доходов в местный бюджет по данным за 2006 год такова, что наибольший объем среди налоговых доходов занимает НДФЛ, около 66, 2%, затем по значимости следуют земельный налог и налог на имущество физических лиц – 13% всех доходных источников, далее налог на совокупный доход – 12, 4%.

Анализ межбюджетных трансфертов позволяет сделать вывод о том, что большая их часть

это дотации – 61%, субсидии составляют около 24, 5%, прочие трансферты – 13%.

Как мы видим, дотационность местных бюджетов очень высока.

Говоря об увеличении доходов местного бюджета, большинство авторов, изучающих проблемы сбалансированности бюджетов, предлагают увеличивать доходную часть бюджетов муниципальных образований путем увеличения налоговых платежей, взимаемых с хозяйствующих субъектов [1].

Так, в Бюджетном послании Президента РФ о бюджетной политике в 2008–2010 гг. до 1 января 2008г. ставилась задача принятия проекта Федерального закона, регулирующего взимание местного налога на недвижимость жилого назначения, исчисляемого из среднерыночной стоимости объектов недвижимости, обязательным условием принятия которого являлось установление системы налоговых льгот по данному налогу.

Предлагается укреплять собственную финансовую базу муниципальных образований за счет увеличения нормативов отчислений в местные бюджеты от федеральных и региональных налогов, специальных налоговых режимов, в частности:

- увеличение доли налога на доходы физических лиц, закрепленной на постоянной основе за бюджетом муниципального образования;
- отнесение транспортного налога к местным налогам и зачисление поступлений от данного налога к бюджету муниципальных районов и городских округов;

– введение в состав объектов налогообложения по налогу на имущество физических лиц объектов незавершенного строительства;

– обеспечение компенсаций из федерального бюджета в случае предоставления федеральным законодателем льгот по местным и региональным налогам и сборам [2].

Однако за счет увеличения доли налоговых доходов проблема финансового обеспечения муниципальных образований не будет решена и это очевидно. Поскольку там, где нет экономической базы, т.е. нет производства, плохо собирается налог на доходы физических лиц, слабая имущественная база, увеличение налоговых ставок или процентной доли налога в местном бюджете не решит существующую проблему.

Вносятся также предложения о дифференцированном подходе к механизму формирования бюджетов для муниципальных образований, имеющих на своей территории предприятия, работающие в высокотехнологическом секторе экономики и являющихся очагами роста экономики, поскольку такие предприятия «кормят», в первую очередь, федеральный бюджет и бюджет субъекта, на долю же местного бюджета выпадает лишь малая часть дохода от их деятельности.

На примере Закона Челябинской области от 31 октября 2006 г. № 72-ЗО «Об областном бюджете на 2007 год» можно проследить запланированные источники дохода на 2007 г. для местных бюджетов. Статьей 3 указанного закона предусматривается отчисление по федеральным, региональным налогам и сборам (в части погашения задолженности прошлых лет по отдельным видам налогов, а также в части погашения задолженности по отменным налогам и сборам) в консолидированный бюджет, который, в свою очередь, предусматривает процентное распределение поступлений по уровням бюджетов (налог на прибыль организаций, зачислившийся до 1 января 2005 г. в местные бюджеты, мобилизуемый на территории муниципальных районов в размере 100% от поступлений подлежит зачислению в бюджеты муниципальных районов). Примечательно, что консолидированный бюджет предусматривает распределение налоговых поступлений в 2007 г. по бюджетам муниципальных районов и городских округов, ничего не говоря о бюджетах сельских и городских поселений.

В 2007 г. областной бюджет предусматривал следующие источники финансирования («трансферты») местных бюджетов:

1) субвенции на: финансирование обеспечения переданных федеральных полномочий и полномочий субъектов; на осуществление расходов на выплату ежемесячного пособия на ребенка; на осуществление мер социальной поддержки для отдельных категорий населения (ветеранов, почетных

доноров и пр.); по региональным целевым программам, например «Образование», «Здоровье»;

2) другие межбюджетные трансферты;

3) непрограммные инвестиции в основные фонды (например, субсидии на строительство объектов общегражданского назначения);

4) ведомственная структура расходов областного бюджета также предусматривает раздел «Финансовая помощь бюджетам других уровней»;

5) субсидии на: организацию работы финансовых органов муниципальных образований; на организацию бюджетного процесса в муниципальных образованиях;

б) дотации и фонды на: поддержку мер по обеспечению сбалансированности бюджетов; поддержку усилий органов местного самоуправления по обеспечению сбалансированности местных бюджетов; региональный фонд финансовой поддержки поселений; на выравнивание уровня бюджетной обеспеченности; областной фонд финансовой поддержки поселений; региональный фонд финансовой поддержки муниципальных районов (городских округов); дотации на выравнивание уровня бюджетной обеспеченности, в том числе из регионального фонда финансовой поддержки муниципальных районов (городских округов) в части, не передаваемой дополнительными нормативами отчислений от налога на доходы физических лиц.

Нормативно-правовые акты муниципальных образований, в частности Устав г. Челябинска [3], в качестве доходных источников формирования бюджета предусматривает: собственные доходы; отчисления от федеральных и региональных регулирующих налогов и сборов; другие доходы, поступающие в распоряжение органов местного самоуправления в безвозмездном и безвозвратном порядке в соответствии с законодательством Российской Федерации, субъекта Российской Федерации и другие источники дохода бюджета муниципального образования город Челябинск. При формировании бюджета, в силу прямого установления законодателя, средства на исполнения расходных обязательств по вопросам местного значения и по осуществлению переданных государственных полномочий предусматриваются отдельно. При этом полномочия по установлению нормативов расходов бюджета предоставляются представительному органу власти – Челябинской городской Думе.

Проведенное в статье исследование механизма формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований позволяет сделать ряд предложений по усовершенствованию законодательства в целях увеличения доходной части местных бюджетов:

1) зачислять часть дополнительных налоговых поступлений по налогу на прибыль в бюд-

жеты муниципальных образований;

2) зачислять части сумм штрафов в бюджеты поселений по месту нахождения органа или должностного лица, принявшего решение об административном правонарушении;

3) обеспечить компенсацию из федерального бюджета выпадающих доходов региональных и местных бюджетов в случае предоставления в Налоговом кодексе РФ льгот по региональным и местным налогам и сборам, осуществление инвентаризации предоставляемых льгот.

Рассматривая механизм формирования местных бюджетов муниципальных образований и ставя перед собой цель проанализировать для оценки его эффективности механизм формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований, полагаю необходимым изучить данный механизм, в первую очередь, посредством изучения поступления и распределения налоговых доходов. Справедливо подчеркнуть, что налоговые поступления в структуре всех доходов бюджетов занимают преобладающую долю.

Соответственно законодательством Российской Федерации налоги согласно потенциальной доходности разделены в налоговой системе по уровням, соответствующим уровням их бюджетов-получателей в бюджетной системе.

Разделение в налоговой системе потенциальной доходности обусловлено необходимостью закрепления и установления на постоянной основе за каждым уровнем власти собственных доходных источников, позволяющих формировать бюджет в соответствии с поставленными общественными задачами.

В целом, если рассматривать всю совокупность экономических процессов, протекающих в налогово-бюджетной системе, первичным является процесс разграничения налоговых доходов между бюджетами, когда изначально каждый налог на основе его потенциальной доходности устанавливается за бюджетом определенного уровня бюджетной системы.

Поскольку степень постоянства основы установления собственных налоговых доходов за каждым бюджетом, входящим в бюджетную систему, зависит исключительно от действий федерального законодателя, прерогативой которого

являются изначальное формирование всей структуры налоговой системы, разработка и внедрение новых налогов и сборов и перемещение действующих налогов и сборов между уровнями налоговой системы, то муниципальные образования фактически лишены возможности участия в формировании доходов местного бюджета.

При установлении собственных налоговых доходов за каждым бюджетом-получателем именно федеральным законодателем достигается соблюдение принципов стабильности и предсказуемости объемов доходов, поступающих в распоряжение органов государственной и муниципальной власти. Федеральный законодатель, устанавливая в процессе разграничения налогов по уровням налоговой системы, создает механизмы образования собственных налоговых доходов, позволяющих каждому уровню власти в РФ находиться в определенной финансовой самостоятельности и независимости от иных уровней власти.

Юмаев М.М., анализируя методологические проблемы распределения собственных налоговых доходов, отметил, что при распределении доходов федерального бюджета между бюджетами нижестоящих уровней бюджетной системы «отнесение налогов к федеральным не означает, что они должны зачисляться в федеральный бюджет; они могут как полностью зачисляться в бюджет определенного уровня, так и являться регулирующими источниками бюджетов, распределяемыми в соответствии со специальными федеральными законами» [4]. Аналогичный подход применим и к перераспределению собственных бюджетных средств между местными бюджетами, включая уровни бюджетной системы в муниципальных образованиях с двухуровневой системой организации местного самоуправления.

Таким образом, в настоящее время совершенствование доходной базы местных бюджетов является сложной задачей, предполагающей как проведение анализа бюджетных потребностей, так и решение неотрегулированных вопросов межбюджетных отношений с обязательным учетом экономической и финансовой специфики как России в целом, так и каждого субъекта Федерации, каждого муниципального образования, каждого населенного пункта.

Библиографический список

1. Господарчук Г.Г. Анализ бюджетной системы: проблемы укрепления местных и региональных бюджетов // Бухгалтерский учет в бюджетных и некоммерческих организациях". 2007. № 3, февр.
2. О проблемах и перспективах укрепления финансовых основ местного самоуправления // Муниципальная экономика. 2007. № 1 (29).
3. Устав города Челябинска от 17.12.1995 г. // Вечерний Челябинск. 1996. 18 янв.
4. Юмаев М.М. Налогообложение физических лиц и перспективы его совершенствования: Дис. ... канд. экон. наук. М.: Финансовая академия при Правительстве РФ, 1999. С. 33.

РЕФЕРАТЫ

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

УДК 658.012.22.004.67

Кольга А.Д., Хажиев В.А. Пооперационное планирование ремонтов горного оборудования.

Статья посвящена исследованию влияния качества планирования ремонтов горного оборудования на эффективность использования производственных ресурсов и формированию практических рекомендаций по повышению качества планирования.

Ил. 2.

УДК 662 23.504.05

Славиковский О.В., Славиковская Ю.О. Повышение экологического уровня недропользования при комбинированной геотехнологии.

Экологический аспект рационального недропользования в значительной степени характеризуется уровнем отходов горнопромышленного комплекса и потерями минерального сырья.

В настоящее время техногенные месторождения (отвалы, хвостохранилища) начинают интенсивно обрабатываться в основном геохимическими методами. Практика показала перспективность этого направления, в том числе и повышение экологического уровня недропользования.

Библиогр. 2 назв.

УДК 622.02:539.2/8

Хлусов А. Е. О ползучести многослойной неоднородной породной балки.

На основании результатов аналитических и экспериментальных исследований ползучести изгибаемой многослойной балки, составленной слоями разнородных пород, предложен метод прогноза ее деформаций во времени.

Ил. 5. Библиогр. 5 назв.

УДК 622.794.22

Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Козырь А.В. Исследование влияния реагентов на влажность железорудных концентратов при вакуумном фильтровании.

Представлены результаты экспериментальных исследований процесса обезвоживания с использованием различных реагентов.

Ил. 2. Табл. 6. Библиогр. 1 назв.

УДК 624.127.8; 658.382

Мельников И.Т., Кутлубаев И.М., Немчинова А.В., Суоров А.И., Косарев А.В., Шелковникова А.А., Котик М.В. Комплексная переработка магнетитосодержащих хвостов ДОФ ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» с применением рентгенорадиометрического сепаратора СРФ 4-150.

Приведён опыт переработки магнетитосодержащих хвостов ДОФ ОАО «Комбинат МАГНЕЗИТ» с применением рентгенорадиометрического сепаратора СРФ 4. Обозначены основные теоретические принципы работы сепараторов, область их применения и основные модификации, выпускаемые отечественной промышленностью.

Внедрение процесса рудоподготовки в технологическую цепочку целесообразно из экономических, экологических и социальных соображений для многих горно-обогачительных комбинатов широкого сырьевого спектра.

Ил. 4. Табл. 2. Библиогр. 7 назв.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 621.74.94

Чайкин В.А., Чайкина А. В., Каргинов В.П., Малый А.В. Новая раскислительная смесь для диффузионного раскисления стали.

В данной работе теоретически обоснована и экспериментально подтверждена эффективность дисперсных раскислительных смесей. Оптимизированы технологические параметры диффузионного раскисления стали. Разработки внедрены в производство с экономическим эффектом.

Ил. 3. Табл. 2. Библиогр. 12 назв.

УДК 669.187

Чуманов И.В. К вопросу об использовании инокуляторов-холодильников при переплавных процессах.

Рассмотрены особенности использования макрохолодильников при электрошлаковой плавке. Проведены следующие расчёты: времени падения макрохолодильника через шлаковую ванну; динамики намерзания шлаковой корочки; времени расплавления шлаковой корочки и макрохолодильника; скорости подачи макрохолодильников.

Ил. 1. Библиогр. 3 назв.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.789

Шубин И.Г., Румянцев М.И., Торопицина У.А., Демидова О.О. Выбор характеристик для отображения влияния химсостава стали на показатели механических свойств и микроструктуры высокоуглеродистой канатной катанки.

Исследовано влияние химсостава стали на показатели качества канатной катанки. Разработаны комплексные характеристики, используемые при создании модели взаимосвязи показателей качества с технологическими факторами процесса производства.

Ил. 2. Табл. 3. Библиогр. 9 назв.

УДК 621.771.63

Солодова Е.М., Шемшурова Н.Г., Локотунина Н.М. Пути улучшения потребительских свойств профиля обшивы грузового полувагона.

Статья посвящена решению проблемы повышения жесткости обшивы грузового полувагона. Представлены результаты оптимизации конфигурации профиля изотропной жесткости по геометрическим параметрам и механическим свойствам, даны рекомендации по содержанию химических элементов в заготовке для профилирования из стали марки 10ХНДП.

Табл. 3. Библиогр. 4 назв.

ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.777: 621.777.22

Беляев С.В., Сидельников С.Б., Довженко И.Н., Пешанский А.С., Разумкин В.В. Аналитическая оценка температурных условий процесса полунепрерывного прессования.

Представлена методика расчета температурных условий процесса полунепрерывного прессования профилей из алюминиевых сплавов. Представлен пример расчета выходной температуры профиля и проведено сопоставление результатов расчета с экспериментальными данными.

НАДЕЖНОСТЬ И ДОЛГОВЕЧНОСТЬ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

УДК 621.771.079

Мироненков Е.И., Жиркин Ю.В., Чумиков А.М., Платов С.И. Направления исследований по повышению ресурса узлов трения в приводах скиповых лебёдок доменного цеха ОАО «ММК».

Предложены мероприятия, обеспечивающие повышение ресурса узлов трения подшипников качения и зубчатых передач редукторов скиповых лебёдок доменного цеха ОАО «ММК». Используя положения теории подобия, рассчитаны параметры лабораторного стенда для проведения дальнейших исследований.

Табл. 2. Библиогр. 5 назв.

УДК 669.18.046.518:621.746.27М

Пиксаев В.А. Возможный принцип модернизации МНЛЗ.

Рассматривается возможный механизм процесса образования трещин в теле заготовки при ее распрямлении. Обосновывается возможность применения при анализе напряженно-деформированного состояния заготовки гипотезы плоских сечений. Сформулирован принцип модернизации машин непрерывного литья заготовок, состоящий в обеспечении равномерного распределения плотности потенциальной энергии по длине участка распрямления.

Применение принципа привело к уменьшению количества трещин на 10 %.

Ил. 3. Библиогр. 10 назв.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 669.15-194.561.57:539.537

Мирзаев Д.А., Яковлева И.Л., Терещенко Н.А. Моделирование разрушения ферритной стали с неоднородной микроструктурой.

Изучено влияние условий испытания на механические свойства и характер разрушения материала в процессе ударного нагружения. Установлено преимущество слоистой конструкции на сталях различного фазового состава (ферритной – 08X18T1 и аустенитной – 10X18AG18), испытанных в широком интервале температур (от 20 до 196°C).

Ил. 6. Табл. 3. Библиогр. 14 назв.

СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ

УДК 621.7.02; 669.056

Стеблянко В.Л., Адаев А.Р. Совершенствование управления качеством очистки металлической поверхности путем контроля ее физико-химического состояния по величине электрического потенциала.

В работе приведены результаты, отражающие взаимосвязь конструкций и параметров рабочих камер с характером распределения потенциала по площади обрабатываемой поверхности, которые стимулируют постановку новых задач в направлении оптимизации технических и технологических решений.

Ил. 2. Табл. 1. Библиогр. 7 назв.

НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 621.777:669.231.7

Довженко Н.Н., Сидельников С.Б., Биронт В.С., Рудницкий Э.А., Столяров А.В., Усков И.В., Лопатина Е.С., Ходюков Б.П. Разработка технологии производства ювелирных изделий из бессеребряных палладиевых сплавов.

Представлены результаты исследований по разработке технологических режимов получения проволоки из бессеребряных палладиевых сплавов, используемой для производства ювелирных цепочек. Показано на примере одного из предложенных сплавов палладия 850 пробы, что изделия из него имеют достаточно высокий уровень пластических и прочностных свойств, а также меньшую склонность к порообразованию при аргонодуговой сварке звеньев цепочек. Приведены отличия технологической схемы обработки, а также данные по механическим свойствам деформированных полуфабрикатов.

ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКА И ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 621.745.35

Ячиков И.М., Портнова И.В. Характер течения металла в ванне ДППТ с двумя подовыми электродами.

В результате компьютерного и физического моделирования исследован характер течения расплава по ванне ДППТ с двумя подовыми электродами. Установлено, что при равенстве токов на подовых

электродах и равенстве их диаметров наблюдается симметрия распределения ОЭМС. Полученные результаты подтверждают адекватность программного продукта.

Ил. 4. Библиогр. 5 назв.

СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 666.948

Мирюк О.А. Гидратация и твердение магнийкремнийсодержащих алюминатных цементов.

Исследованы процессы гидратации фазы C_6A_4MS . Предложена методика расчета состава трехкомпонентной смеси для алюминатных клинкеров. Показана возможность получения качественных алюминатных цементов при использовании сырья с примесями магнезия и кремния.

Ил. 3. Табл. 5. Библиогр. 4 назв.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 669.162.266.44

Сеник А.И., Милуков С.В., Прошкина О.Б. Образование выбросов сероводорода при внепечной грануляции доменных шлаков.

Термодробление доменного шлака путем его грануляции в потоке воды – наиболее рациональный способ подготовки этого отхода черной металлургии к повторному использованию в качестве строительного материала. Процесс грануляции сопровождается загрязнением атмосферного воздуха в результате выделения парогазовых выбросов, в которых содержится сероводород – вещество второго класса опасности. Задачей настоящего исследования является определение мощности выброса H_2S на грануляционной установке, а также предложение вариантов снижения интенсивности парогазовых выбросов при гидрожелобной грануляции доменных шлаков.

Библиогр. 9 назв.

УДК 628.337: 628.339.081: 628.345

Чалкова Н.Л., Чалков Д.А. Извлечение цинка из модельной воды сорбционными и гальванокоагуляционными методами.

В данной работе проводилось изучение кинетики извлечения цинка из модельных растворов, влияние pH, концентрации исходного раствора методом гальванокоагуляции и сорбции на доменном шлаке, известняке, доломите и магнезите.

Проведенная работа показала, что извлечение цинка возможно как отходами горно-металлургической промышленности (доменный шлак), так и минеральным сырьем (известняк, доломит и магнезит). Для концентрированных растворов применяется метод гальванокоагуляции, при котором даже кратковременная обработка позволяет извлечь до 100% цинка. Из карбонатных минералов для извлечения цинка наряду с известняком может применяться магнезит.

ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 339.146.4: 339.5

Маринина А.Г. Типы стратегий выхода на внешний рынок малых предпринимательских структур.

В статье исследуется стратегия выхода на внешний рынок малых предпринимательских структур, ее основные виды.

УДК 33.4

Кривоус О.В. О принципах построения и структуре бюджетной системы России.

В статье исследована структура бюджетной системы России, принципы ее построения, а также проблемы финансового обеспечения местного самоуправления, в частности низкая обеспеченность местных бюджетов собственными доходами. На основе анализа данных проблем автором предложено долгосрочное закрепление за местным уровнем власти в России минимально необходимого объе-

ма налоговых доходов и расчетного объема безвозмездных перечислений.

Библиогр. 7 назв.

УДК 33.4

Кривоус О.В. Механизм формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований в Российской Федерации.

В статье исследован механизм формирования доходной части местных бюджетов муниципальных образований в России. На основе данного исследования автором внесен ряд предложений по усовершенствованию законодательства в целях увеличения доходной части местных бюджетов, в частности, зачисление части дополнительных налоговых поступлений по налогу на прибыль в бюджеты муниципальных образований.

Библиогр. 4 назв.

ABSTRACTS

EXPLOITATION OF MINERAL RESOURCES AND MAN-CAUSED FORMATIONS

UDC 658.012.22.004.67.

Kolga A.D., Khazhiev V.A. Functional planning of mining equipment maintenance.

The article reveals the influence of the planning quality of the mining equipment maintenance on efficiency of the industrial resources distribution and practical recommendations to improve the quality of planning.

Fig. 2.

UDC 662 23.504.05

Slavikovsky O.V., Slavikovskaya Y.O. Increase in the ecological level of the subsurface resources management in combined geotechnology.

The ecological aspect of the efficient subsurface resources management in general is defined by the waste level of metallurgical complex and loss of raw materials.

At present the geochemical methods are widely used for man-caused deposits (dumps, tailing dumps). As practice shows this tendency is very perspective, including increase in the ecological level of the subsurface resources management.

Bibliogr. 2 items.

UDC 622.02:539.2/8

Khlusov A. E. Creep of the multilayer heterogeneous rock beam.

The results of the analytical and experimental researches of creep of the flexible multilayer beam made of layers of heterogeneous rock suggest the method of its deformation analysis within the period of time.

Fig. 5. Bibliogr. 5 items.

UDC 622.794.22

Kutlubaev I.M., Sadykov V.H., Tretyak B.A., Kozyr A.V. The research of the reagent impact on humidity of iron-ore concentrates in vacuum filtering.

The results of the experimental researches in the dehydration process are given by using different reagents.

Fig. 5. Table 6. Bibliogr. 1 item.

UDC 622.725

Melnikov I.T., Kutlubaev I.M., Nemchikova A.V., Surov A.I, Kosarev A.V., Shelkovnikova A.A., Kotik M.V. Intergrated processing of the magnesite resistant tails at DOF OJSC "Kombinat-MAGNEZIT" by applying X-ray radiometric settler SRF 4-150.

Processing of the magnesite resistant tails at DOF OJSC "Kombinat-MAGNEZIT" is presented by applying X-ray radiometric settler SRF 4-150. The article suggests the main theoretical principles of the settler operation, the sphere of its application and the main modification used by domestic industry.

The ore pretreatment process is applied in the technological chain that is worthwhile due to economical, ecological and social reasons for many ore mining and processing enterprises with wide range of raw materials.

Fig. 4, Table 2, Bibliogr. 7 items.

METALLURGY OF FERROUS, NON-FERROUS AND RARE METALS

UDC 621.74.94

Chaykin V.A., Chaykin A.V., Karginov V.P., Maliy A.V. New deoxidizing mixture for the diffusive steel deoxidation.

Efficiency of disperse deoxidizing mixture is theoretically proved and experimentally confirmed. Technological characteristics of diffusive steel deoxidation are optimized. The new technologies are introduced in the enterprises with saving rate.

Fig. 3. Table 2. Bibliogr. 12 items.

UDC 669.187

Chumanov I.V. Concerning the question of inoculator-freezers application in remelting processes.

The peculiarities of macrofreezers at electroslag melt are considered. The following calculations are done: drop time of macrochiller through the slag pool; the dynamics of slag coverage freezing; burn-off time of slag coverage and macrochiller; macrochiller conveying speed.

Fig. 1. Bibliogr. 3 items.

TECHNOLOGIES OF METAL FORMING

UDC 621.789

Shubin I.G., Rumyantsev M.I., Toropitsina U.A., Demidova O.O. The characteristics selection for the impact of the steel chemical composition on the mechanical property indicators and microstructure of the high-carbonated rope wire.

The impact of the steel chemical composition on the rope wire quality indicators was researched. The integrated characteristics used in the interconnection model of quality indicators with the technological factors of the industrial process are worked out.

Fig. 2. Table. 3. Bibliogr. 9 items.

UDC 621.771.63

Solodova E.M., Shemshurova N.G., Lokotunina N.M. Methods of improving consumer characteristics of the welt profile in the cargo gondola wagon.

The article deals with the problem of the welt hardness increase in the cargo gondola wagon.

The results of profile optimization of isotropic hardness according to the geometrical parameters and mechanical properties were presented. The recommendations concerning chemical elements content in the billet for profiling made of steel 10 were provided

Table 3. Bibliogr. 4 items.

TECHNOLOGIES OF MATERIAL PROCESSING

UDC 621.777:621.777.22

Beliaev S.V., Sidelnikov S.B., Dovzhenko I.N., Peshchansky A.S, Razymkin V.V. Analytical estimation of temperature conditions in the semicontinuous pressing process.

The design procedure of temperature conditions in the semicontinuous profile pressing process out of aluminium alloys is presented. The example of calculation of profile outlet temperature was given and the results of calculation were compared with the experimental data.

SAFETY AND DURABILITY OF METALLURGICAL EQUIPMENT.

UDC 621.771.079

Mironenkov E.I., Zhirkin J.V., Chumikov A.M., Platov S.I. The research guidelines for increasing friction units resource in the drives of skip winches in the blast-furnace shop at OJSC «MMK».

The arrangements are offered to increase friction units resource in rolling bearings and gear drives in gear boxes of skip winches in the blast-furnace shop of OJSC «MMK». Using the foundations of similarity theory, the parameters of laboratory bench for further researches are calculated.

Table 2. Bibliogr. 5 items.

UDC 669.18.046.518:621.746.27M

Piksaev V.A. The probable principle of CCM (continuous casting machine) modernization.

The probable mechanism of crack formation in the billet during its straightening is under consideration. The application of flat cross-section hypothesis in the analysis of strained and deformative billet position is justified. The principle of billet continuous casting machine modernization is stated. The main idea of the principle is to provide the even density distribution of potential energy along the section of straightening. The application of this principle is resulted in 10% decrease of crack formation.

Fig. Tables. Bibliogr. 10 items.

MATERIAL SCIENCE AND METAL HEAT TREATMENT

UDC 669.15-194.561.57:539.537

Murzaev D.A., Yakovleva I.L., Tereshchenko N.A. Modelling of ferritic steel destruction with an heterogeneous microstructure.

The impact of testing condition on the mechanical properties and material fracture mode in the course of shock loading is studied. The advantage of layered construction for steels of various phase compositions (ferritic steel 08Kh18T1 and austenitic steel 10Kh18AG19) tested in a wide temperature range (from 20 to 196°C) was established.

Fig. 6. Table 3. Bibliogr. 14 items.

STANDARDIZATION, CERTIFICATION AND QUALITY CONTROL

UDC 621.7.02; 669.056

Steblyanko V.L., Adayev A.R. Enhancement of control quality of metal surface refinement by by checking its physico-chemical condition according to the size of electric potential.

The article gives the results reflecting interconnection of design and working camera parameters with the potential distribution throughout the area of processed surface, which support new problem statement towards optimization of technical and technological decisions.

Fig. 2. Table 1. Bibliogr. 7 items.

NEW TECHNOLOGICAL PROCESSES AND EQUIPMENT

UDC 621.777:669.231.7

Dovzhenko N.N., Sidelnikov S.B., Biront V.S., Rudnitskij E.A., Stoljrov A.V., Uskov I.V., Hodjukov B.P. The technology elaboration of the jewellery manufacture from nonsilver palladium alloys.

The results of searching processing methods of wire production from nonsilver palladium alloys which are used for jewellery chains are presented. It is demonstrated on the example of one of the proposed palladium alloys 850 test that these products have a quite high level of flexible and strength properties; and moreover less tendency to cavitation in argon-arc welding of link chains. The differences of technological treatment schemes are given and the information of the mechanical properties of deformed semi-processed materials is shown.

HEAT POWER ENGINEERING AND ENERGY SUPPLY IN METALLURGY

UDC 621.745.35

Jachicov I.M., Portnova I.V. Steel flow pattern of liquid melt at DC arc furnace with two bottom electrodes.

Computer and physical modeling examine steel flow pattern of liquid melt at DC arc furnace with two bottom electrodes. When bottom electrodes have equal size and current symmetrical distribution of volumetric electromagnetic forces is observed. The given results confirm adequacy of the software.

Fig. 4, Bibliogr. 5 items.

CONSTRUCTION MATERIALS AND STRUCTURAL ENGINEERING IN METALLURGY

UDC 666.948

Miruk O.A. hydration and hardening magnesium-and- siliceous containing aluminate cements.

Processes of hydratation of phase C_6A_4MS are investigated. The calculation method of composition, which consists of 3 components mixture for aluminate clinkers, is offered. The possibility of increasing aluminate cements quality while using magnesium siliceous raw was shown.

Fig. 3. Bibliogr. 4 items.

ECOLOGY OF METAL INDUSTRY

UDC 669.162.266.44

Senic A.I., Milukov S.V., Proshkina O.B. The formation of hydrogen sulphide emissions in the out-furnace granulations of domain slags.

Thermal crushing of domain slag by its granulation in a water stream is the most rational way of preparation of this waste of ferrous metallurgy to a reuse as a building material. The granulation process causes air pollution due to allocation of gas-pairs emissions, which contain hydrogen sulphide, – the substance of the second class of danger. The purpose of the present research is to define the capacity of hydrogen sulphide emission on the granulation installation and to suggest variants of decreasing gas-pairs emissions intensity in outfurnace granulations of domain slags

Bibliogr. 9 items.

UDC 628.337: 628.339.081: 628.345

Chalkova N.L., Chalkov D.A. The zinc extraction out of model water by the sorption and electro-type coagulate methods.

The work studies the kinetics of the zinc extraction out of model solution, pH influence, concentrations of the source solution by galvanocoagulation and sorption method on domain slag, limestone, dolomite and magnesium carbonate.

The work shows that the zinc extraction is possible to fulfil by ore mining waste (the domain slag) as well as mineral raw material (the limestone, dolomite and magnesium carbonate). For concentrated solution the galvanocoagulation method is used, when even short processing allows to extract up to 100% zinc. To extract zinc as well as limestone out of carbon mineral magnesium can be used.

ECONOMICS, MANAGEMENT AND PRODUCTION MARKET

UDC 339.146.4:339.5

Marinina A.G. The strategy of foreign market for small companies.

The work shows the strategy of small companies development in the foreign market. The main types of strategies for small companies are classified in the competitive strategy.

UDC 33.4

Krivous O.V. About principle of the building and structure of the budgetary system to Russia.

In article explored structure budgetary system to Russia, principles of its building, as well as problems of the financial ensuring the local home rule, in particular, low suply local budget own incooms. On base of the analysis problem data by author is offered long-term fastening for local level authorities in Russia of the minimum necessary volume tax incooms and accounting volume of the free enumerations.

Bibliogr. 7 items.

UDC 33.4

Krivous O.V. Mechanism of the shaping the revenue part local budget municipal formation in Russian Federation.

In article explored mechanism shaping the revenue part local budget municipal formation in Russia. On base given studies by author is contributed row of the offers on improvement legislation in purpose of the increase the revenue part local budget, in particular, enrolment of a part of additional tax revenueses on tax on profit in budgets of the municipal formation.

Bibliogr. 4 items.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Адаев Азамат Рашидович – аспирант кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Биронт Виталий Семенович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой МИТОМ института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Демидова Ольга Олеговна – лаборант механических испытаний ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Довженко Иван Николаевич – старший преподаватель кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Государственный университет цветных металлов и золота», г. Красноярск.

Довженко Николай Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением Института цветных металлов и материаловедения, проректор по инновационной деятельности Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Жиркин Юрий Васильевич – кандидат технических наук, профессор кафедры механического оборудования металлургических заводов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Каргинов Владимир Петрович – Генеральный директор Украинско-Российского предприятия «СОЮЗ», вице-президент Украинской ассоциации литейщиков.

Козырь Александр Валерьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры подъемно-транспортных машин и роботов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кольга Анатолий Дмитриевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой механизации и электрификации горных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Косарев Андрей Владимирович – горный инженер ОАО «СФ УГОК».

Котик Максим Вадимович – студент IV курса очной формы обучения горного факультета по кафедре открытой разработки месторождений полезных ископаемых, гр. ГВ – 04 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кривоус Ольга Владимировна – аспирант кафедры конституционного и административного права юридического факультета Южно-Уральского государственного университета, г. Челябинск.

Кутлубаев Ильдар Мухаметович – доктор технических наук, профессор кафедры подъемно-транспортных машин и роботов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Локотунина Наталья Михайловна – кандидат технических наук, доцент кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Лопатина Екатерина Сергеевна – кандидат технических наук, доцент кафедры МИТОМ института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Малый Александр Валентинович – технический директор Украинско-Российского предприятия «СОЮЗ».

Маринина Анна Германовна – менеджер управления проектами ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат»

Мельников Иван Тимофеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработка месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Милоков Сергей Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Мирзаев Джалал Аминович – доктор физико-математических наук, профессор ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет», г. Челябинск.

Мироненков Евгений Иванович – кандидат технических наук, ведущий инженер управления ТОиР механического оборудования ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Мирюк Ольга Александровна – доктор технических наук, профессор, заведующая кафедрой производства строительных материалов Рудненского индустриального института (Республика Казахстан).

Немчинова Алла Викторовна – старший преподаватель кафедры производств строительных материалов, изделий и конструкций Саткинского филиала ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет».

Пиксаев Валерий Алексеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры механического оборудования металлургических заводов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Платов Сергей Иосифович – доктор технических наук, профессор, первый проректор ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», заведующий кафедрой «Машины и технологии обработки давлением».

Портнова Ирина Васильевна – инженер ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Прошкина Ольга Борисовна – старший преподаватель кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Рудницкий Эдвард Анатольевич – аспирант кафедры обработки металлов давлением института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Румянцев Михаил Игоревич – кандидат технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Садыков Василий Халимович – ведущий специалист ОАО «Уральский завод химического машиностроения», г. Екатеринбург.

Сеник Алексей Иванович – начальник бюро технологических воздухоохраных сооружений и промышленных отходов отдела охраны окружающей среды ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Сидельников Сергей Борисович – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Сидельников Сергей Борисович – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Славицкая Юлия Олеговна – кандидат экономических наук, старший научный сотрудник Института горного дела УрО РАН, г. Москва.

Славицкий Олег Валерьянович – доктор технических наук, профессор кафедры разработки рудных месторождений Уральского государственного горного университета, г. Екатеринбург.

Солодова Евгения Михайловна – аспирантка 2-го года обучения по специальности «Обработка металлов давлением» ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Стебляков Валерий Леонтьевич – доктор технических наук, профессор кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Столяров Александр Валентинович – заведующий лабораторией ювелирных технологий кафедры обработки металлов давлением института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета, г. Красноярск.

Суров Александр Иванович – ведущий специалист группы мониторинга безопасности гидротехнических сооружений горно-обогатительного предприятия ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Терещенко Наталья Адольфовна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Института физики металлов УрО РАН, г. Екатеринбург.

Торопицина Ульяна Андреевна – студентка группы ТС-04 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Третьяк Борис Андреевич – главный инженер проекта ООО «Техносервис», г. Костомукша.

Усков Игорь Васильевич – кандидат технических наук, доцент кафедры обработки металлов давлением института цветных металлов и материаловедения Сибирского федерального университета,

г. Красноярск.

Хажиев Вадим Аслямович – аспирант кафедры механизации и электрификации горных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Хлусов Александр Евгеньевич – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики Научного центра геомеханики и проблем горного производства при Санкт-Петербургском государственном горном институте (техническом университете).

Ходюков Борис Петрович – заместитель технического директора ОАО «Красноярский завод цветных металлов им. В.Н. Гулидова».

Чайкин Андрей Владимирович – аспирант ГОУ ВПО «Московский государственный технический университет им. Баумана».

Чайкин Владимир Андреевич – кандидат технических наук, профессор, заместитель директора по научной работе, заведующий кафедрой машиностроения и приборостроения филиала Московского государственного открытого университета в г. Сафоново, председатель правления Смоленского регионального отделения Российской ассоциации литейщиков.

Чалков Дмитрий Александрович – инженер Отдела социальных программ ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Чалкова Наталья Леонидовна – аспирант кафедры обогащения полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чуманов Илья Валерьевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой общей металлургии, проректор по учебной работе ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет», г. Челябинск.

Чумиков Алексей Михайлович – заместитель начальника центра технического обслуживания и ремонта механического оборудования ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Шелковникова Анастасия Александровна – студентка III курса очной формы обучения металлургического факультета по кафедре промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности, гр. МБЖ-05 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Шемшурова Нина Георгиевна – кандидат технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Шубин Игорь Геннадьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Яковлева Ирина Леонидовна – доктор технических наук, старший научный сотрудник, ведущий научный сотрудник лаборатории физического металловедения Института физики металлов УрО РАН, г. Екатеринбург.

Ячиков Игорь Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры вычислительной техники и прикладной математики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

THE INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Adaev Azamat Rashidovich – postgraduate student of the department “Chemistry, Technologies of Food and Packing Industries” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Biront Vitaly Semenovich - Dr. of technical sciences, prof., head of the department MiTOM Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Chaikin Andrei Vladimirovich – postgraduate student at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Moscow State Technical University named after Bauman”.

Chaikin Vladimir Andreevich – cand. of technical sciences, prof., vice-director of scientific work, head of the department “Engineering and Instrument Engineering” at the subsidiary of Moscow State Open University in Safonovo, chairman of Smolensky regional department of Russian Casters’ Association.

Chalkov Dmitry Alexandrovich – engineer of social programs department of OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Chalkova Natalia Leonidovna – postgraduate student of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Chumanov Iliya Valer’evich – Dr. of technical sciences, prof., head of “General Metallurgy”, prorector of scientific work at the State Educational Institution of Higher Professional Education “South Ural State University”, Chelyabinsk.

Chumikov Alexei Mikhailovich – deputy chief of the center of technical service and mechanical equipment repair at the OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Demidova Olga Olegovna – laboratory assistant of mechanical tests of the Central Laboratory of Plant at the OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Dovzhenko Ivan Nikolaevich – senior lecturer of the department “Metal Forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “State University of nonferrous metals and gold”, Krasnoyarsk.

Dovzhenko Nikolai Nikolaevich – Dr. of technical sciences, prof. of the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science, prorector of the innovation activity of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Karginov Vladimir Petrovich – general manager of Ukrainian and Russian enterprise “SOUZ”, vice-president of Ukrainian Casters’ Association.

Khazhiev Vadim Aslyamovich – postgraduate student of the department “Mechanical Engineering and Electrification of Mining Enterprises” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Khlusov Alexander Evgen’evich – cand. of technical sciences, senior scientific assistant of the department of geomechanics at “The Scientific Center of geomechanics and mining problems at S.Petersburg State Mining Institute (Technical University).

Khodukov Boris Petrovich – vice of the technical manager OJSC “Krasnoyarsk plant of nonferrous metals named after B.N. Gulidov”.

Kolga Anatoly Dmitrievich – Dr. of Sc., prof., head of the department “Mechanical Engineering and Electrification of Mining Enterprises” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Kosarev Andrei Vladimirovich – mining engineer OJSC “SFUGOK”.

Kotik Maxim Vadimovich – 4th year full-time student of the mining faculty at the department “Open Exploitation of Mineral Resources”, gr. GV -04 at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Kozyr Alexander Valer’evich - cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Lifting-and-shifting machine and robots” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Krivous Olga Vladimirovna – graduate student of the pulpit constitutional and administrative right of the law school South-Uralskogo state university, Chelyabinsk.

Kutlubaev Il'dar Mukhametovich – dr. of technical sciences, prof. of the department “Lifting-and-shifting machine and robots” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Lokotunina Natalia Mikhailovna – cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Metal Forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Lopatina Ekaterina Sergeevna – cand. of technical sciences, assist. prof. of the department MiTOM Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Maliy Alexander Valentinovich – technical director of Ukrainian and Russian enterprise “SOUZ”.

Marinina Anna Germanovna – manager of project control at OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Melnikov Ivan Timofeevich - cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Open Exploitation of Mineral Resources” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Milukov Sergei Vladimirovich – cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Industrial Ecology and Operating Safety” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Mironenkov Evgeny Ivanovich – cand. of technical sciences, leading engineer of To&R of mechanical equipment at the OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Miruk Olga Alexandrovna – Dr. of technical sciences, prof., head of the department “Construction Materials” at Rudnensky Industrial Institute (Kazakhstan republic).

Mirzaev Dzhahal Aminulovich – Dr. of physical and mathematical sciences, prof. of the State Educational Institution of Higher Professional Education “South Ural State University”, Chelyabinsk.

Nemchinova Alla Viktorovna – senior lecturer of “Building materials, goods and construction of Satkinsky subsidiary at the State Educational Institution of Higher Professional Education “South Ural State University”.

Piksaev Valery Alexeevich - cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Mechanical Equipment of metallurgical plants” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Platov Sergei Iosifovich - cand. of technical sciences, prof., chief prorektor at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”, head of the department “Machines and technologies of metal forming”.

Portnova Irina Vasil'evna – engineer at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Proshkina Olga Borisovna – senior lecturer of the department “Industrial Ecology and Operating Safety” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Rudnitsky Edvard Anatol'evich – postgraduate student of the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Rumyantsev Mikhail Gennad'evich – cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Metal Forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Sadykov Vasily Khalimovich – leading expert of OJSC “The Ural Plant of Chemical Engineering”, Ekaterinburg.

Senik Alexei Ivanovich – manager of the bureau “Technological air protective buildings and industrial wastes” at the department “Environmental protection” OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Shelkownikova Anastasiya Alexandrovna – 3d year full-time student of the metallurgical faculty at the department of the industrial ecology and safety in operation, gr. MBZh-05 at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Shemshurova Nina Georgievna – cand. of technical sciences, prof. of the department “Metal Forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Shubin Igor Gennad'evich - cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Metallurgical and engineering technologies” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Sidelnikov Sergei Borisovich - Dr. of technical sciences, prof. of the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Sidelnikov Sergei Borisovich – Dr. of technical sciences, prof. of the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University.

Slavikovskaya Yulia Olegovna – cand. of economical sciences, senior scientific assistant at the Mining Institute of UrO Russian Academy of Science, Moscow.

Slavikovskiy Oleg Valer’evich – Dr. of technical sciences, prof. of the department “Exploitation of ore deposits” at the Ural State Mining University, Ekaterinburg.

Solodova Evgeniya Mikhailovna – 2nd year postgraduate student of the speciality “Metal forming” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Steblyanko Valery Leont’evich – Dr. of technical sciences, prof. of the department “Chemistry, Technologies of Food and Packing Industries” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Stolyarov Alexander Valentinovich – head of the laboratory of jewellery technologies at the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Surov Alexander Ivanovich – leading specialist of the safety monitoring group of the hydraulic units at the ore mining and processing enterprise of OJSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Tereshchenko Nataliya Adolfovna – cand. of technical sciences, senior scientific assistant at the Institute of metal physics UrO Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg.

Toropitsena Uliana Andreevna – TS – 4 student at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Tretyak Boris Andreevich – chief engineer of the project the limited liability company “Technoservice”, Kostomuksha.

Uskov Igor Vasil’evich – cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Metal Forming” at the Institute of nonferrous metals and material science of Siberian Federal University, Krasnoyarsk.

Yachikov Igor Mikhailovich - cand. of technical sciences, assist. prof. of the department “Computer engineering and applied mathematics” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

Yakovleva Irina Leonidovna – Dr. of technical sciences, senior scientific assistant, leading scientific assistant at the laboratory of physical metallurgy at the Institute of metal physics UrO Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg.

Zhirkin Yury Vasil’evich - cand. of technical sciences, prof. of the department “Mechanical Equipment of the metallurgical plants” at the State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov”.

УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!

Мы приглашаем Вас к участию в нашем журнале в качестве авторов, рекламодателей и читателей.

Журнал формируется по разделам, отражающим основные направления научной деятельности ученых МГТУ, в частности:

- РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.
- МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.
- ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.
- ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО
- ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ.
- МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ.
- СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ.
- МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.
- НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.
- ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ.
- УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.
- ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.
- ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ.
- СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ, ПОДГОТОВКА И ОБУЧЕНИЕ СПЕЦИАЛИСТОВ.
- ИНФОРМАЦИЯ и др.

Раздел «Новые исследования» или «Краткие сообщения» предназначен для оперативной публикации работ преимущественно аспирантов. В журнал входят учебно-методический и библиографический разделы.

Общее количество разделов и их объем может варьироваться от номера к номеру.

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, ПРИНИМАЕМЫМ К ПУБЛИКАЦИИ

I. Рекомендуемый объем статьи – 6–8 стр.

К статье прилагаются:

- 1) акт экспертизы;
- 2) сведения об авторах (на английском и русском языках): полное название учреждения, фамилия, имя, отчество, ученая степень, направление исследований, звание и должность, контактный телефон и E-mail;
- 3) реферат на английском и русском языках по следующему образцу (~200 знаков):

UDC 622.27

Ivanov I.I., Petrov P.P. Development of gold-ore deposits extraction systems // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2007. № 3. P. ??-??

The method of sloping is represented...

Fig. 2. Table 2. Bibliogr. 7 names.

4) рецензия.

II. Текст статьи, сведения об авторах и реферат представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами Microsoft Word, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в Microsoft Word рекомендуются следующие установки:

- 1) **шрифт – Times New Roman**, размер – 14 пт,

межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;

2) при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками;

3) **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров). Рисунки предоставлять в виде распечатки на стандартных листах бумаги формата А4 и отдельным файлом в формате *.TIF, *.JPG, с разрешением **300 dpi**, B&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов, максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. В тексте статьи должны быть подрисуночные надписи в местах размещения рисунков. Например:

Рис. 4. Расчётная зависимость $\gamma(t)=I_n/I_{n0}$ от времени и удалённости КЗ от выводов асинхронного двигателя

Внимание! Публикация статей является бесплатной. Преимущество опубликования представляется авторам и учреждениям, оформившим подписку на журнал.

Статьи проходят обязательное научное рецензирование.

Редакция оставляет за собой право отклонять статьи, не отвечающие указанным требованиям.

По вопросам публикации статей обращаться: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Магнитогорский государственный технический университет, Редколлегия журнала «Вестник МГТУ» М. Чукину.

Телефоны: (3519) 29-85-12, 29-85-17.

Факс (3519) 22-41-46.

E-mail: rio_mgtu@mail.ru; mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).