

ВЕСТНИК

Магнитогорского государственного
технического университета им. Г. И. Носова

№ 2 (22) июнь 2008 г.

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНТИ, 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 по рекомендации экспертных советов по разработке месторождений твердых полезных ископаемых, металлургии и металловедению. 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@mgtu.ru; nis@mgtu.ru

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

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.

Подписано к печати 02.06.2008.

Заказ 360. Тираж 1000 экз. Цена свободная.



VESTNIK

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

№ 2 (22) June 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. On recommendation of advisory committee in the development of mineral resource deposits and metallurgy, the scientific results of doctors and 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 02.06.2008.

Order 360. Circulation – 1000 items. Free price.



СОДЕРЖАНИЕ

Разработка полезных ископаемых.....	5
<i>Осинцев В.А., Беркович В.М., Шараев Д.В.</i> Добыча руды в удароопасных условиях на шахтах СУБРа.....	5
<i>Шадрунова И.В., Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В.</i> Анализ силового взаимодействия при разрушении породы в дробилках ударного действия.....	9
<i>Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Усов И.Г.</i> Анализ влияния режима отдувки на влажность осадка при обезвоживании железорудных концентратов на дисковых вакуум-фильтрах.....	12
<i>Паук Л.Г., Джиоева А.К.</i> Методика определения показателей выпуска руды под обрушенными породами.....	15
<i>Кусова Ж.Г.</i> Разработка месторождений термоминеральных вод как наиболее экологичный и перспективный метод комплексного использования недр.....	19
<i>Зубков А.А.</i> К вопросу совершенствования камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства.....	23
<i>Неусомонов С.С.</i> О методике расчёта параметров буровзрывных работ при отбойке сильно трещиноватых руд.....	28
<i>Петухов В.Н., Саблин А.В., Лавриненко А.А., Юнаш А.А.</i> Исследование флотиремости углей с различной минерализацией при использовании нового реагента-собирателя.....	31
<i>Рябков Н.В., Довженко А.С., Хажиев В.А., Захаров С.И.</i> Связь мотивации персонала и результативности преобразований на угольной шахте на примере подземного рельсового транспорта.....	34
<i>Захаров С.И., Серебряков М.А., Жуков А.Л.</i> Об учете времени работы карьерного автотранспорта.....	36
Металлургия черных, цветных и редких металлов.....	38
<i>Вяткин А.А., Истомина Т.В., Дмитриева Е.Г., Гостенин В.А., Сенькин К.В., Савинов В.Ю.</i> Совершенствование работы кольцевого охладителя аглофабрики № 3 ОАО «ММК».....	38
<i>Заводяный А.В., Дружков В.Г., Прохоров И.Е.</i> Исследование спекаемости и новокиевских хромоникелевых бурых железняков в лабораторных условиях.....	40
Обработка металлов давлением.....	45
<i>Смирнов О.М., Тулупов С.А., Цепин М.А., Лисуниц Н.Л., Бегнарский В.В., Нгуен Чьунг Ан</i> Реологические модели как основной элемент моделирования процессов обработки металлов давлением.....	45
<i>Кадошников В.И., Решетников Е.С., Решетников Л.В., Кочуков С.В.</i> Совершенствование инструмента и математическое моделирование процесса формирования головок фланцевых болтов.....	52
Литейное производство.....	57
<i>Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Астапов Е.Н., Нефедьев А.А.</i> Теплофизические свойства детонационно напыленного никеля на медные пластины кристаллизаторов МНЛЗ.....	57
Технологии обработки материалов.....	61
<i>Огарков Н.Н., Залетов Ю.Д., Канаев Д.П., Минько Д.И.</i> Повышение стойкости и высадочного инструмента отделочно-упрочняющей обработкой.....	61
Материаловедение и термическая обработка металлов.....	64
<i>Носов А.Д., Чукин В.В., Соколов А.А., Гусева Е.Н., Вахитова Ф.Т.</i> Особенности технологического процесса химико-термической обработки самонарезающих винтов в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ».....	64
<i>Пименова Н.В.</i> Разработка и исследование композиционного материала Си-Сг для электрических контактов вакуумных дугогасительных камер.....	66
Наноматериалы и нанотехнологии.....	70
<i>Чукин М.В., Емалеева Д.Г.</i> Влияние термической обработки на эволюцию структуры и свойств стальной проволоки в процессе РКУПротяжки.....	70
Экология металлургической отрасли.....	72
<i>Черчинцев В.Д., Гусев А.М., Афонин И.А., Дробный О.Ф.</i> Реконструкция системы очистки газов и аспирационного воздуха технологических агрегатов вторичной обработки электростали ОАО «ММК».....	72
<i>Тимиргалеева Л.Ш., Сулейманов М.Г., Уржумцев В.В., Кутный С.И., Бородулин Ю.Н.</i> Оценка вероятности инцидентов и устойчивости работы цеха улавливания КХП ОАО «ММК».....	74
Управление, автоматизация и информационные технологии в металлургии.....	79
<i>Шпонько А.А., Шумова Л.В.</i> Метод расчета координат источников акустической эмиссии в объеме контролируемого объекта.....	79
Рефераты.....	82
Abstracts.....	87
Сведения об авторах.....	91
The information about the authors.....	94

CONTENT

The development of mineral deposits	5
<i>Osintsev V. A., Berkovich V. M., Sharaev D. V.</i> Extraction of ore in thrust dangerous conditions at NUBO mines.....	5
<i>Shadrinova I. V., Kutlubaev I. M., Kolodezhnaya E. V.</i> The analysis of power interaction in the rock destruction in impact crushers.....	9
<i>Kutlubaev I. M., Monakov A. S., Sadykov V. H., Tretiak B. A., Usov I. G.</i> The analysis of the blowing mode influence on the drain humidity in ore concentrate dehydration.....	12
<i>Pauk L. G., Gioeva A. K.</i> The methods of ore output indicators in the caved ground.....	15
<i>Kusova Zh. G.</i> The development of thermomineral water deposits as the most ecological and efficient method of complex resource usage.....	19
<i>Zubkov A. A.</i> The application improvement of chamber system development with the foundation of worked space.....	23
<i>Neugomonov S. S.</i> The parameters calculating method of the drilling-and-blasting in the fractured ore breaking.....	28
<i>Petukhov V. N., Sablin A. V., Lavrinenko A. A., Unash A. A.</i> The research of coal flotation with different mineral content using a new collector reagent.....	31
<i>Ryabkov N. V., Dovzhenuk A. S., Khazhiev V. A., Zakharov S. I.</i> The correlation of personnel motivation and transformation results at the coal mine in terms of underground rail transport.....	34
<i>Zakharov S. I., Serebryakov M. A., Zhukov A. L.</i> The time account of the open-cut transport work.....	36
Metallurgy of ferrous, nonferrous and rare metals.....	38
<i>Vyatkin A. A., Istomina T. V., Dmitrieva E. G., Gostenin V. A., Sen'kin K. V., Savinov V. U.</i> Circle Cooler Operation Improvement at Sinter Plant No.3, JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works".....	38
<i>Zavodyanyi A. V., Druzhkov V. G., Prokhorov I. E.</i> The research of sintering process of nickel-bearing brown (hydrated) iron ores in laboratory conditions.....	40
Metal Forming.....	45
<i>Smirnov O. M., Tulupov S. A., Tsepina M. A., Lisunets N. L., Begnarsky V. V., Ngueng Chiong An.</i> Reological models as a basic element for modelling of metal forming processes.....	45
<i>Kadoshnikov V. I., Reshetnikova E. S., Reshetnikov L. V., Kochukov S. V.</i> The improvement of the tool and mathematical modelling process of flange bolt heads formation.....	52
Casting Production.....	57
<i>Vdovin K. N., Dubsky G. A., Astapov E. N., Nefed'ev A. A.</i> The thermophysical properties of detonationally sprayed nickel at copper bars of CCM crystallizer pans.....	57
Metal Treatment Technology.....	61
<i>Ogarkov N. N., Zaletov U. D., Kanaev D. P., Min'ko D. I.</i> The increase of heading tool hardening by the method of finishing-strengthening treatment.....	61
Material Science and Metal Heat Treatment.....	64
<i>Nosov A. D., Chukin V. V., Sokolov A. A., Guseva E. N., Vakhitova F. T.</i> The features of technological process of self-tapping screw by thermochemical treatment in the conditions of public corporation "MMK-Metalwear".....	64
<i>Pimenova N. V.</i> The development and research of Cu-Cr composite material for electric contacts of vacuum switches.....	66
Nanomaterials and nanotechnologies.....	70
<i>Chukin M. V., Emaleeva D. G.</i> The influence of heat treatment on the structure evolution and steel wire properties in the process of equal channel angle broach.....	70
The ecology of metallurgical branch.....	72
<i>Cherchintsev V. D., Gusev A. M., Afonin I. A., Drobny O. F.</i> The reconstruction of purifying gas system and the system of technological aggregates aspiration air of electric steel secondary treatment of Co. «MMK».....	72
<i>Timirgaleeva L. Sh., Suleimanov M. G., Urzhumtsev V. V., Kutnov S. I., Borodylin U. N.</i> The estimation of incidents probability and work process stability in the shop of capturing of coke-chemical production at JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works".....	74
Management, automation and informational technologies in metallurgy.....	79
<i>Shpon'ko A. A., Shumova L. V.</i> The calculation method of the acoustic emission sources in the volume of the controlled object.....	79
Рефераты.....	82
Abstracts.....	87
Сведения об авторах.....	92
The information about the authors.....	95

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.8

Осинцев В.А., Беркович В.М., Шараев Д.В.

ДОБЫЧА РУДЫ В УДАРООПАСНЫХ УСЛОВИЯХ НА ШАХТАХ СУБРА

Проблема борьбы с проявлениями горного давления на рудных месторождениях занимает значительное место в теории и практике горного дела в связи с постоянным увеличением глубины подземных работ, возрастанием концентрации природных и техногенных напряжений вокруг горных выработок. Вопросы прогнозирования форм и интенсивности проявлений горного давления приобрели особое значение в силу необходимости учёта проведения профилактических мероприятий по их предотвращению при проектировании глубоких горизонтов новых и эксплуатируемых горнодобывающих предприятий. Не менее важным при этом являются разработка и выбор практических методов и технических средств прогнозирования напряжённости и удароопасности массивов горных пород [1].

Анализ отечественного и зарубежного опыта показал, что для отработки удароопасных месторождений наиболее целесообразны системы разработки, предусматривающие сплошную бесцеликовую выемку руды с прямолинейным фронтом разгигия очистных работ, полным погашением выработанного пространства путём полной закладки либо полного обрушения пород висячего бока и, по возможности, вывод рабочих из очистного пространства [2].

На шахтах ПО «Севералб оксигруда» отрабатываются наклонные залежи боксита различной мощности. Рудные тела удароопасны: ежегодно сейсмостанцией «Североуральск» регистрируется до 1000 сейсмических явлений с энергией от 10^2 до 10^7 Дж.

Применяемые на СУБРе системы разработки не в полной мере удовлетворяют требованиям безопасности и интенсивной отработки рудных участков. Наиболее производительные камерно-столбовая и камерно-целиковая с закладкой сопровождаются значительным числом динамических проявлений, а система слоевого обрушения имеет низкие технико-экономические показатели.

Для добычи руды в удароопасных условиях была предложена система горизонтальных слоёв с

закладкой и нисходящей выемкой, однако отработка опытного блока показала недостаточно высокую эффективность этой технологии. Так, сменная производительность забойного рабочего и расход крепежного леса незначительно отличались от соответствующих показателей при системе слоевого обрушения. В связи с этим был сделан вывод о необходимости создания технологии очистной выемки, в которой сочетались бы безопасность системы горизонтальных слоёв и высокая производительность камерных систем разработки.

Разработанная авторами сплошная «каскадная» технология наиболее полно отвечает этим требованиям [3]. Суть её – в отработке участков камерами-секциями с размещением выработок в разгруженной от сил горного давления зоне, что достигается наращиванием выработок в закладочном массиве или в породах лежащего бока под выработанным пространством выемочного участка. При этом все коммуникации переносятся в зону, не испытывающую значительных нагрузок со стороны окружающего их массива, рабочие забойной группы выводятся из районов с опасной концентрацией напряжений – это существенно повышает безопасность в случае горного удара. Выемка руды камерами-секциями исключает резкий прирост опорного давления после образования очистного пространства.

Кроме того, расположение выработок в разгруженной зоне даст возможность вести очистные работы в направлении рудного массива, не нарушенного передовыми выработками различного назначения, что обуславливает плавное перераспределение опорного давления в краевой части рудного массива, а это, в свою очередь, снижает вероятность возникновения горного удара.

В настоящей статье рассматриваются три варианта сплошной «каскадной» отработки рудных тел различной мощности. Порядок отработки очистных блоков в этих вариантах предусматривает опережение выемки руды в верхних панелях по отношению к нижележащим панелям.

Первый вариант рекомендуется для отра-

ботки руды на участках мощностью от 1 до 4 м. Подготовка блока к выемке заключается в проведении из орта-заезда, расположенного в породах лежачего бока, рудного восстающего, из которого по мере развития фронта очистных работ на расстоянии 10–15 м друг от друга проходятся рудные панельные штреки (рис. 1).

Работы в пределах камеры-секции начинаются с проходки рудоприёмной траншеи (с подрывом пород лежачего бока) и оборудования лебедочной ниши на панельном штреке, предназначенном для транспортирования рудной массы.

Руда в секции обуривается скважинами из панельного штрека, расположенного выше и являющегося вентиляционным. Отбойка осуществляется со взрыводоставкой на рудоприёмную траншею, затем отбитая рудная масса при помощи скреперной лебедки транспортируется на панельный штрек и далее по нему до восстающего. Отработанная секция закладывается твердеющей смесью, для чего гидроизолируется перемычкой. Закладочный материал подается по пульпопроводу, проложенному по вентиляционному штреку.

Замена скреперной лебедки при доставке руды по транспортному штреку малогабаритными пневматическими погрузочными машинами ковшово-бункерного типа позволит существенно повысить производительность блока.

Второй вариант сплошной «каскадной» выемки запасов руды на удароопасных участках рекомендуется для отработки рудных тел мощ-

ностью от 4 до 8 м (рис. 2). Конструктивная особенность предлагаемого варианта системы разработки – ориентирование общей линии очистных забоев по направлению действия максимальных главных напряжений [4].

Предложенный способ поясняется на рис. 2, где показаны план блока и вертикальные разрезы по камерам. Отработку залежи ведут панелями с выемкой руды камерами сразу на всю мощность рудного тела с торцевым выпуском отбитой руды через панельные буродоставочные выработки. Отбойку руды в камерах ведут в зажатой среде на закладочный массив с ориентированием общей линии фронта очистных забоев по направлению действия главных напряжений и выравнивания его по степени удароопасности. Другая схема отработки (рис. 3) отличается тем, что буродоставочные выработки проводят в искусственном массиве.

При отработке удароопасных участков месторождения предложенной технологией достигается следующий эффект. Ориентирование общей линии очистных забоев по направлению действия максимальных главных напряжений снижает опасность горных ударов за счёт более равномерного распределения нормальных напряжений вокруг очистных камер. Применение отбойки в зажатой среде на закладочный массив, кроме улучшения качества дробления рудной массы, сокращает промежуток времени между отбойкой руды и закладкой пустот. Это позволяет соблюдать гра-

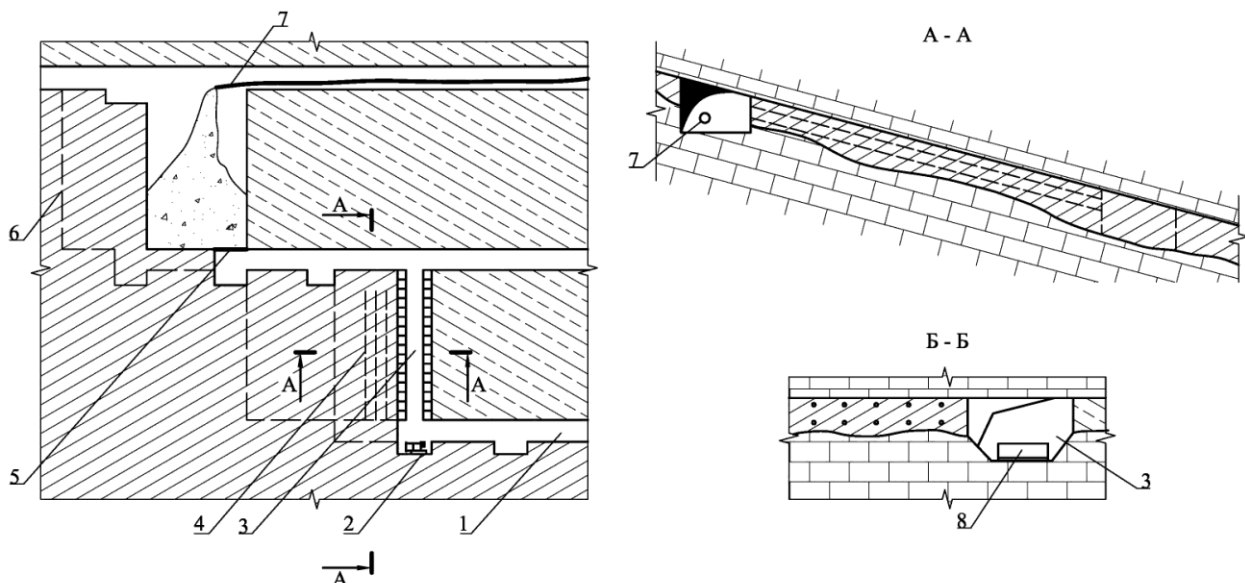


Рис. 1. Вариант сплошной камерной выемки рудных тел мощностью 1–4 м:

- 1 – панельный штрек; 2 – камера скреперной лебёдки; 3 – рудоприёмная траншея; 4 – скважины;
- 5 – изолирующая перемычка; 6 – контур камеры-секции; 7 – закладочный пульпопровод;
- 8 – скреперный ковш

фик очередности отработки панелей, необходимый для выравнивания фронта очистных работ по минимальному уровню удароопасности.

Нагнетание закладки в камеры из панельных выработок позволяет отказаться от проходки специальных выработок по контакту с висячим боком для закладки камер. Это даст возможность сократить объём подготовительно-нарезных работ и снизить удароопасность обрабатываемого участка месторождения, так как выработки, пройденные на контакте с висячим боком, создают очаги повышенной концентрации потенциальной энергии упругого сжатия горных пород.

Наращивание выработок в закладочном массиве производится при помощи передвижных крепей-опалубок, представляющих собой специальные конструкции, в которых используются заполняемые воздухом эластичные оболочки из полимерных тканей [5].

Очистной цикл начинается с проведения (на длину камеры-секции) выработки, являющейся продолжением доставочного панельного штрека, из которой руда разбуривается веерами скважин.

Взрывание короткозамедленное на компенсационное пространство доставочной выработки. Отбитая руда грузится и транспортируется до рудоперепускных выработок самоходной погрузочно-доставочной машиной.

После выпуска руды из камеры-секции в неё помещают крепь-опалубку и выработанное пространство заполняют твердеющей закладкой [4]. При достижении нормативной прочности закладки опалубку извлекают, а сформированную выработку крепят штанговой крепью; возможно применение и рамной крепи типа ХБТ-04-30, а также их сочетание. Для обеспечения надёжного проветривания рабочей зоны блока панельные штреки через определенное расстояние соединяются вентиляционными сбойками.

При отсутствии крепей-опалубок закладочный массив следует просекать выработками, хотя это и приведёт к дополнительному разубоживанию рудной массы закладочным материалом. Такой способ наращивания выработок целесообразен только при выемке низкосортных руд со значительным содержанием вредных примесей.

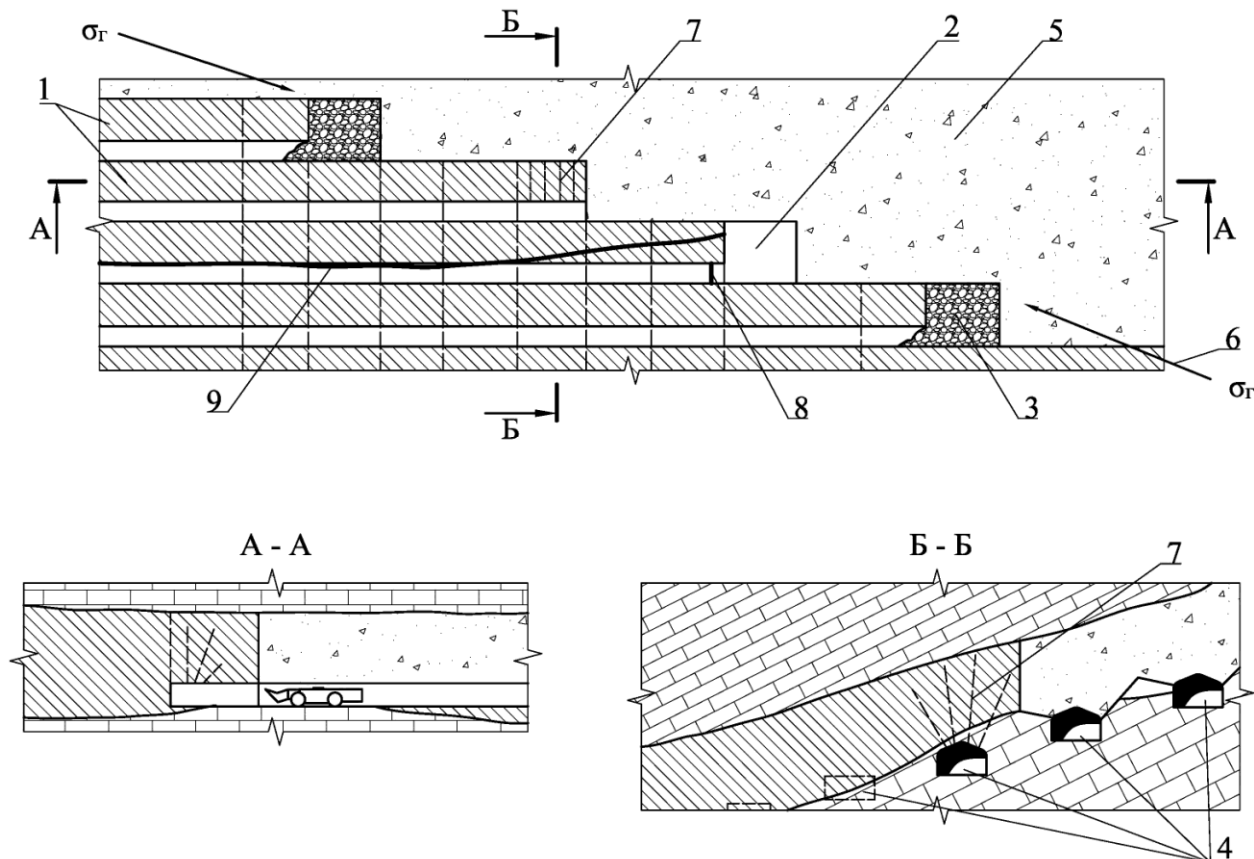


Рис. 2. Сплошная система разработки на рудный массив:

- 1 – очистная панель; 2 – выемочная панель; 3 – отбитая руда; 4 – панельная буродоставочная выработка; 5 – закладочный массив; 6 – направление действия главных напряжений;
- 7 – веера скважин; 8 – перемычка; 9 – закладочный трубопровод; 10 – твердеющая закладка

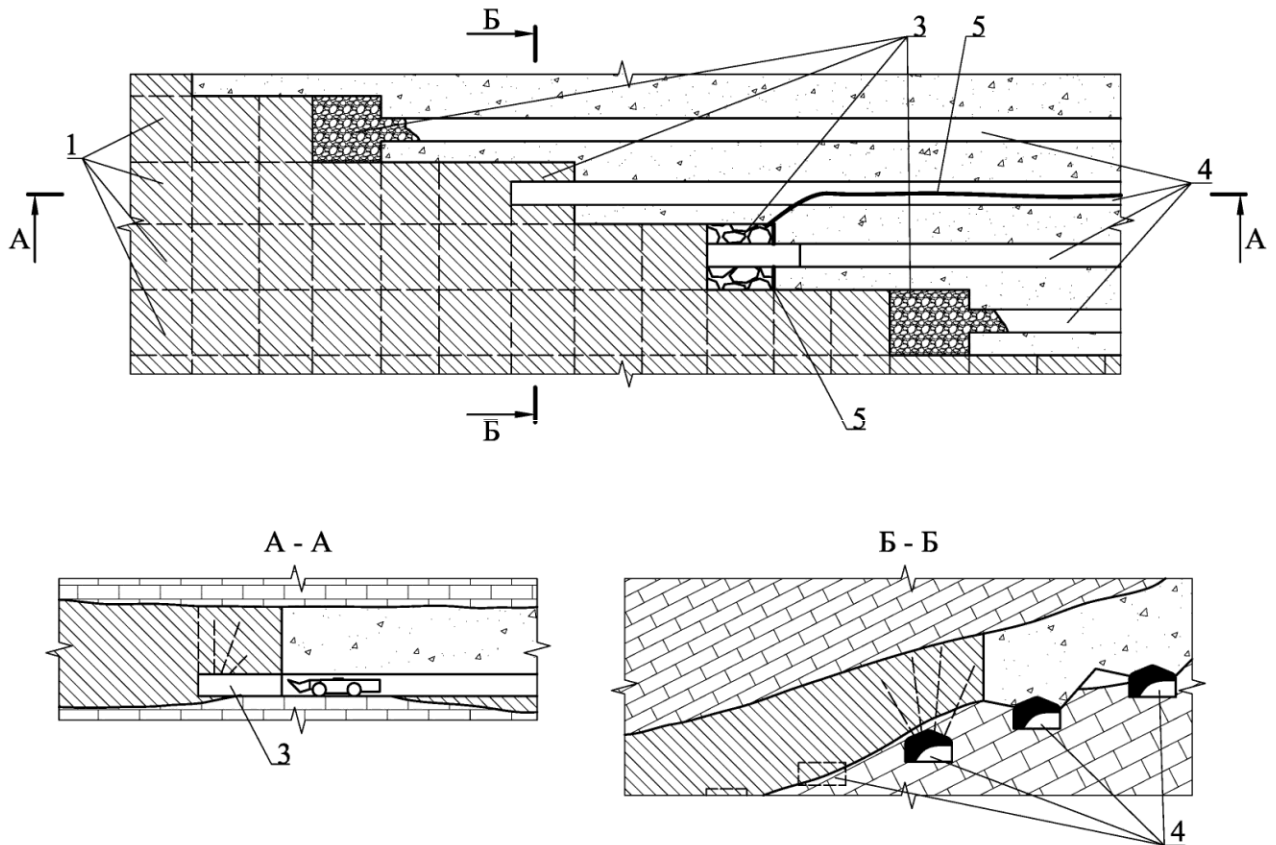


Рис. 3. Сплошная система разработки на нетронутый рудный массив:
 1 – очистная панель; 2 – выемочная панель; 3 – компенсационная выработка;
 4 – панельная буродоставочная выработка; 5 – опалубка; 6 – закладочный трубопровод

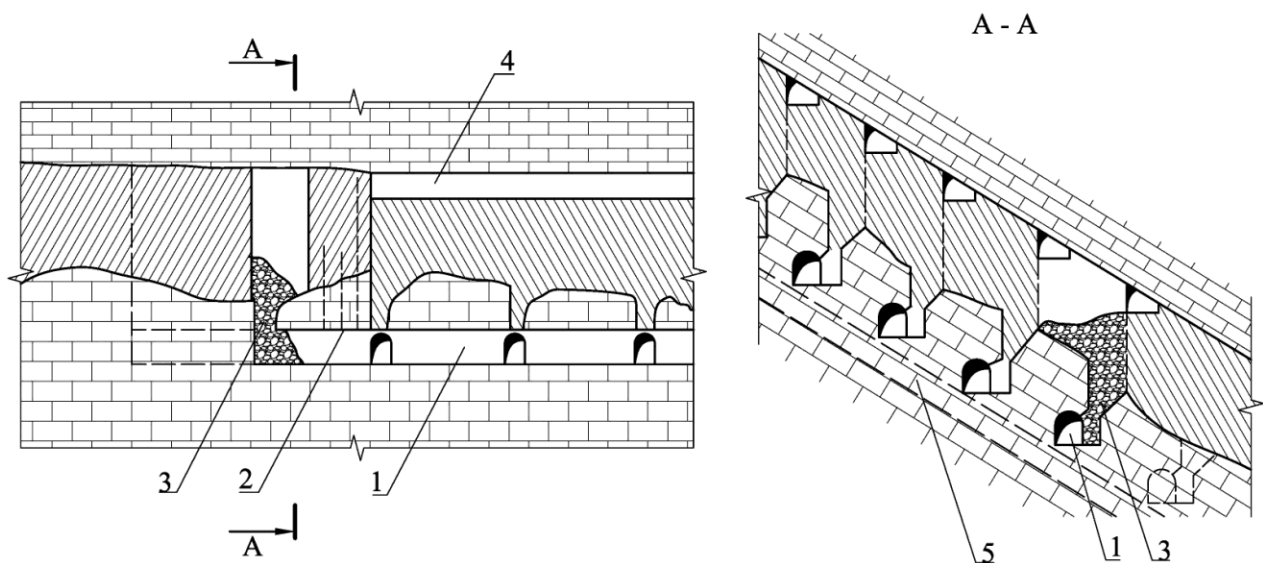


Рис. 4. Вариант сплошной камерной выемки мощных (более 8 м) рудных тел:
 1 – подэтажный штрек, пройденный по породам лежачего бока; 2 – скважины;
 3 – дучка; 4 – закладочный штрек; 5 – полевой восстающий

Третий вариант камерной технологии может применяться для выемки низкосортных руд при мощности рудного тела более 8 м. Его отличительная особенность – размещение транспортных выработок в лежачем боку залежи и выпуск отбитой рудной массы через дучки на поэтажные штреки (рис. 4). Как и в предыдущих вариантах, последние располагаются в разгруженной от опорного давления зоне.

Общий порядок отработки блока следующий. Вначале над местом расположения полевого восстающего, служащего для доставки рудной массы до откаточного горизонта, на всю мощность рудного тела отрабатывается и заполняется твердеющей закладкой рудная полоса шириной 15–20 м. Это позволяет снизить до минимума напряжения в месте расположения полевого восстающего. Затем после проведения в лежачем боку указанного восстающего производится выемка руды в камерах-секциях.

Очистные работы в каждой из них начинаются с заглабления поэтажного штрека в лежачий бок, проходки до контакта с породами висячего бока залежи отрезного восстающего и создания отрезной щели.

Руда отбивается веерами скважин, пробуренных из поэтажного штрека через породы лежачего бока.

Рудная масса в пределах камеры доставляется силой взрыва до рудовыпускной дучки, откуда перегружается и с помощью малогабаритной техники транспортируется до полевого восстающего.

После полной отработки камера-секция закладывается из закладочного штрека, который формируется на контакте с висячим боком путём недозакладки верхней части камеры.

Основные технико-экономические показатели вариантов отработки удароопасных участков месторождений

Вариант	Производительность труда забойного рабочего, м ³ /чел.-смену	Потери	Разубоживание
		%	
Первый	6,0–6,5	6–7	4,5–5,0
Второй	10,0–12,5	2–5	7,0–9,5
Третий	9,0–13,0	8–9	5,0–6,5

Расчётные технико-экономические показатели рассмотренных вариантов сплошной «каскадной» камерной выемки подтвердили их конкурентоспособность с аналогичными показателями применяемых в настоящее время на шахтах объединения систем разработки (см. таблицу).

Достаточно высокое разубоживание руды в варианте, рассчитанном на мощность рудного тела от 4 до 8 м, объясняется попаданием в руду закладочного материала при просекании искусственного массива.

Главное преимущество предложенных вариантов – возможность вывода горнорабочих из потенциально опасной зоны. Кроме того, производство работ в не нарушенном проведении подготовительных выработок массиве позволяет устранить в конструктивных элементах системы разработки очаги с повышенной концентрацией напряжений и тем самым снизить удароопасность обрабатываемого рудного массива.

Применение разработанной технологии для отработки участков, опасных по горным ударам, значительно повысит безопасность очистных работ и обеспечит достаточно высокую производительность блока.

Библиографический список

1. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богланов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. М.: Недра, 1982. 292 с.
2. Беркович В.М. и др. Рациональная технология отработки удароопасных полиметаллических месторождений: Итоги науки, техники, серия «Разработка месторождений твёрдых полезных ископаемых». Т. 59. М.: ВИНТИ, 1992.
3. А.с. 1501610. Способ разработки рудных месторождений / Беркович В.М. и др.
4. А.с. 1343942. Способ разработки рудных месторождений / Беркович В.М. и др.
5. Расчёт конструкций из мягких оболочек для создания подземных горных выработок в закладочном массиве / Бронников Д. М. и др. // Горный журнал. 1987. № 10.

УДК 663.634.82:622.73

Шадрунова И.В., Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В.

АНАЛИЗ СИЛОВОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ РАЗРУШЕНИИ ПОРОДЫ В ДРОБИЛКАХ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

Одной из основных задач процессов подготовки руд к обогащению является обеспечение максимально возможной степени селективности рас-

крытия рудных минералов, освобождение их от минералов пустой породы. Этой основной цели подчинены современные направления развития

процессов дробления-измельчения рудного сырья.

Рудоподготовка является наиболее дорогостоящим и энергоемким процессом в общей схеме обогащения (капитальные затраты достигают 50%, эксплуатационные – 60% от суммы всех затрат, расход электроэнергии составляет 40–65% от общего расхода). Эффективность дезинтеграции в значительной степени зависит от селективности процесса, применения рационального оборудования и оптимального режима его работы.

Актуальность совершенствования рудоподготовки диктуется изменением характера рудной базы отрасли: во всех рудах продолжает снижаться исходное содержание металлов, вовлекаются в переработку новые, ранее не используемые виды сырья с тонкой вкрапленностью полезных компонентов. В связи с этим перспективы развития агрегатов для подготовки сырья связаны, главным образом, с созданием и применением технологий переработки полезных ископаемых, обеспечивающих комплексное извлечение и утилизацию отходов [1].

Основными направлениями развития технологий дробления и измельчения являются снижение крупности продуктов дробления путем совершенствования конструктивных и кинематических параметров дробилок, повышение производительности существующих агрегатов.

Эффективность процесса дробления предусматривает получение максимально большей вновь образованной поверхности на единицу затраченной энергии. При этом для эффективного процесса обогащения необходимо обеспечить высвобождение минералов из сростков при минимальной вновь образованной поверхности, то есть без переизмельчения.

Для селективного раскрытия минералов необходимо минимизировать нагрузки, прилагаемые к измельчаемому материалу. Избыточное нагружение приводит к переизмельчению ценного компонента руд и, как результат, к переводу его в шламы, не поддающиеся обогащению. В основе расчета всех машин, в том числе и для дробления породы, лежит создание необходимой технологической нагрузки. Определяющим фактором при разрушении породы на более мелкие фракции является не только величина, но и схема приложения нагрузки. При этом наибольший эффект достигается при схеме, обеспечивающей создание наиболее эффективных внутренних напряжений, т.е. создание такой совокупности нормальных и касательных напряжений, которая наиболее действенна при данном строении и состоянии породы.

В настоящее время для дезинтеграции применяются в основном щековые, валковые и ро-

торные дробилки. Данные агрегаты имеют низкую селективность при высоких энергозатратах. Расчет конструктивных параметров таких дробилок базируется на создании в породе внутренних напряжений, для определения которых используется схема нагружения, представленная на **рис. 1, а**. При таком нагружении предполагается что, внутри тела возникают только нормальные напряжения, вызванные сжатием. Разрушение следует ожидать лишь в зоне, лежащей вблизи прямой, соединяющей силы F и R .

В общем случае частица руды может быть разрушена в результате воздействия на нее усилий или их комбинаций, обеспечивающих: сжатие, растяжение, раскалывание, сдвиг.

В соответствии с принятой классификацией, по способу приложения нагрузки к породе, выделяется группа «ударные» [2]. В настоящее время расчет внутренних напряжений в породе, разрушаемой на аппаратах, относящихся к этой группе, основывается на той же схеме силового взаимодействия породе – инструмент, что и в щековых дробилках (см. **рис. 1, а**). Однако в отличие от щековых дробилок, где активным элементом является инструмент, в дробилках ударного действия силовые взаимодействия обусловлены торможением породы на инструменте. В этом случае внешними силами, обеспечивающими разрушение, являются силы $F_i^{ин}$ инерции, возникающие в породе при резкой остановке на поверхности камеры дробления. Силы инерции, приложенные к выделенным фрагментам, определяется по формуле

$$F_i^{ин} = V_i \cdot \rho_i \cdot a_{осм},$$

где V_i – объем фрагмента, м³; ρ_i – плотность, кг/м³; $a_{осм}$ – ускорение при торможении, м/с².

Схема нагружения, соответствующая ударным дробилкам, представлена на **рис. 1, б**. При составлении схемы нагружения использовались следующие положения:

1. Руда представляется в виде совокупности различных фрагментов постоянного объема и плотности.
2. Внутри руды, при взаимодействии с инструментом, возникают силы инерции, приложенные в центре тяжести фрагментов.
3. Предельные напряжения внутри руды происходят по плоскостям концентрации напряжений, дефектов структуры и трещинам.

В соответствии с принятой моделью в теле возникают как нормальные напряжения, обусловленные сжатием $\sigma_{сж}$, так и нормальные напряжения, вызванные изгибом $\sigma_{из}$. При этом интенсив-

ность последних может превышать $\sigma_{сжс}$. Зона действия напряжений значительно расширяется. Следовательно, вероятность разрушения по трещинам, находящимся в зоне действия сил, повышается. Данное обстоятельство, при прочих равных условиях, позволяет обеспечить разрушение породы при более низких значениях ускорений, а следовательно, и меньших энергетических затратах.

Предложенную методику использовали для расчета условий, необходимых для разрушения шлаков черной металлургии, представляющего собой образец техногенного сырья. Шлаки – это сложные сплавы компонентов, находящихся в состоянии ионной диссоциации. В процессе шлакообразования происходит запутывание мельчайших капелек металла или штейна в шлаковой структуре. После затвердевания шлак представляет собой камень или стекловидное тело. Переработка твердых шлаков реализуется, как правило, в холодном состоянии за счет механического воздействия, включающего поэтапное дробление шлака на аппаратах, работающих на принципах сжатия и сдвига (щековые и валковые дробилки). Однако при этом не обеспечивается полнота извлечения металлов из шлаков из-за недостаточного раскрытия сростков минеральных фаз, переизмельчения.

С целью повышения качества подготовки шлаков к дальнейшей переработке целесообразно использовать инерционные дробилки.

Для определения условий нагружения и расчета внутренних напряжений было выполнено предварительное изучение шлаков доменного, мартеновского и конверторного производств ОАО ММК. Были определены соотношения морфометрических параметров:

- размеры металлических включений находятся в пределах от 50 до 100 мкм, а неметаллических – от 500 мкм до нескольких миллиметров. Содержание металла в шлаке 23–25%, в том числе в виде металлических корольков 10–15%;

- круглый фактор формы металлических включений составляет 0,68...0,87, а неметаллических включений –

0,34...0,51 с вероятностью частоты обнаружения до 90%.

Плотность металла и шлаковой составляющей кусков шлака значительно отличается и имеет значения для металла 7,7–7,9 г/см³, для шлаковой составляющей в среднем 3,3 г/см³.

Среднее значение микротвердости металлических включений составило 1282 МПа; а неметаллических включений – 4743 МПа для темного компонента и 5123 МПа для светлого компонента. Ударная вязкость образца шлака 37,5 Дж/см², железа (сталь 3) – 138 Дж/см². Что свидетельствует о различном сопротивлении удару основных компонентов шлака. Такое строение кусков шлака позволяет применить к анализу силового взаимодействия при разрушении на дробилках центробежно-ударного действия предложенную схему (см. рис. 1, б).

Представленная на рис. 2, б дискретизация области, положенная в основу схемы расчета, позволяет определить напряжения и деформации, а следовательно, и ускорения, необходимые для разрушения куска материала [3].

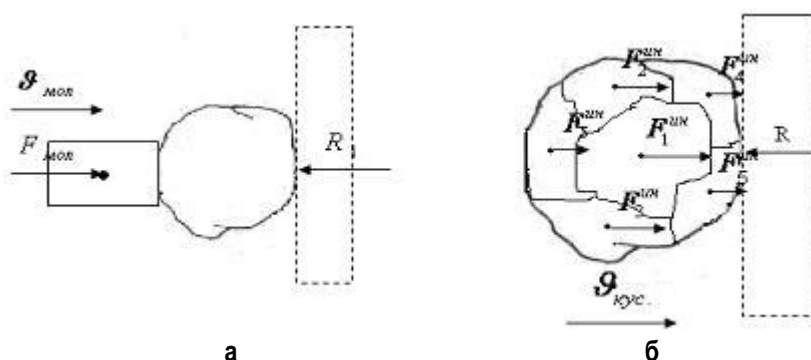


Рис. 1. Схема расчета соответствующая инерционным дробилкам:

$F_i^{ин}$ – векторы силы и инерции отдельных зерен куска материала;
 $F_{мол}$ – вектор силы, с которой молоток действует на кусок;
 $G_{мол}$ – скорость движения молотка; $G_{кус}$ – скорость движения куска до удара; R – реакция опоры

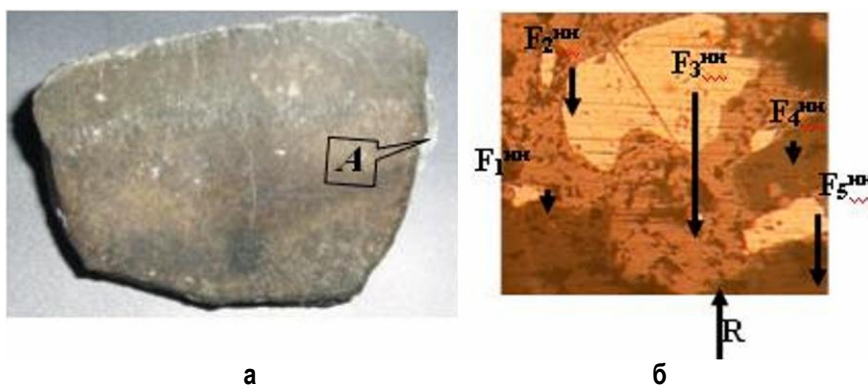


Рис. 2. Кусок шлака, поступающий на дробление (а) и фрагмент области А при 200-кратном увеличении (б)

Для расчета внутренних напряжений был использован метод конечных элементов, реализованный в программном комплексе FEM. Данная программа позволяет проводить дискретизацию области деформирования; задавать упругие и прочностные свойства элементов, граничные и начальные условия решаемой задачи и собственно решения задачи. Результаты расчетов могут быть визуализированы.

В основе расчета лежит разделение сплошной среды на отдельные равные конечные элементы, имеющие форму квадратичных четырехугольников. Впоследствии производится объединение рядом стоящих элементов с совпадающими свойствами в моноблоки – зерна. Для расчета необходимо описание фрагмента, включающее: модуль деформации (МПа), коэффициент Пуассона, плотность среды (т/м^3), начальный угол внутреннего трения (град), начальное сцепление (МПа), начальная прочность на растяжение (МПа.), а также остаточные прочностные характеристики (угол трения и сцепление, прочность на растяжение), минимально возможный модуль деформации этой среды и число 1, обозначающее

этот тип сред. Всего 11 параметров.

Сила инерции обусловлена величиной ускорения $a_{осм}$ и массой зерен. Напряжения, возникающие на границах зерен, зависят от постоянных характеристик, представленных в описании зерен. Программа позволяет определять предельные напряжения, при которых происходит разрушение по границам зерен в зависимости от характеристики структуры шлака и ускорение торможения. Варьируя величину $a_{осм}$, определялось ее значение, при котором действующие напряжения превышают предельные на границах фрагментов. По значению $a_{осм}$ на основе стандартной методики определяются геометрические и силовые параметры ударной дробилки.

Предложенная методика построения схемы нагружения с учетом распределенного характера инерционных нагрузок и определения необходимых ускорений позволяет более адекватно представлять физику силового взаимодействия и определять параметры инерционных дробилок рациональным образом.

Библиографический список

1. Результаты фундаментальных и прикладных исследований по разработке методик технологической оценки руд металлов и промышленных минералов на ранних стадиях геологоразведочных работ // Материалы I Российского семинара по технологической минералогии. Петрозаводск, 2006.
2. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обогачительные процессы и аппараты: Учебник для вузов. М.: МГГУ, 2001. 117.
3. Норри Д., де Фриз Ж. Введение в метод конечных элементов: Пер с англ. М.: Мир, 1981. 255 с.

УДК 622.794.22

Кутлубаев И.М., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Усов И.Г.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РЕЖИМА ОТДУВКИ НА ВЛАЖНОСТЬ ОСАДКА ПРИ ОБЕЗВОЖИВАНИИ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ДИСКОВЫХ ВАКУУМ-ФИЛЬТРАХ

Рыночные условия существования предприятий, условия жесткой конкуренции обострили проблему повышения качества обезвоживания железорудных концентратов и экономичности процесса. Активно используемое в настоящее время оборудование по обезвоживанию пульпы не удовлетворяет требованиям металлургического передела. Это обусловлено, в частности, ростом требований к качеству концентрата по содержанию полезного компонента, что влечет увеличение тонины помола руды. В процесс обогащения вовлекаются концентраты с более развитой удельной поверхностью (более $220 \text{ м}^2/\text{кг}$).

Эффективность обезвоживания ограничена техническими возможностями существующего основного оборудования – вакуумных фильтров, что определяет переход на новые типы аппаратов обезвоживания. Однако связанные с этим значительные капитальные затраты и желание эффективно использовать развитую систему дисковых вакуум-фильтров (ДВФ) определило необходимость их дальнейшего совершенствования [1].

Реализация теоретических и практических исследований в современных дисковых вакуум-фильтрах обеспечило снижение влажности осадка при его наборе до 8,5–9% [1, 2]. Однако экспери-

ментально установлено, что на этапе отдувки осадка имеет место его вторичное насыщение влагой. Разность влажности осадка до и после отдувки составляет от 1 до 1,5%. Таким образом, резервом снижения влажности является исключение обратного движения фильтрата на этапе отдувки.

Одним из направлений, реализующих этот резерв, является использование импульсной отдувки [4]. Такой режим работы задействован в ряде конструкций ДВФ импортного производства. Процесс отдувки является крайне сложным физическим процессом, в котором сочетаются нестационарные гидравлические режимы движения фильтрата и волновые процессы. В связи с этим теоретический анализ затруднен.

Для определения эффективности и установления основных закономерностей импульсной отдувки были проведены экспериментальные исследования действующей системы, входящей в состав ДВФ «SCANMEK» (Норвегия) и установленной в цехе Оскольского электрометаллургического комбината (ЦОМ ОЭМК). ДВФ «SCANMEK» позволяет регулировать давление мгновенной отдувки в пределах от 1,1 до 2,5 бар, что обеспечивает проведение анализа влияния ее величины на производительность и влажность осадка. Длительность импульса отдувки – 2 с. Работы проводились на вакуум-фильтре № 2 с фильтротканью ЭкоСтил.

Показатели работы вакуум-фильтра при его фиксированных параметрах представлены в **таблице**.

Графическая интерпретация результатов – на **рис. 1** и **2**.

Было установлено, что производительность увеличивается в зависимости от давления отдувки незначительно и обусловлена более полным съемом осадка с фильтровальной перегородки. При этом эффективность увеличения давления отдувки имеет место лишь до 1,8...2 бар. Дальнейшее повышение практически не изменяет производительность, т.к. достигается практически полный съем осадка (см. **рис. 1**).

Очевидно, что предельное эффективное значение давления отдувки зависит от используемого типа

фильтроткани и должно определяться экспериментально.

Было установлено, что с повышением давления воздуха, поступающего на отдувку осадка, в нем увеличивается содержание влаги (см. **рис. 2**).

Результаты испытаний ДВФ «SCANMEK» при изменении давления отдувки

Показатели фильтрования		Значение				
Давление отдувки, бар		1,1	1,5	2,0	2,5	
Частота вращения дисков вакуум-фильтра, об/мин		0,50	0,50	0,50	0,50	
Уд. производительность в/ф (по сухому), т/м ² ·ч						
2 ряд	№ дисков	1–2	0,42	0,43	0,45	0,47
		3–4	0,60	0,59	0,62	0,63
		5–6	0,57	0,63	0,66	0,66
		7–8	0,41	0,51	0,50	0,52
		среднее	0,50	0,54	0,56	0,57
Массовая доля влаги осадка, %						
2 ряд	№ дисков	1–2	9,09	9,01	9,10	9,08
		3–4	9,26	9,27	9,26	9,30
		5–6	8,92	9,04	9,15	9,16
		7–8	8,97	9,22	9,17	9,17
		среднее	9,06	9,13	9,17	9,18
Давление пара		0,025 МПа				
Давление на головке		0,082 МПа				
Содержание твердого в питании		59,03%				
Содержание класса –0,045 мм		92,87%				

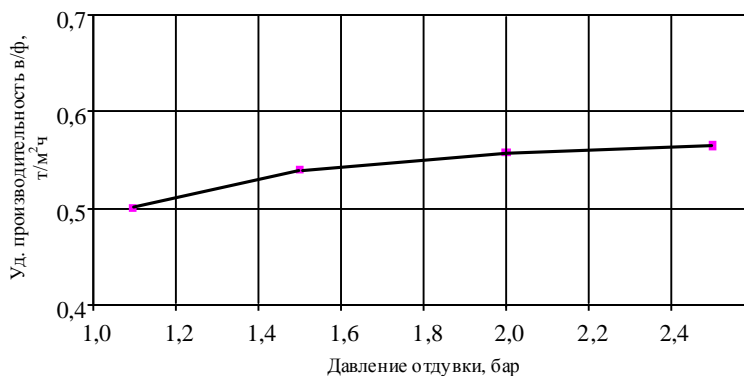


Рис. 1. Зависимость удельной производительности ДВФ от изменения величины давления отдувки осадка

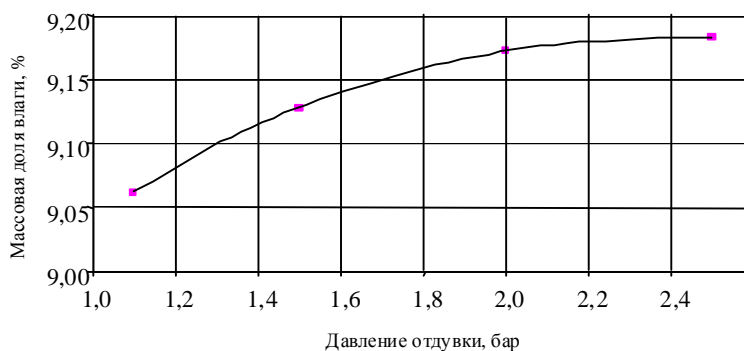


Рис. 2. Зависимость массовой доли влаги осадка от изменения величины давления отдувки осадка



Рис. 3. Съем осадка при импульсной отдувке

Причиной является его вторичное увлажнение.

Несмотря на импульсный характер создания давления на распределительной головке, скорость распространения давления меньше, чем следовало ожидать. В частности, это видно по очередности отделения осадка с рядов дисков (рис. 3). Осадок снимается последовательно от ряда к ряду, начиная от распределительной головки, т.е. имеет место падение скорости распространения давления. В значительной мере это обусловлено малым диаметром коллекторных труб – 86 мм.

Кроме того, с повышением давления отдувки увеличивается влажность осадка. Это объясняется тем, что в этом случае давление обеспечивает большую скорость движения всего объема фильтрата по коллектору и далее через фильтроткань в осадок. При более низких значениях давления

скорость движения фильтрата меньше. Съем осадка происходит до полного объемного прохода через него фильтрата, оставшегося в коллекторе.

Поэтому изменение удельной производительности вакуум-фильтра при изменении давления воздуха отдувки может характеризовать лишь один процесс – полноту съема осадка с секторов вакуум-фильтра.

Анализ работы системы импульсной отдувки позволяет сделать следующий вывод – ее использование без соответствующего изменения системы отвода фильтрата неэффективно. Следует одновременно уменьшить гидравлические сопротивления. Их величина линейно зависит от длины системы. В связи с этим следует уменьшать длину коллектора. При прочих равных условиях это может быть обеспечено за счет модернизации ДВФ.

Библиографический список

1. Ромашевский А.В., Воробьев А.Н. Новый высокопроизводительный дисковый вакуум-фильтр // Материалы IV Конгресса обогатителей стран СНГ, Москва, 19–21 марта 2003 г. Т. 2. М.: Альтекс, 2003. С. 171–172.
2. Садыков В.Х., Никулин А.В. Повышение эффективности обезвоживания тонкодисперсных пульп на дисковых вакуум-фильтрах // Горный журнал. 2006. № 9. С. 59–60.
3. Садыков В.Х. Совершенствование дисковых вакуум-фильтров для обезвоживания железорудных концентратов // Вестн. МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 3. С. 19–21.
4. Kontinuierliche Vacuumfiltration mit modernen Scheibenfiltern als Alternative zu Band- and Trommelfiltern in der Kohlefiltration / Bott R., Langeloh T., Hahn J., Viet C., Langer B. // Aufbereit. Techn. 2002. 43. № 11. С. 14–29.

Паук Л.Г., Джиоева А.К.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

Многочисленными исследованиями по выпуску руды, проведенными Г.М. Малаховым, В.В. Куликовым, Н.Г. Дубининым и другими, установлены основные закономерности выпуска обрушенной руды из блоков и характер выпускных перемещений частиц сыпучего материала. Однако, несмотря на это, нет надежной методики расчета и прогнозирования показателей выпуска руды под налегающими породами для рудных тел с различными условиями залегания. Это связано с тем, что отсутствует единое мнение о характере процесса, происходящего при формировании разубоженной рудной массы.

В существующих методиках расчета формирование разубоживания начинается после того, как эллипсоид выпуска достигает поверхности контакта отбитой руды с налегающими породами, а воронка внедрения пород достигает выпускного отверстия. При дальнейшем выпуске рудной массы эллипсоид выпуска выходит за пределы выпускного слоя руды в обрушенные породы. При этом объемное разубоживание определяется как отношение породной части эллипсоида к общему его объему. Объемное разубоживание в дозах выпуска определяется как отношение разности объемов породы, отсекаемых эллипсоидами, к разности объемов эллипсоидов (рис. 1).

Такое формирование разубоживания справедливо для выпуска из одиночного отверстия. Авторы этой методики автоматически распространяют ее на выпуск из системы взаимно влияющих отверстий, и показатели выпуска руды определяются по соответствующим показателям одиночного отверстия.

Однако при выпуске 2, 3, ..., n доз рудной массы соответствующие им высоты эллипсоидов выпуска h_2, h_3, h_n увеличиваются и, как правило, оказываются больше критической высоты. В этом случае малая ось эллипсоида также увеличивается и становится больше расстояния между выпускными отверстиями. Фигура выпуска выходит за пределы зоны, приходящейся на выпускное отверстие, и распространяется в зоны влияния смежных отверстий (рис. 2).

В связи с тем, что объем выпускаемой руды над отверстием является величиной постоянной, а описываемая методика предусматривает расположение пород только над слоем руды и не предусматривает ограничения распространения эллипсоидов выпуска в сторону смежных отверстий, в вычисляемом объеме уменьшается количество породы, заключенное в фигуре выпуска и увеличивается ко-

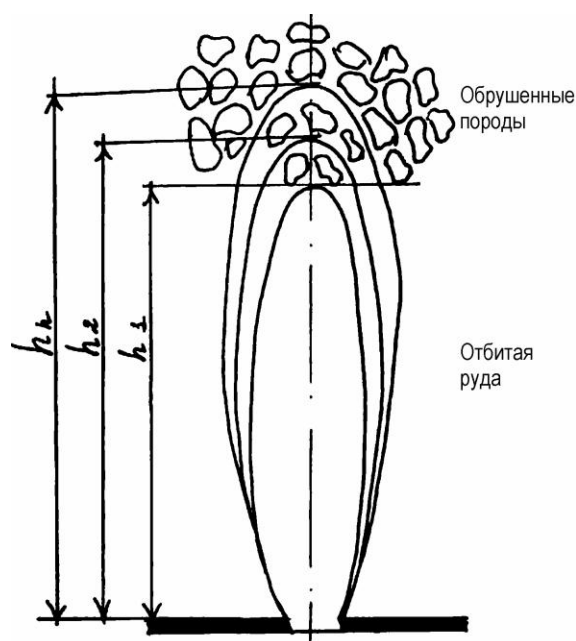


Рис. 1. Существующая схема формирования разубоживания при выпуске из одиночного отверстия

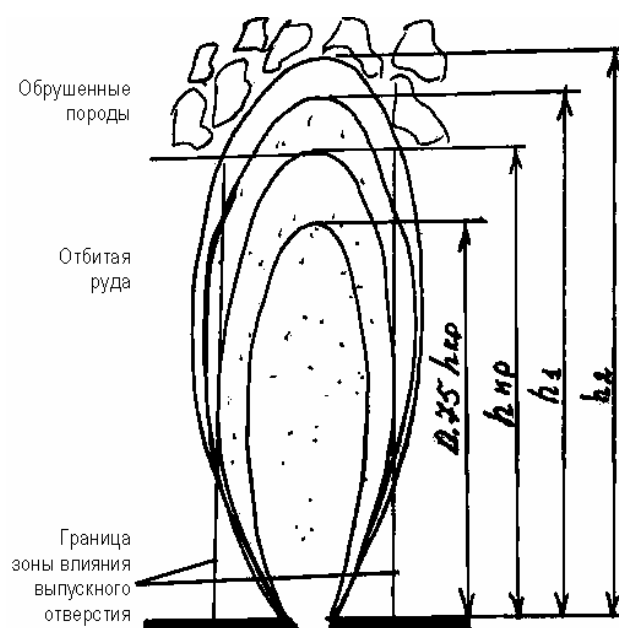


Рис. 2. Схема формирования разубоживания при выпуске из нескольких отверстий

личество руды за счет прихвата из смежных зон. В результате таких расчетов занижается разубоживание и завышается извлечение руды.

Предлагаемая методика определения разубоживания при горизонтальном контакте руды с налегающими породами предполагает, что эллипсоид дозы представляет две части, состоящие из породы и руды. Порода занимает среднюю часть и может быть представлена суммой объемов конуса V_k и эллиптического сегмента V'_e (рис. 3).

Руда занимает периферийную часть эллипсоида.

Объем породы можно определить, зная высоту пересечения конуса с эллипсоидом дозы выпуска, которую можно найти, сведя к решению плоской задачи, заменить эллипсоид эллипсом, а конус его образующей.

Исследование формы воронки внедрения проводилось на модели с прозрачной стенкой, проходящей по оси выпускного отверстия. Налегание породы имитировалось магнетитом, который по цвету отличался от руды и обладал магнитными свойствами.

Положение контакта руды с породами по мере выпуска фиксировалось. При этом отмечено, что угол наклона на образующей к горизонту по высоте воронки уменьшается.

Математически такое изменение описывается логарифмической кривой. Опытами установлено, что уравнение образующей воронки внедрения к началу разубоживания с достаточной степенью точности можно выразить в виде

$$y = \kappa \ln(x + 1 - r_0) \text{ при } x \geq 0, \tag{1}$$

где y – ордината точки на поверхности воронки внедрения; x – абсцисса этой же точки; κ – показатель крутизны образующей воронки внедрения; \ln – натуральный логарифм; r_0 – средний радиус куска породы.

Величина показателя крутизны откоса образующей воронки внедрения зависит от физико-механических свойств руды: эксцентриситета эллипсоида выпуска (ε), высоты обрушенного слоя (H), расстояния между выпускными и отверстиями (l), радиуса выпускного отверстия (r), т. е.:

$$\kappa = f(\varepsilon, H, r, l). \tag{2}$$

Учитывая, что воронка внедрения является телом вращения образующей на оси выпускного отверстия, то можно считать, что она к началу разубоживания по форме представляет собой усеченный логарифмический конус, основание которого находится на первоначальном уровне контакта руды с налегающими породами, а вершина – в центре выпускного отверстия (рис. 4).

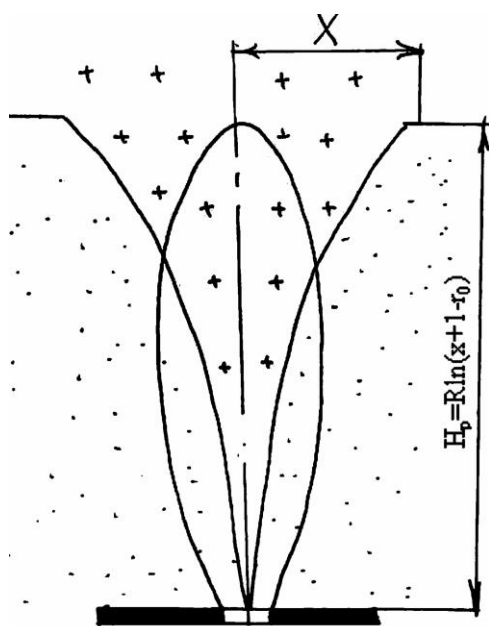


Рис. 3. Предлагаемая схема формирования разубоживания

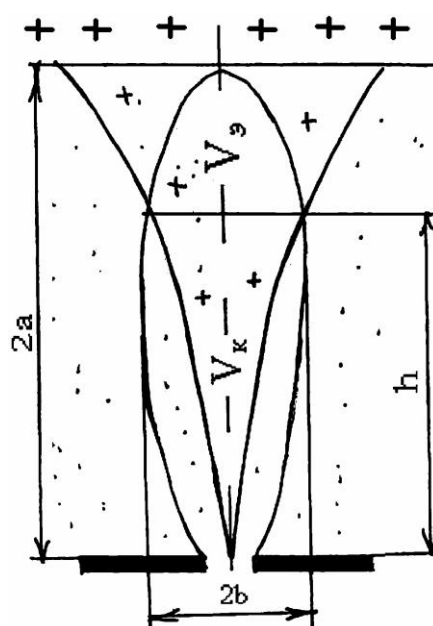


Рис. 4. Формирование воронки внедрения при выпуске из одиночного отверстия

По мере выпуска разубоженной руды воронка увеличивает свои размеры, выпускное отверстие отсекает её вершину, превращая в усеченный конус. Уравнение образующей такого конуса с достаточной точностью описывается формулой

$$y = k' \ln(x + 1 - r_0) \text{ при } x \geq r_0, \quad (3)$$

где r – радиус нижнего основания усеченного логарифмического конуса; k' – показатель крутизны образующей усеченного конуса.

Выпуск разубоженной руды продолжается и после того, как нижнее основание усеченного конуса займет все выпускное отверстие.

Объем воронки внедрения в этом случае определяется

$$V_{\kappa} = \pi \kappa \left[\frac{1}{2}(x + 1 - r_0)^2 - 2(1 - r_0)(x + 1 - r_0) + (1 - r_0)^2 \ln(x + 1) + \frac{3}{2} - 2r \right]. \quad (4)$$

Величину показателя крутизны откоса (κ) при выпуске из одиночного отверстия можно определить, приравняв объемы выпущенной руды до начала разубоживания и образовавшейся при этом воронки внедрения (вторичным разрыхлением для простоты расчетов пренебрегаем).

Объем выпущенной руды определяется эллипсоидом выпуска с высотой, равной высоте выпускаемого слоя, который можно определить по известному выражению:

$$Q = 0,524H^3(1 - \varepsilon^2); \quad (5)$$

$$K = \frac{0,524H^3(1 - \varepsilon^2)}{\pi \left[\frac{1}{2}(x + 1 - r_0)^2 - 2(1 - r_0)(x + 1 - r_0) + (1 - r_0)^2 \ln(x + 1 - r_0) + \frac{3}{2} - 2r \right]}. \quad (6)$$

При выпуске руды из нескольких взаимно влияющих отверстий перемещение контакта руды с породой происходит горизонтально до уровня критической высоты ($h_{кр}$), после чего контакт начинает прогибаться и образуется воронка внедрения.

Показатель крутизны откоса воронки внедрения при таком выпуске определяется после достижения критической высоты. До начала разубоживания из отверстия выпускается количество чистой руды, равное объему эллипсоида критической высоты, т.е.:

$$V_{r_{кр}} = \frac{4}{3} \pi a_{кр} \varepsilon_{кр}^2 \quad (7)$$

или

$$V_{r_{кр}} = 0,524h_{кр}l^2, \quad (8)$$

где $V_{r_{кр}}$ – объем эллипсоида критической высоты; $a_{кр} = \frac{h_{кр}}{2}$ – большая полуось эллипсоида критической высоты; $\varepsilon_{кр} = \frac{l}{2}$ – малая полуось того же эллипсоида; l – расстояние между выпускным и отверстиями.

Налегающие породы, занимая освободившееся пространство, внедряются в руду, образуя воронки внедрения (рис. 5), высота которых может быть меньше или равна критической высоте.

В общем случае объем внедрившихся пород ($V_{нор}$) в пределах критической высоты можно представить суммой объемов конуса (V_{κ}) и параллелепипеда ($V_{нар}$):

$$V_{нар} = V_{\kappa} + V_{нор}. \quad (9)$$

Высота воронки внедрения равна высоте гребней, а высота параллелепипеда – разности между критической высотой и высотой гребней:

$$h_g = h_{\overline{греб}} - k \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right); \quad (10)$$

$$h_{нар} = h_{греб} - k \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right). \quad (11)$$

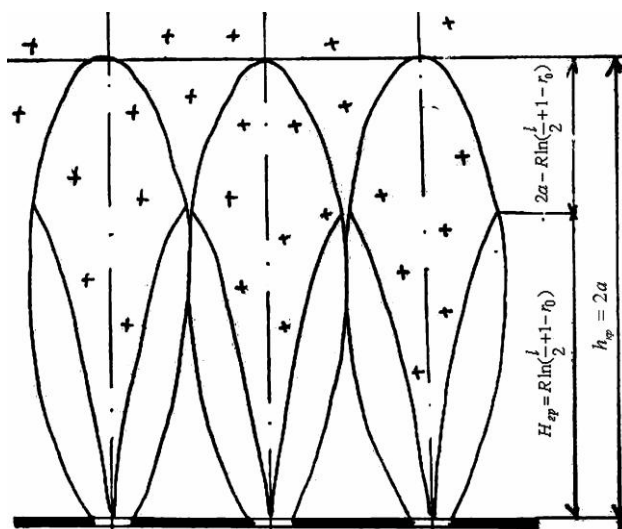


Рис. 5. Формирование воронки внедрения при выпуске из нескольких отверстий

Объем конуса можно определить, подставив в выражение (6) значение высоты гребней из выражения (10):

$$V_{\kappa} = \pi \kappa \left[\frac{1}{2} \left(\frac{l}{2} + r_0 - 1 \right) - 2(1 - r_0) \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + (1 - r_0)^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + \frac{3}{2} + 2r \right]. \quad (12)$$

Объем параллелепипеда можно определить из выражения

$$V = \left[h_{кр} - k \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) \right] l^2. \quad (13)$$

Подставляя выражения (12) и (13) в (9), приравнявая объем породы к объему эллипсоида критической высоты (8), получим:

$$0,524 h_{кр} l^2 = \pi \kappa \left[\frac{1}{2} \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) - 2(1 - r_0) \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + (1 - r_0)^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + \frac{3}{2} - 2r + h_{кр} l^2 - l^2 k \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) \right]. \quad (14)$$

Решая полученное выражение относительно k , получим:

$$k = \frac{0,476 h_{кр} l^2}{l^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) - \pi \left[\frac{1}{2} \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) - 2(1 - r) \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + (1 - r_0)^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) + \frac{3}{2} - 2r_0 \right]}. \quad (15)$$

Нетрудно убедиться, что числитель выражения (15) представляет количество руды, оставшееся над выпускным отверстием. При дальнейшем выпуске рудной массы нижнее основание воронки внедрения увеличивается до размеров выпускного отверстия. Показатель крутизны второго откоса воронки можно определить с учетом выпуска дополнительного количества рудной массы.

$$k_1 = \frac{0,476 h_{кр} l^2 - \Delta V (1 - \rho)}{l^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_0 \right) - \pi \left[\frac{1}{2} \left(\frac{l}{2} + 1 - r_1 \right) - 2(1 - r_1) + (1 - r_1)^2 \ln \left(\frac{l}{2} + 1 - r_1 \right) + \frac{3}{2} - 2r \right]}, \quad (16)$$

где ρ – разубоживание в дозах выпуска; ΔV – объем дозы выпуска.

Радиус нижнего основания усеченного конуса можно определить на основании следующего неравенства, учитывая, что высота гребней после выпуска рудной массы не может быть больше, чем к началу разубоживания:

$$k_1 \ln\left(\frac{l}{2} + 1 - r_0\right) \leq k \ln\left(\frac{l}{2} + 1 - r_0\right). \quad (17)$$

При условии равенства высоты гребней показатель крутизны второго откоса конуса можно определить из выражения

$$k_1 = \frac{\kappa \ln\left(\frac{l}{2} + 1 - r_0\right)}{\ln\left(\frac{l}{2} + 1 - r_1\right)}, \quad (18)$$

где r_1 – радиус выпускного отверстия.

В случае, если значение k_1 из выражения (16) после подстановки в него значения r_1 будет больше, чем соответствующее значение из выражения (18), то радиус нижнего основания меньше радиуса выпускного отверстия. Для его определения необходимо решить совместно систему уравнений (16) и (18).

Подставляя значение k_1 из (18) и (16), заменив значение r_0 на r_1 получим радиус нижнего основания воронки внедрения и по (18) определим показатель крутизны k_1 . Если же значение k_1 из (16) после подстановки значения $r = r_1$ будет меньше соответствующего значения из (18), то радиус нижнего основания равен радиусу выпускного отверстия.

УДК 556.3

Кусова Ж.Г.

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ТЕРМОМИНЕРАЛЬНЫХ ВОД КАК НАИБОЛЕЕ ЭКОЛОГИЧНЫЙ И ПЕРСПЕКТИВНЫЙ МЕТОД КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕДР

Сложно переоценить влияние, которое оказывает энергетическая сфера на жизнедеятельность населения и национальную безопасность. Энергетика – это основа промышленности всего мирового хозяйства. Поэтому последствия влияния энергетики на экологию Земли носит глобальный характер. Воздействие энергетики на окружающую среду разнообразно и определяется видом энергоресурсов и типом энергоустановок. Приблизительно $\frac{1}{4}$ всех потребляемых энергоресурсов приходится на долю электроэнергетики. Остальные $\frac{3}{4}$ приходятся на промышленное и бытовое тепло, транспорт, металлургические и химические процессы [1].

Все более нарастающий дефицит энергии и ограниченность ископаемых ресурсов, в т.ч. и топливных, привели к неизбежному переходу к нетрадиционным, альтернативным источникам сырья и энергии.

В подтверждение этого тезиса приведем только три следующих основных аспекта:

– *экологический*: сегодня общеизвестен и доказан факт пагубного влияния на окружающую среду добычи и переработки традиционных ресурсов;

– *экономический*: переход на альтернативные технологии в промышленности и энергетике позволит уменьшить в общем балансе потребления долю невозобновляемых ресурсов. Кроме того, стоимость ресурсов и энергии, производимых с помощью многих альтернативных источников, особенно в ресурсо- и энергодефицитных районах уже сегодня ниже, как правило, стоимости ресурсов и энергии, получаемых из традиционных источников, да и сроки окупаемости альтернативных электростанций нередко существенно короче;

– *политический*: та страна, которая первой в полной мере освоит энергетику, использующую альтернативные источники, получит признание, повысится ее роль и значимость в мировом сообществе.

В соответствии с резолюцией № 33/148 Генеральной Ассамблеи ООН (1978 г.) к нетрадицион-

ным и возобновляемым источникам энергии относятся: солнечная, ветровая, геотермальная, энергия морских волн, приливов и океанов, энергия биомассы, древесины, древесного угля, тяглового скота, энергия больших и малых водотоков и т.д.

Пригодность теплоэнергетических вод как источника энергии определяется, прежде всего, их энергетическим потенциалом, общими запасами и дебитом буровых скважин, химическим составом, минерализацией и агрессивностью вод, наличием потребителя и его отдаленностью, температурным и гидравлическим режимами буровых скважин, фильтрационными способностями пород-коллекторов, глубинами залегания водоносных пластов и их характеристиками, возможностью утилизации отработанных вод и т.д.

Сегодня геотермальные ресурсы как альтернативный источник для производства электроэнергии используют в более чем 50-ти странах мира.

Первая электростанция, работающая на геотермальных ресурсах, была построена в 1904 г. в небольшом итальянском городке Лардерелло, названном так в честь французского инженера, который еще в 1827 г. составил проект использования многочисленных в этом районе горячих источников. В наши дни мощность станции достигла достаточно внушительной величины – 360 МВт.

Ведущее место в мире по количеству ГеоТЭС и мощности вырабатываемой на них электроэнергии занимают США (3,3 тыс. МВт, более 40% действующих мощностей в мире). В 120 км от г. Сан-Франциско находится геотермальная станция мощностью 500 МВт.

А такая страна, как Исландия полностью обеспечивает себя энергией, полученной из недр Земли. Других источников энергии в Исландии практически нет. Мощность геотермальной отопительной системы составляет 350 МВт.

В Новой Зеландии существует электростанция, работающая от энергии Земли, в районе Вайракеи, ее мощность – 160 МВт.

Как уже отмечалось [2, 3], на сегодняшний день реальной базой для развития в нашей стране геотермальной теплоэнергетики являются гидрогеотермальные ресурсы, масштабы которых определены по результатам региональной оценки эксплуатационных запасов термальных вод. Указанная оценка дает представление о значимости этого вида ресурсов в топливно-энергетическом балансе отдельных экономических районов и страны в целом, об основных укрупненных технико-экономических показателях их освоения, а также возникших при этом экологических проблемах.

Принципиально новые перспективы теплоэнергетического использования термальных вод открыва-

ются при внедрении геодинамической технологии их извлечения, позволяющей одновременно решать вопросы безопасного для природы сброса вод. При применении этой технологии эксплуатационные запасы термальных вод пластовых водонапорных систем, рассчитанные только для вод с минерализацией до 35 г/л и температурой более 50°C, на площади, где эти воды самоизливаются, и при плотном размещении водозаборов составляют по теплу до 298 млрд ГДж/год, что эквивалентно сжиганию 10 млрд т у.т./год [4, 5].

В России имеющиеся запасы геотермальной энергии представлены двумя разновидностями: парогидротермы вулканических районов и энергетические термальные воды с температурой 60–200°C в платформенных и предгорных районах.

В нашей стране первая Паужетская ГеоТЭС была создана в 1967 г. на южной оконечности Камчатки, мощностью 5 МВт, доведенная впоследствии до мощности 11 МВт. Пробуренные в Паужетской геотермальной системе десятки скважин в суммарном объеме производят пароводяную смесь в количестве, достаточном для расширения Паужетской ГеоТЭС до 25 МВт.

Экономический кризис 90-х годов прошлого века сказался и на сфере использования невозобновляемых источников энергии. Несмотря на все трудности переходного периода, всё же удалось сохранить научно-технический потенциал и освоить выпуск новой продукции. Так, в ОАО «Калужский турбинный завод» производятся конденсационные блок-модульные ГеоТЭС мощностью 4 и 20 МВт. Три таких блока «Туман-4К» по 4 МВт смонтированы на Верхне-Мутновской ГеоТЭС на Камчатке. В качестве теплоносителя используется пар Мутновского месторождения давлением 0,8 МПа. Строительство Верхне-Мутновской ГеоТЭС было начато в 1995 г. и завершено в 1999 г. В настоящее время мощность введенной в эксплуатацию ГеоТЭС составляет 12 МВт.

На Мутновской ГеоТЭС, проектная мощность которой составляет 80 МВт, будут установлены ещё 4 энергомодуля «Камчатка-20» мощностью по 20 МВт. Строительство ГеоТЭС начато в 1992 г. на 2-х площадках, на каждой из которых располагается главный корпус с двумя энергоблоками.

В 1989 г. на Северном Кавказе была создана опытная Ставропольская ГеоТЭС с использованием двухконтурных энергоустановок. В качестве теплоносителя применяется термальная вода с температурой 165°C, добываемая с глубины 4,2 км. Технологическая схема ГеоТЭС была разработана в ЭНИН им. Кржижановского.

Кроме указанных геотермальных теплолек-

тростанций разработан проект и выполнено технико-экономическое обоснование Океанской ГеоТЭС на о. Итуруп в Сахалинской области суммарной мощности 1-й и 2-й очереди 30 МВт. Находится в эксплуатации Курильская ГеоТЭС мощностью 0,5 МВт.

Преимуществом использования ГеоТЭС является и их экологичность. Отработанные термальные воды закачиваются назад в подземные горизонты, что обеспечивает экологическую безопасность региона и стабильность технологического цикла. ГеоТЭС имеют значительно меньшие количества вредных выбросов в атмосферу – типичная геотермическая станция производит выброс CO_2 на 1 МВт·ч выработанной энергии в объеме 0,45 кг, тогда как теплоэлектростанция, работающая на природном газе, – 464 кг, на мазуте – 720 кг, на угле – 819 кг. Для установки ГеоТЭС необходимы сравнительно меньшие, чем для строительства традиционных ТЭС, участки земли, их можно проектировать и размещать на любых землях.

В недрах Северного Кавказа содержатся огромные запасы тепловой энергии, заключенной в подземных водах. Малочисленные примеры практического использования этой энергии ограничиваются не более чем пятью, максимум десятью, пунктами на всю территорию. При этом в подавляющем большинстве пунктов термальные воды используются в бальнеологических целях. Значительно реже эти воды применяются для удовлетворения технических и народнохозяйственных нужд предприятий, а также для питья. Совсем редко термальные воды Предкавказья используются для теплофикации отдельных зданий. Ни один достаточно крупный населенный пункт не теплофицирован горячими или перегретыми подземными водами полностью. Тепловая энергия этих вод практически не используется для выработки электроэнергии.

Необходимо, правда, отметить, что широкое распространение в Предкавказье нефтяных и газовых залежей, приуроченных к породам различного возраста, создает определенные трудности при выборе районов и горизонтов для практического использования термальных вод. Многие из них гидравлически связаны с нефтяными или газовыми залежами. Во избежание снижения пластовых давлений в залежах большие отборы таких термальных вод проводить нецелесообразно до полного извлечения из пласта жидких и газообразных полезных ископаемых, но это становится возможным в дальнейшем после отработки основного полезного ископаемого.

Проблемы энергетической сферы и её обеспе-

ченности, в т.ч. и ресурсной, в Республике Северная Осетия-Алания (РСО-Алания) столь же актуальны, как и во многих других регионах страны.

Годовая потребность энергии РСО-Алания, с учетом численности населения и современного состояния экономики, составляет порядка 5 млрд кВт·ч [6].

Очевидно, что нельзя решить задачу полного энергообеспечения республики в ближайшие годы только за счет гидроэнергетических ресурсов собственной территории, потенциал которого сопоставим с потребностью. В связи с этим необходимо изыскивать и другие имеющиеся на территории ресурсы для решения проблемы энергообеспечения РСО-Алания, в том числе и геотермические ресурсы.

На территории республики известно два основных типа геотермальных ресурсов – гидротермальные (термальные воды, пароводяные смеси и перегретый пар) и петрогеотермальные (тепло сухих горных пород с температурой выше 350°C).

Что касается петрогеотермальных ресурсов, то в первую очередь речь идет об использовании энергии сухих горячих пород, расположенных на небольших глубинах (до 2–3 км) на площадях развития молодых интрузий (неоинтрузий) гранодиоритового состава с абсолютным возрастом в 2–2,5 млн лет.

Скорость остывания неоинтрузий, по расчетным данным, составляет от 180 до 200°C в течение 1 млн лет, что, в свою очередь, во многом зависит от параметров неоинтрузий и степени их эродированности.

Зная, что начало кристаллизации расплава в неоинтрузиях такого состава происходит при температуре 820°C и учитывая их возраст, вполне реально вскрытие «сухих пород» с температурой до 250 – 300°C на глубинах 2–2,5 км.

На территории РСО-Алания в её горной части известен ряд неоинтрузий, выходящих в том числе и на дневную поверхность: Мидаграбинский, Теплинский, Сонгутидонский и не выходящий на дневную поверхность, Танадонский.

Заложение буровых скважин на них вполне возможно в непосредственной близости от эксплуатируемых дорожных магистралей и ЛЭП на экономически наиболее освоенных территориях.

Работы, проведенные в этой области, как в нашей стране, так и за рубежом показывают возможность создания эффективных геотермальных станций для получения тепловой и электрической энергии при использовании теплоты горных пород, расположенных на глубинах 2–4 км.

Такие станции уже действуют в США (Фен-

тон-Хилл, вблизи Лос-Аламоса) и Франции (Эльзас). На юге Чили подобная станция строится на базе скважины глубиной 2,5 км с температурой на забое в 280°C.

Российский опыт проведения исследований в этом направлении, к сожалению, единичен – это скважина в г. Тырны-Аузе (Кабардино-Балкарская Республика) глубиной 4002 м. Там залегают гранитоиды Эльджуртинского неотрузивного комплекса, возраст которого определен 2,4 млн лет. Температура сухих пород на забое составляла 232°C. Был осуществлен гидроразрыв горного массива с образованием обширной трещины («сухого котла»). Горячая вода из скважины использовалась для отопления жилых и производственных помещений. Опытные работы были остановлены из-за отсутствия ассигнований [6].

Проведенный предварительный технико-экономический анализ использования тепловой энергии сухих горячих пород в районе г. Тырны-Ауз с помощью геотермальной циркуляционной системы (ГЦС) показывает возможность сравнительно быстрой окупаемости капитальных вложений.

Анализ информации по изученности геотермального потенциала Республики Северная Осетия-Алания позволяет сделать следующий вывод – значительная часть территории располагает ресурсами термальных вод, изучению которых до настоящего времени не уделялось должного внимания.

Единственная практическая попытка по изучению геотермальных вод на территории РСО-Алания, как уже указывалось автором [2], была предпринята в 1979 г. Тогда были приняты «Перспективный план и Программа поисково-разведочных работ на термальные воды на территории Северная-Осетинской АССР на 1981–1985 гг.». В соответствии с этой «Программой...», планировалось использование термальных вод с температурами от 40 до 90°C и объемами добычи до 10 тыс. м³/сут. для восьми крупных потребителей. Среди них – санаторный комплекс, теплицы, МТФ, СТФ, птицефабрики и др. с общим объемом потребления тепла 600 тыс. Гкал/год.

В настоящее время часть потребителей по разным причинам уже не нуждается в энергии, но спрос на неё остаётся и становится с каждым годом всё большим. Круг потенциальных потребителей расширяется и увеличивается, причём процесс этот «не плановый», т.е. не поддаётся прогнозу, и сказать точно, какова потребность и её география пока трудно, но определённая тенденция этого роста нами выявлена. Есть надежда, что будет выявлена и определённая закономерность размещения потенциальных потреби-

телей. Особенно это актуально для горных и предгорных территорий, где планируют и пытаются строить небезопасные для очень уязвимой здесь экологии гидроэнергетические комплексы. И в то же время решать проблемы энергообеспечения этих территорий необходимо в связи с планируемым их освоением (горный туризм, рекреационные зоны и др.).

В связи с этим автором проводится широкий круг исследований для научного обоснования продолжения работ в области использования геотермального потенциала Республики Северная Осетия-Алания [2, 3, 7]. С этой целью переработана информация о геологическом и гидрогеологическом строении территории с учётом фактического размещения известных и возможного размещения потенциальных источников термоминеральных ресурсов. Это дало возможность выделить два типа месторождений термальных вод – *месторождения пластово-поровых, пластово-трещинных и трещинно-жилых вод малых артезианских бассейнов и трещинные и пластово-трещинные воды в осадочных и осадочно-вулканогенных породах районов недавнего и современного вулканизма* – на площадях трёх структурно-геологических зон территории РСО-Алания: Терско-Каспийском передовом прогибе, антиклинория Большого Кавказа и Чиаурского синклинория. Анализ более детальной информации по проявлениям и потенциальным месторождениям – особенности и общие характерные черты геологического и гидрогеологического строения, химический состав и термические свойства вмещающих пород, гидрохимические и термические особенности вод – вот далеко не полный перечень исследований, которые проводятся в настоящее время. Предварительные результаты этих работ подтверждают перспективность территории на возможность практического использования этих ресурсов. Помимо термальных вод на территории известны и выявлены и их высокоминерализованные разновидности, т.е. термоминеральные воды. Эксплуатация месторождений последних может дать ещё больший экономический эффект при их грамотном научно обоснованном и комплексном использовании. При температурах воды в отдельных известных (ранее пробуренных на нефть) скважинах 80°C и более выявлены промышленные содержания йода, брома, бора и других элементов. Уже есть определённые закономерности, такие как, например, повышенное содержание йода и борного ангидрита приурочено к верхнеюрским образованиям, а брома – к верхнемеловым.

Помимо этого собирается и анализируется информация о наиболее передовых современных и экологически чистых технологиях добычи, переработки и дальнейшего использования в качестве теплоносителя термоминеральных ресурсов,

апробация и внедрение которых в условиях горных и предгорных территорий благоприятно повлияет на их дальнейшее экономическое и социальное развитие.

Библиографический список

1. Богородицкий К.Ф. Высокотермальные воды СССР. М.: Наука, 1968.
2. Кусова Ж.Г. Комплексное использование термоминеральных вод для устойчивого развития РСО-Алании // Моделирование устойчивого регионального развития: Материалы второй Международной конференции. Нальчик, 14–18 мая 2007 г. Нальчик, 2007. Т. II. С. 84–87.
3. Кусова Ж.Г. Термальные воды Северной Осетии-Алании как альтернативный источник энергии // Инновационные технологии для устойчивого развития горных территорий: Материалы IV Международной конференции. Владикавказ, 28–30 мая 2007 г. Владикавказ, 2007. С. 678–679.
4. Шпак А.А., Мельканоуицкий И.М., Серезников А.И. Методы изучения и оценки геотермальных ресурсов. М.: Недра, 1992.
5. Шпак А.А., Ефремочкин Н.В., Боровский Л.В. Поиски, разведка и оценка прогнозных ресурсов и эксплуатационных запасов теплоэнергетических вод / Мин-во геологии СССР, Всесоюз. науч.-исслед. ин-т гидрогеологии и инженерной геологии. М.: Недра, 1989.
6. Хузмиев И.К. Концепция развития электроэнергетики Республики Северная Осетия-Алания. Владикавказ, 2007.
7. Кусова Ж.Г. Вопросы рационального использования термальных вод Северной Осетии // Интеллектуальные системы в производстве. Ижевск. 2007. № 2.

УДК 622.672

Зубков А.А.

**К ВОПРОСУ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КАМЕРНОЙ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА**

В процессе освоения медноколчеданных месторождений наблюдается ухудшение горно-геологических, горнотехнических условий, сокращение рудных площадей. Это приводит к уменьшению производственной мощности подземных рудников, отрицательно сказывается на технико-экономических показателях. Горнодобывающие предприятия, несмотря на ухудшение условий разработки, заинтересованы в обеспечении постоянных объемов добычи полезного ископаемого и даже их наращивании. Выполнение данных задач осложняется требованиями к качеству извлекаемого полезного ископаемого по содержанию, номенклатуре компонентов, сортности руд, удовлетворение которых обуславливает необходимость проведения мероприятий по усреднению руд, вовлечению в отработку дополнительных рудных площадей. Усреднение качества рудной массы и вывод части рудных площадей, вследствие твердения закладочного массива, приводит к снижению интенсивности отработки рудных залежей и деконцентрации работ. Низкая интенсивность ведения горных работ является причиной функционирования большого количества одновременно обрабатываемых залежей, что, в

свою очередь, приводит к усложнению схемы подъемно-транспортного комплекса предприятий, росту основных фондов и увеличению себестоимости добычи.

Нейтрализовать действие негативных горно-геологических факторов на выполнение программы рудника возможно на путях интенсификации горных работ, которую принято оценивать показателем интенсивности отработки месторождений, отображающим уровень изменения физического объема добычи руды за один производственный цикл или за определенное время при существующей технологии добычи.

Показатель интенсивности эксплуатации напрямую связан с коэффициентом концентрации горных работ, который отражает влияние совокупности горнотехнических, технологических и организационно-экономических факторов на степень сосредоточения горных работ в условиях конкретного подземного рудника. На него в большой степени влияет уровень интенсивности отработки месторождения, особенно это проявляется при системах разработки с закладкой выработанного пространства вследствие большого количества технологических процессов.

Сущность интенсификации горного производства состоит в повышении объемов добытой руды в единицу рабочего времени без увеличения количества блоков, панелей. По своему смыслу показатель интенсивности отработки блоков, панелей является обобщающим, характеризует эффективность очистных работ в целом и зависит главным образом от интенсивности выпуска руды, продолжительности подготовительно-нарезных работ, технологии очистной выемки, организации труда и производства, применяемого оборудования, закладки выработанного пространства, твердения смеси и др. [1].

Анализ состояния горных работ на медно-колчеданных месторождениях показывает, что, как правило, горные работы ведутся по всему шахтному полю и одновременно обрабатывается несколько горизонтов. Такая деконцентрация горных работ приводит к значительным затратам на поддержание выработок, откаточных путей, электрических сетей, воздухопроводов. Создаются трудности с подачей свежего воздуха в очистные выработки. Практика выполнения производственных процессов показывает, что в шахтах, где уровень концентрации и интенсивности горных работ выше, достигаются лучшие технико-экономические показатели, значительно снижаются расходы на поддержание горных выработок, а также другие затраты, приходящиеся на 1 т добычи руды.

Изыскание резервов увеличения темпов отработки месторождения проводилось на примере Узельгинского медно-колчеданного месторождения. Были исследованы производственные процессы отработки камеры пологозалегающего рудного тела при сплошном порядке отработки с целью сокращения времени их выполнения. Основными направлениями сокращения сроков отработки блоков и воспроизводства рудных площадей является ускорение процессов подготовки и нарезки блоков, очистных работ, закладки.

Исследование технологических процессов проводилось на примере камеры объемом 36000 м³, типичной для Узельгинского месторождения. По каждому из процессов был проанализирован

баланс времени, выявлены и оценены резервы времени и показана технологическая возможность совмещения отдельных процессов и операций.

Важнейшим реальным резервом повышения скорости проходки выработок и ускорения подготовки блоков к очистной выемке является концентрация подготовительно-нарезных работ в уменьшенном числе блоков, панелей, комплектация проходческих бригад до оптимальной численности проходчиков, позволяющей более полно во времени использовать горнопроходческие машины и механизмы [2, 3]. При анализе проходческих работ на Узельгинском руднике было установлено, что численность проходчиков оптимальна, а применяемые на данном процессе машины и механизмы являются наиболее производительными. Основными резервами интенсификации горных работ являются сокращение непроизводительных затрат времени и концентрация работ.

На примере опытной камеры было проведено моделирование проходки 5 погрузочных заездов и траншейного штрека путем построения циклограмм для принятой на руднике технологической схемы проведения выработок как совокупности процессов, увязанных во времени и пространстве, порядке их выполнения. Из основных процессов учитывались: разрушение породы, погрузка и транспортирование горной массы, крепление выработки, а из вспомогательных – устройство разминок для маневровых операций, доставка материалов, прокладка и наращивание труб и кабелей, проветривание, освещение, маркшейдерское обеспечение проведения выработок.

Для применяемой на руднике технологии подготовки и нарезки камеры была построена циклограмма многозабойной организации проходческих работ, в которой темными квадратами отмечены смены, в которых производились работы, светлыми – время простоя забоев (рис. 1), а в табл. 1 представлено распределение времени по каждому из забоев.

Как видно из данных таблицы, при существующем режиме работы – один перерыв в сутки на производство взрывных работ – средняя ско-

Забой	Сутки																	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
	Смены																	
	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
№ 1	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
№ 2	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
№ 3	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
№ 4	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
№ 5	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■

Рис. 1. Циклограмма многозабойной проходки выработок при существующей технологии ведения работ

рость проходки по всем забоям за 18 сут. составляет 4,4 м/сут.

Анализ результатов исследования показал, что непроизводительные затраты времени при подготовке камеры наблюдаются за счет срока набора нормативной несущей способности железобетонными штангами и ожидания взрывных работ.

Необходимость выделения периода для набора несущей способности анкерами является сдерживающим фактором в организации проходческих работ, так как любые виды работ запрещаются в данный период, поэтому одним из направлений интенсификации проходческих работ является сокращение срока набора несущей способности железобетонными штангами, который зависит в основном от типа применяемого материала, закрепляющего анкер в шпуре.

В случае использования в качестве крепежителя анкера цементного раствора срок набора необходимой прочности железобетонной штангой, согласно строительным нормам, составляет 5 ч. Сокращения сроков набора несущей способности железобетонными штангами можно добиться путем включения в состав бетона добавки – ускорителя твердения или применения вместо бетона полимерных материалов. Для оценки влияния сроков набора нормативной несущей способности железобетонных штанг на скорость проходки был рассмотрен вариант сокращения сроков твердения составов с 5 до 2 ч путем введения в состав бетона ускорителей твердения. Результаты работы проходческого комплекса в условиях ускоренного твердения бетона приведены в табл. 2.

Средняя скорость проходки выработок при применении ускорителей твердения 5,4 м/сут. Сравнение результатов моделирования показало, что по отношению к базовому варианту применение ускорителей твердения позволит увеличить скорость проходки на 1 м/сут.

С целью сокращения времени простоя выработок из-за ожидания взрывных работ была оценена возможность применения двух перерывов в сутки для производства взрывных работ. Результаты приведены в табл. 3.

Анализ данных показал, что введение 2 перерывов для производства взрывных работ позволит увеличить интенсивность проходки забоев № 1 и 2 на 33% и № 3, 4 – на 13%. В результате увеличения интенсивности проходки следует отказаться от проходки забоя № 5, что упрощает организацию работ. При введении двух перерывов на взрывание происходит интенсификация процесса проходки выработок по отдельным направлениям (уходка 1, 2, 3, 4) в среднем с 70 до

Распределение времени работы проходческого комплекса

Забой	Общее время работы, смен	Количество уходов, шт.	Время, смены		Распределение времени, %	
			Работа	Простой	Работа	Простой
№ 1	53	8	30	23	54	46
№ 2	53	7	34	18	65	35
№ 3	51	7	31	20	60	40
№ 4	50	6	36	17	66	34
№ 5	46	6	28	17	63	37

Таблица 2

Распределение времени работы комплекса при сокращении срока набора прочности ЖБШ

Забой	Общее время работы, смен	Количество уходов, шт.	Время, смены		Распределение времени, %	
			Работа	Простой	Работа	Простой
№ 1	53	9	35	19	66	34
№ 2	52	9	42	10	80	20
№ 3	51	8	36	15	70	30
№ 4	50	8	36	14	72	28
№ 5	44	8	28	16	63	37

Таблица 3

Распределение времени работы проходческого комплекса при 2 перерывах в сутки на производство взрывных работ

Забой	Общее время работы, смен	Количество уходов, шт.	Время, смены		Распределение времени, %	
			Работа	Простой	Работа	Простой
№ 1	53	12	48	5	90	10
№ 2	52	12	47	5	90	10
№ 3	50	9	40	10	80	20
№ 4	39	9	32	7	82	18
№ 5	0	0	0	0	0	0

85% по отношению к варианту с одним перерывом. Средняя скорость проходки выработок при применении двух циклов ведения взрывных работ составляет 5,4 м/сут.

В целом, применение технологий, ускоряющих проходку выработок, позволит сократить сроки подготовки и нарезки камеры на 20%.

Что касается процессов очистной выемки, то одним из резервов увеличения интенсивности извлечения запасов камер является применение высокопроизводительного бурового и погрузочно-доставочного оборудования, однако на большинстве медно-колчеданных месторождений данный

резерв практически уже исчерпан, поэтому в данной работе не рассматривается.

Для определения степени влияния введения второго цикла взрывания на отработку запасов камеры объемом 36000 м^3 было проведено моделирование выпуска и доставки рудной массы с максимальным совмещением всех операций данного процесса. Анализ циклограмм очистных работ показал, что затраты времени при принятом на руднике режиме ведения взрывных работ составляют 87 сут. Введение второго перерыва для массовой отбойки увеличивает сроки отработки камеры на 3 сут.

Системы разработки с закладкой выработанного пространства характеризуются большими затратами времени на управление горным давлением. Основными операциями, входящими в данный процесс, являются: возведение изолирующих перемычек, заполнение закладкой выработанного пространства и твердение закладочного массива. Анализ существующей технологии закладки выработанного пространства позволил выявить резервы времени по всем операциям.

На Узельгинском подземном руднике применяются бетонные изолирующие перемычки толщиной 0,5 м из марки бетона М150, возводимые вручную слоями. Для этого сооружается опалубка на высоту 1,3–1,5 м, после чего она заполняется бетоном на высоту 1–1,2 м, что обуславливается возможностью разрушения опалубки при большей высоте. Данные операции повторяются до полного возведения перемычки. Укладка бетона в заопалубочное пространство осуществляется вручную.

Для сокращения времени возведения изолирующей перемычки были разработаны составы быстротвердеющих бетонов с целью её единовременной

заливки на высоту 2 м. Для сокращения времени укладки бетона в заопалубочное пространство было предложено использование пневматического бетоноукладчика ШБ, позволяющего как готовить бетон, так и транспортировать его на значительные расстояния. Для существующей и предлагаемой технологии были построены циклограммы возведения 5 изолирующих перемычек для изоляции рассматриваемой камеры.

Анализ данных показал, что применение ускорителей твердения и механизированной укладки бетона позволяет существенно снизить затраты времени на возведение перемычек. Так, сменная производительность по укладке бетона увеличилась с 6 до $14 \text{ м}^3/\text{смену}$, а срок возведения перемычек уменьшился на 45%.

Согласно Технологической инструкции по ведению закладочных работ для предотвращения разрушения изолирующих перемычек при заполнении выработанного пространства камеры подача закладки ведется порциями, заливка перемычек должна производиться циклично на высоту 1–1,5 м, после чего делается перерыв до момента потери подвижности смесью и набора закладкой прочности. В зависимости от прочности нижнего слоя и типа вяжущего сроки потери подвижности закладкой будут разные. На Узельгинском подземном руднике для подливки перемычки используют цементные и цементно-шлаковые составы прочностью 1,5 МПа, для данных составов потеря подвижности происходит соответственно после 1 и 3 сут. С целью сокращения потерь времени на подливку перемычки была оценена техническая возможность использования непрерывного режима заполнения камеры. Для условий непрерывного режима заливки перемычки был произведен расчет её толщины для высоких марок бетона, который показал,

что наиболее оптимальным в экономическом отношении является применение бетона марки М400 без изменения её толщины. Применение высокомарочных бетонов в изолирующих перемычках позволяет сократить время на данный процесс на 50–85% в зависимости от применяемого на подливку состава закладки.

Наиболее затратным по времени является процесс набора закладочным массивом нормативной прочности. На Узельгинском руднике применяются цементные и цементно-шлаковые

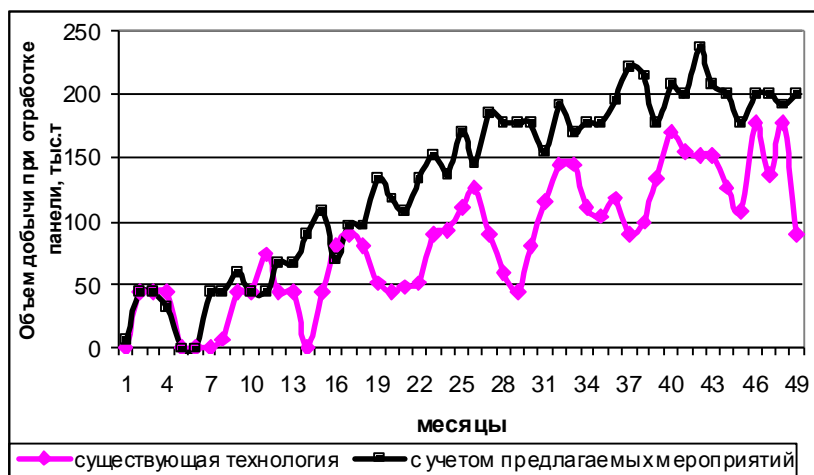


Рис. 2. Динамика добычи на примере освоения запасов рудной залежи № 4

составы закладочных смесей, характеризующиеся различными сроками твердения. Цементные составы разработаны для набора ими нормативной прочности в течение 90 сут, а цементно-шлаковые – 180 сут, однако в связи с высокой стоимостью цемента чаще используются цементно-шлаковые составы, что увеличивает срок отработки камеры, следовательно, и процесс воспроизводства запасов. Цементно-шлаковые составы характеризуются невысокой тониной помола, содержание фракции 0,074 мм составляет 30–40%. Исследования показывают, что увеличение тонины помола шлака до 80–90% сокращает срок набора нормативной прочности с 180 до 120 сут, т. е. на 33%. На основании полученных результатов разработана технология раздельного помола шлака и заполнителя, позволяющая получить тонину помола шлака 80–90%.

Комплексная интенсификация процессов ведения изолирующих перемычек, заполнения выработанного пространства, набора прочности закладочным массивом обеспечивает сокращение сроков на закладочные работы на 33,5%.

По результатам выполненных исследований была оценена интенсивность работ на руднике, для чего проведено календарное планирование отработки пологозалегающей рудной залежи с валовой выемкой его запасов для варианта с применяемой технологией добычи руды на Узельгинском месторождении и с учетом разработанных мероприятий и максимально возможного совме-

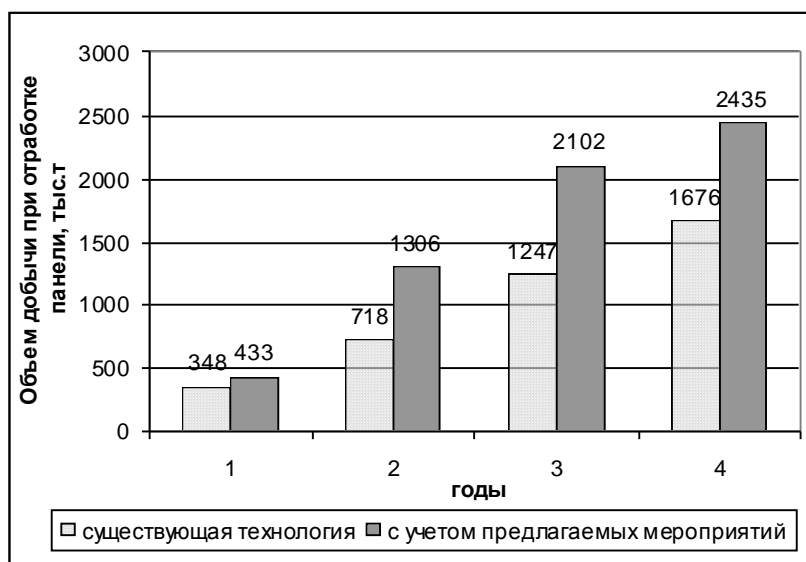


Рис. 3. Сравнительные годовые объемы добычи руды

щения процессов в смежных камерах. Целью планирования являлось определение максимальной производительности участка месторождения, выявление динамики развития работ при применении данных технологий (рис. 2, 3).

Анализ построенных графиков показывает, что динамика набора производительности при существующей технологии ведения добычных работ характеризуется резкими перепадами по отношению к предлагаемой.

Анализ полученных результатов позволил сделать следующий вывод: применение предлагаемых мероприятий позволяет увеличить интенсивность отработки месторождения на 55% по отношению к существующей технологии добычи и стабилизировать объемы добываемой руды во времени.

Библиографический список

1. Чирков Ю.И., Лубенец В.А. Прогноз показателей концентрации и интенсивности ведения горных работ на шахтах Кривого-Рога // Горный журнал. 1998. № 6. С. 25–28.
2. Совершенствование организации производства и системы материального стимулирования – основа роста производительности труда и улучшения использования новой техники на горнопроходческих работах / П.Е. Константинов, А.Д. Анненков, С.М. Фатеев и др. // Горный журнал. 1975. № 5. С. 73–76.
3. Улучшение использования горношахтного оборудования – резерв повышения экономической эффективности работы рудников Кривбасса / П.С. Подмазко, С.М. Фатеев, М.Д. Рудак и др. // Бюл. Черметинформации. 1995. № 2.
4. Лыхин П.А. Технология буровзрывных работ при проведении горных выработок в XX веке. Ч. 2. / П.А. Лыхин. Пермь: ИД «Пресстайм», 2007.

УДК 622.235.6

Неугомонов С.С.

О МЕТОДИКЕ РАСЧЁТА ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТБОЙКЕ СИЛЬНО ТРЕЩИНОВАТЫХ РУД

Анализ практики взрывных работ показывает, что при разрушении пород, рассеченных густой сетью крупных макротрещин и полостей, основная часть массива, за исключением части примыкающей к заряду и расположенной до первой от заряда разделяющей трещины, распадается на естественные отдельности. При этом влияние ширины трещин и их количества на параметры волн напряжений непропорционально: при увеличении ширины трещины в 10 раз напряжение снижается в сотни раз [1], что исключает возможность теоретически строгого обоснованного расчета процесса разрушения таких сред, равно как и разработку инженерных методов управления энергией взрыва с учетом параметров волн.

Для определения параметров взрывного разрушения сильно нарушенных сред, на наш взгляд, применима методика расчета, основанная на реализации критической скорости смещения пород. Состояние массива может характеризоваться его акустическими свойствами. А основными критериями динамической прочности пород в массиве при взрывах являются критические скорости и напряжения сжатия и растяжения пород. Обрушаемый массив рассматривается как горная конструкция из ослабленного сильно трещиноватого материала, подвергающегося действию сейсмических нагрузок.

Разработка методики и апробация её применимости проведены в условиях подземного рудника ОАО «Гайский ГОК» с учётом основных положений работ [3, 4].

Действующие напряжения на фронте волны связаны со скоростями смещения и распространения взрывного возмущения могут быть выражены в виде:

$$\sigma_{сж(р)} = \gamma \cdot C_p \cdot V_{сж(р)}, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$, σ_p – соответственно сжимающие и растягивающие напряжения, Па; γ – плотность породы, т/м³; C_p – скорость продольных волн в породе, м/с (величина γC_p выражает акустическую жесткость среды, т/м²с); $V_{сж}$, V_p – соответственно скорости смещения массива при сжатии и растяжении, м/с.

Разрушение среды происходит, когда критическая скорость смещения пород при взрыве бу-

дет превышать допустимый предел. Причем величина критической скорости зависит от скорости нарастания нагрузки [3]. Разрушающие критические скорости и напряжения при динамическом нагружении, как правило, увеличиваются с уменьшением времени действия скорости нагрузки. Относительные отличия динамического и статического пределов прочности (включая критические скорости) характеризуются коэффициентом динамичности K_d , м/с:

– для сжимающих напряжений:

$$[V_{сж}] = \frac{1000[\sigma_{сж}]}{\gamma \cdot C_p} K_d; \quad (2)$$

– для растягивающих напряжений

$$[V_p] = \frac{1000[\sigma_p]}{\gamma \cdot C_p} 2K_d, \quad (3)$$

где $[\sigma_{сж}]$, $[\sigma_p]$ – статические пределы прочности пород на сжатие и растяжение, МПа; γ – плотность породы, т/м³; C_p – скорость продольной волны в породе, м/с; K_d – коэффициент динамичности.

Отмеченные при малых скоростях нарастания нагрузки [4] соотношения критических сжимающих и растягивающих нагрузок $[\sigma(V)_{сж}]/[\sigma(V)_p] = 6-13$, в случае взрывных нагрузок в естественном массиве соотношение $[\sigma(V)_{сж}]/[\sigma(V)_p]$ возрастает до 16–28, что является свидетельством неодинаковости коэффициентов динамичности для сжимающих и растягивающих критических напряжений и применительно к растягивающим и сжимающим нагрузкам для горных пород значения коэффициентов динамичности могут быть различны.

При динамической взрывной нагрузке критические пределы сжатия увеличивают в 1,5–2 раза по сравнению с данными медленного нагружения, в то время как для растягивающих нагрузок в трещиноватом массиве критические скорости колебаний близки к данным, полученным при статических испытаниях. Полученная испытаниями на ударном копре зависимость [5] для коэффициента динамичности при растягивающих нагрузках в интервале $1 \leq [\sigma_p] \leq 36$ МПа пород Гайского рудника в приближении может быть дана как

$$K_o = 8,3 \left(1 - 0,234 \left[\sigma_p \right]^{0,25} \right). \quad (4)$$

Поскольку разрушаемый массив находится в состоянии повышенной нарушенности и разделён трещинами на отдельности разного размера, устойчивость разрушаемой среды будет зависеть от степени трещиноватости, влияние которой можно характеризовать изменением акустических свойств, в частности скорость продольной волны в зависимости от размера структурных отдельностей будет изменяться согласно

$$C_p = C_{p0} \left(1 - \frac{b}{d_{om0}} \right), \quad (5)$$

где C_{p0} – скорость продольной волны в монолитном образце, м/с (для руд Гайского месторождения $C_{p0}=6000$ м/с); b – коэффициент, зависящий от среднего диаметра отдельности в массиве (табл. 1); d_{om0} – средний диаметр отдельности в массиве, м.

В непосредственной близости от заряда ВВ при отсутствии свободных поверхностей разрушение массива происходит за счёт возникновения сжимающих напряжений. После отражения от поверхности обнажения волна сжатия переходит в волну растяжения и разрушение происходит в результате действия растягивающих напряжений, которые для горных пород значительно меньше, чем напряжения сжатия.

Расстояния, на которых будут реализовываться критические скорости смещения массива от сжимающих и растягивающих напряжений, будут различны. Причём разрушение массива в сторону обнаженной поверхности складывается из зон действия сжимающих и растягивающих напряжений. Величина предельных напряжений сжатия и растяжения пропорциональна скоростям смещений массива (3), (4) и согласно энергетическому закону подобия [3] определяется величиной приведённого расстояния, которое представляет отношение расстояния (г, м) до ис-

следуемой точки к массе ($Q_{соср}$, кг) сосредоточенного заряда (аммонитного или тротилового эквивалента), при котором проявляются заданные уровни предельных скоростей (напряжений) сжатия или растяжения.

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q_{соср}}}. \quad (6)$$

Величина приведённого расстояния может характеризовать энергонасыщенность массива в заданной точке (удельный расход ВВ). Чем меньше величина R , тем больше энергонасыщенность и связанные с ней напряжения и скорости смещения.

В реальных условиях, когда при массовой отбойке руд в подземных условиях применяются скважины большой длины, заряд не является точечным, а имеет линейные размеры больше, чем расстояния между смежными зарядами и величины ЛНС в сторону свободной поверхности. При этом линии заряда оказываются различно ориентированными относительно лучей наблюдения. Чтобы оценить приведённые расстояния в заданных точках, удлинённый заряд следует привести к эквивалентному точечному. А затем с учётом взаимодействия соседних зарядов в центре междускважинных расстояний, где реализуются критические скорости сжатия, могут быть определены предельные расстояния между зарядами.

Величина ЛНС – удаление зарядов от свободной поверхности, определяется из условия слияния зон разрушения динамическими сжимающими нагрузками и зон разрушения растягивающими и напряжениями, которые направлены от свободной поверхности в сторону массива.

В частности, для удлинённых зарядов, параллельных друг другу и плоскости обнажения, в [4] приведены соотношения между расстояниями и возникающими прочностными $[V_{сж}]$ $[V_p]$ и сейсмическими (K_v) характеристиками массива. Так, в первом приближении, считая размещённые заряды условно параллельными, расстояние между скважинами будет определяться как

Таблица 1

Физико-механические и прочностные характеристики массива руды в зависимости от размеров структурного блока

Средний диаметр отдельности в массиве d_{om0} , м	1,5–1	1–0,5	Менее 0,5
Коэффициент b	0,45	0,39	0,21
Скорость продольной волны в массиве с учётом нарушенности C_p , м/с	3290	2682	1806
Коэффициент пропорциональности K_v , м/с	5,6	5,2	4,6

$$a = 60,7d \sqrt{\gamma_{BB}} \left(\frac{2K_v}{[V_{сж}]} \right)^{1,5/\nu}. \quad (7)$$

Когда разрушение массива происходит в условиях слияния зон динамических сжимающих нагрузок и зон растягивающих напряжений (в сторону свободной поверхности), расстояние на котором будут реализованы, критические скорости сжатия и растяжения мо-

гут быть выражены:

$$W = 0,5 \left[\left(\frac{K_v}{[V_p]} \right)^{1/v} \sqrt[3]{Q} + 25d \sqrt{\gamma_{BB}} \left(\frac{K_v}{[V_{сж}]} \right)^{1,5/v} \right], \quad (8)$$

где γ_{BB} – плотность заряжения ВВ, т/м³; d – диаметр заряда, м; Q – масса заряда ВВ, кг; v – показатель степени в зонах разрушения, изменяется в пределах от 2,15 до 2,4 (в расчётах может быть принят 2,25); K_v – сейсмический коэффициент пропорциональности, м/с, определяется упругими характеристиками взрывающей среды [4]

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\gamma} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu} \right)^2}, \quad (9)$$

где μ – коэффициент Пуассона (для руд Гайского месторождения $\mu=0,15$).

Для горнотехнических условий Гайского медно-колчеданного месторождения с учётом параметров структурной нарушенности массива руд, его физико-механических свойств (см. табл. 1) с использованием положений приведённой методики были определены параметры сетки расположения скважинных зарядов.

По результатам расчёта было рекомендовано сгустить сетку скважин. В результате первоочередным шагом было сокращено расстояние между скважинами с 2,5 до 2,4 м (по технологическим причинам величина линии наименьшего сопротивления осталась прежней 3 м). Оценка

Таблица 2

Выход негабарита при отбойке руды по принятым на руднике и рекомендуемым параметрам БВР

Выход негабарита из камер II и III очередей, %	Средние значения
При принятых на руднике параметрах БВР	4,9; 5,35; 4,78; 4,95
При рекомендуемых параметрах БВР	2,51; 3,32; 5,66; 3,66; 5,91; 3,54; 3,47

качества отбойки по рекомендованным параметрам БВР производилась путём определения выхода негабарита в камерах II и III очереди. Результаты представлены в табл. 2.

Определённый t-критерий Стьюдента [6] для статистического сравнения полученных средних значений двух выборок (5 и 4,01%) при заданной надёжности 90% $t_0=1,5 \leq 1,83$ показывает, что отклонения средних значений выхода негабарита в анализируемых камерах могли возникнуть в рамках нормального рассеяния.

Таким образом, отбойка руды с рекомендованными параметрами БВР на данном этапе исследований не позволяет сделать достаточно чёткий вывод о повышении качества дробления вследствие ограниченности количества опытных взрывов. Однако даёт основу сделать заключение о возможности использования и применимости разработанной методики расчёта параметров БВР при отбойке нарушенных, сильно трещиноватых руд, поскольку ухудшение качества взрывных работ не подтверждено.

Библиографический список

1. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. М.: Недра, 1982.
2. Садовой И.П. и др. Результаты промышленных опытов по установлению влияния трещиноватости массива на параметры взрыва // Взрывное дело: Сборник. М., 1967. № 62/19.
3. Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. М.: Недра, 1982.
4. Браницкий М.М. и др. Определение параметров сетки скважин и разработка рациональной технологии карьерных взрывов на основе сейсмометрических наблюдений // Буровзрывные работы в тресте «Южуралспецстрой». Челябинск: Юж.-Урал. кн. изд-во, 1972. С. 25–35.
5. Совершенствование технологии буровзрывных работ с целью повышения качества дробления руды и производительности погрузочно-доставочного оборудования на глубоких горизонтах Гайского подземного рудника: Отчёт о НИР / МГМИ; Руководитель работы Н.А. Кокарев. № ГР 01830021013; Инв. № 02800044738. Магнитогорск, 1987.
6. Шиллинг Г. Статистическая физика в примерах. М.: Мир, 1976.

Петухов В.Н., Саблин А.В., Лавриненко А.А., Юнаш А.А.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ УГЛЕЙ С РАЗЛИЧНОЙ МИНЕРАЛИЗАЦИЕЙ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НОВОГО РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ

На коксование поступают угли после предварительного их обогащения до содержания минеральных веществ в концентратах в пределах 7–9%. При добыче каменных углей содержание тонких классов менее 0,5 мм непрерывно увеличивается и достигает 25–35% от рядового угля. Для обогащения тонких классов углей наиболее эффективным методом обогащения является флотация, которая в связи с использованием дорогостоящих реагентов значительно увеличивает себестоимость концентратов. Применяемые флотационные реагенты являются, как правило, отходами нефтепереработки непостоянного группового химического состава, что приводит не только к высокому их расходу, но и к значительным потерям органической массы угля с отходами флотации. Особенно существенные потери органической массы углей наблюдаются в случае обогащения углей с высокой минерализацией органической массы.

Для повышения эффективности флотации углей в направлении повышения извлечения горючей массы в концентрат при одновременном снижении расхода реагентов-собирателей разрабатываются новые реагентные режимы.

Известно использование новых реагентов-собирателей и комплексных реагентов, содержащих в групповом химическом составе α -олефины [1] или кремнийорганические кислородсодержащие соединения [2, 3]. Однако их незначительные ресурсы и дефицитность не позволяют использовать предлагаемые реагенты на углеобогащательных фабриках.

Нами были проведены изыскания новых эффективных реагентов-собирателей на основе исследования межмолекулярного взаимодействия углеводородов с угольной поверхностью.

Характер межмолекулярного взаимодействия углеводородов с угольной поверхностью можно оценить по времени удерживания реагентов на адсорбенте.

По величине времени удерживания химических соединений можно судить о прочности их закрепления на угольной поверхности, механизме адсорбции и, в конечном итоге, его можно косвенно использовать для поиска высокоэффективных реагентов-собирателей. В работе [4] было установлено,

что по времени удерживания исследуемые классы углеводородов располагаются в повышающийся ряд: алканы < α -олефины < арены. Так, например, время удерживания на угле октана составило 24 с, нонана – 75 с, а зопропилбензола – 174,5 с.

Лучшей адсорбционной активностью обладают алканы (α -децен) и арены (изопропилбензол). Это подтверждается повышением величины ΔH с 23,5–27 до 30,5–38,4 кДж/моль, что объясняется наличием в их молекулах π -электронов кратных углерод-углеродных связей. Повышенная электронная плотность в молекулах углеводородов с кратными углерод-углеродными связями способствует более прочному взаимодействию их с полярными центрами угольной поверхности.

Это находится в хорошей корреляционной зависимости с их флотационной активностью. Наиболее высокие показатели по флотации угля получены в случае использования изопропилбензола. При равном расходе реагентов выход концентрата составил для изопропилбензола 76,1%, а в случае использования нонана выход концентрата снизился до 68,7%. При использовании октана выход концентрата составил 62,1%, а при применении α -октена выход концентрата повысился до 71,5%.

Результаты исследования термодинамических параметров адсорбции чистых химических соединений и показатели флотации углей углеводородами позволили выбрать для исследования в лабораторных условиях новый реагент-собиратель – кубовый остаток производства изопропилбензола (КО ИПБ).

В групповом химическом составе КО ИПБ содержатся 90–98% алкилзамещенных бензольных углеводородов C_9 – C_{15} с изомерным строением алкильных заместителей и пределами кипения от 180 до 320°C.

Для сравнения эффективности действия нового собирателя использовали технический продукт ТС-1, применяемый в качестве собирателя на углеобогащательной фабрике ОАО «Северсталь», содержащий в групповом химическом составе до 22% ароматических углеводородов. В качестве угольного шлама использовали исходное питание флотации, обогащаемое в условиях УОФ КХП «Север-

сталь», а также более высокоминерализованную угольную мелочь шахт Кузнецкого бассейна.

Исследованием установлено, что применение в качестве реагента-собирателя КО ИПБ позволяет улучшить показатели процесса флотации углей по сравнению с ТС-1.

В случае флотации угля шахты «Первомайская» выход концентрата при равном расходе реагентов-собирателей (1,5 кг/т шлама) повысился с 77,7 до 83,1%, а зольность отходов с 56,9 до

66,2% (табл. 1). Установлено, что применение КО ИПБ позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат с 90,8 до 95,2% при одновременном снижении расхода собирателя на 10% по сравнению с использованием ТС-1.

Следует отметить, что зольность концентрата в случае применения в качестве собирателя КО ИПБ повышается на 0,8–1,4%, однако соответствует требованиям, предъявляемым к концентратам, поступающим на коксование.

Таблица 1

Показатели флотации углей с использованием различных реагентов-собирателей

Реагентный режим					Показатели флотации						Исходный продукт
Собиратель	Вспениватель	Расход реагентов, кг/т			Продукты флотации	Выход, %	Зольность, %	Извлечение горючей массы	Извлечение минеральной массы	Коэффициент селективности	
		собирателя	вспенивателя	общий							
ТС-1	КОБС	1,5	0,04	1,54	Концентрат	77,7	6,2	88,3	27,5	0,8	
					Отходы	22,3	56,9	11,7	72,5		
		2	0,04	2,04	Концентрат	80,4	6,8	90,8	31,2	0,79	
					Отходы	19,6	6,4	9,2	68,8		
Кубовый остаток производства изопропилбензола	КОБС	1,5	0,04	1,04	Концентрат	83,1	7,6	93,1	36,1	0,771	
					Отходы	16,9	66,2	6,9	63,9		
		1,8	0,04	1,54	Концентрат	85,6	8,2	95,2	40,1	0,755	
					Отходы	14,4	72,8	4,8	59,9		
					Исходный	100	17,5	100	100		
					Исходный	100	17,5	100	100		

Таблица 2

Результаты флотации угля с различной зольностью

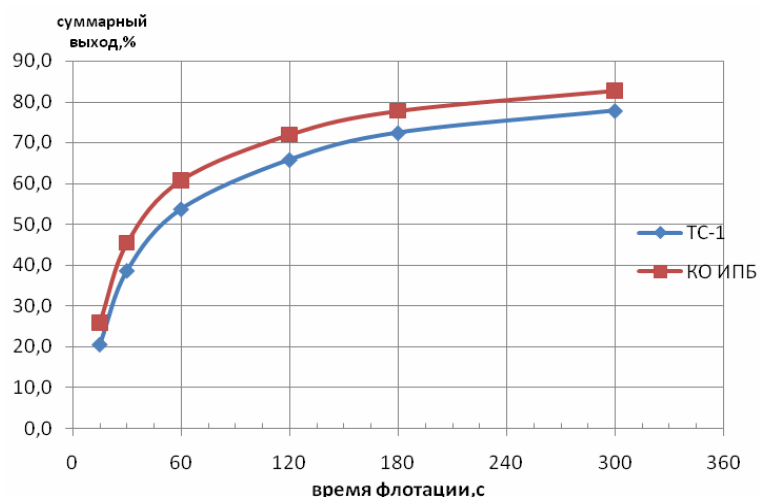
Степень минерализации угля	Реагентный режим					Показатели флотации					
	Собиратель	Вспениватель	Расход реагентов, кг/т			Продукты флотации	Выход концентрата, %	Зольность концентрата, %	Извлечение горючей массы в концентрат, %	Извлечение минеральной массы в отходы	Коэффициент селективности
собирателя			вспенивателя	общий							
Низкая	ТС-1	Кубовый остаток производства бутилового спирта	2,25	0,06	2,31	Концентрат	85,8	6,4	92,8	59,3	0,742
						Отходы	14,2	56,4			
						Исходный	100,0	13,5			
	КО ИПБ	Кубовый остаток производства бутилового спирта	1,80	0,06	1,86	Концентрат	89,5	6,8	96,4	57,0	0,741
						Отходы	10,9	70,6			
						Исходный	100,0	13,5			
Средняя	ТС-1	Кубовый остаток производства бутилового спирта	2,25	0,06	2,31	Концентрат	75,9	8,9	88,3	68,8	0,779
						Отходы	24,1	62,0			
						Исходный	100,0	21,7			
	КО ИПБ	Кубовый остаток производства бутилового спирта	1,80	0,06	1,86	Концентрат	80,2	9,4	92,8	65,2	0,778
						Отходы	19,8	71,5			
						Исходный	100,0	21,7			
Высокая	ТС-1	Кубовый остаток производства бутилового спирта	2,25	0,06	2,31	Концентрат	59,2	11,9	78,4	78,9	0,786
						Отходы	40,8	64,8			
						Исходный	100,0	33,5			
	КО ИПБ	Кубовый остаток производства бутилового спирта	1,80	0,06	1,86	Концентрат	64,5	12,8	84,6	75,3	0,798
						Отходы	35,5	71,1			
						Исходный	100,0	33,5			

Исследования, проведенные с использованием углей Кузнецкого бассейна с зольностью от 21,5 до 33,5%, а также исходного шлама УОФ КХП ОАО «Северсталь», подтвердили закономерности, полученные при обогащении угольной мелочи шахты «Первомайская». Применение в качестве собирателя КО ИПБ позволило улучшить показатели флотации углей.

Выход концентрата повышается на 3,7–5,3% при одновременном снижении расхода КО ИПБ на 25%. При этом наиболее высокие показатели получены для высокозольных углей. Извлечение горючей массы в концентрат при флотации низкозольного питания УОФ КХП ОАО «Северсталь» (13,5%) повысилось на 3,6%, в то время как в случае флотации высокозольного продукта ($A^d=33,5\%$) применение в качестве собирателя КО ИПБ вместо ТС-1 позволило увеличить извлечение горючей массы в концентрат на 6,2%, а коэффициент селективности процесса флотации повысился с 0,786 до 0,798 (табл. 2).

Результаты исследования позволили установить более высокую скорость флотации углей при использовании в качестве реагента-собирателя КО ИПБ. При равном времени флотации суммарный выход концентрата увеличивается на 5,0–7,1%. (см. рисунок).

Повышенная эффективность действия реагента-собирателя КО ИПБ объясняется наличием в реагенте ароматических соединений, имеющих повышенную величину адсорбции на угольной поверхности по сравнению с алканами и нафтенами, составляющими основную массу химиче-



Кинетика флотации угольной мелочи при использовании различных собирателей

ских соединений реагента-собирателя ТС-1. Кроме того, ароматические углеводороды, входящие в состав КО ИПБ, имеют углеводородные радикалы замещения изомерного строения $[-(C_3H_7)_n]$. При адсорбции ароматических углеводородов с изомерным строением радикалов замещения значительно повышается гидрофобизация угольной поверхности вследствие «разрыхления» гидратных слоев вблизи поверхности угля, что обеспечивает повышение краевого угла смачивания и прочности контакта «частица–пузырек» [3].

Таким образом, исследованный новый реагент-собиратель КО ИПБ обеспечивает повышение флотиремости углей с различной минерализацией и рекомендуется для промышленных испытаний на углеобогажительных фабриках.

Библиографический список

1. Исследование и разработка нового реагентного режима флотации углей на основе термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности / Петухов В.Н., Осина Н.Ю., Юнаш А.А. и др. // Баш. хим. журнал. 2007. Т. 14. № 3. С. 69–71.
2. Кукушкин В.В. Совершенствование технологии флотации труднообогатимых углей путем разработки новых реагентных режимов: Дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2003. 167 с.
3. Совершенствование технологии флотации углей за счет использования кремнийорганических соединений / Петухов В.Н., Осина Н.Ю., Кукушкин В.В. и др. // Вестник Кузбас. гос. техн. ун-та. Кемерово, 2003. № 5. С. 78–81.
4. Разработка нового реагентного режима флотации углей на основе результатов изучения термодинамических параметров адсорбции углеводородов на угольной поверхности / Петухов В.Н., Осина Н.Ю., Юнаш А.А., Саблин А.В. // Кокс и химия. 2007. № 9. С. 6–9.

УДК 65.016.7:622.012.2

Рябков Н.В., Довженок А.С., Хажиев В.А., Захаров С.И.

СВЯЗЬ МОТИВАЦИИ ПЕРСОНАЛА И РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ ПРЕОБРАЗОВАНИЙ НА УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ НА ПРИМЕРЕ ПОДЗЕМНОГО РЕЛЬСОВОГО ТРАНСПОРТА

Успешные преобразования на шахте возможны, если в них непосредственно заинтересованы и вовлечены работники предприятия.

На одной из шахт Кузбасса, входящей в состав Компании, возникла необходимость устойчивой добычи угля на уровне 110–115 тыс. т в месяц.

Установлено, что увеличение объема добычи до необходимого уровня возможно обеспечить за счет устранения «узкого места» на шахте, которым является рельсовый транспорт. Средний достигаемый объем перевозок рельсовым транспортом за предыдущие 3 года составлял 74 тыс. т в месяц, это в 1,5 раза ниже, чем необходимый объем транспортирования.

Увеличение объемов перевозок можно обеспечить:

1. Привлечением дополнительных материальных, трудовых и финансовых средств Компании.
2. Использованием внутренних резервов шахты.
3. Комбинированный вариант.

Предпочтение было отдано второму варианту как наиболее рациональному с точки зрения оперативности получения необходимого результата и минимизации использования ресурсов для проведения преобразований.

Преобразованиям на подземном рельсовом транспорте предшествовала работа по изменению представлений руководителей и специалистов о возможностях улучшений на шахте и осознание каждым из них своей роли и значимости в этих улучшениях. Эта работа включала: имитационно-моделирующие семинары, тренинги, выявление и анализ внутренних резервов и «узких мест» производства. Сами преобразования осуществлялись в V этапов, которые представлены на **рис. 1**.

На первом этапе была создана рабочая группа, которая состояла из руководителей и специалистов шахты и включала: заместителя директора по производству, начальника смены, экономиста. Группа формировалась по принципу достаточности квалификации и интереса для решения поставленной задачи. Научно-методическое сопровождение работы группы обеспечивалось специалистами ОАО «НТЦ-НИИОГР». Участники рабочей группы на период решения задачи были «отстранены» от текущей производственной деятельности и вовлечены в процесс целенаправленного улучшения работы подземного рельсового транспорта. Это способствовало усилению мотивации руководителей и специалистов рабочей группы к преобразованиям.

Для повышения качества контроля за работой созданной группы и реализацией преобразований была разработана и использована форма учета «Светофор», позволяющая оперативно оценивать результаты каждого участника группы и принимать решения по корректировке их действий (**табл. 1**). Сущность данной формы учета заключается в составлении персонального графика реализации преобразований каждым участником рабочей группы, а цвет отметки зависит от результата выполнения запланированных мероприятий.

Результатом мотивации руководителей и специалистов стала реализация II и III этапов. Группой были выявлены основные причины, сдерживающие рост производительности и разработаны ключевые мероприятия (**табл. 2**), направленные на создание условий, обеспечивающих требуемый уровень производительности.

Создание условий работы и оплаты труда машинистов изменило отношение данной категории работников к результатам своего труда (**рис. 2**).

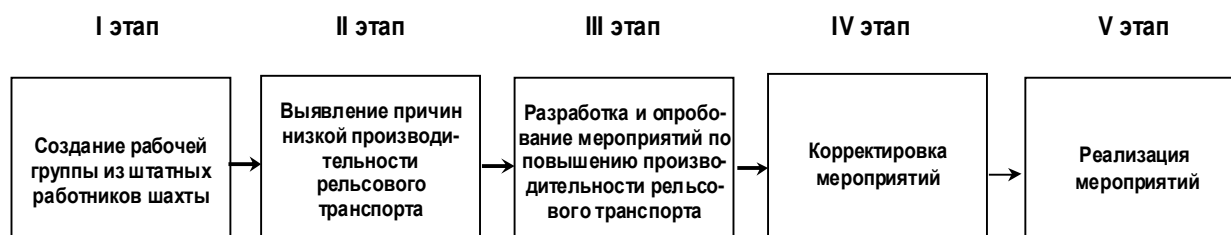


Рис. 1. Основные этапы преобразований на подземном рельсовом транспорте

Таблица 1

Пример учета реализации мероприятий рабочей группой

Ответственный	Мероприятия–действия	Октябрь		Ноябрь			Результат
		30	31	1	2	3	
Начальник смены	Оснащение поста по ремонту						Ремонтное место с домкратом, электропитанием, журналом учета Экспериментальное обслуживание
Экономист	Анализ положения о мотивации работников участка рельсового транспорта (РТ)						Оценка положения о мотивации машинистов участка РТ Проект положения о мотивации машинистов участка РТ

■ – работа не начата или нет продвижения ■ – работа начата, есть продвижение ■ – достигнут запланированный результат

Таблица 2

Мероприятия по улучшению работы рельсового транспорта

Причина низкой производительности	Мероприятия	
	Намеченные	Выполненные
Низкая скорость дизелевозов из-за неудовлетворительного состояния рельсового пути, частые «сходы» дизелевозов с рельсового пути	Проведение ремонта рельсового пути	Ремонт рельсового пути (взятие поддира почвы, приподнятие рельс, маркшейдерская съемка, частичная замена рельс и шпал)
Отсутствие ответственности машинистов и линейных руководителей за техническое состояние машин	Закрепление машинистов за дизелевозами	Персональное закрепление машинистов за дизелевозами
Отсутствие оснащенного поста для ремонта дизелевозов	Оснащение основным оборудованием поста для проведения ремонтных работ дизелевозов	Оснащение ремонтного поста для проведения ремонтных работ дизелевозов на 50% от запланированного
	Разработка и внедрение организационных и технологических регламентов обслуживания подвижного состава и дизелевозов	Разработаны технологические регламенты обслуживания дизелевозов
Низкая мотивация персонала к повышению производительности работы дизелевозов	Осознание своей роли и значимости в результатах производства. Разработка и опробование положения об оплате труда машинистов дизелевозов участка рельсового транспорта (РТ)	Разработано и опробовано положение об оплате труда маш. дизелевозов участка РТ
Машинисты не информированы и не нацелены на выполнение сменных, суточных объемов перевозок	Разработка и внедрение наглядной формы персонального учета количества рейсов и оплаты труда машинистов дизелевозов	Разработана и внедрена наглядная форма персонального учета количества рейсов
Длительные простои дизелевозов из-за ожидания проезда пассажирского дизелевоза	Изменение транспортной схемы движения пассажирского дизелевоза для разгрузки грузового пути	—
Длительные простои дизелевозов из-за ожидания выполнения маневров другим дизелевозом	Подготовка к работе западно-полевого штреха для упрощения траектории передвижения дизелевозов (зачистка, ремонт рельсового пути, установка 2-х автоматических стрелочных переводов)	Подготовлен к работе штрех для упрощения траектории передвижения дизелевозов

Таблица 3

Показатели работы участка рельсового транспорта

Показатель	Единица измерения	Значения показателей		Отклонение, %
		до внедрения средние за 01.01.06–30.10.06 г.	после внедрения средние за 01.01.07–31.02.07 г.	
Производительность труда машинистов	т/чел.-см.	86,1	122,2	+ 29,5
ФОТ на 1 тонну	руб./т	7,0	7,1	+ 2,4
Средняя з/п	тыс. руб./мес.	12,3	16,5	+ 25,5
Среднее время рейса	ч	1,8–2,1	1,3–1,5	– 29

В результате проведенных преобразований месячный объем перевозок рельсовым транспортом достиг уровня 112 тыс. т. Производительность труда машиниста дизельного локомотива в среднем выросла на 30%, заработная плата на 26% (табл. 3).

Таким образом, результативность преобразований достигается последовательным формированием мотивов у руководителей, специалистов и операционного персонала предприятия. Мероприятия по улучшению работы подземного рельсового транспорта показали, что мотивация руководителей и специалистов к поиску решений, обеспечивающих улучшение условий и оплаты труда маши-

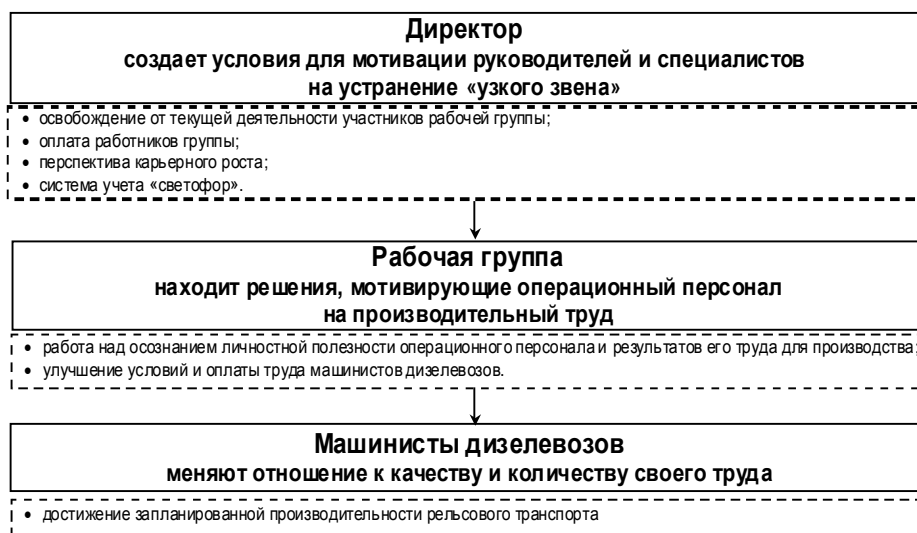


Рис. 2. Схема связи мотивации персонала и результативности преобразований на подземном рельсовом транспорте

нистов дизельных локомотивов способствовала изменению отношения операционного персонала к проводимым преобразованиям, а также количеству и качеству своего труда.

УДК 622.684:656.13

Захаров С.И., Серебряков М.А., Жуков А.Л.

ОБ УЧЕТЕ ВРЕМЕНИ РАБОТЫ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Можно выделить 3 системы учета времени работы карьерного автотранспорта: посменная, почасовая и по продуктивному времени работы (см. таблицу). В этих системах учета время, когда карьерный автосамосвал находится целую смену вне работы, фиксируется одинаково, а время работы фиксируется по разным признакам.

а) Посменная система учета результатов деятельности карьерного автотранспорта основана на фиксации машино-смен на линии. Выход автомобиля на линию более чем на 4 часа считается как отработанная машино-смена. Данная система учета позволяет разделить время в работе автосамосвала и целосменные простои: ремонты,

ожидание запчастей, простой автосамосвала без водителя и т.д. Она не позволяет определить:

– время внутрисменных простоев автосамосвалов: ремонты; простои по причине ведения взрывных работ, неблагоприятных климатических условий и т.д.;

– время непродуктивной работы автосамосвалов: позднее начало погрузки автосамосвала в начале рабочей смены, ожидание очереди под погрузку, раннее окончание рабочей смены, медленная погрузка, низкая скорость движения и т.д.

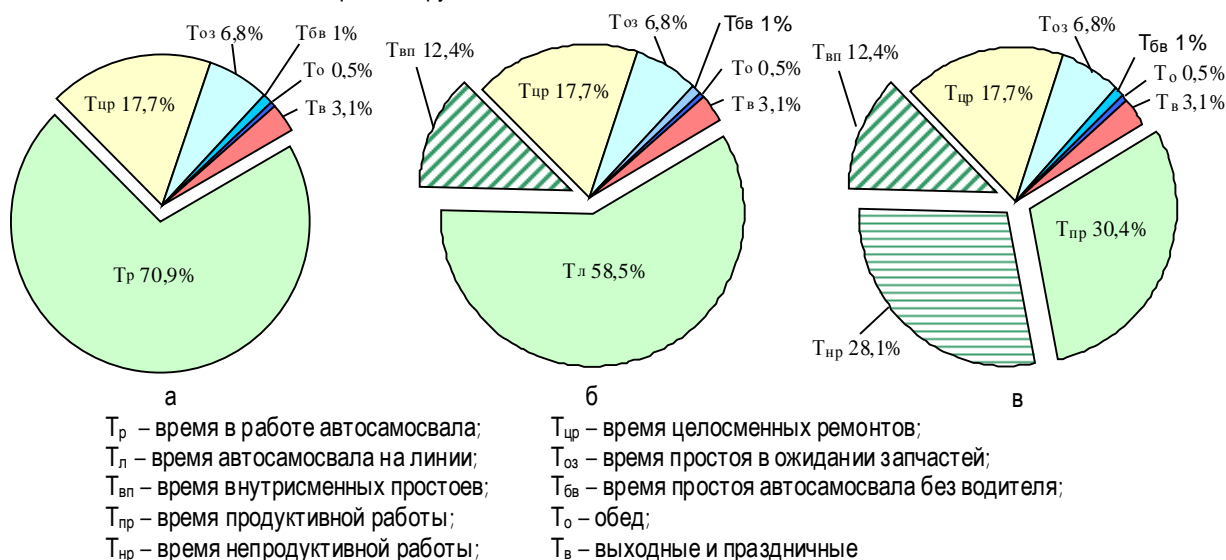
б) Почасовая система учета работы карьерного автотранспорта основана на фиксации машино-часов в работе. Она позволяет разделить вре-

Составные части времени работы карьерного автотранспорта по различным системам учета

Система учета	В р е м я							
	Посменная	Время в работе			Целосменные ремонты	Ожидание запчастей	Отсутствие водителя	Обед
Почасовая	Время на линии		Внутрисменные простои	Целосменные ремонты	Ожидание запчастей	Отсутствие водителя	Обед	Выходные
По продуктивному времени	Продуктивная работа	Непродуктивная работа	Внутрисменные простои	Целосменные ремонты	Ожидание запчастей	Отсутствие водителя	Обед	Выходные

Среднесписочная численность автосамосвалов = 46,7.

Средняя грузоподъемность автосамосвала = 102,2 т.



Баланс времени карьерного автотранспорта ОАО «Междуречье» за 2004 г. по системам учета: посменная (а), почасовая (б) и по продуктивному времени (в)

мя работы на линии автосамосвалов, время целосменных и внутрисменных простоев, но не позволяет определить время непродуктивной работы карьерного автотранспорта.

в) Система учета по продуктивному времени работы карьерного автотранспорта основана на расчетах эталонного транспортного цикла. Она позволяет определить время продуктивной работы автосамосвалов (T_{np}), рассчитанное по формуле:

$$T_{np} = T_{эт.ц.} \times N_{ц.},$$

где $T_{эт.ц.}$ – время эталонного цикла работы автосамосвала (по методике А.М. Макарова) зависящее от: объема ковша экскаватора, объема кузова автосамосвала и приведенного расстояния транспортирования (расстояние с учетом уклона дорог); $N_{ц.}$ – количество выполненных циклов.

Сравнительный анализ времени работы карьерного автотранспорта в ОАО «Междуречье» по трем рассматриваемым системам учета показал, что на 1 час работы автосамосвалов при посменной системе учета приходится 0,4 часа целосменных простоев; при почасовой системе учета

на 1 час работы приходится: целосменных простоев – 0,5 часа и внутрисменных простоев – 0,2 часа (всего 0,7 часа простоев); при учете продуктивного времени на 1 час работы приходится: целосменных простоев – 1 час, внутрисменных простоев – 0,4 часа и непродуктивной работы – 0,9 часа (всего 2,3 часа простоев и непродуктивной работы) (см. рисунок).

Соотношение времени автосамосвала в работе и вне работы по трем системам учета соответственно составляет – 1/0,4; 1/0,7; 1/2,3. Это означает, что, система учета по продуктивному времени представляет больше возможностей для выявления резервов производства. Кроме того, эта система учета позволяет выявлять время, которое используется в производственном процессе непроизводительно и может быть вовлечено в процесс производства посредством мотивации труда водителя карьерного автосамосвала и улучшением организации его труда. Непродуктивное время даже в относительно организованном процессе сопоставимо с продуктивным.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 622.785:669.162.1.045

Вяткин А.А., Истомина Т.В., Дмитриева Е.Г., Гостенин В.А., Сенькин К.В., Савинов В.Ю.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАБОТЫ КОЛЬЦЕВОГО ОХЛАДИТЕЛЯ АГЛОФАБРИКИ № 3 ОАО «ММК»

Целью выполнения работы являлось улучшение теплотехнических и газодинамических параметров работы кольцевого охладителя аглофабрики № 3. Причиной проведения исследований было неудовлетворительное охлаждение агломерата в начальный период эксплуатации агрегата.

В период проведения испытаний, с 03.05.07 по 07.05.07, на 12 тележках охладителя были сняты поддоны и проведен ряд теплотехнических и газодинамических исследований режимов работы охладителя аглофабрики №3 и зарегистрированы следующие параметры работы агломашин и узла стабилизации: температура агломерата на поверхности слоя; температура воздуха на выходе из слоя; средние температуры агломерата на загрузке и выгрузке охладителя; статическое давление и скорости движения воздуха в нагнетательных патрубках вентиляторов; давление воздуха на границе «слой – жалюзийная решетка тележек». Указанные параметры зарегистрированы для слоя, охлаждаемого на тележках с поддонами и без поддонов.

При нагрузке на охладитель по аглоспеку 550–620 т/ч замеренный удельный расход воздуха на охлаждение тонны продукта был равен 1650–1870 м³/т. С учетом того, что в средней части тележек скорость фильтрации существенно меньше, чем на краях, удельный расход воздуха для расположенного там материала не превышает 1100–1250 м³/т, что недостаточно для охлаждения.

Зафиксированные скорости воздуха, вытекающего через прямоугольные отверстия в области спиц, составляют 68–73 м/с. Сечение отверстий ~ 20×50 мм. Суммарный расход воздуха через указанные отверстия составляет менее 3% от производительности вентиляторов, что не оказывает существенного влияния на расход воздуха, посту-

пающего на охлаждение. Скорости в других неплотностях не высоки.

Измерены давления под тележками в десяти точках по длине кольца охладителя через неплотности у спиц. Давление под тележками по всей протяженности дутьевой камеры практически одинаковы и составляют 5,5–5,6 кПа, что соответствует статическому напору вентиляторов. Таким образом, установлено, что существенных потерь напора при распространении воздуха по площади камеры нет.

Путем измерения давления воздуха на границе «слой – жалюзийная решетка» при движении тележек установлено, что на тележке с поддоном давление под слоем составляет 3,9–4,4 кПа, а на тележке без поддона – 4,9–5,3 кПа. Таким образом, сопротивление воздухопровода (жалюзи) для тележек без поддонов составляет 0,3–0,6 кПа, а для тележек с поддонами (жалюзи + поддоны) – 1,2–1,6 кПа, т.е. приблизительно на 1 кПа выше. Следовательно, сопротивление поддонов составляет 0,9–1,0 кПа.

Анализ полученных данных температуры ма-

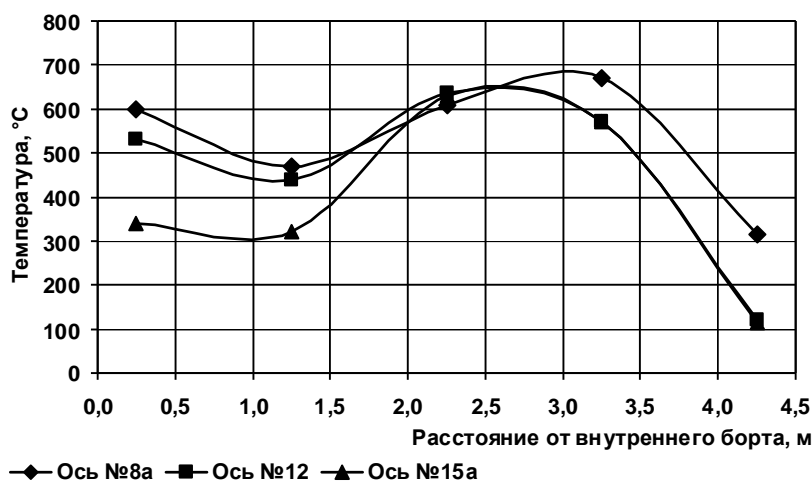


Рис. 1. Распределение температуры материала на поверхности слоя по ширине тележки с поддоном после укрытия загрузки (ось №8), в средней части охладителя (ось № 12) и в конце процесса охлаждения (ось № 15а)

териала на поверхности охлаждаемого слоя (рис. 1, 2) показывает, что уровень температур слоя на тележках без поддонов несколько ниже, чем на тележках с поддонами.

В обоих случаях распределение температур материала по ширине очень неравномерно. Это вызвано неправильно организованной сегрегацией материала в загрузочном бункере и, как следствие, неравномерностью укладки материала на тележки охладителя – охлаждение кусков на внешней стороне кольца, где находится крупный кусок, полностью заканчивается непосредственно за укрытием. При этом в зоне укладки мелочи охлаждение идет медленно, и имеются участки с температурой 300–400°C.

Температура на поверхности слоя не харак-

теризует среднемассовую температуру слоя, которая существенно ниже и в целом по объему может не превышать 100°C. Однако при попадании единичных, недостаточно охлажденных кусков агломерата непосредственно на резиновую конвейерную ленту возможно ее повреждение.

На рис. 3, 4 представлены графики изменения температуры охлаждающего воздуха на выходе из слоя и материала в тех же точках на поверхности в процессе охлаждения для тележек с поддонами и без поддонов.

На тележке с поддоном, вследствие более низких скоростей фильтрации, наблюдается временное превышение температур воздуха над температурами агломерата. Это свидетельствует о том, что воздух нагревается в более низких горизонтах

слоя, где температура материала выше, чем в верхней части слоя. Подходя к поверхности, тепловая волна способствует подогреву материала.

С внешней стороны кольца, где скорости выше, этого явления нет и температурный перепад между воздухом и материалом присутствует в процессе всего периода охлаждения.

На тележке без поддона температурный перепад значителен даже на участке с наиболее плотной укладкой мелочи. Со стороны внешнего кольца, где скорости фильтрации очень велики, охлаждение практически заканчивается за укрытием начального участка охладителя.

Поскольку поле температур воздуха, выходящего из слоя, по ширине тележки даже в конце охлаждения крайне неравномерно и температура на внутренней стороне кольца значительно превышает 100°C, количество измерений мало (температуры выше допустимых для эксплуатации прибора) и они носят качественный характер. Измерения в основном проведены на внешней и более холодной стороне тележек. Полученные значения скоростей фильтрации приведены в таблице.

Установлено, что вследствие неоднородного фракционного состава материала поле скоростей воздуха по ширине тележки крайне

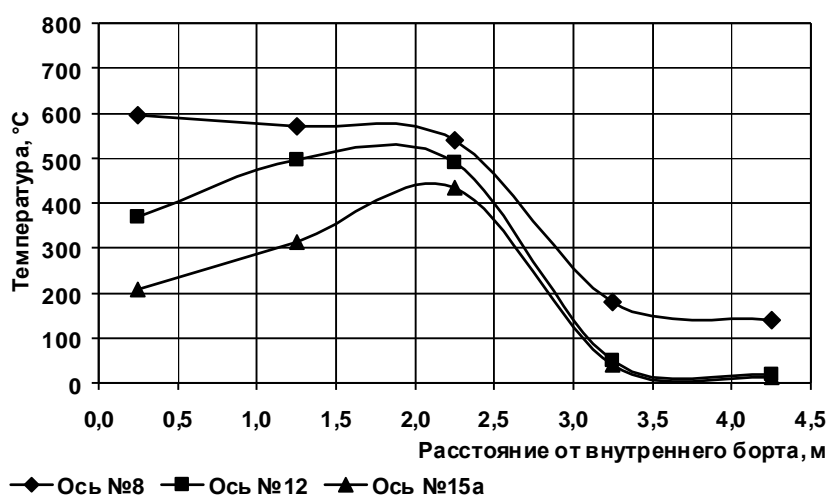


Рис. 2. Распределение температуры материала по ширине тележки без поддона после укрытия загрузки (ось № 8), в средней части охладителя (ось № 12) и в конце процесса охлаждения (ось №15а)

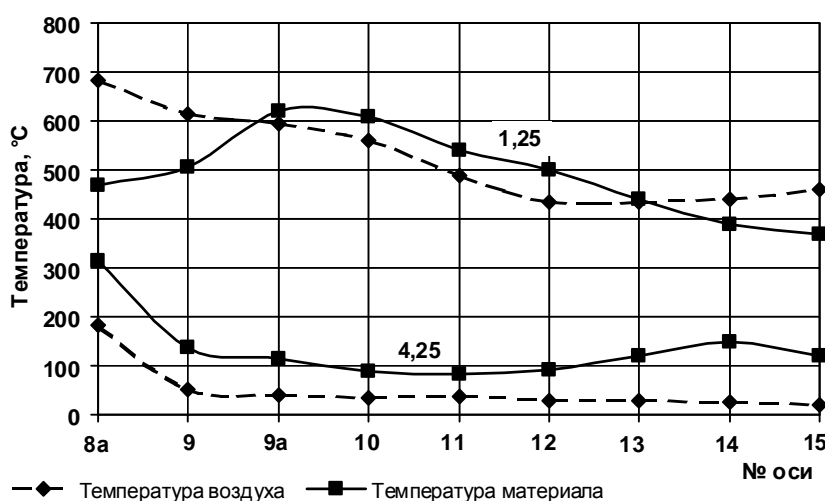


Рис. 3. Изменение температуры поверхности слоя и отходящего воздуха по длине зоны охлаждения на тележке с поддоном (цифры у кривых – расстояние от внутреннего борта тележки, м)

неравномерно. В местах скопления мелочи в средней части тележек скорости в два и более раза меньше скоростей у краев.

Таким образом, работа кольцевого охладителя без поддонов приводит к улучшению его теплотехнических и газодинамических параметров по сравнению с результатами, полученными при использовании поддонов:

- основные потери напора воздуха в подающем тракте охладителя вызваны наличием на тележках поддонов для сбора просыпи;
- просыпь агломерата на поддонах отсутствует;
- процесс охлаждения на тележках без поддонов протекает более интенсивно, чем на тележках с поддонами, так как на них обеспечены более высокие скорости фильтрации воздуха через слой;
- значения максимальной (поверхностной) и среднемассовой температуры на них на 50–70°С меньше, чем на тележках с поддонами.

Значения скоростей фильтрации, м/с

Тип тележки	Расстояние от внутреннего борта, м								Максимальная неравномерность
	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5	4,0	
С поддоном	1,52	1,29	1,90	1,01	0,87	1,21	1,06	1,47	2,2
С поддоном					0,32	1,75	1,62	2,89	9,0
Без поддона					1,22	1,44	1,99	1,91	1,6

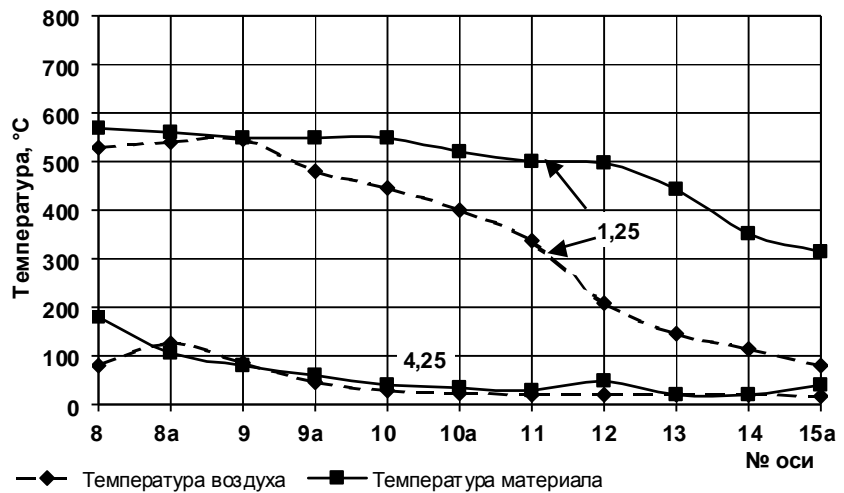


Рис. 4. Изменение температуры поверхности слоя и охлаждающего воздуха по длине кольца охладителя на тележке без поддона (цифры у кривых – расстояние от внутреннего борта тележки, м)

УДК 622.785

Заводяный А.В., Дружков В.Г., Прохоров И.Е.

ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕКАЕМОСТИ НОВОКИЕВСКИХ ХРОМОНИКЕЛЕВЫХ БУРЫХ ЖЕЛЕЗНЯКОВ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

Предприятия черной металлургии Урала постоянно испытывают дефицит железорудного сырья и никеля, их приходится завозить из других регионов.

Запасы железа в рудах Южного Урала составляют 80–100 млн т, никеля – 1,5–2 млн т. Содержание никеля в рудах невысокое, обычно не превышает 0,8–1,2% [1].

Дефицит никеля становится особенно заметным в связи с окончанием периода застоя в отечественной судостроительной промышленности и появлением заказов на крупные суда (танкеры водоизмещением до 300 тыс. т и др.), что увеличивает спрос на «судовые» марки стали, поставщиком которых был Орско-Халиловский метал-

лургический комбинат.

Никелевая отрасль Южного Урала имеет ряд недостатков: отсталость технологий по подготовке руды; отсутствие современных систем загрузки шахтных печей, а также подогрева дутья, использования альтернативных энергоносителей (угля, природного газа, мазута). Однако регион обладает большими запасами окисленных никелевых руд, добываемых открытым способом и расположенных в районах с высокоразвитой инфраструктурой, энергетической и транспортной системами. В качестве примера можно назвать группу месторождений хромоникелевых бурых железняков и конгломератов, кроме железа содержащих хром, никель, кобальт. Основные из

них – Аккермановское, Новокиевское, Новопетропавловское, Малохалиловское, Орловское, Буруктальское. Наиболее разведанными являются Аккермановское (более 170000 тыс. т), Буруктальское и Новокиевское (практически выработано) месторождения [2].

Для переработки хромоникелевых руд здесь в конце 1940-х годов был построен ОХМК. В разные годы на предприятии использовалось несколько схем переработки местных руд в агломерационном производстве.

С 1955 по 1973 год во вращающихся печах на ОХМК производили крицу для добавки в количестве 350–500 кг/т чугуна к сырой новокиевской руде при производстве литейного хромоникелевого чугуна. Крупная руда направлялась в доменный цех, мелкая руда (6–0 мм), количество которой достигало до 40% от добытой, складировалась на временном отвале рудника, а часть ее (наиболее богатая по содержанию Fe, Ni и Cr) шла на производство крицы.

Использование крицы в доменной плавке вело к ухудшению газодинамических условий процесса, обусловленного разнородностью гранулометрического состава крицы и высоким содержанием мелочи (около 30% фракции 5–0). Кроме того, производительность вращающихся печей была невысокой из-за частого образования настывлей [2].

Крица и часть сырой новокиевской руды при выплавке хромоникелевых чугунов с содержанием никеля 0,5% были заменены на обожженную руду. Обжиг её проводился с использованием газообразного топлива во вращающихся печах, ранее использовавшихся для производства крицы. При производстве чугуна из обожженной руды увеличился приход пустой породы, что потребовало на ее ошлакование дополнительного расхода известняка. При выплавке чугуна с содержанием никеля до 1% расход известняка составлял 896–967 кг/т чугуна; выход шлака – 1180–1300 кг/т чугуна, расхода кокса – 1300–1450 кг/т чугуна, а производительность доменной печи – 685–710 т/сут.

В разные годы на комбинате с участием многих институтов (Механобр, ЦНИИЧМ, Челябинский НИИМ и др.) разрабатывались технологии производства агломерата из хромоникелевых руд, однако в большинстве случаев получаемый агломерат имел низкие прочностные показатели, а процесс спекания – сравнительно невысокую удельную производительность. Но было выявлено, что удельная производительность спекания и качество агломерата повышаются при добавке в шихту утяжелителей, таких как окалина и чугунная стружка [2].

В настоящее время разрабатывается лишь одно

месторождение Орско-Халиловской группы – Буруктальское. Руда используется для производства ферроникеля в ОАО «Южуралникель» с получением агломерата и последующей шахтной плавкой. Высокую рентабельность данного производства можно обеспечить только при модернизации шахтных печей и обеспечении их высококачественным агломератом.

Агломерация бурых железняков затрудняется по нескольким причинам: высокая теплопотребность шихты; высокий расход топлива, что связано с затратами тепла на удаление гидратной влаги; большие объёмы газа, образующиеся при агломерации и влияющие на распределение тепла [3, 4].

Агломерация хромоникелевых бурых железняков имеет ещё и свои отличительные особенности: трудности в работе механизмов агломерационного цеха из-за налипания руд на стенки технологического оборудования и зависания в бункерах; малый насыпной вес руды, что ведет к получению сильно пористого агломерата невысокой прочности [5].

Для успешной агломерации Орско-Халиловских бурых железняков необходимо введение в шихту дополнительных компонентов в качестве наполнителей-утяжелителей. Последними могут быть окалина и чугунная стружка, но они чаще всего загрязнены и являются дефицитными. Поэтому стоит задача поиска материалов, которые при производстве агломерата из хромоникелевых бурых железняков могли бы стать наполнителями-утяжелителями, а также интенсифицировать процесс спекания.

С целью совершенствования технологии агломерации Орско-Халиловских бурых железняков на агломерационной установке Новотроицкого филиала МИСиС были проведены лабораторные спекания новокиевской руды с получением офлюсованного агломерата.

Был составлен план эксперимента по методу Бокса-Бенкина [6], состоящий из тринадцати опытов, при варьировании содержания:

- концентрата Соколовско-Сарбайского ГОКа в железорудной части шихты от 3 до 6% с интервалом 1,2%;

- углерода в сухой шихте от 6 до 10% с интервалом 2%;

- возврата в железорудной части шихты от 17,5 до 35% с интервалом 8,75%.

Указанные факторы варьировались на трех уровнях.

Состав компонентов агломерационной шихты приведен в **табл. 1**.

Матрица планирования эксперимента в расчетном виде представлена в **табл. 2**.

Таблица 1

Химический состав компонентов агломерационной шихты

Компонент шихты	Зола	С нел	Fe	Cr	Ni	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Концентрат ССГОК			66,09			4,10	1,35	1,05	0,91
Руда хромоникелевая			34,43	0,97	0,49	15,47	6,61	8,35	2,31
Коксик	10,6	86,5							
Зола коксика			8,51			46,2	17,2	7,40	3,11
Известняк						0,51	0,12	53,3	0,73

Таблица 2

Матрица планирования экспериментов в расчетном виде

Номер опыта	Переменные факторы			Постоянные факторы		
	Концентрат ССГОКа, %	С _{нел} , %	Возврат, %	Н слоя, мм	Влажность, %	(CaO+MgO) / (SiO ₂ +Al ₂ O ₃)
1	6,00	10,00	26,25	300,00	19,00	1,0
2	6,00	6,00	26,25	300,00	19,00	1,0
3	3,60	10,00	26,25	300,00	19,00	1,0
4	3,60	6,00	26,25	300,00	19,00	1,0
5	6,00	8,00	35,00	300,00	17,00	1,0
6	6,00	8,00	17,50	300,00	21,00	1,0
7	3,60	8,00	35,00	300,00	17,00	1,0
8	3,60	8,00	17,50	300,00	21,00	1,0
9	4,80	10,00	35,00	300,00	17,00	1,0
10	4,80	10,00	17,50	300,00	21,00	1,0
11	4,80	6,00	35,00	300,00	17,00	1,0
12	4,80	6,00	17,50	300,00	21,00	1,0
13	4,80	8,00	26,25	300,00	19,00	1,0

Каждый опыт повторялся дважды, и параметры определялись как среднее из двух опытов.

Спекания проводилось в аглошаше диаметром 260 мм, разрежение под колосниковой решеткой достигало 12 кПа. Схема лабораторной установки представлена на рис. 1.

Опыт проводили в следующем порядке:

- взвешивание компонентов аглошихты и загрузка в смесительный барабан;
- смешивание в течение 3 мин;
- увлажнение и окомкование в течение 4 мин;
- загрузка на колосниковую решетку слоя постели высотой 25–30 мм;
- загрузка шихты в спекательную чашу;
- включение вакуумного насоса и зажигание шихты (в процессе спекания ежеминутно регистрировалась температура и разрежение в вакуум-камере);
- дробление аглоспека производили сбрасыванием с высоты 2 м на металлическую плиту;
- прочность агломерата определяли в барабане в соответствии с ГОСТ 15137-77.

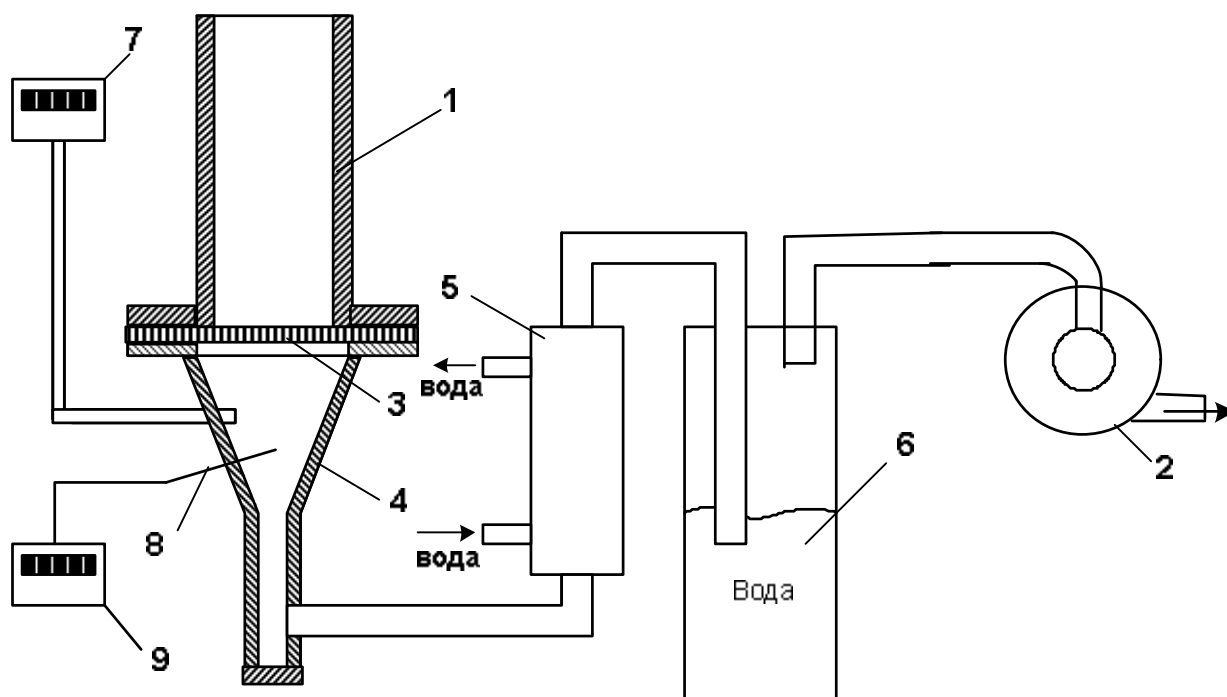


Рис. 1. Схема агломерационной установки:

- 1 – спекательная чаша; 2 – вакуумный насос; 3 – колосниковая решетка; 4 – вакуум-камера; 5 – охладитель; 6 – пылеуловитель; 7 – манометр; 8 – термомпара; 9 – потенциометр

Таблица 3

Средние показатели барабанной прочности агломерата и удельной производительности установки по годному агломерату

Выход годного из спека не учитывает того, что для получения нужного количества возврата приходится дробить часть годного агломерата и переводить в возврат. Поэтому при определении выхода годного агломерата учтена разница между количеством возврата в шихте и количеством возврата, полученного после дробления.

Усредненные данные по двум сериям опытов представлены в табл. 3.

Проведенный математический анализ с проверкой однородности дисперсий по критерию Кохрена и адекватности полученного полинома по критерию Фишера показал возможность моделирования полнофакторного эксперимента при тех же условиях. Построены графические зависимости удельной производительности спекания агломерата из хромоникелевых бурых железняков в трёхмерном пространстве (рис. 2–4).

Химический состав агломерата ряда спеканий представлен в табл. 4.

По приведенным данным видно, что при добавке в железорудную часть аглошихты концентрата ССГОКа от 3 до 6% разубоживание по никелю и хрому незначительное.

Заключение

Проведенные исследования позволяют утверждать, что при агломерации хромоникелевых бурых железняков возможно получение качественного агломерата с высокой прочностью (бара-

Номер опыта	40–25, %	25–10, %	10–5, %	5–0, %	Барабанное число, %	Уд. произв. по годному агломерату, т/м ² ·ч
1	27	38	14	21	78,82	1,680
2	18	43	19	19	80,63	1,464
3	18	44	21	18	82,29	1,539
4	24	38	18	20	80,23	1,410
5	26	48	14	13	87,11	1,657
6	24	41	17	18	81,81	1,515
7	27	44	15	15	85,33	1,512
8	25	36	16	22	77,86	1,417
9	31	42	15	13	87,49	1,671
10	25	44	14	17	83,10	1,542
11	19	43	17	21	79,33	1,461
12	17	40	21	22	78,06	1,373
13	26	44	12	18	82,26	1,611

Таблица 4

Химический состав агломерата некоторых опытных спеканий

Номер опыта	Fe	Cr	Ni	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	TiO ₂	P	S
2.1	45,24	0,89	0,44	15,56	2,63	12,52	5,18	0,42	0,312	0,117	0,058
2.2	45,38	0,92	0,45	15,95	2,78	12,82	5,28	0,45	0,325	0,119	0,062
4.1	44,49	0,85	0,42	15,46	2,89	12,79	5,11	0,47	0,289	0,110	0,048
4.2	44,52	0,87	0,44	15,37	2,93	12,72	5,03	0,43	0,295	0,116	0,051
5.1	45,45	0,92	0,41	15,26	2,70	12,46	5,57	0,44	0,376	0,134	0,071
5.2	45,55	0,95	0,42	15,53	2,80	12,96	5,38	0,46	0,326	0,121	0,065
9.1	45,33	0,91	0,45	15,83	2,68	12,58	5,47	0,49	0,342	0,120	0,059
9.2	45,03	0,84	0,42	15,94	2,67	13,04	5,51	0,46	0,334	0,128	0,061
11.1	45,13	0,93	0,44	16,0	2,91	13,11	5,24	0,47	0,300	0,112	0,051
11.2	44,94	0,91	0,4	15,93	2,97	13,03	5,32	0,47	0,312	0,119	0,064

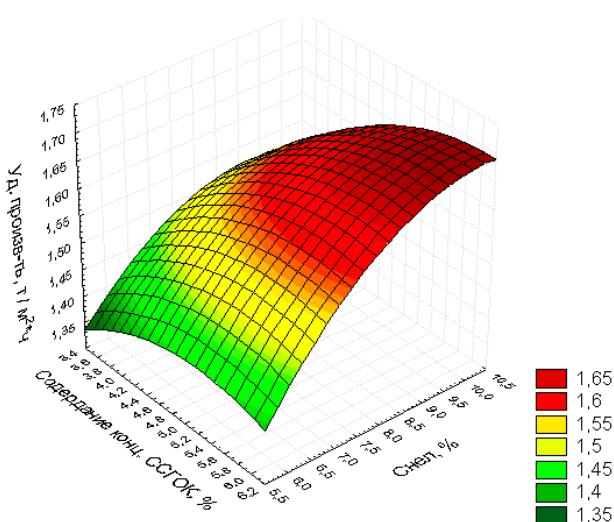


Рис. 2. Удельная производительность агломерационной установки при 26,25% возврата в шихте

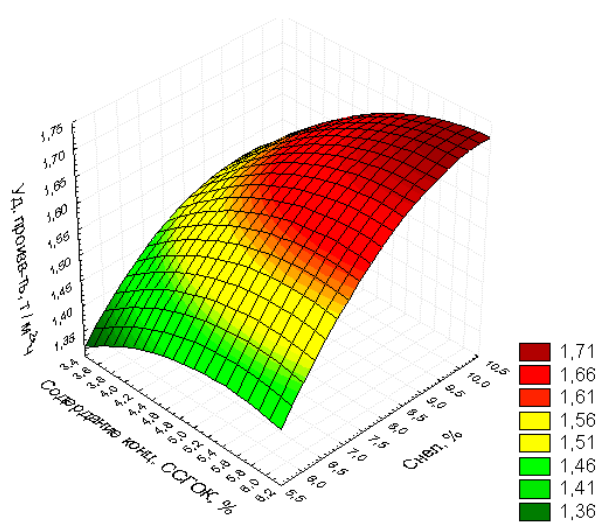


Рис. 3. Удельная производительность агломерационной установки при 35% возврата в шихте

банное число 85–87%) при добавке в агломерационную шихту концентрата глубокого обогащения Соколовско-Сарбайских руд в количестве 4,5–6,0%.

Хотя СО и Н₂, образующиеся в зоне горения, могут восстанавливать гематит до Fe₃O₄ и FeO, необходимых для образования легкоплавких эвтектик, введение этих оксидов с компонентами шихты должно интенсифицировать процесс агломерации бурых железняков. Добавка в агломерационную шихту концентрата ССГОка приносит в процесс готовый Fe₃O₄, который интенсифицирует спекание. Это позволяет иметь относительно невысокий расход коксовой мелочи – до 8% в сухой шихте, по сравнению с 10–12% при работе на аналогичных рудах на предприятии ОАО «Комбинат Южуралникель». Удельная производительность агломерационной установки при этом повышается в 1,4 раза, с 1,2 до 1,7 т/м²·ч.

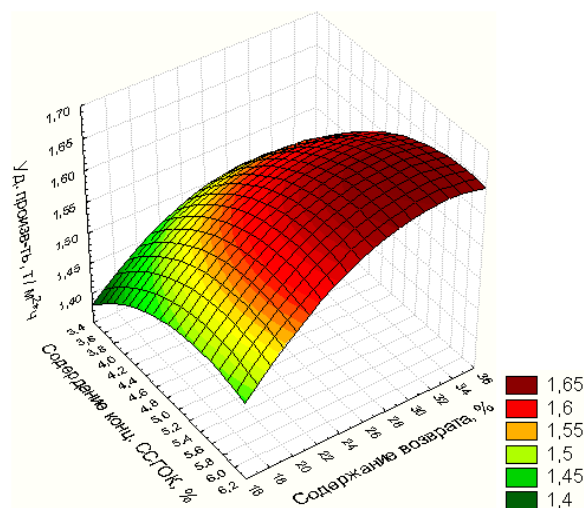


Рис. 4. Удельная производительность агломерационной установки при 8,0% углерода в шихте

Библиографический список

1. Подготовка окисленных никелевых руд к плавке / В.Н. Мащенко, В.А. Книсс, В.А. Кобелев и др. Екатеринбург: УрО РАН, 2005. 324 с.
2. Особенности выплавки природнолегируемых чугунов / Братковский Е.В., Шаповалов А.Н., Бабанак В.В. и др. Оренбург: РИК ГОУ ОГУ, 2004. 198 с.
3. Коротич В.И. Основы теории и технологии подготовки сырья к доменной плавке. М.: Металлургия, 1978.
4. Коротич В.И. Некоторые особенности агломерации бурых железняков // Изв. вузов. Черная металлургия. 1997. № 4. С. 10–13.
5. Заводяный А.В., Дружков В.Г., Кадырова Э.М. Особенности окисления и доменной плавки бурых железняков // Литейные процессы. Межрегион. сб. науч. трудов / Под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. Вып. 6. С. 69–76.
6. Ковшов В.Н. Постановка инженерного эксперимента. Киев; Донецк: Выща шк., 1982.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.73

Смирнов О.М., Тулупов С.А., Цепин М.А., Лисунец Н.Л., Бегнарский В.В., Нгуен Чыонг Ан

РЕОЛОГИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ КАК ОСНОВНОЙ ЭЛЕМЕНТ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБРАБОТКИ МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ*

Компьютерное моделирование находит все более широкое применение в области разработки и проектирования процессов обработки металлов давлением (ОМД). Этому способствует появление доступной по цене высокопроизводительной компьютерной техники с большим объемом оперативной памяти и новыми разнообразными средствами интерфейса для представления, хранения и передачи информации. Кроме этого на рынке интеллектуальной собственности появилось достаточно большое количество компьютерных пакетов прикладных программ и вычислительных систем (ВС) для расчетов формоизменения при упругих, пластических, вязкопластических и вязких деформациях. Среди них при расчетах процессов ОМД хорошо зарекомендовали себя как за рубежом, так и в России такие программные продукты, как QForm («Quantor Soft»), SPLEN («КОММЕК Лтд.»), DeformTM («Scientific Forming Technologies»), MSC SuperForge («MSC.Software») и др.

При этом механико-математическая основа этих систем, методы, алгоритмы и процедуры решения краевых задач механики деформируемого твердого тела разработчиками систем, как правило, не раскрываются ввиду жесткой конкуренции и достаточно высокой стоимости программных продуктов. В то же время специалистам известно, что в их основе для проектирования процессов ОМД используются математические модели неизотермического варианта теории течения Леви-Мизеса, которая устанавливает связь компонент тензоров девиаторов напряжений и скоростей деформации через сдвиговую вязкость и определяющие соотношения. Решение

краевой задачи – системы дифференциальных уравнений механики сплошных сред производится численными методами на основе вариационного принципа минимизации функционала мощности поверхностных и объемных сил. При этом производится разбиение (дискретизация) сплошной среды на объемные или плоские конечные элементы (КЭ) в виде тетраэдров (для трехмерных задач) или треугольников (для плоских и осесимметричных). Метод конечных элементов (МКЭ), по сути, – это метод разбиения и конечно-разностный сеточный метод. Он обеспечивает замену системы интегрально-дифференциальных уравнений, описывающей поведение каждого отдельного КЭ, системой алгебраических уравнений в конечных разностях. Эта нелинейная система уравнений решается численными методами с помощью линеаризации, пошаговой и итерационной процедур. При этом МКЭ обеспечивает ассамблирование (объединение) решений для всех элементов в единое целое на каждом шаге по времени и соединение частных и общего решений по полному времени всего процесса формоизменения.

Достоинством компьютерного моделирования процессов ОМД с использованием специализированных ВС, основанных на МКЭ является высокая информативность, наглядность, возможность цветовой и псевдообъемной визуализации, использование фото-, видео- и аудиоэффектов, выбор любых поверхностей, сечений, массивов и отдельных точек в деформированной заготовке или полуфабрикате для форматирования и анализа расчетных данных на поверхности и в объеме в виде таблиц, графиков, диаграмм, полей и т.д. в любой момент времени и на любой стадии процесса. Кроме этого, они позволяют задавать широкий спектр граничных и начальных условий, а также разнообразные зависимости изменения параметров процесса деформации во времени. И, наконец, большинство ВС имеют встроенную (или поставляемую отдельно) базу

* В настоящей статье приводится расширенное изложение содержания ключевого доклада, сделанного одним из авторов от имени российских специалистов в области обработки металлов давлением, на международной конференции по физическому и математическому моделированию процессов обработки металлических материалов, проходившей в Китае с 22 по 27 октября 2007 года.

данных физических и реологических свойств промышленных сплавов. Всё это обеспечивает совершенно иной, качественно более высокий уровень анализа данных моделирования и гибкость в выборе и принятия решений по управлению и оптимизации проектируемых традиционных и разрабатываемых новых процессов ОМД.

Общим недостатком большинства ВС для моделирования процессов ОМД является недостаточное знание разработчиками и особенно большинством продвинутых в чисто компьютерном отношении пользователей особенностей реологического поведения металлических материалов в реальных процессах деформирования при ОМД. Это снижает эффективность работы и перспективы развития ВС в правильном направлении с точки зрения их практического применения. Цель настоящей публикации – дать представление об основах реологического анализа тем, кто использует в своей работе не традиционные методы механики сплошных сред, а компьютерное конечно-элементное моделирование.

Классификация видов деформации в зависимости от температурных режимов

Температура деформации, как известно, является одним из самых важных факторов, определяющих вид необратимого формоизменения, и связана с механизмом деформации, который, в свою очередь, определяет реологическое поведение деформируемого материала. Принято различать четыре основных вида деформации, существующей в определенных температурных диапазонах. Примерные температурные диапазоны видов деформации, типичных для металлических материалов в процессах обработки металлов давлением (ОМД), представлены в табл. 1 по отношению к температуре плавления $T_{пл}$ в градусах К.

Реологическое поведение большинства металлических материалов согласно представленным

видам деформации может быть оценено параметром деформационного упрочнения n и параметром скоростного упрочнения m в степенном реологическом уравнении вязкопластической среды с нелинейным скоростным и деформационным упрочнением (без учета упругих деформаций):

$$\sigma_e = \sigma_s + K_T \xi_e^m \varepsilon_e^n, \tag{1}$$

где σ_e – эффективное напряжение; σ_s – условный предел текучести при данной температуре; ξ_e и ε_e – эффективные скорость и степень деформации; K_T – константа, зависящая от температуры деформации и имеющая размерность напряжений. При этом подразумевается, что эффективная скорость деформации ξ_e нормирована к единичной скорости $\xi_1 = 1 [c^{-1}]$.

Холодная деформация рассматривается как деформация с полным деформационным упрочнением ($0,3 \leq n \leq 1,0$) и отсутствием скоростного упрочнения ($m \rightarrow 0$). Механизм деформации, называемой в этом случае **пластической деформацией**, обусловлен внутризеренными сдвигами по преимущественным плоскостям и направлениям скольжения кристаллической решетки или двойникованием зерен по плоскостям, где действуют максимальные касательные напряжения. Сдвиги по кристаллографическим плоскостям внутри кристаллической решетки и в объеме зерен происходят при условии превышения касательным напряжением некоторого предела $\tau \geq k$, называемого пластической постоянной и определяющего величину предела текучести на сдвиг τ_s . Деформационное упрочнение в этом случае происходит в результате действия дислокационного механизма внутризеренного скольжения и накопления дислокаций в объеме и по границам зерен. Определяющие соотношения для пластической среды с нелинейным деформационным упрочнением при этом принимают вид:

$$\sigma_e = \sigma_s + K'_T \varepsilon_e^n. \tag{2}$$

При $n=1,0$ коэффициент K'_T пропорционален модулю пластичности второго рода G для перехода твердого тела из упругого в пластическое состояние по энергетическому условию пластичности Мизеса $\sigma_e = \sigma_s$, а уравнение (2) описывает линейно упрочняющуюся жестко пластическую среду:

$$\sigma_e = \sigma_s + G\varepsilon_e. \tag{3}$$

Горячая деформация характеризуется практически полным отсутствием деформационного упрочнения металла

Таблица 1

Зависимость видов деформации от температурных режимов ОМД

Вид деформации	Температурный диапазон	Показатель деформационного упрочнения n	Показатель скоростного упрочнения m
Холодная	$< 0,3 T_{пл}$	$> 0,3$	$\rightarrow 0$
Теплая	$(0,3 \dots 0,5) T_{пл}$	$0,2 \dots 0,3$	$0,01 \dots 0,1$
Полугорячая	$(0,5 \dots 0,7) T_{пл}$	$0,1 \dots 0,2$	$0,1 \dots 0,2$
Горячая	$> 0,7 T_{пл} (\rightarrow 1,0 T_{пл})$	$< 0,1 (\rightarrow 0)$	$> 0,2 (\rightarrow 1,0)$

($n \rightarrow 0$), а в некоторых случаях и его разупрочнением из-за динамической перекристаллизации, в результате которой происходит образование новых зерен, свободных от скопления дислокаций. При этом скоростное упрочнение преобладает ($0,2 \leq m \leq 1,0$) за счет интенсивного протекания диффузионных процессов, обеспечивающих движением точечных дефектов (вакансий и дислоцированных атомов), а также движением и переползанием линейных и объёмных дефектов кристаллической решетки – краевых и винтовых дислокаций в объёме и по границам зерен под действием линейных напряжений. При этом скорости перемещения точечных, линейных и объёмных дефектов кристаллической решетки зерен зависят от величины приложенных напряжений. В этом случае необратимое формоизменение и остаточная деформация обусловлены вязким течением материала и называется **вязкой деформацией**. В предельном случае для температуры горячей деформации равной $T_{пл}$ ($m=1$) вязкое течение жидкого металла может описываться уравнением идеальной жидкости Ньютона.

$$\sigma_e = \eta \dot{\xi}_e, \quad (4)$$

где η – коэффициент вязкости.

Так как для большинства сплавов переход из твердого кристаллического состояния в жидкое аморфное происходит в некотором интервале температур начала $T_{плн}$ и окончания плавления $T_{плк}$, то для описания поведения материала в твердожидком состоянии может быть использовано уравнение нелинейно-вязкой жидкости

$$\sigma_e = K_m^n \cdot \xi_e^m. \quad (5)$$

Соответственно для температурного интервала горячей деформации при отсутствии деформационного упрочнения ($n \rightarrow 0$) поведение деформируемого материала может быть описано уравнением вязкопластической среды с нелинейным деформационным упрочнением:

$$\sigma_e = \sigma_0 + K_m^m \cdot \varepsilon_e^n \xi_e^m, \quad (6)$$

где σ_0 – пороговое напряжение, характеризующее некоторый энергетический барьер, который должны преодолеть дефекты кристаллической решетки для начала перемещения.

Теплая деформация характеризуется неполным деформационным упрочнением и слабым протеканием диффузионных процессов, обеспечивающих скоростное упрочнение. Для полугорячей деформации характерно неполное разупрочнение из-за частичной динамической рекри-

сталлизации и более выраженное скоростное упрочнение. В обоих случаях необратимая деформация рассматривается как **вязкопластическая**, а поведение деформируемого материала может удовлетворительно описываться уравнением (1). Учет влияния температуры деформации в этом случае для температурных коэффициентов в уравнениях (1)–(6) может быть использован экспоненциальный множитель Аррениуса

$$\hat{E}_T = k \exp \left[\frac{Q_\theta}{RT} \right]. \quad (7)$$

Классификация металлических материалов как объектов деформации

Тип структуры деформируемого материала является также существенным фактором, определяющим реологические состояние и рациональные скоростные режимы деформации. Чем меньший размер зерна, тем больше вязкая компонента вязкопластической деформации поликристаллических агрегатов при повышенных температурах. В табл. 2 приведена классификация металлических материалов по типу структуры, приближенно оцененной по среднему размеру зерна, для описания их типичного реологического состояния в процессе деформации при повышенных температурах. Несмотря на достаточно условный характер разбиения по типам структур и температурно-скоростных режимов, она позволяет ориентироваться в вопросах выбора реологических моделей при выборе методов решения краевых задач теории обработки металлов и построения математических моделей процессов формоизменения.

Для монокристаллов и крупнозернистых материалов со средним размером зерна больше 100 мкм главный механизм деформации при повышенных температурах – внутризёрное дислокационное скольжение. Можно считать, что эти материалы относятся к типично пластическим средам и вязкую компоненту можно не учитывать ($m \rightarrow 0$). Соответственно металлы и сплавы с таким типом структуры следует рассматривать с реологической точки зрения как **пластичные материалы** (ПМ).

Реологическое поведение средне- и мелкозернистых материалов со средним размером зерна от 10 до 100 мкм может быть описано моделью вязкопластической среды со значимой долей вязкого компонента ($m=0,1 \dots 0,2$). Поэтому при деформировании в условиях теплой, полугорячей и горячей деформации при скоростях, типичных для большинства процессов ОМД, их целесообразно рассматривать как **вязкопластичные материалы** (ВПМ).

Таблица 2

Структурные особенности температурно-скоростных режимов деформации металлических материалов в зависимости от их реологического состояния и структуры

Тип структуры материала	Средний размер зерна, мм	Температурный интервал деформации	Диапазон скоростей деформации, с ⁻¹	Типичное реологическое состояние
Монокристалл	Размер монокристалла	(0,5 ... 0,9) T _{пл}	10 ⁻¹ ... 10 ¹	Пластическое
Крупнозернистый	> 100	(0,5 ... 0,9) T _{пл}	10 ⁻¹ ... 10 ¹	Пластическое
Среднезернистый	10 ⁻¹ ... 100	(0,5 ... 0,9) T _{пл}	10 ⁻¹ ... 10 ²	Вязкопластическое
Мелкозернистый	10 ⁻² ... 10 ⁻¹	(0,5 ... 0,8) T _{пл}	10 ⁻¹ ... 10 ²	Вязкопластическое
Ультрамелкозернистый	10 ⁻³ ... 10 ⁻²	(0,5 ... 0,8) T _{пл}	10 ⁻⁶ ... 10 ⁻³	Сверхпластическое
Субмикросернистый	10 ⁻⁴ ... 10 ⁻³	(0,5 ... 0,9) T _{пл}	10 ⁻³ ... 10 ⁻¹	Сверхпластическое
Нанокристаллический	10 ⁻⁵ ... 10 ⁻⁴	(0,9 ... 0,99) T _{пл}	10 ⁻¹ ... 10 ²	Сверхпластическое
Объёмно-аморфный	-	(0,6 ... 0,8) T _{пл}	10 ² ... 10 ⁵	Вязкое

Ультрамелкозернистые, субмикросернистые и нанокристаллические материалы со средним размером зерна меньше 10 мкм деформируются при повышенных температурах и в определенном диапазоне скоростей деформации как вязкопластические среды. Но в этом случае вязкий компонент преобладает ($m > 0,3$), поскольку главный механизм деформации – внутризёрненное зернограничное скольжение и диффузионная ползучесть. Пластический компонент, связанный со скольжением дислокаций контролирует процессы аккомодации (приспособления) границ зерен при их взаимных поворотах и изменении формы и вносит небольшой вклад в полную остаточную деформацию. Последние три типа структуры металлических материалов определяют их реологическое поведение как вязкопластическое. Это также позволяет рассматривать их как **сверхпластичные материалы (СПМ)**, для которых вязкие свойства при деформации являются преобладающими по сравнению с пластическими.

Реологическая модель, описывающая поведение ВПМ и СПМ, показана на **рис. 1**. Она отражает механизм деформации, характерный для струк-

турной сверхпластичности (**рис. 2**). Этот механизм состоит в развороте зёрен (вязкое межзёрненное зернограничное скольжение) со сменой соседей, которые также могут деформироваться пластически (сдвиговая внутризёрненная деформация).

Для модели упруговязкопластичной среды, предложенной для описания реологического поведения ВПМ и СПМ и включающей одновременно два пластических элемента для порогового напряжения σ_0 и условного предела текучести σ_s соответственно, без учета упругой составляющей можно также использовать уравнение вида

$$\sigma_e = \sigma_s \frac{\sigma_0 + K_v \xi^{m_v}}{\sigma_s + K_v \xi^{m_v}} \tag{8}$$

Оно позволяет удовлетворительно описать вязкопластичное течение деформируемого материала, у которого отсутствует деформационное упрочнение, в широком диапазоне скоростей – от ползучести до высокоскоростных процессов ОМД. Зависимость эффективных напряжений от эффективной скорости деформации для этой модели схематически представлена на **рис. 3**. Коэффициенты K_v и m_v в этом уравнении представляют собой коэффициент пропорциональности и показатель скоростного упрочнения нелинейно-вязкого элемента модели. Характерно, что использование этого уравнения в определяющих соотношениях теории течения может описать и деформационное упрочнение, если скорость деформации формоизменения увеличивается. В этом случае деформация рассматривается как накопленная, и с её возрастанием будет увеличиваться и эффективное напряжение.

Исходя из уравнения (8) определяющее соотношение для этой реологической модели в виде зависимости эффективной скорости деформации (ξ_e) от эффективного напряжения (σ_e) можно описать уравнением

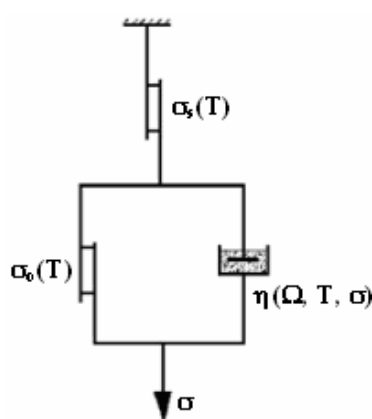


Рис. 1. Реологическая модель для описания поведения ВПМ и СПМ

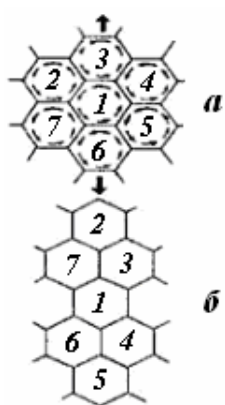


Рис. 2. Схема макро-механизма деформации СПМ

$$\xi_e = \xi_{eq} \exp \left[\alpha \Omega^\beta (\sigma_e - \sigma_{eq}^{sp} \cdot Z_T) \right] \times \left[\frac{\sigma_e - \sigma_o^{sp} Z_T}{\sigma_s^{sp} Z_T - \sigma_e} \right]^{n_v} \quad (9)$$

Обобщенный структурный параметр Ω для одно- или двухфазной неравноосной структуры можно определять по формуле

$$\Omega = L_{cp} K_{\bar{\gamma}} \sqrt[3]{L_1 L_2 L_3} \cdot \left[V_\gamma / (1 - V_\gamma) \right] \quad (10)$$

При этом L_{sr} – средний геометрический размер высокотемпературной структурной составляющей (фазы или зерна), определяемый по величинам L_1, L_2, L_3 , которые отражают среднестатистические размеры структурных составляющих вдоль, поперек и по высоте заготовки по отношению к направлению предшествующей деформации заготовки (прокатки, прессования, волочения и т.д.); $K_{\bar{\gamma}} = V_\gamma / (1 - V_\gamma)$ – коэффициент, учитывающий отклонение объемного соотношения фаз от 50/50% по величине объемной доли высокотемпературной фазы V_γ .

Для однофазной равноосной структуры под параметром Ω обычно понимают средний размер зерна L в мкм, определяемый с помощью метода случайных секущих или как среднегеометрическое значение размеров L_1, L_2, L_3 , если структура неравноосная.

$$L_{cp} = (L_1 L_2 L_3)^{1/3} \quad (11)$$

Параметры $\sigma_{eq}^{sp}, \sigma_o^{sp}, \sigma_s^{sp}$ представляют соответственно эквивалентное напряжение, пороговое напряжение и условный предел текучести в МПа при оптимальной температуре СПД – T_{sp} , выраженной в градусах Кельвина; n_v – показатель ползучести для нелинейно-вязкой жидкости, α и β –

параметры подгонки, определяемые из эксперимента на одноосное растяжение или сжатие.

Температурный множитель Z_T , учитывающий отклонение температуры деформации от оптимальной температуры сверхпластичности, выражается параметром Зинера-Холломоны:

$$Z_T = \exp \left[\frac{Q_o}{R} \left(\frac{1}{T_{sp}} - \frac{1}{T} \right) \right], \quad (12)$$

где R – универсальная газовая постоянная; Q_o – кажущаяся энергия активации структурных изменений или так называемой структурной эволюции.

Соотношения (6)–(8) в достаточно широком температурно-скоростном диапазоне хорошо описывают поведение ВПМ и СПМ с термически стабильной в процессе деформации исходной ультрамелкозернистой и мелкозернистой структурой со средним размером зерна $\leq 10\div 15$ мкм.

Для большинства промышленных сплавов в реальных технологических процессах ОМД структура существенно изменяется. При этом изменяется фазовый состав, увеличиваются размеры фаз и зёрен. Поэтому при математическом моделировании и расчетах технологических параметров процессов сверхпластического деформирования представляется наиболее перспективным объединение физического и феноменологического подходов при построении моделей СП. То есть в определяющие соотношения (1)–(3) необходимо вводить дополнительные кинетические уравнения, учитывающие эволюцию структуры при СПД, например, с помощью скорости роста обобщенного структурного параметра:

$$\dot{\Omega} = \frac{d\Omega}{dt} = \psi \left(\frac{\xi}{\xi_e}; T; \Omega^o, a \right), \quad (13)$$

где ξ_e – эффективная скорость деформации; Ω^o – начальный размер обобщенного структурного параметра в момент времени τ_o к началу процесса формоизменения после нагрева; a – параметр термической активации.

На основе обработки большого объема экспериментальных данных по исследованию структурных изменений при изотермическом нагреве и деформации в листах и прутках из алюминиевых, титановых, медных сплавов и сталей с ультрамелким зерном (менее 10 мкм), выполненных в научно-исследовательской лаборатории деформации сверхпластичных ма-

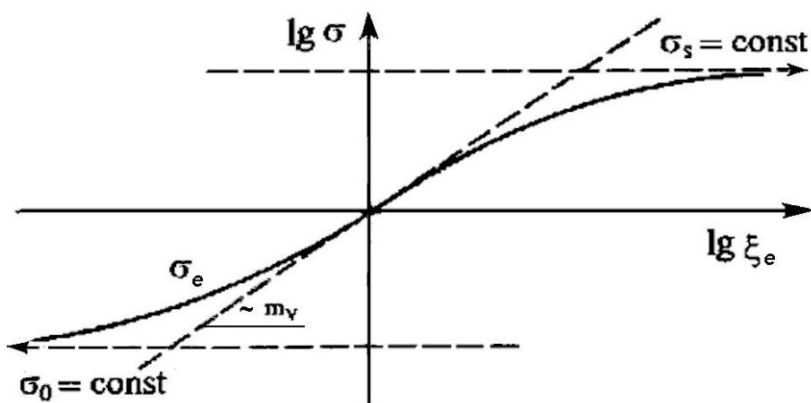


Рис. 3. Зависимость напряжений течения от скорости деформации СПМ и ВПМ по уравнению (8)

териалов (НИЛ ДСПМ) ГТУ «МИСиС», был предложен следующий вид уравнения структурной эволюции:

$$\frac{d\Omega}{d\tau} = C_o \Omega^{1-d} \left[\exp\left(-\frac{Q_\Omega}{RT}\right) \right] (1 + A\xi_e^b), \quad (14)$$

где C_o – начальная скорость роста зерна; d – показатель степени, учитывающий влияние текущего размера структурного параметра; A, b – коэффициенты, зависящие от химического состава материала и определяемые эмпирически; Q_Ω – кажущаяся энергии активации структурной эволюции; T – температура деформации.

При горячей и теплой деформации металлов и сплавов с крупно- и среднезернистой структурой при высоких скоростях деформаций $\xi_e \geq 10^{-1} \text{ c}^{-1}$ и накопленной деформации $\varepsilon_e \geq 0,5$ изменения структуры уже не носят эволюционный характер. Они определяются процессами динамической рекристаллизации, при которых происходит образование новых зёрен и мелкозернистой структуры. Средний размер зерна в этом случае можно предварительно оценить уравнением динамической рекристаллизации вида:

$$L_{cp} = aL_0^h \varepsilon_e^n \xi_e^m \exp\left[Q/(RT)\right] + C, \quad (15)$$

где L_{cp} – средний размер рекристаллизованного зерна; a – предэкспоненциальный множитель; ε_e – степень накопленной деформации; ξ_e – эффективная скорость деформации, нормированная к 1 [c^{-1}]; h, n, m – показатели структурного, скоростного и деформационного упрочнения соответственно; Q – энергия активации динамической рекристаллизации; R – универсальная газовая постоянная; T – температура деформации [K]; L_0 – начальный размер зерна, нормированный к 1 мкм; C – константа, равная d_0 при $\xi=0$.

В зависимости от структуры, температуры и скорости деформации один и тот же металлический материал может рассматриваться как пластичный (ПМ) или как сверхпластичный (СПМ). В качестве примера на рис.4 приведены основные закономерности изменения свойств при деформации одного и того же сплава в ультрамелкозернистом и обычном горячедеформированном крупнозернистом состоянии. Как показал опыт, накопленный в НИЛ ДСПМ ГТУ «МИСиС», эти закономерности достаточно хорошо описываются с помощью определяющий соотношений (6)–(15).

Термокинетическая карта процессов деформации металлических материалов

Объемноаморфные материалы, у которых регулярная кристаллическая решетка отсутствует,

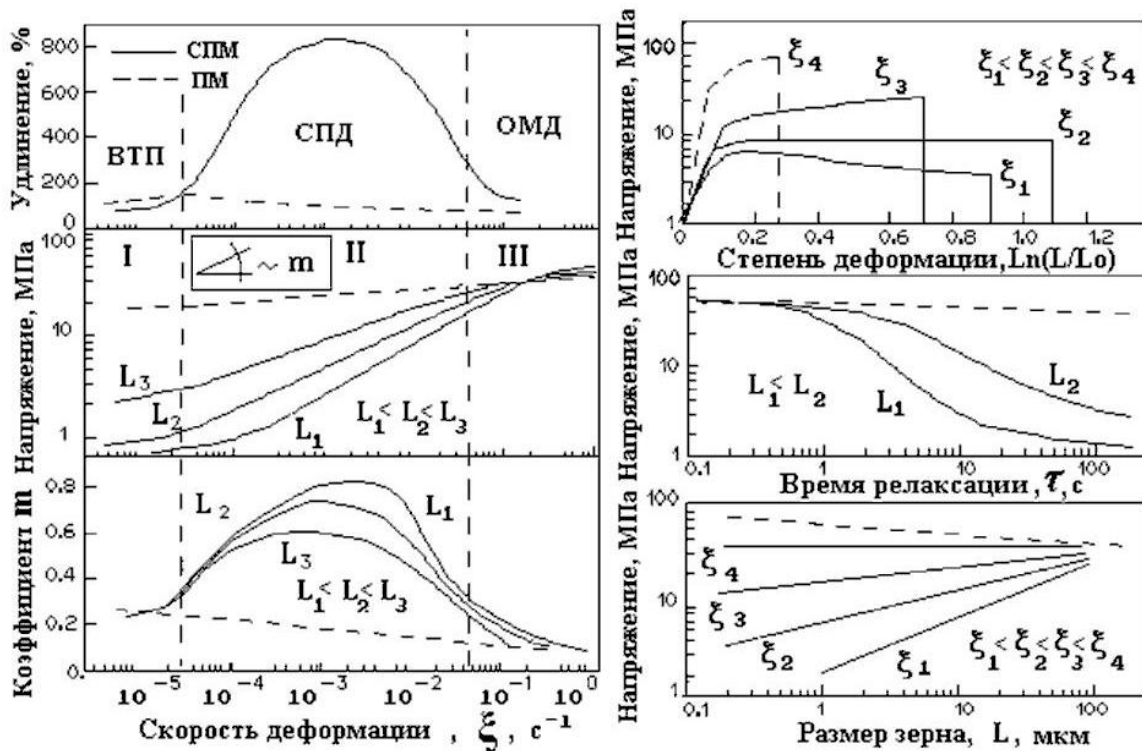


Рис. 4. Основные закономерности реологического поведения одного и того же сплава в пластическом и сверхпластическом состояниях

в определенных диапазонах температур и скоростей деформации ведут себя как **вязкие материалы** (ВМ), т.е. как нелинейно-вязкие жидкости ($m \geq 0,5 \dots 0,9$) или как идеально вязкие (ньютоновские) жидкости ($m = 1.0$). Таким же образом ведут себя и расплавы металлов и сплавов, также представляющие собой в реологическом отношении вязкие материалы.

Во всех этих процессах механизмы массопереноса и эволюции структуры, а также характер зависимости «напряжение течения – деформация – скорость деформации» определяются температурным интервалом обработки и скоростью изменения температуры. В большинстве случаев последняя представляет собой скорость охлаждения деформируемого материала, однако некоторые процессы происходят в режиме термоциклирования, и в этом случае должна быть принята во внимание также скорость нагрева.

Для анализа сходства и различий термокинетических характеристик различных процессов ОМД была построена термокинетическая карта (рис. 5) в координатах «обратная гомологическая температура процесса T_{nl}/T – скорость изменения температура процесса $dT/d\tau$ ». Поле этой диаграммы поделено на области, каждая из которых условно соответствует определенному процессу.

В нижней части карты располагаются обычные процессы обработки металлов давлением, а также процессы сверхпластической деформации. В левой и средней частях диапазона обратных гомологических температур расположены области процессов холодной и теплой деформации с интервалами температур до $0,25T_{nl}$ и $0,5T_{nl}$ соответственно. Пунктирная линия, восходящая слева направо, описывает рост скорости охлаждения с увеличением температурного градиента в приповерхностном слое нагретой заготовки в контакте с более холодным инструментом. Процессы полугорячей деформации расположены в интервале $(0,5 \dots 0,7)T_{nl}$. Этот ин-

тервал совпадает с интервалом термоциклирования, в котором проявляется сверхпластичность фазового превращения у железа и сплавов на его основе. Скорость изменения температуры при термоциклировании обычно находится в пределах $10^{-1} \dots 10^2$ К/с. Следующая область в этом ряду находится в интервале $(0,7 \dots 0,9)T_{nl}$. Верхняя часть этой области принадлежит обычным процессам горячей деформации со значительными скоростями охлаждения, соответствующими повышенной разности температур горячей заготовки и инструмента. В нижней части этой области располагаются процессы изотермической деформации и деформации ультрамелкозернистых сплавов. Очень малые скорости изменения температуры, которыми можно пренебречь, типичны для этих практически изотермических процессов. Крайнюю правую область в этом ряду между $0,9T_{nl}$ и, возможно, температурами несколько выше T_{nl} занимают процессы высокоскоростной деформации, которые, по существу, не являются изотермическими.

Хорошо известно, что температура переохлаждения расплава тем ниже, чем выше скорость охлаждения. Эту зависимость иллюстрирует другая пунктирная линия в верхней части карты, которая восходит справа налево, создавая границу между кристаллизующимся расплавом (справа от кривой) и твердым состоянием деформи-

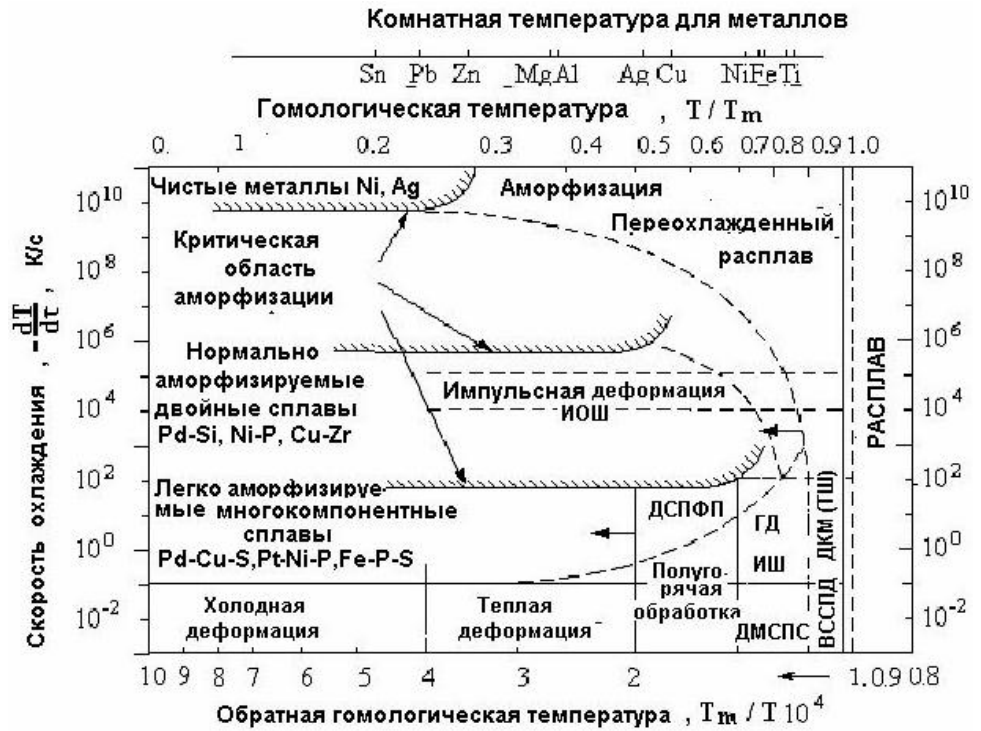


Рис. 5. Термокинетическая карта процессов деформации металлических материалов

руемого материала (слева от кривой). Область справа от кривой в пределах скоростей охлаждения $10^1 \dots 10^2$ К/с относится к процессам деформации кристаллизующегося металла (тиксотропная штамповка). Скорости охлаждения до 10^5 К/с характерны для процессов так называемой «импульсной объемной штамповки».

Верхняя часть карты (скорости охлаждения до 10^{11} К/с) относится к процессам аморфизации. Три линии со штриховкой показывают критические режимы аморфизации чистых металлов, нормально аморфизирующихся двойных сплавов и легко аморфизирующихся многокомпонентных (так называемых объемных аморфных) сплавов. Последние, как показывают современные исследования, проявляют наивысший уровень прочностных свойств и являются объектами нанотехнологий.

Представленная термокинетическая карта процессов деформации металлических материа-

лов является удобной основой для изучения определенных реологических параметров при деформации различных металлических материалов и формирования соответствующих баз данных ВС о реологических свойствах материалов для компьютерного моделирования процессов ОМД.

Заключение

Основные реологические модели, связанные с определенными способами деформации металлических материалов, описывают пластическое, вязкопластическое и вязкое состояния объектов деформирования. Соответственно построение и развитие ВС для моделирования обработки металлических материалов должно включать возможность описания структурных изменений деформируемого материала и его физического состояния: твердого (кристаллического и аморфного), жидкого, а также возможных переходных состояний.

УДК 621.97

Кадошников В.И., Решетникова Е.С., Решетников Л.В., Кочуков С.В.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ИНСТРУМЕНТА И МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФОРМИРОВАНИЯ ГОЛОВОК ФЛАНЦЕВЫХ БОЛТОВ

Фланцевый крепеж имеет в мировой практике самое широкое распространение. Болты, гайки, винты с фланцем позволяют создавать оптимальные контактные напряжения на скрепляемых деталях, уменьшают количество деталей в соединении (за счет исключения шайб), позволяют экономить металл. Увеличение опорной поверхности обеспечивает более надежное стопорение при затяжке, в том числе по сравнению с пружинными шайбами.

Фланцевые болты производятся на холодно-высадочных пресс-автоматах, причем способы формирования шестигранной головки болта и фланца различны:

- а) высадка;
- б) обрезка граней головки и фланца;
- в) редуцирование шестигранной головки болта и дальнейшая высадка фланца.

Качество фланцевых болтов, изготавливаемых высадкой, невысокое за счет незаполнения ребер шестигранной головки, что приводит к уменьшению контактной поверхности болтов.

Способ формирования шестигранной головки болта и фланца обрезкой используется для изготовления высококачественных фланцевых бол-

тов для ответственных соединений, но ведет к повышению стоимости продукции за счет низкой стойкости обрезных пуансонов и наличия технологических отходов.

Способ формирования шестигранной головки болта редуцированием с дальнейшей высадкой фланца по сравнению со способами высадки и обрезки наиболее оптимален, так как обеспечивает хорошее оформление головок болтов при низком расходе металла и высокой стойкости формообразующего инструмента. Однако допуск на диаметр фланца болтов, изготавливаемых данным способом, больше, чем у болтов, изготавливаемых обрезкой (не менее $\pm 0,2$ мм) [1], что не позволяет применять их для ответственных соединений. Назначение большого допуска на диаметр фланца болтов связано с образованием наплывов металла на торцевой поверхности фланца.

Наплывы на фланце болта образуются вследствие неравномерности распределения металла, предназначенного для формирования фланца, при редуцировании шестигранной головки. Это происходит в силу конструктивных особенностей рабочей полости пуансона, которая, как правило, состоит из деформирующей конусной части и ка-

либрующей части, выполненной в виде шестигранной призмы. В деформирующей части рабочей полости пуансона совершается основная работа деформации заготовки и накапливается металл для дальнейшей высадки фланца, а шестигранная головка болта окончательно формируется в калибрующей части рабочей полости пуансона. Объем металла, предназначенного для формирования фланца, складывается из сумм площадей (S_1+S_2) осевых сечений деформирующей части полости при параметре R_1 , изменяющемся от радиуса описанной окружности шестигранника R_0 до радиуса вписанной окружности R_b (рис. 1).

Параметр R_1 зависит от угла поворота (φ) секущей плоскости вокруг оси и определяется следующим образом:

$$R_1 = R_0 \frac{\cos(\pi/6)}{\cos(\pi/6 - \varphi)}. \quad (1)$$

При $R_1=R_0$ сумма площадей (S_1+S_2) имеет минимальное значение, а при $R_1=R_b$ – максимальное. В результате металл, предназначенный для дальнейшей высадки фланца, набирается неравномерно и при формировании фланца образуются наплывы.

Чтобы избежать образования наплывов на фланце болта, необходимо при редуцировании шестигранной головки обеспечить равномерное распределение металла в осевых сечениях деформирующей части рабочей полости пуансона. Для выполнения поставленного условия в качестве образующей деформирующей части выбрана парабола, форма которой плавно изменяется в зависимости от угла поворота (φ) секущей плоскости вокруг оси, чем обеспечивает постоянную высоту и равенство площадей любых осевых сечений деформирующей части полости (S_1+S_2) (рис. 2). Коэффициенты, определяющие вид параболы и удовлетворяющие поставленным условиям:

$$a = \frac{R_f (h - c) + R_1 c}{R_1 R_f (R_1 - R_f)}; \quad (2)$$

$$b = \frac{R_f^2 (c - h) - R_1^2 c}{R_1 R_f (R_1 - R_f)}; \quad (3)$$

$$c = h R_f \left[(R_f + R_0) (4R_1^2 + R_f^2) + R_1 (-3R_f^2 - 3R_f R_0 - 4R_0^2) \right] \times \frac{1}{(R_0 + R_f)(R_f^3 - 3R_1 R_f^2 + 3R_f R_1^2 - R_1^3)}, \quad (4)$$

где h, R_f, R_0, R_1 – геометрические параметры деформирующей части рабочей полости пуансона.

Помимо равномерного распределения металла в осевых сечениях, вогнутая форма деформирующей части пуансона выравнивает деформацию заготовки по сечению и уменьшает коэффициент напряженного состояния в центральной зоне очага деформации [2].

Для определения энергосиловых параметров процесса редуцирования шестигранной головки болта с фланцем использовался вариационный метод в дискретной постановке [3,4], согласно которому была создана математическая модель процесса и определена полная работа деформации заготовки, включающая в себя работу внутренних сил, работу сил трения. Процесс дефор-

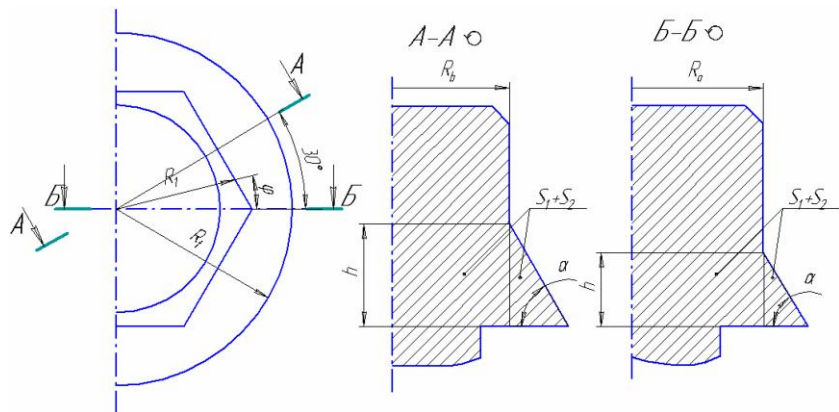


Рис. 1. Заготовка болта с фланцем после редуцирования шестигранной головки в пуансоне с конусной деформирующей частью

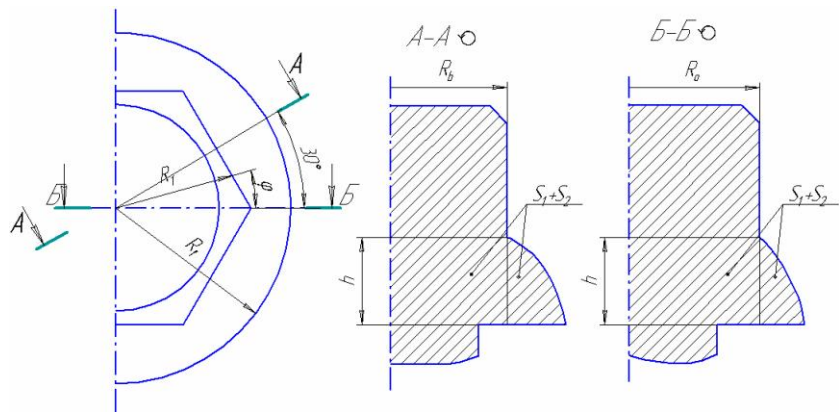


Рис. 2. Заготовка болта с фланцем после редуцирования шестигранной головки в пуансоне с вогнутой деформирующей частью

мирования заготовки условно разбивался на два этапа. На начальном этапе заготовка принимает форму, близкую к окончательной, а деформации в ней имеют конечную величину. На конечном этапе происходит окончательное формирование головки болта, а величины деформаций малы, что позволяет использовать соотношения деформационной теории пластичности. Используя один из прямых методов – метод Ритца, по которому задаются функции перемещений U как функции координат и варьируемых параметров a_i , задача сводится к отысканию минимума полной работы деформации в зависимости от a_i .

Окончательное формирование головки болта осуществляется на конечном этапе редуцирования, когда металл полностью заполняет рабочую полость пуансона (рис. 3). В деформируемом теле между плоскостями ОА и ОС, угол между которыми равен π/n , где n – число граней, выделяется элемент и рассматривается только его деформация, так как остальные деформируются аналогично. Деформация выделенного элемента рассматривается в цилиндрической системе координат r, z, φ .

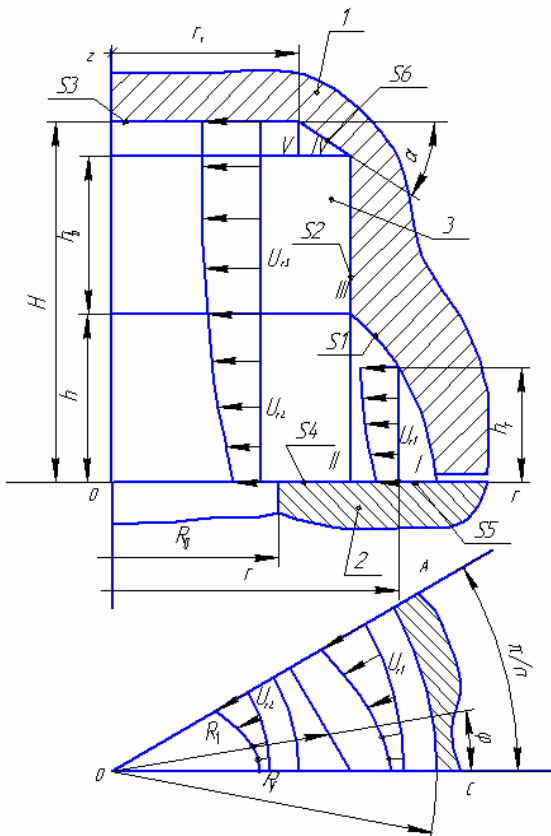


Рис. 3. Схема течения металла на конечном этапе редуцирования шестигранной головки болта с фланцем: 1 – пуансон; 2 – матрица; 3 – заготовка

Область деформации разбивалась на пять зон. В принятой системе координаты r, z, φ для пластической зоны I изменяются в диапазоне: $r=R_1...R_2, z=0...h, \varphi=0...2\pi/n$, для пластической зоны II – $r=0...R_1, z=0...h, \varphi=0...2\pi/n$, для пластической зоны III – $r=0...R_1, z=h...h_1, \varphi=0...2\pi/n$, для пластической зоны IV – $r=R_1...R_2, z=h...h_1, \varphi=0...2\pi/n$, для пластической зоны V – $r=0...R_2, z=h...h_1, \varphi=0...2\pi/n$.

На границах пластических зон функции перемещений должны удовлетворять следующим условиям:

$$U_{z/z=0} = 0; U_{r/r=0}^{II,III,V} = 0; U_{z/z=h}^I = \Delta h; U_{r/r=R_1}^I = U_{r/r=R_1}^{II}; U_{r/r=R_2}^{IV} = U_{r/r=R_2}^V. \quad (5)$$

Функции радиальных и осевых перемещений для пластической зоны I задавались в виде:

$$U_r^I = \left[-\frac{1}{3} \frac{(3\Delta h + a_3 h_r) r}{h_r} - \frac{a_3 z^2 r}{h_r^2} \right] \left(\frac{n\varphi}{\pi} + \frac{1}{2} \right); \quad (6)$$

$$U_z^I = \frac{\Delta h z}{h_r}, \quad (7)$$

где

$$h_r = ar^2 + br + c. \quad (8)$$

Выбранные функции U_r и U_z отвечают граничным условиям первой зоны и близки к реальному течению металла на конечном этапе редуцирования головки болта.

Для случая деформирования в цилиндрической системе координат из соотношений Коши находили $\epsilon_r = \frac{\partial U_r}{\partial r}, \epsilon_z = \frac{\partial U_z}{\partial z}$, а из условия несжимаемости определяли относительное удлинение $\epsilon_\varphi = -(\epsilon_r + \epsilon_z)$. Функция угловых перемещений U_φ рассчитывалась интегрированием $U_\varphi = \int (\epsilon_\varphi \cdot r - U_r) d\varphi$. По известным функциям U_r, U_z и U_φ определяли компоненты тензора деформаций $\gamma_{rz}, \gamma_{z\varphi}, \gamma_{\varphi r}$, характеризующие сдвиг, и находили интенсивность деформации ϵ_i для пластической зоны I на конечном этапе редуцирования:

$$\epsilon_i = \frac{\sqrt{2}}{3} \sqrt{(\epsilon_r - \epsilon_z)^2 + (\epsilon_z - \epsilon_\varphi)^2 + (\epsilon_\varphi - \epsilon_r)^2} + \frac{3}{2} (\gamma_{rz}^2 + \gamma_{z\varphi}^2 + \gamma_{\varphi r}^2). \quad (9)$$

С учетом граничных условий функции радиальных и осевых перемещений для пластической зоны II задавали следующим образом:

$$U_r^{\text{II}} = \left[-\frac{1}{3} \frac{(3\Delta h + a_3 h)r}{h} - \frac{a_3 z^2 r}{h^2} \right] \left(\frac{n\varphi}{\pi} + \frac{1}{2} \right); \quad (10)$$

$$U_z^{\text{II}} = \frac{\Delta h z}{H}, \quad (11)$$

для пластической зоны III –

$$U_r^{\text{III}} = \left[-\frac{1}{3} \frac{(3\Delta h h_b^2 + a_3 h_b^3 - h^3 a_3)r}{h_b^2 (h_b - h)} - \frac{a_3 z^2 r}{h_b^2} \right]; \quad (12)$$

$$U_z^{\text{III}} = \frac{\Delta h z}{H}, \quad (13)$$

для пластической зоны IV –

$$U_r^{\text{IV}} = \left[-\frac{1}{3} \frac{(3\Delta h h_{r4}^2 + 3a_3 H h_v (H - 1) + a_3 h_v^3)r}{h_{r4}^2 h_v} - \frac{a_3 z^2 r}{h_{r4}^2} \right]; \quad (14)$$

$$U_z^{\text{IV}} = \frac{\Delta h z}{H}, \quad (15)$$

$$\text{где } h_v = R \operatorname{tg} \alpha - r_v \operatorname{tg} \alpha; \quad (16)$$

$$h_{r4} = h_v - (r - r_v) \operatorname{tg} \alpha, \quad (17)$$

для пластической зоны V –

$$U_r^{\text{V}} = \left[-\frac{1}{3} \frac{(3\Delta h h_v + 3a_3 H (H - h_v) + a_3 h_v^2)r}{h_v^2} - \frac{a_3 z^2 r}{h_v^2} \right]; \quad (18)$$

$$U_z^{\text{V}} = \frac{\Delta h z}{H}. \quad (19)$$

Аналогично преобразованиям для зоны I определялись компоненты тензора деформаций и интенсивность деформации ε_i для пластических зон II, III, IV, V на конечном этапе редуцирования.

При решении задачи использовалась модель жесткопластической неоднородной среды с нелинейным упрочнением. Кривая упрочнения задавалась в виде экспоненциальной зависимости, предложенной Г.А.Смирновым-Аляевым [5]:

$$\sigma_i = M \varepsilon_i - C e^{-\varepsilon_i} - B e^{-N \varepsilon_i}, \quad (20)$$

где σ_i – интенсивность напряжений; ε_i – степень деформации; M, C, B, N – коэффициенты, определяемые при испытании материала на линейное растяжение (сжатие).

В соответствии с принятой моделью определяли удельную работу внутренних сил на конечном этапе деформации:

$$\Pi = M \varepsilon_i - C \cdot e^{-\varepsilon_{i0}} (1 - e^{-\varepsilon_i}) - \frac{B}{N} \cdot e^{-N \varepsilon_{i0}} \cdot (1 - e^{-N \varepsilon_i}), \quad (21)$$

где M, C, B, N – параметры, определяемые из опытов на растяжение или сжатие; ε_{i0} – степень деформации, предшествующая конечному этапу высадки; ε_i – интенсивность деформации на конечном этапе штамповки.

Работа внутренних сил:

$$A_{B_i} = \iiint_{(V_i)} \Pi dV, \quad (22)$$

где V_i – объем i -й пластической зоны.

Работа сил трения:

$$A_{T_i} = \iint_{(S_i)} \tau \cdot U_{S_i} dS, \quad (23)$$

где U_{S_i} – функция перемещения; S_i – площадь поверхности контакта металла с инструментом; τ – предел текучести на сдвиг, который с учетом предшествующих деформаций определяется как

$$\tau = \frac{\psi}{\sqrt{3}} \cdot \left[M - C \cdot e^{-(\varepsilon_{i0} + \varepsilon_i)} - B \cdot e^{-N(\varepsilon_{i0} + \varepsilon_i)} \right], \quad (24)$$

где ψ – коэффициент, зависящий от условия трения процесса и соотношения размеров деформируемой заготовки.

Полная работа деформации определялась как сумма работ внутренних сил $A_{B1}, A_{BII}, A_{BIII}, A_{BIV}, A_{BV}$ и сил трения $A_{T1}, A_{T2}, A_{T3}, A_{T4}, A_{T5}, A_{T6}$ по поверхностям $S_1, S_2, S_3, S_4, S_5, S_6$. Поиск минимума полной работы деформации A_{\min} осуществлялся численно с помощью специально разработанной программы. По найденным значениям минимальной работы деформации A_{\min} определялись усилия редуцирования шестигранной головки болтов из различных материалов с различными соотношениями и размерами.

На основании полученных данных можно сделать вывод, что вогнутая форма деформирующей части рабочей полости пуансона по сравнению с конической снижает удельную силу деформации на 10–15%.

Пуансон с вогнутой деформирующей частью несколько сложнее в изготовлении, чем с конической, но точность изготавливаемых фланцевых болтов значительно выше. Кроме того, в результате изменения формы деформирующей части полости повысилась стойкость пуансона.

Разработанная конструкция рабочей полости

пуансона для редуцирования шестигранной головки болта позволяет изготавливать высококачественные фланцевые болты с жестким допуском на диаметр фланца, выравнивает деформацию по сечению заготовки и уменьшает уровень напряженного состояния в центральной зоне

очага деформации, что положительно влияет на качество болтов в целом при невысоких значениях удельной силы деформации. Указанные достоинства позволяют снизить затраты на производство и обеспечить высокое качество изготавливаемых болтов.

Библиографический список

1. Марк Ван Тиль. Производство фланцевых болтов // Метизы. 2007. № 1. С. 70–73.
 2. Ковка и штамповка. Справочник: В 4 т. Т. 3. Холодная объемная штамповка / Под ред. Г.А. Навроцкого. М., 1987. 384 с.
 3. Паршин В.Г., Поляков М.Г., Железков О.С. Метод определения усилий холодной высадки головок болтов и винтов // Черная металлургия: Бюл. ин-та «Черметинформация». 1975. № 12. С. 48–49.
 4. Паршин В.Г. Теория и технология автоматизированного производства методами ОМД деталей массового применения // Прогрессивные технологические процессы в обработке металлов давлением: Сб. науч. тр. / Под ред. Б.А. Никифорова. Магнитогорск: МГМА, 1997. С. 239–244.
 5. Смирнов-Аляев Г.А. Механические основы пластической обработки металлов. Л.: Машиностроение, 1968. 266 с.
 6. Проблема повышения качества крепежных изделий / Чукин В.В., Артюхин В.И., Рубин Г.Ш. и др. // Вестн. МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 99–102.
-

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.793.71:669.248.7

Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Астапов Е.Н., Нефедьев А.А.

ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ДЕТОНАЦИОННО НАПЫЛЕННОГО НИКЕЛЯ НА МЕДНЫЕ ПЛАСТИНЫ КРИСТАЛЛИЗАТОРОВ МНЛЗ

При производстве кристаллизаторов для сортовых, блюмовых и слябовых МНЛЗ используют листовую медь, из которой изготавливают плиты необходимых размеров с последующей доработкой их рабочих поверхностей посредством нанесения на них выбранным методом защитных покрытий. Покрытия могут быть как однокомпонентные, так и многокомпонентные. Так, фирма EGON EVERTZ использует гальваническое покрытие из никеля. Кристаллизатор из медных плит с никелевым покрытием, по утверждению фирмы-производителя EGON EVERTZ, выдержал 1880 плавов на 2-ручьевого МНЛЗ с объемом ковша 306 т. Это значит, что через один кристаллизатор прошло 287640 т стали. При всех достоинствах предлагаемого фирмой EGON EVERTZ метода построения кристаллизаторов он имеет и существенные недостатки:

- очень сложная и дорогая технология подготовки поверхности меди под покрытие – в основном химическая технология;

- поскольку нанесение покрытия гальваническое, то оно без солей и кислот невозможно;

- необходимость электроизоляции свободных от покрытия поверхностей листов меди, что в сильно агрессивных средах сделать технологически трудно и дорого.

В настоящее время все чаще обращаются к газотермическим методам нанесения покрытий. Одной из разновидностей этого метода является детонационно-газовый метод напыления, который считается наиболее перспективным при получении относительно толстых и механически прочных покрытий. Основным его достоинством является очень высокая скорость напыляемых частиц, достигающая 800...1300 м/с. Такой скорости достаточно, чтобы посредством кинетико-динамических процессов взаимодействия частица – основа химически активировать напыляемую поверхность, а значит, организовывать хорошую адгезию и когезию напыляемых частиц, которая может достигать 100 МПа [1].

Для полученных покрытий, которые будут в процессе эксплуатации переносить непрерывные высокие механические и тепловые нагрузки, а также иногда тепловые удары, необходимы точные сведения об изменении всех теплофизических свойств напыленных слоев от температуры.

Нами были проведены исследования теплофизических свойств напыленного по заданной технологии никеля на медь. Образцы изготавливались и поставлялись фирмой ЗАО «Уралинжиниринг». Измерения температуропроводности, теплопроводности и теплоемкости проводились на экспериментальной установке, описанной в работе [2].

1. Никелевый детонационно-газовонапыленный и литой отожженный образец

Физические свойства образцов

<u>1 образец</u> (литой, отожженный при 750°С в течение 6 ч)	
Чистота	99,92%
Плотность	$\rho = 8890$ кг/м.
Скорость звука продольная	$v_3 = 5700$ м/с.
Модуль Юнга	$E_{np} = 2,89 \cdot 10^{11}$ Н/м ² .
<u>2 образец</u> (детонационно-газовонапыленный)	
Чистота	98,8%
Плотность	$\rho = 8630$ кг/м.
Скорость звука продольная	$v_3 = 4900$ м/с.
Модуль Юнга	$E_{np} = 2,07 \cdot 10^{11}$ Н/м ² .

Образцы имели цилиндрическую форму. Размеры каждого образца: диаметр – 16 мм, высота – 10 мм. Перед загрузкой образца в рабочую вакуумную камеру экспериментальной установки были изготовлены шлифы торцевой поверхности этих образцов. Снимки шлифов детонационно-газовонапыленного никеля и массивного никеля представлены на рис. 1 и 2.

Из сравнения структур, представленных на рис. 1 и 2, следует, что структура детонационно-газовонапыленного никеля представляется в виде чередующихся слоев. Все слои составлены из разновеликих блоков. Кроме того, спайность ме-

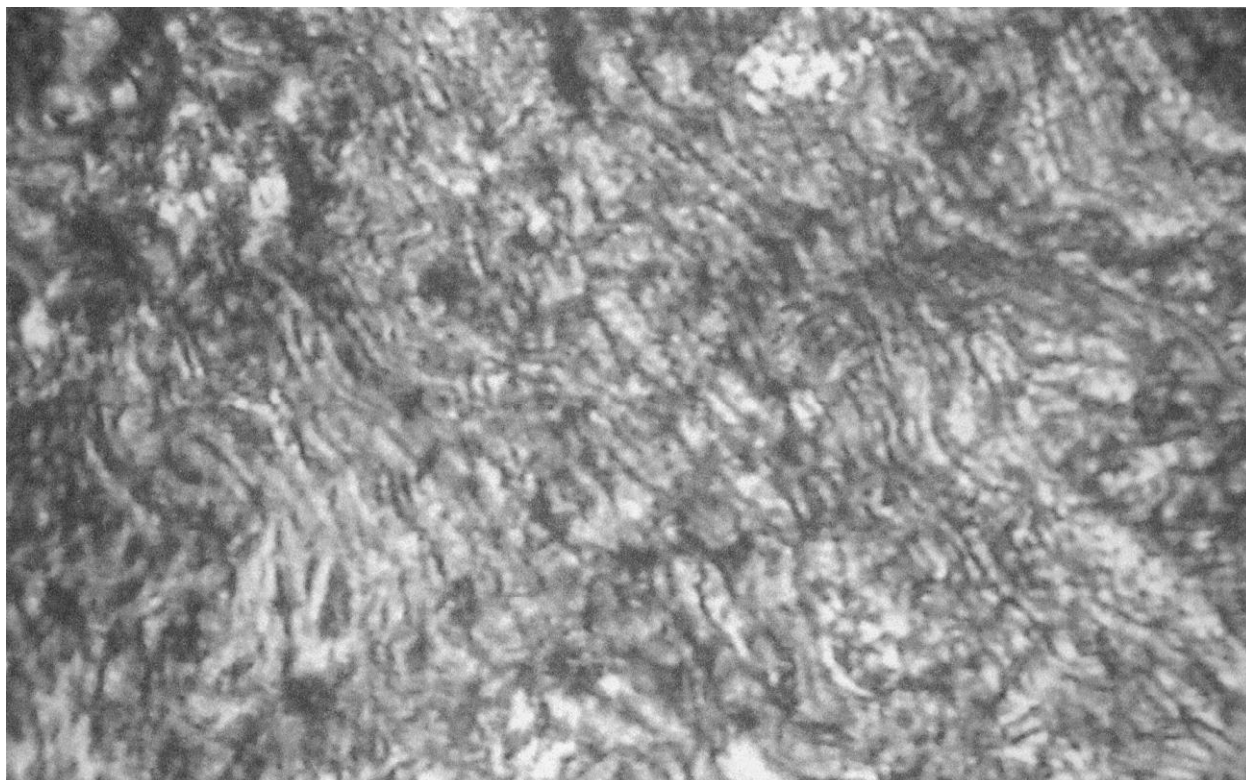


Рис. 1. Картина шлифа никелевого детонационно-газово-напыленного образца, $\times 200$

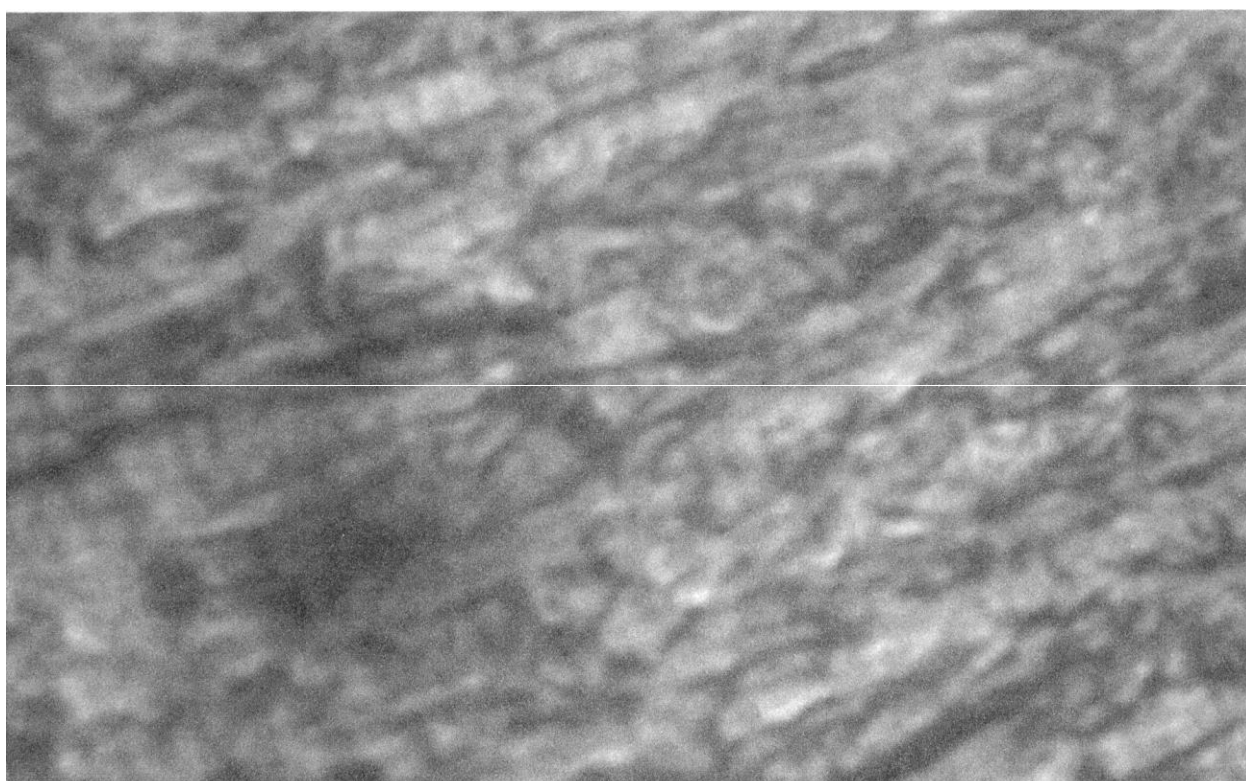


Рис. 2. Картина шлифа литого и отожженного никелевого образца, $\times 400$

жду слоями и блоками, образующими слой, не является стопроцентной (оценка проводилась по толщине и цвету границ спайности). О качестве спайности слоев и блоков в каждом слое, т.е. пористости образца, говорят исследованные физические свойства: плотность, скорость звука и продольный модуль Юнга, которые отличаются от соответствующих физических свойств литого отожженного никеля: пористость напыленного никеля составляет примерно 3%.

2. Результаты исследования теплофизических свойств детонационно-газовонапыленного и литого никеля

Измеренные температурные зависимости температуропроводности, теплопроводности и теплоемкости детонационно-газовонапыленного и литого отожженного никеля представлены на рис. 3–5.

Из качественного сравнения зависимостей, представленных на рис. 3–5, можно сделать следующие выводы:

1. По абсолютной величине температуропроводности и теплопроводности напыленного никеля гораздо ниже, чем у литого отожженного никеля.

2. Характер изменения $a(T)$ и $\lambda(T)$ от температуры у напыленного и литого отожженного никеля примерно одинаков, хотя есть некоторые различия, особенно для $a(T)$ после Θ_k , а для $\lambda(T)$ до Θ_k .

3. При превышении температуры Кюри ($T = \Theta_k$) температуропроводность, теплопроводность и теплоёмкость изменяют свой характер поведения. Это связано с тем, что образцы из ферромагнитного состояния переходят в парамагнитное.

Это говорит о том, что механизмы, лежащие в природе температуропроводности и теплопроводности напыленного и литого никеля, отличаются друг от друга. Исходя из структуры напыленного образца (см. рис. 1), можно предположить, что перенос тепла в покрытиях определяется их слоистым строением, наличием пор, трещин и границ раздела между частицами и осуществляется следующими механизмами:

1) электронами по телу самих металлических частиц, составляющих по-

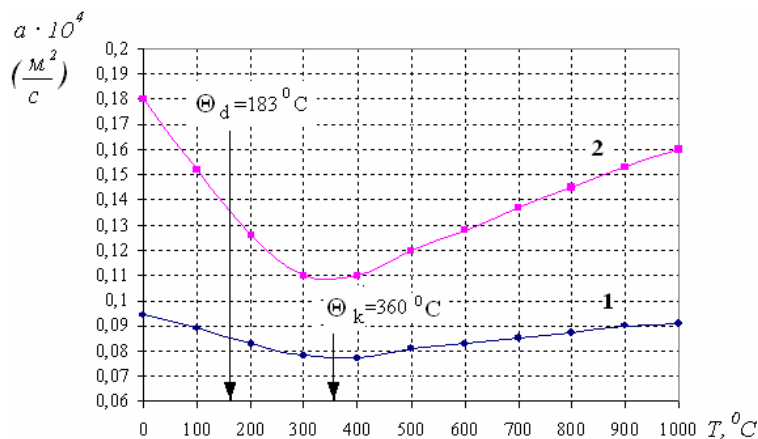


Рис. 3. Температурная зависимость температуропроводности детонационно-газовонапыленного (1) и литого отожженного никеля (2) (Θ_d – температура Дебая, Θ_k – температура Кюри)

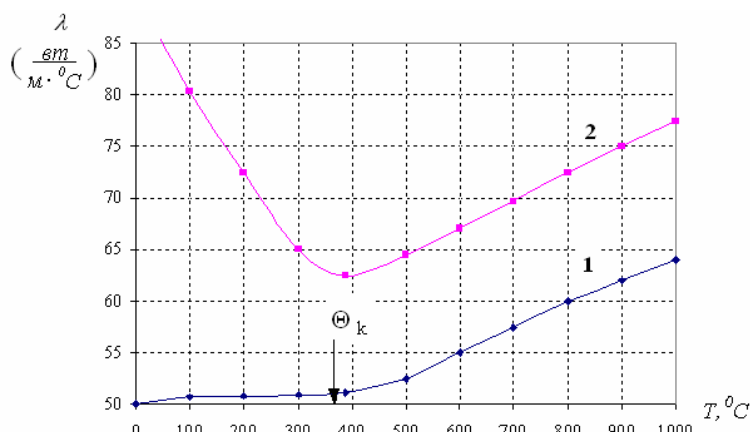


Рис. 4. Температурная зависимость теплопроводности детонационно-газовонапыленного (1) и литого отожженного никеля (2)

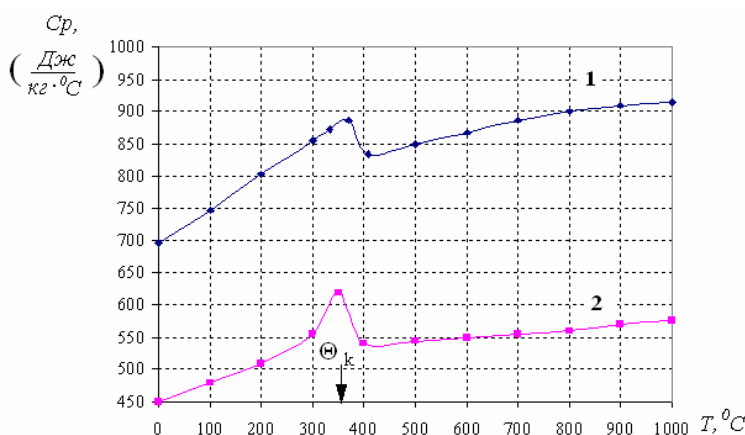


Рис. 5. Температурная зависимость теплоемкости детонационно-газовонапыленного (1) и литого отожженного никеля (2)

крытие, а также на участках приваривания, поскольку здесь образовались прочные металлические связи между частицами (λ_e);

2) за счет решеточной и фононной теплопроводности в частицах и по участкам приваривания между частицами (λ_ϕ) для неметаллических покрытий;

3) теплопроводностью газа, заключенного в порах покрытия (λ_r);

4) лучистым теплообменом в порах в случае нагрева покрытия до высокой температуры (λ_L).

Поскольку границы раздела между частицами не полностью заполнены участками или очагами сваривания, а передача тепла по механизмам 3 и 4 происходит медленно, суммарный коэффициент теплопроводности покрытия можно представить в виде

$$\lambda = \lambda_e + \lambda_\phi + \lambda_r + \lambda_L.$$

Он намного ниже, чем у компактных материалов. По мере увеличения температуры изменяется вклад от этих механизмов в теплопроводность покрытия и поэтому ее зависимость от температуры имеет сложный характер, отличающийся от аналогичной зависимости для компактного материала (см. рис. 3, 4). Из сопоставления видно, что теплопроводность покрытия на много ниже теплопроводности массивного материала при любой температуре. Кроме того, необычна зависимость теплопроводности от температуры: в покрытиях с ростом температуры их теплопроводность несколько возрастает или остается приблизительно постоянной до Θ_k , а у компактных материалов теплопроводность по мере возрастания температуры уменьшается до Θ_k , а выше Θ_k , $\lambda(T)$ – растёт. Такая зависимость показывает, что в покрытиях теплопроводность по механизмам 2, 3 и 4 может вносить существенный вклад в общую теплопроводность при повышенной температуре.

Библиографический список

1. Астахов Е.А., Краснов А.Н. Защитные покрытия на металлах. Вып. 5. Киев: Наук. думка, 1971. С. 57–62.
2. Экспериментальная установка для исследования теплофизических свойств твёрдых тел методом периодических тепловых волн / Дубский Г.А., Вдовин К.Н., Нефедьев А.А., Дубская Т.Я. // Вестн. МГТУ. 2007. Вып. № 4. С. 81–88.

ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.777.073

Огарков Н.Н., Залетов Ю.Д., Канаев Д.П., Минько Д.И.

ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ ВЫСАДОЧНОГО ИНСТРУМЕНТА ОТДЕЛОЧНО-УПРОЧНЯЮЩЕЙ ОБРАБОТКОЙ

В результате анализа различных отделочных упрочняющих видов обработки высадочного инструмента, таких как полирование, ультразвуковая обработка, электроискровое упрочнение, поверхностно-пластическая деформация, электролитическое полирование, выявлено, что наиболее подходящими для условий ОАО «ММК-МЕТИЗ» оказались 2 способа: поверхностно-пластическая деформация (ППД) и электролитическое полирование.

С целью исследования влияния этих двух способов обработки на повышение стойкости высадочного инструмента были изготовлены 2 лабораторные установки.

Для метода ППД был сконструирован многошаровый обкатник, позволяющий в процессе упругой деформации корпуса обкатника обеспечить по сравнению с жесткими обкатниками равномерную пластическую деформацию как в радиальном, так и в осевом направлениях.

Режимы обкатки шариками приведены в таблице.

s, мм/об	V, м/мин	P, Н	Диаметр шарика, мм
0,06–0,20	50–80	2000–3000	4–10

Исследования показали, что в процессе обкатки шариком наибольшее влияние на шероховатость оказывает величина подачи (рис. 1).

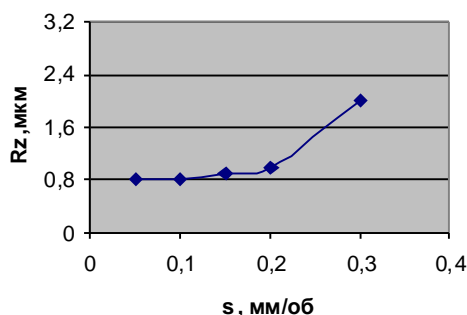


Рис. 1. Влияние подачи при обкатке на шероховатость поверхности для стали Р6М5

Наибольшее увеличение шероховатости наблюдается при величине подачи более 0,2 мм/об. Установлено, что оптимальным режимом обкатки пуансонов из стали Р6М5 является: S=0,1–0,2 мм/об; V=50–80 м/мин; P=2700–3000 Н/мм.

Повышение стойкости пробивных пуансонов по результатам промышленных испытаний в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ» составляет 1,3 раза по сравнению с заводской нормой стойкости (рис. 2).

Промышленное внедрение упрочнения пробивных пуансонов методом многошаровой обкатки не требует больших затрат и сложного оборудования. Реализация процесса обкатки может быть выполнена на токарном станке с использованием многошарового обкатника.

Другим эффективным способом повышения стойкости высадочного инструмента является применение электролитического полирования. В лабораторных условиях исследованы различные составы электролитов (№ 1: H₃PO₄ – 90%, CrO₃ – 10%; № 2: H₂O – 20%; CrO₃ – 5%; H₃PO₄ – 48%; H₂SO₄ – 27% и др.).

Наиболее подходящим электролитом оказался электролит состава № 1.

Исследовано влияние параметров режима электрополирования от различных факторов (рис. 3) с

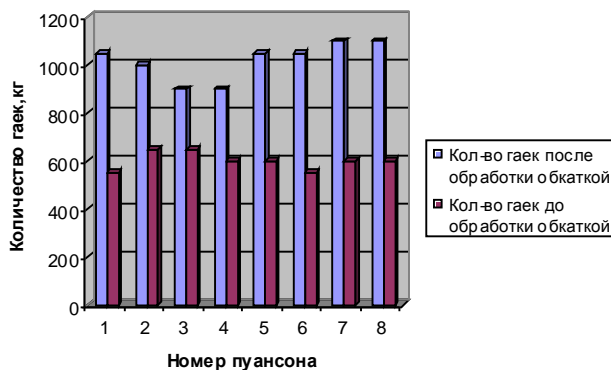


Рис. 2. Сравнительная гистограмма стойкости пробивных пуансонов до и после упрочнения обкаткой

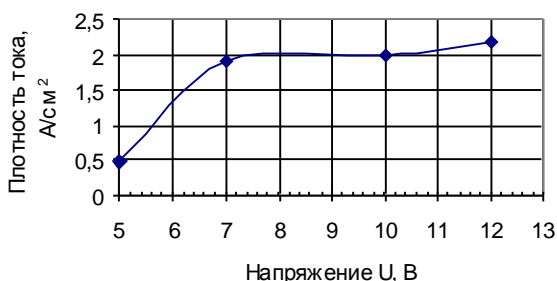
целью выбора оптимального режима электрополирования.

Оптимальным режимом для промышленного электрополирования инструмента является:

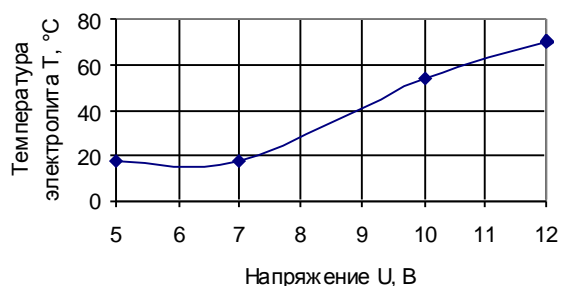
$U=12$ В; $t=20-40^{\circ}\text{C}$; $\tau_{обр}=15-20$ мин; $Y=6-7$ А.
Плотность тока $0,8-2,0$ А/см².

Результаты лабораторных исследований были учтены при разработке конструкции промыш-

График зависимости плотности тока от напряжения при обработке стали Р6М5 в электролите 1



Зависимость температуры электролита от напряжения



Динамика изменения плотности тока при увеличении времени выдержки образца в электролите



Динамика изменения температуры электролита при увеличении времени выдержки



Рис. 3. Параметры режима электрополирования

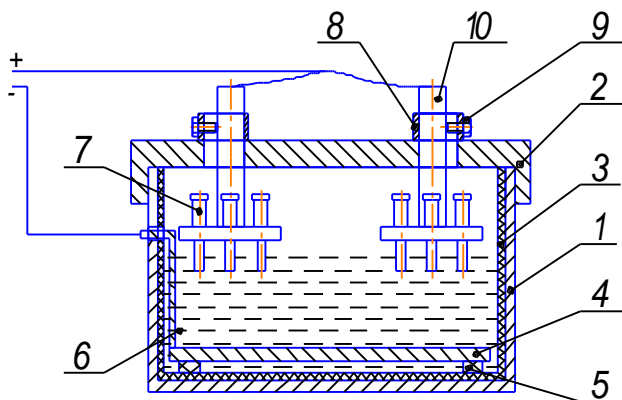


Рис. 4. Схема установки электролитического полирования:

- 1 – емкость; 2 – крышка; 3 – кислотостойкая резина;
- 4 – катод; 5 – резиновая опора; 6 – электролит;
- 7 – обрабатываемый инструмент; 8 – втулка;
- 9 – зажимной болт; 10 – штатив (анод)

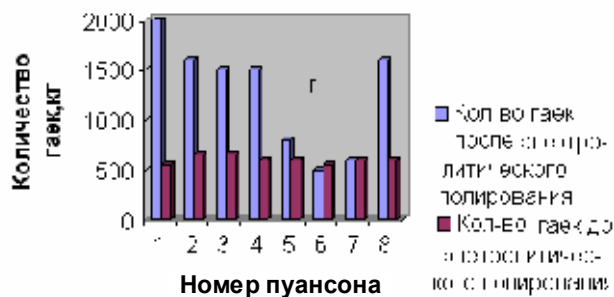


Рис. 5. Сравнительная гистограмма стойкости пробивных пуансонов для гаек М16 до и после упрочнения электролитическим полированием

ленной установки для электрополирования инструмента (рис. 4) и подборе режимов обработки инструмента.

Конструкция промышленной установки для электролитического полирования высадочного и штампового инструмента учитывает возможность её размещения в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ» и экологические требования по безопасности работы. Промышленная установка позволяет одновременно обрабатывать сразу несколько инструментов.

Промышленные испытания на стойкость пробивных пуансонов с электролитическим полированием показали увеличение стойкости для

гайки М16 в среднем в 1,8 раза по сравнению с заводской нормой стойкости (700 кг/пуансон) (рис. 5).

Проведенные исследования подтвердили, что в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ» наиболее эффективными способами отделочно-упрочняющей технологии высадочного инструмента являются: поверхностно-пластическая деформация (ППД) и электролитическое полирование [5].

Результаты выполненной работы могут быть использованы для повышения стойкости высадочного инструмента на других предприятиях метизной промышленности.

Библиографический список

1. Попилов Д.Я. Электрофизическая и электрохимическая обработка материалов: Справочник. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1982. 400 с.
 2. Байсупов И.А. Электрохимическая обработка материалов. М.: Машиностроение, 1988.
 3. Одинцов Л.Г. Упрочнение и отделка деталей поверхностным пластическим деформированием: Справочник. М.: Машиностроение, 1987. 328 с.
 4. Огарков Н.Н., Бондаренко И.Ф. Физико-химическая обработка материалов: Учеб. пособие. Магнитогорск: МГТУ, 2003. 47 с.
 5. Малышева Н.С., Белан А.К. Математическая модель формоизменения металла при поперечном выдавливании // Вестн. МГТУ им. Г.И. Носова. 2006. № 1. С. 11–13.
-

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 621.785.01:621.882.21

Носов А.Д., Чукин В.В., Соколов А.А., Гусева Е.Н., Вахитова Ф.Т.

ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ САМОНАРЕЗАЮЩИХ ВИНТОВ В УСЛОВИЯХ ОАО «ММК-МЕТИЗ»

В ОАО «ММК-МЕТИЗ» для термической обработки самонарезающих винтов используется конвейерный агрегат итальянской фирмы «Automation Service». Отработка технологии началась после завершения пусконаладочных работ.

Процесс производства самонарезающих винтов включает в себя следующие технологические операции:

- подготовку металла к холодной штамповке (волочение, отжиг, фосфатирование, калибрование);
- высадку заготовок и накатку резьбы;
- химико-термическую обработку;
- приемочный контроль по всем переделам;
- упаковку.

Подготовка катанки к штамповке проводится в сталепроволочном цехе и включает:

- 1) подготовку катанки к волочению (травление, промывка, нанесение подсмазочного слоя, сушка);
- 2) волочение на промежуточный размер;
- 3) светлый отжиг, подготовку передельной проволоки к волочению на готовый размер;
- 4) волочение на готовый размер.

Волочение на промежуточный и готовый размер производится на волочильных станах, светлый отжиг - в колпаковых садочных печах.

Высадка заготовок самонарезающих винтов выполняется на холодновысадочных автоматах, накатка резьбы – на резьбонакатных автоматах.

Окончательное формирование потребительских свойств происходит на операции химико-термической обработки - нитроцементации.

Основными свойствами, которые контролируются после нитроцементации, являются:

- твердость поверхности и сердцевины;
- глубина нитроцементованного слоя;
- крутящий момент.

По ходу технологического процесса термической обработки винтов контролировались:

- температура по зонам печи нитроцементации и отпуска;

- температура моечных растворов и растворов дефосфатирования;

- температура закалочного масла и бака с эмульсией;

- время прохождения изделий по операциям технологического процесса;

- углеродный потенциал атмосферы по зонам печи нитроцементации;

- расход эндогаза, аммиака;

- производительность процесса.

При настройке режимов термической обработки на агрегате нитроцементации основными варьируемыми параметрами процесса являлись температура по зонам печи насыщения, углеродный потенциал атмосферы и расход аммиака. Температура в печи нитроцементации изменялась от 860 до 900°C, углеродный потенциал атмосферы – в пределах от 0,65 до 0,86% С, расход аммиака изменялся от 0,4 до 0,6 м³/ч. Температура масла в закалочном баке составляла около 40°C. Время пребывания изделий в печи насыщения – 30 мин, в печи отпуска – 50 мин, в закалочном баке – 30 мин.

По ходу процесса химико-термической обработки через каждые 2 ч работы отбирались образцы для контроля качества продукции. Оценивалась степень соответствия контролируемых параметров изделий нормативным требованиям. Систематическая работа по освоению производства позволила в конечном итоге сформировать значимый массив производственных данных, на основе которого в дальнейшем был установлен наиболее результативный вариант режима нитроцементации.

Первоначально настройка и регулирование параметров технологического процесса осуществлялась в ручном режиме. После насыщения и последующей закалки в масле уровень по-

верхностной твердости находился в пределах 341...733 HV, сердцевины – 204...380 HV при глубине диффузионного слоя 0,1...0,15 мм. Предел прочности при кручении винтов соответствовал интервалу 1,46...4,01 Н·м. Принятый температурный режим процесса не обеспечил формирования требуемого уровня свойств изделий по всему комплексу параметров, регламентированных в технологической документации. Дальнейшая отработка процессов химико-термической обработки на агрегате нитроцементации проводилась в автоматическом режиме. Заданный углеродный потенциал атмосферы поддерживался дозированной (пульсирующей) подачей природного газа в печь нитроцементации.

Анализ производственных данных показал, что увеличение температуры в печи нитроцементации не обеспечивает желаемой стабильности свойств изделий. По твердости сердцевины и крутящему моменту часть винтов не соответствовала требованиям технических условий. Возможной причиной неполного соответствия качества продукции нормативным требованиям могла служить низкая прокаливаемость углеродистой стали (нелегированной) с содержанием углерода от 0,18 до 0,24%, не обеспечивающая необходимой степени упрочнения металла при закалке изделий в масле.

С учётом анализа результатов испытаний было принято решение о переходе на сталь 20Г, отличающаяся более высокими характеристиками прокаливаемости за счет легирования марганцем.

Управление составом атмосферы в печи насыщения при нитроцементации винтов из стали 20Г проводилось в автоматическом режиме. Процесс осуществлялся при температурах 860–890°C. Производительность агрегата варьировалась объемом рабочей загрузки ленты конвейера. При углеродном потенциале атмосферы 0,65–0,85% С изменение расхода аммиака от 0,40 до 0,65 м³/ч обеспечило формирование требуемой глубины диффузионного слоя и заданной твердости поверхности винтов после закалки в масле МЗМ-16 и последующего отпуска при 170°C. Продолжительность операций насыщения, закалки и отпуска соответствовала 30 мин. При указанных выше параметрах процесса твердость поверхности и сердцевины, глубина слоя нитроцементации для винтов

Содержание основных элементов в стали 20Г (ГОСТ 4543-71), %

C	Si	Mn	S	P
			не более	
0,17...0,24	0,17...0,37	0,70...1,0	0,040	0,035

диаметром 3,5 и 4,2 мм находились в пределах регламентированных значений.

Химический состав стали 20Г приведен в таблице.

Дальнейшая эксплуатация агрегата обеспечила воспроизводимость результатов термической обработки при тиражировании принятых режимов насыщения, закалки и отпуска изделий.

Переход при производстве самонарезающих винтов на катанку из стали марки 20Г решил проблему получения стабильных свойств при нитроцементации. Но при штамповке изделий на винтах возникали трещины. Возможными причинами появления трещин являлось наличие мелких раскатанных пузырей. С целью снижения прочностных свойств заготовки перед штамповкой принято решение о переходе на производство винтов из стали марки 15Г. В настоящее время идет освоение процессов штамповки и термообработки винтов из стали марки 15Г.

Для оптимизации качества продукции в дальнейшем целесообразен селективный отбор плавок стали в подкате, поступающем на переработку в изделия осваиваемого сортамента*. При использовании в производстве сталей с повышенным содержанием углерода и марганца, увеличивающим прокаливаемость, может быть достигнут больший эффект упрочнения сердцевины изделий, что исключит случаи отклонения свойств винтов от нормативных значений при испытаниях на скручивание.

Экономически и технологически оправданным может быть также расширение номенклатуры обрабатываемых сталей, в частности применение сталей, легированных бором (12Г1Р, 20Г2Р и др.). Борсодержащие стали весьма технологичны на операциях холодной объемной штамповки и широко применяются в производстве крепежных изделий. Преимуществами бористых сталей являются повышенная пластичность и вязкость, хорошая деформируемость в холодном состоянии, высокая прокаливаемость, усталостная прочность и сопротивление изгибу.

* Проблема повышения качества крепежных изделий / Чукин В.В., Арпохин В.И., Рубин Г.Ш. и др. // Вестн. МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 4. С. 99–102.

Пименова Н.В.

РАЗРАБОТКА И ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПОЗИЦИОННОГО МАТЕРИАЛА CU-CR ДЛЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ КОНТАКТОВ ВАКУУМНЫХ ДУГОГАСИТЕЛЬНЫХ КАМЕР

Введение

Вакуумная дугогасительная камера является основным рабочим элементом вакуумного выключателя. Она представляет собой устройство с электрическими контактами, помещенными в высокий вакуум, и предназначена для гашения электрической дуги, возникающей на контактах выключателя при размыкании цепи.

Вакуумные выключатели в настоящее время находят широкое применение в электрооборудовании, применяемом в различных отраслях промышленности, например на подстанциях распределительных электрических сетей. Вакуумные выключатели отличаются простым и компактным устройством, высокой надежностью, высоким эксплуатационным ресурсом, безопасностью и экологичностью эксплуатации, а также простотой технического обслуживания, поэтому они постепенно вытесняют масляные и воздушные выключатели [1].

Разработкой и выпуском материалов электрических контактов занимаются ведущие зарубежные и российские электротехнические компании, такие как General Electric Company, Westinghouse Electric Company, Siemens, Sirui, в России ОАО «Полема» (Тула), ТОО «Таврида Электрик» (Москва) и «Научный центр порошкового материаловедения» (Пермь).

Материалы электроконтактов должны обладать следующим комплексом свойств: высокой электро- и теплопроводностью; тугоплавкостью и коррозионной стойкостью; высокой механической прочностью как при комнатной, так и при повышенных температурах; высокой электроэрозионной стойкостью; незначительной склонностью к свариваемости и прилипанию; стабильностью в процессе работы контакта.

Чистые металлы и их сплавы не всегда могут реализовать в себе необходимый комплекс физико-механических свойств. Методы порошковой металлургии позволяют сочетать в одном материале разнородные компоненты и фазы, которые не поддаются консолидации другими технологическими методами, что позволяет расширить спектр свойств композиционного материала. Наряду с взаимнорастворимыми системами – сплавами можно получить псевдосплавы – системы, фазовые составляющие которых не взаимодействуют ни в твердом, ни в жидком состоянии или слабо взаимодействуют в широком диапазоне

температур, сохраняя в композиционном материале свои индивидуальные свойства [2].

Свойства композиций, получаемых шихтованием, прессованием и последующим спеканием, меняются немонотонно и часто зависят от технологических характеристик используемых порошков, таких как дисперсность и гранулометрический состав составляющих, индивидуальная плотность укладки частиц, твердость. Поэтому в каждом конкретном случае нужна оптимизация режимов получения и составов композиций для получения наиболее благоприятного сочетания необходимых свойств.

Исследования проведены для оптимизации состава композиции Cu–Cr, обеспечивающего максимальную электро- и теплопроводность при высоком значении плотности, коррозионной стойкости, механической прочности и твердости, обеспечиваемой добавлением хрома.

Методики и объекты исследования

В качестве исходных материалов были выбраны порошок меди марки ПМС-1 и порошок хрома алюмотермического. Частицы используемого порошка меди имеют дендритную форму и средний размер ~ 40 мкм; частицы порошка хрома округлой формы при среднем размере ~ 33 мкм.

Подготовка образцов для исследования проводилась в следующем порядке. Исходные порошки меди и хрома смешивались в смесителе со смещенной осью вращения в течение 8 ч. Скорость вращения 60 об/мин. Для улучшения смешивания в емкость смесителя добавлялись мелющие тела из нержавеющей стали Г-образной формы. Масса мелющих тел составляла 20% от массы шихты. Из шихты (смесей порошков) прессовали образцы в форме таблеток диаметром 5 мм при давлениях 600, 700 и 800 МПа. Спекание проводили в среде вакуума не хуже 10^{-2} Па, при температуре 1050°C. Спекание проводили твердофазное, т.е. в процессе спекания ни один из компонентов не переходил в жидкую фазу, не плавился. Температура плавления меди 1083°C, хрома – 1890°C.

Микроструктуру исследовали на оптических микроскопах («Neophot-21», «Neophot-32»). Механические свойства порошковых псевдосплавов на основе меди были оценены по результатам измерения твердости НВ (по Бриннелю). Электросопротивление материала определялось на

специально изготовленных образцах размерами $60 \times 5 \times 3$ мм миллиметром GOM - 802 M, работающем по четырехпроводной схеме измерения электросопротивления.

Обсуждение результатов

Плотность меди ($8,96 \text{ г/см}^3$) выше плотности хрома ($7,19 \text{ г/см}^3$). Чистая медь обладает твердостью $\sim 350 \text{ Мн/м}^2$ (35 НВ), более низкой, чем чистый хром, имеющий твердость $700\text{--}900 \text{ Мн/м}^2$ (70–90 НВ). Следовательно, относительная плотность образцов, прессованных из смеси твердой и пластичной компонент, должна уменьшаться с увеличением содержания твердой компоненты (рис. 1). Уменьшение плотности прессовок по мере увеличения весового содержания Cr происходит немонотонно, в районе 35% весового содержания Cr выявлена точка перегиба. На участках до и после точки перегиба зависимость хорошо описывается квадратичными полиномами.

Для выяснения причины появления точки перегиба была определена насыпная плотность смесей порошков композиций Cu–Cr. Насыпная плотность зависит от следующих факторов: плотности материала, компактности укладки частиц порошка в объеме, размера и формы частиц, наличия выступов и неровностей на поверхности. Чем крупнее частицы и менее разветвленная их поверхность, тем больше насыпная плотность. Увеличение содержания тонких фракций порошка уменьшает насыпную плотность. Однако, если мелкие фракции заполняют промежутки между крупными частицами, то насыпная плотность увеличивается. Во всех случаях с увеличением поверхности порошков насыпная плотность уменьшается и наоборот. Порошки, имеющие сферическую форму, имеют максимальную насыпную плотность при одинаковом гранулометрическом составе. Смесь порошков Cu и Cr является бидисперсной. Средний размер частиц меди составляет $\sim 40 \text{ мкм}$, средний размер частиц

хрома составляет $\sim 30 \text{ мкм}$. Частицы смеси имеют либо дендритную (Cu), либо округлую (Cr) форму, в связи с этим, с изменением весового соотношения порошков – компонентов меняется характер укладки частиц смеси порошков. Увеличение содержания в смеси доли частиц порошка хрома, обладающих округлой формой, сопровождается увеличением насыпной плотности смеси порошков (рис. 2).

Обнаружено, что в районе 35% весового содержания Cr наблюдается изменение характера зависимости насыпной плотности от весового содержания Cr. Зависимость можно разбить на два участка: до 35% и после, на каждом из которых она описывается квадратичным полиномом. Для подтверждения наличия максимума была определена насыпная плотность шихты с содержанием Cr 32,5 и 37,5%; максимум сохранился. Логично предположить, что в этом интервале весовых соотношений порошков меняется характер укладки частиц. Когда основную массу смеси составляют частицы порошка меди дендритной формы, более мелкие по сравнению с ними частицы хрома округлой формы занимают промежутки между разветвленными частицами меди. При увеличении весовой доли порошка хрома до определенного значения (35 вес. % Cr) промежутки между частицами меди заполняются до предела. Дальнейшее увеличение насыпной плотности смеси происходит за счет увеличения в общей массе смеси весовой доли частиц хрома. Максимально плотная укладка частиц достигается при весовом соотношении Cu–35% Cr, что вызывает после прессования шихты появление точки перегиба на кривой плотности.

После спекания образцов исследуемых композиций изменение характера зависимости на отрезке от 30 до 40 вес. % Cr с точкой перегиба в районе весового содержания Cr–35% сохранилось и стало более выраженным (рис. 3).

Относительная плотность материала Cu–

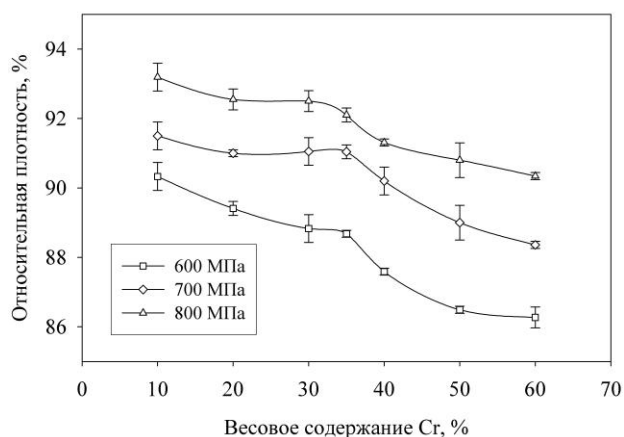


Рис. 1. Влияние тугоплавкой компоненты на плотность прессовок из шихты композиции Cu–Cr

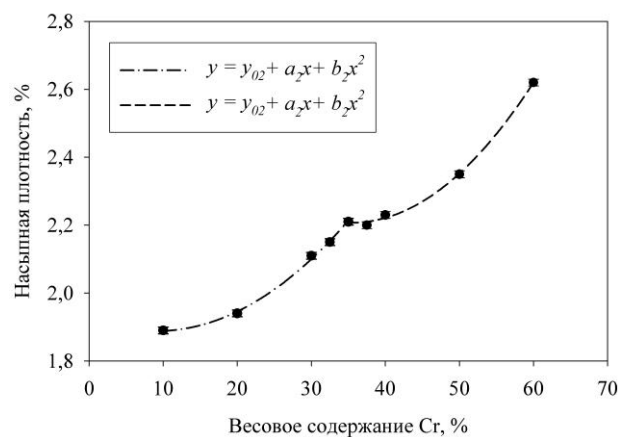


Рис. 2. Влияние тугоплавкой компоненты на насыпную плотность шихты композиции Cu–Cr

35% Cr достигает $95,5 \pm 0,2\%$, как и у материала Cu-30% Cr, и незначительно ниже относительной плотности материалов Cu-10% Cr ($96,6 \pm 0,5\%$), Cu-20% Cr ($96,2 \pm 0,2\%$).

Процессы спекания в медной фазе идут интенсивнее, чем в тугоплавкой фазе хрома. Объемная усадка композиционного материала Cu-Cr с содержанием тугоплавкой компоненты от 10 до 35% имеет наибольшие значения: для образцов, прессованных на максимальные давления, она составляет 4%, на более низкие давления – 5–6%. При меньших содержаниях хрома происходит спекание активной медной матрицы с тугоплавкими включениями хрома. Образованная при прессовании остаточная пористость по медной фазе устраняется. По мере увеличения содержания хрома, начиная с 40% Cr и далее, объемная усадка материала уменьшается по закону кубического полинома. Так происходит потому, что при больших содержаниях хрома начинает образовываться тугоплавкий каркас, менее активный при спекании и тормозящий

усадку композиционного материала, а остаточная пористость по медной фазе в процессе твердофазного спекания не устраняется.

Данные по кинетике спекания хорошо согласуются с исследованиями микроструктуры композиций материала Cu-Cr (рис. 4).

При содержаниях Cr фазы до 20 вес.% ее частицы имеют средний размер порядка ~ 30–40 мкм, округлую форму и равномерно распределены в медной матрице (рис. 4, а). В композиционном материале с содержанием Cr от 30 до 40 вес.% частицы Cr фазы имеют разветвленную форму из-за конгломерации частиц. Фаза Cu по-прежнему играет роль матрицы (рис. 4, б). При содержаниях Cr более 40 вес.% отщепления соседних частиц фазы Cr соприкасаются, что приводит к образованию каркаса из фазы Cr. Фаза Cu заполняет сформированный из тугоплавкой Cr-фазы каркас.

Электропроводность материала определяется в основном характеристиками индивидуальных контактов частиц (размерами площадки контакта, долей металлического контакта), сопротивлением контактов между отдельными частицами [3]. Измерения электросопротивления Cu-Cr композиционных материалов показали, что на промежутке от 10 до 60% весового содержания Cr электросопротивление возрастает по экспоненциальному закону от ~ 0,03-до ~ 0,08 мкОм·м (рис. 5).

Более высокое удельное электросопротивление материалов, прессованных при более низких давлениях, объясняется меньшей плотностью и соответственно более высокой пористостью материала. Изменение электросопротивления композиционного материала по мере изменения весового соотношения фаз объясняется композиционным эффектом [4]. Роль электропроводящей компоненты в композиции играет медь, обладающая низким удельным электросопротивлением, – 0,0172 мкОм·м в нормальных условиях. Удельное электросопротивле-

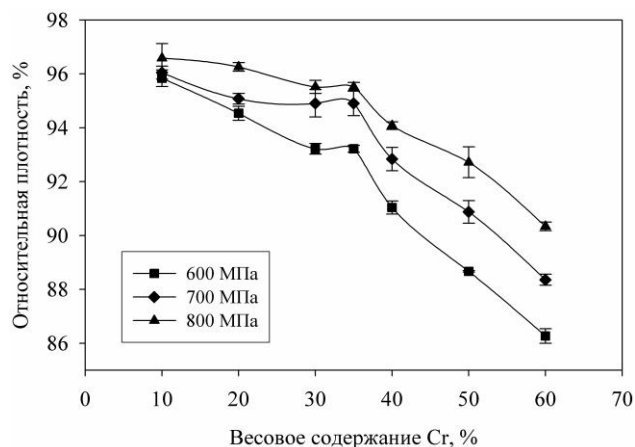
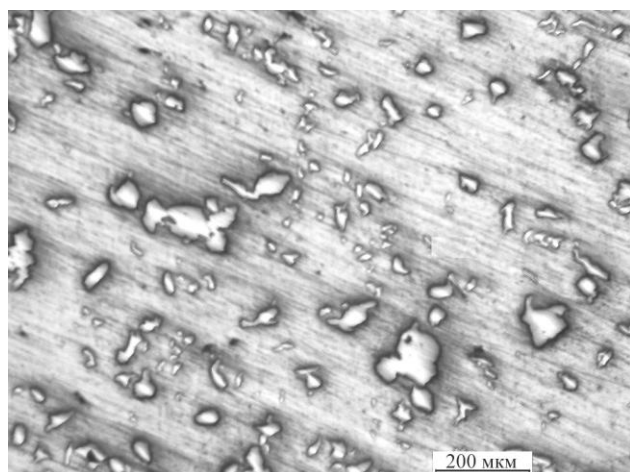
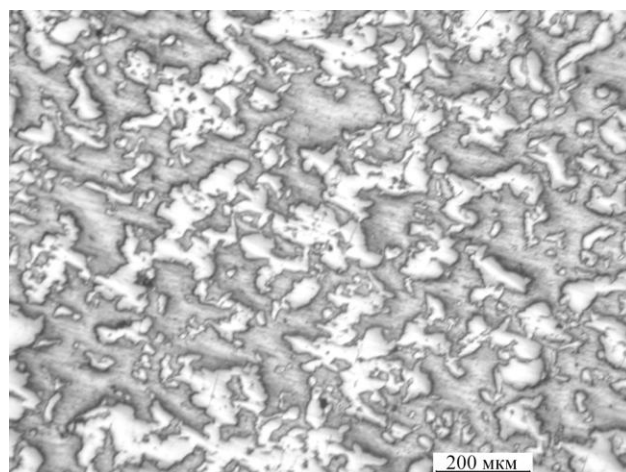


Рис. 3. Влияние тугоплавкой компоненты на плотность композиционного материала Cu-Cr



а



б

Рис. 4. Микроструктура спеченных образцов композиции Cu-Cr: а – 10% Cr; б – 35%Cr

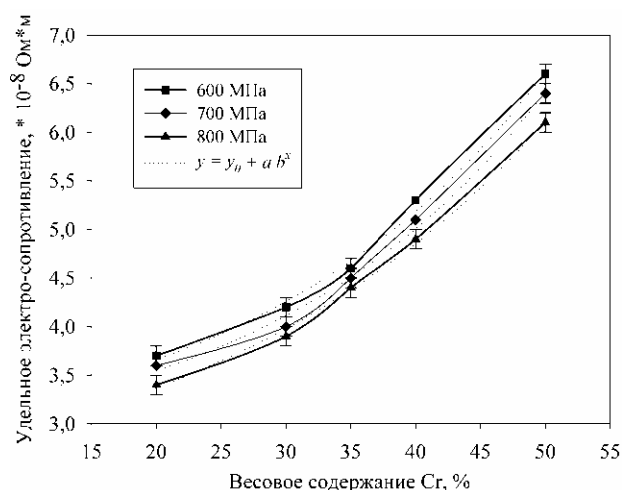


Рис. 5. Влияние Cr компоненты на электро-сопротивление композиции Cu-Cr

ние хрома при 20°C – 0,414 мк Ом·м.

Невысокое удельное электро-сопротивление композиций с содержанием Cr до 35 вес.% объясняется относительно высоким содержанием проводящей фазы и относительно низкой связностью Cr-фазы. Благодаря отсутствию связей между частицами фаза Cr не участвует в проведении электрического тока, следовательно, не вносит вклад в электро-сопротивление композиционного материала. С увеличением содержания фазы Cr растет связность частиц фазы, частицы образуют проводящую электрический ток сетку. В результате фаза Cr, обладающая большим электро-сопротивлением, начинает вносить вклад в электро-сопротивление композиционного материала. Одновременно растет число контактов между частицами разноименных фаз Cu и Cr, вносящих дополнительный вклад в рост электро-сопротивления.

В области состава Cu–35% Cr наблюдается отклонение от экспоненциальной зависимости. Электро-сопротивление с увеличением содержания Cr фазы до 35 вес.% возрастает с меньшей скоростью, после – с большей. Такое поведение электро-сопротивления композиционного материала Cu–Cr объясняется максимумом плотности материала в области 35 вес.% Cr (см. рис. 3), а

так же сменой характера микроструктуры материала: началом замены основы материала – медной матрицы на сетку (каркас) из хрома.

Твердость чистой меди в два раз ниже твердости чистого хрома. Постепенное увеличение в пластичной медной матрице числа включений хрома высокой твердостью сопровождается постепенным, по закону кубического полинома, увеличением твердости композиционного материала от 60 до 78 НВ при увеличении содержания Cr от 10 до 35 вес. %. При больших содержаниях хрома рост твердости замедляется, тугоплавкая составляющая, равномерно распределенная по всему материалу, образует жесткий каркас и твердость композиционного материала определяется твердостью этого каркаса.

Выводы

В исследованном диапазоне составов Cu–10÷60 вес. % Cr существует область весовых соотношений меди и хрома – Cu–30÷40% Cr, в которой происходит смена характера поведения свойств композиционного материала. До 30% Cr свойства композиции определяются свойствами медной фазы, начиная с 40% Cr на свойства композиции существенное влияние оказывает тугоплавкая компонента. В композиционном материале состава Cu–35% Cr происходит начало замены матричной (Cu) структуры каркасной (Cr). В указанной области весовых соотношений Cu и Cr наблюдается локальный максимум по свойствам, обусловленный наиболее плотной укладкой частиц в смеси исходных порошков – частиц порошка меди дендритной формы и более мелких частиц порошка хрома округлой формы. Композиционный материал Cu–35% Cr обладает высокой относительной плотностью ~ 96%. Удельное электрическое сопротивление материала ~ $4,5 \cdot 10^{-8} \text{ Ом}\cdot\text{м}$, что в пересчете на электропроводность составляет 38% от электропроводности чистой меди. Твердость достигает величины ~ 78 НВ. Разработанный материал по свойствам не уступает мировым аналогам [5] и с успехом может быть использован в качестве материала для электрических контактов вакуумных выключателей.

Библиографический список

1. Применение вакуумных выключателей в России / ЗАО РКЦ «Калугаэнерго-финанс». http://www.kef.ru/art_001.shtml, 17.04.2005.
2. Аврамов Ю.С., Шляпин А.Д. Новые композиционные материалы на основе несмешивающихся компонентов: получение, структура, свойства. М.: МГИУ, 1999. 206 с.
3. Новоселова М.В. Расчет электропроводности композиционных электро-контактных материалов // Вестник ПГТУ. Проблемы современных материалов и технологий. Пермь, 2004. С. 30–39.
4. Ilic D.J., Fiscina J., Gonzalez Oliver C., Ilic N., Mucklich F. Self Formed Cu-W Functionally Graded Material Produced Via Powder Segregation // Advanced Engineering Materials. 2007. 9. No 7. P. 542–546.
5. Baihe Miao, Yan Zhang, Guoxun Liu. Current Status and Developing Trends of Cu-Cr Contact Materials for VCB // IEEE. 2004. № 4. Vol. 311–314.

НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ

УДК 621.778.014-426:620.172.242

Чукин М.В., Емалеева Д.Г.

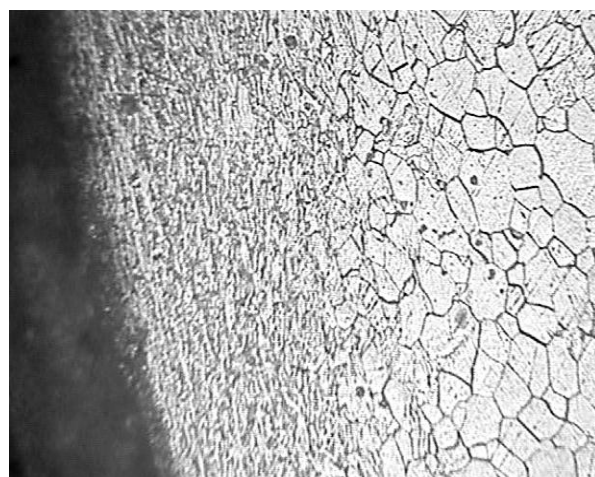
ВЛИЯНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА ЭВОЛЮЦИЮ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ СТАЛЬНОЙ ПРОВОЛОКИ В ПРОЦЕССЕ РКУПРОТЯЖКИ*

В последние годы наблюдается активное развитие способов интенсивной пластической деформации (ИПД), позволяющих получать ультрамелкозернистые (УМЗ) и наноструктурные материалы с уникальным комплексом физико-механических свойств (высокая твердость, износостойкость и прочность при сохранении достаточного для дальнейшей обработки уровня пластичности) [1, 2]. Однако при всем многообразии проводимых исследований остается актуальной проблема адаптации существующих разработок к непрерывным схемам обработки заготовок. Поэтому на кафедре машиностроительных и металлургических технологий ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова» был разработан способ равноканальной угловой свободной протяжки (РКУПротяжка), позволяющий формировать ультрамелкозернистую структуру поверхности длинномерных заготовок и управлять механическими свойствами материала в условиях непрерывности технологического процесса.

Процесс РКУПротяжки заключается в многократном протягивании проволоки через специально разработанный инструмент, имеющий в сечении 2 пересекающихся под углом канала. Отличительной особенностью данной схемы ИПД является возможность её сочетания с традиционным способом волочения проволоки. Технологичность и непрерывность процесса реализуется за счет последовательной установки на волочильном стане необходимого количества инструмента. Обработка проволоки предлагаемым способом не влечет за собой существенного изменения формы и размеров поперечного сечения заготовок и позволяет сохранять постоянство марочного состава дефор-

мируемого материала [3].

Необходимость повышения эффективности процесса РКУПротяжки требует оптимизации режимов обработки. Поэтому целью настоящей работы является исследование влияния предварительной термической обработки (ТО) на эволюцию



а



б

Рис. 1. Микроструктура образца $D = 5,0$ мм, подвергнутого десятикратной РКУПротяжке с предварительным отжигом, $\times 200$: а – поверхность; б – центр

* Работа выполняется в рамках федеральной целевой программы «Исследования и разработки по приоритетным направлениям развития научно-технологического комплекса России на 2007–2012 гг.» по направлению «Конструкционные стали с ультрамелкодисперсной и наноструктурой, методы их получения и обработки» (контракт № 02.513.11.3196), а также при финансовом содействии фонда развития малых форм предприятий в научно-технической сфере ИМ. Борника.

структуры и свойств стальной проволоки в процессе РКУПротяжки.

При проведении исследований в качестве исходного материала использовалась стальная низкоуглеродистая проволока (сталь 10) различного диаметра. Образцы проволоки подвергались многократному деформированию способом РКУПротяжки с предварительной термической обработкой (отжиг при температуре 680°C, время выдержки при заданной температуре 15 мин) и без неё.

Оценка характера изменения структуры металла в ходе обработки производилась на микроскопе «ЭПИКВАНТ» с использованием системы компьютерного анализа изображений SIAMS-600. Исследование подтвердило, что РКУПротяжка сопровождается интенсивным диспергированием структурных составляющих поверхности всех исследуемых образцов (рис. 1, а). В то же время структура центральной области заготовок остается неизменной и соответствует типичной структуре исходной низкоуглеродистой стали (рис. 1, б).

При небольших увеличениях отчетливо различить строение и идентифицировать структурные составляющие образованного в результате протяжки наноструктурированного поверхностного слоя не представляется возможным вследствие высокой дисперсности микроструктуры. Можем лишь отметить, что полученный УМЗ слой имеет волокнистое строение, обнаруживаемое при малых увеличениях, и с возрастанием интенсивности обработки непрерывно увеличивается в толщине (рис. 2).

Как следует из рисунка, предварительный отжиг заготовки, подвергнутой РКУПротяжке за 10 проходов, позволил значительно интенсифицировать процесс диспергирования структурных составляющих поверхностных слоев на заключительных этапах обработки и получить УМЗ слой толщиной до 297 мкм.

С целью исследования влияния режима обработки на изменение интегральных механических свойств проволоки различного диаметра, образцы после десятикратной протяжки подвергались испытанию на одноосное растяжение с определением значений временного сопротивления и степени упрочнения материала относительно исходного

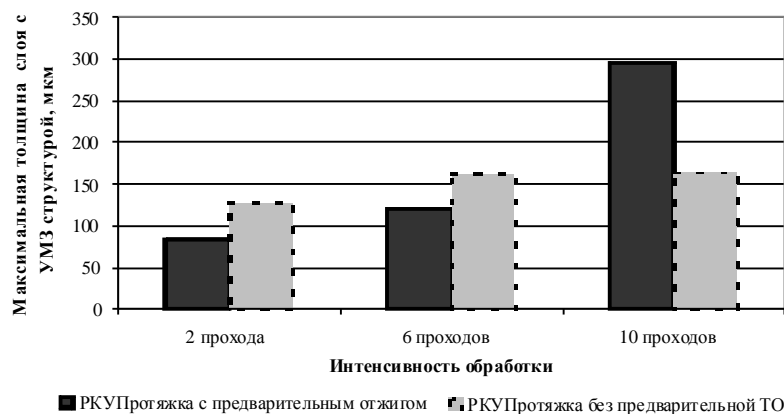


Рис. 2. Исследование изменения толщины УМЗ поверхностного слоя образца диаметром 4,5 мм

Изменение прочностных свойств проволоки в процессе РКУПротяжки

Диаметр образца, мм	Упрочнение относительно исходного состояния, %	
	РКУПротяжка с предварительным отжигом	РКУПротяжка без предварительной ТО
4,2	18,1	7,2
4,5	16,2	6,1
5,0	28,7	-18,2
5,5	27,2	-0,8

состояния (до проведения ИПД) (см. таблицу).

Анализ динамики изменения механических свойств образцов относительно исходного состояния показал, что РКУПротяжка отожженной проволоки различного диаметра вызывает стабильное увеличение уровня механических свойств образцов вплоть до 29%. Для образцов, подвергнутых протяжке без предварительной ТО, установили, что увеличение интенсивности обработки до 10 протяжек через инструмент является неэффективным с точки зрения упрочнения материала, требует дальнейшего изучения и подбора оптимальных параметров деформирования.

Проведенные исследования выявили положительное влияние предварительного отжига материала на эффективность обработки стальных заготовок способом РКУПротяжки. Полученные результаты могут быть использованы с целью дальнейшей оптимизации режимов получения длиномерных заготовок с УМЗ структурой поверхности и требуемым уровнем механических свойств.

Библиографический список

1. Валиев Р.З., Александров И.В. Объемные наноструктурные металлические материалы: получение, структура и свойства. М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. 398 с.
2. Особенности реологических свойств конструкционных наносталей / Чукин М.В., Гун Г.С., Барышников М.П., Валиев Р.З., Рааб Г.И. // Вестн. МГТУ им. Г.И. Носова. 2008. № 1. С. 24–27.
3. Емалеева Д.Г. Повышение уровня механических свойств стальной проволоки формированием наноструктуры поверхностного слоя // Инновации молодых учёных: Сб. докл. на 65-й научно-технической конференции. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. 160 с.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 66.074.6

Черчинцев В.Д., Гусев А.М., Афонин И.А., Дробный О.Ф.

РЕКОНСТРУКЦИЯ СИСТЕМЫ ОЧИСТКИ ГАЗОВ И АСПИРАЦИОННОГО ВОЗДУХА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АГРЕГАТОВ ВТОРИЧНОЙ ОБРАБОТКИ ЭЛЕКТРОСТАЛИ ОАО «ММК»

В связи с необходимостью повышения эффективности и определения технических условий очистки газов и аспирационного воздуха технологических агрегатов вторичной обработки электростали с использованием труб Венгури была проведена оценка существующего состояния соответствующих газоочисток, которая показала, что разработанные для условий мартеновского производства, они не приспособлены для очистки газов, отходящих от вышеперечисленных агрегатов. Это обусловлено главным образом тем, что изменился температурный режим очищаемых газов и физико-химические свойства пыли. В результате этого, во-первых, резко снизилась эффективность (до 75%) и, во-вторых, высокое влагосодержание (свыше 75 г/нм^3), наличие извести привело к необходимости периодических остановок нагнетателей с целью очистки их лопаток, поскольку возникающий дисбаланс из-за их зарастания способствует уве-

личению уровня вибрации до опасных пределов.

Сжигание природного газа ($1200 \text{ м}^3/\text{ч}$ на газоочистке № 28 и $600 \text{ м}^3/\text{ч}$ на газоочистке № 33) с целью повышения температуры газа до температуры точки росы и выше позволяет увеличить периодичность остановок до 1 раза в 20 дней, но не дает возможности полностью исключить их.

Срок эксплуатации существующих газоочисток составляет более 30 лет, и они физически устарели, что выражается в наличии абразивного износа лопаток нагнетателей и шламопроводов.

Исследования показали, что для повышения эффективности газоочисток № 28, 33 ПСЦ до 95–98% необходимо увеличение скорости газа в горловине трубы Венгури до 140–150 м/с и расхода воды на орошение в 2–8 раз. Однако при этом значительно увеличиваются потери давления в системе (табл. 1).

Полученные результаты показывают, что, учитывая потери давления в газовых трактах при существующих нагнетателях, возможно в лучшем случае достигнуть эффективности пылеулавливания 90–95%. Поскольку повышение эффективности пылеулавливания скрубберов Венгури связано с повышением скорости газа в горловине трубы $V_{\text{гор}}$ и увеличением расхода орошающей воды, были произведены расчеты соответствующих значений $V_{\text{гор}}$ в зависимости от величины коэффициента удельного орошения (табл. 2), обеспечивающих эффективность не менее 98%.

Из полученных результатов видно, что для повышения эффективности пылеулавливания скрубберов Венгури необходима их реконструкция, поскольку в настоящее время максимальная скорость газа в горловине составляет не более 90 м/с, а коэффициент удельного орошения 0,00107.

В связи с этим были рассмотрены варианты сухой очистки газов, которые позволяют полностью исключить применение воды как при очистке газов, так и при удалении и транспортировке уловленной пыли.

Таблица 1

Величина потерь давления $\Delta P_{\text{скр}}$ а скруббере Венгури в зависимости от эффективности пылеулавливания η

Параметры, определяющие эффективность скруббера Венгури		Величина потерь давления на скруббере $\Delta P_{\text{скр}}$, Па, при эффективности η , доли			
В	χ	0,800	0,950	0,980	0,990
$3,000 \cdot 10^{-08}$	1,99	7820,45	10693,9	12232,5	13280,01
$6,000 \cdot 10^{-08}$	1,91	7849,21	10871,7	12504,4	13621,02
$1,200 \cdot 10^{-07}$	1,83	7880,54	11068,0	12806,5	14001,06
$2,400 \cdot 10^{-07}$	1,75	7914,81	11285,8	13143,7	14427,08
$4,800 \cdot 10^{-07}$	1,67	7952,45	11528,9	13522,7	14907,72
$9,600 \cdot 10^{-07}$	1,59	7993,98	11801,8	13951,4	15453,9
$1,920 \cdot 10^{-06}$	1,52	8040,04	12110,3	14439,9	16079,56
$3,840 \cdot 10^{-06}$	1,44	8091,41	12461,7	15001,6	16802,81
$7,680 \cdot 10^{-06}$	1,36	8149,07	12865,5	15653,5	17647,5
$1,536 \cdot 10^{-05}$	1,28	8214,24	13334,1	16418,6	18645,72
$3,072 \cdot 10^{-05}$	1,20	8288,48	13884,1	17328,1	19841,49
$6,144 \cdot 10^{-05}$	1,13	8373,85	14538,0	18425,1	21296,76
$1,229 \cdot 10^{-04}$	1,05	8473,02	15327,4	19771,7	23101,16

При этом полностью отпадает необходимость в остановках нагнетателей для ручной очистки лопастей и не потребуется сжигать газ для подогрева с целью предупреждения конденсации паров воды в дымовых трубах.

В качестве аппаратов сухой очистки были рассмотрены электрофильтры и рукавные фильтры.

Современные электрофильтры типа ЭГА, ЭГБ (ЭГБМ), ЭГВ (ЭГВМ), имеющие производительность от 36000 до 1360000 м³/ч при скорости газового потока до 1 м/с, обеспечивают эффективность очистки 98–99%. Однако в технологических агрегатах ЭСПЦ («печь-ковш», АДС) образуется значительное количество тонкодисперсной низкоомной пыли (оксиды железа). При улавливании ее в аппаратах электрической очистки требуется пониженная скорость газа в активной зоне (0,5–0,7 м/с) и, как правило, четырехпольные агрегаты, то есть фильтры больших габаритов.

Кроме этого оседание низкоомной пыли на внутренних поверхностях изоляторов может приводить к пробое высокого напряжения на корпус фильтра, что значительно снижает величину рабочего напряжения и, следовательно, приводит к падению эффективности пылеулавливания. Это становится особенно актуальным при использовании современных высокоэффективных аппаратов (фильтры ЭГБМ, ЭГВМ) с увеличенным межэлектродным расстоянием (до 460 мм) и соответственно с повышенным напряжением, подаваемым на коронирующие электроды (80–110 кВ). Удельные капитальные затраты (тысяч рублей за м³/ч установленной производительности) на строительство электрофильтра (100–150 тыс. руб./м³/ч) в 2–3 раза больше, чем на строительство рукавного фильтра (50–70 тыс. руб./м³/ч).

В связи с этим в качестве аппаратов сухой очистки предлагаются рукавные фильтры, тенденция к применению которых при очистке газов от электросталеплавильных агрегатов наблюдается в мировой практике.

Рассмотрено несколько вариантов компоновки рукавных фильтров: существующая схема с заменой труб Вентури и каплеуловителей на рукавный фильтр; установка рукавного фильтра за каждым агрегатом (с трактом подачи сыпучих, если таковой есть); установка группы рукавных фильтров и подача очищаемого газа от агрегатов через коллектор.

Схема с заменой труб Вентури и каплеуловителей на рукавный фильтр по первому варианту наиболее проста и позволяет сохранить существующие нагнетатели как на газоочистке № 28, так и на газоочистке № 33. Однако при такой компоновке

нет резервирования газоочистного оборудования, что значительно усложняет его обслуживание.

Второй вариант с установкой рукавного фильтра за каждым агрегатом облегчает обслуживание, ремонт и эксплуатацию фильтров, поскольку каждый из них связан только со своим агрегатом. Но, как и в первом варианте, при такой компоновке нет резервирования газоочистного оборудования и, кроме того, существующие нагнетатели должны быть заменены дымососами для каждого фильтра. Кроме этого, поскольку температура пылегазовых потоков от различных агрегатов может быть различной (табл. 3), для рукавов необходимо будет использовать различные виды тканей.

Учитывая недостатки первых вариантов, для реконструкции системы газоочистки предлагается установка группы (2–4 в каждой системе) ру-

Таблица 2

Скорость газа в горловине трубы Вентури $V_{гор}$ в зависимости от величины удельного орошения m и потерь давления $\Delta P_{скр}$

Потери давления $\Delta P_{скр}$, Па	Скорость газа в горловине трубы Вентури $V_{гор}$, м/с, при величине удельного орошения m , кг/м ³		
	0,00107	0,00214	0,00428
12000	124,96	108,00	93,01
12500	127,54	110,22	94,93
13000	130,07	112,41	96,81
13500	132,54	114,55	98,65
14000	134,98	116,65	100,46
14500	137,36	118,71	102,24
15000	139,71	120,74	103,99
15500	142,02	122,74	105,71

Таблица 3

Расход и температура отходящих газов

Агрегат	Расход газа, тыс.м ³ /ч	Температура t , °С	Требуемая эффективность $\eta_{тр}$, %
АПК - 1	52	130	98
АПК - 2	52	100	97
АПК - 3	82,5	100	98
АДС - 1	35	130	98
АДС - 2	52	130	98
МГР №1, 2 МНПЗ №5	38	100	97
ТПС АПК - 1	8	40	98
ТПС АПК - 2	15	40	97
ТПС АДС - 1	11	40	98
ТПС АДС - 2	11	40	98
ТПС АПК - 3	11	40	98
ДСПА № 32	180	250	98
Аспирация завалочных окон	57,60	200	

кавных фильтров с суммарной производительностью, равной расчетной производительности подключаемых агрегатов, и подача на них очищаемого газа от агрегатов через коллектор грязного газа. Такая схема похожа на предыдущую, но в этом случае каждый агрегат и каждый фильтр подключается к коллектору грязного газа через отдельный патрубок, снабженный затвором. Это позволяет при необходимости отключать либо агрегат, либо фильтр, что значительно облегчает их обслуживание. Кроме того, последствия пиковых нагрузок при такой компоновке будут сглаживаться, так как распределяться они будут на все работающие фильтры.

Поскольку вследствие перемешивания в коллекторе на все фильтры будет подаваться газ с одинаковыми свойствами (суммарный расход газов, поступающих на очистку, $605100 \text{ м}^3/\text{ч}$; температура смеси газов от всех агрегатов 144°C), то можно устанавливать однотипные фильтры и контроль температурного режима осуществляется для всей системы, а не для каждого фильтра в отдельности, как при втором варианте.

Кроме того, эта схема позволяет: во-первых, объединить при необходимости отдельные системы в одну общую и, во-вторых, наращивать систему как за счет подключения новых агрегатов, так и за счет установки новых фильтров.

Библиографический список

1. Ладыгичев М.Г., Бернер Г.Я. Зарубежное и отечественное оборудование для очистки газов. Справочник. М.: Теплотехник, 2004. 696 с.
2. Экотехника. Защита атмосферного воздуха от пыли, аэрозолей и туманов / Под ред. Л.В. Чекалова / Холдинговая группа «КОНДОР-ЭКО». Ярославль: Русь, 2004.
3. Горячев И. К., Корсаков В. П., Новиков А. Д. Рукавный фильтр для очистки газов после электродуговых сталеплавильных печей // Химическое и нефтяное машиностроение. 1987. № 1. С. 31.

УДК 614:330.131.7:622.6

Тимиргалеева Л.Ш., Сулейманов М.Г., Уржумцев В.В., Кутный С.И., Бородулин Ю.Н.

ОЦЕНКА ВЕРОЯТНОСТИ ИНЦИДЕНТОВ И УСТОЙЧИВОСТИ РАБОТЫ ЦЕХА УЛАВЛИВАНИЯ КХП ОАО «ММК»

В нормативных документах [1, 2] для установления уровня риска инцидентов на промышленных объектах и их анализа рекомендовано несколько методов. К ним относятся: метод «проверочного листа»; анализ вида и последствия отказов (АВПО); анализ вида, последствий и критичности отказов (АВПКО); логико-графические методы «деревьев отказов» и «деревьев событий». На основании этих исследований определяются вероятности возникновения инцидентов, степень тяжести последствий от реализации опасностей, выявляются причинно-следственные связи между опасными событиями. Это является основой для количественной оценки риска и разработки рекомендаций по повышению устойчивости работы предприятий. Таким образом, базовыми параметрами для расчета рисков являются установление вероятностей реализации опасностей и ущербов, возникающих в результате инцидентов.

Рекомендуемая в настоящее время методика определения вероятности с применением выражения $R=n/N$ является неприемлемой. Это связано со сложностью определения количества всех возможных неблагоприятных ситуаций (N). В данном

выражении n характеризует количество неблагоприятных случаев за исследуемый период. В настоящей статье предлагается методика для оценки вероятности возникновения инцидентов для цеха улавливания № 1 КХП ОАО «ММК».

Цех улавливания № 1 предназначен для выделения химических продуктов коксования, охлаждения коксового газа и выделения из него смолы, водяных паров, извлечения аммиака, фенолов, пиридиновых оснований, бензольных углеводородов, нафталина, получения чистого коксового газа. Структурная схема производства этих продуктов приведена на рис. 1.

В каждом отделении установлено и задействовано несколько однотипных агрегатов, предназначенных для выполнения одних и тех же операций, работающих параллельно и (или) последовательно. Некоторые отделения имеют резервное оборудование, позволяющее производить немедленное переключение в случае отказа отдельных технических устройств. Количество задействованного оборудования (табл. 1) зависит от объема перерабатываемого коксового газа. Переработка газа объемом до 100 тыс. $\text{м}^3/\text{ч}$ осу-

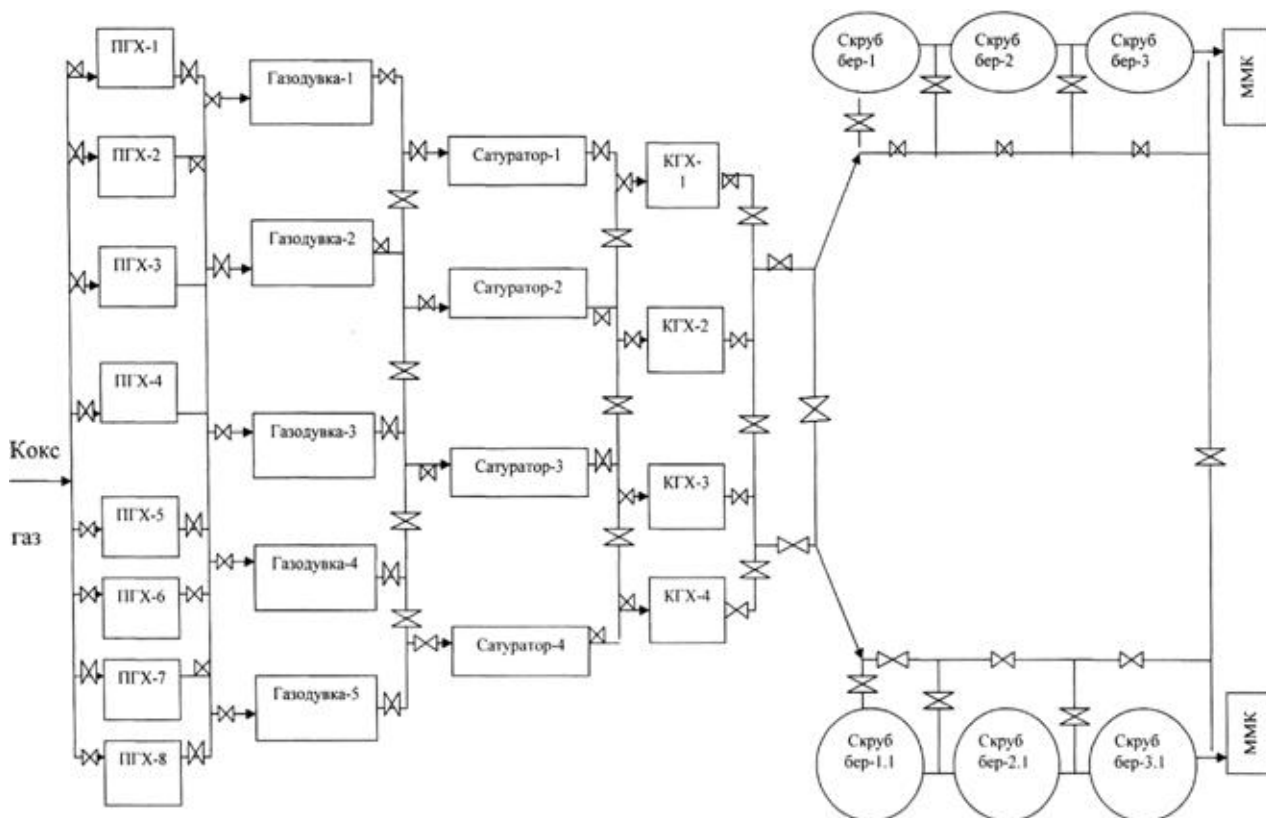


Рис. 1. Схема переработки коксового газа в цехе улавливания:
 ПГХ – первичные газовые холодильники; КГХ – конечные газовые холодильники

ществляется с использованием ненагруженного резерва, а 150 тыс. м³/ч – с нагруженным резервом. Для повышения надежности оборудования в цехе применяют прочностное, энергетическое, параметрическое, функциональное и структурное резервирование отдельных элементов.

Таким образом, при производительности 150 тыс. м³/ч машинное, сульфатное отделения и отделение конечного охлаждения коксового газа работают при наличии не менее двух резервных агрегатов. Отделение охлаждения коксового газа работает с одним резервным холодильным агрегатом. Бензольное отделение не имеет резервных агрегатов и является наиболее слабым звеном. По этой причине оно не производит полного улавливания бензольных углеводородов при подаче большого объема газов в коксовый цех.

Для оценки вероятности отказов оборудования в цехе улавливания № 1 рассмотрим варианты резервирования технических устройств.

а) В системе с ненагруженным резервом в отделении работает *n* рабочих и *S* резервных машин. Система будет высоконадежной, если количество резервных машин достаточно для замены любого из неисправных. Так как машины однотипны, то интенсивность отказов одна

Таблица 1

Количество задействованного оборудования при различных производительностях цеха

Отделение	Количество оборудования	Производительность оборудования, тыс. м ³ /ч		Количество задействованного оборудования при производительности, тыс. м ³ /ч	
		Одной ед.	Общее	до 150	
				до 100	до 150
Охлаждения коксового газа (ПГХ)	8	20	160	5	7
Машинное (газодувные машины)	5	До 80	400	2	2
Сульфатное (сатураторы)	4	До 80	320	2	2
Конечного охлаждения коксового газа (КГХ)	4	До 80	320	2	2
Бензольное (скрубберы)	6	До 40–50 на линию	До 120–150	6	6

и та же и составляет $\lambda=1/t_H$, где t_H – среднее время наработки на один отказ. Будем считать, что время восстановления вышедшей из строя машины – величина случайная, распределенная по показанному закону с параметром $\mu=1/t_{обс}$, где $t_{обс}$ – среднее время восстановления неисправного оборудования. Рассматриваемый вариант характерен при переработке прямого коксового газа объемом до 100 тыс.м³/ч (см. табл. 1).

б) При переработке коксового газа объемом до 150 тыс.м³/ч часть оборудования m может находиться в нагруженном резерве с той же опасностью отказа λ , i элементов эксплуатироваться в облегченном режиме, с интенсивностью отказа ν и S элементов – ненагруженном состоянии, которые не отказывают. Поэтому, в общем случае, каждую систему отделений ЦУ № 1 в соответствии с рис. 1 можно представить состоящей из $N = n + m + i + S$ видов оборудования. Каждое отказавшее оборудование поступает в ремонт, состоящий из z ремонтных единиц. Отказавшее оборудование заменяется из нагруженного резерва. Нагруженный резерв заменяется облегченным резервом, облегченный – из ненагруженного резерва. Система работает исправно, если количество исправного оборудования составляет не менее n единиц, $m + i + S \geq n$.

Для расчета вероятности отказов и безотказной работы систем оборудования в каждом из отделений предлагаем использовать теорию гибели и размножения [3, 4]. Она позволяет рассчитать вероятность для обоих рассмотренных вариантов.

Вероятность отказа для случая наличия ненагруженного резерва (**вариант а**) может быть рассчитана по формуле

$$P = \left[\left((n * \lambda) / \mu \right)^n / K! \right] * e^{(n * \lambda) / \mu}. \quad (1)$$

При этом система будет работать безотказно до момента времени t , если ни разу до этого число отказавших агрегатов не превысит $N - n = m$.

Поэтому вероятность безотказной работы системы составляет

$$P(t) = 1 - P_{N-n+1}(t) = 1 - P_{m+1}(t). \quad (2)$$

Если величина $N - n + 1$ большая, то с небольшой погрешностью можно использовать выражение

$$P(t) \approx \exp(-t / (T_{N-n+1})), \quad (3)$$

где T_{N-n+1} – среднее время безотказной работы $N-n+1$ агрегата.

На основании анализа статистических данных актов расследования инцидентов, журналов агрегатного состояния оборудования и других

документов установлено, что на практике ни разу число отказавших элементов не превысило $N - n = m$. Поэтому, можно считать, что вероятность безотказной работы близкой к единице.

$$e^{-t/(T_{N-n+1})} \approx 1. \quad (4)$$

Это условие может быть соблюдено, если T_{N-n+1} значительно превышает t . Практикой установлено, что за анализируемый период (17 лет) агрегаты системы ЦУ-1 в количестве $n+1$ единиц одновременно не отказывали. Это применимо для агрегатов: ПГХ, газодувных машин, сатураторов и КГХ.

В режиме работы по **варианту б** для выделения из коксового газа химических продуктов используются: восемь первичных газовых холодильников (ПГХ семь работающих и один резервный); пять газодувных машин (две находятся в работе, две машины в резерве, а одна в ремонте); четыре сатуратора (два из них в работе, один в резерве и один в ремонте); четыре одновременно работающих конечных газовых холодильника (КГХ – два работающих, один в резерве, один в ремонте); шесть скрубберов (которые работают в две нитки по три скруббера последовательно). Нарушение устойчивости отделений наступит: ПГХ – при отказе двух и более элементов, в сульфатном откажут два сатуратора одновременно, на участке охлаждения коксового газа (КГХ) при отказе двух и более элементов. В бензольном отделении отказ любого скруббера в основном повлияет на возможность получения бензольных углеводородов требуемого качества и объема.

Для рассматриваемого случая, то есть нахождения части резервных агрегатов в нагруженном режиме рекомендуется формула [5, 6]

$$P_k = (1/(n-k)! \cdot (\mu/\lambda)^{n-k}) / \sum_{c=0}^n (1/c!) \cdot (\mu/\lambda)^c, \quad (5)$$

где k – количество отказавшего оборудования; c – количество рассматриваемого оборудования.

Для расчета вероятности отказов оборудования по формуле (5) необходимо знание значений λ и μ , рассчитываемых с учетом времени наработки на один отказ t_H и среднего времени восстановления неисправного оборудования $t_{обс}$. На основании практических данных по простоям (в результате инцидентов) рассчитаны значения λ_k и μ_k , (табл. 2).

Вероятность того, что нет ни одного неисправного агрегата первичного газового холодильника определяем по формуле (5). Вероятность отказа одного ПГХ составляет 0,13.

Технические системы газодувных машин, сатураторов, конечных газовых холодильников ра-

ботаю в режиме ненагруженного резервирования. Поэтому отказы в работе этих систем наступают только при потере устойчивости работы не менее трех агрегатов в каждом из рассмотренных отделений. Следовательно, вероятность безотказной работы можно считать близкой к единице.

Для оценки вероятности безотказной работы бензольно-скрубберного отделения примем, что две линии работают параллельно. Полный отказ наступает при отказе обеих линий. Вероятность безотказной работы двух линий, согласно формуле (5), будет иметь $P_k=0,96$. Такая вероятность безотказной работы бензольно-скрубберного отделения в большей мере связана с недостатками в учете времени остановки отдельных агрегатов. Возможность отправления потребителям неочищенного или частично очищенного газа позволяет маневрировать производством ремонтных работ. В этом случае регулирование пропускной способности скрубберов происходит за счет снижения выхода сырого бензола.

Расчет устойчивости работы всего цеха производим на основании представления о том, что все отделения работают последовательно (рис. 2).

Для такой схемы очистки коксового газа воспользуемся формулой

$$P_{\text{безотк. раб. ЦУ № 1}} = P_1 * P_2 * P_3 * P_4 * P_5, \quad (6)$$

где P_1 – вероятность безотказной работы ПГХ; P_2 – вероятность безотказной работы газодувных машин; P_3 – вероятность безотказной работы сатураторов; P_4 – вероятность безотказной работы КГХ; P_5 – вероятность безотказной работы скрубберов.

Тогда

$$P_{\text{безотк. раб. ЦУ № 1}} = 0,86 * 1 * 1 * 1 * 0,96 = 0,83.$$

Для оценки вероятности отказов (инцидентов) каждого из агрегатов, задействованных в отделении охлаждения коксового газа, машинном, сульфатном отделениях, в отделении конечного охлаждения коксового газа и в бензольном отделении предлагается расчеты вести в следующей последовательности.

1. Оценивается вероятность (P_i) того, что техническое устройство исправно:

$$P_{\text{безот}} = T_{\text{раб}} / (T_{\text{раб}} + T_{\text{нерегл}}), \quad (7)$$

где $T_{\text{раб}}$ – чистое время работы рассматриваемого



Рис. 2. Схема последовательно работающих агрегатов в ЦУ-1

технического устройства, ч; $T_{\text{регл}}$ – суммарное время остановок агрегата (техническое устройство) на регламентные ремонтные работы, осмотры, обслуживание и так далее, ч; $T_{\text{нерегл}}$ – суммарное время остановок агрегата в связи с возникновением инцидентов (аварий) и необходимости проведения ремонтных работ, ч.

2. Определяется вероятность того, что техническое устройство неисправно:

$$P_i = 1 - T_{\text{нерегл}} / (T_{\text{раб}} + T_{\text{нерегл}}). \quad (8)$$

3. Устанавливаются вероятности отказов (инцидентов) параллельно работающего оборудования для каждого отделения:

$$P = (1 - P_1) * (1 - P_2) * \dots * (1 - P_n) = \prod_{i=1}^n (1 - P_i), \quad (9)$$

где n – количество оборудования одного и того

Таблица 2

Расчетные значения λ и μ для цеха улавливания № 1

Показатели	ПГХ	Газодувные машины	Сатураторы	КГХ	Скрубберы
Среднее время наработки на один отказ $t_{н}, ч$	1747	724	869	870	287
λ	0,0006	0,0014	0,0012	0,0011	0,0035
$\lambda_k = (n-k) * \lambda$	0,0042	0	0	0	0,0035
Среднее время восстановления $t_{обс}, ч$	5	6	7	6	5
μ	0,2	0,16	0,13	0,16	0,2
$\mu_k = \mu$	0,2	0,16	0,13	0,16	0,2

Таблица 3

Вероятности отказа оборудования ЦУ № 1

Вероятности отказа					
Одного ПГХ	Одной газодувной машины	Одного сатуратора	Одного КГХ	Одного скруббера	Шести скрубберов
0,0029	0,0083	0,0080	0,0069	0,0171	0,0026

же функционального назначения, работающего параллельно.

4. Рассчитывается вероятность отказов всей системы агрегатов цеха улавливания.

На основании исследований производственных данных по простоям были рассчитаны вероятности отказов каждого вида оборудования (**табл. 3**).

Анализ **табл. 3** показывает весьма высокую без-

отказность отдельных агрегатов каждого из отделений. Имеющееся структурное резервирование (то есть применение дополнительных элементов и агрегатов для замены отказавших) в значительной мере повышает устойчивость и эффективность работы цеха улавливания в результате уменьшения вероятности отказа системы на несколько порядков.

Библиографический список

1. ГОСТ Р 51901-2002. Управление надежностью. Анализ риска технологических систем.
2. Постановление Госгортехнадзора России от 10.07.01. Методические указания по проведению анализа риска опасных производственных объектов. РД 03-418-01.
3. Гнеденко Б.В., Беляев Ю.К., Соловьев А.Д. Математические методы в теории надежности. М.: Наука, 1965. 524 с.: ил.
4. Гнеденко Б.В., Коваленко И.Н. Введение в теорию массового обслуживания. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Наука, 1987. 336 с.
5. Гмурман В.Е. Руководство к решению задач по теории вероятностей и математической статистики: Учеб. пособие для вузов. М.: Высш. шк., 2000. 400 с.
6. Вентцель Е.С. Теория вероятностей: Учеб. для вузов. М.: Высш. шк., 2001. 575 с.: ил.

УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 681.620.19

Шпонько А.А., Шумова Л.В.

МЕТОД РАСЧЕТА КООРДИНАТ ИСТОЧНИКОВ АКУСТИЧЕСКОЙ ЭМИССИИ В ОБЪЕМЕ КОНТРОЛИРУЕМОГО ОБЪЕКТА

Катастрофические разрушения промышленных объектов, как правило, связаны с развитием трещин. По современным представлениям, любой технический промышленный объект содержит трещины того или иного размера. Микроскопические и мезоскопические трещины не представляют непосредственной опасности. Но трещины, которые могут быть обнаружены и идентифицированы техническими средствами неразрушающего контроля, недопустимы. Одним из методов обнаружения трещин в промышленных объектах (котлонадзора, системах газоснабжения, подъемных сооружениях и т.д.) является акустико-эмиссионный метод неразрушающего контроля*, основанный на регистрации акустических сигналов, возникающих при развитии различных дефектов. В этом методе координаты трещин в объектах контроля определяют по разнице во времени прихода сигналов от одного источника на разнесенные в пространстве датчики, которые располагаются в виде антенной группы.

Для определения координат источников акустической эмиссии (АЭ) при контроле протяженных объектов (трубопроводов пара и горячей воды, газопроводов и т.д.) используются два датчика. Если необходимо рассчитать координаты источников АЭ на плоскости, необходимо, как минимум, три датчика, причем, чем больше датчиков используется, тем меньше методическая ошибка расчета. Для того чтобы определить местоположение дефектов в объеме контролируемого объекта, требуется четыре и более датчиков.

Рассмотрим, как можно рассчитать координаты источников АЭ в объеме контролируемого объекта, используя 4 и 5 датчиков. При использовании четырех датчиков расположим их по схеме антенной группы в виде квадрата, как на рис. 1.

* Неразрушающий контроль: Справочник/ Под ред. В.В. Клюева. Т. 7. Кн. 1. Иванов В.И., Власов И.Э. Метод акустической эмиссии. М.: Машиностроение, 2005.

В точках A_1, A_2, A_3, A_4 расположены датчики, где $A_1A_2A_3A_4$ – квадрат со стороной $2L$. Импульс АЭ возникает в точке C .

Введем обозначения:

S_1, S_2, S_3, S_4 – расстояния от источника до вершин квадрата.

Введем декартову систему координат, начало координат которой совпадает с центром квадрата и оси параллельны сторонам квадрата так, чтобы точка A_1 , куда вернулся импульс первым, имела отрицательные координаты.

После ввода системы координат следующие точки имеют координаты:

$$A_1(-L; -L; 0), A_2(L; -L; 0), \\ A_3(L; L; 0), A_4(-L; L; 0).$$

Если обозначить через (x, y, z) координаты точки C , то расстояния от точки C до вершин квадрата:

$$S_1 = \sqrt{(x+L)^2 + (y+L)^2 + z^2};$$

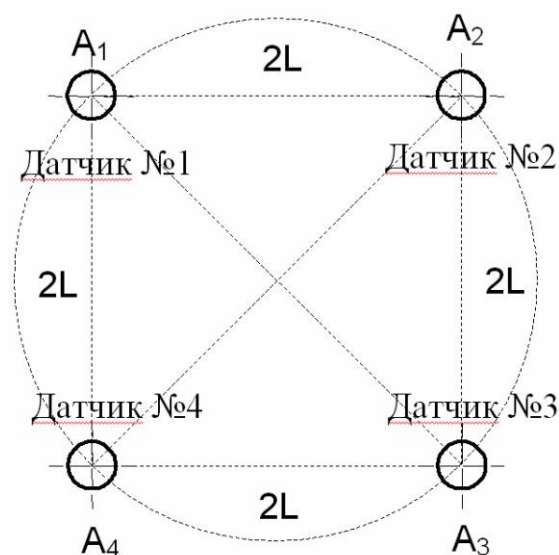


Рис. 1. Схема антенной группы в виде квадрата

$$\begin{aligned} S_2 &= \sqrt{(x-L)^2 + (y+L)^2 + z^2}; \\ S_3 &= \sqrt{(x-L)^2 + (y-L)^2 + z^2}; \\ S_4 &= \sqrt{(x+L)^2 + (y-L)^2 + z^2}. \end{aligned} \quad (1)$$

Обозначим через V скорость распространения импульса. Тогда имеем:

$$\begin{aligned} \frac{S_1}{V} &= t_1; \quad \frac{S_2}{V} = t_1 + \delta_{21}; \\ \frac{S_3}{V} &= t_1 + \delta_{31}; \quad \frac{S_4}{V} = t_1 + \delta_{41}, \end{aligned} \quad (2)$$

где δ_{k1} – разность между временем прихода импульса в точку A_k ($k=2, 3, 4$) и временем прихода импульса в точку A_1 .

После подстановки (1) в (2), возведения равенств (2) в квадрат и вычитания из первого равенства второго находим

$$t_1 = \frac{-4xL - V^2\delta_{21}^2}{2V^2\delta_{21}}. \quad (3)$$

Аналогично, вычитая в (2) из первого равенства третье и используя (3), получим

$$y = \frac{8xL(\delta_{31} - \delta_{21}) + 2V^2\delta_{21}\delta_{31}(\delta_{21} - \delta_{31})}{8L\delta_{21}}. \quad (4)$$

Вычитая в (2) из первого равенства четвертое и используя (3), получим

$$y = \frac{8xL\delta_{41} + 2V^2\delta_{21}\delta_{41}(\delta_{21} - \delta_{41})}{8L\delta_{21}}. \quad (5)$$

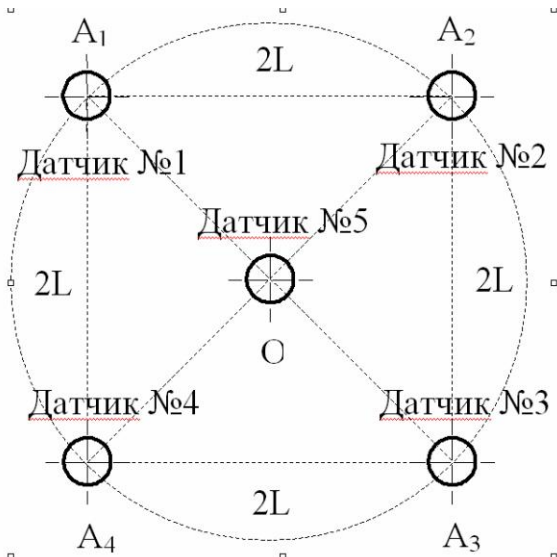


Рис. 2. Схема антенной группы в виде централизованного квадрата

Приравняв правые части (4) и (5), выразим x :

$$x = \frac{V^2\delta_{21}(\delta_{41}\delta_{21} - \delta_{41}^2 - \delta_{31}\delta_{21} + \delta_{31}^2)}{4L(\delta_{31} - \delta_{21} - \delta_{41})}. \quad (6)$$

Подставляя (6) в (5), получим

$$y = \frac{V^2\delta_{41}(\delta_{31}^2 - \delta_{21}^2 + \delta_{21}\delta_{41} - \delta_{41}\delta_{31})}{4L(\delta_{31} - \delta_{21} - \delta_{41})}. \quad (7)$$

Подставив (6) в (3), получим выражение для t_1

$$t_1 = \frac{\delta_{41}^2 - \delta_{31}^2 + \delta_{21}^2}{2(\delta_{31} - \delta_{21} - \delta_{41})}. \quad (8)$$

Из первого равенства (2) выразим z^2

$$\begin{aligned} (x+L)^2 + (y+L)^2 + z^2 &= V^2t_1^2 \text{ или} \\ z^2 &= V^2t_1^2 - (x+L)^2 - (y+L)^2. \end{aligned} \quad (9)$$

Таким образом, по формулам (6), (7) и (9) с учетом (8) можно вычислить координаты точки C – источника АЭ.

Использование 5-ти датчиков позволит определить координаты источника АЭ в объеме контролируемого объекта без предварительного определения скорости распространения акустических колебаний в нем. Пять датчиков расположим по схеме антенной группы в виде централизованного квадрата, как на рис. 2.

Пятый датчик поместим в точку O – центр квадрата. Обозначим через R расстояние от центра квадрата до точки C .

Тогда

$$R = \sqrt{x^2 + y^2 + z^2} \text{ и } \frac{R}{V} = t_1 + \delta_{R1}, \quad (10)$$

$$\text{т.е. } x^2 + y^2 + z^2 = V^2(t_1 + \delta_{R1})^2.$$

Подставим z^2 из (9) в (10)

$$-2xL - 2yL - 2L^2 = V^2(2t_1\delta_{R1} + \delta_{R1}^2). \quad (11)$$

Подставив выражения для x, y, t_1 в (11), получим уравнение для скорости V , из которого можно выразить V^2 :

$$V^2 = \frac{-4L^2(\delta_{31} - \delta_{21} - \delta_{41})}{a + b + c}, \quad (12)$$

$$\text{где } a = \delta_{21}(\delta_{41}\delta_{21} - \delta_{41}^2 - \delta_{31}\delta_{21} + \delta_{31}^2),$$

$$b = \delta_{41}(\delta_{31}^2 - \delta_{21}^2 + \delta_{21}\delta_{41} - \delta_{41}\delta_{31}),$$

$$c = 2\delta_{R1}(\delta_{41}^2 - \delta_{31}^2 + \delta_{21}^2) + 2\delta_{R1}^2(\delta_{31} - \delta_{21} - \delta_{41}).$$

Координаты источника АЭ в объеме контролируемого объекта без предварительного определения скорости распространения акустических колебаний вычисляются по формулам (6), (7), (9) с учетом (8), (12).

Описанный метод можно применять для расчета координат трещин в бетонных конструкциях, футеровках металлургических агрегатов, используя в качестве датчиков низкочастотные широкополосные преобразователи акустических сигналов.

РЕФЕРАТЫ

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.8

Осинцев В.А., Беркович В.М., Шараев Д.В. Добыча руды в удароопасных условиях на шахтах СУБРа.

Из-за снижения интенсивности отработки рудных участков на рудниках СУБРа в результате роста горного давления возник вопрос разработки технологии безопасного освоения рудных участков. С целью повышения безопасности вспомогательных работ предложены варианты сплошной «каскадной» отработки рудных тел различной мощности.

Ил. 4. Табл. 1. Библиогр. 5 назв.

УДК 663.634.82:622.73

Шадрунова И.В., Кутлубаев И.М., Колодежная Е.В. Анализ силового взаимодействия при разрушении породы в дробилках ударного действия.

Предложена схема нагружения материала, соответствующая центробежно-ударным дробилкам, в которых к остановившемуся образцу породы прикладывается сила обусловленная инерцией. Построение схемы нагружения с учетом распределенного характера инерционных нагрузок позволяет более адекватно представлять физику силового взаимодействия и определять параметры инерционных дробилок рациональным образом.

Илл. 2. Библиогр. 3

УДК 622.794.22

Кутлубаев И.М., Монаков А.С., Садыков В.Х., Третьяк Б.А., Усов И.Г. Анализ влияния режима отдувки на влажность осадка при обезвоживании железорудного концентрата.

Представлены результаты экспериментальных исследований процесса отдувки в импульсном режиме при обезвоживании железорудного концентрата на дисковом вакуум-филт্রে.

Ил. 3. Табл. 1. Библиогр. 4 назв.

УДК 622.27

Паук Л.Г., Джиева А.К. Методика определения показателей выпуска руды под обрушенными породами.

Предложена методика определения разубоживания при горизонтальном контакте руды с налегающими породами, предполагающая, что эллипсоид дозы состоит из породы и руды.

Ил. 5.

УДК 556.3

Кусова Ж. Г. Разработка месторождений термоминеральных вод как наиболее экологичный и перспективный метод комплексного использования недр

Проведен широкий круг исследований в области использования геотермального потенциала Республики Северная Осетия-Алания, результаты которых подтверждают перспективность территории на возможность практического использования этих ресурсов.

УДК 622.672

Зубков А.А. К вопросу совершенствования применения камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства.

Разработаны мероприятия, позволяющие увеличить интенсивность отработки месторождений при применении камерных систем разработки с закладкой выработанного пространства. Оценено влияние предлагаемых мероприятий на производственную мощность горнодобывающего предприятия на примере отработки пологозалегающей рудной залежи одного из медноколчеданных месторождений Урала. Анализ полученных результатов позволил сделать вывод, что применение предлагаемых ме-

роприятый позволяет увеличить интенсивность отработки месторождения на 55% по отношению к существующей технологии добычи и стабилизировать объемы добываемой руды во времени.

Ил. 3. Табл. 3. Библиогр. 5 назв.

УДК 622.235.6

Неугомонов С.С. О методике расчёта параметров буровзрывных работ при отбойке сильно трещиноватых руд.

Предложена методика расчёта параметров буровзрывных работ для условий нарушенного массива руд, основанная на теории реализации критической скорости смещения пород. Приведены результаты испытания данной методики, подтверждающие возможность ее применения.

Табл. 2. Библиогр. 6 назв.

УДК 662.74.769.063:622.333

Петухов В.Н., Саблин А.В., Лавриненко А.А., Юнаш А.А. Исследование флотиремости углей различной минерализации органической массы с использованием нового реагента-собираателя.

Для повышения флотиремости каменных углей проведены изыскания новых эффективных собирателей путем исследования адсорбционных процессов, протекающих при флотации углей. Исследования адсорбции чистых химических соединений позволили установить, что по времени удерживания на угольной поверхности исследуемые классы углеводородов располагаются в повышающийся ряд: алканы < α -олефины < арены. Это находится в хорошей корреляционной зависимости с их флотационной активностью.

Результаты исследования термодинамических параметров адсорбции чистых химических соединений позволили выбрать для исследования новый реагент-собирающий – кубовый остаток производства изопропилбензола (КО ИПБ). Использование его вместо собирателя ТС-1 позволило улучшить показатели флотации углей.

При флотации углей Кузбасса с различной минерализацией, выход концентрата при использовании КО ИПБ повышается на 3,7–5,3% при одновременном снижении расхода собирателей на 25% по сравнению с применением ТС-1. Новый собиратель рекомендуется для промышленных испытаний на УОФ.

Ил. 1. Табл. 2. Библиогр. 4 назв.

УДК 65.016.7:622.012.2

Рябков Н.В., Довженок А.С., Хажиев В.А., Захаров С.И. Связь мотивации персонала и результативности преобразований на угольной шахте на примере подземного рельсового транспорта.

В статье рассмотрена связь мотивации персонала и результативности преобразований, проводимых на угольной шахте. Приведенная схема мотивации руководителей и персонала, обеспечивает достижение запланированных результатов. На фактическом примере оценена результативность преобразований в работе подземного рельсового транспорта.

Ил. 2. Табл. 3.

УДК 622.684:656.13

Захаров С.И., Серебряков М.А., Жуков А.Л. Об учете времени работы карьерного автотранспорта.

Статья посвящена анализу существующих систем учета работы карьерного автотранспорта на угледобывающих предприятиях и выработке практических рекомендаций по их улучшению.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 622.785:669.162.1.045

Вяткин А.А., Истомина Т.В., Дмитриева Е.Г., Гостенин В.А., Сенькин К.В., Савинов В.Ю. Совершенствование работы кольцевого охладителя аглофабрики № 3 ОАО «ММК».

Работа кольцевого охладителя без поддонов для сбора просыпи приводит к улучшению его теплотехнических и газодинамических параметров, по сравнению с результатами, полученными при использовании поддонов.

Ил. 4. Табл. 1.

УДК 622.785

Заводяный А. В., Дружков В. Г., Прохоров И. Е. Исследование спекаемости Новокиевских хромоникелевых бурых железняков в лабораторных условиях.

Приведены результаты спекания хромоникелевых бурых железняков с новым наполнителем – интенсификатором. Установлено, что введение в аглошихту магнетитового концентрата глубокого обогашения ССГПО в количестве 5% по массе, способствует росту удельной производительности в 1,4 раза и повышению прочности (барабанного числа) агломерата до 85–87%.

Ил. 4. Табл. 4. Библ. 6 назв.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.73

Смирнов О.М., Тулупов С.А., Цепин М.А., Лисунец Н.Л., Бегнарский В.В., Нгуен Чыонг Ан. Реологические модели как основной элемент моделирования процессов обработки металлов давлением.

Разнообразие процессов обработки металлов давлением может быть рассмотрено в соответствии с такими их существенными особенностями, как структура, свойства и изменение структуры деформируемого металла, температура деформации и ее изменения в процессе деформации, зависимость напряжений течения от степени и скорости деформации, температуры и структурных параметров и т.д. Эти особенности в совокупности определяют реологическое поведение деформируемого металла и состав баз данных реологических параметров определяющих соотношений в системе уравнений механики сплошных сред, используемой для математического и компьютерного моделирования процессов обработки давлением в холодном, теплом, горячем и сверхпластичном состоянии.

Принимая во внимание эти особенности, авторами представлены некоторые основные элементы реологического анализа при формировании баз данных для моделей разных сред. К ним относятся классификация металлических материалов как объектов деформации, классификация способов деформации в зависимости от температурных режимов, термо-кинетическая карта процессов обработки давлением и др. В результате этого анализа показан ряд реологических моделей, связанных с определенными термомеханическими режимами ОМД и структурой металла, которые могут использоваться, как основные элементы систем программного обеспечения для моделирования этих процессов.

Ил. 5. Табл. 2.

УДК 621.97

Кадошников В.И., Решетникова Е.С., Решетников Л.В., Кочуков С.В. Совершенствование инструмента и математическое моделирование процесса формирования головок фланцевых болтов.

При проектировании технологических процессов изготовления любых видов крепежных изделий холодной объемной штамповкой основной задачей является обеспечение изделиям требуемого качества при минимальных затратах на производство. Болты с фланцем позволяют отказаться от использования шайб в соединении, обеспечивают надежное стопорение при затяжке. Статья посвящена совершенствованию инструмента для изготовления высококачественных фланцевых болтов и содержит математическую модель процесса формирования шестигранной головки болта редуцированием.

Ил. 3. Библиогр. 5 назв.

ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.793.71:669.248.7

Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Астапов Е.Н., Нефедьев А.А. Теплофизические свойства детонационно напыленного никеля на медные пластины кристаллизаторов МНЛЗ.

В настоящее время чаще обращаются к газотермическим методам нанесения покрытий. Одной из разновидностей этого метода является – детонационно – газовый метод напыления, который считается наиболее перспективным при получении относительно толстых и механически прочных покрытий. Основным его достоинством является очень высокая скорость напыляемых частиц, достигающая 800÷1300 м/с.

Нами были проведены исследования теплофизических свойств напыленного по заданной технологии никеля на медь. Образцы изготавливались и поставлялись фирмой ЗАО «Уралинжиниринг». Измерение температуропроводности, теплопроводности и теплоемкости проводились на экспериментальной установке.

Ил. 5. Библиогр. 2 назв.

ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.777.073

Огарков Н.Н., Залетов Ю.Д., Канаев Д.П., Минько Д.И. Повышение стойкости высадочного инструмента отделочно-упрочняющей обработкой.

Исследовано влияние обкаткой шариком и электрохимического полирования на стойкость высадочного инструмента. Разработаны конструкции многошарикового обкатника и установки для электролитического полирования для отделочно-упрочняющей обработки высадочного инструмента применительно к условиям ОАО «ММК-МЕТИЗ».

Повышение стойкости пробивных пуансонов по результатам промышленных испытаний в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ» после обкатки шариком составляет 1,3 раза, а после электролитического полирования – в 1,8 раза по сравнению с заводской нормой стойкости.

Ил. 5. Табл. 1. Библиогр. 5 назв.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ

УДК 621.785.01:621.882.21

Носов А.Д., Чукин В.В., Соколов А.А., Гусева Е.Н., Вахитова Ф.Т. Особенности технологического процесса химико-термической обработки самонарезающих винтов в условиях ОАО «ММК-МЕТИЗ»

Настройка режимов термической обработки на агрегате нитроцементации фирмы «Automation Service». Отбор образцов для контроля качества продукции. Оценка соответствия контролируемых параметров изделий нормативным требованиям. Анализ результатов испытаний. Предложения по оптимизации продукции.

Табл. 1.

УДК 621.762

Пименова Н.В. Разработка и исследование композиционного материала Cu-Cr для электрических контактов вакуумных дугогасительных камер.

Определена композиция Cu-Cr с оптимальными свойствами для электрических контактов вакуумных выключателей.

Ил. 5. Библиогр. 5 назв.

НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ

УДК 621.778.014-426:620.172.242

Чукин М.В., Емалеева Д.Г. Влияние термической обработки на эволюцию структуры и свойств стальной проволоки в процессе РКУПротяжки.

В последнее время одним из наиболее прогрессивных направлений является разработка технологий получения наноструктурных и ультрамелкозернистых материалов с уникальным комплексом физико-механических свойств. Настоящая работа направлена на оптимизацию режимов обработки длинномерных заготовок разрабатываемым способом равноканальной угловой свободной протяжки (РКУПротяжки), позволяющим формировать ультрамелкозернистую структуру поверхности длинномерных заготовок и управлять свойствами материала в условиях непрерывности технологического процесса.

В статье представлены основные результаты исследования влияния предварительной термической обработки на эволюцию структуры и свойств стальной проволоки в процессе РКУПротяжки.

Ил. 2. Табл. 1. Библиогр. 2 назв.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 66. 074. 6

Черчинцев В.Д., Гусев А.М., Афонин И.А., Дробный О.Ф. Реконструкция системы очистки газов и аспирационного воздуха технологических агрегатов вторичной обработки электростали ОАО «ММК».

Определены технические условия очистки газов и аспирационного воздуха технологических агрегатов вторичной обработки электростали с использованием труб Вентури и проведена оценка существующего состояния соответствующих систем пылеулавливания. Проведенные исследования показали, что трубы Вентури, разработанные для условий мартеновского производства, не приспособлены для очистки газов, отходящих от агрегатов вторичной обработки электростали. Для повышения эффективности газоочисток №№ 26, 28, 33 ПСЦ до 95÷98% необходимо увеличение скорости газа в горловине трубы Вентури с 90 м/с до 140÷150 м/с и расхода воды на орошение в 2÷8 раз.

Рассмотрены варианты сухой очистки газов, которые позволяют полностью исключить применение воды. При этом полностью отпадает необходимость в остановках нагнетателей для ручной очистки лопастей и не потребуются сжигать газ для подогрева с целью предупреждения конденсации паров воды в дымовых трубах.

Предложена установка группы рукавных фильтров с суммарной производительностью, равной расчетной производительности подключаемых агрегатов, и подача на них очищаемого газа от агрегатов через коллектор грязного газа. Такая схема позволяет при необходимости отключать либо агрегат, либо фильтр, что значительно облегчает их обслуживание. Кроме того последствия пиковых нагрузок при такой компоновке будут сглаживаться, так как распределяться они будут на все работающие фильтры. Поскольку вследствие перемешивания в коллекторе на все фильтры будет подаваться газ с одинаковыми свойствами, то можно устанавливать однотипные фильтры и контроль температурного режима осуществляется для всей системы, а не для каждого фильтра в отдельности, как при втором варианте: Кроме того, эта схема позволяет во-первых, объединить при необходимости отдельные системы в одну общую и, во-вторых, наращивать систему, как за счет подключения новых агрегатов, так и за счет установки новых фильтров.

Табл. 3. Библиогр. 3 назв.

УДК 330. 131.7.:614.8.

Тимиргалеева Л.Ш., Сулейманов М.Г., Уржумцев В.В., Кутный С.И., Бородулин Ю.Н. Оценка вероятности инцидентов и устойчивости работы цеха улавливания КХП ОАО «ММК».

Дана характеристика цеха улавливания № 1 КХП ОАО «ММК». Для условий работы оборудования с ненагруженным и нагруженным резервами, разработаны методики оценки вероятности инцидентов и приведен пример.

Ил. 2. Табл. 3. Библиогр. 6 назв.

УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ

УДК 681.620.19

Шпонько А.А., Шумова Л.В. Метод расчета координат источников акустической эмиссии в объеме контролируемого объекта.

Рассмотрен акустико-эмиссионный метод неразрушающего контроля, основанный на регистрации акустических сигналов, возникающих при развитии различных дефектов. Представлены схемы антенной группы в виде квадрата и в виде централизованного квадрата. Даны формулы вычисления координат источника акустической эмиссии в объеме контролируемого объекта для 4 и 5 (без предварительного определения скорости распространения акустических колебаний в объекте) датчиков.

Ил. 2.

ABSTRACTS

THE DEVELOPMENT OF MINERAL DEPOSITS

UDC 622.8

Osintsev V. A., Berkovich V. M., Sharaev D. V. Extraction of ore in thrust dangerous conditions at NUBO mines.

The special accuracy was reached with mining impacts due to the reduction of mining works at NUBO mines. The article suggests some variants of development chamber system of artificial foundation to increase safety of clearing works.

Fig. 4. Table 1. Bibliogr. 5 names.

UDC 663.634.82:622.73

Shadrunkova I. V., Kutlubayev I. M., Kolodezhnaya E. V. The analysis of power interaction in the rock destruction in impact crushers.

The article suggests the material loading diagram referring to the impact centrifugal crushers with the power caused by inertia. This power influences the still rock specimen. The loading diagram allows to represent power interaction physics more adequately and define the inertial crushers parameters rationally due to the distributed character of inertia loads.

Fig. 2. Bibliogr. 3 names.

UDC 622.794.22

Kutlubayev I. M., Monakov A. S., Sadykov V. H., Tretiak B. A., Usov I. G. The analysis of the blowing mode influence on the drain humidity in ore concentrate dehydration.

This article contains the experimental research results of blowing process in the impulse mode in ore concentrate dehydration at the disc vacuum-filter.

Fig. 3. Table 1. Bibliogr. 4 names.

UDC 622.27

Pauk L. G., Gioeva A. K. The methods of ore output indicators in the caved ground.

The article suggests the defining methods of dilution in the horizontal ore interaction with the overlapping rocks. It also suggests that the dose ellipsoid consist of rock and ore.

Fig. 5.

UDC 556.3

Kusova Zh. G. The development of thermomineral water deposits as the most ecological and efficient method of complex resource usage.

The researches are carried out in the sphere of geothermal potential of North Osetia-Alania. The results confirm the territory efficiency for practical resource usage.

UDC 622.672

Zubkov A. A. The application improvement of chamber system development with the foundation of worked space.

The article gives the methods of increasing intensity of deposits refinement in the application of chamber system development with the foundation of worked space. The authors estimate the influence of these methods on production capacity at the mining enterprise in terms of embedded ore deposits at the one of the copper-sulphide Ural deposits. The analysis of the given results shows that the applied methods increase the deposit refinement intensity for 55% in relation to the correspondent output technology and stabilize the ore volume output in time.

Fig. 3. Table 3. Bibliogr. 5 names.

UDC 622.235.6

Neugomonov S. S. The parameters calculating method of the drilling-and-blasting in the fractured ore breaking.

The article suggests the parameters calculating method of the drilling-and-blasting for ore disrupted mass

based on the theory of rock dislocation critical speed. The article shows the results of the given methods confirming their application.

Table 2. Bibliogr. 6 names.

UDC 662.74.769.063:622.333

Petukhov V. N., Sablin A. V., Lavrinenko A. A., Unash A. A. The research of coal flotation with different mineral content using a new collector reagent.

New efficient methods for the increased coal flotation were carried out using absorptive process researches in coal flotation. The researches of the pure chemical absorption show that the investigated hydrocarbon clauses are found in the upper row (alkanes – α olefines – arenes) depending on time of their coal surface holding. It is in a good correlation dependence with their flotation activity.

The research results of the thermodynamical parameters of the pure chemical absorption allow to choose a new collector reagent – cube production drain of isopropylbenzol. Its application instead of the collector TC-1 improved the coal flotation indicators.

In Kuzbass coal flotation with different mineral content the concentrate output in using cube production drain of isopropylbenzol increased for 3.7-5.3% in the simultaneous decrease of the collector output for 25% in comparison with TC-1 application. A new collector is recommended for production tests at the UOF.

Fig. 1. Table 2. Bibliogr. 4 names

UDC 65.016.7:622.012.2

Ryabkov N. V., Dovzhenuk A. S., Khazhiev V. A., Zakharov S. I. The correlation of personnel motivation and transformation results at the coal mine in terms of underground rail transport.

The article considers the connection of personnel motivation and transformation results at the coal mine. The given scheme of head and personnel motivation provides the planned results. The actual example proves the transformation results of underground rail transport.

Fig. 2. Table 3.

UDC 622.684:656.13

Zakharov S. I., Serebryakov M. A., Zhukov A. L. The time account of the open-cut transport work.

The article is devoted to the analysis of existing systems of the open-cut transport work account at the coal mining enterprises and the practical recommendations for their improvement.

METALLURGY OF FERROUS, NONFERROUS AND RARE METALS

UDK 622.785:669.162.1.045

Vyatkin A. A., Istomina T. V., Dmitrieva E. G. Gostenin V. A., Sen'kin K. V., Savinov V. U. Circle Cooler Operation Improvement at Sinter Plant No.3, JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works".

The operation of a circle cooler without spillage pans improves thermal and gas-dynamic parameters in comparison with the results of spillage pans production.

Fig. 4. Table 1.

UDC 622.785

Zavodyanyi A. V., Druzhkov V. G., Prokhorov I. E. The research of sintering process of nickel-bearing brown (hydrated) iron ores in laboratory conditions.

The article gives the results of nickel-bearing brown iron ores sintering with a new filler- intensificator. It is established, that the magnetite concentrate with high enrichment SSGPO in quantity (amount) of 5% mass contributes to the productivity growth in 1,4 times and the durability increase of (drum-type number) agglomerate up to 85–87%.

Fig. 4. Table 4. Bibliogr. 6.

METAL FORMING

UDC 621.73

Smirnov O. M., Tulupov S. A., Tsepin M. A., Lisunets N. L., Begnarsky V. V., Ngueng Chiong An. Reological models as a basic element for modelling of metal forming processes.

Different processes of metal forming can be considered in correspondence with such essential peculiarities as structure, properties, changes in the structure of deforming metals, temperature of deformation, and its changes, dependence of current pressure on the degree and speed of deformation, temperature and structural parameters, etc.

All these combined features define reological reaction of a deformed metal and the data bases of reological parameters defining the correlation in the equation system of continuous medium mechanics used for mathematical and computer modelling of the heat treatment in a cold, warm, hot and superflexible condition.

Considering these features, authors present some basic elements of reological analysis in the formation of data bases for models of different mediums. Among them there is a classification of metal materials as deformation objects, classification of deformation ways depending on temperature modes, a thermo-kinetic card of processes of metal forming, etc. As a result this analysis shows a number of reological models connected with certain thermomechanical modes of forming and structure of metal which can be used as basic elements of systems for the software in modelling of these processes.

Fig. 5. Table 2.

UDC 621.97

Kadoshnikov V. I., Reshetnikova E. S., Reshetnikov L. V., Kochukov S. V. The improvement of the tool and mathematical modelling process of flange bolt heads formation.

The main task in designing the technological processes of any kinds of fixing products by cold volumetric punching is to provide the required goods quality at the minimal production expenses. The bolts with a flange allow to refuse to use washers in a junction. They provide a reliable latching at an inhaling. The article is devoted to the tool improvement for manufacturing high-quality flange bolts and contains the mathematical model of formation process of six-sided head bolt by reducing.

Fig. 3. Bibliogr. 5 names.

CASTING PRODUCTION

UDK 621.793.71:669.248.7

Vdovin K. N., Dubsky G. A., Astapov E. N., Nefed'ev A. A. The thermophysical properties of detonationally sprayed nickel at copper bars of CCM crystallizer pans.

Currently, the methods of gas-thermal coating are in a great demand. One of these methods is detonational spraying which is considered to be more efficient in the production of relatively thick and mechanically solid coverings. The main advantage of the method is a very high speed of spraying elements reaching up to 800÷1300 m/sec.

The thermophysical properties of nickel sprayed at copper according to the given technology are researched. The samples were made and exported by CJSC "Uralengineering". Thermal conductivity, diffusivity and capacity were measured at the experimental unit.

Fig. 5. Bibliogr. 2 names.

METAL TREATMENT TECHNOLOGY

UDC 621.777.073

Ogarkov N. N., Zaletov U. D., Kanaev D. P., Min'ko D. I. The increase of heading tool hardening by the method of finishing-strengthening treatment.

The influence of ball-bearing and electrochemical polishing on the heading tool hardening is studied. Multiball-bearing constructions and electrochemical polishing sets for finishing-strengthening treatment of heading tools are developed in conformity with JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalwear" conditions.

According to the experimental results at JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalwear" the hardening of slugger punches by ball-bearing is 1.3 times and by electrochemical polishing is 1.8 times more than factory standards of hardening.

Fig. 5. Table 1. Bibliogr. 5 names.

MATERIAL SCIENCE AND METAL HEAT TREATMENT

UDC 621.785.01:621.882.21

Nosov A. D., Chukin V. V., Sokolov A. A., Guseva E. N., Vakhitova F. T. The features of technological process of self-tapping screw by thermochemical treatment in the conditions of public corporation "MMK-Metalwear".

The adjustment of thermal operating modes for the carbonitriding aggregate at the "Automation Service" firm. The sample of quality control. The assessment of product conformity of controlled variables in accordance with the standard requirements. The test analysis. Suggestions on optimization of product quality.

Table. 1.

UDC 621.762

Pimenova N. V. The development and research of Cu-Cr composite material for electric contacts of vacuum switches.

The Cu-Cr composition with optimum properties for electric contacts of vacuum switches is determined. Fig. 5. Bibliogr. 5 names.

NANOMATERIALS AND NANOTECHNOLOGIES

UDC 621.778.014-426:620.172.242

Chukin M. V., Emaleeva D. G. The influence of heat treatment on the structure evolution and steel wire properties in the process of equal channel angle broach.

Recently, one of the most progressive directions is the development of nanostructural and ultra small grained materials production with the unique combination of physical and mechanical properties. The present work is aimed at optimizing treatment modes of long-measured billets developed by the method of equal channel angle broach that form the ultra small grained structure of long-measured billets surface and control material properties in the continuous technological process. The article gives the main research results of preliminary heat treatment influence on the evolution structure and steel wire properties of equal channel angle broach.

Fig. 2. Table 1. Bibliogr. 2 names

THE ECOLOGY OF METALLURGICAL BRANCH.

UDC 66. 074. 6

Cherchintsev V. D., Gusev A. M., Afonin I. A., Drobny O. F. The reconstruction of purifying gas system and the system of technological aggregates aspiration air of electric steel secondary treatment of Co. «MMK».

The article suggests the technical conditions of purifying gases and aspiration air in the technological aggregates for the secondary treatment of electric steel with the "Ventury" pipes. The estimation of the corresponding systems of dust suppressor is given. The given researches proved that "Ventury" pipes constructed for open-hearth furnaces are not applied for purifying gases produced by the aggregates for the secondary treatment of electric steel. To increase the efficiency of the purifying gas systems №26, 28, 33 PCC up to 95-98% it is necessary to increase the gas speed in the top Venture pipe from 90 to 140-150 m/s and water consumption for irrigation in 2-8 times.

Table 3. Bibliogr. 3 names

UDC 330. 131.7.:614.8.

Timirgaleeva L. Sh., Suleimanov M. G., Urzhumtsev V. V., Kutnov S. I., Borodylin U. N. The estimation of incidents probability and work process stability in the shop of capturing of coke-chemical production at JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works".

The article gives the characteristic of capturing shop №1 of coke-chemical production at JSC "Magnitogorsk Iron and Steel Works". The estimation methods of incidents probability are worked out for the equipment operation with uncharged and charged stocks.

Fig. 2. Table 3. Bibliogr. 6 names.

MANAGEMENT, AUTOMATION AND INFORMATIONAL TECHNOLOGIES IN METALLURGY

UDC 681.620.19

Shpon'ko A.A., Shumova L.V. The alculatation method of the acoustic emission sources in the volume of the controlled object.

The article considers an acoustic emission method of the nondestructive control based on the registration of acoustic signals occurred due to various defects. The scheme of the antenna group as a centered square is shown. Formulas for calculation of the AE source coordinates with the help of 4 and 5 sensors (without preliminary defining the speed of acoustic vibrations) are given.

Fig. 2.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Астапов Евгений Николаевич – ассистент кафедры физики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Афонин Игорь Александрович – старший преподаватель кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Бегнарский Владимир Владимирович – кандидат технических наук, научный сотрудник НИЛ ДСПМ Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Беркович Вячеслав Михайлович – кандидат технических наук, старший научный сотрудник, доцент кафедры «Разработка рудных месторождений» ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург.

Бородулин Юрий Николаевич – начальник коксового цеха № 2 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Вахитова Фарида Талгатовна – аспирант кафедры машиностроительных и металлургических технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Вдовин Константин Николаевич – доктор технических наук, проректор по научной работе, профессор ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Вяткин Андрей Анатольевич – главный конструктор аглодомного оборудования ООО «Уралмаш-Металлургическое оборудование», г. Екатеринбург.

Гостенин Владимир Александрович – кандидат технических наук, начальник отдела аглодомного производства ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Гусев Александр Михайлович – кандидат технических наук, доцент кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Гусева Елена Николаевна – начальник крепежной лаборатории ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск.

Джигоева Ада Константиновна – кандидат технических наук, ассистент кафедры технологии разработки месторождений Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета), г. Владикавказ.

Дмитриева Елена Геннадьевна – кандидат технических наук, старший научный сотрудник ООО «Уралмаш-Металлургическое оборудование», г. Екатеринбург.

Довженко Александр Сергеевич – доктор технических наук, ведущий научный сотрудник ОАО «НТЦ-НИИОГР».

Дробный Олег Федорович – начальник отдела охраны окружающей среды ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Дружков Виталий Гаврилович – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Емалеева Динара Гумаровна – аспирант кафедры машиностроительных и металлургических технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Жуков Александр Леонидович – аспирант ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, сотрудник ОАО «НТЦ-НИИОГР».

Заводяный Алексей Васильевич – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Залетов Юрий Дмитриевич – кандидат технических наук, доцент кафедры технологии машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Захаров Святослав Игоревич – аспирант ГОУ ВПО «Челябинский государственный университет», сотрудник ОАО «НТЦ-НИИОГР».

Зубков Антон Анатольевич – аспирант кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Истомина Татьяна Викторовна – инженер-конструктор ООО «Уралмаш-Металлургическое оборудование», г. Екатеринбург.

Кадошников Владимир Иванович – кандидат технических наук, заведующий кафедрой прикладной механики, графики, проектирования технических и технологических комплексов, доцент ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Канаев Денис Петрович – начальник инструментального производства ОАО «ММК–МЕТИЗ», г. Магнитогорск.

Колодежная Екатерина Владимировна – аспирант кафедры обогащения полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кочуков Сергей Владимирович – кандидат технических наук, доцент кафедры математической кибернетики и информационных технологий ГОУ ВПО «Московский технический университет связи и информатики».

Кусова Жанна Георгиевна – ассистент кафедры геологии и поисково-разведочного дела Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета), г. Владикавказ.

Кутлубаев Ильдар Мухаметович – доктор технических наук, доцент, профессор кафедры подъемно-транспортных машин и роботов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кутный Сергей Иванович – начальник бюро аудита СУПБОТ Управления ОТ и ПБ ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Лавриненко Анатолий Афанасьевич – доктор технических наук, профессор Института проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва.

Лисунец Николай Леонидович – кандидат технических наук, доцент; кафедра технологии и оборудования трубного производства Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Минько Дина Игоревна – старший преподаватель кафедры технологии машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Монаков Алексей Сергеевич – инженер ООО «Техносервис», г. Костомукша.

Нгуен Чьонг Ан – аспирант кафедры технологии и оборудования трубного производства Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Неугомонов Сергей Сергеевич – аспирант кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Нефедьев Александр Алексеевич – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Носов Алексей Дмитриевич – кандидат технических наук, директор ОАО «ММК–МЕТИЗ», г. Магнитогорск.

Огарков Николай Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой технологии машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Осинцев Валерий Андреевич – кандидат технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Разработка рудных месторождений» ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург.

Паук Лев Георгиевич – старший преподаватель кафедры технологии разработки месторождений Северо-Кавказского горно-металлургического института (государственного технологического университета), г. Владикавказ.

Петухов Василий Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Пименова Наталия Валентиновна – младший научный сотрудник Научного центра порошкового материаловедения ГОУ ВПО «Пермский государственный технический университет».

Прохоров Иван Евгеньевич – кандидат технических наук, доцент, докторант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Решетников Леонид Владимирович – начальник бюро перспективного развития ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Решетникова Елена Сергеевна – аспирант кафедры прикладной механики, графики, проектирования технических и технологических комплексов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Рябков Николай Владимирович – директор шахты ООО «Чертинская-Коксовая».

Саблин Алексей Валерьевич – инженер ОАО «Уральская сталь», аспирант ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Савинов Валерий Юрьевич – начальник агломерационного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Садыков Василий Халимович – ведущий специалист ОАО «Уральский завод химического машиностроения», г. Екатеринбург.

Сенькин Константин Васильевич – начальник контрольного участка агломерационной лаборатории ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Серебряков Михаил Александрович – сотрудник ОАО «НТЦ-НИИОГР».

Смирнов Олег Михайлович – доктор технических наук, профессор, заслуженный деятель науки РФ, академик РАЕН; кафедра технологии и оборудования трубного производства Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Соколов Александр Алексеевич – кандидат технических наук, начальник ЦЗЛ ОАО «ММК-МЕТИЗ», г. Магнитогорск.

Сулейманов Марат Гиззатович – кандидат технических наук, профессор кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Тимиргалеева Лилия Шамиловна – старший преподаватель кафедры промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Третьяк Борис Андреевич – главный инженер проекта ООО «Техносервис», г. Костомукша.

Тулупов Сергей Арсеньевич – доктор технических наук, профессор, член-корреспондент РАЕН, кафедра технологии и оборудования трубного производства Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Уржумцев Владимир Васильевич – заместитель председателя профкома ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Усов Игорь Геннадьевич – доцент кафедры подъемно-транспортных машин и роботов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Хажиев Вадим Аслямович – инженер ОАО «НТЦ-НИИОГР».

Цепин Михаил Анатольевич – кандидат технических наук, доцент; старший научный сотрудник лаборатории НИЛ ДСПМ Государственного технологического университета «Московский институт стали и сплавов».

Черчинцев Вячеслав Дмитриевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой промышленной экологии и безопасности жизнедеятельности ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чукин Виталий Васильевич – доцент кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чукин Михаил Витальевич – доктор технических наук, заведующий кафедрой машиностроительных и металлургических технологий, профессор ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», директор НИИ Наносталей.

Шадрунова Ирина Владимировна – доктор технических наук, доцент, ведущий научный сотрудник Института проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва.

Шараев Дмитрий Владимирович – аспирант кафедры «Разработка рудных месторождений» ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург.

Шпонько Александр Анатольевич – кандидат технических наук, ассистент кафедры физики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Шумова Людмила Васильевна – кандидат физико-математических наук, доцент кафедры информатики и информационных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Юнаш Анатолий Адольфович – кандидат технических наук, главный инженер ЗАО «Механоремонтный комплекс» ОАО «ММК».

THE INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Afonin Igor Andreevich – senior teacher of the department of “Industrial Ecology and Life safety” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Astapov Evgeny Nikolaevich – assistant of the department of “Physics”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Begnarsky Vladimir Vladimirovich – Cand. of Sc., scientific assistant at Scientific Research Laboratory of Superplastic Metals Deforming, State Technological University “Moscow Institute of Steel and Alloys”.

Berkovich Vyacheslav Mikhailovich – Cand. of Sc., senior scientific assistant, assist. prof. of “The development of ore deposits”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Ural State Mining University”, Yekaterinburg.

Borodulin Uriy Nikolaevich – chief of coke department № 2 JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Cherchintsev Vyacheslav Dmitrievich – Dr. of Sc., head of the department of “Industrial Ecology and Life safety” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Chukin Mikhail Vital’evich – Dr. of Sc., prof., chief of the department of “Mechanical Engineering and Metallurgical Technologies”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”, director of Scientific Research Center of Nanosteels.

Chukin Vitaly Vasilievich – assistant prof. of the department of “Material Science and Metal Heat Treatment”.

Dmitrieva Elena Gennad’evna – Cand. of Sc., senior scientific assistant of JSC “Uralmash – Metallurgical equipment”, Yekaterinburg.

Dovzhenok Alexandre Sergeevich – Dr. of Sc., leading scientific assistant of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”.

Drobny Oleg Fedorovich – head of the environmental protection department JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Dryzhkov Vitaly Gavrilovich – Cand. of Sc., assist. prof. of the department of “Metallurgy of ferrous metals” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Emaleeva Dinara Gumarovna – postgraduate student of the department of “Mechanic Engineering and Metallurgical Technologies” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Gioeva Ada Konstantinovna – Cand. of Sc., assistant of “The department of the Deposit Development Technology at the North Caucas Mining Institute” (State Technological University), Vladikavkaz.

Gostenin Vladimir Aleksandrovich – Cand. of Sc., chief of blast furnace production of Central Works Laboratory JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Gusev Aleksander Mikhailovich – Cand. of Sc., assist. prof. of the department of “Industrial Ecology and Life safety” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Guzeeva Elena Nikolaevna – chief of Fixing Laboratory of JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalware”, Magnitogorsk.

Istomina Tatiana Viktorovna – engineer-designer of JSC “Uralmash – Metallurgical equipment”, Yekaterinburg.

Kadosnikov Vladimir Ivanovich – Cand. of Sc., head of the department of “Applied mechanics, graphics, technical and technological complexes engineering”, assistant prof. of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Kanaev Denis Petrovich – head of instrumental production JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalware”, Magnitogorsk.

Khazhiev Vadim Aslyamovich – engineer of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”.

Kochukov Sergey Vladimirovich – Cand. of Sc., assistant prof. of the department of “Mathematical Cybernetics and Informational Technologies”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Moscow Technical University of Connection and informatics”.

Kolodezhnaya Yekaterina Vladimirovna – postgraduate student of “The department of mineral resources enrichment”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Kusova Zhanna Georgievna – assistant of “The department of geology and investigation business at the North Caucasus Mining Institute” (State Technological University), Vladikavkaz.

Kutlubaev Ildar Mukhametovich – Dr. of Sc., assist. prof., prof. of “The department of elevator transport and robots”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Kutny Sergey Ivanovich – chief of “Industrial Safety Management Systems” bureau of Management Systems of Industrial and Work Safety at JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”

Lavrinenko Anatoly Afanac’evich – Dr. of Sc., prof. at the Institute of Complex Resource Exploitation Russian Academy of Science, Moscow.

Lisunets Nikolay Leonidovich – Cand. of Sc., assistant prof., department of “Technology and pipe equipment production” at State Technological University “Moscow Institute of Steel and Alloys”.

Min’ko Dina Igorevna – senior teacher of the department of “Technology Engineering”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Monakov Alexey Sergeevich – engineer CJSC “Technoservice”, Kostomukha.

Nefed’ev Aleksander Alekseevich – postgraduate student of the department of “Electrometallurgy and Casting Production”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Neugomonov Sergey Sergeevich – postgraduate student of “The development of mineral deposits”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Nguyen Chiong An – postgraduate student of the department of “Technology and pipe equipment production” at State Technological University “Moscow Institute of Steel and Alloys”.

Nosov Aleksei Dmitrievich – Cand. of Sc., director JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalware”, Magnitogorsk.

Ogarkov Nikolai Nikolaevich – Dr. of Sc., prof., head of the department of “Technology Engineering”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Osintsev Valery Andreevich – Cand. of Sc., prof., head of the department of “The development of ore deposits”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Ural State Mining University”, Yekaterinburg.

Pauk Lev Georgievich – senior teacher of “The department of the Deposit Development Technology at the North Caucasus Mining Institute” (State Technological University), Vladikavkaz.

Petukhov Vasily Nikolaevich – Dr. of Sc., prof. of “The Chemical Technology of nonmetal materials and physical chemistry”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Pimenova Natalia Valentinovna – junior scientific assistant of the Scientific Centre of Powder Material Science at State Educational Institution of Higher Professional Education “Perm State Technical University”.

Prokhorov Ivan Evgen’evich – Cand. of Sc., assist. prof., doctorate candidate of the department of “Metallurgy of ferrous metals” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Reshetnikov Leonid Vladimirovich – chief of advanced development bureau CJSC “Mechanical Maintenance Complex” JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Reshetnikova Elena Sergeevna – postgraduate student of the department of “Applied mechanics, graphics, technical and technological complexes engineering” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Ryabkov Nikolay Vladimirovich – CEO of the mine OOO “Chertinskaya-Koksovaya”.

Sablin Alexey Valer’evich – engineer of JSC “Ural Steel”, postgraduate student of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Sadykov Vasily Khalimovich – leading specialist, JSC “Ural Enterprise of Chemical Machinery”, Yekaterinburg.

Savinov Valery Ur'evich – chief of the agglomerative shop at JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Sen'kin Konstantin Vasilievich – chief of blast furnace laboratory JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Serebryakov Mikhail Aleksandrovich – assistant of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”.

Shadrunova Irina Vladimirovna – Dr. of Sc., assist. prof., leading scientific assistant at the Institute of Complex Resource Exploitation Russian Academy of Science, Moscow.

Sharaev Dmitry Vladimirovich – postgraduate student of “The development of ore deposits”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Ural State Mining University”, Yekaterinburg.

Shpon'ko Aleksander Anatol'evich – Cand. of Sc., assistant of the department of “Physics” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Shumova Ludmila Vasil'evna – Cand. of Sc., assist. prof. of the department of “Informatics and Information technologies” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Smirnov Oleg Mikhailovich – Dr. of Sc., prof., honoured science worker of the Russian Federation, academician of Russian Academy of Natural Science, department of “Technology and pipe equipment production” at the State Technological University “Moscow institution of Steel and Alloys”.

Sokolov Aleksander Alekseevich – Cand. of Sc., chief of Central Industrial Laboratory of JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works – Metalware”, Magnitogorsk.

Suleymanov Marat Gizzatovich – Cand. of Sc., prof. of the department of “Industrial Ecology and Life safety” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Timirgaleeva Liliya Shamilevna – senior teacher of the department of “Industrial Ecology and Life safety” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Tretiak Boris Adreevich – chief engineer of a project CJSC “Technoservice”, Kostomukha.

Tsepin Mikhail Anatol'evich – Cand. of Sc., assistant prof., senior scientific assistant at Scientific Research Laboratory of Superplastic Metals Deforming, State Technological University “Moscow Institute of Steel and Alloys”.

Tulupov Sergey Arsen'evich – Dr. of Sc., prof., corresponding member of Russian Academy of Natural Science, department of “Technology and pipe equipment production” at State Technological University “Moscow Institute of Steel and Alloys”.

Unash Anatoly Adol'fovich – Cand. of Sc., chief engineer of CJSC “JSC “MISW”.

Urzhumtsev Vladimir Vasil'evich – deputy chairman of trade union committee at JSC “Magnitogorsk Iron and Steel Works”.

Usov Igor Gennad'evich – assist. prof. of “The department of elevator transport and robots”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Vakhitova Pharida Talgatovna – postgraduate student of the department of “Mechanical Engineering and Metallurgical Technologies”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Vdovin Konstantin Nikolaeovich – Dr. of Sc., pro-rector of scientific work, prof. of State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Vyatkin Andrey Anatol'evich – chief manager of blast furnace equipment JSC “Uralmash – Metallurgical equipment”, Yekaterinburg.

Zakharov Svyatoslav Igorevich – economist of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”.

Zakharov Svyatoslav Igorevich – postgraduate student of State Educational Institution of Higher Professional Education “Chelyabinsk State University”, assistant of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”.

Zaletov Uriy Dmitrievich – Cand. of Sc., assistant prof. of the department of “Technology Engineering”, State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Zavodyany Aleksey Vasilievich – postgraduate student of the department of “Metallurgy of ferrous metals” at State Educational Institution of Higher Professional Education “Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov”.

Zhukov Aleksander Leonidovich – postgraduate student of State Educational Institution of Higher Professional Education “Ural State Mining University”, Yekaterinburg, assistant of JSC “Scientific-Technical Center – Scientific Research Institute “Open Mining Works”

Zubkov Anton Anatol’evich – postgraduate student of “The development of mineral deposits”, 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 перемену 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**, V&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов, максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. В тексте статьи должны быть подрисовочные 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»).