

# ВЕСТНИК

Лагнитогорский государственный технический университет  
№ 1. 2010



1 • 2010

# ВЕСТНИК

Магнитогорского государственного  
технического университета им. Г. И. Носова

№ 1 (29) март 2010 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. 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. Счастливец* – 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 Technol-  
ogy, 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.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», 2010

На журнал можно подписаться в отделениях связи либо приобрести непосредственно в редакции.  
Подписной индекс издания в объединенном каталоге «Пресса России» 48603.

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: vestnik@magtu.ru

Журнал подготовлен к печати Издательским центром  
МГТУ им. Г.И.Носова.  
Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.  
Подписано к печати 15.03.2010.  
Заказ 215. Тираж 500 экз. Цена свободная.



# VESTNIK

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

**№ 1 (29) March 2010**

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

**PUBLISHED SINCE MARCH, 2003**

## **Editorial committee**

### **Chairman of editorial committee:**

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

### **Members of the editorial committee:**

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

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

*V. Ph. Rashnikov* – President of LTd «Magnitogorsk Steel and Iron Works managing company», Prof., D. Sc.

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

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

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

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

## **Editorial staff**

### **Editor-in-chief:**

*G. S. Gun* – Prof., D. Sc.

### **Deputy chief editor:**

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

### **Members of the editorial staff:**

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

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

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

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

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

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

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

*S. A. Pesina* – Prof., D. Sc.

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

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

*M. A. Polyakova* – Assoc. Prof., Ph.D.

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

© State Educational Institution of Higher Professional Education  
«Magnitogorsk State Technical University named after G. I. Nosov», 2010

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: vestnik@magtu.ru

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

Signed for press 15.03.2010.

Order 215. Circulation – 500 items. Free price.



## СОДЕРЖАНИЕ

<b>Разработка полезных ископаемых.....</b>	<b>5</b>
<i>Хлусов А.Е.</i> Исследование реологического изменения предельной величины деформации разрушения породных слоев и их контактов .....	5
<i>Вохмин С.А., Курчин Г.С., Майоров Е.С.</i> К вопросу определения нормативных величин потерь при добыче ангидрита камерно-столбовой системой разработки.....	10
<i>Гавришев С.Е., Кузнецова Т.С., Некерова Т.В.</i> Методика обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом.....	14
<i>Калмыков В.Н., Григорьев В.В., Волков П.В.</i> Изыскание вариантов систем разработки для выемки прибортовых запасов при комбинированной геотехнологии.....	17
<i>Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Аргимбаев К.Р.</i> Выбор комплексов оборудования для производства выемочно-погрузочных работ в стесненных условиях нижних горизонтов карьеров.....	22
<i>Барях А.А., Асанов В.А., Федосеев А.К., Токсаров В.Н., Евсеев А.В.</i> Геомеханическое обоснование отставания очистных работ при одновременной отработке смежных панелей .....	25
<b>Металлургия черных металлов. Литейное производство.....</b>	<b>29</b>
<i>Шеишук О.Ю., Некрасов И.В., Невидимов В.Н., Кузякин В.Г., Ушаков М.В.</i> Температурный режим шлака сверхмощной ДСП и технологические параметры плавки .....	29
<i>Вдовин К.Н., Маркевич А.В.</i> Повышение эксплуатационных свойств отливок из коррозионно-стойкого чугуна.....	31
<b>Обработка металлов давлением.....</b>	<b>34</b>
<i>Беляев С.В.</i> Кинематика асимметричного очага деформации при совмещенной прокатке-прессовании.....	34
<i>Салганик В.М., Румянцев М.И., Цыбров Д.С., Соловьев А.Г.</i> Подход к выбору размеров слябов для широкополосных станов горячей прокатки .....	38
<i>Ульянов А.Г.</i> Математическая модель для расчёта диаметра калибрующего пояска волокна с учётом обеспечения требуемых предельных отклонений калиброванной стали .....	43
<i>Белевский Л.С., Исмаилов Р.Р., Москин В.М.</i> Влияние складки на напряжения в валках клетей кварто станов холодной прокатки .....	46
<i>Козлов А.В.</i> Разработка оборудования для холодной гибки труб с раскатыванием.....	50
<b>Технологии обработки материалов.....</b>	<b>52</b>
<i>Горохов Ю.В., Солонко И.В.</i> Снижение энергозатрат при непрерывном прессовании металла способом конформ путем оптимизации формы и размеров инструмента.....	52
<i>Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Егорова Л.Г., Созонов С.О.</i> Устройство для измерения скорости дозы порошка, выстреливаемой детонационной пушкой.....	55
<b>Стандартизация, сертификация и управление качеством.....</b>	<b>59</b>
<i>Салганик В.М., Полецков П.П., Кухта Ю.Б., Егорова Л.Г.</i> Управление качеством горячекатаного проката по профилю и плоскостности на базе использования автоматизированной системы.....	59
<i>Голубчик Э.М., Яковлева Е.Б., Телегин В.Е., Яшин В.В., Смирнов П.Н.</i> Повышение результативности производства холоднокатаной упаковочной ленты из стали марки 30Г2 путем применения адаптационных механизмов .....	62
<i>Бузунов Е.Г., Рубин Г.Ш., Мезин И.Ю.</i> Описание процесса диффузии цинковых покрытий стальной проволоки на основе теории конструктивных фракталов.....	66
<i>Рубин Г.Ш., Камалутдинов И.М.</i> Функциональный анализ структуры свойств геофизического кабеля .....	70
<b>Моделирование металлургических процессов.....</b>	<b>72</b>
<i>Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Виноградов О.О., Лопатина Е.С., Богданов Д.В., Архипов Ю.А.</i> Моделирование процесса совмещенного литья, прокатки и прессования для припойных сплавов на основе серебра.....	72
<i>Курбацкая Е.М., Смирнов А.Н., Сысоев Н.П.</i> Динамическая модель изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака.....	76
<b>Экономика, управление и рынок продукции.....</b>	<b>79</b>
<i>Журавин С.Г., Соломатина А.С.</i> Сбалансированная система показателей как инструмент стратегического управления .....	79
<b>Рефераты .....</b>	<b>83</b>
<b>Reports.....</b>	<b>88</b>
<b>Сведения об авторах .....</b>	<b>92</b>
<b>The information about the authors .....</b>	<b>95</b>

## CONTENT

<b>Exploitation of mineral resources</b> .....	<b>5</b>
<i>Khlusov A.E.</i> Investigation of rheological change in limiting value of deformation for failure of rock layers and their contacts.....	5
<i>Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Majorov E.S.</i> To a question of definition of standard sizes of losses at anhydrite extraction room and pillar mining working out system.....	10
<i>Gavrishev S.E., Kuznetsova T.S., Neckerova T.V.</i> The method for basis parameteries of flank opencast by underground of flank stock .....	14
<i>Kalmykov V.N., Grigoryev V.V., Volkov P.V.</i> Research of variants of systems of working out for dredging at the onboard stocks at the combined geotechnology.....	17
<i>Burmistrov K.V., Kolonyuk A.A., Argimbaev K.R.</i> Selection of equipment sefs for excavation and loading in the straitened circumstances of low horizons of opencast mines.....	22
<i>Baryah A.A., Asanov V.A., Fedoseev A.K., Toksarov V.N., Evseev A.V.</i> Geomechanical substantiation of mining lag in simultaneous adjacent panels mining .....	25
<b>Metallurgy of Ferrous Metals. Foundry engineering</b> .....	<b>29</b>
<i>Sheshukov O.J., Nekrasov I.V., Nevidimov V.N., Kuzjakin V.G., Ushakov M.V.</i> A slag temperature mode of ultra high power EAF and technological parameters of fusion.....	29
<i>Vdovin K.N., Markevich A.V.</i> The improvement of corrosion resistance and wear-resisting iron casting properties.....	31
<b>Metal forming</b> .....	<b>34</b>
<i>Belyaev S.V.</i> The kinematics of the asymmetric deformation zone for the process of combine rolling and extrusion for the one and the two driving rolls .....	34
<i>Salganik V. M., Rymjantsev M.I., Tsybrov D.S., Solovyov A.G.</i> The choice of slab size for hot strip mills .....	38
<i>Uljanov A.G.</i> Mathematical model for calculation of diameter of a whirtle plate in view of maintenance of required maximum deviations of the calibrated steel.....	43
<i>Belevskiy L.S., Ismagilov, R.R., Moskvin V.M.</i> Influence of fold on strip at stresses in rolls of four-high stand of cold sheet mill.....	46
<i>Kozlov A.V.</i> Developing equipment for cold tube bending with flattening.....	50
<b>Technologies of Material Processing</b> .....	<b>52</b>
<i>Gorohov Y.V., Solopko I.V.</i> Reduction in power consumption during Conform continuous extrusion by means of optimizing the form and size of tools.....	52
<i>Vdovin K.N., Dubsky A, Egorova L.G., Sozonov S.O.</i> The speed device for measurement of a power dose shooting from a de-tonatsionnoj gun.....	55
<b>Standardization, certification and quality management</b> .....	<b>59</b>
<i>Salganik V.M., Poletskov P.P., Kuhta Y.B., Egorova L.G.</i> Quality management on the profile and flatness of hot-rolled based on automated system .....	59
<i>Golubchik E.M., Yakovleva E.B., Telegin V.E., Yashin V.V., Smirnov P.N.</i> Improving the production of cold rolled steel packing tape marks 30F2 through the use of adaptive mechanisms .....	62
<i>Buzunov E.G., Rubin G.Sh., Mezin I.Ju.</i> Description of steel wire zinc coating diffusion process on the basis of constructive fractals theory .....	66
<i>Rubin G.S., Kamalutdinov I.M.</i> The functional analysis of structure of properties of a geophysical cable (Electro mechanical cable).....	70
<b>Modeling of metallurgical processes</b> .....	<b>72</b>
<i>Sidelnikov S.B., Dovjenko N.N., Lopatina E.S., Vinogradov O.O., Bogdanov D.V., Arhipov U.A.</i> Modeling of process combination of casting rolling and pressing for solder alloys based on silver .....	72
<i>Kurbatskaya E.M., Smirnov A.N., Sysoev N.P.</i> The dynamic model of the iron and slag constituents mass content.....	76
<b>Economics, Management and Production Market</b> .....	<b>79</b>
<i>Zhuravin S.G., Solomatina A.S.</i> The balanced scorecard – effective tool for company management.....	79
<b>Рефераты</b> .....	<b>83</b>
<b>Reports</b> .....	<b>88</b>
<b>Сведения об авторах</b> .....	<b>92</b>
<b>The information about the authors</b> .....	<b>95</b>

## РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 539.375+376+386

Хлусов А.Е.

### ИССЛЕДОВАНИЕ РЕОЛОГИЧЕСКОГО ИЗМЕНЕНИЯ ПРЕДЕЛЬНОЙ ВЕЛИЧИНЫ ДЕФОРМАЦИИ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОДНЫХ СЛОЕВ И ИХ КОНТАКТОВ

Наш интерес к изучению вышеназванного вопроса связан с тем, что в работе [1] нами был предложен метод расчета слоистой кровли по деформациям. Идея работы заключалась в том, что при определении допустимого прогиба заанкерванной слоистой нетрещиноватой кровли можно использовать установленные закономерности реологического снижения *предельной величины* относительной деформации породных слоев  $\varepsilon_i^{np}$  и их контактов  $\gamma_i^{np}$ , которую они накапливают к моменту своего *разрушения*  $t_p$ . Вот некоторые результаты проведенных исследований.

Кровля горных выработок, проводимых при разработке месторождений осадочных полезных ископаемых, в подавляющем большинстве представлена чередующимися слоями пород, механические свойства которых различны. Такие слои можно рассматривать как чередование разнородных породных *плит*, связанных между собой или нет, а их расчет с минимальными потерями точности (для средней части < 5%) можно свести к расчету защемленных балок, испытывающих продольно-поперечный изгиб и находящихся сначала в состоянии условно-мгновенного, а затем – длительного нагружения. При этом за длину балки принимается пролет выработки, а за высоту – суммарная мощность слоев, скрепленных анкерами в единую пачку по принципу сшивания.

Закрепленная анкерами непосредственная слоистая кровля считается *устойчивой* в течение необходимого по условиям производства времени, если за это время она не обрушается, а ее прогибы  $f_i$  не превышают допустимого значения  $f_i^{don}$ . Используя теорию изгиба балок, величину расчетного предельного прогиба слоистой кровли  $f_i^{np}$ , на основе которого определяется допустимый прогиб, можно выразить через такие механические характеристики, как *предельная относительная деформация растяжения* породы при изгибе  $\varepsilon_o^{np}$  и *предельная относительная деформация сдвига* контакта слоев  $\gamma_o^{np}$ . Универсальность такого подхода заключается в том, что достижение деформациями предельного значения приводит к разрушению образца вне зависимости от его размеров и вида прикладываемой нагрузки (в первом приближении). В случае заанкерванной нижней пачки неоднородной слоистой кровли задача заметно усложняется, поскольку каждый породный слой может деформиро-

ваться как в системе «многослойная нерасслоившаяся плита», так и в системе «скрепленная многослойная расслоившаяся плита». И в том, и в другом случае в расчетах используется вторая теория прочности и принимается, что разрушение породных слоев наступает в результате их изгиба по достижении предельной величины относительной деформации растяжения, а расслоение – по достижении предельной величины относительной деформации сдвига на контакте.

Эта закономерность соблюдается как при условно-мгновенном нагружении, так и при длительном. При этом необходимо иметь в виду, что предельная относительная деформация, при которой происходит разрушение длительно нагруженного образца, не остается постоянной во времени. Представляется интересным то обстоятельство, что если факт снижения во времени прочности породы является общепризнанным и в литературе освещен довольно широко, то вопрос об *изменении во времени предельной величины относительной деформации*, при которой происходит разрушение образца, остается до конца не выясненным. Работ, посвященных этой теме, довольно мало. Это главным образом связано с тем, что постановка таких экспериментов по доведению образца до разрушения длительно действующими нагрузками требует большого количества времени, иногда – нескольких лет. Приведем результаты немногочисленных исследований этого вопроса.

В работе [2] экспериментально изучался характер деформирования во времени соляных пород при изгибе постоянными нагрузками. На **рис. 1** изображены результаты этих опытов в виде кривых ползучести образцов. Если условиться, что переход процесса их деформирования в стадию прогрессирующего течения недопустим, то ординаты точек перегиба кривых, определяющие начало этой стадии, будут соответствовать величинам предельной деформации  $\varepsilon_i^{np}$ , приводящей к разрушению образца в данный момент времени  $t_p$ . На рисунке эти точки соединены пунктирной линией. Как видно, с течением времени величина  $\varepsilon_i^{np}$  уменьшается, асимптотически приближаясь к некоторому пределу. К аналогичным выводам можно прийти, анализируя результаты экспериментов [3] и [4], посвященных определению реологических характеристик горных пород при сжатии. В первой работе ис-

следования проводились на образцах аргиллита, во второй – на образцах песчанистого сланца. Методика испытаний – стандартная. Результаты этих опытов, отраженные на рис. 2 и 3 соответственно, также показывают снижение величины  $\varepsilon_i^{np}$  во времени. В работе [5] изучалось деформирование глинистых пород под длительным действием сдвигающей нагрузки, а в ис-

следованиях [6] – замороженных песков под действием сжимающей нагрузки. Как и в вышеперечисленных случаях, анализ кривых ползучести (рис. 4 и 5) показывает уменьшение во времени величины предельной деформации, при которой наступает разрушение образца.

Поскольку, как мы видим, количество таких исследований невелико, то для того, чтобы надежнее определиться с видом зависимости  $\varepsilon_i^{np}(t)$  при длительном изгибе пород, нами были поставлены собственные эксперименты. Длительному изгибу были подвергнуты известняк, горючий сланец и мрамор. Методика испытаний – стандартная. Из каждой породы серия свободно опертых балок нагружалась разными по величине, но постоянными во времени нагрузками, составляющими некоторую долю от условно-мгновенной разрушающей величины. Эксперименты показали, что одновременно со снижением во времени прочности пород при изгибе происходит изменение величины предельной деформации растяжения, при которой они разрушаются (рис. 6). Однако если у известняка и мрамора эта величина уменьшается, то у сланца – увеличивается. Подобная закономерность отмечается в работах [7, 8]. В первой изучалось длительное

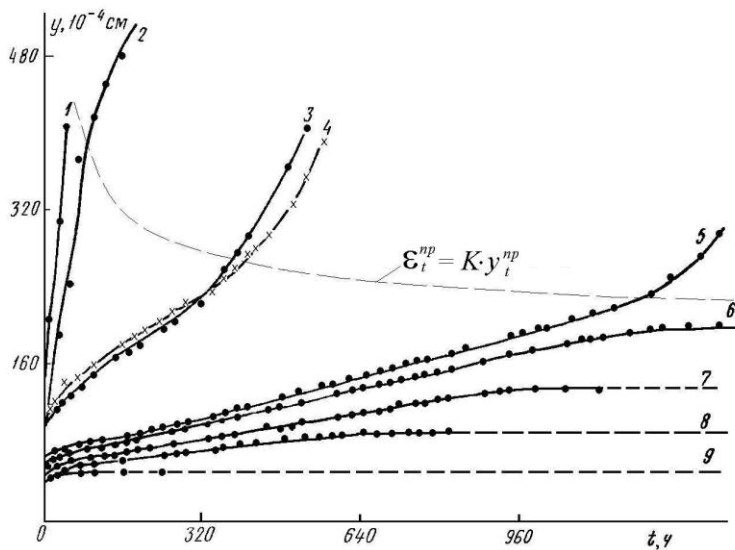


Рис. 1. Семейство кривых ползучести каменной соли при изгибе нагрузками, составляющими от разрушающей: 1 – 0,9; 2 – 0,85; 3 и 4 – 0,8; 5 и 6 – 0,7; 7 и 8 – 0,6; 9 – 0,5

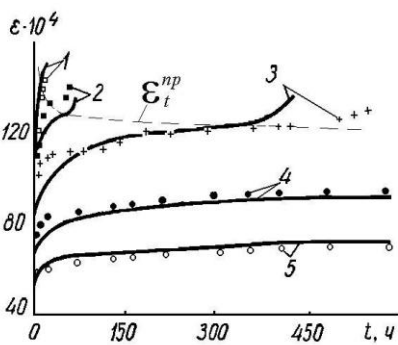


Рис. 2. Семейство кривых ползучести аргиллита при сжатии нагрузками, составляющими от разрушающей: 1 – 0,9; 2 – 0,85; 3 – 0,8; 4 – 0,6; 5 – 0,5

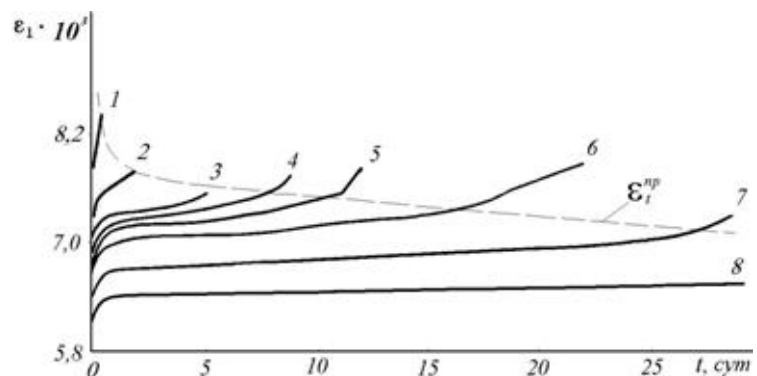


Рис. 3. Семейство кривых ползучести песчанистого сланца при сжатии нагрузками, составляющими от разрушающей: 1 – 0,95; 2 – 0,91; 3 и 4 – 0,88; 5 – 0,83; 6 – 0,79; 7 – 0,73; 8 – 0,66

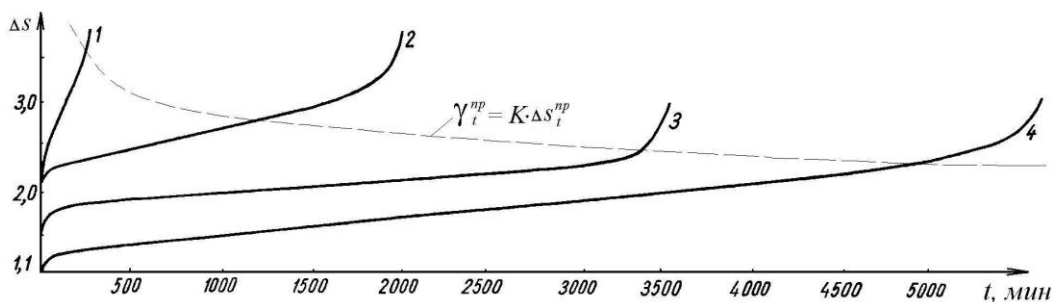


Рис. 4. Семейство кривых ползучести жирной и красно-бурой глины при сдвиге нагрузками, составляющими от разрушающей: 1 – 0,94; 2 – 0,83; 3 – 0,77; 4 – 0,67

деформирование сильвинитовых образцов под действием сжимающих нагрузок, во второй работе сжатию подвергались образцы, изготовленные из песчано-парафиновой смеси. В обоих случаях получен рост во времени величины  $\epsilon_i^{np}$ . Вероятно, это связано со специфическими свойствами испытуемых пород, а именно с их большой пластичностью. Исходя из этого, можно сделать вывод, что у относительно прочных пород значения  $\epsilon_i^{np}$  со временем падает, а у относительно слабых, наоборот, растет. В любом случае *устойчивость* балки (кровли) при этом *снижается*, поскольку скорость приращения деформаций ползучести  $\dot{\epsilon}_i$  всегда больше скорости изменения величины предельной деформации  $\epsilon_i^{np}$ . Если степень устойчивости балки (кровли) оценивать при помощи показателя  $Y_i = 1 - \frac{\dot{\epsilon}_i}{\epsilon_i^{np}}$ , то из сказанного видно, что с течением времени происходит его уменьшение.

Одновременно с этим нами выяснялся вопрос о том, как изменяется во времени величина предельной деформации сдвига на контакте, сопровождающая его разрушение в момент времени  $t_p$ . С этой целью были проведены опыты, заключающиеся во взаимном сдвиге сцементированных образцов пород под действием постоянных во времени нагрузок, составляющих некоторую долю от разрушающей. Испытанию подверглись образцы пород в следующих сочетаниях: известняк + горючий сланец и известняк + мрамор; длительность экспериментов составила 90 сут. Их результаты отражены на рис. 7 в виде кривых относительного изменения во времени предельной деформации сдвига цементных контактов  $(\gamma_j^{np})_t / (\gamma_j^{np})_0$ . Как видно, с течением времени происходит снижение этой величины на 10–20%.

Исследование прочностных и деформационных свойств контактов пород привело к интересному наблюдению. Расслоение балки происходит, как известно,

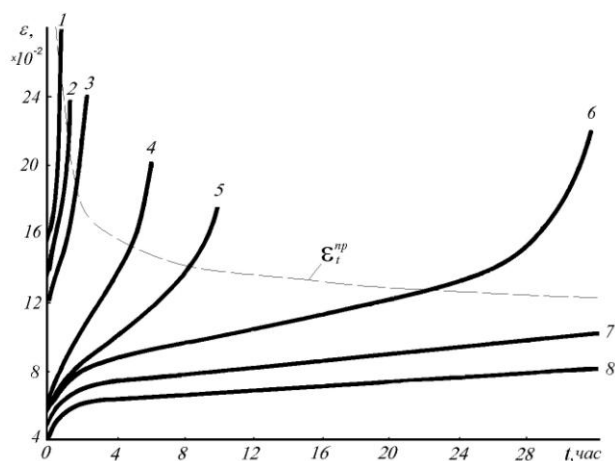


Рис. 5. Семейство кривых ползучести замороженных до  $-10^\circ\text{C}$  песков при сжатии нагрузками, составляющими от разрушающей: 1 – 0,93; 2 – 0,8; 3 – 0,73; 4 – 0,6; 5 – 0,57; 6 – 0,55; 7 – 0,53; 8 – 0,4

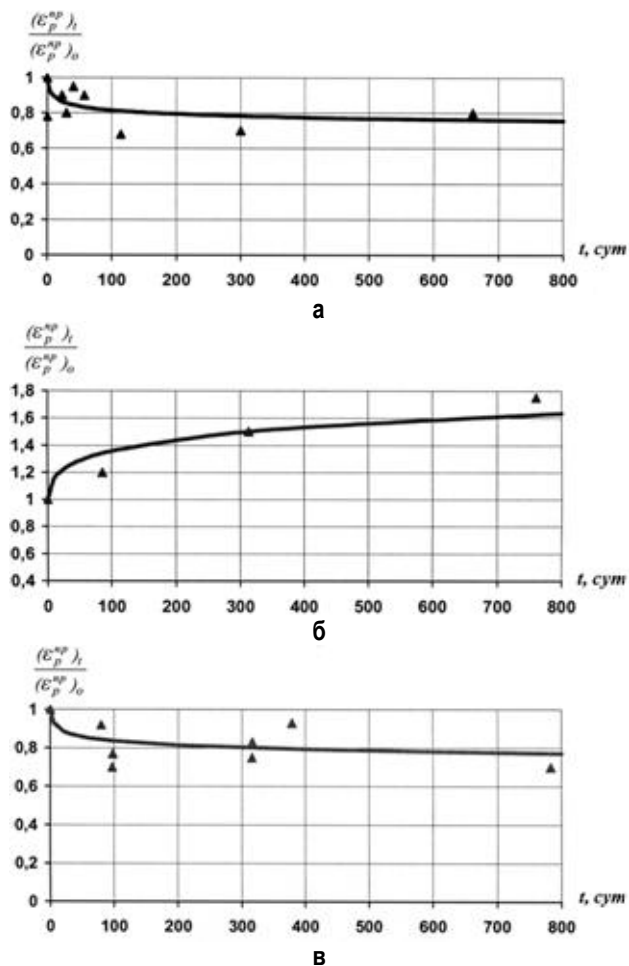


Рис. 6. Изменение во времени величины предельной деформации растяжения при длительном изгибе: а – известняка; б – горючего сланца; в – мрамора

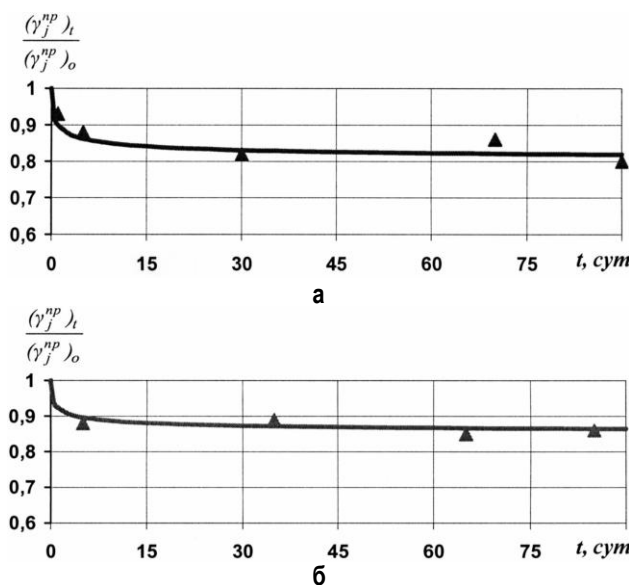


Рис. 7. Изменение во времени величины предельной деформации сдвига контакта сцементированных образцов: известняк + мрамор (а) и известняк + горючий сланец (б)



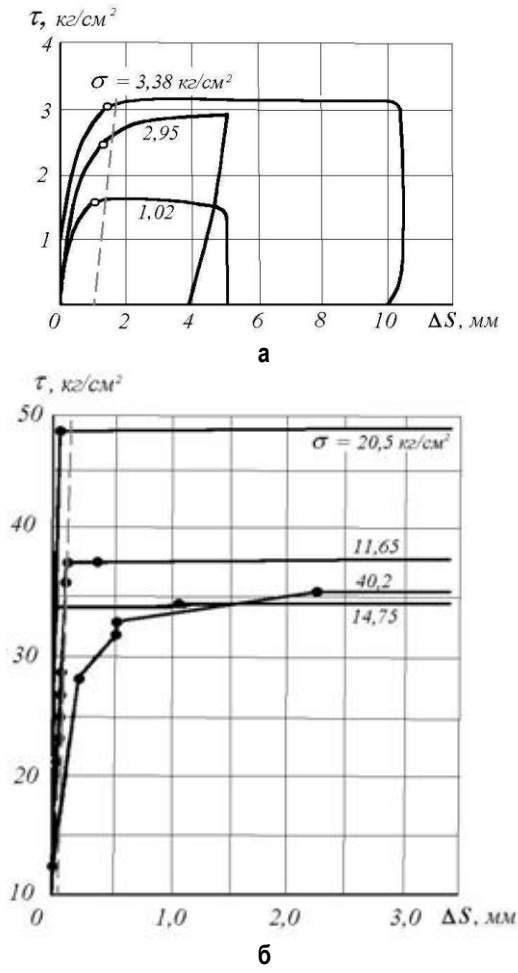


Рис. 8. Диаграммы нагружения штампов, забетонированных на голубых сланцах (а) и граните (б), сдвигающими усилиями при различных нормальных напряжениях [9, 10]

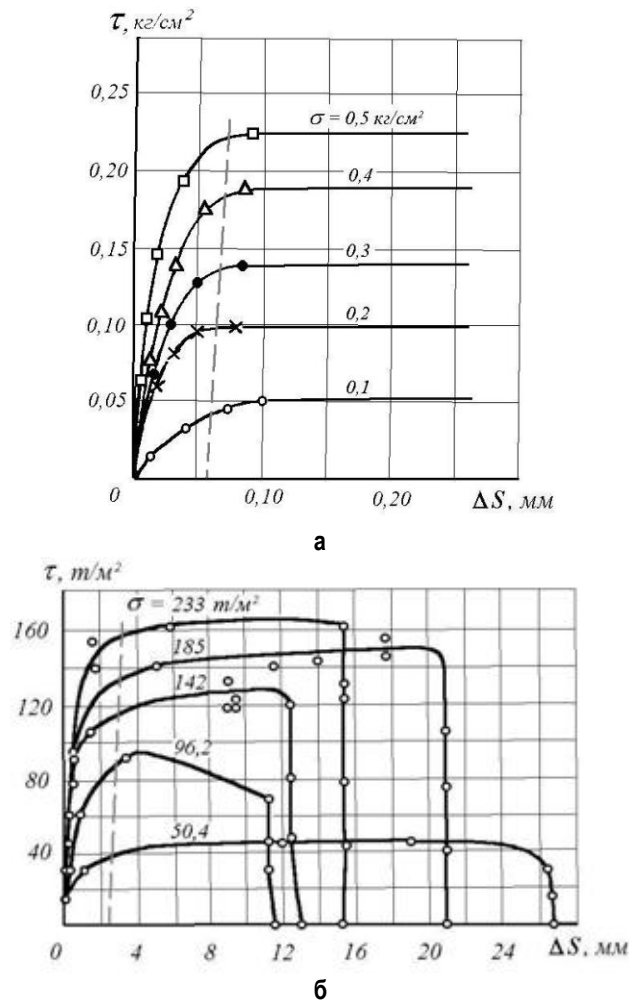


Рис. 9. Результаты экспериментов по сдвигу образцов из гипсоугольной смеси по гладкому контакту (а) и цементных образцов по диабазу (б) [11, 10]

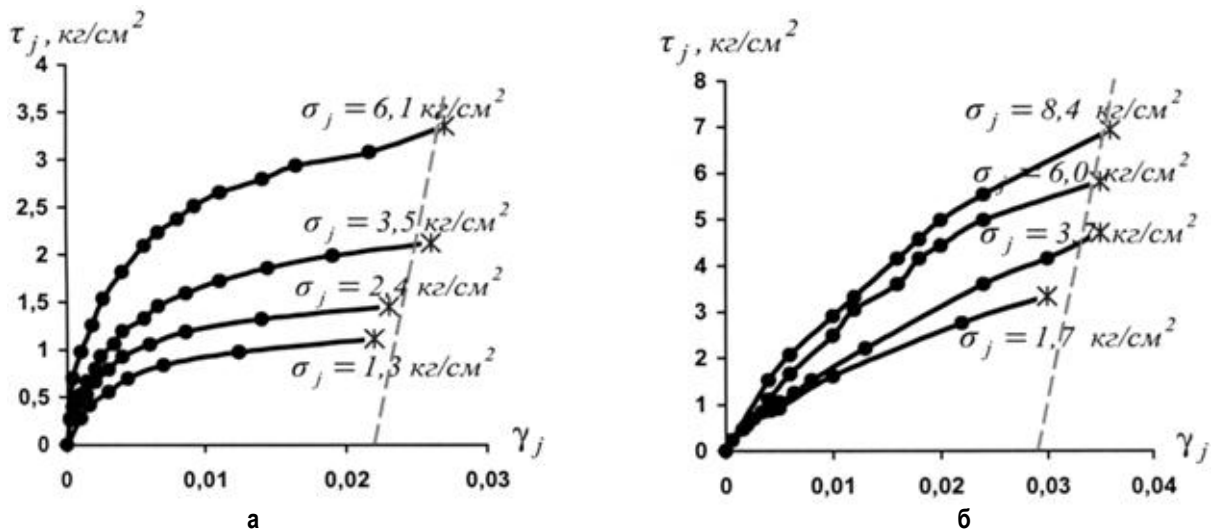


Рис. 10. Результаты испытаний механических свойств цементно-песчаных контактов: известняка + горячий сланец (а) и известняка + мрамор (б)

при определенном соотношении касательных и нормальных напряжений, действующих на контактах слоев. При этом напряженно-деформированное состояние на контактах, обусловленное влиянием, в частности, и крепи, влияет на их прочность. Однако если интересующие нас расчеты вести по деформациям, то это позволит в первом приближении не учитывать указанное влияние. На рис. 8,9 отражены результаты экспериментов ряда авторов по сдвигу образцов из горных пород и цементных камней по их контактам при различной величине прижимающих нагрузок. Эти диаграммы говорят о том, что при плоском напряженном состоянии изменение величины нормальных напряжений на контакте, существенно влияющее на его сдвиговую прочность, на значение предельной относительной деформации  $\gamma_j^{mp}$ , при которой начинается разрушение (пунктирная линия), *отражается незначительно*. К аналогичным выводам мы пришли в результате проведения собственных экспериментов по сдвигу цементированных образцов пород. Диаграммы нагружения контактов изображены на рис. 10. Из анализа графиков следует, если ростом нормальных напряжений на контакте  $\sigma_j$  его прочность на сдвиг  $\tau_j^{nc}$  увеличивается, то величина предельной относительной деформации  $\gamma_j^{mp}$ , при которой наступает его разрушение, *изменяется незначительно* – в пределах 30% при изменении  $\sigma_j$  в 5 раз. Таким образом, если расчет искомым прогибам вести по величине  $\gamma_j^{mp}$ , то в первом приближении от рассмотрения напряженного состояния на контактах и влияния на него анкеров можно отказаться [12, 13].

### Выводы

1. Экспериментально установлено изменение во времени предельной величины деформации растяжения  $(\varepsilon_p^{mp})_t$  и сдвига  $(\gamma_j^{mp})_t$ , при длительном изгибе сопровождающей разрушение соответственно пород и их контактов. Это свойство должно быть использовано при расчете предельного прогиба балки по деформациям. Для большинства осадочных пород величины  $(\varepsilon_p^{mp})_t$  и  $(\gamma_j^{mp})_t$  уменьшаются, причем до значения, равного в первом приближении пределу длительной прочности породы и контакта соответственно.

2. Испытаниями выявлено, что в плоском напряженном состоянии величина предельной (разрушающей) деформации сдвига контакта практически не зависит от значения действующего на нем нормального напряжения. Это наблюдение позволяет при расчете расслоения скрепленной пачки слоистой кровли по деформациям в первом приближении не рассматривать взаимодействие ее слоев и не учитывать влияние анкеров на напряженное состояние их контактов.

### Список литературы

1. Хлусов А.Е. Прогноз допустимого прогиба неоднородной слоистой кровли горной выработки, закрепленной анкерами: дис.... канд. техн. наук: 25.00.20 / НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела (ВНИИМ). С-Пб., 2007. 191 с.

2. Прокуряков Н.М., Пермяков А.С., Черников А.К. Физико-механические свойства соляных пород. Л.: Недра, 1973. 271 с.
3. Глушко В.Т., Чередниченко В.П., Усатенко Б.С. Реология горного массива. Киев: Наук. думка, 1981. 171 с.
4. Гальперин М.А., Шафаренко Е.М. Реологические расчеты горнотехнических сооружений. М.: Недра, 1977. 246 с.
5. Фисенко Г.Л., Веселков В.И. Исследование ползучести глинистых горных пород при испытании на сдвиг // Проблемы реологии горных пород. Киев, 1970. 316 с.
6. Трупаков Н.Г. Реологические свойства замороженных горных пород // Материалы всесоюзного симпозиума по проблемам реологии горных пород и релаксации в твердых телах. Киев, 1969. С. 90–101.
7. Титов Б.В. Исследование и разработка метода определения длительной прочности соляных горных пород при сжатии: дис. ... канд. техн. наук: 05.15.11 / Всесоюз. науч.-исслед. и проект. ин-т геологии (ВНИИГ). Березники, 1983. 246 с.
8. Усовершенствование методики испытаний длительной прочности слабых горных пород: отчет о НИР / ВНИИ горн. геомех. и маркшейд. дела; рук. Б.В. Матвеев. Л., 1965. 29 с. Инв. № 4483.
9. Роза С.А., Зеленский Б.Д. Исследование механических свойств скальных оснований гидротехнических сооружений (гравитационных и арочных плотин и напорных туннелей). М.: Энергия, 1967.
10. Евдокимов П.Д., Сапегин Д.Д. Прочность, сопротивляемость сдвигу и деформируемость оснований сооружений на скальных породах. М.: Л., 1964.
11. Pancini M. Results on a Model of the Vaiont Dam. 1961.
12. Хлусов А. Е. О влиянии податливости пласта полезного ископаемого на величину предельного прогиба кровли горной выработки, закрепленной анкерами // Вестник МГТУ. 2007. № 3. С. 15–18.
13. Хлусов А. Е. О ползучести многослойной неоднородной породной балки // Вестник МГТУ. 2008. № 3. С. 10–15.

### List of literature

1. Khlusov A.E. Prediction of allowable deflection of inhomogeneous layered roof of mine working supported with anchors. PhD thesis. VNIIM. St Petersburg, 2007. 191 p.
2. Proskuryakov N.M., Permyakov A.S., Chernikov A.K. Physico-mechanical properties of salty rocks. L.: Nedra, 1973. 271 p.
3. Glushko V.T., Cherednichenko V.P., Usatenko B.S. Rheology of rock mass. Kiev, Naukova dumka, 1981. 171 p.
4. Galperin M.A., Shafarenko E.M. Rheological computations of mining plants and engineer constructions, M.: Nedra, 1977. 246 p.
5. Fisenko G.L., Veselkov V.I. Investigation of creeping of clay rocks in shear tests. Problems in rheology of rocks. Kiev. 1970. 316 p.
6. Trupakov N.G. Rheological properties of frozen rocks // Materials of All-Union Symposium on rheology of rocks and relaxation of solids. Kiev. 1969, pp. 90-101.
7. Titov B.V. Investigation and development of the method for the determination of long-duration strength of salty rocks in compression. PhD thesis. VNIIG, Berezniki, 1983, 246 p.
8. Improvement of methodology for tests of long-duration strength of weak rocks. Report on Research Developments, VNIIM. L.: 1965. 29 p.
9. Roza S.A., Zelensky B.D. Investigation of mechanical properties of rocky foundations of hydrotechnical constructions (gravity and arched dams and pressure tunnels). M.: Energia. 1967.
10. Evdokimov P.D., Sapegin D.D. Strength, shear resistance and deformability of foundations of constructions on solid rocks. M-L.: 1964.
11. Pancini M. Results on a model of the Vaiont Dam. 1961.
12. Khlusov A. E. On influence of pliability of mineral bed on the value of limiting deflection of the mine working roof grappled by anchors // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2007. № 3. P. 15–18.
13. Khlusov A. E. On a creep of the multilayer inhomogeneous rocky beam // Vestnik MSTU named after G.I. Nosov. 2008. № 3. P. 10–15.

Вохмин С.А., Курчин Г.С., Майоров Е.С.

## К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НОРМАТИВНЫХ ВЕЛИЧИН ПОТЕРЬ ПРИ ДОБЫЧЕ АНГИДРИТА КАМЕРНО-СТОЛБОВОЙ СИСТЕМОЙ РАЗРАБОТКИ

Камерно-столбовая система разработки является эффективной технологией разработки мощных пологих залежей, обеспечивающей высокую производительность труда и интенсивность выемки. Технико-экономические показатели камерно-столбовой системы разработки с применением самоходного оборудования весьма высокие. Однако наряду с этим она имеет существенные недостатки, основными из которых являются потери полезного ископаемого, которые могут достигать 50% всех запасов.

Технологии обработки месторождений камерно-столбовой системой постоянно развиваются. На сегодняшний день разработаны и успешно применяются различные способы снижения потерь при добыче, основные из них сводятся к выемке междукамерных целиков из выработанного пространства. Однако большинство из данных способов являются непригодными при обработке залежей нерудных полезных ископаемых, поскольку являются весьма дорогостоящими.

В этой связи наиболее актуальным становится вопрос снижения эксплуатационных потерь полезного ископаемого без увеличения затрат на добычу. То есть разработка таких мероприятий, которые позволят повысить показатели извлечения из недр без увеличения себестоимости добычи.

С этой целью в 2006–2009 гг. на руднике «Ангидрит» ЗФ ОАО «Горно-металургическая компания

«Норильский никель» проведен ряд исследований, в задачи которых входило установление мест и источников потерь и разубоживания ангидрита, выявление причин формирования и разработка мероприятий по их сокращению.

Рудник «Ангидрит» ведет обработку части Горозубовского месторождения ангидрита подземным способом. Залежь ангидрита имеет практически непрерывное распространение по простиранию и падению. Форма залежи пластовая. Размеры пласта ангидрита в пределах границ горного отвода составляют: длина (по падению) – 1200 м, ширина (по простиранию) – 2200 м. Глубина залегания подошвы пласта изменяется в пределах от 172,5 до 228,8 м по Западному полю и от 165,3 до 220,9 м по Восточному полю. Пласт ангидрита разделен на две части – верхнюю непромышленную и нижнюю промышленную слои темно-серого доломитизированного мергеля мощностью 0,3–5,0 м. Промышленный пласт имеет субширотное простирание с падением на юг и юго-восток под углом 5–8°. Мощность пласта изменяется от 4,0 до 16,2 м, составляя в среднем 10,98 м.

На руднике применяется камерно-столбовая система разработки с оставлением междукамерных ленточных целиков [2]. В настоящее время на руднике «Ангидрит» применяется буровзрывной способ отбойки. При проходке горно-подготовительных и нарезных выработок отбойка ведется шпуровыми зарядами. При очистной выемке используется скважинная отбойка нижнего слоя.

*Параметры системы разработки:*

- ширина камер – 8 м, ширина междукамерных целиков изменяется от 5 до 6,5 м;
- длина камер – от 150 до 200 м.

В средней части панели проходится транспортный штрек для проветривания и транспортировки горной массы с очистных и подготовительных работ.

Камеры при мощности пласта более 5 м отрабатывают сверху вниз (почвоуступным забоем). Отгрузка горной массы из забоев производится погрузочными машинами, доставка до перегрузочного узла – автосамосвалами, которые загружаются погрузочными машинами ST-5 или ST-8 на транспортном и нижнем панельном штреках.

Эксплуатационные потери за последние годы составляют около 40%, а разубоживание не превышает 4–5%.

В результате проведенных исследований составлена классификация эксплуатационных нормируемых потерь полезного ископаемого [1]. Основные потери неотбитого полезного ископаемого формируются за счет оставления в выработанном пространстве регулярных поддерживающих целиков, в защитном слое в

Таблица 1

Фактические значения толщины предохранительной корки

Номер пикета	Количество шпуров	Проектная высота защитного слоя, м	Средняя высота защитного слоя, м	Объем теряемого п.и. на 1 м <sup>3</sup> /1 м <sup>2</sup>
1	4	1	1,87	1,87
2	3	1	1,96	1,96
3	3	1	1,13	1,13
4	4	1	1,21	1,21
5	3	1	1,19	1,19
6	4	1	0,99	0,99
7	4	1	1,97	1,97
8		1	1,45	1,45
9	2	1	1,09	1,09
10	3	1	0,93	0,93
11	3	1	0,97	0,97
12	2	1	1,14	1,14
...	...	...	...	...
321	7	1	1,3	1,3
322	8	1	1,52	1,52

кровле камер. Основные потери отбитого ангидрита формируются в «плинтусах» и на почве камер.

Снижение потерь неотбитого полезного ископаемого имеет первостепенное значение. Проведены исследования по сокращению потерь в междуканальных целиках, методика полностью изложена в работе [2].

Потери в кровле слоя образуются за счет оставления в кровле камер слоя ангидрита мощностью не менее 1 м при мощности вышелегающего пропластка мергеля более 2 м или наличии в кровле промышленного пласта закарстованных участков пород [3]. Это обусловлено требованиями безопасности.

Фактическая толщина предохранительной корки определялась бурением контрольных шпуров. Шпуров располагались по сетке 2×2 м. Кроме того, были проведены замеры в ранее отработанных камерах, где произошло частичное обрушение защитной корки (табл. 1). А также более точные данные получены при производстве работ по креплению кровли штанговой крепью. Сетка штангования 1×1 м.

Обработка результатов замеров по панелям № 13 и 14 показала, что средняя величина потерь в защитном слое составляет 1,34 м<sup>3</sup> на 1 м<sup>2</sup>. Относительная средняя величина потерь полезного ископаемого в предохранительной корке составляет 5,5–7% (абсолютных).

Как показали исследования, толщина предохранительного слоя выбирается «интуитивно», что подтверждает необходимость нормирования данного вида потерь.

Нормативная величина потерь ангидрита в предохранительном слое определяется по формуле

$$P_{зк} = \frac{bh_{зк}}{(b+a) \cdot m} \times 100\%,$$

где  $a$  – ширина целика;  $b$  – ширина камеры;  $m$  – мощность полезного ископаемого;  $h_{зк}$  – толщина предохранительного слоя.

Поскольку величина камер  $b = 8$  м и ширина целиков  $a = 5–6,5$  м принимаются проектом на отработку панели, а  $m$  определяется геологией месторождения и возможностью вспомогательного оборудования, то становится определенно ясно, что снижение потерь в предохранительном слое возможно за счет оптимизации параметра  $h_{зк}$ .

Для определения оптимальной величины  $h_{зк}$  воспользуемся исследованиями, проведенными в области расчета устойчивых пролетов обнажения камер. Большой вклад в развитие этого вопроса внесли В.Д.Слесарев, П.М.Цимбаревич, Г.Н.Кузнецов, Ц.Гомес, К.В.Руппенейт, Ю.М.Либерман, В.Р.Рахимов, А.А.Иливицкий.

Согласно исследованиям В.Р.Рахимова [4], который рассмотрел модель непосредственной кровли в виде упругой балки, прогнувшейся под действием пригрузки и собственного веса, в кровле возникают не только сжимающие напряжения, но и изгибающие моменты продольного изгиба. Автор предположил, что эти напряжения вызываются приложенными из бесконечности продольными силами:

$$P = \lambda \gamma H h,$$

где  $\lambda$  – коэффициент бокового давления;  $\gamma$  – объемный вес налегающих пород, т/м<sup>3</sup>;  $H$  – глубина залегания (ведения горных работ), м;  $h$  – высота потолочины, м.

Основываясь на предположениях В.Р.Рахимова, А.А.Карпиков предложил формулу для определения предельного пролета кровли [5], при котором происходит потеря устойчивости потолочины для очистных выработок.

$$b_{пред} = 1,8h \sqrt{\frac{E}{(\lambda-1)\gamma H}},$$

где  $E$  – модуль Юнга, МПа.

В.Д.Слесарев [6] предложил для предельного определения пролета обнажения формулу, не учитывающую влияние вертикального давления:

$$b_{пред} = \sqrt{\frac{2\sigma_p h}{\gamma}},$$

где  $\sigma_p$  – предел прочности на растяжение, т/м<sup>2</sup>.

Таким образом, составим систему уравнений для определения мощности потолочины по вертикальным и горизонтальным напряжениям:

$$\begin{cases} b_{пред} = \sqrt{\frac{2\sigma_p h}{\gamma}}, \\ b_{пред} = 1,8h \sqrt{\frac{E}{(\lambda-1)\gamma H}} \end{cases} \Rightarrow \sqrt{\frac{2\sigma_p h}{\gamma}} = 1,8h \sqrt{\frac{E}{(\lambda-1)\gamma H}}$$

Преобразовав данное тождество, получим формулу для вычисления минимальной мощности потолочины в кровле очистных выработок:

$$h_{мин} = \frac{0,62\sigma_p H(\lambda-1)}{E},$$

где  $H$  – глубина ведения горных работ, м;  $\lambda$  – коэффициент бокового давления;  $E$  – модуль Юнга, МПа;  $\sigma_p$  – предел прочности на растяжение, МПа.

Коэффициент бокового давления есть соотношение между горизонтальными и вертикальными напряжениями. А.Б.Макаров [7] предлагает рассчитывать из выражения

$$\lambda = \frac{\sum \sigma_{гор}}{2\sigma_{верт}},$$

$$\sigma_{гор} = \mu \gamma H,$$

где  $\mu$  – коэффициент бокового распора.

Н.П.Ерофеев, А.Б.Макаров рекомендуют в упругих породах расчет коэффициента бокового распора  $\mu$  вести по гипотезе А.Н.Динника:

$$\mu = \frac{\nu}{(1-\nu)},$$

где  $\nu$  – коэффициент Пуассона.

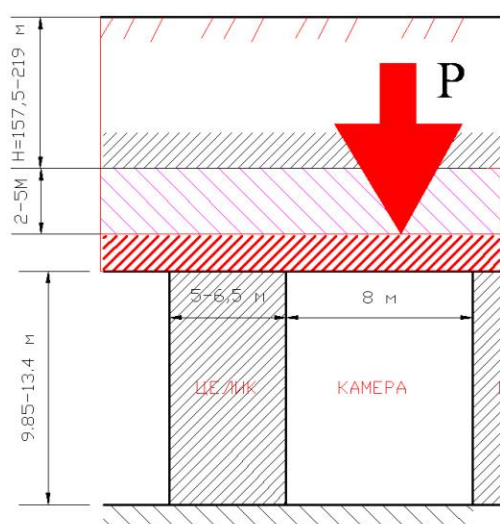


Схема к расчету прочности защитного слоя в SolidWorks

В пластически деформирующихся породах

$$\mu = \operatorname{tg}^2 \left( \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right),$$

где  $\varphi$  – угол внутреннего трения.

Как видно из данного выражения, мощность потолочины (защитного слоя) определяется физико-механическими свойствами горных пород и величиной давления налегающих пород (глубиной ведения горных работ).

Введя коэффициент запаса прочности ( $n$ ), получим расчетную формулу:

$$h_{зк} = \frac{0,62n\sigma_p H(\lambda - 1)}{E}.$$

Если коэффициент бокового давления  $\lambda < 2$  (такое природное напряженное состояние массива наблюдается примерно на 30% рудных месторождений и на всех угольных месторождениях), то параметр  $(\lambda - 1)$  необходимо заменить  $\lambda$ . (результат расчета рекомендуется округлять до 0,5 м).

Для проверки сходимости расчетных значений проведено моделирование методом конечных элементов (МКЭ) в компьютерной среде SolidWorks. Расчетная схема приведена на рисунке. В расчете потолочина рассматривается как балка, заземленная на опорах, равномерно нагруженная собственным весом и весом вышележащих слоев породы до поверхности. Величина давления, прикладываемого к потолочине, определяется как  $\gamma H$ , причем в расчет вводится средняя величина объемного веса пород. Нагрузка рассчитывалась по формуле  $P = \gamma H(a+b)/b$ .

В расчетах переменными величинами принимались глубина залегания, мощность пласта полезного ископаемого (высота целика), ширина целика. Результаты выводятся в виде наименьшего коэффициента запаса прочности в конструкции, который программа определяет как отношение максимальных напряжений, возникающих в элементе, к пределу прочности данного элемента и в виде зон распределения напряжений. Физико-механические свойства материала приведены в табл. 2. В расчетах предположим, что породный массив – однородное упругое тело с усредненными упругими характеристиками, таким образом, можно получить картину распределения полей напряжений и деформаций. Главным преимуществом численных методов является то, что можно учесть структуру массива и свойства пород. При этом возможно провести сравнение вариантов систем разработки с их конструктивными параметрами, оценить зоны концентраций напряжений в целиках, определить действительный коэффициент запаса прочности.

Рассмотрим пример. Для условий панели 13 рудника «Ангидрит» рассчитаем необходимую мощность защитного слоя. Расчетный коэффициент запаса прочности примем равный 3 (по данным ВНИМИ  $n = 2-3$ , А.А.Борисова – до 4, С.В.Ветрова – более 2,5).

$$h_{зк} = \frac{0,62 \cdot 3 \cdot 12 \cdot 10^6 \cdot 164,3 \cdot 0,8}{3,6 \cdot 10^9} = 0,89 \text{ м},$$

принимая равным 1 м.

Таблица 2

Физико-механические свойства ангидрита, принятые для расчета

Показатель, ед. изм.	Значение
Объемный вес руды $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	2,92
Угол внутреннего трения $\rho$ , град	42°53'
Коэффициент Пуассона $\nu$	0,26
Модуль Юнга $E \cdot 10^9$ , Па	3,6
Предел прочности на одноосное сжатие $\sigma_c$ , МПа	45
Предел прочности на растяжение $\sigma_p$ , МПа	12
Условный предел текучести $\delta_m \cdot 10^7$ , Па	67
Коэффициент пластичности $K_{nl}$	2,1

Таблица 3

Данные для моделирования в программной среде SolidWorks

Показатель	Значение
Глубина залегания $H$	164,3
Мощность п.и. $m$	11,2
Мощность защ. корки $h_{пр}$	0,5   0,75   1   1,25   1,5
Давление на потолочину $P$ , МПа	6,674
Расчетный коэффициент $n$	0,77   1,65   2,75   3,72   4,75
Ширина целика	5

Таблица 4

Изменение коэффициента трещиноватости от густоты трещин

Приведенное число трещин $N$	Коэффициент трещиноватости $K_n$
0-4	0,85
4-8	0,65
8-12	0,5
12-16	0,45
Более 16	0,4

Теперь полученную величину мы сравниваем с расчетами МКЭ (результаты расчетов приведены в табл. 3).

Как видно из таблицы, значение коэффициента запаса прочности, полученное на компьютерной модели, равно  $n=2,75$  при расчетной величине  $n=3$ , разница составляет 9%.

При наличии трещиноватости в защитном слое в кровле выработок необходимо вводить коэффициент трещиноватости, который можно принять по табл. 4 [8].

$$h_{зк} = \frac{0,62n\sigma_p H(\lambda - 1)}{K_m E}.$$

Исследованиями Э.Г.Рюта [9] установлено, что при соотношении ширины панели и глубины разработки  $L/H < 1/3$  нагрузки на МКЦ составляют только часть веса столба вышележащего массива. Данное утверждение справедливо и при расчете толщины предохранительного слоя. Поэтому для данных условий рекомендуется  $H$  принимать с учетом коэффициента  $K_p$ , показывающего, какая часть всего веса пород фактически составляет нагрузку на целики.

$$K_p = \frac{P_0}{P},$$

где  $P_0$  – гидростатическое давление, МПа;  $P$  – давление от всего столба налегающих пород. Тогда зависимость примет следующий вид:

$$h_{зк} = \frac{0,62n\sigma_p K_p H(\lambda - 1)}{K_m E}.$$

При планировании показателей извлечения по выемочной единице (блок, панель) необходимо учитывать потери по всем местам и источникам их формирования, однако во избежание получения завышенных показателей потерь необходимо рассматривать каждый вид индивидуально и рассчитывать нормативные значения  $P$  и  $P_0$  для всех условий.

#### Список литературы

1. Пути повышения полноты извлечения нерудного сырья при подземной добыче камерно-столбовыми системами разработки / С.А.Вохмин, Е.Г.Малиновский, Г.С.Курчин // Изв. вузов. Горный журнал. Екатеринбург, 2008. № 3. С. 8–13.
2. Расчет устойчивости целиков с применением методов математического моделирования / С.А.Вохмин, Г.С.Курчин, Е.С.Майоров, Л.Л.Неронова // Молодежь и наука: начало XXI века: сб. материалов Всерос. науч. конференции студентов, аспирантов и молодых ученых: в 7 ч. Ч. 4 / сост. Сувейзда

3. В.В.; МИОЦ ФГОУ ВПО «СФУ». Красноярск, 2008. С. 65–66.
4. Регламент технологических производственных процессов по применению камерно-столбовой системы разработки с использованием самоходного оборудования на руднике «Ангидрит» рудоуправления «Норильск-1» ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». Норильск, 2006. 22 с.
5. Рахимов В.Р. Механические процессы в массиве горных пород при камерной системе разработки: учебник. Ташкент: Изд-во «Фан», 1980.
6. Карпиков А.А. Обоснование параметров камерно-столбовой системы разработки на больших глубинах с последующей выемкой целиков: дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20. М., 2007.
7. Слесарев В.Д. Механика горных пород: учебник. М.: Углетехиздат, 1948.
8. Макаров А.Б. Практическая геомеханика. Пособие для горных инженеров: учеб. пособие для вузов. М.: Изд-во «Горная книга», 2006. 391 с.
9. Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов. Чита, 1988. 126 с.
10. Рюта Э.Г. Исследование проявлений горного давления с целью определения оптимальных пролетов камер и рудников междукамерных целиков: дис. ... канд. техн. наук. Караганда, 1970.

#### List of literature

1. Ways of increasing nonmetallic raw materials extraction completeness at underground extraction room and pillar mining systems workings out / S.A.Vokhmin, E.G.Malinovsky, G.S.Kurchin // News of HIGH SCHOOLS: Mining magazine № 3. Ekaterinburg, 2008. P. 8–13.
2. Calculation of whole stability using methods of mathematical modelling / S.A. Vokhmin, G.S. Kurchin, E.S. Majorov, L.L. Neronova // Youth and a science: the beginning of XXI-st century. The All-Russia scientific conference of students, post-graduate students and a pier. Krasnoyarsk, 2008. P. 65–66.
3. Regulations of technological productions on application room and pillar mining systems of working out with self-propelled equipment on mine "Anhydrite" "Norilsk-1" "GMK" Norilsk nickel". Norilsk, 2006. 22 p.
4. Rakhimov V.R. Mechanic processes in a file of rocks at chamber system workings out. Tashkent: Publishing house "Fan", 1980.
5. Karpikov A.A. Substantiation of parameters room and pillar mining working out systems on the big depths with the subsequent dredging is whole: post-graduate student qualification work.
6. Slesarev V.D. Mechanic of rocks. 1948.
7. Makarov A.B. Practical geomechanic. The grant for mining engineers: The grant for high schools. Moscow: Publishing house «Mining book», 2006.
8. Methodical instructions of the rooms and pillars sizes definition at nonferrous metals ores underground mining. Chita, 1988. 126 p.
9. Root E.G. Research of displays of mountain pressure for the purpose of definition of optimum flights of chambers and mines междукамерных is whole: post-graduate student qualification work Karaganda, 1970.

Гавришев С.Е., Кузнецова Т.С., Некерова Т.В.

## МЕТОДИКА ОБОСНОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ БОРТОВ КАРЬЕРОВ ПРИ ВЫЕМКЕ ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ\*

Анализ месторождений, обрабатываемых комбинированным способом, показал, что запасы в бортах карьеров достигают 20–45% прикарьерных запасов. Однако опыт разработки месторождений, обрабатываемых открыто-подземным способом, показывает, что 65% предприятий осуществляют добычу подкарьерных запасов, около 25% рудников ведут добычу залежей, удаленных от карьера и только 18% разрабатывают прибортовые запасы [1]. Таким образом, предприятия оставляют значительные запасы в бортах карьера. Разработка прибортовых запасов позволила бы повысить эффективность освоения месторождения и увеличить полноту их извлечения.

Ограниченность разработки запасов в бортах карьеров связана с геомеханическими условиями. Ведение подземных работ в прибортовой зоне изменяет напряженно-деформированное состояние массива и, следовательно, положение наиболее вероятной поверхности скольжения. При этом доработка запасов в борту карьера осуществляется после постановки их в предельное по устойчивости положение. Поэтому при разработке технологии подземной доработки прибортовых запасов вопросы обеспечения устойчивости бортов приобретают первостепенное значение.

В этих условиях вопрос определения параметров бортов карьера является очень важным. Положение границ открытой разработки месторождения определяется геологическими, горнотехническими и экономическими факторами, в числе которых запасы месторождения, качественные характеристики и пространственное положение полезных ископаемых в земной коре, физико-механические свойства пород, гидрогеологические и инженерно-геологические условия разработки, граничный коэффициент вскрыши, углы откосов бортов карьера, цены на полезное ископаемое, потребность в нем [2].

Правильный выбор глубины карьера и угла откоса борта имеет важное значение, так как ими определяется объем запасов полезных ископаемых, вовлекаемых в разработку. Глубина открытой разработки при комбинированном освоении месторождения должна рассматриваться как составляющая часть единой горнотехнической системы.

Анализ факторов, определяющих величину затрат открыто-подземной разработки крутопадающих месторождений, показал, что наиболее значимыми являются контурный коэффициент вскрыши, объем запасов, оставляемых для разработки открыто-подземного яруса и подземной разработки, угол по-

гашения откоса борта карьера, мощность залежи, а также конечная глубина залегания рудной залежи.

Таким образом, под оптимальной глубиной карьера понимается глубина, при которой совокупные затраты на освоение всего месторождения являются минимальными, а борта карьера имеют достаточный запас устойчивости в условиях их подработки.

Предлагается методика для обоснования глубины карьера при комбинированной разработке месторождений с учетом добычи запасов в бортах.

Сущность данной методики заключается в расчете глубины открытых горных работ по минимальным совокупным затратам с учетом геомеханических параметров борта.

Для определения глубины карьера необходимы следующие данные:

- поперечные наиболее характерные сечения залежи исследуемого месторождения;
- физико-механические свойства пород.

Последовательность определения глубины карьера исследуемого поперечного сечения месторождения по экономическим и геомеханическим условиям заключается в следующем:

- Строится простая геометрическая модель поперечного сечения залежи исследуемого месторождения. Простые геометрические модели месторождений используются при различных приближенных расчетах, так как позволяют быстро осуществить расчет большого числа вариантов, исследовать влияние тех или иных факторов, выявить зону, в пределах которой находится оптимальное значение искомой величины. Методика моделирования [3] состоит в следующем: на поперечном разрезе проводят горизонтальные линии с интервалом между ними, равным одной – двум высотам уступа; на каждой горизонтали отмечают средние точки, равноудаленные от боковых сторон рудного тела и соединяют ломаной линией, которую аппроксимируют прямой линией таким образом, чтобы линия была близка по возможности к наибольшему числу отмеченных точек. Эта прямая будет являться средней линией параллелограмма. Вид уравнения прямой подбирается с помощью метода наименьших квадратов; на каждой горизонтали измеряют значение мощности и на их основе вычисляют среднюю мощность залежи  $\bar{m}$ :

$$\bar{m} = \frac{1}{n} \cdot \sum_{i=1}^n m_i, \quad (1)$$

где  $n$  – число замеров (горизонтальных линий).

Затем строят стороны параллелограмма, то есть две прямые, параллельные средней линии и удаленные от нее на расстояние  $\pm \frac{\bar{m}}{2}$ .

\* Работа выполнена в рамках реализации федеральной целевой программы «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России» на 2009–2013 годы.

• Задаются углы погашенного борта карьера  $\alpha_1=35^\circ, \alpha_2=40^\circ, \alpha_3=45^\circ$ .

• По заданным величинам горизонтальной мощности  $m$  и глубины залежи по падению  $H_z$  и принятому углу погашения борта карьера  $\alpha_1$  определяется рациональная глубина карьера по зависимости

$$H_p^{ЭК} = H_{зал}^n \cdot \sin \frac{\alpha}{2} + m, \quad (2)$$

где  $H_{зал}$  – максимальная глубина залегания рудного тела, м;  $\alpha$  – угол нерабочего борта карьера, град;  $m$  – мощность рудного тела, м;  $n$  – эмпирический коэффициент, полученный по результатам экономико-математического моделирования. Значения коэффициента  $n$ , зависящие от глубины залегания, представлены в табл. 1 и на рис. 1.

Зависимость для определения рациональной глубины карьера была получена в результате экономико-математического моделирования. Для расчетов изменения затрат на открыто-подземную разработку при изменении глубины карьера была принята упрощенная геометрическая модель с параметрами, определенными по результатам анализа месторождений, обрабатываемых комбинированным способом: угол падения рудной залежи –  $75^\circ$ , мощность рудной залежи изменяется от 100 до 300 м, глубина по падению – в пределах 400–800 м, длина по простиранию – 1000 м, мощность наносов – 20 м, угол погашения борта карьера –  $35-45^\circ$ , мощность изолирующей потолочины – 20 м, ширина карьера по низу – 30 м; коэффициент крепости пород – 10 (рис. 2).

Для создания программы расчета затрат на добычу использована методика расчета себестоимости открытого, открыто-подземного и подземного способов, предложенная в работе А.В. Красавина [4]. Предложенные зависимости были откорректированы с учетом изменения цен и введены дополнительные коэффициенты, зависящие от количества запасов полезного ископаемого, мощности рудного тела и угла нерабочего борта карьера. На рис. 3 представлена зависимость себестоимости добычи на каждом этапе разработки, а на рис. 4 – зависимость совокупной себестоимости комбинированной разработки.

• При принятом значении угла погашения борта карьера  $\alpha_1$ , сцепления  $c$ , угла внутреннего трения пород  $\varphi$  определяем глубину карьера по геомеханическим условиям с учетом заложения камеры. Затем строим зависимость вида  $H=f(K_{3y})$ . По ней определяем глубину

карьера с требуемым коэффициентом запаса устойчивости, который зависит от срока службы карьера.

Для этого определяем коэффициенты запаса устойчивости для двух–трех глубин карьера в интервале  $H=260-460$  м (диапазон изменения принят на основе анализа месторождений, обрабатываемых комбинированным способом) по формуле

$$K_{3y} = x_1 + x_2 \cdot \alpha + x_3 \cdot c + x_4 \cdot \frac{h}{H} + x_5 \cdot \varphi, \quad (3)$$

где  $x_1, x_2, x_3, x_4, x_5$  – аналитические коэффициенты, зависящие от глубины карьера (табл. 2);  $\alpha$  – угол откоса борта карьера, град;  $c$  – сцепление пород в массиве, МПа;  $h/H$  – отношение глубины заложения выработки и глубины карьера.

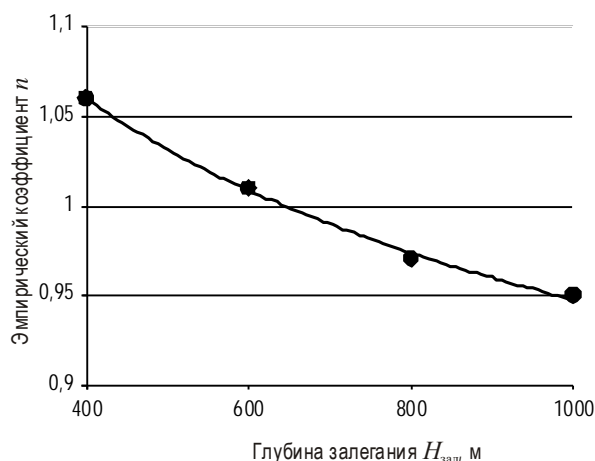


Рис. 1. Значения эмпирического коэффициента  $n$  при различных глубинах залегания рудных тел  $H_{зал}$

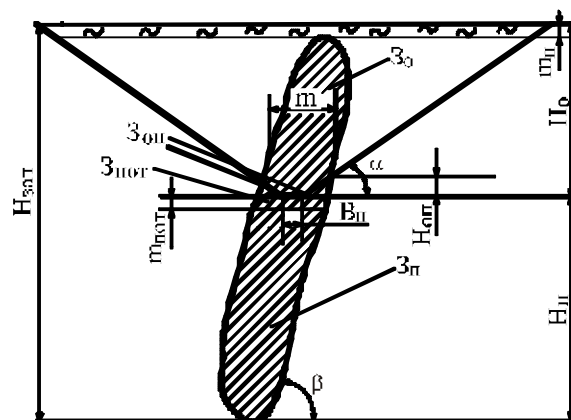


Рис. 2. Параметры геометрической модели:  
 $H_о, H_{оп}, H_п$  – глубина соответственно открытых, открыто-подземных и подземных горных работ, м;  
 $Z_о, Z_{оп}, Z_п$  – запасы соответственно для открытой, открыто-подземной и подземной разработки, млн т;  
 $Z_{пот}$  – запасы потолочины, м;  $\beta$  – угол падения рудной залежи, град;  $m$  – мощность рудной залежи, м;  
 $H_{зал}$  – глубина залегания, м;  $m_n$  – мощность наносов;  
 $\alpha$  – угол погашения борта карьера;  
 $m_{пот}$  – мощность изолирующей потолочины;  
 $B_n$  – ширина карьера по низу

Таблица 1

Значения показателя  $n$  при различных глубинах залегания рудных тел  $H_{зал}$

Глубина залегания $H_{зал}$ , м	Коэффициент $n$
400	1,06
600	1,01
800	0,97
1000	0,95



Данная зависимость была получена с использованием статистического метода «крутого восхождения», при помощи которого были обработаны результаты моделирования различных условий подработки борта карьера в условиях программного комплекса FEM (УГГА, г. Екатеринбург), основанного на методе конечных элементов (МКЭ). Параметры математического моделирования выбраны с учетом проведенного анализа месторождений: глубина карьеров  $H_k=260-460$  м; угол откоса борта карьера  $\alpha=45-55^\circ$ ; размеры камеры  $b \cdot h=40 \cdot 40$  м; глубина заложения камеры  $h/H=(0,5-0,9)H$ . Физико-механические свойства пород в массиве приняты следующие: сцепление пород  $C=0,1-0,3$  МПа; угол внутреннего трения  $\varphi=26-30^\circ$ ; плотность  $\gamma=2,8$  т/м<sup>3</sup>.

- Сравниваем рациональную глубину с рассчитанной по геомеханическим условиям.
- Если значение глубины карьера по экономическим условиям равно значению глубины карьера по геомеханическим условиям, необходимо проверить её по аналитической формуле, учитывающей тектонические напряжения в подработанном массиве [5]:

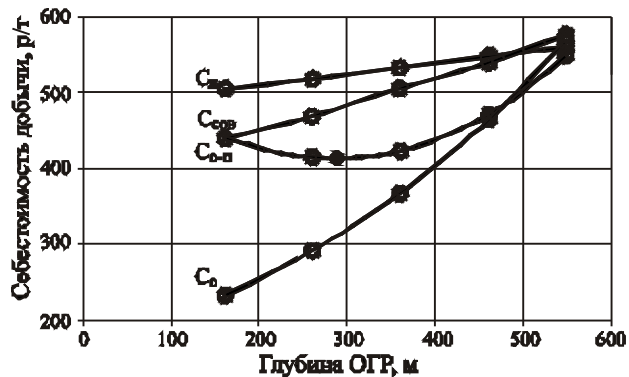


Рис. 3. Зависимость себестоимости добычи на этапах разработки при глубине заложения

$H_{зал}=600$  м, мощности рудного тела  $m=100$  м; угол откоса борта карьера  $\alpha=35$  град;

$C_o$  – себестоимость открытых работ;

$C_{o-p}$  – себестоимость открыто-подземных работ;

$C_p$  – себестоимость подземных работ;  $C_{сов}$  – совокупная себестоимость разработки месторождения

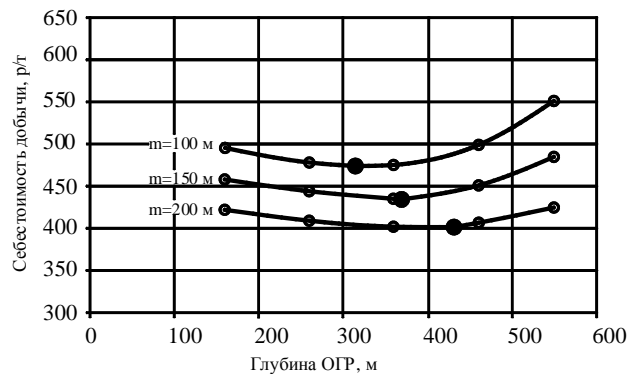


Рис. 4. Зависимость совокупной себестоимости комбинированной разработки при глубине заложения

$H_{зал}=800$  м, угол откоса борта карьера  $\alpha=40$  град

$$H = \frac{8,83 \cdot \cos \gamma_T \cdot \cos \beta_0 \cdot (c_p \cdot \sqrt{1 + \text{tg}^2 \alpha} - T \cdot (\text{tg} \alpha - \text{tg} \varphi_p))}{(\text{tg} \alpha - \text{tg} \varphi_p) \cdot \nu \cdot \gamma \cdot (1 + \text{tg} \varphi_p)}, \quad (4)$$

где  $\gamma_T$  – угол отклонения результирующей силы всех составляющих объемного напряженного состояния от вертикальной плоскости, град;  $\beta_0$  – угол отклонения результирующей силы всех составляющих объемного напряженного состояния от горизонтальной плоскости, град;  $c_p$  – сцепление пород в массиве, Па;  $\alpha$  – угол наклона борта карьера, град;  $T$  – природные тектонические напряжения, Па;  $\varphi_p$  – угол внутреннего трения, град;  $\nu$  – коэффициент бокового распора;  $\gamma$  – удельный вес пород, Н/м<sup>3</sup>.

Свойства пород в массиве определяются с учетом коэффициента запаса устойчивости

$$c_p = \frac{c}{K_{зп}} \quad \text{и} \quad \varphi_p = \arctg \frac{\text{tg} \varphi}{K_{зп}}. \quad (5)$$

- Если значение глубины карьера по экономическим условиям не равно значению глубины карьера по геомеханическим условиям, принимаем новое значение угла погашения борта карьера  $\alpha_2$  и выполняем пункты с 3 по 5, пока глубина карьера по экономическим условиям не будет равна глубине карьера по геомеханическим условиям  $H_p=H_T$ .

Для условий Весенне-Аралчинского и Молодежного месторождений определена оптимальная глубина карьера при комбинированной разработке с заданным углом борта карьера.

**Весеннее** медно-колчеданное месторождение располагается в Оренбургской области. Запасы составляют 15,76 млн т. Проектная глубина карьера – 280 м. Угол откоса борта карьера –  $42^\circ$ .

Полиметаллическое месторождение **Молодежное** расположено на юго-восточном фланге Узельгинского рудного поля, в 12 км к югу от поселка Межозёрный (Верхнеуральский район Челябинской области у границы с Башкирией). Глубина залегания рудной залежи – 430 м. Запасы месторождения – 20 млн т. Для месторождения характерно наличие многочисленных переживов мощности, вкрапленностей. Крепость пород и руд – 8–16. Месторождение Молодежное отработано карьером, предельная глубина которого составила 248 м.

Производительность при открытой и подземной разработке принята 500 тыс. т/год, при отработке открыто-подземного яруса – 100 тыс. т/год.

Глубину карьера на Весеннем месторождении при заданных условиях рекомендуется принять  $H_o=255$  м, на Молодежном месторождении  $H_o=260$  м, это позво-

Таблица 2

Значения аналитических коэффициентов

Глубина карьера, м	Аналитические коэффициенты				
	$X_1$	$X_2$	$X_3$	$X_4$	$X_5$
260	1,37	-0,025	1,5	-0,13	0,022
360	1,35	-0,023	1,18	-0,22	0,02
460	1,05	-0,023	1,18	-0,2	0,027

лит увеличить доходы от разработки месторождений соответственно на 14,7 и на 3,8 млн руб. (табл. 3).

Применение предложенной методики позволит с достаточной степенью точности определять оптимальные параметры открытых горных работ при комбинированной разработке месторождений.

Сравнение проектной и оптимальной глубины открытых горных работ

Месторождение	Средняя мощность рудного тела, м	Проектная глубина карьера, м	Оптимальная глубина карьера, м	Существующая глубина карьера, м	Экономический эффект, млн руб.
Весеннее	50	280	255	–	14,7
Молодежное	50	248	260	248	3,78

Список литературы

List of literature

<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. 560 с.</li> <li>2. Агошков М.И., Гольдман Е.Л., Кривенков Н.А. Экономика горнорудной промышленности: учеб. пособие для вузов. М.: Недра, 1986. 264 с.</li> <li>3. Хохряков В.С. Проектирование карьеров. М.: Недра, 1992.</li> <li>4. Красавин А.В. Разработка методики математического моделирования технологических схем перехода к комбинированной геотехнологии при освоении рудных месторождений: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2005. 19 с.</li> <li>5. Кузнецова Т.С., Мещеряков Ю.Б., Некерова Т.В. Предельная высота подработанного откоса подземными выработками при действии объемных сил // Вестник МГТУ. Магнитогорск, 2009. № 3. С. 5–8.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>1. Kaplunov D.R., Kalmykov V.N., Rylnikova M.V. Combined geotechnology. M.: «Ore and metals», 2003. 560 p.</li> <li>2. Agoshkov M.I., Goldman E.L., Krivenkov N.A. Economic of mining. M.: Depths, 1986. 264 p.</li> <li>3. Hohryakov V.S. Projecting of an opencast. M.: Depths, 1992.</li> <li>4. Krasavin A.V. Work out of method mathematic model of technology schemes of conversion by combined geotechnology for mining ore deposits: Avtoref. thesis. cand. of techn. sciences. Magnitogorsk, 2005. 19 p.</li> <li>5. Kuznetsova T.S., Mesheryakov YU.B., Neckerova T.V. The Limit height of flank of an opencast, which work up underground headings at action of three-dementional powers // Vestnik MGТУ. Magnitogorsk, 2009. № 3. P. 5–8.</li> </ol>
--	---

УДК 622.272

Калмыков В.Н., Григорьев В.В., Волков П.В.

## ИЗЫСКАНИЕ ВАРИАНТОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ДЛЯ ВЫЕМКИ ПРИБОРТОВЫХ ЗАПАСОВ ПРИ КОМБИНИРОВАННОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ

Крутопадающие рудные месторождения, с большой глубиной распространения, осваиваются с использованием комбинированных геотехнологий. За предельными контурами карьеров остаются значительные запасы, которые дорабатываются подземным или открыто-подземным способом. Наибольшие сложности возникают при выемке прибортовых запасов, поскольку их отработка вызывает нарушение устойчивости бортов карьеров, сопровождается разлетом отбитой руды в выработанное пространство, имеют место проблемы с вентилиацией подземных выработок, транспортом и подъемом рудной массы.

Вопросам отработки запасов, находящихся за пределами контура карьеров, посвящено много исследований и накоплен достаточно большой опыт в отечественной и зарубежной практике. С достаточной детальностью изучены особенности геомеханических процессов в массивах пород в процессе открытых и подземных работ, составлены методики прогноза напряженного состояния несущих элементов горных конструкций, формируемых в прибортовой зоне, предложены методики обоснования параметров систем разработки, рекомендовано большое количество конструкций систем разработки на примере конкретных месторождений.

Несмотря на большой объем исследований по этой тематике, предлагаемые типовые технологические схе-

мы выемки прибортовых запасов не учитывают всего многообразия горно-геологических условий. Не оценено влияние различных факторов на конструкции и показатели систем разработки, не в полной мере определены эффективные области применения прогрессивных технологических схем для запасов, характеризующихся различными технологическими, морфологическими и геомеханическими параметрами, не обоснован рациональный порядок извлечения таких запасов.

Конструкции систем разработки для выемки запасов прибортовой зоны имеют ряд особенностей, вызванных нестандартной морфологией обрабатываемых участков залежей, спецификой силовых полей в рудном массиве, наличием карьерной выемки, которая может рассматриваться как вскрывающая, а иногда как подготовительная, повышенной нарушенностью массива руд и пород в приконтурной области.

При конструировании вариантов систем разработки для прибортовых запасов, наряду с обеспечением требований безопасности и охраны недр, исходили из следующих соображений:

- использование по возможности оборудования и элементов технологии открытых горных работ, а также карьерного пространства для подготовки и нарезки блоков, выдачи породы и руды, доставки оборудования и материалов;

- использование внешних и внутренних отвалов вскрышных пород для формирования берм площадок для подземных работ, управления устойчивостью массива бортов карьеров;
- учет особенностей местоположения и морфологии обрабатываемых участков и напряженно-деформированного состояния рудо-породного массива при обосновании параметров систем разработки и порядка выемки.

Несмотря на многообразие и специфичность горно-геологических и горнотехнических условий переходных зон, представляется возможным разработать типовые конструкции систем разработки и обосновать рациональные области их применения, составить рекомендации по выбору рациональных вариантов систем разработки и определению их технологических параметров – геометрических и порядка отработки.

Известно, что технико-экономические показатели по вариантам систем разработки существенно зависят от пространственных размеров выемочной единицы, величины запасов, поэтому при выборе типовых условий моделирования ориентировались на наиболее распространенные варианты геометрии переходных зон Уральских медноколчеданных месторождений, для которых характерно наличие в бортах обособленных участков с невыдержанными элементами залегания, рудных залежей, простирающихся на достаточное удаление, протяженных разделительных целиков между открытыми и подземными работами.

Горнотехническая обстановка после или на период завершения открытых работ может быть представлена следующими вариантами, когда приконтурные запасы, дорабатываемые подземным способом, находятся в центральной и торцевой части борта карьера в виде выклинок, примазок, изолированных участков, массивных рудных тел, с различной глубиной расположения от поверхности (рис. 1).

В зависимости от ценности руды, морфологических особенностей залежей, расположения запасов относительно контура, геологических условий залегания рассмотрены следующие технологические схемы их освоения (рис. 2) с использованием:

1. Камерных и слоевых систем разработки с закладкой выработанного пространства и созданием или без создания изолирующих горных конструкций.

2. Систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород и образованием породных отвалов и без их образования.

3. Сочетания вариантов подземной выемки приконтурных запасов и элементов технологии открытых горных работ.

4. Вариантов отработки барьерных целиков, выемки приконтурных запасов после отхода фронта подземных очистных работ.

Для удобства рассмотрения технологические схемы дифференцированы по состоянию подрабатываемого массива на две группы:

- с сохранением прибортового массива в устойчивом состоянии;
- без сохранения прибортового массива в устойчивом состоянии.

Технологические схемы освоения прибортовых запасов: а – камерными системами разработки с закладкой твердеющими смесями под защитой барьерного целика; б – открытыми в карьер камерами; в – слоевыми заходками с твердеющей закладкой и оставлением изолирующего целика; г – с формированием породного отвала; д – выемка слоевыми заходками с закладкой ведется из карьера с формированием породного отвала; е – камерными системами разработки с оставлением неизвлекаемых целиков; ж – открытым способом; з – то же с упрочнением массива борта; и – этажно или поэтажно-камерными систем разработки с погашением МКЦ и сооружением или без сооружения изолирующего породного отвала; к – системами разработки поэтажного обрушения без устройства пригрузки породами; л – то же с образованием породного отвала; м – системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород, порядок отработки от массива на карьер.

Экономическая оценка вариантов систем разработки проводилась по критерию максимальной прибыли [1, с. 33]. Целевая функция имеет вид

$$\Pi_j = C_{извj} - \sum_1^n C_i \rightarrow \max, \quad (1)$$

где  $C_{извj}$  – извлекаемая ценность 1 т погашенных балансовых прибортовых запасов по вариантам с учетом обогатительного передела, руб./т.

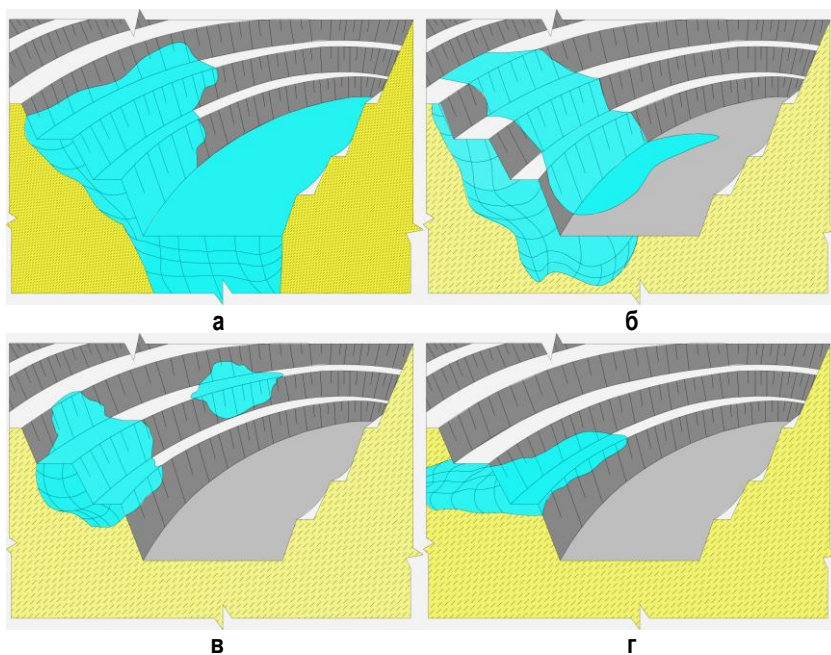


Рис. 1. Приконтурные запасы, осваиваемые подземным или открыто-подземным способами: примазки (а), выклинки (б), локальные участки (в), протяженные залежи (г)

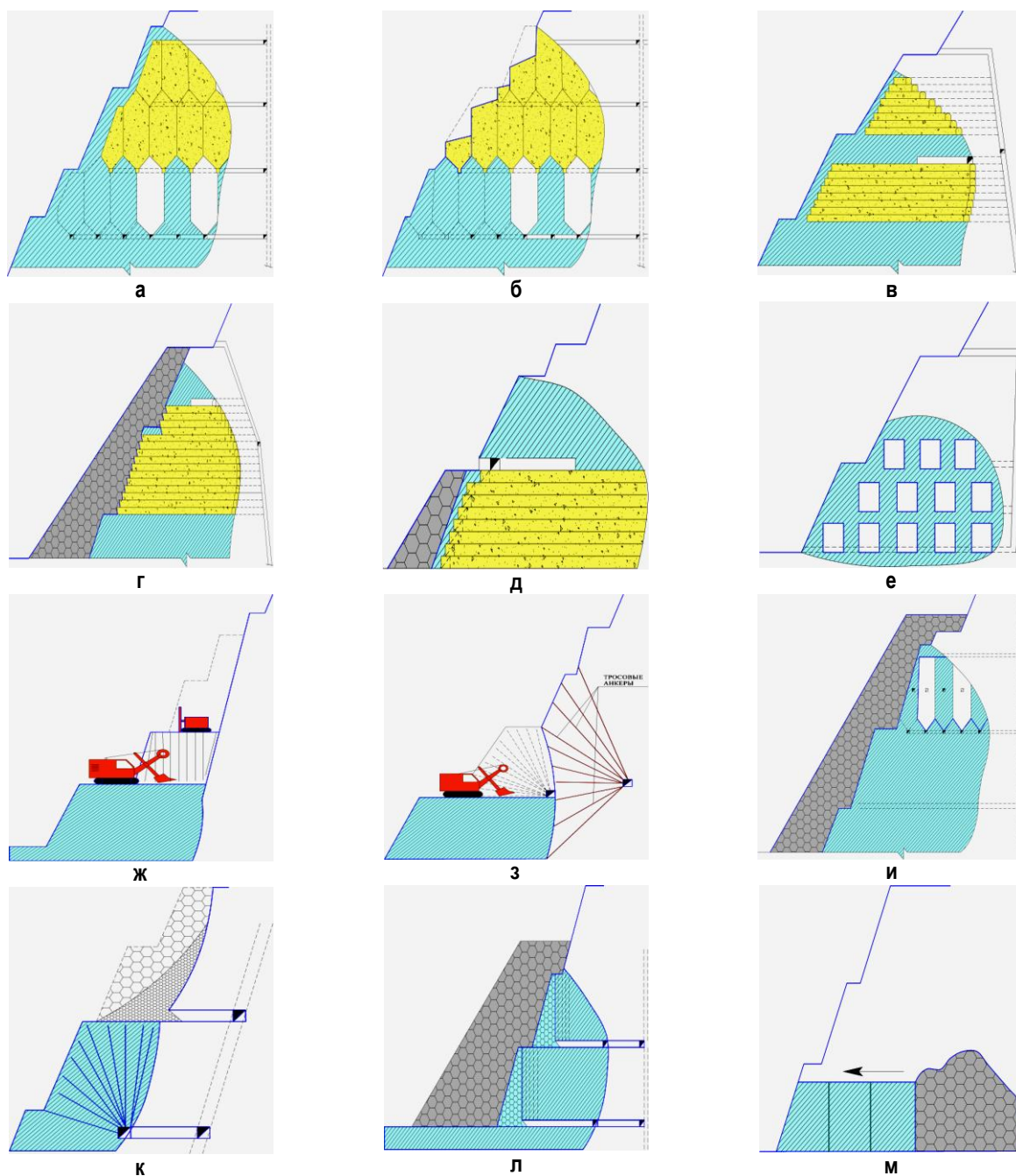


Рис. 2. Технологические схемы освоения прибортовых запасов:

а-з – с сохранением массива борта в устойчивом состоянии; и-м – с нарушением устойчивости прибортового массива

Извлекаемая ценность 1 т погашенных запасов

$$C_{\text{изв}} = C \cdot \alpha \cdot K_{\text{д}} \cdot \varepsilon_{\text{об}}, \quad (2)$$

где  $C$  – цена полезного компонента, руб./т;  $\alpha$  – содержание или приведенное содержание полезного компонента в балансовых запасах, %;  $K_{\text{д}} = \frac{1-P}{1-P}$  – коэффициент добычи, дол. ед.;  $P$  – коэффициент потерь при добыче, дол. ед.;  $P$  – коэффициент разубоживания при добыче, дол. ед.;  $\varepsilon_{\text{об}}$  – коэффициент извлечения

при обогащении, дол. ед.;  $\sum C$  – суммарные удельные затраты на добычу и обогащение 1 т руды, руб./т.

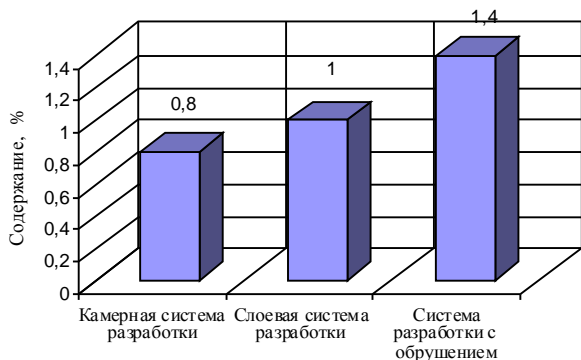
В суммарные удельные затраты на добычу и переработку включаются только те, которые влияют на показатели систем разработки.

$$\sum C_i = C_{\text{пнр}} + C_{\text{отб}} + C_{\text{вд}} + C_{\text{угд}} + C_{\text{из}} + C_{\text{вен}} + C_{\text{тр}} + C_{\text{под}}, \quad (3)$$

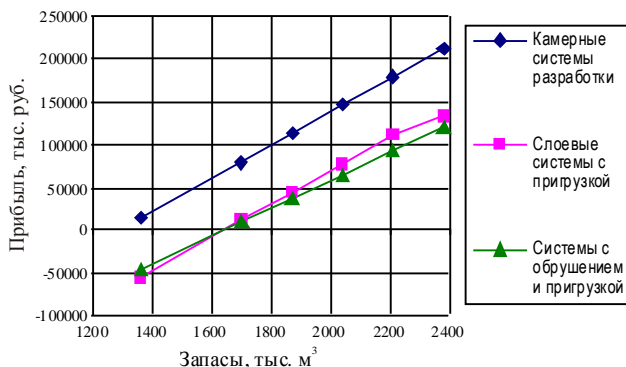
где  $C_{\text{пнр}}$ ,  $C_{\text{отб}}$ ,  $C_{\text{вд}}$ ,  $C_{\text{угд}}$ ,  $C_{\text{из}}$ ,  $C_{\text{вен}}$ ,  $C_{\text{тр}}$ ,  $C_{\text{под}}$  – соот-

ветственно удельные затраты на: подготовительно-нарезные работы в блоке, отбойку, выпуск и доставку до рудоспуска, управление горным давлением, изоляцию очистного пространства, вентиляцию блоков, транспорт, подъем рудной массы, руб./т.

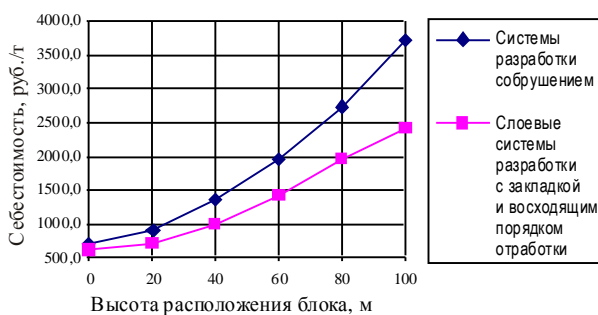
При расчете удельных затрат на добычу учитывалось влияние негативных факторов – наличие аэродинамических связей, проявления горного давления при подработке бортов, изолированность и удаленность подрабатываемых участков. Дополнительные затраты, связанные с влиянием близости карьерного пространства, находились по аналогии с другими предприятиями или прямым расчетом, где это возможно. В остальных случаях использовались коэффициенты удорожания по статье вентиляция, предложенные в работе Волкова Ю. В [1].



**Рис. 3. Минимальное содержание, при котором прибыль больше нуля**



**Рис. 4. Зависимость условной прибыли от объема запасов**



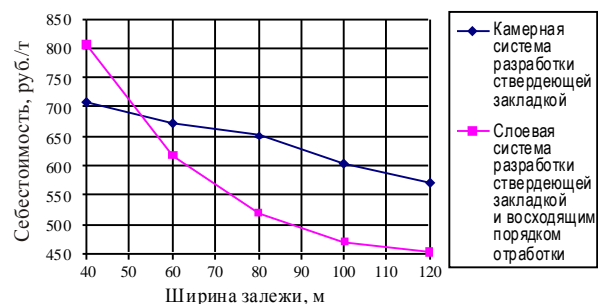
**Рис. 5. График зависимости себестоимости добычи 1 т руды с образованием навала пород от удаления блока от дна карьера**

Для каждого типа дорабатываемых прибортовых запасов составлялись экономико-математические модели, реализующие целевую функцию максимума прибыли. Выбор рационального варианта системы разработки производился из числа конкурирующих в их наилучшем конструктивном и технологическом исполнении.

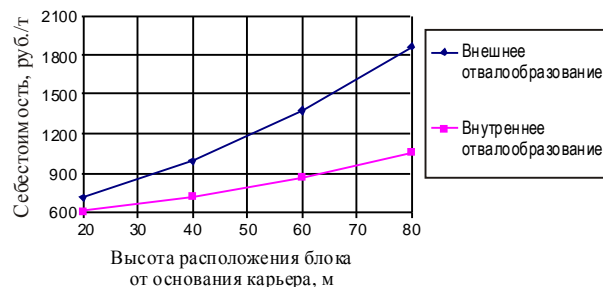
Для определения себестоимости добычи и выявления закономерностей влияния различных факторов в качестве объекта исследований приняты приконтурные запасы блоков, месторасположение которых варьируется по глубине и положению в плане карьера. Пространственные параметры извлекаемых прибортовых запасов: мощность залежи, протяженность, содержание полезного компонента, глубина расположения от поверхности, угол наклона, величина запасов изменяются в широком диапазоне, охватить который при расчетах не представляется возможным. Поэтому для получения сопоставимых технико-экономических показателей были приняты для исследования в качестве базовых условия, характерные для Уральских медноколчеданных месторождений.

С целью обеспечения корректности получаемых технико-экономических показателей проведена группировка технологических схем по морфологическому типу прибортовых запасов: выклинки, примазки, локальные участки, пластообразные разделительные целики большой протяженности. Местоположение залежей относительно контура карьера учитывалось при определении параметров несущих элементов систем разработки, что позволяет отразить особенности геомеханического состояния приконтурного массива.

Для каждого морфологического вида прибортовых



**Рис. 6. График зависимости себестоимости добычи 1 т руды от ширины залежи**



**Рис. 7. График зависимости себестоимости добычи 1 т руды системами разработки с обрушением и пригрузкой борта породами от высоты расположения блока от дна карьера**

запасов рассматривались возможные варианты их освоения. Параметры конструктивных элементов и другие исходные данные по применяемым системам разработки: размеры барьерных, изолирующих, междукамерных, опорных целиков, пролеты обнажений, прочность закладки, высота подэтажей, ширина заходки, площади сечений выработок, показатели БВР обосновывались расчетами по техническим и геомеханическим факторам или принимались по аналогии с другими рудниками.

В вариантах с формированием барьерных (изолирующих) целиков учитывался либо ущерб от потерь для случаев их оставления, либо затраты на выемку в случае их последующей отработки другими системами разработки.

Параметры отвала скальных пород определялись в зависимости от его назначения в технологии добычи: при применении слоевых систем разработки – конструктивно из условий работы оборудования на очистных работах, для систем с обрушением руды и вмещающих пород – по фактору создания зажимающей среды и обеспечения регулируемого процесса сдвижения подрабатываемого массива бортов; при использовании открытых горных работ – для поддержания борта в устойчивом состоянии.

При экономической оценке рассматривались два режима формирования отвала: из внутреннего отвалообразования и из внешнего [2, с. 435].

### Выводы:

- Определены минимальные значения содержания полезного компонента в прибортовых запасах, обеспечивающие получение прибыли (рис. 3).

- Установлены графические зависимости влияния на себестоимость (прибыль) одной тонны руды из прибортовых запасов таких факторов, как: объем запасов (рис. 4), удаление от дна карьера (рис. 5), ширина залежи (рис. 6), объем навала (рис. 7), ширина барьерного целика (рис. 8), вариант систем разработки (рис. 9).

- Обработку локальных участков и примазок целесообразно проводить с использованием систем подэтажного обрушения без образования породной пригрузки или комбинацией открытых и подземных работ.

- Использование пригружающих отвалов пород для обеспечения изоляции целесообразно только при расположении прибортовых запасов вблизи дна карьера и внутреннем отвалообразовании.

- В связи с ограниченными размерами приборто-



Рис. 8. График зависимости себестоимости добычи 1 т руды от ширины барьерного целика

вых запасов, необходимостью освоения запасов изолирующих целиков, специфичной морфологией рудных участков существенно увеличивается удельный объем подготовительно-нарезных работ (в 1,5–2,0 раза) по сравнению с традиционными условиями применения систем подземной разработки, что ведет к удорожанию добычи, особенно в вариантах камерных и слоевых систем разработки.

- Оставление барьерных целиков ведет к росту себестоимости добычи одной тонны погашаемых запасов, недополучению прибыли, сокращению извлекаемой ценности, повышению затрат на погашение запасов барьерных целиков с применением специальных технологий. Увеличение размеров барьерных целиков сопровождается ростом себестоимости добы-

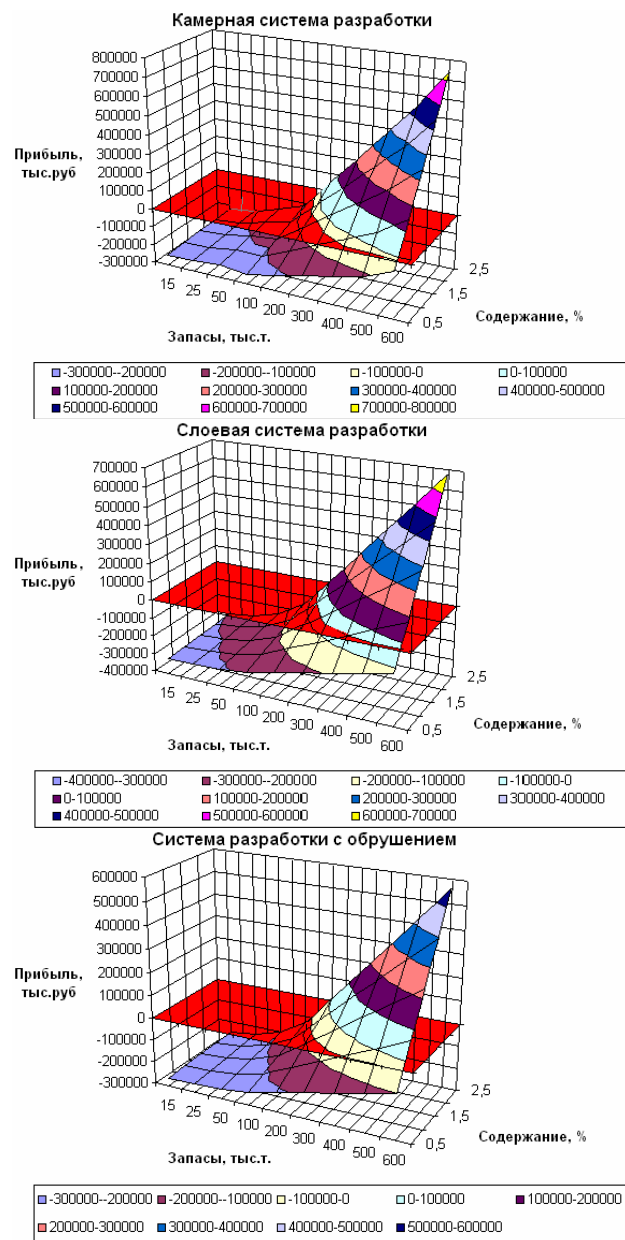


Рис. 9. Зависимость прибыли от запасов и содержания полезного компонента

чи в пересчете на 1 тонну погашаемых запасов.

Технологические схемы с образованием отвалов из вскрышных пород в карьере, используемых в качестве изолирующих массивов, для формирования транспортных съездов и площадок для работы оборудования, пригрузки подрабатываемых бортов, характеризуются значительным удорожанием (30–50%) добычи, наибольшее влияние на себестоимость одной тонны руды оказывают дальность расположения внешних отвалов, удаление блока от основания карьера, его запасы.

Объем запасов в прибортовой зоне сказывается на величину получаемой прибыли, зависимость прибыли от объема запасов близка к прямолинейной. В большей мере это влияние проявляется при системах разработки с обрушением руды и вмещающих пород, а также при слоевых системах разработки с закладкой и формированием пригрузки.

Удаление прибортовых запасов от дна карьера мало отражается при камерных и слоевых системах разработки с закладкой.

Список литературы

1. Волков Ю. В., Соколов И. В., Камаев В. Д. Выбор систем подземной разработки рудных месторождений. Екатеринбург: УрО РАН, 2002. 124 с.
2. Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. 560 с.

List of literature

1. Volkov U. V., Sokolov I. V., Kamaev V. D. Choice of systems of underground mining of ore deposits. Ekaterinburg: UrD the Russian Academy of Sciences, 2002. 124 with.
2. Kaplunov D. R., Kalmykov V. N., Rylnikova M. V. Combined geotechnology. Moscow: «Ore and metals» Publishing House, 2003. 560 p.

УДК 621.879:622.271.4

Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Аргимбаев К.Р.

**ВЫБОР КОМПЛЕКСОВ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ РАБОТ В СТЕСНЕННЫХ УСЛОВИЯХ НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРОВ**

Современное состояние открытых горных работ характеризуется значительным усложнением горно-геологических условий отработки месторождений в связи с увеличением глубины действующих карьеров и вовлечением в эксплуатацию новых, более сложных по своему геологическому строению, запасов. Кроме того, в последнее время все больший интерес для горнодобывающих предприятий представляют небольшие и трудно разрабатываемые рудные месторождения, которые ранее оставались невостребованными. Для того чтобы освоение таких запасов было целесообразным, необходимо обеспечивать высокую интенсивность их отработки, а также минимальные текущие и общие объемы вскрышных работ.

При разработке нижних горизонтов глубоких

карьеров, а также при интенсивной отработке малых месторождений условия производства горных работ можно характеризовать, как стесненные, которым присущи следующие особенности: снижается площадь рабочей зоны, возрастают интенсивность и годовые объемы работ по подготовке новых горизонтов, вследствие чего снижается производительность горного оборудования.

Традиционно применяемые на карьерах канатные мехлопаты не могут эффективно эксплуатироваться в таких условиях. Доля их достигает 80% от общего объема карьерного выемочно-погрузочного оборудования, применяемого в нашей стране.

В работе было проведено сравнение эффективности применения в стесненных условиях экскаваторов-мехлопат и гидравлических, так как рост уровня надежности гидравлических экскаваторов с некоторых пор позволяет им успешно конкурировать с механическими лопатами.

Для сравнения эффективности применения в стесненных условиях был принят экскаватор ЭКГ-5А как один из самых распространенных на отечественных карьерах. При выборе гидравлического экскаватора руководствовались следующим: аналогичная емкость ковша; модель экскаватора, широко используемая на территории РФ. Так как отечественные карьерные гидравлические экскаваторы не получили широкого применения на открытых горных работах, выбор осуществлялся на основе статистических данных импорта экскаваторов в нашу страну (рис. 1). В соответствии с этим был принят гидравлический экскаватор Hitachi EX 1200-5.

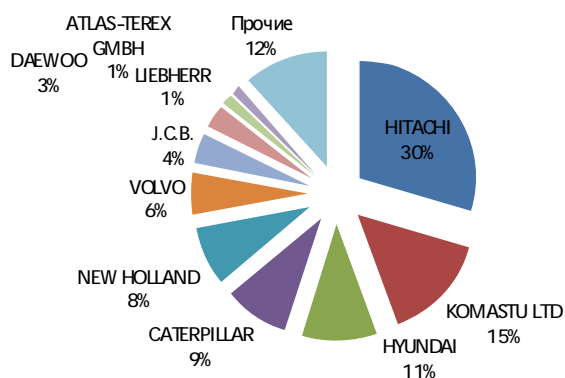


Рис. 1. Доля импорта карьерных гидравлических экскаваторов основных зарубежных производителей

**Сравнительные характеристики экскаваторов**

Наименование характеристики	ЭКГ-5А	Hitachi EX 1200-5
Расчетная производительность, м <sup>3</sup> /ч	328,1	420
Максимальная высота черпания, м	10,3	14,02
Максимальная глубина копания Н <sub>г.к.</sub> , м	–	10,31
Допустимая высота обрабатываемого забоя Н <sub>з.</sub> , м	10	18
Интенсивность отработки предварительно разрыхленной горной массы <sup>***</sup> , %	75	100
Безвзрывная отработка уступа при коэффициенте крепости	2	4
Сила копания на ковше, кН	152	418
Сила копания на рукояти, кН	101	325
Послойная отработка высоты забоев	–	+
Режим управляемого обрушения пород	–	+
Эргономика рабочего места	–	+
Энергопотребление при отработке предварительно разупроченных массивов крепких пород <sup>***</sup> , %	100	70
Количество обслуживающего персонала	2	1
Необходимость переноса ЛЭП при взрыве	+	–
Сменность рабочего оборудования	–	Гидромолот

\* При использовании режима управляемого обрушения.  
 \*\* Исходя из технической характеристики экскаватора; за 100% принята интенсивность отработки гидравлическим экскаватором.  
 \*\*\* За 100% принято энергопотребление экскаватором ЭКГ-5А.

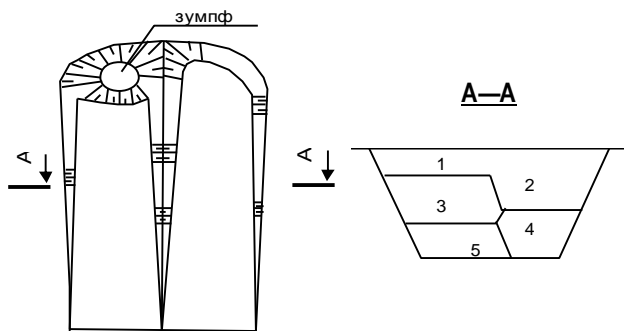


Рис. 2. Проходка въездной траншеи экскаватором ЭКГ-5А: 1-5 – последовательность отработки слоев

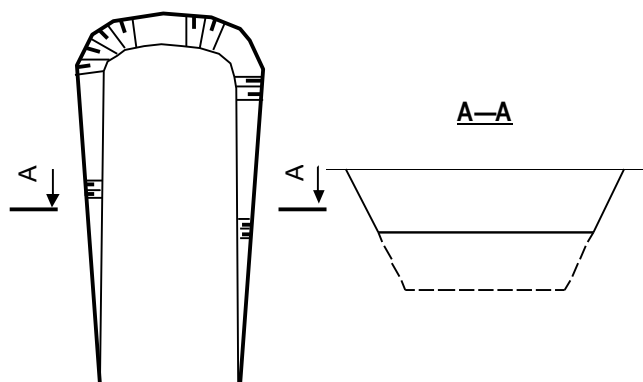


Рис. 3. Проходка въездной траншеи на полную высоту

На основе анализа литературных источников, справочных данных, опыта эксплуатации данных экскаваторов произведено сравнение технических характеристик, необходимых для оценки возможности применения их в стесненных условиях рабочей зоны карьеров (см. таблицу).

Для производства горных работ с применением мехлопат необходимо поддерживать рабочие площадки на верхней и нижней площадках уступа. На верхней – для размещения бурового станка, на нижнем – для размещения экскаватора и транспортных коммуникаций. Гидравлические же экскаваторы размещаются на одной площадке с буровыми станками. Необходимая площадь рабочей зоны при этом значительно сокращается.

При интенсивной отработке малых месторождений, а также при интенсивном производстве работ в добычной зоне крупных карьеров необходимо обеспечить высокие темпы работ по подготовке новых горизонтов. Практика показывает, что проходка траншей и котлованов является наиболее трудоемкой и малопродуктивной операцией при открытом способе разработке месторождений, особенно если нижние горизонты обводнены и на карьере применяется открытый водоотлив. В таких условиях производительность механических лопат снижается на 20–50%. Снижение производительности вызвано следующими факторами:

- траектория черпания экскаваторов «прямая лопата» не позволяет интенсивно зарезаться при проходке наклонных съездов;
- до окончания проходки въездной траншеи экскаваторы фактически работают на уступах заниженной высоты;
- проходка траншеи осуществляется тупиковым забоем.

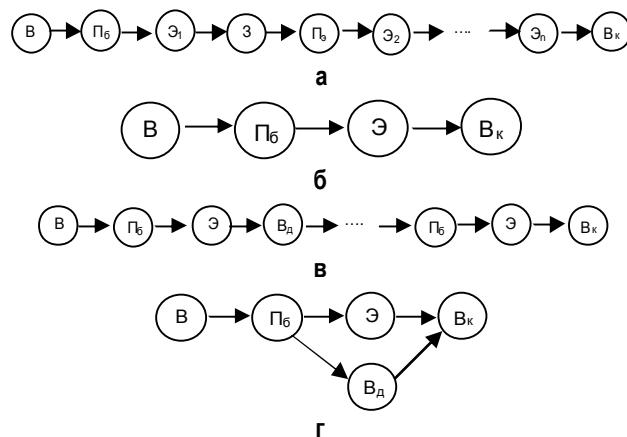


Рис. 4. Технологические процессы при проходке въездных траншей: без учета работ на вторичные БВР: а – экскаватором «прямая лопата» при обводненном нижнем горизонте; б – экскаватором «прямая лопата» при необводненном нижнем горизонте либо гидравлическим экскаватором «обратная лопата»; с учетом работ на вторичные БВР: в – экскаватором «прямая лопата»; г – гидравлическим экскаватором типа «обратная лопата»; В – взрывные работы; Пб – подготовка блока к экскавации; Э<sub>п</sub> – экскавация п-го слоя; З – устройство зумпфа; Пб – перегон экскаватора на начало траншеи; Вк – взрывание котлована; Вд – производство вторичных БВР



И при применении экскаваторов ЭКГ-А проходка траншеи при подготовке новых горизонтов в обводненных условиях осуществляется послойно (рис. 2).

При подготовке новых горизонтов в необводненных условиях схема проходки траншеи упрощается. Траншея может проходить сразу на полное сечение (рис. 3). Аналогичная схема проходки траншеи будет, если на этих работах задействовать гидравлический экскаватор типа «обратная лопата», как в условиях обводненности нижних горизонтов так и в необводненных условиях.

Трудоемкость проходки траншей при этом значительно снижается, т.к. уменьшается общее количество выполняемых операций (рис. 4).

Для определения затрат времени на подготовку новых горизонтов были разработаны ленточные графики

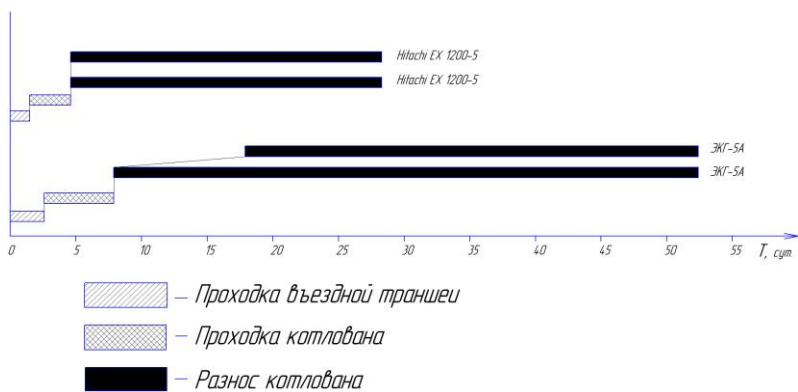


Рис. 5. Ленточные графики определения сроков работ по подготовке новых горизонтов

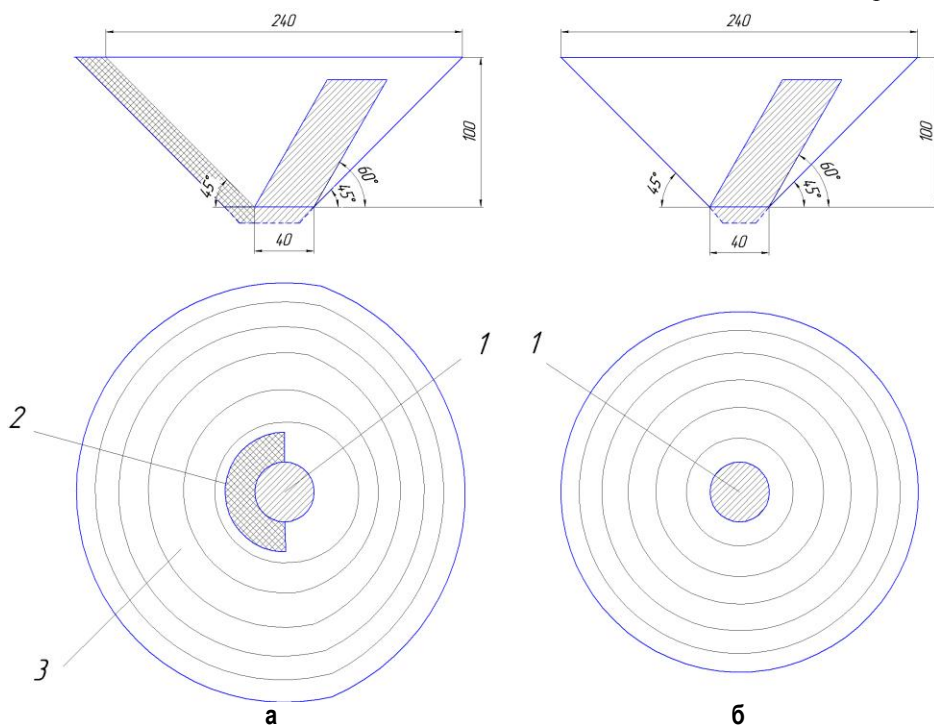


Рис. 6. Схема доработки запасов ниже дна карьера:

а – при применении ЭКГ-5А; б – при применении Hitachi EX 1200-5; 1 – рудная залежь; 2 – съезд для вскрытия дополнительного горизонта ниже дна карьера; 3 – разнос борта для доработки запасов

выполнения работ (рис. 5). Анализируя полученные графики, можно сделать вывод о том, что подготовка новых горизонтов с применением гидравлических экскаваторов позволяет повысить скорость проходки въездных траншей в 2,5 раза и сократить общие сроки работ по подготовке новых горизонтов до 1,5 раз.

С целью определения возможной интенсивности отработки месторождения была принята условная модель карьера по усредненным параметрам карьеров на базе малых месторождений, а также нижней добычной зоны крупных карьеров (рис. 6).

Дно карьеров, как правило, отстраивается по контуру полезного ископаемого. В случае, когда ширина дна карьера оказывается недостаточной для свободной доработки карьера при применении канатных мехлопат, приходится применять различные способы доработки нижних горизонтов.

Отработка нижнего горизонта может осуществляться в следующей последовательности: проходится въездная траншея на данный горизонт, производится отработка некоторой части запасов, формируется новый съезд на отработанной части, затем производится доработка запасов на оставшейся площади, в том числе под первоначальным съездом. При ширине дна менее 40 м даже такая схема не применима и соответственно запасы на данном горизонте либо останутся недоработанными, либо необходимо борт карьера отстраивать таким образом, чтобы предусматривать заезд на данный горизонт. Это

повлечет за собой выемку значительных дополнительных объемов вскрышных пород (см. рис. 6). При отработке такого месторождения с применением гидравлических экскаваторов типа «обратная лопата» либо комбинацией канатной мехлопаты на верхних горизонтах и гидравлического экскаватора на нижних схема отработки изменяется. При этом нижний горизонт карьера можно отрабатывать нижним черпанием без формирования въездной траншеи, что приведет к значительному сокращению общего объема вскрышных работ в карьере.

Для рассматриваемой модели карьера было определено, что при применении гидравлических экскаваторов «обратная лопата» срок отработки сокращается практически в два раза. Экс-

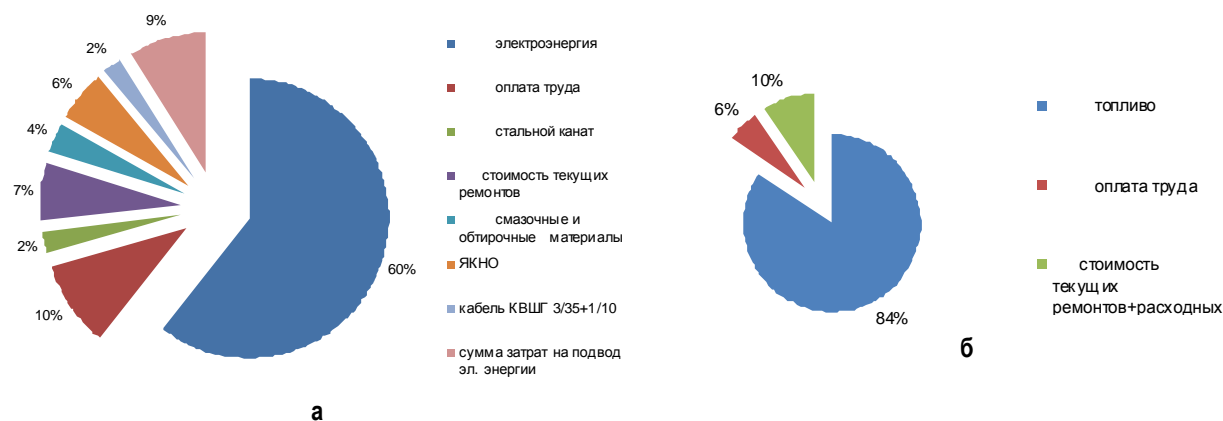


Рис. 7. Структура эксплуатационных затрат экскаваторов: а – для ЭКГ-5А; б – для Hitachi EX 1200-5

платационная производительность экскаваторов, с учетом значительного объема работ по подготовке новых горизонтов, составила: Hitachi EX 1200-5 – 1206440 м<sup>3</sup>/год, ЭКГ 5А – 737384 м<sup>3</sup>/год.

Также были определены эксплуатационные затраты, которые составили: ЭКГ-5А – 5312,01 тыс. руб./год, Hitachi EX 1200-5 – 5874,7 тыс. руб./год. Структура затрат для экскаваторов ЭКГ-5А определялась на основе Норм технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов (Л., 1977), а для экскаватора Hitachi EX 1200-5 – на основе данных специализированных сервисных центров (рис. 7).

Стоимость экскаваторов учитывалась при определении сроков окупаемости гидравлического экскаватора (рис. 8), при этом следует отметить, что в настоящее время Hitachi EX 1200-5 почти в 1,5 раза дороже ЭКГ-5А.

Таким образом, на основе проведенных исследований можно сделать вывод о том, что в стесненных

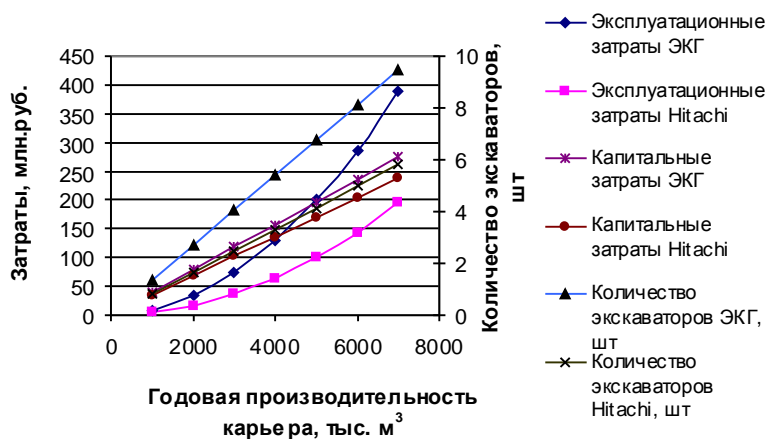


Рис. 8. Экономическая оценка применения экскаваторов

условиях карьеров наиболее целесообразно применять гидравлические экскаваторы типа «обратная лопата», либо их комбинацию с канатными мехлопатами. При этом на верхних горизонтах карьеров целесообразно применять канатные мехлопаты, а на нижних – гидравлические экскаваторы.

УДК 622.831

Барях А.А., Асанов В.А., Федосеев А.К., Токсаров В.Н., Евсеев А.В.

## ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ ОТСТАВАНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ ПРИ ОДНОВРЕМЕННОЙ ОТРАБОТКЕ СМЕЖНЫХ ПАНЕЛЕЙ\*

На Верхнекамском месторождении калийно-магниевых солей применяется камерная система разработки с поддержанием кровли на относительно «жестких» целиках. Способ подготовки – панельный. Выемка

руды осуществляется комбайновым способом. Ширина камер изменяется в пределах от 3 до 16 м, высота определяется в основном мощностью пластов и в среднем составляет 5–7 м, ширина междукамерных целиков изменяется в диапазоне от 3 до 18 м.

\* Работа выполнена при поддержке грантов РФФИ № 09-05-00837-а, междисциплинарного интеграционного гранта «Деформирование и разрушение структурно-неоднородных геоматериалов» и внутривузовского гранта ПГТУ «Экспериментальное исследование процессов деформирования и разрушения глинистых контактов соляных пород Верхнекамского месторождения калийных солей».

Анализ состояния камер в отработанном пространстве показал [1], что при определенных горно-геологических и горнотехнических условиях очистные выработки теряют устойчивость до истечения необходимого по условиям эксплуатации времени. Так, несмотря на использование анкерной крепи, отработка

двух сближенных силвинитовых пластов АБ и Красный II в юго-восточной части шахтного поля рудника БКРУ-2 сопровождается интенсивными проявлениями горного давления: расслоением кровли выемочных камер на обоих пластах, пучением почвы на верхнем пласте АБ, обрушениями пород междупластья.

С целью установления основных закономерностей развития деформационных процессов в зависимости от параметров ведения горных работ и разработки мероприятий, обеспечивающих устойчивость кровли выработок, проведен комплекс экспериментальных исследований характера деформирования вмещающих пород на 10 замерных станциях. Замерные станции устанавливались на обоих продуктивных пластах. Территориально замерные станции располагались в разных частях шахтного поля – юго-восточной (9, 11

восточные панели (ВП)) и северо-восточной (20 ВП), которые существенно отличаются по содержанию глины в продуктивных пластах. Как показали визуальные наблюдения, повышенная глинизация пластов в юго-восточной части шахтного поля способствует интенсификации проявления горного давления.

Замерная станция представляет собой систему глубинных и контурных реперов, установленных в кровле и боках очистных камер [2]. Величины деформаций глубинных реперов оценивались с помощью проведения высокоточного нивелирования. В процессе экспериментальных исследований оценивались следующие параметры деформирования: расслоение пород кровли, пучение почвы, вертикальная и горизонтальная конвергенция.

По результатам натурных измерений установлено, что очистные выработки 9-й и 11-й панелей наиболее интенсивно подвергаются деформированию. В течение 1–2,5 мес после проходки происходит интенсивное расслоение кровли пласта Красный II с последующим ее обрушением, либо зависанием заколов большого размера, вследствие чего доступ в эти выработки, как правило, прекращался. В то же время в северо-восточной части шахтного поля выработки сохраняют свою устойчивость в течение нескольких лет.

Так, в течение 53 сут наблюдений суммарная деформация кровли пласта Красный II в камере № 70 11-й восточной панели шириной 5,5 м составила около 370 мм (рис. 1). Для сравнения суммарная деформация кровли в камере № 167 20-й восточной панели шириной 6,0 м за 329 сут наблюдений достигла всего 94 мм.

В ходе проведенных измерений установлено, что при подходе очистных работ на нижележащем пласте к створу замерной станции, расположенной на вышележащем пласте, происходит резкая активизация процессов расслоения пород кровли очистной камеры и, в особенности, пучения почвы. Так, при подходе горных работ к одной из замерных станций, в течение одной недели произошло увеличение скорости пучения пород почвы в 10 раз (рис. 2). После прохода фронта очистных работ скорость деформирования пород почвы очистной камеры стабилизировалась на прежнем уровне.

Высокие скорости деформирования контурных пород на юго-восточном участке шахтного поля, безусловно, связаны с повышенным содержанием глинистого материала в продуктивных пластах и междупла-

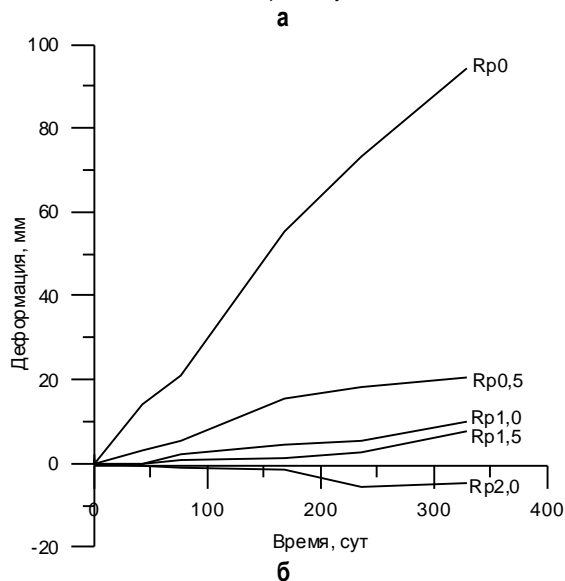
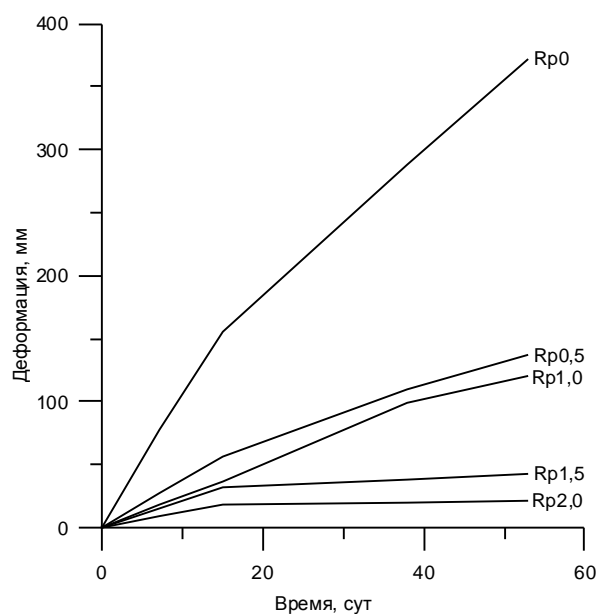


Рис. 1. График деформирования глубинных (Rp0,5, Rp1,0, Rp1,5 и Rp2,0) и контурных (Rp0) реперов на 11 ВП (а) и 20 ВП (б)

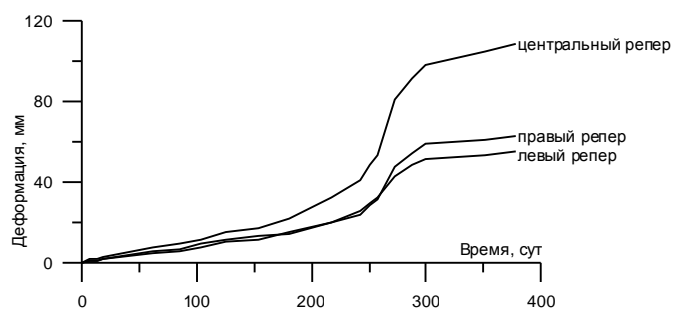


Рис. 2. Увеличение скорости деформирования реперов почвы верхнего пласта в зоне опорного давления от работ на нижнем пласте

стве [1]. Вместе с тем, при определенных условиях существенное влияние на интенсивность проявлений горного давления может оказывать и порядок ведения горных работ, в частности, положение фронта очистных работ на смежных, одновременно обрабатываемых панелях. Как видно из рис. 3, в период проведения измерений фронт очистных работ на 11 ВП отставал от фронта очистных работ 9 ВП на 800 м.

Следует отметить, что действующими нормативными документами [3] при отработке двух пластов регламентируется только минимальное опережение фронта очистных работ по верхнему пласту, которое составляет 50 м.

Для анализа сложившейся горнотехнической ситуации и оптимизации отставания очистной выемки на смежных панелях выполнено математическое моделирование изменения напряженно-деформированного состояния подработанного массива в процессе ведения горных работ. Принципиальная расчетная схема задачи представлена на рис. 4. В рамках данной модели предполагалось, что все выделенные элементы геологического разреза залегают горизонтально. Численная реализация математического моделирования производилась по стандартной схеме конечных элементов в упругой постановке [4].

Результаты математического моделирования показали, что при отработке одной отдельно взятой панели при значимых деформациях подработанного массива в окрестности выработанного пространства формируется зона опорного давления. Причем концентрация напряжений имеет место как перед фронтом очистных работ, так и в пределах границ панели с максимумом горного давления непосредственно в интервале рабочих пластов (рис. 5).

При одновременной отработке двух панелей, когда положение фронтов очистных работ совпадают, в качественном и количественном отношении распределение горного давления идентично случаю отработки одной панели. Другими словами, интенсивность опорного давления практически не зависит от размеров выработанного пространства, а полностью определяется уровнем деформаций подработанного массива, в частности максимальными оседаниями земной поверхности и размерами краевой части мульды сдвига [5].

При отставании фронта очистных работ по одной из панелей характер распределения опорного давления существенно меняется (рис. 6). Здесь четко фиксируется наложение повышенного горного давления перед фронтом очистных работ «отстающей» панели и краевой зоны опорного давления уже отработанной панели. Пространственная локализация области значительного увеличения вертикального напряжения, как и следовало ожидать, приурочена к углу сопряжения панелей. С ростом расстояния между фронтами обрабатываемых панелей размеры этой зоны увеличиваются, а величина действующих в ней напряжений повышается.

На рис. 7 представлены зависимости изменения максимального значения вертикальной ком-

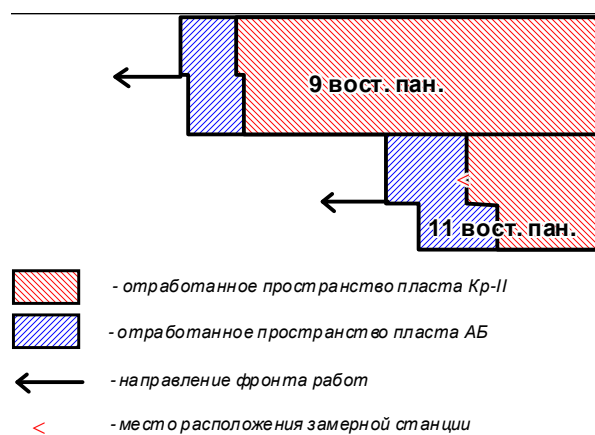


Рис. 3. Положение фронтов очистных работ на момент установки замерных станций

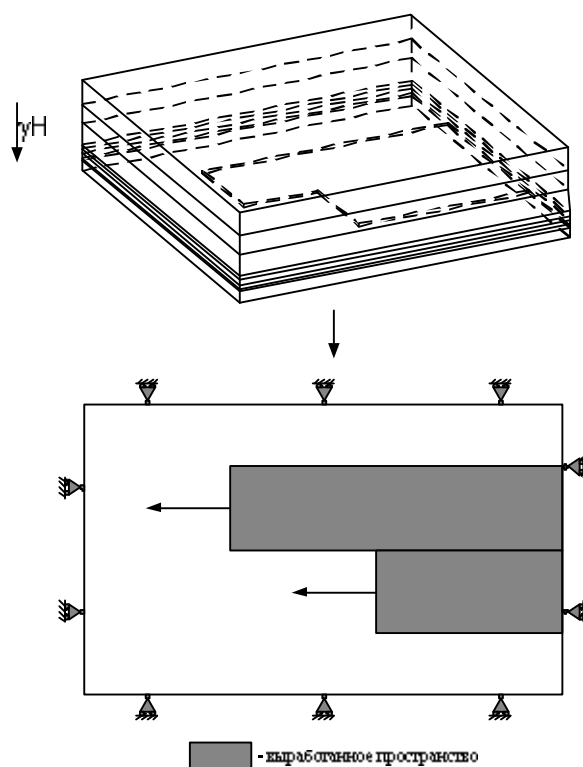


Рис. 4. Принципиальная расчетная схема

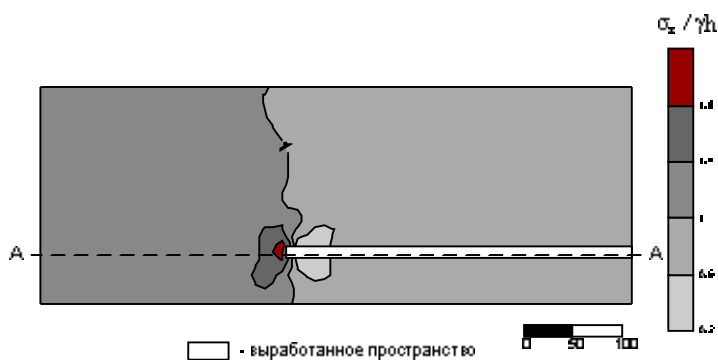


Рис. 5. Распределение горного давления по разрезу подработанного массива

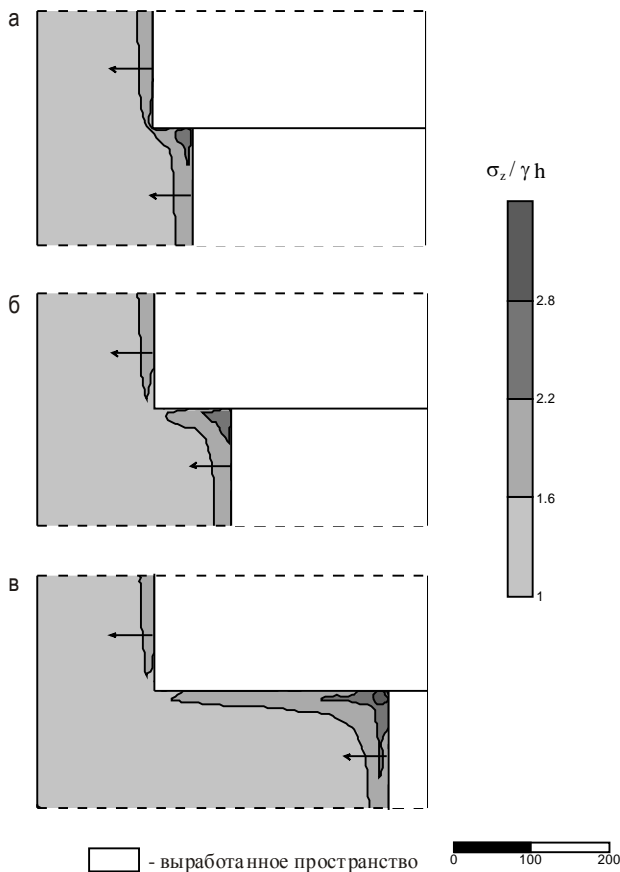


Рис. 6. Распределение горного давления в интервале рабочих пластов в плоскости обрабатываемого пласта при расстоянии между фронтами обрабатываемых панелей 50 (а), 100 (б) и 300 (в) метров

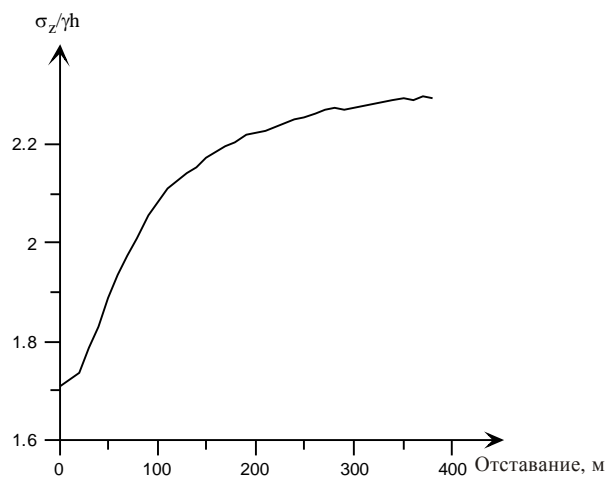


Рис. 7. Зависимость максимального значения опорного давления от расстояния между фронтами очистных работ на смежных панелях

поненты напряжений от расстояния между фронтами очистных работ смежных панелей. Относительно пологий участок отмечается при отставании одной из панелей менее 50–60 м, затем начинается резкий рост опорного давления (примерно на 25%) до расстояния порядка 200 м. При дальнейшем увеличении отставания между панелями максимум опорного давления изменяется незначительно и стремится к некоторой асимптоте.

Таким образом, выполненные геомеханические исследования показали, что с увеличением расстояния между фронтами очистных работ повышается интенсивность опорного давления в угловой части смежных панелей. Его значимое увеличение отмечается при отставании очистных забоев в смежных панелях от 70 до 200 м. При дальнейшем росте отставания между панелями максимум опорного давления изменяется незначительно. В условиях интенсивного деформирования подработанного массива при совместной отработке панелей рекомендуется обеспечивать расстояние между фронтами очистных работ не более 50–60 м.

Список литературы

1. Токсаров В.Н. Натурные исследования деформирования кровли очистных камер в условиях повышенной глинизации. Стратегия и процессы освоения георесурсов: материалы ежегод. науч. сес. Горного института УрО РАН по результатам НИР в 2008 г., 20–24 апр. 2009г. Пермь, 2009.
2. Евсеев А.В. Методика проведения геомеханического мониторинга процессов деформирования потолочин горных выработок // Геология и полезные ископаемые Западного Урала: материалы регион. науч.-практ. конф. / Перм. гос. ун-т. Пермь, 2009.
3. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом: ПБ 03-553-03. СПб.: Деан, 2004.
4. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике. М.: Мир, 1975.
5. Барях А.А., Телегина Е.А., Шумихина А.Ю. Расчет соляных междуканнерных целиков в зонах опорного давления // Изв. вузов. Горный журнал. 2009. № 3.

List of literature

1. Toksarov V. Full-scale investigation of room roof deformation in high claying conditions // Strategy and processes of mastering of geore-source: materials of annual scientific session of Mining Institute of Ural Branch of the Russian Academy of Sciences. Perm, 2009.
2. Evseev A. Methodology of geomechanical monitoring roof mine tunnel deformation // Geology and minerals of west Ural: materials of regional theoretical and practical conference. Perm State University. Perm, 2009.
3. United safety rules during ore, nonmetallic and gravel underground mining. PB 03-553-03. St. Petersburg: Dean, 2004.
4. Zenkevich O. Finite element method in technical. Moscow: Mir, 1975.
5. Baryakh A., Telegina E., Shumikhina A. Salt rib pillar calculation in abutment pressure zones // Proceedings of Universities. Mining Journal. 2009. № 3.

# МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 669.141

Шешуков О.Ю., Некрасов И.В., Невидимов В.Н., Кузякин В.Г., Ушаков М.В.

## ТЕМПЕРАТУРНЫЙ РЕЖИМ ШЛАКА СВЕРХМОЩНОЙ ДСП И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ПЛАВКИ\*

В литературе имеются сведения о том, что температура шлакового покрова в сталеплавильных агрегатах с мощными электродуговыми установками существенно превышает температуру металла [1, 2]. Диапазон изменения температур вспененного шлака, замеренных в разных точках шлакового покрова в конце расплавления и по ходу жидкого периода в сверхмощной ДСП-130, составляет 1650–1800°C [1]. Отмечается также, что при превышении толщины шлакового покрова над длиной дуги часть тока замыкается через шлак, не проходя через дуги и металл. В результате шлак может перегреваться до 1800–1900°C вне зависимости от температуры металла [2]. Таким образом, в шлаковом покрове развивается некое подобие электрошлакового процесса с присущими ему высокими температурами шлаковой ванны 1700–1900°C.

Известно также, что шлаковый покров в ванне сверхмощной ДСП неоднороден по своей высоте [3]. Около 70% объёма шлакового покрова, непосредственно прилегающих к сплошному металлу, представляют собой двухфазную зону – шлакометаллическую эмульсию с меняющимся по высоте соотношением металлической и шлаковой фаз. Причём общая поверхность контакта «металл – шлак» в этой зоне примерно в 15 раз больше площади их контакта при спокойной ванне [3]. Образование двухфазной зоны отмечалось также и в мартеновских печах [4–6], и по мнению авторов [3–6], именно она играет решающую роль в тепло- и массообменных процессах в ванне мартеновских печей и сверхмощных ДСП.

Наличие двухфазной зоны, а также перегрев шлакового покрова относительно металла, в принципе, могут быть причиной наличия более высокотемпературного режима протекания химических реакций на границе раздела металлической и шлаковой фаз, чем об этом можно судить по фактически измеряемой температуре металла. Кроме того, характер изменения физических свойств шлака (вспениваемости) по ходу электроплавки также может отличаться от того, который обычно предполагается из допущения о равенстве температур металла и шлака.

Следует предположить существование связи между действительным температурным режимом шлака и наблюдаемым характером протекания гетерогенных реакций на границе «металл-шлак» через механизм двухфазной зоны, а также способностью шлака к вспениванию. Однако до настоящего времени эти вопросы не были исследованы, что может быть причиной реализации несовершенных технологий из-за недостатка понимания действительной физикохимии процесса.

Становится ясным, что анализ процессов вспенивания шлаков в диапазоне температур, который на самом деле для них не характерен, является весьма грубым приближением [1]. Такое упрощение, по-видимому, также не позволяет адекватно оценивать потенциал ДСП как рафинировочного агрегата, в частности, ограничивая возможности глубокой дефосфорации и внедрения рациональных режимов работы ДСП вообще.

С целью получения собственных экспериментальных данных нами были проведены одновременные измерения температур металла и шлака по ходу окислительного периода плавки в сверхмощной ДСП-135 ОАО «Северский трубный завод». Измерения температуры металла проводились автоматическим зондом печи, а шлакового покрова – ручной термопарой в районе рабочего окна примерно над областью замера температуры металла автоматическим зондом. Результаты замеров температур металла и шлака приведены на **рис. 1** в сопоставлении с литературными данными о температуре шлака в сверхмощной ДСП-130 [1]. Всего было проведено 14 измерений на 12 плавках, причём на одной плавке (№ 7137) – три пары замеров по ходу окислительного периода.

Данные, представленные на **рис. 1**, обнаруживают корреляцию с результатами наблюдений за состоянием ванны ДСП-135. По истечении 75–80% времени плавки фиксируется окончание расплавления и начало окисления, хотя в этот период на откосе напротив «мертвой фазы» ещё происходит доплавление лома. Кроме того, вероятно наличие остатков лома на откосах под слоем вспененного шлака, который укрывает лом. Вероятно, плавящийся лом охлаждает близлежащие объёмы шлака, сдерживая рост их температуры за счёт термостатического эффекта плавления. Поэтому нижний предел температур шлака в конце расплавления стабильно меньше нижнего предела температур шлака в любой момент окислительного периода. По-видимому, только после полного исчезновения лома на откосах температура шлака в его периферийных зонах начинает быстро

\* Статья подготовлена при финансовой поддержке междисциплинарного проекта «Формирование стратегических приоритетов инновационных преобразований в металлургии», выполняемого в рамках программы фундаментальных исследований РАН № 26 «Научно-технологический прогноз развития экономики России».

расти, приближаясь к температурам горячих зон, которые по ходу плавки стабильно составляют около 1800°С. При этом температура шлака всегда превышает температуру металла (см. рис. 1).

По-видимому, повышение окисленности шлака к концу плавки, вызываемое снижением содержания углерода в металле, лишь частично обуславливает наблюдаемое снижение вспениваемости шлака в конце плавки [7, 8]. Резкий рост температуры шлака по ходу окислительного периода может быть дополнительным фактором снижения его вязкости и соответственно вспениваемости. Необходимо учитывать это для более адекватного моделирования поведения электросталеплавильных шлаков по ходу плавки.

Традиционно сталеплавильщики анализировали способность шлака удалять фосфор, оперируя коэффициентом равновесного распределения фосфора  $L_p$ :

$$L_p = \frac{(P_2O_5)}{[P]}, \quad (1)$$

где  $(P_2O_5)$  – содержание оксида фосфора в шлаке, мас. %;  $[P]$  – содержание фосфора в металле, мас. %.

Зачастую значения  $L_p$  приводились в зависимости от химического состава шлака при температурах металла [9,10]. Очевидно, эта температура одновременно характерна для металла и шлака только в лабораторных условиях и состоянии равновесия. Мы показали, что на самом деле для шлака сверхмощной электропечи, в т.ч. его двухфазной зоны, диапазон температур металла не характерен. Поэтому рассчитывать  $L_p$  следует при более высокой температуре, оценённой прямыми замерами температур шлака. В первом приближении её значение можно положить равным 1715°С для начала окислительного периода и 1765°С для конца плавки.

С учётом результатов плавки ДСП-135 был выбран состав шлака, соответствующий среднему составу шлака по ходу жидкого периода плавки с нижним и верхним пределом основности 2 и 2,5 ед. соответственно. В рамках полимерной модели строения шлаков [9,10] были проведены расчёты равновесного содержания фосфора под этими шлаками и  $L_p$  по формуле (1). Результаты расчётов  $L_p$  при температурах 1600, 1715 и 1765°С приведены на рис. 2.

Расчёт  $L_p$  по значениям заведомо низкой температуры, которая для шлака сверхмощной электропечи не характерна, показывает, что существует достаточно чётко выраженный максимум рафинирующей способности шлака в зависимости от его окисленности. Для шлаков ДСП-135 он характеризуется значениями  $(FeO)=20-25\%$ , причём в случае высокоосновных шлаков этот максимум сдвинут в сторону меньших концентраций  $(FeO)$ , а для низкоосновных – в сторону больших.

Расчёт  $L_p$  по значениям, близко соответствующим фактически измеренным температурам шлака, показывает, что  $L_p$  сравнительно мало изменяется в зависимости от  $(FeO)$ . Тем не менее, положение максимумов  $L_p$  для шлаков одной основности сохраняется. Это свидетельствует о том, что в действительных условиях электроплавки для обеспечения эффективной дефосфорации необязательно иметь окисленность шлака на уровне содержания  $(FeO)=20-25\%$ . Шлаки с содержанием  $(FeO)=16-20\%$  также обладают значительной рафинирующей способностью, одновременно позволяя иметь низкую окисленность металла и высокий выход годного.

Кроме того, данные, представленные на рис. 2,

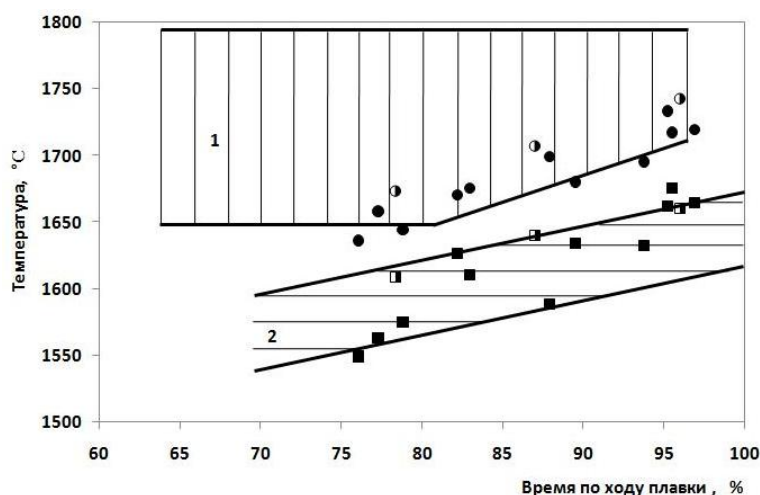


Рис. 1. Температуры шлакового покрова и металла по ходу плавки стали в сверхмощных ДСП:

- 1 – температура шлака [1]; 2 – температура металла [1];
- – температура шлака (опытные плавки); ■ – температура металла (опытные плавки); ○ – температура шлака по ходу плавки № 7137;
- – температура металла по ходу плавки № 7137

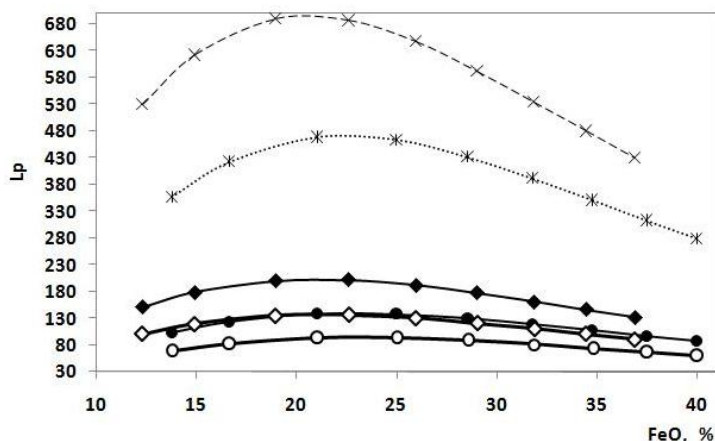


Рис. 2. Расчётные значения равновесного коэффициента распределения фосфора  $L_p$ :

- ×—×— – шлаки с основностью 2,5 ед. при 1600°С; —\*—\*— – шлаки с основностью 2 ед. при 1600°С;
- ◆—◆— – шлаки с основностью 2,5 ед. при 1715°С; —●—●— – шлаки с основностью 2 ед. при 1715°С;
- ◇—◇— – шлаки с основностью 2,5 ед. при 1765°С; —○—○— – шлаки с основностью 2 ед. при 1765°С

показывают, что в случае формирования по ходу плавки высокоокисленных шлаков с  $(\text{FeO}) > 30\%$  следует принимать меры по их раскислению (повышенной отдачи угля на шлак).

Сравнение рафинирующей способности низко- и высокоосновных шлаков при температурах 1715 и 1765°C показывает, что снижение температуры шлака на 50°C по влиянию на  $L_p$  практически эквивалентно повышению его основности на 0,5 ед. (ср. ход кривых для шлаков основности 2 и 2,5 ед. при температуре 1765°C и шлака основности 2 ед. при температуре 1715°C). Однако наилучший эффект даёт одновременное охлаждение и повышение основности шлака (ср. ход кривых для шлаков основности 2,5 ед. при температуре 1715°C, а также шлаков основности 2 ед. при температуре 1765°C). На практике этого можно достичь, подавая известь или доломит на шлак по ходу окислительного периода.

#### Список литературы

1. Вспенивание шлаков в процессе плавки в дуговой печи / М. Петер, К. Кох, Я. Ламут, М. Юхарт // Черные металлы. 2000. № 3. С. 26–33.
2. Производство стали на агрегате ковш-печь / Д.А. Дюдкин, С.Ю. Бать, С.Е. Гринберг, С.Н. Маринцев. Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2003. 300 с.
3. Исследование переходной зоны шлак-металл в ванне дуговой печи на холодной модели / Э.Э. Меркер, А.А. Кожухов, А.И. Кочетов, В.В. Федина, А.А. Гришин // Изв. вузов. Чёрная металлургия. 2005. № 1. С. 24–26.
4. Производство стали / И.И. Борнацкий, В.Ф. Михневич, С.А. Яргин. М.: Металлургия, 1991. 400 с.
5. Механизм образования переходной зоны шлак – металл в жидкой мартеновской ванне / Е.К. Шевцов, В.С. Кочо, В.А. Ерошенко и др. // Изв. вузов. Чёрная металлургия. 1974. № 1. С. 42–46.
6. Борнацкий И.И. Теория металлургических процессов. Киев; Донецк: Вища шк., 1978. 288 с.

7. Увеличение стойкости огнеупоров на ДСП фирмы PACIFIC STEEL // Новости чёрной металлургии за рубежом. 2005. № 1. С. 25–26.
8. The slag foaming practice in EAF and its influence on the steelmaking shop productivity / R.D. Morales, F. Lopez, J. Camacho, J. Romero // ISIJ International. Vol. 35 (1995). № 9. P. 1054–1062.
9. Новиков В.К., Невидимов В.Н. Прогнозирование рафинирующих свойств многокомпонентных шлаковых расплавов // Изв. вузов. Чёрная металлургия. 1997. № 1. С. 5–10.
10. Новиков В.К., Невидимов В.Н. Полимерная природа расплавленных шлаков. Екатеринбург: ГОУ ВПО «УГТУ-УПИ», 2006. 62 с.

#### List of literature

1. Foaming of slags during fusion in the arc furnace / M.Peter, K.Kokh, J.Lamut, M.Uhart // Ferrous metals. 2000. # 3. P. 26–33.
2. Steelmaking in a ladle-furnace / D.A.Dyudkin, S.J.Bat, S.E.Grinberg, S.N.Marintsev. Donetsk: Open Company «South-East, ltd», 2003. P 300.
3. Research of a transitive zone slag-metal in a bath of the arc furnace on cold model / E.E.Merker, A.A.Kozuhov, A.I.Kochetov, V.V.Fedina, A.A.Grishin // News of HIGH SCHOOLS. Ferrous metallurgy. 2005. # 1. P. 24–26.
4. Steelmaking / I.I.Bornatskiy, V.F.Mihnevich, S.A.Jargin. M.: Metallurgy, 1991. P. 400.
5. Mechanism of formation of a transitive zone slag. metal in a liquid martin bath / E.K. Shevtsov, B.C.Kocho, V.A.Eroshenko, etc. // News of HIGH SCHOOLS. Ferrous metallurgy. 1974. # 1. P. 42–46.
6. Bornatskiy I.I. Theory of metallurgical processes. Kiev; Donetsk: Publishing house «High school», 1978. P. 288.
7. Increase in resistance of refractories on EAF PACIFIC STEEL firm // News of ferrous metallurgy abroad. 2005. # 1. P. 25–26.
8. The slag foaming practice in EAF and its influence on the steelmaking shop productivity/R.D.Morales, F.Lopez, J.Camacho, J.Romero // ISIJ International. Vol. 35 (1995). 9. P. 1054–1062.
9. Novikov V.K., Nevidimov V.N. Forecasting of refining properties of multicomponent slag // News of HIGH SCHOOLS. Ferrous metallurgy. 1997. # 1. P. 5–10.
10. Novikov V.K., Nevidimov V.N. Polymeric nature of the fused slags. Ekaterinburg: USTU-UPI, 2006. P. 62.

УДК 669.15-196

Вдовин К.Н., Маркевич А.В.

## ПОВЫШЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ ОТЛИВОК ИЗ КОРРОЗИОННО-СТОЙКОГО ЧУГУНА

Около 10–12% ежегодной мировой добычи металла безвозвратно утрачивается в виде коррозионных потерь, что равнозначно бесполезной работе крупного металлургического комбината или потере 1% совокупного общественного продукта [1].

Нержавеющая хромистая или хромоникелевая сталь на протяжении всего своего существования подвергалась непрерывному исследованию. Состав постепенно изменялся путем введения различных элементов для улучшения свойств, вследствие чего она получила широкое применение в различных отраслях промышленности и в быту.

Однако коррозионно-стойкий чугун мало изучался и не получил достаточного распространения, хотя и имеет ценные преимущества как литейный материал. Такой чугун по своим механическим свойствам соответствует высококачественным сортам чугуна, а по химическим свойствам часто не уступает нержа-

вующей хромистой и даже хромоникелевой (18:8) стали в окислительных средах. Также известно, что литейные свойства (жидкотекучесть) у чугунов значительно выше, чем у стали.

Технологические свойства коррозионно-стойкого чугуна и возможности получения хорошего литья не вызывают затруднений при производстве фасонного литья. Однако область применения такого чугуна все же остаётся ограниченной.

Повышенную стойкость в азотной и соляной кислотах имеет белый чугун с повышенным содержанием хрома. Такая стойкость обуславливается отсутствием графита и меньшим количеством гальванических пар, для таких чугунов также характерно наличие хрупкой карбидной эвтектики. Этот чугун, хотя и имеет ферритную основную массу, характеризуется повышенной хрупкостью [2].

Введение различных элементов в чугун может



изменить характер кристаллизации, размельчить зерно, а также улучшить структуру (размельчить эвтектику). Малые количества некоторых элементов (преимущественно «благородных») оказывают влияние как на механические свойства, так и на химическую стойкость сплавов.

На кафедре электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «МГТУ» была составлена база данных коррозионно-стойких чугунов. Они имели различный химический состав и свойства (твердость, коэффициент износостойкости и скорость коррозии). Эта база данных была исследована путем нейросетевого моделирования, а именно определяли, какие химические элементы, присутствующие в чугунах, и в каком количестве оказывают наибольшее положительное влияние на свойства, в особенности на скорость коррозии. Был выявлен оптимальный состав сплава и получены опытные образцы, у которых исследовали коэффициент коррозионной стойкости. Оказалось, что на коррозионную стойкость наибольшее влияние оказывают такие элементы, как Ni, Mo, V, Cr, Ti, Si, Mn (рис. 1) [3].

Исследованию подвергался чугун состава: 1,6–1,8% С; 0,4–0,8% Si; 0,3–0,7 Mn; 25–30% Cr, 0,75–1,5% Ti, 1–2% Mo. Для повышения коррозионной стойкости в чугун дополнительно вводили медь и висмут, соотношение 1:2. Также был спланирован и проведен полный

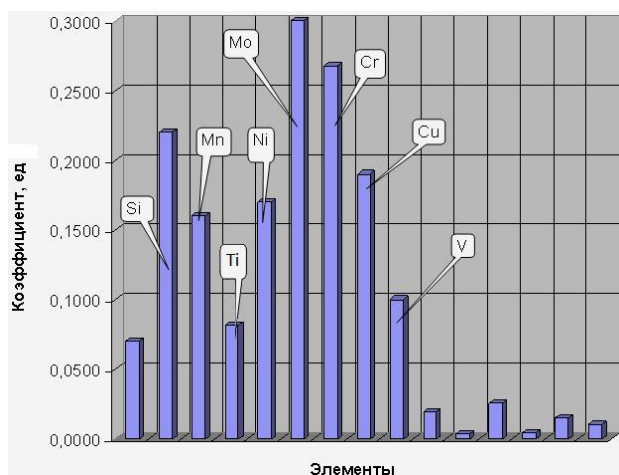


Рис. 1. Коэффициент влияния легирующих элементов на коррозионную стойкость

факторный эксперимент типа 2<sup>3</sup> (табл. 1).

На основании полученных данных построена модель процесса коррозии в среде соляной кислоты:

$$Y = 0,29 + 0,071X_1 + 0,008X_2 - 0,16X_3 - 0,13X_4 + 0,03X_5,$$

где Y – скорость коррозии чугуна в среде соляной кислоты, г/(м<sup>2</sup>ч).

Статистический анализ уравнения показал, что среднеквадратичная ошибка опыта составила 0,0076; коэффициент при факторе X<sub>2</sub> не значим, т.е. 0,6–1,1% Mn не оказывает существенного влияния на скорость коррозии; уравнение адекватно.

Путем подбора рационального химического состава чугуна можно снизить скорость коррозии металла [3].

Испытания на коррозионную стойкость проводили весовым методом по изменению массы образца по ГОСТ 9.905–82. В нормальных условиях (300 ч) и ускоренным методом (20 ч).

При испытании на коррозионную стойкость были выбраны наиболее сильно действующие реагенты: разбавленные растворы соляной кислоты с концентрациями 20, 50% и концентрированная кислота.

Результаты испытаний образцов различных плавок в соляной кислоте представлены в табл. 2 как средние потери в г/(м<sup>2</sup>ч) за 20 и 300 ч непрерывного испытания.

Из приведенных данных видно, что все чугуны являются достаточно устойчивыми в соляной кислоте различных концентраций, хотя введение хрома выше верхнего уровня сопровождается понижением стойкости почти в два раза. При введении титана стойкость чугуна в 50%-ном растворе улучшается и при 1% Ti последняя возрастает в три раза.

При прерывистом процессе испытания стойкость образцов всех плавок не изменяется, тогда как плавки с содержанием Ti=1% после контакта с воздухом остаются пассивными и не поддаются действию 20%-ного раствора соляной кислоты в течение длительного испытания (100 ч). При более сильной концентрации раствора (HCl – концентрированная) и при длительном испытании пассивирование после контакта с воздухом не

Таблица 1

Условия эксперимента ПФЭ 2<sup>3</sup>

Номер опыта	Химический состав				Факторы					
	C	Mn	Cr	Ti	Mo	Cu	Bi			
1	1,8	0,7	25	1	+	1,0	-	0,5	-	0,25
2					-	2,0	-	0,5	-	0,25
3					+	1,0	+	1,5	-	0,25
4					-	2,0	+	1,5	-	0,25
5					+	1,0	-	0,5	+	0,75
6					-	2,0	-	0,5	+	0,75
7					+	1,0	+	1,5	+	0,75
8					-	2,0	+	1,5	+	0,75
9									0	1,5

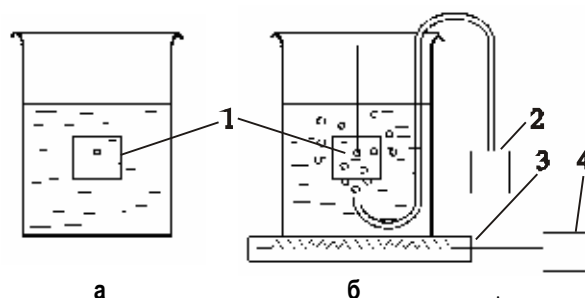


Рис. 2. Схема установок для определения коррозионной стойкости весовым методом:

а – нормальные условия; б – ускоренный метод;  
1 – испытываемый образец; 2 – компрессор подачи воздуха;  
3 – нагревательная плитка; 4 – трансформатор для регулирования температуры нагревательной плитки

является устойчивым.

Увеличение содержания титана и молибдена приводит к возрастанию химической стойкости чугуна и уменьшению времени активного действия среды. Что касается растворов большей концентрации (> 50% HCl), то скорость коррозии также уменьшается с течением времени испытания, но полная пассивность не достигается, а после 10–12 ч устанавливается более или менее постоянная скорость коррозии, порядка 0,01 г/(м<sup>2</sup>ч).

Свойства экспериментальных сплавов представлены в табл. 3.

Металлографический анализ проводили на полированных шлифах с помощью анализатора изображений Thixomet Standard.

Макроструктура. Данный чугун характеризуется крупнокристаллическим изломом, который часто имеет сильно развитую зону транскристаллизации. Будучи ферритным по своей природе, он не претерпевает превращения в твердом состоянии (за исключением превращения в карбидной фазе, которое не оказывает влияния на величину зерна), а потому его грубая первичная кристаллизация не может быть исправлена путем термической обработки. Скорость охлаждения оказывает влияние на характер кристаллизации, но это влияние незначительно. Значительно больший эффект размельчения зерна достигается при введении малых добавок элементов.

Микроструктура чугуна представлена на рис. 3. Коррозионная стойкость, а также другие свойства выше в образцах, залитых в кокиль, вследствие измельчения карбидов и более равномерного распределения в матрице. Меньшей коррозионной стойкостью обладают чугуны, залитые в сухую песчанно глинистую форму.

Таким образом, исследования позволили установить, что дополнительное легирование базового состава чугуна Ti в количестве 1%, а также Mo, Cu и V в количестве до 1% каждого способствует повышению коррозионной стойкости как в разбавленной, так и в концентрированной соляной кислотах.

#### Список литературы

1. Вдовин К.Н., Маркевич А.В., Мальхин И.А. Выбор чугуна и исследование его стойкости в расплавах хлоридов // Теория и технология металлургического производства. Магнитогорск, 2007. С. 117.
2. Маркевич А.В. Разработка нового химического состава чугуна для деталей кислотных насосов // Теория и технология металлургического производства. Магнитогорск, 2008. С. 138.
3. Вдовин К.Н., Маркевич А.В. Выбор легирующего комплекса для кислотостойких чугунов // Литейные процессы. Магнитогорск, 2009. С. 15–18.
4. Ри Э.Х. Малоуглеродистый легированный белый чугун // Литейщик России. 2004. № 1–3.

#### The bibliographic list

1. Vdovin K.N., Markevich A.V., Malyhin I.A. The choice of cast iron and research of its firmness in alloy chlorides // The theory and

Таблица 2

#### Испытание в соляной кислоте на коррозионную стойкость

Но- мер опы- та	Убыль массы, г/(м <sup>2</sup> ч)					
	300 ч			20 ч		
	HCl – 20%	HCl – 50%	HCl – конц.	HCl – 20%	HCl – 50%	HCl – конц.
1	0,0008	0,0023	0,0040	0,00065	0,0030	0,0066
2	0,0030	0,0056	0,0075	0,0007	0,0049	0,013
3	0,0010	0,0034	0,033	0,0009	–	0,050
4	0,0017	0,0042	0,010	0,0020	–	0,014
5	0,0020	0,0032	0,0153	0,0026	0,0029	0,017
6	0,0016	0,0029	0,0149	0,0015	0,0019	–
7	0,0016	0,0030	0,0117	–	0,0028	0,012
8	0,0015	0,0034	0,0140	–	0,0040	0,02

Таблица 3

#### Свойства экспериментальных сплавов

Но- мер со- става	Свойства								
	ПГФ сухая			ПГФ сырая			Кокиль		
	Ки, ед.	HR С, ед.	Микро- твер- дость, ед.	Ки, ед.	HR С, ед.	Микро- твер- дость, ед.	Ки, ед.	HR С, ед.	Микро- твер- дость, ед.
1	2,4	39,4	38,2	2,7	41,1	46,9	2,9	40,2	52,2
2	2,2	40,0	38,4	2,5	38,5	33,9	2,6	45,3	43,9
3	2,5	42,7	46,2	2,5	41,0	40,3	2,0	43,2	38,4
4	2,2	41,5	35,6	2,3	39,0	35,2	2,5	42,9	38,9

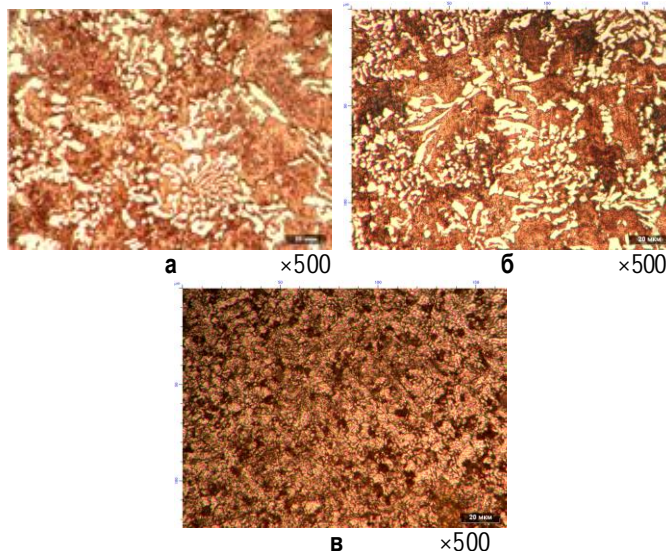


Рис. 3. Микроструктура чугуна, залитого в ПГФ сухую (а), ПГФ сырую (б) и кокиль (в)

1. Vdovin K.N., Markevich A.V., Malyhin I.A. The choice of cast iron and research of its firmness in alloy chlorides // The theory and technology of metallurgical manufacture of 2007. P. 117.
2. Markevich A.V. Working out of a new chemical compound of cast iron for details of acid pumps // The theory and technology of metallurgical manufacture of 2008. P. 138.
3. Vdovin K.N., Markevich A.V. The choice of an alloying complex for corrosion resistance iron casting properties // Foundry processes of 2009. P. 15–18.
4. Ri E.Kh. Properties of low-carbon the alloyed white cast iron // The founder of Russia of 2004. № 1–3.

## ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.777: 621.777:22

Беляев С.В.

## КИНЕМАТИКА АСИММЕТРИЧНОГО ОЧАГА ДЕФОРМАЦИИ ПРИ СОВМЕЩЕННОЙ ПРОКАТКЕ-ПРЕССОВАНИИ

Одна из основных задач кинематики в теории ОМД, в том числе и для теории процесса совмещенной прокатки-прессования (СПП), заключается в определении скорости перемещения деформируемого металла относительно инструмента. Решение данной задачи позволяет определить энергосиловые и термодинамические условия процесса деформирования, провести выбор научно обоснованных технологических и технических решений.

Процесс СПП, являясь комбинированным процессом ОМД, совмещая прокатку и прессование, несомненно, будет иметь общие и особенные кинематические характеристики в условиях осуществления пластической деформации в сравнении с данными процессами.

В работе [1] проведена экспериментально-аналитическая оценка кинематики деформируемого металла при СПП, при этом было установлено, что:

- очаг деформации на установившейся стадии деформирования состоит из следующих характерных зон – прокатки, распрессовки и прессования;
- кинематика деформируемого металла в зонах прокатки и распрессовки соответствует кинематике при прокатке в закрытых ящичных калибрах, а в зоне прессования – прессованию с активными силами трения;
- скорость деформируемого металла  $v_M$  в зоне прокатки увеличивается, достигая наибольшего значения в плоскости, проходящей через общую ось валков в момент максимального обжатия при прокатке. Далее  $v_M$  постепенно падает до момента входа в зону прессования. В зоне прессования  $v_M$  резко возрастает, достигая максимального значения на выходе из канала матрицы;
- нейтральные углы на валках  $\gamma_1$  и  $\gamma_2$  имеют разные значения и расположены симметрично относительно плоскости, проходящей через общую ось валков.

Однако в работе [1] не представлена методика расчета кинематических параметров процесса СПП.

Существующие методики нахождения скоростей перемещения деформируемого металла относительно валков при установившемся процессе прокатки основаны на условии постоянства секундных объемов, обеспечивающего сплошность деформируемого металла [2, 3]:

$$F_\varphi v_{\text{ср}\varphi} = b_\varphi h_\varphi v_{\text{ср}\varphi} = \text{const}, \quad (1)$$

где  $F_\varphi, b_\varphi, h_\varphi$  – площадь поперечного сечения, ширина и высота очага деформации под произвольным углом  $\varphi$ ;  $v_{\text{ср}\varphi}$  – средняя скорость деформируемого металла в данном сечении.

При анализе кинематических условий прокатки принимается гипотеза плоских сечений, согласно которой продольные скорости деформируемого металла в любом поперечном сечении по высоте очага деформации распределяются равномерно. Тогда на дуге контакта будет только одна точка, где скорости деформируемого металла и валков равны:

$$v_B \cos \gamma = v_{M\chi}, \quad (2)$$

где  $v_B, v_{M\chi}$  – скорость валка и продольная составляющая скорости деформируемого металла.

Положение данной точки определяется величиной нейтрального угла  $\gamma$ . При нахождении нейтрального сечения делают допущение, что угол, соответствующий точке на дуге контакта, где скорости деформируемого металла и валков равны, совпадает с углом, соответствующим точке на дуге контакта, где силы внешнего трения меняют свой знак.

Тогда скорость деформируемого металла в произвольном поперечном сечении очага деформации при прокатке будет равна

$$v_{M\varphi} = \frac{b_\gamma h_\gamma v_B \cos \gamma}{b_\varphi h_\varphi}. \quad (3)$$

С увеличением неравномерности деформации при прокатке увеличивается различие скоростей деформируемого металла по сечению очага деформации. В этом случае вводят понятие о среднем нейтральном угле, который определяется по специальным формулам [4].

Известные методики расчета кинематических параметров вполне приемлемы для выполнения практических расчетов, однако не учитывают особенности процесса СПП, что требует их развития.

Пусть при установившемся процессе СПП угловые скорости вращения –  $\omega_1$  и  $\omega_2$ , нейтральные углы на валках –  $\gamma_1$  и  $\gamma_2$  имеют разные значения и соответствуют условиям возможной реализации процесса СПП:

- положительны –  $\gamma_i \geq 0$ ;
- меньше углов захвата и положения матрицы –  $\gamma_i \leq \alpha_i$  и  $\gamma_i \leq \theta_i$ .

Проведем поперечное сечение через точку  $B$  на дуге контакта вала с вырезом (нижний валок), соответствующей нейтральному углу  $\gamma_2$  на данном валке (рис. 1).

Тогда средняя скорость деформируемого металла в этом сечении будет равна (рис. 2):

$$v_{MCP} = \frac{(v_{1X} + v_{2X})b + (v_{2X} + v_{3X})h_{\gamma_2}}{2(b + h_{\gamma_2})}, \quad (4)$$

где  $v_{1X}$ ,  $v_{2X}$ ,  $v_{3X}$  – продольные составляющие скорости деформируемого металла на границе контакта вала с выступом радиусом  $R_1$  (верхнего вала) в сечении  $AB$ , скоростей нижнего вала радиусом  $R_2$  в точках  $A$  и  $B$  соответственно:

$$v_{1X} = \frac{\omega_1 R_1 h_{\gamma_1} \cos \gamma_1}{h_{\gamma_2}}; \quad (5)$$

$$v_{2X} = \omega_2 R_2 \cos \gamma_2; \quad (6)$$

$$v_{3X} = \omega_2 (R_2 + h_{\gamma_2}), \quad (7)$$

где  $b$  – ширина калибра;  $\omega_1$  и  $\omega_2$  – угловые скорости вращения валков;  $h_{\gamma_1}$  и  $h_{\gamma_2}$  – высота сечений для нейтральных углов  $\gamma_1$  и  $\gamma_2$  соответственно.

Принимая во внимание, что текущие углы при СПП не превышают  $30^\circ$ , с достаточной точностью для практических расчетов можно записать:

$$h_{\gamma_1} = h_1 + \frac{R_1 \gamma_1^2}{2} \left( 1 + \frac{R_1}{R_2} \right); \quad (8)$$

$$h_{\gamma_2} = h_1 + \frac{R_2 \gamma_2^2}{2} \left( 1 + \frac{R_2}{R_1} \right); \quad (9)$$

Подставив в формулу (4) выражения (5)–(7), окончательно получим:

$$v_{MCP} = \frac{\omega_2 R_2}{2} \left[ \frac{\omega_1 R_1 h_{\gamma_1} \cos \gamma_1}{\omega_2 R_2 h_{\gamma_2} (1 + h_{\gamma_2}/b)} + \cos \gamma_2 + \frac{1 + h_{\gamma_2}/R_2}{1 + b/h_{\gamma_2}} \right]. \quad (10)$$

Кинематика в зоне прессования при СПП практически мало отличается от кинематики деформируемого металла при прессовании с активными силами трения. Данный вопрос достаточно подробно изучен и представлен в работах И.Л. Перлина, Л.Х. Райтбарга, В.Н. Щербы и других ученых [5, 6].

Следует отметить, что средние скорости деформируемого металла на входе в зону прессования и на выходе из канала матрицы в соответствии с условием (1) будут соответственно равны:

$$v_{пресс} = \frac{v_{MCP} h_{\gamma_2}}{h_{\gamma_3}}; \quad (11)$$

$$v_{проф} = \frac{v_{MCP} h_{\gamma_2} b}{F_{ПП}}, \quad (12)$$

где  $h_{\gamma_3}$  – высота очага деформации на входе в зону прессования;  $F_{ПП}$  – площадь поперечного сечения профиля.

В случае СПП с одним приводным валком методика расчета средней скорости деформируемого металла будет отличаться в связи с тем, что скорость вращения не приводного вала будет задаваться самой прокатываемой заготовкой. Учитывая, что нейтральный угол на приводном валке всегда будет значительно меньше, чем на не приводном валке –  $\gamma_2 < \gamma_1$ , то средняя скорость деформируемого металла в сечении для нейтрального угла  $\gamma_2$  будет равна:

$$v_{MCP} = \frac{(v_{2X} + v_{3X})b + (v_{2X} + v_{3X})h_{\gamma_2}}{2(b + h_{\gamma_2})} = \frac{v_{2X} + v_{3X}}{2}. \quad (13)$$

С учетом выражений (6) и (7) получим

$$v_{MCP} = \frac{\omega_2 R_2}{2} (\cos \gamma_2 + 1 + h_{\gamma_2}/R_2). \quad (14)$$

Угловую скорость вращения не приводного вала  $\omega_1$  определим из условия постоянства секундных объемов:

$$\omega_1 = \frac{\omega_2 R_2 h_{\gamma_2}}{2 R_1 h_{\gamma_1} \cos \gamma_1} (\cos \gamma_2 + 1 + h_{\gamma_2}/R_2). \quad (15)$$

Учитывая то, что деформации и скорости деформации неравномерно распределены по всему объему очага деформации при СПП, определим средние значения данных параметров.

Время пребывания деформируемого металла в каждой характерной зоне СПП будет равно отношению объема данной зоны к величине постоянного секундного объема:

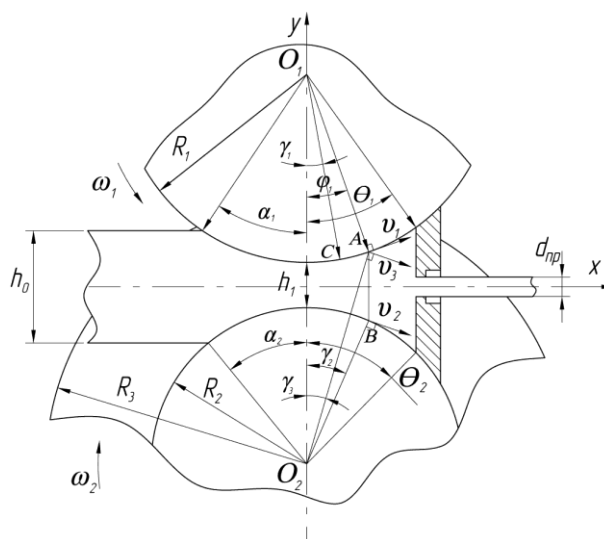


Рис. 1. Схема к расчету кинематики процесса СПП

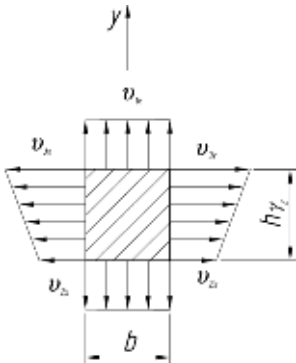


Рис. 2. Распределение продольных составляющих скоростей деформируемого металла на границе контакта с валками в нейтральном сечении, проходящем через точку В

$$\Delta \tau_i = \frac{V_i}{v_{MCP} h_{\gamma_2} b} \quad (16)$$

Тогда средняя скорость перемещения деформируемого металла в характерных зонах СПП найдем из соотношения протяженности зоны к времени пребывания деформируемого металла в ней:

$$v_{CPI} = \frac{L_i}{\Delta \tau_i} \quad (17)$$

Средняя скорость движения деформируемого металла относительно валков будет равна

на модулю разности средних скоростей деформируемого металла и валков в этой зоне:

$$\Delta v_i \left[ v_{CPI} - \frac{\omega_2 R_2}{2} \left[ \frac{\omega_1 R_1}{\omega_2 R_2 (1 + h_{CPI}/b)} + \frac{1 + h_{CPI}/R_2}{1 + b/h_{CPI}} + 1 \right] \right] \quad (18)$$

где  $h_{CPI}$  – средняя высота очага деформации в зоне.

Скорости деформации  $\xi_{CPI}$  в каждой зоне найдем, как отношение степени деформации  $e_{CPI}$  ко времени пребывания  $\Delta \tau_i$  деформируемого металла в данной зоне:

$$\xi_{CPI} = \frac{e_{CPI}}{\Delta \tau_i} \quad (19)$$

Применим разработанную математическую модель кинематики асимметричного очага деформации при СПП приводным валком для анализа кинематики процессов СПП с одним и двумя приводными валками.

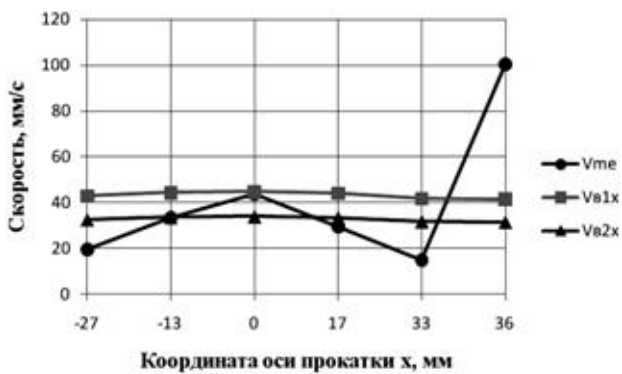
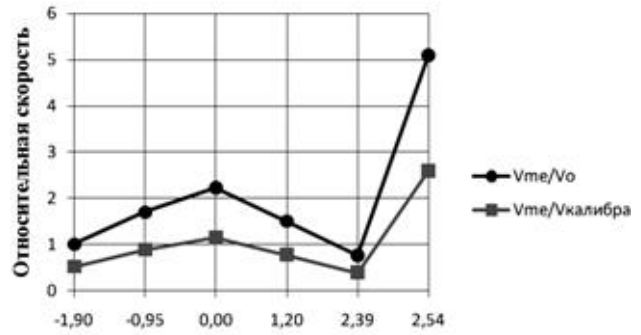


Рис. 3. Изменение скорости металла  $V_{ME}$  и проекций скоростей валков на ось прокатки  $V_{B1X}$ ,  $V_{B2X}$  вдоль очага деформации СПП с двумя приводными валками

При моделировании кинематики очага деформации в качестве исходных условий были приняты такие же условия, которые представлены в работе [1], а именно:

- радиусы валков были равны –  $R_1=107$  мм и  $R_2=81,25$  мм;
- поперечное сечение заготовки из алюминиевого сплава марки АД31 было квадратным –  $h_0=b_0=14$  мм;



Относительная координата оси прокатки  $x/h_0$

Рис. 4. Соотношение скоростей металла к начальной скорости заготовки  $V_{ME}/V_0$  и к средней скорости валков  $V_{ME}/V_{КАЛИБРА}$  в очаге деформации при СПП с двумя приводными валками

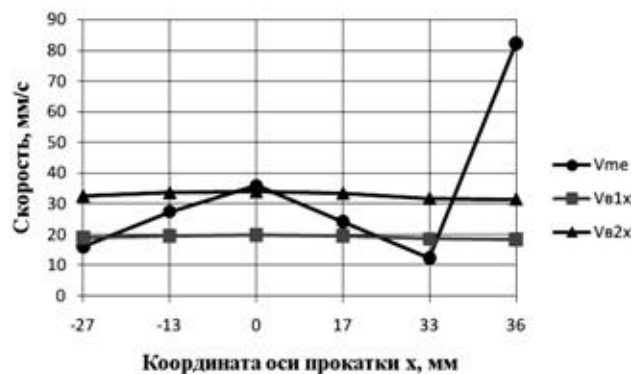


Рис. 5. Изменение скорости металла  $V_{ME}$  и проекций скоростей валков на ось прокатки  $V_{B1X}$ ,  $V_{B2X}$  вдоль очага деформации СПП с одним приводным валком

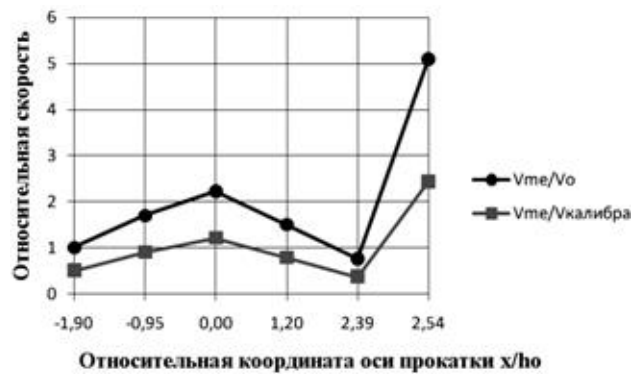


Рис. 6. Соотношение скоростей металла к начальной скорости заготовки  $V_{ME}/V_0$  и к средней скорости валков  $V_{ME}/V_{КАЛИБРА}$  в очаге деформации при СПП с одним приводным валком

- процесс прокатки проходил без заземления, т.е. заготовка и калибр имели одинаковую ширину –  $b_0=b_k$ ;
- заготовка при прокатке получала обжатие  $\varepsilon_0=55\%$  ( $h_1=6,3$  мм) и выдавливалась в пруток диаметром  $d_{пр}=7,0$  мм ( $\lambda_{пр}=6,7$ );
- матрица имела высоту  $h_M=20$  мм ( $\theta/\alpha=1,33$ );
- валки вращались со скоростью  $n_{вр}=4,0$  об/мин ( $\omega_1=\omega_2=0,42$  с<sup>-1</sup>).

По методике, представленной в работе [7], сначала определяем нейтральные углы для обоих видов СПП:

- с двумя приводными валками:  $\gamma_1=0,5^\circ$  и  $\gamma_2=8,5^\circ$ ;
- с одним приводным валком:  $\gamma_1=11,8^\circ$  и  $\gamma_2=2,0^\circ$ .

Далее проводим расчет кинематических параметров.

Результаты исследований представлены в виде графиков на рис. 3–7, анализ которых показал, что:

- общий характер изменения кинематических параметров при СПП с одним и двумя приводными валками сохраняется и графики данных зависимости подобны;
- угловая скорость вращения неподвижного валка уменьшилась более чем в два раза –  $\omega_2/\omega_1=2,2$ , поэтому абсолютные значения кинематических параметров при СПП с одним приводным валком в сравнении с двумя приводными валками снизились в 1,22 раза. Поэтому процесс СПП с одним приводным валком при одних и тех же условиях является менее производительным, чем СПП с двумя приводными валками.

Результаты теоретических исследований кинематики очага деформации при СПП практически совпали с экспериментальными данными, представленными в работе [1], что позволяет рекомендовать применение разработанной методики для анализа и практических расчетов.

#### Библиографический список

1. Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Загиров Н.Н. Комбинированные и совмещенные методы обработки цветных металлов и сплавов: монография. М.: МАКС Пресс, 2005. 344 с.
2. Целиков А.И., Никитин Г.С., Рокотян С.Е. Теория продольной прокатки. М.: Metallurgy, 1980. 320 с.
3. Грудев А.П. Теория прокатки: учебник для вузов. М.: Metallurgy, 1988. 240 с.
4. Смирнов В.К., Шилов В.А., Игатович Ю.В. Калибровка прокатных валков: учеб. пособие для вузов. М.: Metallurgy, 1987. 368 с.

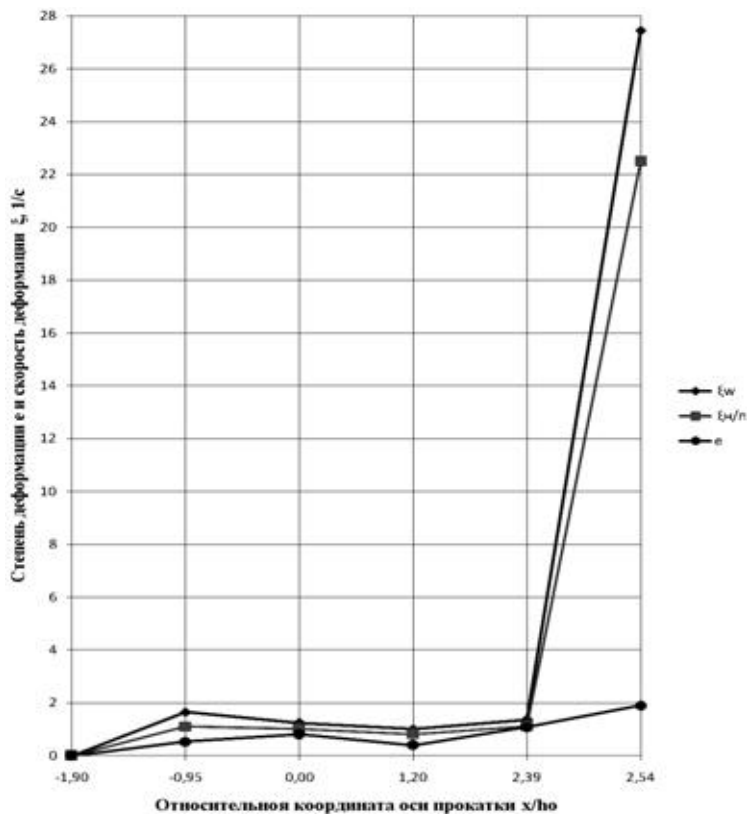


Рис. 7. Изменение степени деформации  $\varepsilon_{СПП}$  и скоростей деформации металла при СПП с двумя приводными валками  $\xi_w$  и с одним приводным валком  $\xi_n/n$  вдоль очага деформации

5. Перлин И.Л., Райтбарг Л.Х. Теория прессования металлов. М.: Metallurgy, 1975. 447 с.
6. Щерба В.Н., Райтбарг Л.Х. Технология прессования металлов: учеб. пособие для вузов. М.: Metallurgy, 1995. 336 с.
7. Беляев С.В. Статика и геометрия асимметричного очага деформации при совмещенной прокатке-прессовании // Научная жизнь. 2008. № 4. С. 14–20.

#### List of literature

1. Sidelnikov S.V., Dobzhenko N.N., Zagirov N.N. Combined and Matched Methods of Nonferrous Metal and Alloy Treatment: Monograph. Moscow: MAKS Press, 2005. 344 p.
2. Tselikov A.I., Nikitin Y.S., Rokotyan S.E. Theory of Longitudinal Rolling. Moscow: Metallurgy, 1980. 320 p.
3. Grudev A.P. Theory of Rolling: Text Book for Higher Schools. Moscow: Metallurgy, 1988. 240 p.
4. Smirnov V.K., Shilov V.A., Ignatovich Yu.V. Roll Gauging: a Manual for Higher Schools. Moscow: Metallurgy, 1987. 388 p.
5. Perlin I.L., Raibarg L.H. Theory of Metal Pressing. Moscow: Metallurgy, 1975. 447 p.
6. Sherba V.N., Raibarg L.H. Technology of Metal Pressing: a Manual for Higher Schools. Moscow: Metallurgy, 1995. 336 p.
7. Belyaev S.V. Statics and Geometry of Assymetric Deformation Area at Matched Pressing Rolling / Scientific Life. 2008. №4. P. 14–20.

Салганик В.М., Румянцев М.И., Цыбров Д.С., Соловьев А.Г.

## ПОДХОД К ВЫБОРУ РАЗМЕРОВ СЛЯБОВ ДЛЯ ШИРОКОПОЛОСНЫХ СТАНОВ ГОРЯЧЕЙ ПРОКАТКИ

При разработке решений по проектированию новых и модернизации действующих широкополосных станов горячей прокатки (ШСГП) важное значение принимает обоснованный выбор как режимов прокатки новых позиций размерного и марочного сортамента, так и определение рациональных размеров исходной заготовки (слябов). Только в этом случае будут определены достоверные значения энергосиловых и других параметров процесса, необходимых для выбора конструктивных решений оборудования стана.

Толщина сляба в значительной мере ограничивается обжимной способностью черновой группы, длиной раскатных полей между черновыми клетями, длиной промежуточного рольганга, а при прокатке тончайших полос (толщиной 2 мм и менее) также трудностями обеспечения рациональной температуры конца прокатки по всей длине полосы. На некоторых современных ШСГП для прокатки всего сортамента используют слябы только одной толщины. Такое решение позволяет, в частности, повысить эффективность обжатия сляба по ширине за счет применения калибров на валах вертикального окалиноломателя. В таком случае толщина сляба для прокатки любого профилеразмера предопределена величиной  $[H_{сл}]$ :

$$H_{сл} = [H_{сл}]. \quad (1)$$

Если стан снабжается слябами нескольких толщин, то необходимую толщину можно выбрать по соотношению

$$H_{сл} = h_k \eta_{\Sigma}, \quad (2)$$

где  $h_k$  – толщина готовой полосы, мм;  $\eta_{\Sigma}$  – суммарный коэффициент обжатия,

$$\eta_{\Sigma} = H_{сл} / h_k. \quad (3)$$

Выбранная толщина сляба должна соответствовать технической характеристике стана:

$$[H_{сл}]_{\min} \leq H_{сл} \leq [H_{сл}]_{\max}, \quad (4)$$

где  $[H_{сл}]_{\min}$  и  $[H_{сл}]_{\max}$  – наименьшая и наибольшая толщина сляба в соответствии с технической характеристикой стана.

Анализ опыта работы различных ШСГП [1–4] показал, что на 90% возможное суммарное изменение толщины сляба в линии стана обусловлено числом проходов в горизонтальных валах, прочностью стали, требуемой толщиной полосы, а также отношением ее ширины к длине бочки рабочих валков (рис. 1).

Наилучшим отображением совместного влияния

указанных факторов является зависимость:

$$\eta_{\Sigma} = 676,0 \beta_L^{-0,3299} \sigma_0^{-0,3106} h_k^{-1,0274}, \quad (5)$$

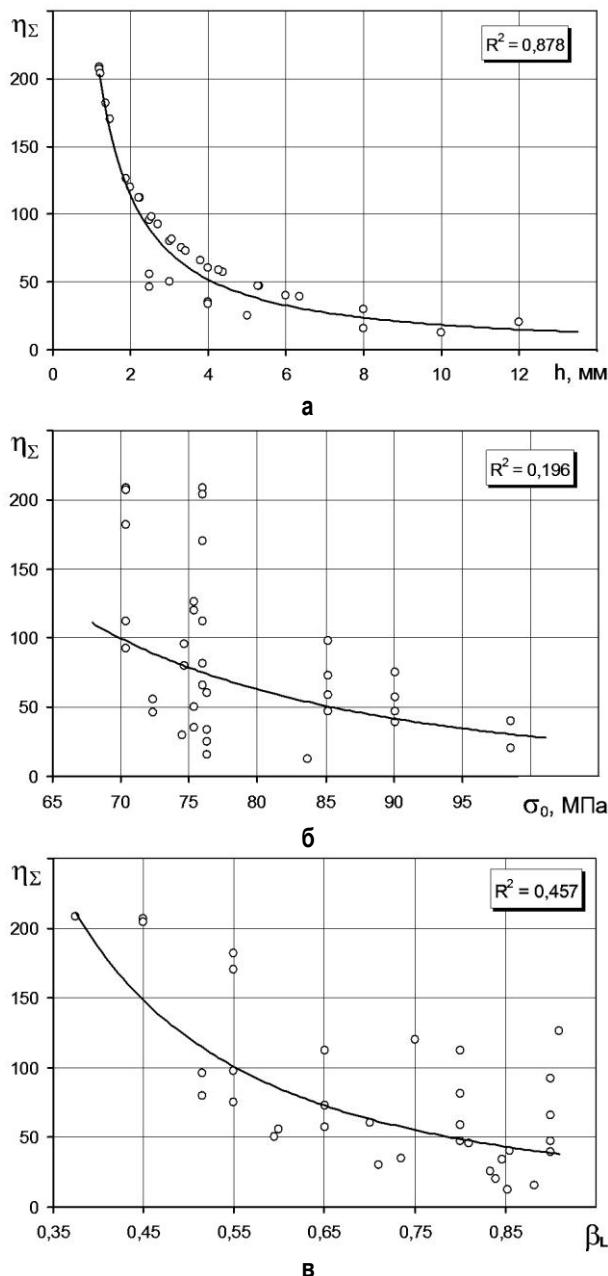


Рис. 1. Зависимость коэффициента суммарного обжатия при прокатке на ШСГП от толщины готовой полосы (а), прочности стали (б) и отношения ширины полосы к длине бочки рабочих валков (в)

где  $\beta_L$  – коэффициент использования длины бочки валков,

$$\beta_L = b_k / L_p ; \quad (6)$$

$b_k$  – ширина готовой полосы, мм;  $L_p$  – длина бочки рабочего валка, мм;  $\sigma_0$  – предел текучести материала полосы при стандартных условиях испытания (10%,  $1,0 \text{ c}^{-1}$ ,  $1000^\circ\text{C}$ ), МПа.

Величину  $\sigma_0$  целесообразно принять в качестве характеристики прочности прокатываемого металла потому, что обычно используемое для этого значение временного сопротивления разрыву в холодном состоянии не учитывает особенностей влияния параметров горячей прокатки на сопротивление сталей деформированию. Рассмотрев различные методики расчета сопротивления деформации с использованием термомеханических коэффициентов, отдали предпочтение методике Л.В. Андреюка и Г.Г. Тюленева [5]. Она рассматривает предел текучести при горячей прокатке в связи с тринадцатью химическими элементами (C, Mn, Si, Cr, Ni, W, Mo, V, Ti, Al, Co, Nb и Cu), что весьма важно для стана с относительно широким марочным сортаментом при заметных колебаниях химического состава стали от плавки к плавке.

По методике Андреюка – Тюленева зависимость истинного предела текучести  $\sigma_u$  от факторов прокатки и природы прокатываемого металла выражается формулой

$$\sigma_u = S\sigma_{od} (10\varepsilon)^b u^a \left( \frac{t}{1000} \right)^c, \quad (7)$$

а значения эмпирических коэффициентов  $a$ ,  $b$  и  $c$  вычисляются с учетом химического состава стали [5]. При подстановке в формулу (7) значений  $\varepsilon = 0,1$ ;  $u = 1 \text{ c}^{-1}$  и  $t = 1000^\circ\text{C}$  получаем, что предел текучести материала полосы при стандартных условиях испытания совпадает с величиной  $S\sigma_{od}$  и, следовательно, может быть вычислено по формуле

$$\sigma_0 = 66,8 + 0,1 \left[ \left( k'_1 X_1 + k''_1 X_1^{1,5} \right) + \dots + \left( k'_{13} X_{13} + k''_{13} X_{13}^{1,5} \right) \right], \quad (8)$$

где  $X_1, \dots, X_{13}$  – условные обозначения химических элементов.

Значения  $\sigma_0$  и реологические коэффициенты для некоторых сталей приведены в **табл. 1**.

Ширина сляба определяется, в первую очередь, необходимостью получения полосы заданной ширины  $b_k$ , которая формируется в результате последовательных обжатий вертикальными и горизонтальными валками черновых клетей и последующей прокатки с натяжением в чистой группе, где, как правило, происходит утяжка на 6–12 мм. Ширина сляба  $B_{cl}$  должна превышать ширину готовой полосы. В частности, при производстве металла с катанными кромками необходимо, чтобы ширина сляба была уменьшена не менее чем на 20 мм. Чем больше различие  $B_{cl}$  и  $b_k$ , тем выше

стабильность ширины полосы как по длине, так и в партии. Применение более широких слябов позволяет из сляба одной ширины прокатывать полосы нескольких меньших ширин, что способствует повышению производительности МНЛЗ и увеличению доли горячего посада [3, 4, 6].

Однако возможность уменьшения ширины сляба до ширины готовой полосы ограничена обжимной способностью эджеров (клетей с вертикальными валками). В первых клетях основными ограничениями являются угол захвата и момент прокатки, а в последних – устойчивость раската против поперечного изгиба в вертикальных валках. Кроме того, чем больше суммарное уменьшение ширины сляба, тем больше искажение формы концов раската (особенно переднего) после черновой группы и тем больше потери металла в концевую обрезь.

Для оценки допустимого превышения ширины сляба над шириной готовой полосы провели вычислительный эксперимент. Факторами приняли  $H_{cl}$ ,  $B_{cl}$ ,  $\sigma_0$ ,  $h_p$  и  $b_p$  (толщину и ширину промежуточного раската), а также число проходов в вертикальных валках  $N_E$ . В качестве отклика рассматривали достигнутое уменьшение ширины сляба

$$\Delta b_{E\Sigma} = B_{cl} - b_p. \quad (9)$$

Различные сочетания размеров сляба и раската обеспечили вариацию суммарного обжатия в черновой группе  $\Delta h_{R\Sigma} = H_{cl} - h_p$  в пределах от 85 до 220 мм и отношения  $B_{cl}/H_{cl}$  в пределах от 3,6 до 12,3.

Результаты эксперимента показали, что с увеличением отношения  $B_{cl}/H_{cl}$  и суммарного обжатия в черновой группе возможное уменьшение ширины сляба снижается (**рис. 2, а** и **б**). При увеличении  $B_{cl}/H_{cl}$  снижается также среднее уменьшение ширины одним эджером  $\bar{\Delta}_E$  (**рис. 2, в**), смысл которого иллюстрируется выражением

$$\bar{\Delta}_E = (\Delta b_{E\Sigma} - \Delta_{VSB}) / N_E, \quad (10)$$

где  $\Delta_{VSB}$  – уменьшение ширины вертикальным окалиноломателем.

Отмеченные тенденции не противоречат известным закономерностям формирования ширины раската в черновых группах ШСГП [7]. На основании результатов эксперимента первое приближение ширины сляба при прокатке на ШСГП можно представить в следующем виде:

$$B_{cl} \approx b_p + \Delta_{VSB} + \bar{\Delta}_E N_E. \quad (11)$$

Величины  $\Delta_{VSB}$  и  $\bar{\Delta}_E$  в формуле (11) не должны отождествляться с обжатиями в вертикальных валках. Они представляют собой своеобразные оценки, характеризующие вклад соответствующего устройства в итоговое изменение ширины сляба. Их ориентировочные значения, установленные по результатам вычислительного эксперимента, приведены в **табл. 2**.



В свою очередь, ширина раската определяет точность готовых полос и расход металла в боковую обрезь. В общем виде, на основании результатов работы [8], можно записать

$$b_p = b_k + \Delta b_F, \quad (12)$$

где  $\Delta b_F > 0$  – требуемое положительное отклонение, обеспечивающее точность ширины прокатанной полосы с учетом допуска и особенностей формирования ширины в чистовой группе клетей.

В работе [8] рекомендуется

$$\Delta b_F = \delta_{изм} + \delta_t + \delta b_F + 3\sigma_{b\sigma}, \quad (13)$$

где  $\delta_{изм}$  – припуск на ошибку измерителя ширины. При точности измерения ширины  $\pm 1$  мм,  $\delta_{изм} \approx 2$  мм;  $\delta_t$  – температурная усадка;  $\delta b_F$  – уменьшение ширины за прокатку в чистовой группе (обычно 6–12 мм);  $\sigma_{b\sigma}$  – стандартное отклонение ширины по длине для партии полос. Известно, что  $\sigma_{b\sigma}$  может колебаться от 2,7 до 4,1 мм.

Таблица 1

**Реологические характеристики некоторых сталей**

Марка стали	Содержание элементов, %										$\sigma_0$ , МПа	a	b	c
	C	Mn	Si	Cr	Ni	V	Ti	Al	Nb	Cu				
ГОСТ 9045														
08Ю	0,04	0,23	0,03	0,03	0,05	–	–	0,05	–	0,06	75,0	0,139	0,160	–3,328
08кп	0,10	0,33	0,07	0,10	0,10	–	–	0,03	–	0,15	75,5	0,146	0,162	–3,421
08пс	0,09	0,33	0,07	0,10	0,10	–	–	0,07	–	0,15	75,5	0,146	0,162	–3,421
08пс ОЦ	0,08	0,30	0,06	0,10	0,10	–	–	0,05	–	0,15	76,8	0,146	0,166	–3,510
ГОСТ13345														
08пс	0,04	0,17	0,02	0,06	0,06	–	–	0,02	–	0,1	72,3	0,137	0,146	–3,246
ГОСТ 1050														
08	0,09	0,50	0,27	0,10	0,30	–	–	0,02	–	0,30	77,7	0,162	0,161	–3,529
10	0,08	0,40	0,22	0,15	0,30	–	–	0,03	–	0,30	78,5	0,159	0,162	–3,598
15	0,16	0,50	0,27	0,25	0,30	–	–	0,02	–	0,30	79,8	0,166	0,172	–3,579
20	0,20	0,50	0,27	0,25	0,30	–	–	0,02	–	0,30	79,9	0,168	0,176	–3,593
ГОСТ 380														
Ст2пс	0,12	0,38	0,10	0,30	0,30	–	–	0,02	–	0,30	79,1	0,152	0,160	–3,602
Ст3пс	0,18	0,53	0,10	0,30	0,30	–	–	0,02	–	0,30	80,6	0,155	0,170	–3,651
Ст3Гпс	0,18	0,95	0,15	0,30	0,30	–	–	0,02	–	0,30	84,4	0,158	0,179	–3,698
ГОСТ 19281														
10ХСНД	0,11	0,70	1,0	0,75	0,65	–	–	0,04	–	0,50	91,4	0,234	0,189	–3,943
17ГС	0,18	1,25	0,5	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,30	88,3	0,187	0,199	–3,764
09Г2С	0,11	1,55	0,7	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,30	90,1	0,200	0,197	–3,757
Для судостроения по ГОСТ 5521														
А	0,18	0,70	0,25	0,30	0,40	–	–	0,04	–	0,35	85,3	0,169	0,187	–3,827
А32	0,15	1,25	0,33	0,20	0,40	–	–	0,04	–	0,35	88,4	0,173	0,193	–3,862
А36	0,15	1,25	0,33	0,20	0,40	0,10	–	0,04	0,05	0,35	88,4	0,173	0,193	–3,862
Для котлов и сосудов под давлением по ГОСТ 5520														
20К	0,20	0,50	0,23	0,25	0,25	–	–	0,05	–	0,25	82,2	0,167	0,189	–3,705
09Г2С	0,11	1,55	0,70	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,3	90,1	0,200	0,197	–3,757
10Г2С1	0,11	1,50	0,93	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,3	89,3	0,223	0,198	–3,757
16ГС	0,16	1,05	0,58	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,3	86,7	0,193	0,195	–3,724
Для мостостроения по ГОСТ 6713														
16Д	0,14	0,19	0,53	0,30	0,30	–	–	0,04	–	0,28	78,7	0,188	0,178	–3,546
10ХСНД	0,11	1,03	0,70	0,80	0,65	–	0,02	0,04	–	0,50	95,3	0,204	0,192	–3,986
15ХСНД	0,17	0,60	0,60	0,80	0,45	–	0,02	0,04	–	0,30	89,9	0,195	0,194	–3,715
Для электросварных труб по ТУ РФ														
13Г1С–У	0,13	1,40	0,50	0,30	0,30	0,03	–	0,04	–	0,03	89,6	0,175	0,206	–3,308
17Г1С–У	0,18	1,35	0,50	0,30	0,30	0,03	–	0,04	–	0,03	89,3	0,178	0,210	–3,319
10ГФБЮ	0,12	1,13	0,26	0,30	0,30	0,07	–	0,04	0,04	0,01	88,0	0,154	0,198	–3,286
Для электросварных труб по API 5L														
Х52	0,13	1,33	0,48	0,10	0,10	–	0,03	0,04	0,04	0,10	84,8	0,176	0,197	–3,422
Х56	0,13	1,33	0,48	0,10	0,10	–	0,03	0,04	0,04	0,10	84,8	0,176	0,197	–3,422
Х60	0,13	1,33	0,48	0,10	0,10	–	0,03	0,04	0,04	0,10	84,8	0,176	0,197	–3,422
Х65	0,11	1,65	0,23	0,10	0,10	0,10	0,02	0,04	0,04	0,10	87,0	0,154	0,193	–3,497
Х70	0,11	1,65	0,23	0,10	0,10	0,10	0,02	0,04	0,04	0,10	87,0	0,154	0,193	–3,497

Выбранная ширина сляба должна соответствовать технической характеристике стана:

$$[B_{сл}]_{\min} \leq B_{сл} \leq [B_{сл}]_{\max}, \quad (14)$$

где  $[B_{сл}]_{\min}$  и  $[B_{сл}]_{\max}$  – наименьшая и наибольшая ширина сляба в соответствии с технической характеристикой стана.

Длина сляба  $L_{сл}$  имеет важное значение для эффективности работы широкополосного стана горячей прокатки. В прошлом, когда ПСГП снабжались катанными слябами, для обеспечения заданной ширины раската применялась разбивка ширины в специальной уширительной клети. В таком случае  $L_{сл}$  не превышала 85–90% длины бочки валков уширительной клети. Для прокатки «напрямую» рекомендуется применять сляб максимальной длины [1, 3]. Так как в данном случае ширина сляба predetermined требуемым значением ширины готовой полосы, увеличение его массы, что способствует повышению эффективности использования ПСГП (рис. 3), возможно только за счет увеличения длины.

Сегодня большинство работающих ПСГП снабжаются литыми слябами и в прокатке с разбивкой ширины нет необходимости. Однако масса рулона  $G_p$  прокатанной полосы определяется требованиями конкретного заказа. В таком случае длину сляба следует выбирать из условия, что его масса равна требуемой массе рулона:

$$L_{сл} = \frac{k_p G_p}{B_{сл} H_{сл} \rho_{сл}}, \quad (15)$$

где  $\rho_{сл}$  – удельная масса (плотность) стали. Для литых слябов  $\rho_{сл} \approx 7820 \text{ кг/м}^3$ , для катаных  $\rho_{сл} \approx 7850 \text{ кг/м}^3$ ;  $k_p$  – расходный коэффициент металла в линии ПСГП:

$$k_p \approx 1,057 + 0,0014h_k - 0,0013 \frac{G_p}{b_k}. \quad (16)$$

При выполнении расчетов по формуле (16) значение  $h_k$  должно быть выражено в миллиметрах,  $G_p$  – в тоннах и  $b_k$  – в метрах.

Выбранная длина сляба должна соответствовать технической характеристике стана:

Таблица 2

Составляющие изменения ширины сляба  $\Delta_{VSB}$  и  $\bar{\Delta}_E$ , мм

$\sigma_0$ , МПа	$\Delta_{VSB}$	$\bar{\Delta}_E$	$\Delta_{VSB}$	$\bar{\Delta}_E$	$\Delta_{VSB}$	$\bar{\Delta}_E$	$\Delta_{VSB}$	$\bar{\Delta}_E$	$\Delta_{VSB}$	$\bar{\Delta}_E$
	при $B_{сл}/H_{сл}$									
	3,0–4,5		4,5–6,0		6,0–7,5		7,5–9,0		более 9	
Менее 80	80 60	12	55 40	8	45 35	7	35 25	5	25 15	3
Не менее 80	60 45	10	45 35	6	40 30	5	30 20	4	20 10	3

В числителе – при обжатии в черновом окатиноломателе с калиброванными валками, в знаменателе – с гладкими валками.

$$[L_{сл}]_{\min} \leq L_{сл} \leq [L_{сл}]_{\max}, \quad (17)$$

где  $[L_{сл}]_{\min}$  и  $[L_{сл}]_{\max}$  – наименьшая и наибольшая длина сляба в соответствии с технической характеристикой стана.

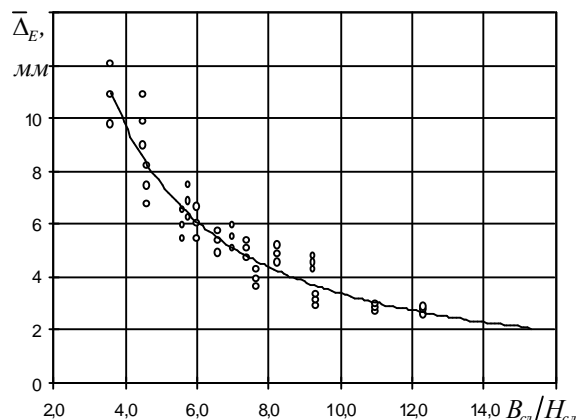
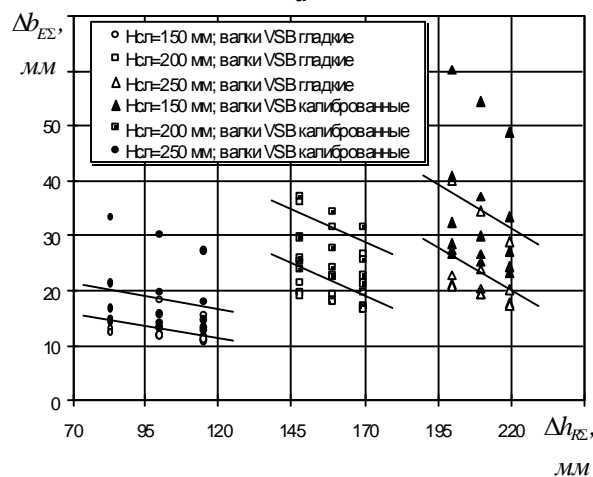
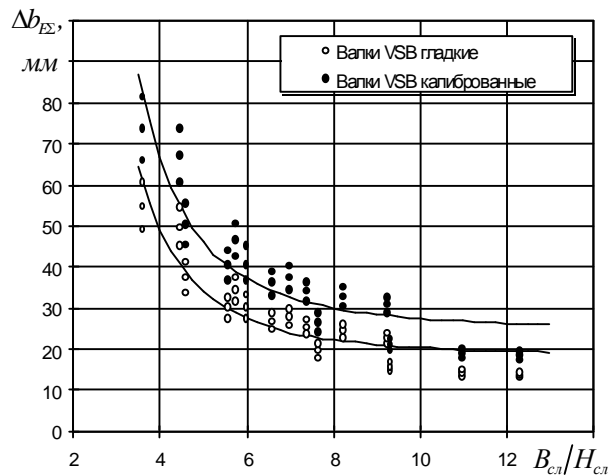


Рис. 2. Влияние факторов черновой прокатки на итоговое изменение ширины сляба (а, б) и среднее уменьшение ширины одним эджером (в): VSB – вертикальный окатиноломатель

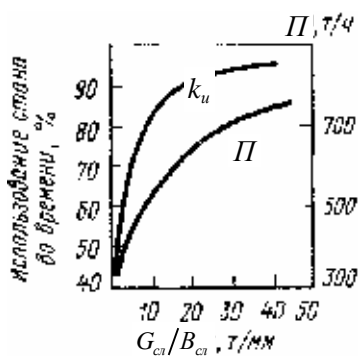


Рис. 3. Влияние удельной массы сляба на некоторые показатели эффективности работы ШСГП [3]: П – производительность;  $k_u$  – коэффициент использования стана

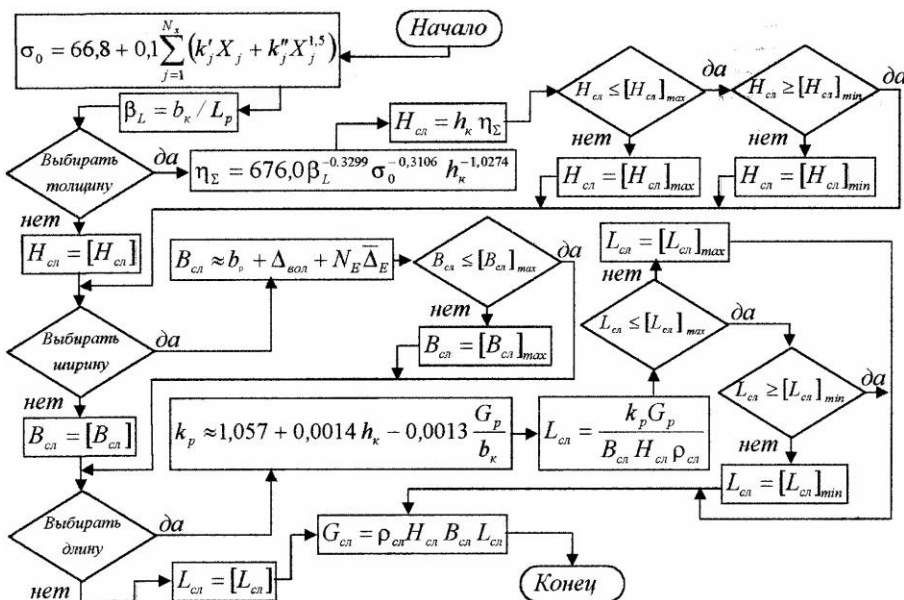


Рис. 4. Алгоритм выбора первого приближения параметров сляба для прокатки на ШСГП

Другим, не менее существенным ограничением длины сляба может быть условие размещения раската на промежуточном рольганге. Если ШСГП снабжен промежуточным перемоточным устройством (ППУ) и оно используется, указанное ограничение не проявляется. В случае же передачи прямого раската его длина  $l_p$  должна быть меньше длины промежуточного рольганга  $x_{RF}$ , как минимум, на величину  $L_{торм} = 15-20$  м, которая учитывает необходимость торможения раската перед летучими ножницами до скорости задачи в чистовой окалиноломатель. В данном случае максимальная допустимая длина раската

$$[l_p]_{\max} = x_{RF} - 20. \tag{18}$$

Фактическая длина раската определяется условием постоянства объема

$$l_p = \frac{H_{сл} B_{сл} L_{сл} \rho_{сл}}{h_p b_p \rho_p}. \tag{19}$$

При использовании катаного сляба отношение  $\rho_{сл} / \rho_p = 1$ . Если применяется литой сляб, то  $\rho_{сл} / \rho_p = 7,82 / 7,85 = 0,996$ . Таким образом, при расчете первого приближения длины промежуточного раската изменениями удельной массы сляба в черновой группе можно пренебречь.

Превышение ширины раската над шириной готовой полосы  $\Delta b_f$  рекомендуется находить по зависимости (13).

При передаче прямого раската его длина должна быть ограничена. Максимальное допустимое значение  $[l_p]_{\max}$  принимается в соответствии с зависимостью (18).

Учитывающий отмеченные выше особенности алгоритм выбора первого приближения параметров сляба как исходной заготовки для прокатки на ШСГП изображен в виде блок-схемы (рис. 4). Формула для

определения  $\sigma_0$ , приведенная на блок-схеме, представляет собой сокращенную запись выражения (8). Здесь  $j$  – условный номер элемента химического состава в соответствии с [5],  $N_x$  – количество элементов.

Применение указанных зависимостей и алгоритма выбора первого приближения параметров сляба в модуле расчета технологических параметров алгоритма поиска структурно-компоновочных решений [9] позволило, в частности, найти более эффективный вариант компоновки черновой группы для проекта реконструкции ШСГП 2500 ОАО «ММК», который уже реализуется.

Список литературы

1. Коновалов Ю.В., Налча Г.И., Савранский К.Н. Справочник прокатчика. М.: Металлургия, 1977. 312 с.
2. Фомин Т.Г., Дубейковский А.В., Гринчук П.С. Механизация и автоматизация широкополосных станов горячей прокатки. М.: Металлургия, 1979. 232 с.
3. Горячая прокатка широких полос / В.Н. Хлопонин, П.И. Полухин, В.И. Погорельский, В.П. Полухин. М.: Металлургия, 1991. 198 с.
4. Коновалов Ю.В. Справочник прокатчика: справочное издание: в 2 кн. Кн. 1. Производство горячекатаных листов и полос. М.: Теллотехник, 2008. 640 с.
5. Андreyк Л.В., Тюленев Г.Г. Аналитическая зависимость сопротивления деформации металла от температуры, скорости и степени деформации // Сталь. 1972. № 6. С. 825-828.
6. Физическое моделирование процесса прокатки в вертикальных валах черновой группы стана 2000 г.п. / В.М. Салганик, В.П. Манин, А.Г. Соловьев, Е.В. Тюрин, А.В. Прач // Вестник МГТУ. 2003. № 3. С. 14-15.
7. Павельски О., Пибер В. Возможные пределы деформации по ширине при плоской горячей прокатке // Черные металлы. 1985. № 17. С. 3-11.
8. Технологические основы автоматизации листовых станов / Ю.В. Коновалов, А.П. Воропаев, Е.А. Руденко и др. Киев: Техника, 1981. 128 с.
9. Основные принципы алгоритмизации поиска структурно-компоновочных решений по модернизации широкополосных станов

горячей прокатки / Салганик В.М., Соловьев А.Г., Цыбров Д.С., Румянцев М.И.; ГОУ ВПО «Магнитогорск.гостехн.ун-т». Магнитогорск, 2009. 9 с.: ил. Библиогр. 5 назв. Деп. в ВИНТИ. 08.12.2009. № 780 – В 2009.

## List of literature

1. Konovalov U.V., Nalcha G.I., Savranskiy K.N. Reference of rollerman. M.: Metallurgy, 1977. 312 p.
2. Fomin T.G., Dubeykovskiy A.V., Grinchuk P.S. Mechanization and automation of hot strip mills. M.: Metallurgy, 1979. 232 p.
3. Hot rolling of wide strip/ V.N. Hloponin, P.I. Poluhin, V.I. Pogorjelskiy, V.P. Poluhin. M.: Metallurgy, 1991. 198 p.
4. Konovalov U.V. Reference of rollerman. Reference edition in 2 books. Book 1. Manufacture of hot-rolling sheets and strips. «Heating engineer», 2008. 640 p.
5. Andreuk L.V., Tulenev G.G. Analytical dependence of resistance of metal from temperature, speed and extent of deformation // Steel. 1972. № 6. P. 825–828.
6. Physical modeling of roll process in vertical rolls of mill 2000 / V.M. Salganik, N.P. Manin, A.G. Solovjev, E.V. Turin, A.V. Pratch // Vestnik MSTU. 2003. № 3. P. 14–15.
7. Pavelskiy O., Piber V. Possible limits of deformation by width in flat hot rolling // Black metals. 1985. № 17. P. 3–11.
8. Technological fundamentals of automation of rolling mills / U.V. Konovalov, A.P. Voropaev, E.A. Rudenko. Kiev: Engineering, 1981. 128 p.
9. The main principles of algorithm for searching structural decisions in modernization hot rolling mill/ Salganik V. M., Tsybrov D.S., Solovyov A.G., Rymantsev M.I.; The State Education Institution of Higher Professional Education «Magnitogorsk State Technical University named of after G.I. Nosov». Magnitogorsk, 2009. 9 p.: fig.1. Bibliogr. 9 items. Rus. Manuscript in VINITI. 08.12.2009, № 780 – В 2009.

УДК 621.778

Ульянов А.Г.

## МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ДЛЯ РАСЧЁТА ДИАМЕТРА КАЛИБРУЮЩЕГО ПОЯСКА ВОЛОКИ С УЧЁТОМ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ТРЕБУЕМЫХ ПРЕДЕЛЬНЫХ ОТКЛОНЕНИЙ КАЛИБРОВАННОЙ СТАЛИ

Обеспечение точности размеров поперечного сечения калиброванной стали является комплексной задачей, при решении которой необходимо рассматривать вопросы определения диаметра калибрующей зоны волок с учетом обеспечения требуемых предельных отклонений и прогнозирования величины упругого последствия металла.

Из практики производства известно, что диаметр калиброванной стали после волочения несколько больше диаметра калибрующего пояска волокна в ненагруженном состоянии вследствие явления упругого последствия [1, 2]. Не зная величины упругого последствия в процессе волочения, сложно изготовить волочильный инструмент рациональных размеров с учетом обеспечения требуемых предельных отклонений профиля и максимальной продолжительности рабочей кампании инструмента. Необоснованный выбор диаметра калибрующего пояска волокна приводит к быстрому выходу размеров калиброванной стали из поля допусков, определяемых стандартами вследствие износа инструмента; уменьшению рабочей кампании воло-

кочильного инструмента; более частой перешлифовке и перевалке волок, а следовательно, к снижению коэффициента использования волочильного оборудования.

С учётом предельного отклонения калиброванной стали согласно требованиям стандартов диаметр калибрующего пояска монолитной волокна может быть определен по выражению [3]

$$d_k = d_1 - h - \lambda, \quad (1)$$

где  $d_k$  – диаметр калибрующего пояска волокна;  $d_1$  – номинальный диаметр калиброванной стали;  $h$  – предельные отклонения по диаметру калиброванной стали согласно ГОСТ 7417;  $\lambda$  – величина упругого последствия металла. Из этого выражения для расчёта диаметра калибрующего пояска волокна неизвестным параметром является величина упругого последствия металла  $\lambda$  (см. рисунок). Актуальность разработки аналитической модели для расчёта величины упругого последствия определяется тем, что в научнотехнической литературе ещё нет необходимых обобщений материалов по вопросу количественной оценки величины упругого последствия, полученных расчётным или опытным путём, а ценные факты, наблюдаемые в производственных условиях, часто становятся достоянием рабочих-умельцев и не доходят до технологических бюро.

В промышленных условиях формирование точности размера калиброванной стали и подбор соответствующего диаметра волокна всё еще в значительной степени зависит от квалификации и опыта волочильщика, а каждое предприятие владеет в этой области своими методиками и ноу-хау [4, 5].

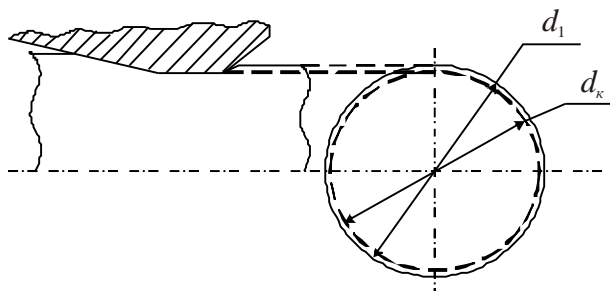


Схема упругого последствия металла

Для аналитического определения упругого последствия металла при калибровании используем энергетический подход, предложенный в работе [6], к определению остаточных напряжений, формируемых в процессе пластического деформирования. В соответствии с этим подходом потенциальную энергию остаточных напряжений определим как долю энергии пластического деформирования:

$$U_0 = \psi \cdot U_D, \quad (2)$$

где  $U_D$  – энергия пластического деформирования;  $\psi$  – коэффициент, определяющий долю энергии остаточных напряжений;  $U_0$  – потенциальная энергия остаточных напряжений.

Величину энергии пластического деформирования определяли с учетом технологических параметров волочения калиброванной стали:

$$U_D = S \int_0^\varepsilon \sigma_S d\varepsilon, \quad (3)$$

где  $\sigma_S$  – сопротивление деформации обрабатываемого материала;  $\varepsilon$  – степень деформации;  $S$  – площадь поперечного сечения калиброванной стали.

Потенциальная энергия упругих остаточных напряжений может быть найдена из выражения

$$U_0 = \frac{1}{2} \int_V \sigma_{ij} \varepsilon_{ij} dV, \quad (4)$$

где  $\sigma_{ij}$  – компоненты тензора напряжений;  $\varepsilon_{ij}$  – компоненты тензора упругих деформаций;  $V$  – объём металла.

Из решения системы дифференциальных уравнений равновесия осесимметричной задачи теории упругости получили компоненты тензора остаточных напряжений [7]:

$$\begin{aligned} \sigma_r &= \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (\bar{r}^2 - 1); \\ \sigma_\theta &= \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (3 \cdot \bar{r}^2 - 1); \\ \sigma_z &= \frac{\bar{a}_1}{2} (2 \cdot \bar{r}^2 - 1), \end{aligned} \quad (5)$$

где  $\sigma_r$ ,  $\sigma_\theta$  и  $\sigma_z$  – радиальные, окружные и осевые остаточные напряжения;  $\bar{r} = r_1/r_k$ ;  $r_k$  – калибрующий радиус волокна;  $r_1$  – текущая координата в получаемом сечении калиброванной стали;  $\mu$  – коэффициент Пуассона;  $\bar{a}_1$  – параметр, определяли как

$$\bar{a}_1 = \sqrt{\frac{24\mu^2}{1-\mu^2} E\psi\sigma_{Scp} \left( \ln \delta + \frac{4}{3\sqrt{3}} \operatorname{tg} \alpha_B \right)},$$

где  $\delta$  – вытяжка за проход;  $E$  – модуль упругости материала прутка;  $\mu$  – коэффициент Пуассона;  $\sigma_{Scp}$  –

среднее значение сопротивления деформации,  $\alpha_B$  – полуугол канала волокна.

После выхода стали из калибрующего пояса волокна наблюдается зона разгрузки, где происходит упругое последствие металла. Это явление объясняется мгновенно возрастающими после снятия нагрузки радиальными напряжениями, которые после выхода металла из калибрующего пояса на некоторый момент становятся растягивающими [8]. Так как в момент разгрузки деформация прутка носит упругий характер, то перемещение поверхностных слоев металла в соответствии с геометрическими уравнениями Коши описывали выражением

$$f(r) = \varepsilon_\theta \cdot r_1, \quad (6)$$

где  $\varepsilon_\theta$  – окружная деформация;  $r_1$  – текущая координата точки поверхности прутка.

В соответствии с законом Гука, имеем

$$\varepsilon_\theta = \frac{1}{E} (\sigma_\theta - \mu (\sigma_r + \sigma_z)). \quad (7)$$

Подставляя компоненты тензора остаточных напряжений (5) в выражение (7), с учётом соотношения (6) получили, что

$$\begin{aligned} f(r) &= \frac{r_1}{E} \left( \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (3\bar{r}^2 - 1) - \right. \\ &\left. - \mu \left( \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (\bar{r}^2 - 1) + \frac{\bar{a}_1}{2} (2\bar{r}^2 - 1) \right) \right). \end{aligned} \quad (8)$$

В конечный момент разгрузки функцию  $f(r)$  определяли как

$$f(r) = r_1 - r_k.$$

Тогда

$$\begin{aligned} r_1 - r_k &= \frac{r_1}{E} \left( \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (3\bar{r}^2 - 1) - \right. \\ &\left. - \mu \left[ \frac{\bar{a}_1}{4\mu} (\bar{r}^2 - 1) + \frac{\bar{a}_1}{2} (2\bar{r}^2 - 1) \right] \right). \end{aligned} \quad (9)$$

Разделив выражение (9) на  $r_k$  с учетом  $\bar{r} = r_1/r_k$ , после преобразований получили, что

$$A\bar{r}^3 + B\bar{r} - 1 = 0, \quad (10)$$

где  $A, B$  – параметры,

$$\begin{aligned} A &= \frac{\bar{a}_1}{4E} - \frac{3}{4} \frac{\bar{a}_1}{\mu E} - \frac{\bar{a}_1 \mu}{E}; \\ B &= \frac{\bar{a}_1}{4\mu E} - \frac{\bar{a}_1}{4E} + \frac{\bar{a}_1 \mu}{2E} + 1. \end{aligned}$$

Уравнение (10) решали по методу Кардано, в результате имеем три действительных корня, но физическому смыслу задачи удовлетворяет только один

$$\bar{r} = 2\sqrt{-\frac{B}{3A}} \cos\left\{\frac{1}{3} \arctg\left[2A\sqrt{-\left(\frac{1}{(2A)^2} + \left(\frac{B}{3A}\right)^3}\right)} + \frac{5\pi}{3}\right]\right\}. \quad (11)$$

Величина упругого последействия металла при калибровании (см. рисунок) может быть найдена

$$\lambda = d_1 - d_k \quad 2r_1 - 2r_k \quad 2r_k \left(\frac{r_1}{r_k} - 1\right) \quad d_k = (\bar{r} - 1). \quad (12)$$

Подставляя выражение (11) в уравнение (12), получаем формулу для расчёта величины упругого последействия металла при калибровании

$$\lambda = d_k \left\{ 2\sqrt{-\frac{B}{3A}} \cos\left\{\frac{1}{3} \arctg\left[2A\sqrt{-\left(\frac{1}{(2A)^2} + \left(\frac{B}{3A}\right)^3}\right)} + \frac{5\pi}{3}\right]\right\} - 1 \right\}. \quad (13)$$

Проведены сравнения результатов расчёта по формуле (13) и результатов практических замеров величины упругого последействия металла при калибровании для различных технологических факторов процесса (см. таблицу). По результатам расчётов была получена хорошая сходимость величины упругого последействия металла, рассчитанная по полученной модели (13), с практическими замерами, величина ошибки не превышала 6,7%.

Подставляя полученную величину упругого последействия металла при калибровании (13) в выражение (1), получаем необходимый диаметр калибрующего пояска волокна для обеспечения требуемой точности производимой калиброванной стали с учётом требуемых предельных отклонений по диаметру.

$$d_k = d_1 - h - d_k \left( 2\sqrt{-\frac{B}{3A}} \times \cos\left\{\frac{1}{3} \arctg\left[2A\sqrt{-\left(\frac{1}{(2A)^2} + \left(\frac{B}{3A}\right)^3}\right)} + \frac{5\pi}{3}\right]\right\} - 1 \right);$$

$$d_k = \frac{d_1 - h}{2\sqrt{-\frac{B}{3A}} \cos\left\{\frac{1}{3} \arctg\left[2A\sqrt{-\left(\frac{1}{(2A)^2} + \left(\frac{B}{3A}\right)^3}\right)} + \frac{5\pi}{3}\right]\right\}}.$$

Использование полученной модели позволит обоснованно управлять выбором диаметров волок в зависимости от технологических факторов процесса волочения калиброванной стали, получать готовую продукцию с требуемыми предельными отклонениями и увеличить рабочую кампанию волочильного инструмента.

Результаты сравнительного расчёта

Параметры калибрования	Величина упругого последействия стали, мм		Ошибка, %
	по опытным данным	по формуле (13)	
$d_0 = 15 \text{ мм}, \varepsilon = 12\%, \sigma_{\varphi} = 450 \text{ МПа}, \alpha_B = 8^\circ$	0,03	0,028	6,7
$d_0 = 20 \text{ мм}, \varepsilon = 13\%, \sigma_{\varphi} = 455 \text{ МПа}, \alpha_B = 8^\circ$	0,04	0,042	5,0
$d_0 = 25 \text{ мм}, \varepsilon = 15\%, \sigma_{\varphi} = 600 \text{ МПа}, \alpha_B = 9^\circ$	0,08	0,075	6,2
$d_0 = 30 \text{ мм}, \varepsilon = 15\%, \sigma_{\varphi} = 400 \text{ МПа}, \alpha_B = 9^\circ$	0,06	0,064	6,7
$d_0 = 35 \text{ мм}, \varepsilon = 15\%, \sigma_{\varphi} = 800 \text{ МПа}, \alpha_B = 9^\circ$	0,14	0,131	6,4

Список литературы

- Перлин И.Л., Ерманок М.З. Теория волочения. М.: Металлургия, 1971. С. 447.
- Технологические аспекты производства калиброванного металла со спец иальной отделкой поверхности / Корчунов А.Г., Пивоварова К.Г., Андреев В.В. и др. // Вестник МГТУ. 2005. № 1. С. 46–44.
- Шефтель Н.И. Производство стальных калиброванных прутков. М.: Металлургия, 1970. С. 432.
- Гун Г.С., Корчунов А.Г., Ульянов А.Г. Формирование точности размеров профиля при калибровании стали в монолитной волоке // Производство конкурентоспособных метизов: сб. науч. трудов / под ред. А.Д. Носова. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2007. № 2. С. 33–37.
- Судзуки К. Технология производства холоднотянутой калиброванной стали // Tokushuko Special Steel. 2006. № 2. С. 39–41.
- Тепловые процессы при обработке металлов и сплавов давлением / Яловой Н.И., Тылкин М.А., Полухин П.И., Васильев Д.И. М.: Металлургия, 1986. С. 168.
- Колмогоров Г.Л., Куралова Н.А., Каменев С.А. Остаточные напряжения и предельная деформируемость при волочении осесимметричных изделий // Изв. вузов. Черная металлургия. 1996. № 5. С. 31–34.
- Корчунов А.Г., Пивоварова К.Г., Ульянов А.Г. Определение параметров волочильного инструмента с учётом деформационной специфики обработки калиброванной стали // Производство конкурентоспособных метизов: сб. науч. трудов / под ред. А.Д. Носова. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. № 3. С. 35–38.

List of literature

- Perlin I.L., Ermanok M.Z. Theor of a drawing. M.: Metallurgy, 1971. P.447.
- Technological aspects of manufacture of the calibrated metal with special furnish of a surface. // Korchunov A.G., Pivovarova K.G., Andreev V.V., and others// The Bulletin of MSTU named after G.I. Nosov. Magnitogorsk, 2005. №1. P. 46–49.
- Shevtel N.I. Manufacture of the steel calibrated wire. M.: Metallurgy, 1970. P. 432.
- Gun G.S., Korchunov A.G., Uljanov A.G. Formation of dimensional accuracy of a profile at calibration of steel in a monolithic whirtle plate. // Manufacture of a competitive metalware: Collector of proceedings under edition A.D. Nosov. Magnitogorsk: «MSTU», 2007. № 2. P. 33–37.
- Sudzuki K. Manufacture of the cold-drawn calibrated steel. // Tokushuko Special Steel. 2006.

6. Thermal processes at machining metals and alloys pressure. Jalovoj N.I., Tytkin M.A., Poluhin P.I. M.: Metallurgy, 1986. P. 168.
7. Kolmogorov G.L., Kurapova N.A., Kamnev S.A. Residual stress and a limiting deformability at a drawing of axisymmetric products. // News of high schools Ferrous metallurgy. 1996. № 5. P. 31–34.
8. Korchunov A.G., Pivovarova K.G., Uljanov A.G. Definition of parameters of the drawing tool in view of deformation specificity of machining of the calibrated steel. // Manufacture of a competitive metalware: Collector of proceedings under edition c.t.s. A.D. Nosov. Magnitogorsk: «MSTU», 2009. №3. P. 35–38.

УДК 621.771. 07

Белевский Л.С., Исмагилов Р.Р., Москвин В.М.

## ВЛИЯНИЕ СКЛАДКИ НА ПОЛОСЕ НА НАПРЯЖЕНИЯ В ВАЛКАХ КЛЕТЕЙ КВАРТО СТАНОВ ХОЛОДНОЙ ПРОКАТКИ

При порывах полосы и попадании в валки тройной складки существенно меняется напряженное состояние валков, что может явиться причиной их повреждения или разрушения [1]. Влияние складки на полосе исследовалось поляризационно-оптическим методом [2], однако каких-либо расчетов с использованием возможностей систем компьютерной математики не проводилось. Одним из способов уменьшения повреждений валков от наваров является выбор валковых материалов, в значительно меньшей степени подверженных этому дефекту. Однако выбор новых материалов требует знания рабочих напряжений, которым они будут подвержены. В данной работе рассмотрено влияние прохождения тройной складки через клетки непрерывного стана 400 холодной прокатки на напряженное состояние валков.

Обычно наибольшие удельное и полное давления металла на валки имеет место при прокатке тонкой полосы в последних клетях стана, либо при прокатке холоднокатаного металла без предварительной термической обработки (второй проход). Из технологической карты режимов холодной прокатки низкоуглеродистой ленты на 4-клетевом непрерывном стане 400 были выбраны для сравнения два режима. Они приведены в **таблице**.

Рассмотрим силовые параметры прокатки отожженного металла в четвертой клетки. Примем входную и выходную толщину полосы  $h_0=0,28$  мм,  $h_1=0,2$  мм, переднее и заднее натяжение  $T_0=13$  кН,  $T_1=10$  кН, диаметр рабочего валка  $D=200$  мм, коэффициент трения  $\mu=0,07$ , материал – отожженная сталь 08кп. Закон упрочнения прокатываемого металла выразим следующей зависимостью:  $\sigma_T = \sigma_{0T} + a \cdot \varepsilon^b$  [3]. Для стали 08кп:  $\sigma_{0T}=23$ ,  $a=3,4$ ,  $b=0,6$ . При этих коэф-

фициентах  $\sigma_T$  получается в кгс/мм<sup>2</sup>, поэтому вычисленные значения  $\sigma_T$  следует переводить в Н/мм<sup>2</sup>. В результате решения уравнения прокатки получена эпюра контактного давления металла на валки и полное давление  $P_{нач}=1,6326$  МН. Методика интегрирования уравнения прокатки будет изложена ниже.

Рассмотрим теперь силовые параметры прокатки складки тройной толщины из отожженного металла в четвертой клетки, т.е. положим далее, что порыв полосы произошёл в третьем межклетевом промежутке. Отожженная лента за третьей клетью имеет относительное

$$\text{обжатие } \varepsilon = \frac{(h_0 - h_1)}{h_0} \cdot 100 = \frac{0,8 - 0,28}{0,8} \cdot 100 = 65\% \quad \text{и}$$

новую толщину  $h_0' = 3h_0$ . Чтобы полоса толщины  $h_0'$  имела относительное обжатие  $\varepsilon=65\%$ , она должна быть прокатана из полосы условной толщины  $h_{00}$ , которая находится из следующего условия:

$$\frac{(h_{00} - 3 h_1)}{h_{00}} 100 = \varepsilon. \quad (1)$$

По формуле (1) находим  $h_{00} = 3h_1 / (1 - \varepsilon/100) = 2,4$  мм.

Прокатка складки толщиной  $h_0 = 0,84$  мм при неизменном положении валков приведёт к увеличению давления металла на валки, оно станет равным  $P_{кон}$ . За счёт пружины клетки зазор между рабочими валками также увеличится; увеличится и толщина полосы на выходе из клетки до толщины  $h_1'$ . Новую толщину полосы  $h_1'$  найдём следующим образом. Примем (зададим) увеличение толщины полосы на выходе из клетки равным  $\Delta h_1$ . Тогда новая толщина полосы на выходе  $h_1' = h_1 + \Delta h_1$ . При известной входной  $h_0'$  и выходной  $h_1'$  толщине полосы решим уравнение прокатки и определим давление металла на валки  $P_{кон}$ . Определим приращение толщины полосы  $\Delta h_2 = (P_{кон} - P_{нач}) / C$ , где  $C$  – жёсткость прокатной клетки. По данным работы [4] жёсткость прокатной клетки  $C = 20 - 30$  МН/мм. В расчётах примем  $C = 25$  МН/мм. Если приращения  $\Delta h_1$  и  $\Delta h_2$  совпадают, то приращение  $\Delta h_1$  принято правильно, если нет, то принимают новое значение для  $\Delta h_1$ . Для рассматриваемого случая  $\Delta h_1$  оказалась равной 0,2835 мм, а  $h_1' = 0,4835$  мм. В результате расчёта получены следующие данные: среднее давление в очаге деформации  $p_{cp} = 1080$  Н/мм<sup>2</sup>, длина дуги деформации  $l = 7,2146$  мм. Давление металла на валки

Сравниваемые режимы обжатий

Вид заготовки и размеры, мм	Размер готовой ленты, мм	Обжатие по клетям, мм				Рекомендуемые натяжения ленты Н, 10 <sup>4</sup>	
		1	2	3	4	2-3	3-4
Отожженная 0,8×300	0,2×300	0,59	0,4	0,28	0,2	1,7-2,2	1,3-1,6
Холоднокатаная 0,8×300	0,28	0,59	0,45	0,34	0,28	2,2-2,7	1,6-2,0

$P_{\text{кон}}=2,343$  МН. Момент прокатки на один сплюснутый валок  $M_{\text{пр}}=5440$  Н·м.

Рассмотрим силовые параметры прокатки холоднокатаного металла в четвёртой клетке. По данным из технологической карты общее относительное обжатие полосы  $\varepsilon=86\%$ . Конечная толщина полосы  $h_1=0,28$  мм. По величине общего обжатия находим начальную толщину полосы, т.е. толщину при нулевом обжатии  $\varepsilon/100=(h_0-h_1)/h_0$  и  $h_0=2$  мм. Таким образом, в начале полоса прокатывалась с толщины 2 мм на толщину 0,8 мм, а затем с 0,8 на 0,28 мм. Это обеспечивает общее обжатие в 86% и обжатие за проход – 65%. Толщина полосы перед четвёртой клетью  $h_0=0,34$  мм. Она получила предварительное обжатие  $\varepsilon=(h_0-h_0)/h_0 \cdot 100=83\%$ . Как и в первом случае, по известным значениям входной и выходной толщины полосы, переднему и заднему натяжению, предварительному обжатию определяем давление металла на валки  $P_{\text{нат}}=1,2737$  МН. Затем определяем толщину тройной складки  $h_0=3h_0=1,02$  мм и по формуле (1) условную начальную толщину полосы  $h_{00}=6$  мм. Следуя ранее описанной методике, находим

выходную толщину полосы при прокатке тройной складки  $h_1=0,68$  мм; при этом  $P_{\text{кон}}=2,2791$  МН,  $p_{\text{ср}}=1076$  Н/мм<sup>2</sup>,  $l=7,068$  мм. Из двух приведённых режимов прокатки первый имеет большее значение среднего удельного давления, его и примем для дальнейшего расчёта.

На рабочий валок оказывается силовое воздействие от прокатываемой полосы и от опорного валка (рис. 1). При расчёте напряжённо-деформированного состояния рабочего валка методом граничного или конечного элементов требуется иметь эпюры напряжений в месте контакта валков с металлом и с опорным валком.

Дифференциальное уравнение тонколистовой прокатки имеет вид [4]:

$$\frac{dp(x)}{dx} = \frac{d\sigma_{\phi}(x)}{dx} + (\sigma_{\phi}(\varepsilon_x) \pm \frac{\tau_x}{\text{tg}(\phi_x)}) \frac{h'_x}{h_x}, \quad (2)$$

где  $p(x)$  – удельное нормальное давление в сечении  $x$  по дуге захвата;  $x$  – текущая координата;  $h_x$  – текущее значение толщины полосы в зоне контакта металла с рабочим валком;  $\sigma_{\phi}(\varepsilon_x)=2\tau_s=1,15\sigma_m(\varepsilon_x)$ ,  $\sigma_m(\varepsilon_x)$  – характеристика кривой наклёпа в функции от  $x$ ;  $\tau_x$  – контактные касательные напряжения в сечении  $x$ .

Была реализована пятизонная эпюра напряжений  $\tau(x)$  (рис. 2). Здесь:  $\tau(x)=\mu \cdot p(x)$  – кулоновское трение в 1 и 5 зонах;  $\tau(x)=j \cdot \tau_s$ , при  $\mu \cdot p(x) > j \cdot \tau_s$  – во 2 и 4 зонах;  $\tau(x)=\mu \cdot p(x) \cdot \text{th}(8(x-x_n)/\delta)$  – в 3 зоне, где учитывается зона затруднённой деформации.

В приведенных выше выражениях:  $\mu$  – коэффициент внешнего трения;  $j$  – коэффициент, характеризующий разницу между величиной константы сдвига в объёме и в поверхностном слое прокатываемого металла;  $x_n$  – координата нейтрального сечения;  $\delta$  – параметр, характеризующий протяжённость зоны затруднённой деформации:  $\delta=l_{\text{зд}}/h_{\text{ср}}$ .

В работе [5] рекомендуется принимать  $j=0,2-0,4$ . В расчётах далее принято  $j=0,3$ . При таком значении  $j$  параметр  $\delta$  следует принять равным 1,1. Тогда  $l_{\text{зд}}=\delta \cdot h_{\text{ср}}=1,1 \cdot (0,84+0,4835)/2=0,72$  мм.

Граничные условия интегрирования уравнения (2):

$$P_{x=-l} = \sigma_{\phi}(\varepsilon_x) - \sigma_{i,i-1};$$

$$P_{x=0} = \sigma_{\phi}(x) - \sigma_{i,i+1},$$

где  $x=-l$  – координата входа (см. рис. 2) металла в валки;  $x=0$  – координата выхода металла из зева валков;  $\sigma_{i,i-1}$  – переднее удельное натяжение;  $\sigma_{i,i+1}$  – заднее удельное натяжение.

Упругое сжатие рабочих валков при определении длины дуги деформации определялось по формуле Хичкока [4]. Уравнение (1) и уравнение Хичкока образуют систему из двух уравнений. Эта система решалась итерационным методом. Чтобы решить уравнение (2), необходимо знать закон изменения  $\sigma_{\phi}(\varepsilon_x)$  и  $\frac{d\sigma_{\phi}(\varepsilon_x)}{dx}$ . Формула Хичкока предполагает, что дуга

контакта рабочего валка с полосой после деформации

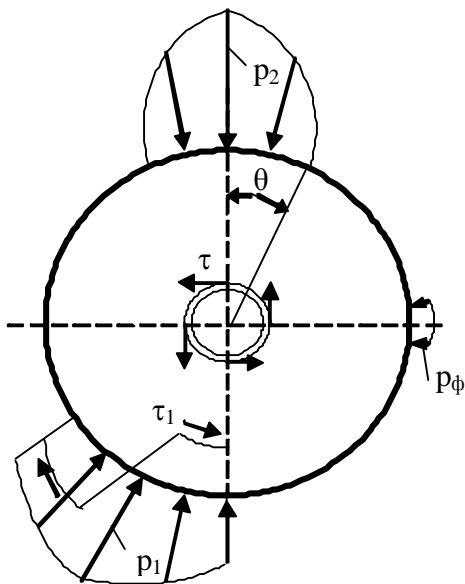


Рис. 1. Схема нагружения рабочего валка, приводящая его в состояние плоской деформации

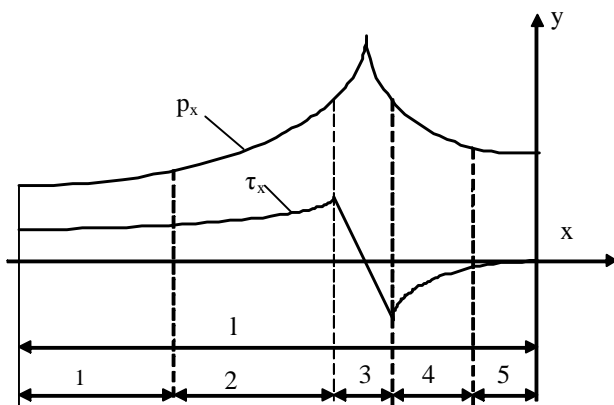


Рис. 2. Зоны очага деформации



принимает форму окружности с новым радиусом  $R_1$  и даёт длину проекции дуги на ось  $x$ . Радиус  $R_1$  найдём в результате решения уравнения

$$R_1 - \frac{\Delta h}{2} - \sqrt{(R_1^2 - l^2)} = 0.$$

Оно получено из геометрических соотношений, показанных на рис. 3. Величина  $R_1=146,09$  мм. Из этого рисунка следует, что

$$h_x = h_1 + 2\left(R_1 - \sqrt{(R_1^2 - x^2)}\right). \quad (3)$$

Величина  $\varepsilon_x$  определялась из выражения

$$\varepsilon_x = \frac{h_{00} - h_x}{h_{00}} \cdot 100,$$

а  $\sigma_\phi(\varepsilon_x) = 1,15 \cdot (a + b\varepsilon_x^c),$

где  $a, b, c$  зависят от марки стали. Уравнение (2) интегрировалось решателем (solver) **ode45** из системы компьютерной математики **MATLAB** [6]. Вызов решателя выглядит так:

```
p=ode45('function',[x1 x2 x3...xn],p(x1),[],
a,b,c,R1,h1,xn,l,mu),
```

где **function** – аналитическая запись правой части уравнения (2);  $[x_1 x_2 x_3 \dots x_n]$  – массив аргументов, для которых надо найти решение;  $p(x_1)$  – начальное значение для решения;  $a, b, c, R_1, h_1, x_n, l, \mu$  – параметры, которые входят в правую часть уравнения (2). Функция **ode45** возвращает массив  $p=[p_1 p_2 \dots p_n]$  решений при значениях независимой переменной  $x$ , взятых из массива  $[x_1 x_2 x_3 \dots x_n]$ . Уравнение (2) решено на двух участках:  $-1 < x < x_n$  и  $x_n < x < 0$ . Положение нейтрального сечения  $x_n$  принималось таким, чтобы значение нормального сечения слева и справа от этой точки было одинаковым.

Результаты решения приведены на рис. 4. Зона действия кулоновского трения  $-9,1 < x < -5,677$  и  $-1,25 < x < 0$ . Затем эпюра нормальных и касательных напряжений пересчитана в функцию угла  $\phi$ , под которым точка на дуге контакта с координатой  $x$  видна из центра окружности радиуса  $R_1$ , т.е.  $p(\phi), \tau(\phi)$  где  $D\phi = -0,0579 \leq \phi \leq 0$ . Определена вертикальная составляющая усилия прокатки  $P_y$ , которая приходится на единицу ширины прокатываемой полосы (погонное давление):

$$P_y = \int_{D\phi}^0 p(\phi) \cdot R_1 \cos(\phi) d\phi + \int_{D\phi}^0 \tau(\phi) \cdot R_1 \cdot \sin(\phi) d\phi,$$

$$P_y = -7445 \text{ Н/мм.}$$

Теперь необходимо нормальные и касательные напряжения, которые приложены к дуге контакта де-

формированного вала с полосой, перенести на недеформированный рабочий валок радиуса  $R=100$  мм, так как в теории упругости напряжённое состояние в начале рассчитывается для абсолютно жёсткого тела, а затем, считая напряжённое состояние неизменным, рассчитываются деформации.

Дуга контакта, оставаясь неизменной по длине, при новом радиусе вала имеет угол  $D\phi_1 = R_1 D\phi / R$ . Повернём эпюры контактных напряжений (рис. 5) на такой угол  $\Delta\phi$ , чтобы вертикальная составляющая усилия прокатки вычисленная для повернутых эпюр, совпадала с ранее вычисленным значением  $P_y$ . Для угла  $\Delta\phi$  получено значение  $0,025$  рад.

$$P_y^1 = \int_{D\phi_1 - \Delta\phi}^{\Delta\phi} p(\phi) \cdot R \cos(\phi) d\phi + \int_{D\phi_1 - \Delta\phi}^{\Delta\phi} \tau(\phi) \cdot R \cdot \sin(\phi) d\phi,$$

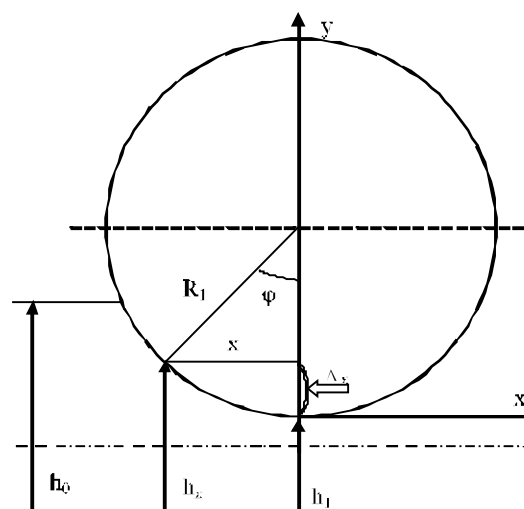


Рис. 3. Основные геометрические соотношения очага деформации

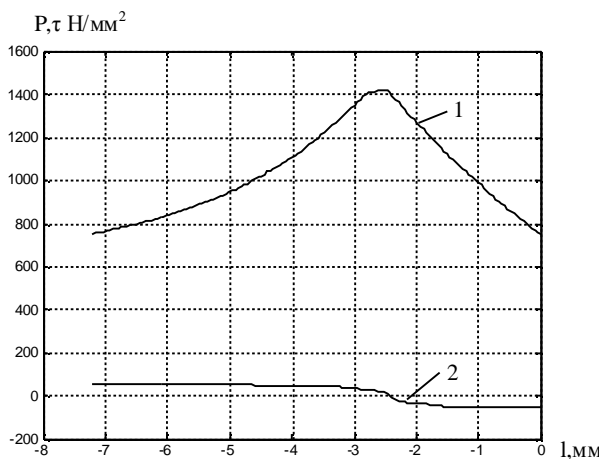


Рис. 4. Эпюры нормальных (1) и касательных (2) напряжений при прокатке стали 08кп  $h_0=0,84$  мм и  $h_1=0,4835$  мм

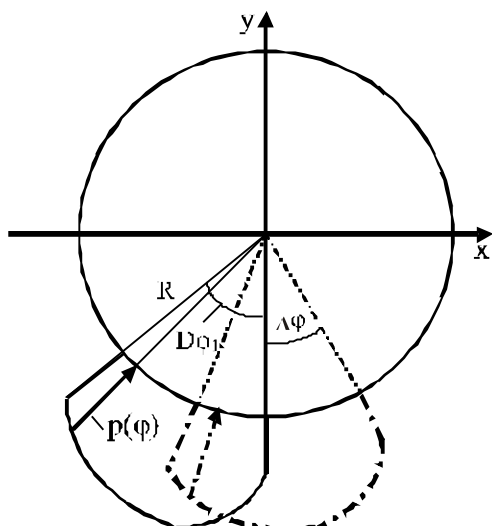


Рис. 5. Поворот эпюр контактных напряжений

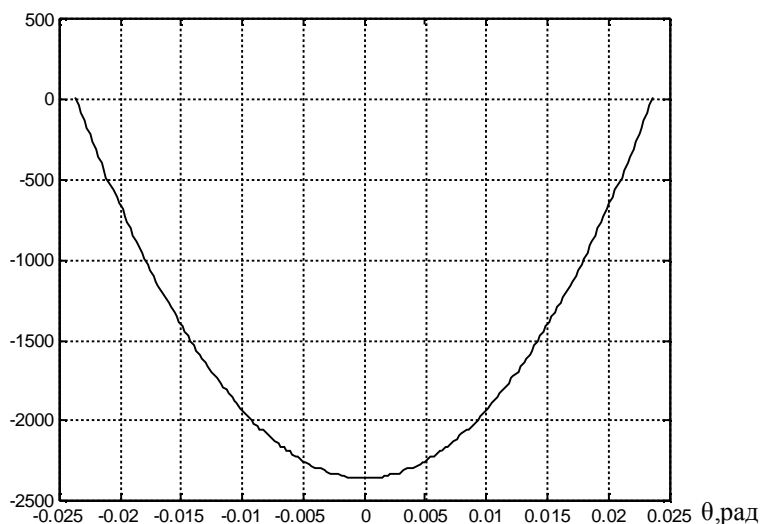


Рис. 6. Нормальные напряжения в месте контакта рабочего вала с опорным

По формуле Герца [7] определим ширину полосы контакта  $2b_1$  рабочего и опорного вала

$$b_1 = 1,522 \sqrt{\frac{q \cdot R \cdot R_{on}}{E(R + R_{on})}} = 2,3663 \text{ мм,}$$

где  $q=P_y$  – погонное давление;  $R=250$  мм – радиус опорного вала;  $E=2 \cdot 10^5$  н/мм<sup>2</sup> – модуль Юнга.

Угол, под которым видна площадка  $2\theta_1=2b_1/R$ , откуда  $\theta_1=0,0237$  рад. Далее принято, что на поверхности рабочего вала, в месте контакта, приложена реакция от опорного вала, нормальная составляющая этой реакции симметрична и изменяется по закону

$$X_n^1(\theta) = \begin{cases} h(2a \cos(\theta) + b) & -\theta_1 \leq \theta \leq +\theta \\ 0 & -\pi \leq \theta \leq -\theta_1 \\ 0 & \theta_1 \leq \theta \leq +\pi \end{cases}, Y_n^1=0.$$

Нормальная составляющая по закону косинуса гарантирует симметричный и куполообразный характер распределения внешнего напряжения, близость распределения к параболе и простоту использования такой зависимости при аналитических расчётах. Формулы для вычисления  $a$ ,  $b$ ,  $h$  приведены в работе [8] и для принятых значений  $\theta_1$  и  $q$  они равны:  $1786$ ,  $b=-3571$ ,  $h=-2359,8$ . График нормальных напряжений приведён на рис. 6.

Для опорного вала принят тот же закон распределения нормальных напряжений в месте его контакта с рабочим, что и для рабочего вала, т.е. по закону косинуса. Радиус опорного вала  $R_{on}=250$  мм. Поэтому угол видимости  $\theta_1=b_1/R_{on}=0,0095$  рад,  $a=11,162 \cdot 10^3$ ,  $b=-2,2232 \cdot 10^4$ ,  $h=-2,359 \cdot 10^3$ .

#### Список литературы

1. Валки листовых станов холодной прокатки / Новиков В.Н., Белосевин В.К., Смирнов Г.В. и др. М.: Металлургия, 1970. 336 с.
2. Полухин П.И., Железнов Ю.Д., Полухин В.П. Тонколистовая прокатка и служба валков. М.: Металлургия, 1967. 387 с.
3. Третьяков А.В. и др. Механические свойства металлов и сплавов при обработке давлением. М.: Металлургия, 1964. 324 с.
4. Целиков А.И., Никитин Г.С., Рокотян С.Е. Теория продольной прокатки. М.: Металлургия, 1980. 280 с.
5. Луговской В.М. Алгоритмы систем автоматизации листовых станов. М.: Металлургия, 1974. 319 с.
6. Ануфриев И.А. MatLab 5.3/6.x. СПб.: БХВ Петербург, 2002. 712 с.
7. Демидов С.П. Теория упругости. М.: Высш. шк., 1970. 432 с.
8. Москвин В.М., Кадошников В.И., Белевская Е.Л. Напряжения в поперечной плоскости опорного вала // Производство проката. 2007. № 8. С. 19–24.

#### List of literature

1. The rolls of cold sheet mill / Novikov V.N., Belosevich V.K., Smirnov G.V. at al. M.: Metallurgy, 1970. 336 p.
2. Poluhin P.I., Gelesnov J.D., Poluhin V.P. Sheet mill and the service of rolls. M.: Metallurgy, 1967. 387 p.
3. Tretyakov A.V. Mechanical properties of metals and alloys in mechanical working. M.: Metallurgy, 1964. 324 p.
4. Zelikov A.I., Nikitin G.S., Rokotian S.E. The theory of lengthwise rolling. M.: Metallurgy, 1980. 280 p.
5. Lugovskoi V.M. Algorithms of automatic system of sheet mill. M.: Metallurgy, 1974. 319 p.
6. Anufriev I.A. MatLab 5.3/6.x. B.X.B. S-Petersburg, 2002. 712 p.
7. Demidov S.P. Elasticity Theory. M.: Higher school, 1970. 432 p.
8. Moskvina V.M., Kadoshnikov V.I., Belevskaya E.L. Stress in cross plane of backing roll. 2007. № 8. P. 19–24.

## РАЗРАБОТКА ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ХОЛОДНОЙ ГИБКИ ТРУБ С РАСКАТЫВАНИЕМ

На основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований процесса гибки труб с раскатыванием было разработано несложное по конструкции оборудование [1]. Предварительная проверка возможных принципиальных схем гибки показала, что наиболее эффективно и просто применение схемы гибки с использованием ролика-шаблона в сочетании с механизмом раскатывания, как это было при проведении экспериментов.

Разработка оборудования велась по двум направлениям: путем модернизации серийно выпускаемого

оборудования для холодной гибки и создания оригинальных установок. В частности, была выполнена модернизация серийно выпускаемых Саранинским заводом кузнечно-прессового оборудования станков мод. ИВ-3228 и ИВ-3430 (рис. 1, 2). Установка на эти станки механизма раскатывания трубы позволила существенно повысить технологические возможности станков (см. таблицу).

Выполнена модернизация токарного станка мод. ТР-6, позволившая осуществлять качественную гибку труб диаметров 20–50 мм. Разработано\* и вне-

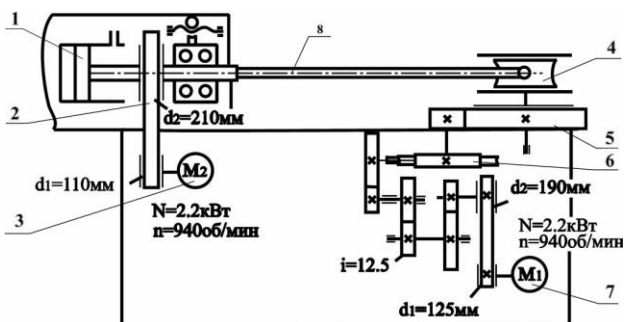


Рис. 1. Кинематическая схема модернизированного станка ИВ-3428:

- 1 – пневмоцилиндр; 2 – ременная передача;
- 3 – электродвигатель; 4 – изгибающий ролик;
- 5 – зубчатая передача; 6 – червяк; 7 – электродвигатель

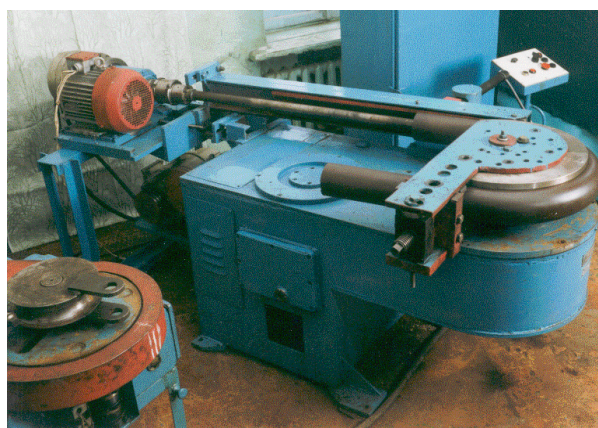


Рис. 2. Трубогиб модели ИВ-3430

Основные характеристики станков	СХГТ-1	СХГТ-2 (на базе ТР-6)	СХГТ-3 (на базе ИВ-3428)	СХГТ-4 (на базе ИВ-3430)	СХГТ-5	СХГТ-6
	С раскатыванием					С обкатыванием
1. Параметры трубы:						
наибольший наружный диаметр	36	57	114	159	219	219
наименьший наружный диаметр	22	28	42	57	108	–
толщина стенки	2	3–4	2,5–6	2,5–8	5–10	5–10
наибольшая длина заготовки	400	1000	1700	2000	2500	6000
2. Радиус гiba	(1,5–2,5)D					(3–5)D
3. Наибольший угол гiba	180	180	180	180	90	90
4. Мощность электро-двигателя, кВт:						
главного привода	1	3	2,2	2,2	14	14
привода инструмента	–	1	2,2	4,8	10	10
5. Охлаждение инструмента	–	Водяное				
6. Габариты станка, мм:						
длина	900	3500	2600	3000	4500	6000
высота	300	1200	1400	1400	2300	2000
ширина	600	1200	1200	1300	1300	1200

\* Козлов А.В., Шеркунов В.Г., Хилькевич Я.М. Опыт гибки тонкостенных труб в холодном состоянии // Технология машиностроения. 2008. № 10. С. 21–22.

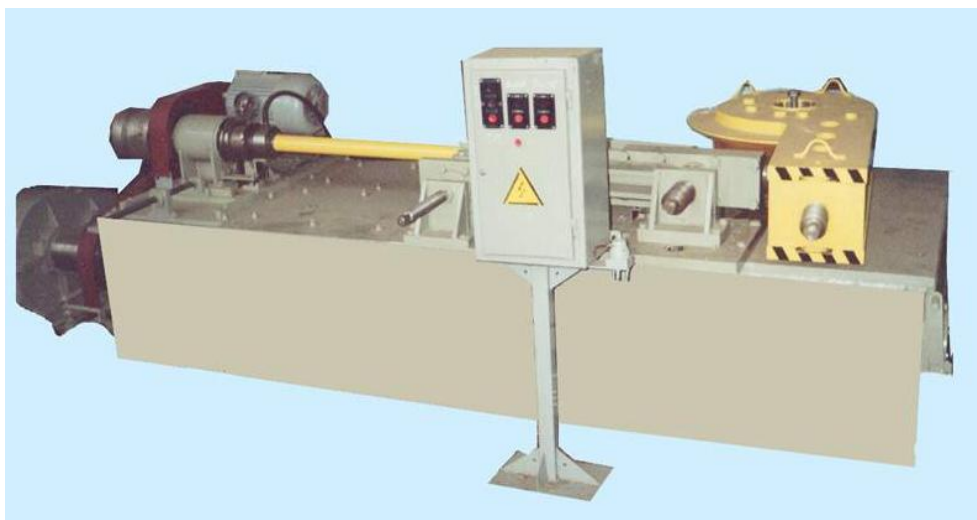


Рис. 3. Станок для гибки труб  $\varnothing$  100–200 мм

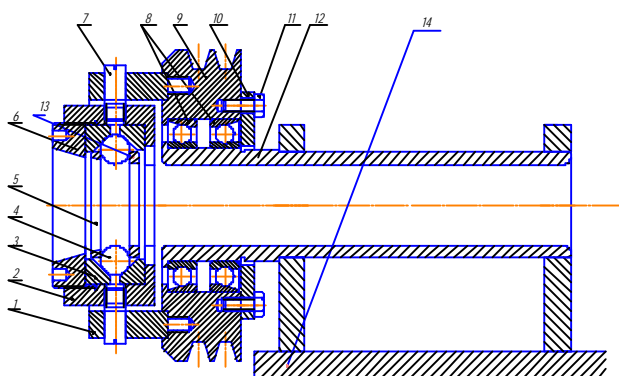


Рис. 4. Схема устройства обкатной головки

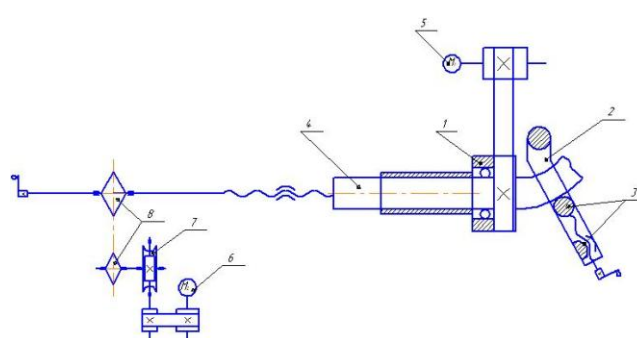


Рис. 5. Кинематическая схема станка для гибки труб с обкатыванием

дрено в производство несколько оригинальных установок для гибки труб диаметров 15–30, 40–100, 100–200 мм (рис. 3).

Для гибки труб с внутренним покрытием, в частности полиэтиленовым, спроектирована опытно-промыш-

ленная установка для гибки труб диаметром до 200 мм с воздействием на изгибаемую трубу вращающегося обкатника (рис. 4, 5).

Все оборудование прошло производственные испытания и внедрено в производство.

## ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.777

Горохов Ю.В., Солопко И.В.

## СНИЖЕНИЕ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ НЕПРЕРЫВНОМ ПРЕССОВАНИИ МЕТАЛЛА СПОСОБОМ КОНФОРМ ПУТЕМ ОПТИМИЗАЦИИ ФОРМЫ И РАЗМЕРОВ ИНСТРУМЕНТА

При проектировании технологических режимов обработки металлов давлением оптимизация конструкции и формы инструмента путем изучения и анализа характера течения металла в деформационной зоне является одной из задач, решение которой способствует повышению качества изделий и минимизации энергозатрат на деформирование заготовки.

В способе непрерывного прессования Конформ выдавливание металла в отверстие матрицы осуществляется силами контактного трения по поверхности кольцевого ручья приводного колеса с подаваемой в него прутковой заготовкой. В связи с этим величина контактной площади заготовки с инструментом во многом определяет давление прессования, крутящий момент на валу колеса и мощность электропривода установки, т.е. энергосиловые параметры деформирования металла. При захвате тремя сторонами прямоугольного ручья вращающегося колеса прутковой заготовки происходит ее незначительное обжатие и продвижение вдоль контейнера, образованного путем сопряжения ручья и неподвижного кольцевого сегмента с установленной в нем матрицей. Сегмент заканчивается выступом, перекрывающим поперечное сечение контейнера, в который упирается передний торец заготовки и ее продольное перемещение прекращается. После этого происходит распрессовка заготовки с заполнением металлом всего поперечного сечения контейнера и нарастанием площади контакта между ними до момента достижения сил активного трения величины, достаточной для выдавливания металла в канал матрицы.

Таким образом, контейнер по длине разделяется на две зоны: первая – зона неполного контакта метал-

ла с боковой поверхностью контейнера при небольшом обжатии заготовки после подачи ее в ручей колеса; вторая – зона полного контакта металла по сечению контейнера в результате распрессовки заготовки осаживанием (рис. 1).

Зона неполного контакта должна обеспечивать давление, необходимое на распрессовку заготовки по сечению контейнера в зоне полного контакта до момента создания давления для экструдирования металла. Зона неполного контакта непрерывно подпитывает зону полного контакта металлом, скорость продольного движения которого к матрице относительно скорости вращения колеса определяется соотношением

$$v_{\text{пр}} = v_{\text{к}} \frac{S_3}{S_{\text{к}}}, \quad (1)$$

где  $v_{\text{пр}}$  – скорость прессования, м/с;  $v_{\text{к}}$  – скорость вращения колеса, м/с;  $S_3$ ,  $S_{\text{к}}$  – соответственно площадь поперечного сечения заготовки и контейнера, мм<sup>2</sup>.

Поперечное сечение контейнера – обычно прямоугольной или квадратной формы [1]. Три стороны ручья колеса за счет контактного трения в зоне полного контакта подают металл к матрице, преодолевая силу трения по четвертой, неподвижной стороне кольцевого сегмента, что приводит не только к неравномерности продольного движения металла по высоте сечения контейнера, но и к образованию «жесткой» области в приконтактном к сегменту слое, т.е. «зоны прилипания». Для исключения возникновения этого явления необходимо определить оптимальное соотношение между шириной и высотой поперечного сечения контейнера с использованием элементов вариационного исчисления.

Результаты экспериментов [2] показывают, что на силовые условия процесса непрерывного прессования металла существенное влияние оказывает величина входного угла матрицы. Это связано с тем, что размеры поперечного сечения контейнера в установках Конформ гораздо меньше по величине его размеров при традиционном прессовании, что обуславливает большее влияние контактного трения во входной зоне пресс-матрицы при непрерывном прессовании металла на силовые параметры процесса.

Исходя из вышеизложенного оптимизация разме-

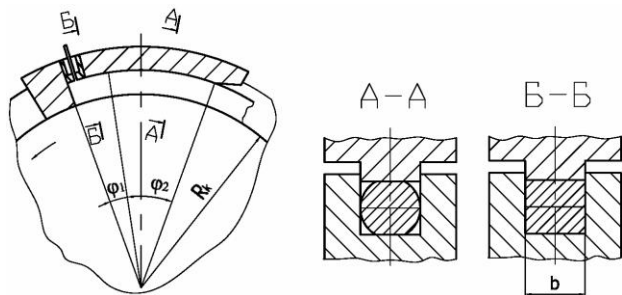


Рис. 1. Зоны неполного (А-А) и полного (Б-Б) контакта заготовки с поверхностью контейнера

ров и формы деформирующего инструмента для осуществления прессования металлов способом Конформ проводится в следующей последовательности:

- определяется соотношение высоты и ширины прямоугольного сечения контейнера, при котором поверхность неподвижной его части является границей пластической области по высоте заготовки, движущейся вдоль контейнера к матрице;
- рассчитывается значение входного угла пресс-матрицы, обеспечивающее минимальную величину удельной силы прессования;
- при заданных размерах стенок контейнера вычисляется протяженность зоны полного контакта с ним материала заготовки для создания сил контактного трения на осуществление процесса прессования и определяется длина зоны неполного контакта.

Распределение и величина жестких зон в выдавливаемом из контейнера прямоугольного сечения металле во многом зависит от соотношения размеров сторон поперечного сечения контейнера. При оптимизации этого соотношения поперечное сечение распрессованной в зоне полного контакта заготовки будет полностью охвачено сдвиговыми деформациями.

Путем решения трансцендентного уравнения, приведенного в работе [3], получены оптимальные значения отношения высоты поперечного сечения контейнера  $h$  к его ширине  $b$  при различных величинах коэффициента трения  $f_1$ , представленные в табл. 1.

Из табл. 1 видно, что при  $f_1 = 0,5$  оптимальная форма поперечного сечения контейнера представляет квадрат, т.е.  $R_1 - R_x = h = b$ .

Значение входного угла матрицы  $\beta$  (рис. 2), при котором достигается минимум удельной энергии на формоизменение металла при прессовании  $N_\phi$  и преодоление трения по боковой поверхности матричного конуса  $N_\tau$ , определяется из выражения (без учета затрат энергии на трение по калибрующему пояску):

$$N_o = N_\phi + N_\tau, \quad (2)$$

при условии равенства нулю первой производной функционала энергии по входному углу

$$\frac{\partial N_o}{\partial \beta} = 0. \quad (3)$$

В результате решения выражения (3) получена формула суммарной мощности в очаге деформации при непрерывном прессовании металла

Таблица 1

Результаты расчетов оптимального соотношения  $h/b$  от величины коэффициента трения  $f_1$

$f_1$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1
$j=h/b$	4,49	2,49	1,66	1,25	1	0,83	0,71	0,62	0,55	0,49

$$N_o = 2S_0 v_0 \tau_s \ln \left( \frac{R}{r} \right) \left( \frac{2f_2}{\sin 2\beta} + \frac{1}{27 \operatorname{tg}^2 \beta} \times \left( \left( 12 + 9 \operatorname{tg}^2 \beta \right)^{\frac{3}{2}} - 12^{\frac{3}{2}} \right) \right), \quad (4)$$

где  $S_0$  – площадь основания входного конуса матрицы,  $S_0 = \pi R^2$ , мм<sup>2</sup>;  $v_0$  – продольная составляющая скорости на входе в деформационную зону,  $v_0 = v_{np} \frac{bh}{\pi R^2}$ , м/с;  $\tau_s$  – среднее касательное напряжение,  $\tau_s = \frac{\sigma_s}{\sqrt{3}}$ , МПа;  $\sigma_s$  – предел текучести металла в деформационной зоне, МПа;  $f_2$  – коэффициент трения по боковым поверхностям входного конуса матрицы;  $R$  – радиус основания входного конуса матрицы, мм;  $r$  – радиус калибрующего отверстия матрицы, мм.

В силу трансцендентности выражения (4), задачу отыскания оптимального значения входного угла  $\beta$  можно решить численно. Результаты расчетов на ЭВМ в программном приложении MathCad оптимального значения  $\beta$  при  $r = 1,5$  мм;  $R = 3$  мм,  $v_{np} = 0,15$  м/с,  $\sigma_s = 70$  МПа и различных коэффициентах трения  $f_2$  приведены в табл. 2. Эти значения соответствуют минимальному значению мощности  $N_o$ .

Из таблицы видно, что при  $f_2 = 0,5$ ,  $\beta = 1268$  рад,  $\beta = 72,7^\circ$ .

Протяженность зоны полного контакта прутковой заготовки со стенками контейнера рассчитывается по уравнению баланса мощностей сил активного трения по поверхности ручья колеса, необходимых на формоизменение металла и преодоление реактивных сил трения по неподвижному инструменту.

$$N_A = N_T + N_o, \quad (5)$$

где  $N_o$  – мощность, подводимая в очаг деформации, Вт;  $N_T$  – мощность сил трения по кольцевому сегменту, Вт.

$$N_A = \sigma_s f_1 v_{np} S_{пк}, \quad (6)$$

где  $S_{пк}$  – площадь поверхности ручья колеса в зоне полного контакта, мм<sup>2</sup>.

Таблица 2

Результаты расчетов

$f_2$	$N_o$ , кВт	$\beta$ , рад
0,1	1,304	0,923
0,2	1,655	1,079
0,3	2,044	1,167
0,4	2,467	1,225
0,5	2,937	1,268
0,6	3,448	1,301
0,7	3,997	1,327
0,8	4,582	1,348
0,9	5,219	1,366
1	5,89	1,381

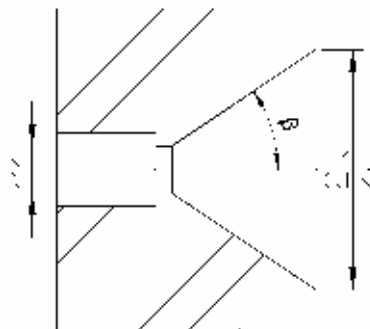


Рис. 2. Входной конус матрицы

$$S_{\text{пк}} = (2h + b) R_k \varphi_1,$$

где  $\varphi_1$  – центральный угол, отвечающий дуге полного контакта металла с ручьем, рад.

$$N_T = \sigma_s f_2 \nu_{np} b R_1 \varphi_1. \quad (7)$$

Подставив в уравнение (5) выражения (4), (6) и (7), при условии  $f_1 = f_2 = f$  решим его относительно  $\varphi_1$ , определяющим протяженность зоны полного контакта:

$$\varphi_1 = \frac{2bh \ln\left(\frac{R}{r}\right)}{\sqrt{3} f ((2h+b) R_k - b R_1)} \times \left( \frac{2f}{\sin 2\beta} + \frac{1}{27 \text{tg}^2 \beta} \left( (12 + 9 \text{tg}^2 \beta)^{\frac{3}{2}} - 12^{\frac{3}{2}} \right) \right). \quad (8)$$

Основная функция зоны неполного контакта заготовки с поверхностью контейнера – развитие давления, необходимого для заполнения металлом сечения ручья колеса в зоне полного контакта перед матрицей. От протяженности зоны неполного контакта зависит центральный угол охвата кольцевым сегментом ручья колеса, оказывающего влияние на энергосиловые параметры процесса непрерывного прессования.

Для оценки протяженности зоны неполного контакта при подаче в контейнер квадратного сечения круглого прутка в работе [2] предложена формула,

полученная с использованием метода тонких сечений и аппроксимации экспериментальных данных.

$$\varphi_2 = \frac{1 + 3,65 \left( (d/b)^2 - 1 \right) b}{7,3 \left( (d/b)^2 - 1 \right) R_k f}, \quad (9)$$

где  $d$  – диаметр прутковой заготовки, мм.

Суммируя углы  $\varphi_1$  и  $\varphi_2$ , находим угол охвата кольцевым сегментом ручья приводного колеса  $\varphi$ , а протяженность контейнера определится выражением

$$L_{\text{конт}} = R_k (\varphi_1 + \varphi_2) = R_k \varphi. \quad (10)$$

Проверка правильности полученных теоретических зависимостей осуществлена серией опытов на лабораторной установке Конформ (рис. 3).

В первом опыте по определению оптимальной

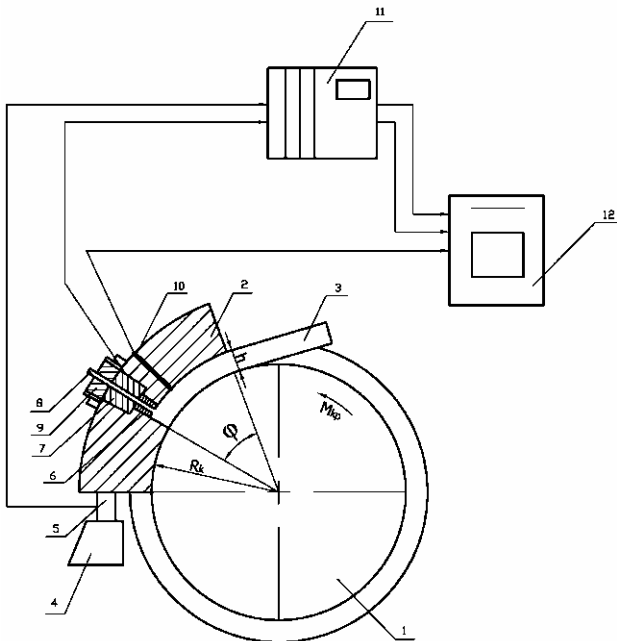


Рис. 3. Схема экспериментальной установки для непрерывного прессования методом Конформ:

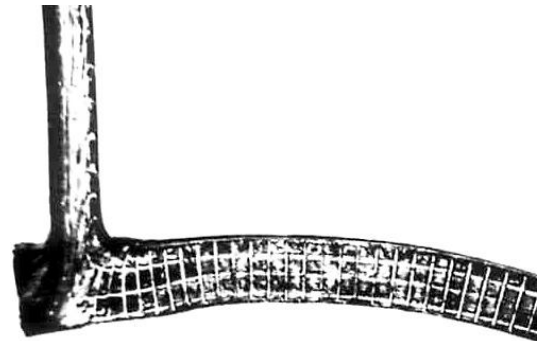
- 1 – приводное колесо с калибром; 2 – кольцевая вставка;
- 3 – заготовка; 4 – упор; 5 – мессдоза момента; 6 – матрица;
- 7 – мессдоза давления; 8 – пресс-изделие; 9 – упорная гайка;
- 10 – термомпара; 11 – усилитель; 12 – осциллограф



а



б



в

Рис. 4. Координатная сетка образцов, отпрессованных из заготовки высотой: а – 9 мм; б – 8,5 мм; в – 8 мм

Таблица 3

Значения минимальной длины зоны пресс-остатка

Диаметр заготовки, мм	Диаметр проволоки, мм	Коэффициент вытяжки	Длина зоны пресс-остатка, мм	
			Эксперимент	Расчет
8,2	1,54	27,0	37,5	39,9
8,2	1,86	18,5	32,2	33,67
8,2	2,58	9,6	27,4	24,26
8,2	3,28	5,9	20,0	17,36

высоты сечения контейнера использовались три составных свинцовых образца высотой 9; 8,5 и 8 мм длиной 150 мм, состоящих из двух половин шириной 4 мм. На внутреннюю сторону одной из половин образца наносили с помощью инструментального микроскопа координатную сетку с шагом 2 мм. При прессовании образцов высота контейнера составляла соответственно 9; 8,5 и 8 мм, применялась плоская разъемная матрица с отверстием диаметром 3 мм.

На рис. 4 показаны темплеты половин отпрессованных образцов после их разъединения. Искажение поперечных линий координатной сетки показывает, что жесткие зоны в приграничном с неподвижной стороной контейнера слое полностью отсутствуют при прессовании образца высотой 8 мм, что соответствует расчетным значениям для квадратного сечения контейнера при коэффициенте трения  $f = 0,5$  (см. табл. 1).

Значению минимальной протяженности зоны полного контакта, необходимой для выдавливания металла в матрицу, соответствует длина пресс-остатка, оставшегося в ручье колеса после полной отпрессовки аналогичных предыдущему опыту образцов из контейнера сечением 8×8 мм, через плоские матрицы.

Проверка достоверности значений, рассчитанных по формуле (8), проводилось прессованием алюминиевых образцов диаметром 8,2 мм и длиной 10 мм через плоские матрицы из контейнера сечением 8×8 мм. После прекращения истечения металла в матрицу замеряли длину пресс-остатка в ручье колеса. В случае применения плоских матриц величина угла  $\beta$  принимается равной 45° [2]. Коэффициент трения  $f$  во всех опытах – равным 0,5.

Расчетные и экспериментальные значения минимальной длины зоны полного контакта металла с контейнером сведены в табл. 3.

Анализ этих данных показывает удовлетворительную сходимость практических и теоретических результатов.

#### Список литературы

1. Непрерывное литье-прессование цветных металлов / Сергеев В.М., Горохов Ю.В., Соболев В.В., Нестеров Н.А. М.: Металлургия, 1990. 85 с.
2. Корнилов В.Н. Непрерывное прессование со сваркой алюминиевых сплавов. Красноярск: Изд-во пед. ин-та, 1993. 216 с.
3. Расчет параметров деформационной зоны при непрерывном прессовании способом Конформ / Ю.В. Горохов, Н.Н. Загиров, И.Ю. Губанов // Металлы. 2004. № 4. С. 113–116.

#### List of literature

1. Continuous transfer molding of non-ferrous metals / Sergeev V.M., Gorokhov Yu. V., Sobolev V.V., Nesterov N.A. M.: Metallurgy, 1990. 85 p.
2. Komilov V.N. Straight-through extrusion with aluminum alloys welding. Krasnoyarsk: teachers training university press, 1993. 216 p.
3. The calculation of deformation zone characteristics when applying straight-through extrusion by Conform method / Yu.V. Gorokhov, N.N. Zagirov, I.Yu Gubanov // Metals. 2004. № 4. P. 113–116.

УДК 621.383.8

Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Егорова Л.Г., Созонов С.О.

## УСТРОЙСТВО ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЯ СКОРОСТИ ДОЗЫ ПОРОШКА, ВЫСТРЕЛИВАЕМОЙ ДЕТОНАЦИОННОЙ ПУШКОЙ\*

Для повышения технологических и производственных показателей работы кристаллизатора машины непрерывного литья заготовок, до их включения в рабочий режим, как правило, модифицируют, т.е. на рабочие стенки наносят необходимые технологические покрытия с заданными физико-механическими свойствами. В настоящее время наибольший интерес представляет газодетонационный способ нанесения покрытий, относящийся к газотермическому методу.

При газодетонационном способе получения покрытий на их эксплуатационные качества оказывает влияние очень большое число внешних и внутренних

факторов. Так, для достижения высокой адгезии ( $\sigma_{ад} \geq 100$  МПа) покрытия с подложкой (стенкой кристаллизатора) основными факторами являются температура в контактной зоне (частица-подложка)  $T_k$  и кинетическая энергия налетающих частиц  $E_{\dot{\chi}}^k$  или их скорость  $V_{\dot{\chi}}$  (при выполнении всех других технологических условий).

В работе [1] предлагается уравнение для расчета активности топомимической реакции, протекающей в зоне контакта частица-подложка при формировании покрытия. Она имеет следующий вид:

$$\frac{dN}{dt} = (N_0 - N)v \exp \left\{ \frac{-E_a}{\alpha_1 k T_k + \alpha_2 E_{\dot{\chi}}^k} \right\}, \quad (1)$$

\* Работа выполнена при поддержке Федерального агентства по науке и инновации РФ (госконтракт № 02.740.11.0509).



где  $N$  – число атомов в частице, вступивших в реакцию с подложкой;  $\nu$  – частота колебаний атомов частицы в зоне контакта;  $T_k$  – температура контакта;  $E_k$  – кинетическая энергия частицы;  $\alpha_1$  и  $\alpha_2$  – коэффициенты использования энергии в зоне контакта частица-подложка.

Из уравнения (1) видно, что величина активности топомимической реакции зависит от температуры в контактной зоне и кинетической энергии налетающих частиц. Она тем больше, чем больше сумма  $\alpha_1 k T_k + \alpha_2 E_k$ , при заданной энергии активации  $E_a$ .

Относительное сравнение теплового ( $kT_k$ ) и скоростного (кинетического) воздействия на активность топомимической реакции может быть произведено путем расчета и сопоставления максимальных значений слагаемых знаменателя в показателе экспоненты уравнения (1) при различных значениях температуры и скорости напыляемых частиц на 1 г-ат напыляемых частиц никеля (табл. 1).

При напылении никеля ( $T_{\text{плав}} = 1728 \text{ К}$ ) максимальный вклад тепловой энергии при условии нагрева до плавления всех частиц составит 0,15 эВ/г-ат. При скоростях частиц  $\nu \leq 500 \text{ м/с}$  их вклад в энергетику взаимодействия за счет скорости существенно меньше величины 0,15 эВ/г-ат и только при скоростях порядка 800 м/с кинетическая энергия частиц может быть соизмеримой с энергией, запасенной при нагреве, а при больших значениях скорости – значительно превзойти эту величину (см. табл. 1).

Таким образом, по мнению авторов этой работы, существует некоторая критическая скорость частиц распыляемого материала (для порошка никеля ~ 800 м/с), ниже которой достичь повышения качества покрытий можно в основном за счет более эффективного нагрева как самих частиц, так и подложки.

Итак, при детонационно-газовом напылении, требуемом для производства технологического покрытия, необходима, наряду с другими параметрами, высокая скорость напыляемых частиц ( $\nu \geq 800 \text{ м/с}$ ). Эта скорость может варьироваться от 400 до 1300 м/с. Выбор скорости определяется химическим составом порошка, его дисперсностью, химическим средством к металлу подложки и т.д. Заданная скорость выстреливаемого порошка достигается соответствующей конструкцией детонационной пушки, процентным соотношением горючей смеси газов и местом навески дозы порошка в стволе.

Настройка пушки на требуемый режим осуществляется посредством расчета смеси рабочих газов и измерения скорости выстреливаемой дозы порошка на заданном расстоянии от среза ствола пушки. В настоящее время, чаще всего, измерение скорости частиц осуществляется двумя методами: методом высокоскоростных кинокамер [2] и методом Штерна и Герлаха [3]. Реализация этих методов, как показывает практика, технически и технологически представляет определенные трудности и дает недостаточно точные результаты.

Нами был разработан оптический метод измерения скорости напыляемых частиц, который по своим показателям превосходит нижеперечисленные методы. Оптический метод измерения скорости выстрели-

ваемой дозы порошка построен на принципе прерывания этой дозы излучения лазеров. На рис. 1 приведена оптическая схема метода, основанного на прерывании потока излучения.

Этот метод основан на том, что доза порошка по ходу полета поочередно прерывает первый поток излучения (пролетая между первым излучателем и фотоприемником) и второй поток излучения (пролетая между вторым излучателем и вторым фотоприемником). Причем расстояние между первой и второй парами устанавливается фиксировано с заданным значением (см. рис. 1).

Пролетев установленное расстояние ( $L$ ), локализованная в пространстве доза порошка с характерной длиной ( $L_n$ ) поочередно прерывает первый и второй потоки излучения. При прерывании первого и второго потоков излучения на выходе фотоприемников (ФД-1 и ФД-2) происходит скачкообразное изменение фотосигнала, т.е. возникает скачок напряжения сигнала на первом фотодиоде, а потом на втором ( $U_{\text{ФД}}$ ). Отчет времени пролета  $t_0$  производится по спадающим или по нарастающим фронтам фотосигнала. Тогда скорость пролета дозы порошка определяется как

$$V_{\text{п}} = \frac{L}{t_0} \quad (2)$$

Таблица 1

Тепловая и кинетическая энергия 1 г-ат никеля

$T_{\text{ч}}$	$kT_{\text{ч}}$ , эВ	$\nu$ , м/с	$m_{\text{ч}} \nu^2 / 2$ , эВ
800	0,067	50	$7,6 \cdot 10^{-4}$
1000	0,086	100	$3,0 \cdot 10^{-3}$
1500	0,129	200	$1,2 \cdot 10^{-2}$
1800	0,155	500	$7,6 \cdot 10^{-2}$
2000	0,172	800	0,2
2200	0,190	1000	0,3

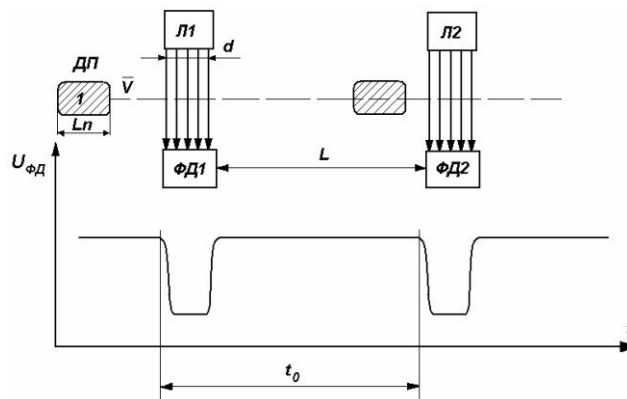


Рис. 1. Оптическая схема измерения скорости дозы порошка, основанная на прерывании излучения:

ДП – доза порошка; Л1-ФД1 – первая пара оптически связанных излучатель – фотоприемник; L – расстояние между первой и второй парой;  $L_n$  – длина локализации дозы;  $U_{\text{ФД}}$  – напряжение фотоприемника;  $t_0$  – время прохождения дозы между первой и второй парой

Длина сгустка дозы порошка в расчет пока не принимается, так как она влияет только на длительность импульса скачка фотосигнала ( $U_{\text{ФД}}$ ), сформированного при прохождении дозы в зоне контроля.

Для того чтобы провести оценку погрешности результата измерения скорости дозы порошка, построим модель процесса формирования фотоэлектрического сигнала и сделаем следующие допущения:

1. Полет дозы порошка происходит по траектории, лежащей в одной плоскости с лучами излучателей, и перпендикулярна им.

2. Доза порошка имеет прямоугольную форму.

3. Фотоприемник имеет высокое быстродействие, в связи с чем оптический и фотоэлектрический сигналы идентичны.

4. Фотоприемник работает вне зоны насыщения.

Для определения погрешности, связанной с длиной дозы порошка ( $L_n$ ) при фиксированной ширине зондирующего излучения  $d$ , при условии  $L_n > d$  обратимся к модели, приведенной на рис. 2.

При  $L_n > d$  в момент времени  $t_1$  доза порошка приближается к оптическим лучам. После  $t_1$  она начинает

перекрывать поток излучения до момента времени  $t_2$ . Время спада фотосигнала

$$t_f = t_2 - t_1. \tag{3}$$

С момента времени  $t_2$  до  $t_3$  поток излучения полностью перекрывается дозой порошка. С момента времени  $t_3$  до  $t_4$  фотосигнал возрастает. Время возрастания будет:

$$t_r = t_4 - t_3. \tag{4}$$

При  $d < L_n$  доза порошка практически не меняет своей скорости. Тогда

$$t_r = t_f = t_g = \frac{d}{V_{\Pi}}, \tag{5}$$

где  $t_g$  – время запаздывания. В связи с наличием  $t_g$  возникает погрешность, связанная с временем спада и нарастания фотосигнала. С учетом этого скорость дозы порошка

$$V_{\Pi}^* = \frac{L_n}{2t_g + t}. \tag{6}$$

Если действительная скорость  $V_{\Pi}$ , то погрешность из-за запаздывания

$$\delta = \frac{V_{\Pi} - V_{\Pi}^*}{V_{\Pi}} \cdot 100.$$

С учетом (2) и (6) получим

$$\delta = \frac{2d}{2d + L_n} \cdot 100. \tag{7}$$

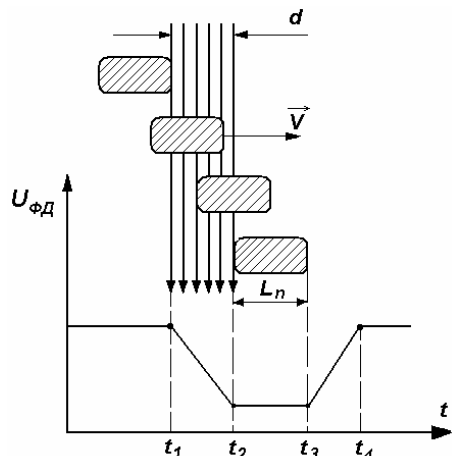


Рис. 2. Модель процесса формирования фотосигнала приемным фотодиодом для случая  $L_n > d$

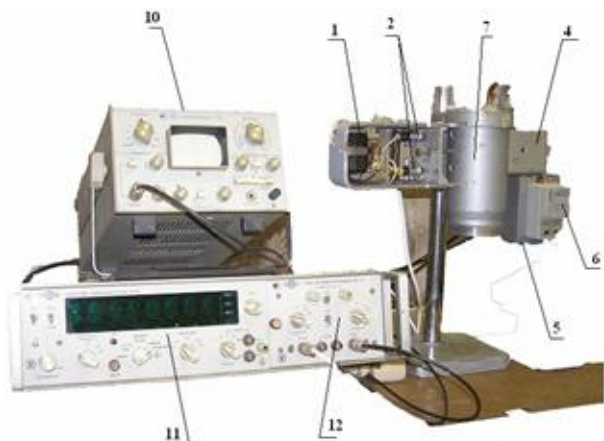


Рис. 3. Фотография рабочего устройства для измерения скорости сгустка дозы порошка, выстреливаемого детонационной пушкой

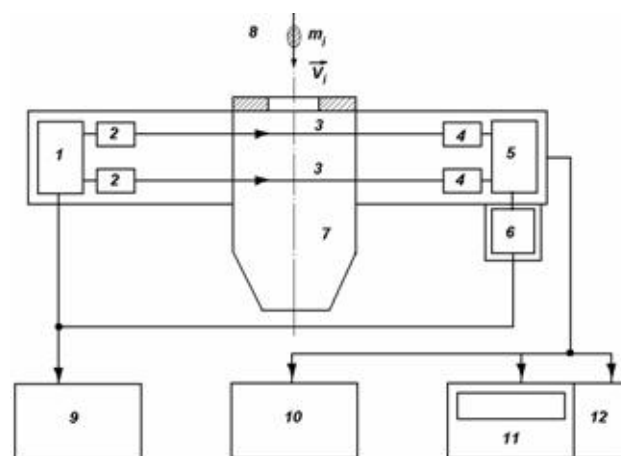


Рис. 4. Блок-схема устройства для измерения скорости сгустка дозы порошка ( $m$ ):

- 1 – стабилизированный блок питания лазеров (2); 3 – световые лучи лазеров; 4 – фотодиоды; 5 – усилитель-формирователь импульсов; 6 – стабилизированный блок питания усилителя (5); 7 – пролетная труба; 8 – доза порошка; 9 – стабилизатор сетевого напряжения; 10 – осциллограф; 11 – цифровой индикатор; 12 – блок измерения интервалов времени

Таблица 2

Результаты измерений

Интервалы скоростей (м/с)	850–855	855–860	860–865	865–870	870–875	875–880	880–885	885–890	890–895
Число выстрелов	3	10	17	20	20	15	8	5	2

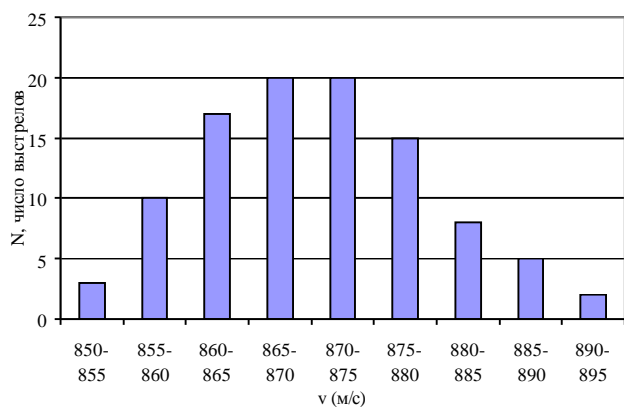


Рис. 5. Гистограмма распределения числа выстрелов по интервалам скоростей

Из (7) следует, что погрешность в измерении скорости дозы порошка, выстреливаемой детонационной пушкой, зависит от ширины ( $d$ ) зондирующего луча и протяженности ( $L_n$ ) сгустка дозы порошка.

На основе рассмотренного метода нами разработано и построено устройство для измерения скорости сгустка дозы порошка, выстреливаемого детонационной пушкой. Фотография и блок-схема устройства приведены на рис. 3 и 4.

Расстояние между оптическими парами выбрано 50 мм. Время пролета определялось по передним фронтам импульсов первой и второй оптических пар. При заданном режиме работы детонационной пушки: пропан-бутан – 40%, кислород – 50%, азот – 10%, на расстоянии 300 мм от среза ствола пушки средняя скорость выстреливаемой дозы порошка составляла  $V_g = (870 \pm 21)$  м/с. При этом было проведено 100 выстрелов. Результаты приведены в табл. 2. Кривая распределения скорости была близка к нормальному Га-

уссовскому распределению (рис. 5).

Описанный в данной работе прибор был внедрен в технологический процесс детонационного напыления упрочняющих и жаростойких покрытий на стенки кристаллизаторов МНЛЗ, производимых фирмой ЗАО «Уралинжинеринг», работающей в г. Магнитогорске. В процессе эксплуатации прибор показал высокую устойчивость к сильно изменяющейся в процессе напыления окружающей среде, стабильные показатели при измерении времени пролета сгустков дозы порошка и хорошую повторяемость экспериментальных результатов. Таким образом, данный прибор может быть рекомендован для использования в технологиях детонационного газового напыления различных покрытий на металлы.

Выводы

1. Разработанный метод и устройство являются устойчивыми к изменению окружающей среды, а также не подвержены влиянию различных электрических, магнитных и электромагнитных наводок.
2. Точность измерения, достигнутая на разработанном приборе, составляет  $\epsilon \approx 2,5\%$ .
3. С помощью предлагаемого прибора можно измерять не только скорость движущихся локализованных в пространстве объектов, но и оценивать степень этой локализации.
4. Изготовление прибора требует разумных материальных и финансовых затрат, он может быть использован в любой исследовательской лаборатории.

Список литературы

1. Шоршоров М.Х., Харламов Ю.А. Физико-химические основы детонационно-газового напыления покрытий. М.: Наука, 1978. 224 с.
2. Астахов Е.А., Краснов А.И. Защитные покрытия на металлах. Киев: Наук. думка, 1971. Вып. 5. С. 57–62.
3. Новые методы нанесения покрытий напылением. Ворошиловград, 1976.

The literature

1. Shorshorov M. H, Kharlamov J.U.A. physical and chemical of a detonatsionno-gas dusting of coverings. M.: the Science, 1978. 224 p.
2. Astahov E.A., Krasnov A.I. Сб. тр. Sheetings on metals. Kiev: the Science, 1971. Release. 5. P. 57–62.
3. New methods of drawings of coverings a dusting. Voroshilovgrad, 1976.

# СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ

УДК 621.771.014.07.001.57

Салганик В.М., Полецков П.П., Кухта Ю.Б., Егорова Л.Г.

## УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ГОРЯЧЕКАТАНОГО ПРОКАТА ПО ПРОФИЛЮ И ПЛОСКОСТНОСТИ НА БАЗЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АВТОМАТИЗИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ

Технология горячей прокатки на непрерывном широкополосном стане опирается на много важных параметров и, как следствие, сложна в управлении. Вместе с тем, бурное совершенствование элементной базы и средств АСУ ТП в металлургии и прокатном производстве позволяет осуществлять максимальное замещение операторского контроля электронными системами. Учитывая также стратегию производителей на удовлетворение и предвосхищение запросов рынка в аспектах качества продукции, а также эффективное управление себестоимостью, разработка и широкое применение алгоритмов управления и математических моделей для решения частных задач на всех уровнях технологического процесса выглядит обоснованным и перспективным. Такой подход применяется и к процессу производства плоского проката, выпускаемого на широкополосном стане горячей прокатки (ШСГП) 2500 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Одной из ключевых качественных характеристик горячекатаной полосы является её геометрия. Состояние и степень износа рабочего инструмента – прокатных валков – существенно влияют на геометрические характеристики проката, в том числе плоскостность и поперечную разнотолщинность. Вместе с тем, для валковых систем типа «кварто» необходимо наличие оперативных сведений о характере износа не только рабочих, но и опорных валков. Без этого затруднительно адекватно оценить нужность и степень корректировки определенных технологических параметров.

Основными факторами, определяющими форму

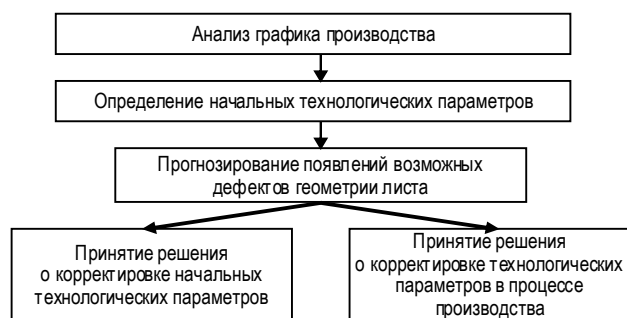


Рис. 1. Общая схема модели системы управления геометрией горячекатаного листа

зазора между валками во время прокатки, а значит, и итоговые параметры готового продукта являются: исходная профилировка рабочих и опорных валков, износ валков, их тепловой профиль и упругая деформация под нагрузкой.

Только начальная профилировка является заранее задаваемой величиной. Другие факторы подвержены значительным изменениям в процессе прокатки, особенно в условиях, когда на валках с одной начальной профилировкой прокатывают полосы разнообразных размеров и марок стали. Следует отметить, что накапливающиеся изменения первоначального профиля приводят к снижению точности прокатки, изменению условий контакта между рабочими и опорными валками, возникновению трудностей с получением листового металла требуемого качества. Причем характер и интенсивность этих изменений определяется всем комплексом технологических условий прокатки. Поэтому всегда актуальна проблема – вовремя получить необходимую информацию о выделенных выше факторах, учесть ее на стадии подготовки плана выпуска продукции, а также во время процесса производства. Решить эти проблемы призвана автоматизированная система управления геометрией горячекатаного листа (АСУГГЛ).

При планировании создания АСУГГЛ было рассмотрено несколько возможных вариантов реализации предлагаемой на рис. 1 модели.

Конечно, у каждого из вариантов есть неоспоримые достоинства, но есть и недостатки. Во-первых, рассматривалась возможность установки дополнительного оборудования для определения необходимых показателей. Неоспоримое достоинство – достаточно высокая точность приборов измерения. К недостаткам можно отнести необходимость дальнейшей обработки и анализа полученной информации, отсутствие системы расчета итоговых величин при изменении текущих параметров, а также очень высокая стоимость оборудования и наличие сложностей, связанных с внедрением, настройкой, а также обучением специалистов.

Во-вторых, рассматривался вариант создания автоматизированной системы, основной алгоритм которой базируется на математическом моделировании процесса производства, с возможностью точного прогнозирования изменения текущих параметров, кор-

ректировкой факторов влияния и получения информации о происшедших в результате этого изменениях. Достоинство предлагаемого подхода – оперативность получения необходимой информации, возможность корректировки, прогнозирование влияющих величин до начала процесса производства. Основным недостатком – некоторая сложность адаптации, связанная с необходимостью детального тестирования АСУГГЛ и сопоставления результатов работы с реальными величинами, полученными по результатам замеров.

Проанализировав все достоинства и недостатки, признали более рациональным второй вариант – создание автоматизированной системы, определив основные этапы разработки.

**Первый этап.** Включил в себя дополнение существующей математической модели [1, 2] методикой описания изменения профиля (износ) опорных валков. Разработка методики проводилась, основываясь на статистических данных о более чем 40 кампаниях опорных валков чистой группы стана 2500 горячей прокатки. Изучение формы и глубины износов показало, что наиболее точный способ описания – дискретный, а для создания алгоритма расчета необходимо учитывать характеристики валков и распределение прокатанного сортамента в течение кампании. В результате выделили значимые величины:

1) размеры валка (длина бочки). Представили в виде вектора, элементами которого являются ординаты равноудаленных точек, взятых вдоль поверхности бочки валка;

2) твердость поверхности бочки валка. Оказывает существенное влияние на степень искажения исходной профилировки, а изменение твердости, например, из-за перешлифовок и неравномерного наклепа, сказывается на характере износа;

3) начальная (станочная) профилировка. Необходима для описания начальной формы образующей бочки опорного валка;

4) даты завалки и вывалки валков. Характеризуют расчетный период кампании каждого из валков (валки могут иметь различный линейный пробег по металлу).

Кроме того, из практики прокатного производства известно о разных степенях и характере износа верхнего и нижнего валков, у которых интенсивность и величина износа больше. Поэтому при создании предлагаемой методики рассмотрели и различие в

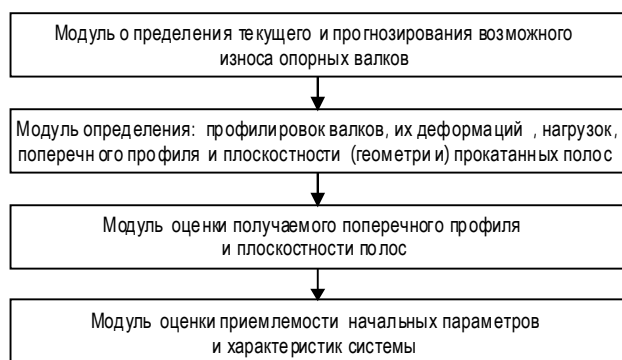


Рис. 2. Основные модули автоматизированной системы

положении валков в клетке (верхний или нижний).

**Второй этап.** Проектирование алгоритма работы автоматизированной системы управления, в ходе которого были выделены отдельные модули, реализованные в качестве подпрограмм единой системы (рис. 2).

Взаимодействие модулей было реализовано путем передачи необходимой информации из одной подсистемы в другую с учетом корректной и последовательной работы каждого составляющего. Ввод и вывод информации происходит в автоматическом режиме с учетом текущих настроек. Предоставление расчетных данных осуществили как в форме числового массива, так и в графическом виде.

Такой подход позволяет специалисту максимально быстро проанализировать все необходимые величины, что поможет принять решения о целесообразности тех или иных корректировок параметров. Результаты изменения настроек системы и основных характеристик сразу же отразятся на итоговых значениях, показав точность произведенных модификаций.

**Третий этап.** Адаптация системы. Включает в себя опытную эксплуатацию, в результате которой производятся необходимые дополнения в модулях системы, анализируются результаты работы. Применительно к АСУГГЛ было выполнено детальное исследование для 25 характерных кампаний работы чистой группы стана 2500 горячей прокатки. Осуществлялись необходимые замеры как текущего износа для каждого валка, так плоскостность и поперечное сечение полос. Последовательно производилось сопоставление с расчетными результатами после окончания каждой кампании. В результате была отмечена высокая точность прогнозирования итоговых величин, что позволяет использовать АСУГГЛ как систему предотвращения образования дефектов горячекатаного проката.

Автоматизированная система управления геометрией горячекатаного листа была введена в эксплуатацию на широкополосном стане горячей прокатки 2500 листопрокатного цеха №4 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ОАО «ММК»).

К ее достоинствам можно отнести:

1) высокую скорость расчетов, достигнутую в результате уменьшения количества обращений к внешним источникам для чтения и записи информации за счет своевременного удаления ненужных для расчета данных;

2) минимальную требовательность к ресурсам ПЭВМ;

3) возможность за один сеанс работы программы получить результаты расчетов и оценить их эффективность при различных начальных параметрах;

4) специально ориентированный интерфейс, который позволяет не перегружать систему дополнительными программными модулями;

5) автоматизацию ввода необходимых для расчетов данных и справочников, причем предусмотрена возможность корректировки справочников во время работы программы.

Взаимодействие с пользователем осуществляется через удобный интерфейс. Он обеспечивает выполнение всех расчетных функций, а также дополнительно реализует сервисные функции, такие как сохранение

ОО	Время прокатки	Партия	Плавка	Марка	✘	ГОСТ ТУ	✘	Посад				Прокат				Цех	Назн. мет.	Расх. коэф.
								Профиль	Разв.	шт	Вес	Профиль	Длина	шт	Вес			
X	23:10:22	18276	890810	DC01		СТП ММК 224-2005		250x1560x5550	16.67	2	33.34	3.20 x 1560	0.83	2	32.53	ЛПЦ-5	Э	1.025
X	23:10:46	18277	890810	DC01		СТП ММК 224-2005		250x1560x5550	16.67	2	33.34	3.20 x 1560	0.83	2	32.53	ЛПЦ-5	Э	1.025
X	23:11:00	18278	890811	08пс	3	ГОСТ 9045-93		250x1560x5550	16.67	2	33.34	3.20 x 1560	0.83	2	32.53	ЛПЦ-5	ВА3	1.025
X	23:13:18	18279	890811	08пс	3	ГОСТ 9045-93		250x1560x5550	16.67	2	33.34	3.20 x 1560	0.83	2	32.53	ЛПЦ-5		1.025
X	23:25:33	18280	572820	10	5	ГОСТ 16523-97		250x1560x5550	16.67	7	116.7	3.00 x 1560	3.1	7	113.85	ЛПЦ-5		1.025
X	23:58:04	18281	890810	DC01		СТП ММК 224-2005		250x1560x5550	16.67	5	83.36	2.50 x 1560	2.66	5	81.33	ЛПЦ-5	Э	1.025
X	23:58:35	18282	890811	08пс	3	ГОСТ 9045-93		250x1560x5550	16.67	5	83.36	2.20 x 1560	3.02	5	81.32	ЛПЦ-5		1.025

Рис. 3. Информация о характеристиках полос

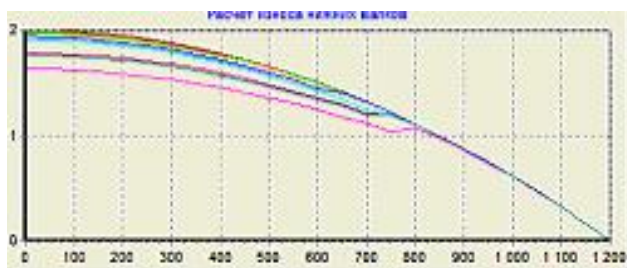


Рис. 4. Изменение профиля опорных валков за кампанию

и вывод промежуточных значений расчета, работу с многооконным интерфейсом, представление итоговых результатов в виде графиков. Организован ввод исходных данных в автоматическом режиме (из файлов, сформированных в используемой на предприятии корпоративной информационной системе) и выдача результатов в удобной и привычной для пользователя форме. Предоставлена возможность редактировать начальные параметры, справочники, адаптивные коэффициенты и производить повтор расчета с новыми характеристиками. Основные преимущества программного продукта были достигнуты путем учета специфики конкретной задачи при разработке указанных выше модулей решений.

Функционирование автоматизированной системы управления включает следующие этапы.

1. Первоначально производится автоматический ввод данных о характеристиках прокатанных и вновь сформированных партий полос (рис. 3).

2. Производятся расчеты, определяющие состояние поверхности бочек опорных валков в зависимости от прокатанного сортамента. После чего появляется графическое (рис. 4) и числовое отображение степени и характера износа каждого опорного валка.

3. Основная часть автоматизированной системы управления выделяется в отдельный модуль. Отображается информация о планируемом выпуске проката – графике посада (рис. 5): номер партии, марка стали, планируемая толщина, ширина листа, его километраж и тоннаж и т.д.

Для каждой позиции в режиме реального времени отображается поперечный профиль (чечевица) полосы и ее плоскостность (планшетность) (рис. 6), что позволяет определить дефекты. Эта же информация выводится и в числовом виде (например, величины отклонения от заданной толщины). При обнаружении дефектов Пользователь имеет возможность осуществлять корректировку значений усилия противоизгиба рабочих валков, определять приемлемость выбранных профилировок прокатных валков и сразу устанавливать результативность проделанных изменений – устранен дефект или нет.

Устанавливаются партии, где было спрогнозировано пониженное качество по профилю или плоскостно-

№	Партия	Плавка	Марка стали	Количество штук	Развес, тонн	Толщина полосы, мм	Ширина полосы, мм	Режим обжатия	Усилие прокатки	Требваемая "чечевица"	Длина полосы
1	892577-3	51444	СТЗСП	2	25.48	4	1250	Да	Да	---	0.66
2	126798-1	51445	08ПС	1	13.34	4	1240	Да	Да	0	0.34
3	126798-2	51446	08ПС	6	80.07	4	1240	Да	Да	0	2.08
4	126798-3	51447	08ПС	6	80.07	4	1240	Да	Да	0	2.08
5	126798-4	51448	08ПС	1	13.34	4	1240	Да	Да	0	0.34
6	326795-1	51449	08ПС	11	146.8	4	1240	Да	Да	0	3.81
7	326795-2	51450	08ПС	3	40.03	4	1270	Да	Да	0	1.04

Рис. 5. Информация о планируемом выпуске проката

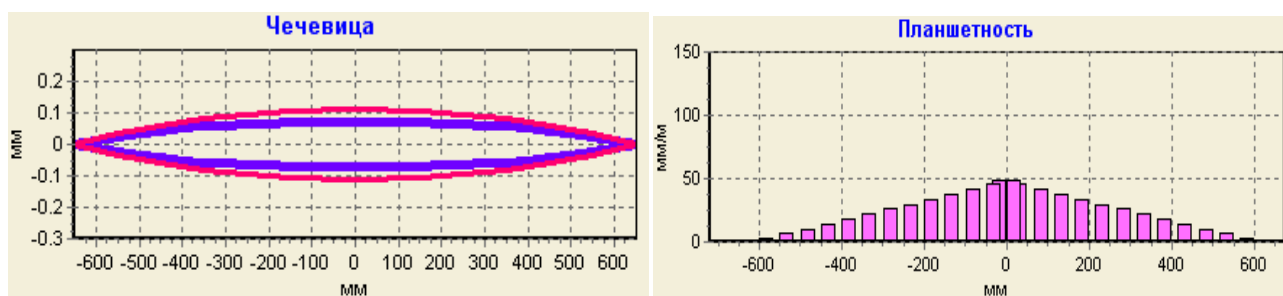


Рис. 6. Поперечный профиль и плоскостность полосы

сти, по результатам расчетов АСУГГЛ определяются корректирующие величины, что позволяет на этапе производства устранить предсказанный ранее дефект.

В результате создания и внедрения АСУГГЛ были решены следующие задачи:

1. Совершенствование математической модели нагрузок и деформаций валковых систем кварто для описания контактных взаимодействий рабочих и опорных валков с учетом износа последних.

2. Адаптация комплексной математической модели к условиям стана 2500 горячей прокатки ОАО «ММК».

3. Опробование и коррекция предлагаемых мероприятий в промышленных условиях, анализ эффективности их применения, внедрения в практику работы стана.

Таким образом, цель создания АСУГГЛ – повышение качества листовой горячекатаной стали по поперечному профилю и плоскостности в условиях широкого размерного и марочного сортамента на основе математического моделирования валковых систем

кварто с учетом износа опорных валков была реализована в полной мере.

#### Список литературы

1. Salganik V. Mathematical modeling of roll load and deformation in a four-high strip mill. MetallForming 2002. The University of Birmingham, UK, September 9–11, 2002.
2. Разработка профилировки валков двухклетового реверсивного стана ОАО «ММК» с учетом размерного, марочного сортамента и стойкости валков / В.М. Салганик, И.В. Виер, П.П. Полецков, В.А. Антипенко // Вестник МГТУ. 2003. № 3. С. 19–22.

#### List of literature

1. Salganik V. Mathematical modeling of roll load and deformation in a four-high strip mill. MetallForming 2002. The University of Birmingham, UK, September 9–11, 2002.
2. Modeling of roll profile of twostand reverse mill into account of arip size and rolls force / V.M. Salganik, I.V. Vier, P.P. Poletskov, V.A. Antipenko // Vestnik MSTU. 2003. № 3. P 19–22.

УДК 621.77

Голубчик Э.М., Яковлева Е.Б., Телегин В.Е., Яшин В.В., Смирнов П.Н.

## ПОВЫШЕНИЕ РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ХОЛОДНОКАТАНОЙ УПАКОВОЧНОЙ ЛЕНТЫ ИЗ СТАЛИ МАРКИ 30Г2 ПУТЕМ ПРИМЕНЕНИЯ АДАПТАЦИОННЫХ МЕХАНИЗМОВ

На современном этапе рыночных отношений залогом успешного и устойчивого развития крупного промышленного предприятия является реализация принципов системы менеджмента качества, направленных на повышение результативности производства, особенно при изготовлении продукции с высокой добавленной стоимостью, к которой можно отнести холоднокатаную ленту. При этом для обеспечения высокой конкурентоспособности, помимо развития инновационных технологий, предприятие должно быть способно к адаптации в изменяющихся условиях рынка.

В настоящее время существует ряд трактовок термина «адаптация». Причем достаточно широко данный термин применяется при рассмотрении социальных объектов, биологических систем, в теории управления. В экономической литературе приводится следующее определение: «адаптация (от лат. adaptatio – приспособление) – приспособление экономической

системы и ее отдельных субъектов, работников к изменяющимся условиям внешней среды, производства, труда, обмена, жизни» [1]. В соответствии с данным определением задача адаптации перед организацией сводится к обеспечению для нее новых благоприятных возможностей посредством создания соответствующего механизма адаптации.

Согласно теории систем адаптация может быть рассмотрена как система и как процесс [2]. Как система механизм адаптации включает в себя цели, задачи, принципы, структуру, технологию, персонал. Так, например, к целям адаптационного механизма можно отнести обеспечение своевременной и адекватной реакции на изменение внешней среды (изменение запросов потребителей), использование возможностей внешней среды для развития внутреннего потенциала организации и ряд других. Задачи, решаемые адаптационным механизмом, сводятся к обеспечению взаимодействия

предприятия с окружающей средой (потребителями), позволяющего поддерживать его потенциал на уровне, необходимом для достижения целей; исследование и удовлетворение усложняющихся потребностей рынка; определение степени гибкости внутренних переменных. К технологиям, задействованным в процессе внедрения и использования механизма адаптации можно отнести информационные технологии, технологии переработки материальных ресурсов, технологии обеспечения финансовых ресурсов, технологии управления персоналом, технологии работы со средствами и предметами труда и т. д. [3].

В технической литературе представлено достаточно большое многообразие принципов формирования и реализации адаптационных механизмов, в которых обобщаются все известные современной науке законы и закономерности, а также эмпирический опыт.

В то же время практически отсутствуют исследования, рассматривающие адаптационные механизмы при описании технических систем, к которым можно отнести технологию изготовления конкретного изделия, например технологию производства металлопроката. При этом адаптацию в широком смысле можно определить как процесс целенаправленного изменения структуры и параметров технологической системы для повышения эффективности ее функционирования.

Рассмотрим применимость адаптационных механизмов на примере производства холоднокатаной ленты в условиях ЛПЦ-8 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат» (ОАО «ММК»).

На сегодняшний день цех углеродистой ленты (ЛПЦ-8) ОАО «ММК» является крупнейшим производителем холоднокатаной ленты в России, занимая долю, превышающую 60% всего объема выпускаемой товарной ленты. При этом сортамент выпускаемой ленты чрезвычайно разнообразен: как по толщине (от 0,4 до 4,5 мм) и ширине (от 10 до 500 мм), так и по техническим требованиям и маркам стали – от низко- до высокоуглеродистых (до 0,75% C), а также от низколегированных с малым содержанием углерода до легированных с повышенным его содержанием (до 0,70% C). Кроме того, ЛПЦ-8 является единственным производителем в России холоднокатаной ленты толщиной от 3,0 до 4,5 мм из низкоуглеродистых и низколегированных марок стали, а также толщиной от 3,0 до 4,0 мм из средне- и высокоуглеродистых и легированных марок стали с повышенным содержанием углерода [4].

Одним из широко востребованных видов продукции ЛПЦ-8 является холоднокатаная лента из стали марки 30Г2, перерабатываемая в дальнейшем потребителем (ООО «Центр упаковки») в упаковочную

ленту на агрегате непрерывного патентирования, лакирования и вошения (АНГЛР).

Ранее производимая высоконагартованная холоднокатаная лента толщиной 0,8 мм из стали марки 30Г2 в соответствии с нормативно-технической документацией (ТП 14-101-410-99) изготавливалась с содержанием углерода 0,26–0,27% (то есть с минимальным содержанием углерода по требованиям ГОСТ 4543-71), при этом обеспечивался уровень механических свойств в соответствии с **табл. 1** [5].

Как видно из данных **табл. 1**, уровень временного сопротивления разрыву полосы не полностью соответствовал как требованиям потребителя, так и требованиям ТП 14-101-410-99. Так как потребителю с требуемым уровнем временного сопротивления разрыву необходимо только 10% объема поставляемой продукции (той части упаковочной ленты, которая идет на упаковку горячекатаных рулонов со станом горячей прокатки), то для определения доли металла, соответствующего по механическим свойствам требованиям потребителя, было проведено исследование частотного распределения значения временного сопротивления разрыву холоднокатаной ленты из стали марки 30Г2 (**табл. 2**).

Исходя из данных **табл. 2**, очевидно, что количество партий металла с уровнем механических свойств, удовлетворяющих требованиям (ожиданиям) потребителя, составило ~6,5%.

В связи с этим в 2008 г. возникла необходимость корректировки технологии производства холоднокатаной ленты толщиной 0,8 мм для производства на АНГЛР высокопрочной упаковочной ленты, применяемой при обвязке горячекатаных рулонов на моталках стана 2000 ЛПЦ-10 ОАО «ММК». Было принято решение упрочнения ленты за счет перехода с марки стали 30Г2 на марку стали 35Г2. При этом был при-

**Таблица 1**  
Механические свойства холоднокатаной ленты толщиной 0,8 мм из стали марки 30Г2, поставляемой по ТП 14-101-410-99

Параметр	Механические свойства	
	Временное сопротивление разрыву $\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup> , среднее (диапазон)	Относительное удлинение $\delta_1$ , %, среднее (диапазон)
46 испытаний	841,4 (780–920)	7,9 (5,0–12,0)
Требования ТП 14-101-410-99 (факультативны)	800–940	Не менее 6
Требования потребителя	900–950	Не менее 6,0

**Таблица 2**

Частотное распределение значений временного сопротивления разрыву холоднокатаной ленты толщиной 0,8 мм из стали марки 30Г2, поставляемой по ТП 14-101-410-99 (содержание углерода 0,26–0,27%)

Временное сопротивление разрыву $\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup>	780	790	800	810	820	830	840	850	860	870	880	890	900	910	920	930	940	Всего
Частота	2	3	6	3	4	3	5	2	2	6	3	4	1	0	2	0	0	46
%	4,3	6,5	13,0	6,5	8,7	6,5	10,9	4,3	4,3	13,0	6,5	8,7	2,2	0,0	4,3	0,0	0,0	100



менен принцип альтернативности реализации адаптационного механизма в соответствии со сложившимися условиями и поставленными целями.

Разработанная технология производства упаковочной ленты предусматривала:

- выплавку стали марки 35Г2 по ГОСТ 4543-71;
- смягчающий отжиг горячекатаного травленого подката размерами 2,2x485 мм перед холодной прокаткой по режиму №2 с температурой окончательной выдержки 680°C;
- холодную прокатку ленты на толщину 0,8 мм на непрерывном пятиклетевом прокатном стане 630 с уставкой толщины в пятой клетке стана 0,77–0,79 мм;
- термическую обработку холоднокатаной ленты по режиму №4 с температурой окончательной выдержки 400°C;
- дрессировку термообработанной холоднокатаной ленты на двухклетевом прокатно-дрессировочном стане 630 с относительным обжатием в диапазоне 0,1–0,5%.

По указанной технологии в ЛПЦ-8 ОАО «ММК» было изготовлено 246,9 т ленты данного сортамента. Полученные механические свойства представлены в табл. 3.

Доля металла с запрашиваемым уровнем временного сопротивления разрыву на новой ленте из стали марки 35Г2 составила 46,7% (табл. 4), что намного

превышает требуемый объем (10–15% объема поставляемой продукции).

Анализ опытных прокаток показал нецелесообразность, в том числе экономическую, производства упаковочной ленты из стали марки 35Г2, в связи с чем, было принято решение вернуться к марке стали 30Г2, но с корректировкой ее химического состава. При этом использовался принцип экономической оптимальности адаптационного механизма: для каждой организации должно быть найдено соответствие между эффективностью функционирования адаптационного механизма и совокупными затратами на его реализацию [3]. Согласно данному принципу любые дополнительные затраты предприятия, связанные с технологическими изменениями под влиянием внешних воздействий, должны быть оправданы предполагаемым или фактическим повышением эффективности его функционирования.

Так как в стали марки 30Г2 в соответствии с требованием ГОСТ 4543-71 содержание углерода варьируется в диапазоне 0,26–0,35%, было принято решение холоднокатаную ленту для ООО «Центр упаковки» изготавливать из стали марки 30Г2, но со смещением содержания углерода в сторону верхней границы (более 0,30%), при этом было подготовлено соответствующее технологическое письмо ОАО «ММК» и выпущен новый нормативный документ, регламентирующий требуемый потребителем уровень механических свойств (ТС 14-101-410-2008). На данном этапе использовался принцип гибкости адаптационного механизма, представляющий собой способность технологической системы изменять свои составляющие и направленность в соответствии с изменением внешних условий (ожидание потребителей) и внутренних целей организации (минимизация затрат).

По разработанной новой технологии было произведено 585,2 т ленты из стали марки 30Г2 с содержанием углерода в металле 0,31–0,32%. Анализ уровня временного сопротивления разрыву холоднокатаной ленты, изготовленной по новой технологии, показал, что вся продукция соответствует требованиям ТС 14-101-410-2008 и 19,8% ее объема для производ-

Таблица 3

**Механические свойства холоднокатаной ленты из стали марки 35Г2 толщиной 0,8 мм, поставляемой по ТП 14-101-410-99**

Параметры	Временное сопротивление разрыву $\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup> , среднее (диапазон)	Относительное удлинение $\delta_4$ , %, среднее (диапазон)
15 испытаний	881,7 (830–940)	6,9 (6,0–8,4)
Требования ТП 14-101-410-99 (факультативны)	800–940	Не менее 6

Таблица 4

**Частотное распределение временного сопротивления разрыву холоднокатаной полосы толщиной 0,8 мм из стали марки 35Г2, поставляемой по ТП 14-101-410-99**

Временное сопротивление разрыву $\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup>	830	840	850	860	870	880	890	900	910	920	930	940	Всего
Частота	2	0	2	2	0	0	2	0	0	1	2	4	15
%	13,3	0	13,3	13,3	0	0	13,3	0	0	6,7	13,3	26,7	100

Таблица 5

**Частотное распределение значений временного сопротивления разрыву холоднокатаной ленты толщиной 0,8 мм из стали марки 30Г2 с содержанием углерода 0,31–0,32%, поставляемой по ТС 14-101-410-2008**

Временное сопротивление разрыву $\sigma_b$ , Н/мм <sup>2</sup>	800	810	820	830	840	850	860	870	880	890	900	910	920	930	Всего
Частота	12	11	9	11	18	13	10	13	6	5	12	7	5	3	135
%	8,9	8,1	6,7	8,1	13,3	9,6	7,4	9,6	4,4	3,7	8,9	5,2	3,7	2,2	100

ства высокопрочной упаковочной ленты для упаковки горячекатаных рулонов ПСГП 2000 ОАО «ММК» удовлетворяет требованиям потребителя (табл. 5).

В 2009 г. в ЛПЦ-8 ОАО «ММК» в качестве эксперимента была прокатана холоднокатаная лента из стали марки 30Г2 с содержанием углерода 0,34%. Анализ механических свойств ленты данной плавки показал, что уровень временного сопротивления разрыву находился в диапазоне 890–940 Н/мм<sup>2</sup>, среднее значение  $\sigma_{в\text{ сред}} = 911,4 \text{ Н/мм}^2$  (у стали марки 35Г2 –  $\sigma_{в\text{ сред}} = 913,0 \text{ Н/мм}^2$ ). Данный эксперимент показал возможность резервирования адаптационного механизма – создание внутреннего резервного потенциала технологической системы, который можно будет использовать в случаях крайней необходимости.

В табл. 6 представлены результаты механических испытаний холоднокатаной упаковочной ленты с различным содержанием углерода. В результате проведенного анализа получаемого уровня механических свойств упаковочной ленты с различным содержанием углерода было принято решение вновь провести корректировку химического состава стали, при этом технологию горячей, холодной прокатки и отжига оставить без изменения.

На рис. 1 представлены результаты испытаний механических свойств исследуемой холоднокатаной упаковочной ленты.

Таким образом, с целью обеспечения требуемых механических свойств холоднокатаной ленты из стали марки 30Г2 по ТС 14-101-410-2008 для последующего изготовления упаковочной ленты по ТУ 1231-002-78810415-2008 для ООО «Центр упаковки» было принято решение производить выплавку стали марки 30Г2 по ГОСТ 4543-71 с содержанием углерода 0,28–0,32%.

На следующем этапе исследования адаптационных механизмов технологии производства холоднокатаной упаковочной ленты под ожидания потребителя были проведены исследования по повышению пластичности ленты из стали марки 30Г2.

С этой целью был проведен комплекс исследований по термообработке холоднокатаной ленты. При этом были осуществлены сравнительные отжиги в колпаковых печах по двум различным технологиям: в соответствии с действующей технологической инструкцией и по вновь разработанным режимам (в соответствии с ГИ-2028 от 03.12.2008 г.), имеющим разницу в 20°C температуры окончательной выдержки и общей продолжительностью нагрева садки металла при предварительном отжиге горячекатаного подката в 8–10 часов.

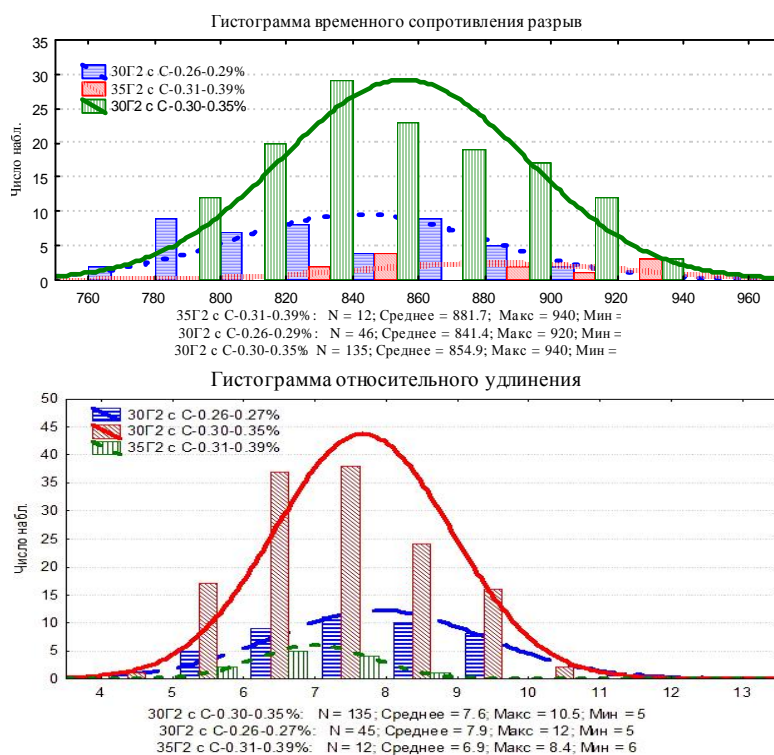
Проведенный мониторинг и сравнительный анализ механических свойств данного сортамента холоднокатаной ленты из стали марки 30Г2, поставляемой потребителю по ТС 14-101-410-2008 для последующего изготовления упаковочной ленты, показал (рис. 2, табл. 7), что уровень относительного удлинения ленты, отожженной по обеим технологиям, удовлетворяет требованиям нормативного документа ( $\delta_4$  – не менее 5%), но среднее зна-

Таблица 6

**Механические свойства холоднокатаной упаковочной ленты для ООО «Центр упаковки» ОАО «ММК», изготовленной по варьируемым технологическим схемам**

Марка стали	Содержание С, %	Механические свойства	
		$\sigma_{в}$ , Н/мм <sup>2</sup> , среднее (диапазон)	$\delta_4$ , %, среднее (диапазон)
30Г2 ТИ 10-П-ХЛ8-315-2007	0,26–0,27	841,4 (780–920)	7,9 (5,0–12,0)
35Г2 ГИ-1127 от 16.08.2007	0,36	913,0 (860–970)	6,8 (5,0–9,5)
30Г2 ГИ-0450 от 08.04.2008	0,31–0,32	854,9 (800–940)	7,6 (5,0–10,5)
30Г2 Плавка 108994 (2009)	0,34	911,4 (880–940)	7,8 (7,0–9,2)
<b>Требования ТС 14-101-410-2008</b>		700–940	<b>Не менее 5,0</b>
<b>Требования потребителя*</b>		900–950	<b>Не менее 5,0</b>

\* Гарантированное обеспечение механических свойств в 10–15% объема поставляемой ленты.



**Рис. 1. Частотные распределения значений временного сопротивления разрыву ( $\sigma_{в}$ ) и относительного удлинения ( $\delta_4$ ) холоднокатаной ленты из стали марки 30Г2 с различным содержанием углерода и стали марки 35Г2 по ТП 14-101-410-99**

чение относительного удлинения по откорректированной технологии повысилось с 7,6 до 8,5%.

В результате проведенной работы по оптимизации пластичности холоднокатаной упаковочной ленты, отожженной по усовершенствованному режиму, потенциальный уровень брака по относительному удлинению ( $\delta_4$ ), рассчитанный с помощью программного продукта ПО Statistica 6, снизился с 1,73% (0,017265 ppm) до 0,5% (0,000536 ppm).

Таким образом, применение адаптационных механизмов за счет варьирования содержания углерода в стали и режимов термообработки позволило обеспечить оптимальный уровень механических свойств холоднокатаной упаковочной ленты из стали марки 30Г2, что существенно повысило результативность технологии ее изготовления.

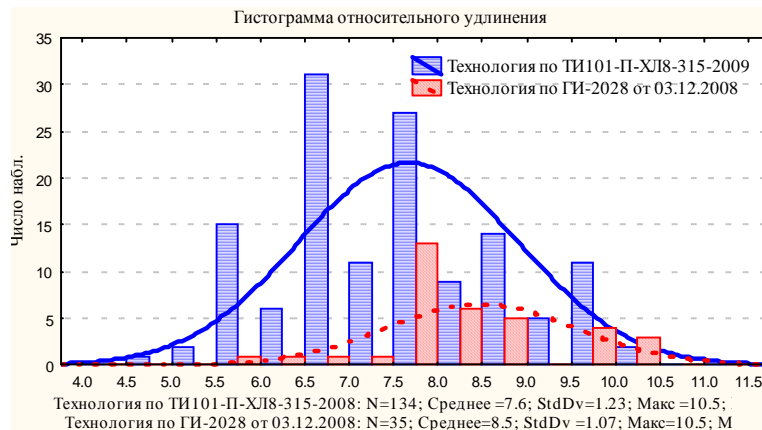


Рис. 2. Гистограмма частотного распределения относительного удлинения холоднокатаной ленты из стали марки 30Г2 по ТС 14-101-410-2008, отожженной по двум технологиям

Список литературы

1. Райзберг Б.А., Лозовский Л.Ш., Стародубцева Е.Б. Современный экономический словарь. М.: Инфра-М, 2006. 480 с.
2. Хубка В. Теория технических систем: пер с нем. М.: Мир, 1987. 208 с.
3. Ледовская М.Е. Исследование рыночного потенциала как объекта управления организацией // Проблемы совершенствования механизма управления экономическими системами на продовольственном рынке: сб. статей Всерос. научной интернет-конференции с международным участием / сост. Г.Р. Таишева, Ю.С. Валеева, Г.А. Валеева, Ю.Н. Никонорова. Казань: Изд-во Казан. гос. ун-та, 2008. 638 с.
4. Управление качеством поверхности холоднокатаной ленты широкого сортамента в условиях ЛПЦ № 8 ОАО «ММК» / Смирнов П.Н., Голубчик Э.М., Куницын Г.А. и др. // Сталь. 2007. № 2. С. 23–24.
5. Освоение производства упаковочной ленты на агрегате непрерывного патентирования в ЛПЦ-8 / Смирнов П.Н., Залетова Е.Д., Яковлева Е.Б. и др. // Совершенствование технологии в ОАО «ММК» // Сб. тр. центральной лаборатории ОАО «ММК». Вып. № 8. Магнитогорск: Дом печати, 2004. С. 111–118.

List of literature

1. Rayzberg B.A., Lozovsky L.S., Starodubtseva E.B. Modern Dictionary of Economics. Moscow: Infra-M, 2006. 480 p.

Таблица 7

Механические свойства холоднокатаной ленты толщиной 0,8 мм из стали марки 30Г2 по ТС 14-101-410-2008

Вид технологии	Объем выборки (N)	$\sigma_v$ , Н/мм <sup>2</sup> , среднее (диапазон)	$\delta_4$ , %, среднее (диапазон)
Существующая	134	855,1 (800–940)	7,6 (5,0–10,5)
Новая	35	847,1 (770–920)	8,5 (6,0–10,5)
Требования НД		700–940	Не менее 5,0

2. Khubka V. Theory of technical systems / Translated from the German. M.: Peace, 1987. 208 p.
3. M.E. Ledovskaya. Study of market potential as an object of management of the organization: Problems of improving the mechanism of economic management-sky systems in the food market: Collected papers online All-Russia scientific conference with international participation /Sost. Taishava GR, Valeeva YS, Valeeva GA, Nikonorova YN. Kazan: Izd Kazansk. gos. un-ta, 2008. 638 p.
4. Office of the surface quality of cold-rolled wide strip sortamenta in LPTS number 8 OAO MMK / Smirnov P.N., Golubchik E.M., Kunitsyn G.A. and dr. // Steel. 2007. № 2. P. 23–24.
5. Mastering the production of packing tape on the unit continuous patentition in LPTS-8/ Smirnov P.N., Zaletova E.D., Yakovleva E.B. etc. //Of improving technology in OAO «ММК» // Sb.tr. central laboratory of OAO MMK. # 8. Magnitogorsk: Printing House, 2004. P. 111–118.

УДК 621.771

Бузунов Е.Г., Рубин Г.Ш., Мезин И.Ю.

## ОПИСАНИЕ ПРОЦЕССА ДИФФУЗИИ ЦИНКОВЫХ ПОКРЫТИЙ СТАЛЬНОЙ ПРОВОЛОКИ НА ОСНОВЕ ТЕОРИИ КОНСТРУКТИВНЫХ ФРАКТАЛОВ

Геометрия встречающихся в природе объектов самых различных размеров, от атомных масштабов до Вселенной, занимает центральное место в моделях, которые создаются для изучения объектов и процессов.

Геометрия траекторий частиц, линий тока в гидродинамике, волн, береговых линий, ландшафтов, гор, островов, рек, ледников и отложений зерен в скалистых породах, металлах и композитных материалах, иначе гово-

ря, геометрия природы занимает центральное место в различных областях науки и техники, и поэтому геометрические аспекты являются основополагающими. Каждая область стремилась развить свои адаптированные к ее потребностям понятия (например, такие, как морфология, четырехмерное пространство, текстура, конформация и дислокация), используемые учеными, работающими именно в этой области. По традиции основной интуитивного понимания геометрии природы служили евклидовы прямые, окружности, сферы и тетраэдры [1].

Однако многие природные системы настолько сложны и нерегулярны, что использование только известных объектов классической геометрии для их моделирования представляется невозможным. Поэтому были разработаны математические понятия, выходящие за рамки традиционной геометрии.

Своими фундаментальными работами Бенуа Б. Мандельброт привлек внимание научной общественности к фрактальной геометрии.

Следуя Лаверье, фрактал – это геометрическая фигура, в которой один и тот же фрагмент повторяется при каждом уменьшении масштаба. Фракталы, обладающие этим свойством и получающиеся в результате простой рекурсивной процедуры (комбинации линейных преобразований), называются конструктивными фракталами. Таким образом, конструктивный фрактал – это множество, получающееся в результате линейных (аффинных) сжимающих отображений подобия. Результирующее сжимающее отображение обладает устойчивой неподвижной «точкой» – фракталом [2].

Примером конструктивного фрактала может служить дерево, ствол которого разделен на две более мелкие ветви. В свою очередь, каждая из этих ветвей разделяется на две более мелкие ветви и т. д. При многократном повторении этой процедуры получается древовидный фрактал с бесконечным числом ветвей. Каждую отдельную ветвь можно, в свою очередь, рассматривать как отдельное дерево. Эта конструкция имеет сходство с двоичной системой счисления. Другой пример фрактала – это множество Кантора. Это не только один из самых старых фракталов, он является также существенной частью многих современных фракталов, например, таких, как кривые Коха и Минковского [3].

Как известно, основную роль при защите с тали от коррозии играет цинковое покрытие, которое ведет себя как анодное. Цинковое покрытие является барьером, затрудняющим доступ коррозионной среды, увеличивает стойкость к механическому воздействию, придает желаемый цвет [4].

Механизм формирования цинкового покрытия на проволоке невозможно математически описать при помощи классической геометрии, но в настоящий момент имеется возможность использовать теорию фракталов. Описание механизма формирования покрытия позволит определить скорость диффузии цинка в стальную проволоку, а следовательно, и временные интервалы, необходимые для создания диффузионного слоя заданной толщины. Все это дает возможность разработать рекомендации по управлению режимами нанесения цинкового покрытия на стальную проволоку общего назначения с целью повышения ее качества.

Механизм диффузии в жидких металлах описывает теория свободного объема, приведенная П.П. Арсентьевым. В этой теории каждый атом жидкости рассматривается в виде жесткого шара, как бы заключенного в область, сформированную его ближайшими соседями. Флуктуации плотности, сотрясающие эту область, создают в нем зазоры, достаточные, чтобы оказалось возможным диффузионное перемещение центрального атома [5]. Таким образом, в сталь диффундирует один из трех атомов жидкости. Поэтому для описания процесса диффузии мы можем использовать фрактал Кантора, в котором из отрезка единичной длины также отделяется средняя треть.

Динамика процесса диффузии определяется законом, представленным в табл. 1.

Пошаговая конструкция диффузии, то есть объем диффундирующего материала, переходящего в основной за определенное количество времени (шаг), представлена в табл. 2.

На первом шаге исходный отрезок единичной длины делится на три равные части, средняя треть (в таблице она обозначена пунктиром) диффундирует в другой металл. На втором и последующих шагах оставшиеся два отрезка делятся на три равные части, и одна треть из них снова диффундирует в другой металл.

Таким образом, на  $K$ -м шагу общая длина, выбираемых отрезков или объем диффундирующего материала будет равен

$$N_K = \frac{1}{3^K} \times 2^{K-1} = \frac{2^{K-1}}{3^K}. \quad (1)$$

Следовательно, объем диффундирующего материала с каждым шагом будет увеличиваться по закону геометрической прогрессии по формуле

$$a_1 = \frac{1}{3}; \dots; a_k = \frac{2^{k-1}}{3^k}; a_{k+1} = \frac{2^k}{3^{k+1}}. \quad (2)$$

Значит,  $a_{k+1} = a_k \times \frac{2}{3}$ , то есть  $q$  (знаменатель прогрессии) будет равен  $2/3$ .

Тогда суммарный объем диффундирующего ма-

Таблица 1

Динамика процесса диффузии

Шаг	1	2	3	...	$K$
Длина выбрасываемого отрезка	1/3	1/9	1/27	...	$\frac{1}{3^K}$
Количество отрезков	1	2	4	...	$2^{K-1}$

Таблица 2

Пошаговая конструкция диффузии

1 шаг	2 шаг		3 шаг	
1/3	1/9	1/9	1/27	1/27

териала будет равен

$$\sum_{i=1}^K a_i = \sum_{i=1}^K \frac{2^{i-1}}{3^i} \frac{a_K q - a_1}{q-1} \frac{a_1 - a_K q}{1-q} = \frac{1 - \frac{2^{K-1}}{3^K} \times \frac{2}{3}}{1 - \frac{2}{3}} \left( 1 - \frac{2^K}{3^K} \right) \quad (3)$$

Количество шагов в данном процессе определяется временем диффузии ( $\tau$ ), то есть временем нахождения проволоки в ванне с расплавом цинка (4).

$$\tau = \alpha K, \quad (4)$$

где  $K$  – количество шагов;  $\alpha$  – коэффициент перехода.

Следовательно, толщина диффузионного (железоцинкового) слоя  $h$  будет равна

$$h = m \left( 1 - \left( \frac{2}{3} \right)^\tau \right), \quad (5)$$

где  $m$  – коэффициент, связывающий динамику процесса и линейное измерение толщины слоя.

Хорстманн, Петерс и Аллен установили, что скорость взаимодействия между железом и цинком можно охарактеризовать потерями железа или толщиной образующегося железоцинкового слоя. При этом используют уравнение

$$h = C\tau^n, \quad (6)$$

где  $h$  – потери железа или толщина слоя;  $\tau$  – время;  $C$  – константа скорости реакции, зависящая от температуры.

Приравнивая установленную толщину диффузионного слоя (6) к толщине покрытия, полученной вышеуказанным рядом авторов, получим формулу для определения коэффициента, связывающего динамику процесса и линейное измерение толщины слоя:

$$m = \left( 1 - \left( \frac{2}{3} \right)^\tau \right) / (C\tau^n). \quad (7)$$

Показатель степени  $n$  в уравнении (6) характеризует различие в скорости роста слоев сплава и может быть использован для определения типа реакции между железом и цинком. При  $n = 1$  рост слоя происходит по линейной зависимости от времени. Теоретический рост слоя по параболическому закону происходит при  $n = 0,5$ . При значениях  $n$  больших или меньших, чем 0,5, рост слоя сплава происходит соответственно с большей или меньшей скоростью по сравнению с идеальным (теоретическим) ростом по параболическому закону. В переходных температурных областях 480–490°C и 520–530°C толщина слоя сильнее возрастает по параболическому закону, так как  $n > 0,5$ .

Изменение скорости воздействия жидкого цинка

на сталь с температурой можно выразить уравнением Аррениуса

$$C = A \exp(-Q/RT), \quad (8)$$

где  $C$  – константа скорости реакции;  $A$  – константа, характеризующая реакцию;  $R$  – универсальная газовая постоянная;  $T$  – абсолютная температура [6].

В табл. 3 приведены данные по энергиям активации для роста железоцинковых слоев при взаимодействии железа с цинком.

Таким образом, для фазы  $\gamma$  значение коэффициента  $m$  будет равно 2,1173, для  $\delta$  коэффициент  $m = 6,1813$ , для  $\zeta$  коэффициент  $m = 12,3967$ .

Полученные данные толщины слоев цинкового покрытия в зависимости от продолжительности погружения в расплаве представлены в табл. 4.

Графически зависимость представлена на рис. 1.

Наиболее хрупкой из указанных фаз является  $\zeta$ -фаза, что объясняется ее строением. Установлено, что она имеет ярко выраженную столбчатую структуру. Стехиометрический состав отвечает  $FeZn_{13}$ . Фаза  $\zeta$ , кристаллизуясь, имеет моноклинную решетку. Содержание железа в фазе

Таблица 3

Значения энергии активации для роста железоцинковых слоев

Автор исследований	Слой	Область температур, °C	$Q$ , кДж/моль
Хорстманн	Общий	415–480, 530–620, 670–740	60,3
Петерс	«	620–672	172,4
	$\gamma$	415–480, 530–620, 670–740	60,3
	$\gamma$	620–672	299,2
	$\delta$	–	92,1
Аллен	$\delta$	300–400	94,1
	$\zeta$	300–400	62,3

Таблица 4

Значения толщины железоцинковых фаз

Время, с	Толщина фазы $\gamma$ , мкм	Толщина фазы $\delta$ , мкм	Толщина фазы $\zeta$ , мкм
1	0,7058	2,0604	4,1322
2	1,1763	3,4341	6,8871
3	1,4900	4,3498	8,7236
4	1,6991	4,9603	9,9480
5	1,8385	5,3673	10,7642
6	1,9314	5,6386	11,3084
7	1,9934	5,8195	11,6712
8	2,0347	5,9401	11,9130
9	2,0622	6,0205	12,0742
10	2,0806	6,0741	12,1817
11	2,0928	6,1098	12,2534
12	2,1010	6,1337	12,3012
13	2,1064	6,1495	12,3330
14	2,1100	6,1601	12,3542
15	2,1125	6,1672	12,3684

составляет 6,2–6% (по массе). Плотность ее 7,18 г/см<sup>3</sup>, микротвердость примерно 2649 МПа. Иногда ζ-фаза бывает очень дисперсной, ее кристаллы принимают форму расходящихся ветвей и внедряются в выше-лежащий слой η-фазы [6]. Очевидно, что эта фаза является наиболее нежелательной в цинковом покрытии.

Таким же образом можно установить общую толщину цинкового покрытия, которая будет равна сумме толщин отдельных фаз.

$$h = (m_\gamma + m_\delta + m_\zeta) \left( 1 - \left( \frac{2}{3} \right)^\tau \right), \quad (9)$$

где  $m_\gamma$ ,  $m_\delta$ ,  $m_\zeta$  – коэффициенты, связывающие динамику процесса и линейное измерение толщины слоя соответственно для фаз  $\gamma$ ,  $\delta$  и  $\zeta$ . Зависимость толщины цинкового покрытия от продолжительности цинкования представлена на рис. 2.

Из графика видно, что рост покрытия продолжается до 16 с, после чего прекращается. Наибольшая толщина покрытия соответствует интервалу от 10 до 16 с. Таким образом, согласно фрактальной теории проводить дальнейшее погружение образца не имеет смысла. В то же время необходимо выбрать такой интервал времени, за который успели бы образоваться достаточно пластичные фазы  $\gamma$  и  $\delta$ . Существующие фазы  $\alpha$  и  $\eta$  не учитываются, поскольку фаза  $\alpha$  образуется в первые несколько секунд после погружения проволоки, а фаза  $\eta$ , состоящая из слоя чистого цинка, почти полностью стирается при прохождении обливов. Наиболее оптимальным интервалом будет промежуток времени от 10 до 13 с. За это время успеют образоваться фазы  $\gamma$  и  $\delta$ , но еще не полностью разовьется нежелательная фаза  $\zeta$ .

Таким образом, учитывая также исследования Проскуркина Е.В. в области влияния режимов цинкования, общая толщина покрытия около 20 мкм при выдержке 13 с в расплаве с температурой от 440 до 480°C является оптимальной. Повышение температуры цинкования и увеличение продолжительности выдержки изделия в расплаве цинка приводят к получению толстых покрытий. Пластичность таких покрытий низкая и при изгибе, ударе они легко откалываются. Снижение продолжительности погружения не позволит добиться необходимой толщины покрытия и требуемой коррозионной стойкости изделия.

#### Список литературы

1. Федер Е. Фракталы. М.: Мир, 1991. 254с.
2. Кронвер Р. Фракталы и хаос в динамических системах. М.: Техносфера, 2006. 488 с.
3. Морозов А.Д. Введение в теорию фракталов. М.: Ижевск: Инт

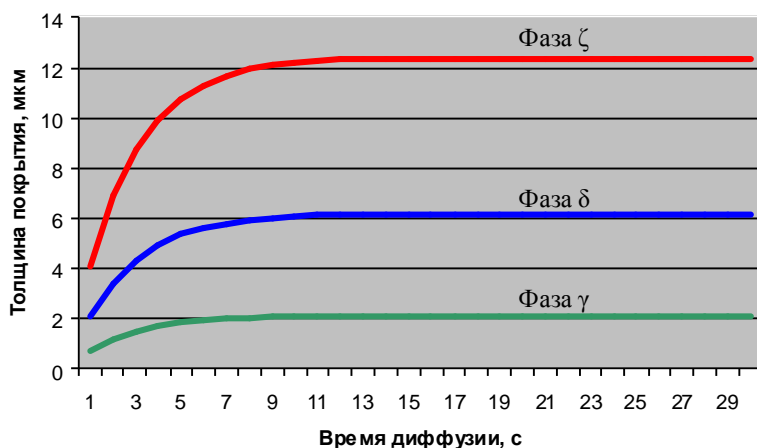


Рис. 1. График зависимости толщины фаз цинкового покрытия от времени погружения в расплав

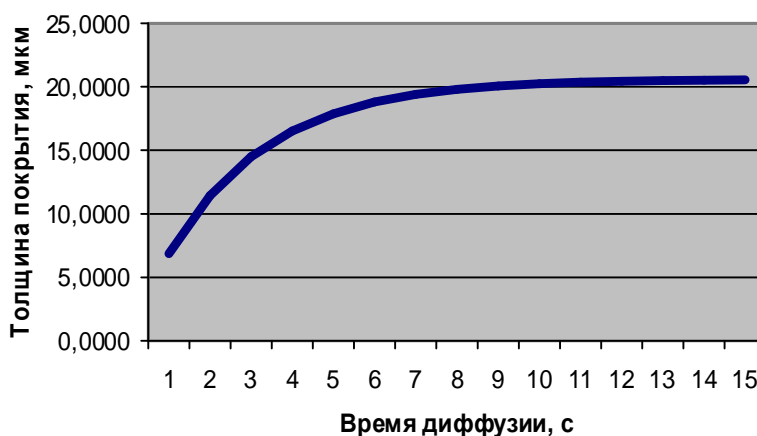


Рис. 2. График зависимости общей толщины цинкового покрытия от времени погружения

компьютерных исследований, 2002. 126 с.

4. Пассивирование цинковых покрытий в растворах на основе Cr(III) во вращающихся установках / Д.М. Закиров, Б. Зоннаг, П.Р. Добровольскис, К. Алин, И. Гоуфек // Вестник МГТУ. 2006. № 4. С. 108–110.
5. Арсентьев П.П., Коледов Л.А. Металлические расплавы и их свойства. М.: Металлургия, 1976. 376 с.
6. Цинкование / Проскуркин Е.В., Попович В.А., Мороз А.Т. М.: Металлургия, 1988. 528 с.

#### List of literature

1. Fractals. J. Feder. М.: Mir, 1991. 254 p.
2. Kronover R. Fractals and chaos in dynamical systems. М.: Technosphere, 2006. 488 p.
3. Morozov A.D. Introduction to the theory of fractals. Moscow; Izhevsk: Institute of Computer Science, 2002. 126 p.
4. Passivation of zinc coatings in solutions based on Cr (III) in rotating machinery / D.M. Zakrov, B. Zonnag, P.R. Dobrovolskis, K. Alin, I. Goufék // Vestnik MGTU. 2006. № 4. P. 108–110.
5. The metal melts and their properties. Arseniiev P.P., Koledov L.A., М.: Metallurgy, 1976. 376 p.
6. Galvanizing / Proskurkin E.V., Popovich, V.A., Moroz A.T. М.: Metallurgy, 1988. 528 p.

Рубин Г.Ш., Камалутдинов И.М.

## ФУНКЦИОНАЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СТРУКТУРЫ СВОЙСТВ ГЕОФИЗИЧЕСКОГО КАБЕЛЯ

Грузонесущие геофизические кабели применяются для питания электроэнергией скважинных приборов и в качестве каналов информационной связи между наземной регистрируемой аппаратурой и скважинными приборами, а также для управления рабочим режимом приборов. Для исследования наклонных и горизонтальных скважин необходимо получать информацию постоянно в процессе проведения геофизических исследований [1]. Учитывая это, необходимо осуществить разработки, позволяющие создать новые конструкции геофизических кабелей для исследования горизонтальных скважин, обеспечивающие применение существующего канатного оборудования и упрощение технологии производства.

Особенность анализа качества геофизического кабеля заключается в бурном развитии технологий нефтедобычи и отставании нормативно-технической документации от требований потребителей кабеля. Поэтому для исследования этой проблемы были применены метод функционального анализа. Этот метод существенно отличается от принятых в квалиметрии методов классификации и структурирования групповых и элементарных свойств оцениваемого объекта [2]. В известных методах принята древовидная структура свойств. В ней свойства группируются от элементарных к групповым и комплексному по физической природе, по технологическим признакам и др. При этом каждое элементарное свойство входит в структуру один раз.

Метод функционального анализа позволяет разработать структуру свойств изделия, отражающую функции отдельных свойств в выполнении его главной полезной функции (ГПФ). Такой подход принципиально меняет структуру свойств, допускает несколько включений свойств в структуру и, следовательно, требует специальных методов свёртки оценок. На основе произведенного анализа было выделено новое свойство геофизического кабеля – осевая жесткость.

Для качественной оценки данного свойства была разработана методика расчета осевой жесткости.

Зная величину модуля упругости кабеля, можно сделать оценку осевой сжимающей критической силы, удерживающей искривленную сжатый кабель в равновесии, используя формулу:

$$P_k = \frac{\pi^2 E_k J_{\text{каб}}}{l^2}, \quad (1)$$

где  $\pi$  – постоянная величина;  $E_k$  – модуль упругости кабеля;  $J_{\text{каб}}$  – момент инерции сечения кабеля;  $l$  – длина образца.

Момент инерции  $J_k$  определяется по сумме моментов инерции, составляющих проволоку, по формуле:

$$J_k = \sum J_1 + \sum J_2 + \sum J_3 + \sum J_4 + \sum J_5, \quad (2)$$

где  $\sum J_1 + \sum J_2 + \sum J_3 + \sum J_4 + \sum J_5$  – сумма моментов инерции, составляющих проволоку, а именно проволоки брони жилы  $J_1$ , заполненная  $J_2$ , первого слоя брони кабеля  $J_3$ , второго слоя брони кабеля  $J_4$ , центральной проволоки  $J_5$ .

Момент инерции

$$J = \frac{\pi r_i^4}{4}, \quad (3)$$

где  $r_i$  – радиус проволоки, составляющих кабель. Для проверки расчетных значений характеристик осевой жесткости были проведены эксперименты по определению осевой сжимающей силы на опытной установке, показанной на рисунке.

Опытный образец кабеля  $l$  вставлялся в отверстие, находящееся в нижнем неподвижном основании  $4$ , и строго вертикально крепился в этом отверстии. На образец наносилась прямая линия мелом или графитом вдоль кабеля. На верхний конец кабеля крепилась круглая площадка из металлической пластины  $2$ . Она служила местом установки грузов  $3$ . Испытания проводили следующим образом: на площадку  $2$  ставились грузы  $3$ , начиная от  $100$  Н, увеличиваясь на  $50$  Н до тех пор, пока прямая линия не искривлялась в дугу и неподвижно находилась в таком состоянии. В этом виде фиксировалась величина груза, она и составляет критическую величину. Результаты практических испытаний согласовывались с расчетными данными. На основе функционального анализа определен новый показатель качества – осевая жесткость – определяющий способность геофизического кабеля эффективно достигать наклонных и горизонтальных участков нефтяных скважин. Разработана методика оценки качественного показателя осевой жесткости. В основу методики положен принцип вычисления критической сжимающей силы. На основе разработанной методики проведен анализ большинства конструкций геофизических кабелей, представленных на рынке СНГ, в том числе и производства зарубежных производителей.

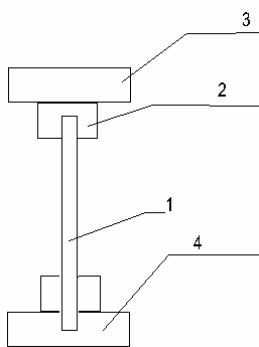


Схема стэнда для определения осевой сжимающей силы

Список литературы

List of literature

1. Динамика развития и современное состояние геофизических исследований и испытаний горизонтальных скважин в Волго-камском регионе / Корженевский А.Г., Лопухов В.С., Юсупов Р.И., Хонгретдинов Р.Р., Корженевский А.А.; НТВ «Каротажник». Тверь: Изд-во АИС, 1999. Вып. 62. С. 23-32.
  1. Korzhenevskij A.G., Burdocks of Century C, Jusupov R. I, Hontretdinov R. R, Korzhenevsky A.A dynamics developments and a current state of geophysical researches and tests of horizontal chinks in region Volgo-kamskom / NTV Karotazhnik. Tver: Publishing House AIW, 1999. V. 62. P. 23-32.
  2. Азгальдов Г.Г., Райхман Э.П. О квалиметрии. М.: Изд-во стандартов, 1973. 172 с.
  2. Azgaldov G. G, Rajhman E.P. About kvalimetria. Moskow: Standards Publishing House. 1973. 172 p.
-



# МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

УДК 621.777

Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Виноградов О.О., Лопатина Е.С., Богданов Д.В., Архипов Ю.А.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА СОВМЕЩЕННОГО ЛИТЬЯ, ПРОКАТКИ И ПРЕССОВАНИЯ ДЛЯ ПРИПОЙНЫХ СПЛАВОВ НА ОСНОВЕ СЕРЕБРА

В настоящее время глубокая переработка серебра является одним из перспективных направлений работы таких профилированных металлургических предприятий, как Красноярский завод цветных металлов. Серебро относится к числу благородных металлов и считается самым распространенным из них, обладает ценными физико-химическими свойствами: высокой теплопроводностью, электрической проводимостью и реакционной способностью, высокой отражательной способностью, довольно высокой пластичностью. Около 20% серебра используют в виде сплавов с палладием, золотом, медью, цинком и другими металлами, которые идут на изготовление контактов, припоев, проводящих слоев, элементов реле и других устройств в электротехнике и электронике. Сплавы с золотом и медью, а также с оловом, цинком используют в стоматологии для пломбирования и протезирования. Примерно 20–25% серебра расходуют на изготовление элементов питания серебряно-цинковых аккумуляторов, обладающих высокой энергоемкостью (космическая и оборонная техника), оксидно-серебряных элементов питания часов и т.п. Из серебра изготавливают монеты, ювелирные изделия, украшения, столовую посуду. Таким образом, по-

требность в деформированных полуфабрикатах небольшого поперечного сечения из серебра и его сплавов достаточно велика, при этом особое место занимает производство полос, прутков и проволоки из припойных сплавов типа ПСР-40, ПСР-72 и др.

Для производства таких пресс-изделий предложены новые технологии и устройства совмещенного литья, прокатки и прессования (СЛИПП), которые позволяют минимизировать количество металлургических переделов, что в конечном счете снижает себестоимость продукции [1].

Одним из технических решений в этом направлении является устройство для непрерывного литья, прокатки и прессования металла [2] (пат. 73245), включающее (рис. 1) печь-миксер 1 с регулятором 2 подачи расплава в калибр валков, валок 3 с ручьем и валок 4 с выступом, расположенные в станине 5, имеющие полости 6 для охлаждения и образующие закрытый калибр, перекрытый на выходе матрицей 7 с клиновидными полостями для охлаждения 8. Для поджима матрицы к валкам имеется клиновой механизм 9, снабженный направляющими роликами 10. За ними расположена моталка 11, которая обеспечивает смотку готового

пресс-изделия в бухту. Устройство работает следующим образом. Металл, расплавленный с помощью печи-миксера 1, захватывается валками 3 и 4. В процессе работы регулятор 2 дозирует количество металла, подаваемого в калибр валков, уменьшая или увеличивая поток расплава. При этом на поверхностях водоохлаждаемых валков 3, 4 начинается кристаллизация металла. Далее закристаллизовавшийся в виде заготовки металл обжимается в закрытом калибре, распрессовывается перед матрицей 7 и выдавливается в калибрующее отверстие матрицы с образованием пресс-изделия заданной формы и размеров. Выходной конец движущегося пресс-изделия попадает в направляющие ролики 10, которые изменяют его направление движения на 90° и передают на моталку 11, где производится смотка в бухту.

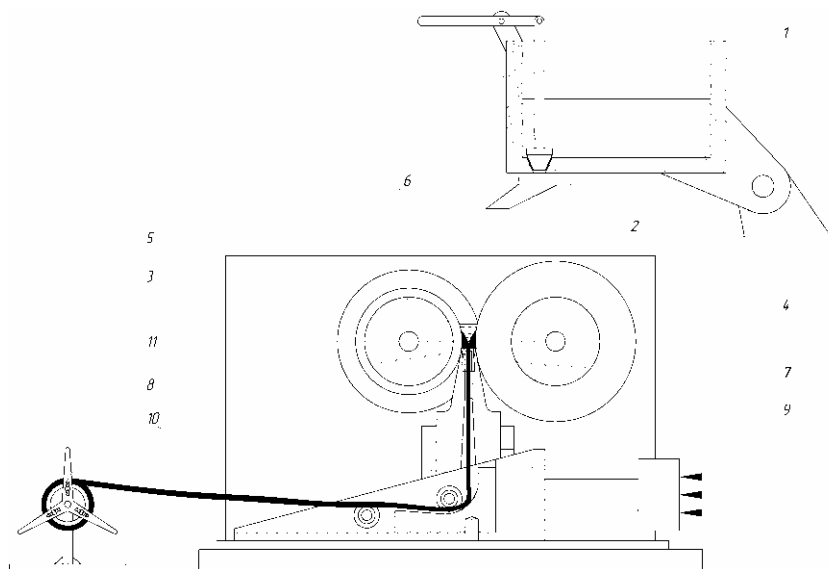


Рис. 1. Установки совмещенного литья, прокатки и прессования металла

Применение данного устройства актуально, например, для получения припойной проволоки из сплавов на основе серебра. Однако для проектирования технологических режимов обработки необходимо знать закономерности распределения температуры полуфабриката и тепловые условия процесса. С этой целью моделировали процесс СЛИПП с помощью разработанной ранее программы «СЛИПП» с использованием системы программирования DELPHI (рис. 2).

В качестве значимых параметров были выбраны следующие:  $h_1$  – минимальный зазор между валками;  $h_p$  – высота зеркала матрицы;  $h_{вх}$  – высота входа расплава в активную зону, которая может быть рассчитана по известным геометрическим соотношениям;  $\omega$  – угловая скорость валков;  $R$  – средний радиус валков. При этом температура расплава на входе в активную зону была строго фиксированной и равнялась  $T_0 = 632^\circ\text{C}$ . Температура валков в начале процесса составляла  $T_v = 20^\circ\text{C}$ . Кроме того, задавались соответствующие теплотехнические характеристики для серебра (см. рис. 2) и значение коэффициента  $K$  при контактном обмене ( $K=100$ ). Значение  $K$  используется в качестве дополнительного корректирующего коэффициента, учитывающего процессы теплопередачи иными механизмами (конвекцией, испарением, кипением жидкости и др.).

Результаты расчета для различных условий ведения процесса (водоохлаждаемые и неводоохлаждаемые валки) представляли в виде графиков зависимости температуры металла от времени протекания процесса по длине зоны очага кристаллизации-деформации (рис. 3) в трех характерных местах (сечениях): в центре полуфабриката, на поверхности контакта металла с валками и на оси, равноудаленной от них. Распределение температуры носит нелинейный характер, при этом, как видно из графиков, на поверхности контакта значение температуры значительно ниже, чем в центральных слоях, что обусловлено отбором тепла валками. Характерной особенностью полученных зависимостей является незначительное уменьшение температуры на контакте с водоохлаждаемыми валками, всего на  $80-100^\circ\text{C}$ . По всей видимости, данное явление обуславливается теплофизическими свойствами исследуемого сплава. Проведенные теоретические расчеты изменения температуры в процессе литья, прокатки и прессования показали, что этот процесс может быть осуществлен с минимальными энергозатратами.

Однако для его реализации не-

обходимо создание экспериментальной установки на базе предложенного устройства и проектирование инструментального узла с целью получения заготовки для проволоки тонких размеров.

С использованием результатов компьютерного моделирования для получения проволоки из серебра и его сплавов в условиях ювелирной лаборатории кафедры ОМД ИЦМиМ СФУ была спроектирована и изготовлена экспериментальная установка. Модельная установка (рис. 4) включала следующие основные элементы: станину, изготовленную из двух стальных пластин, соединенных между собой четырьмя стяжными шпильками; валковый узел, состоящий из валка с выступом и валка с вырезом, образующими закрытый ящичный калибр размерами  $9 \times 4$  мм; прессовый инструмент и поджимной узел пружинного типа; подшипники качения, расположенные в отверстиях станины и обеспечивающие

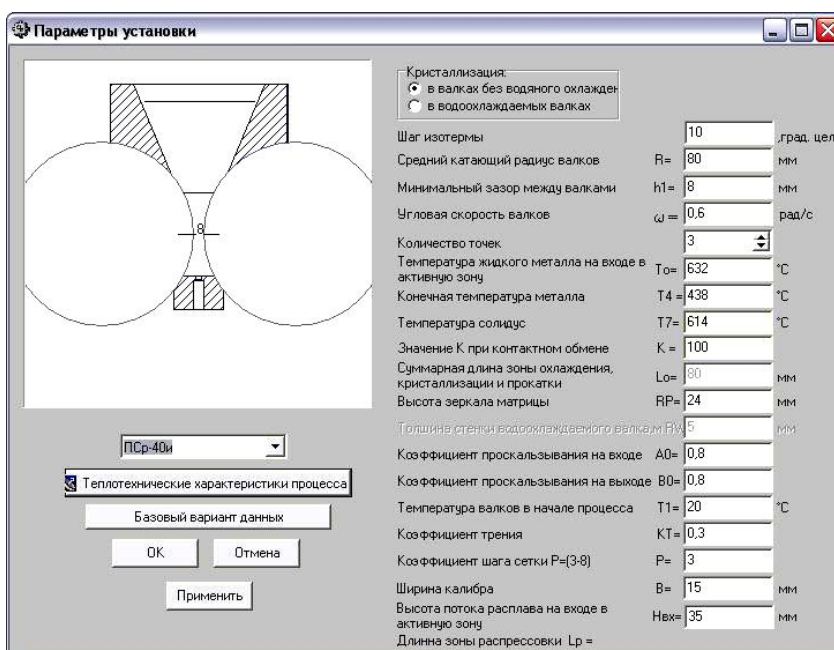


Рис. 2. Окно программы с исходными данными для расчета

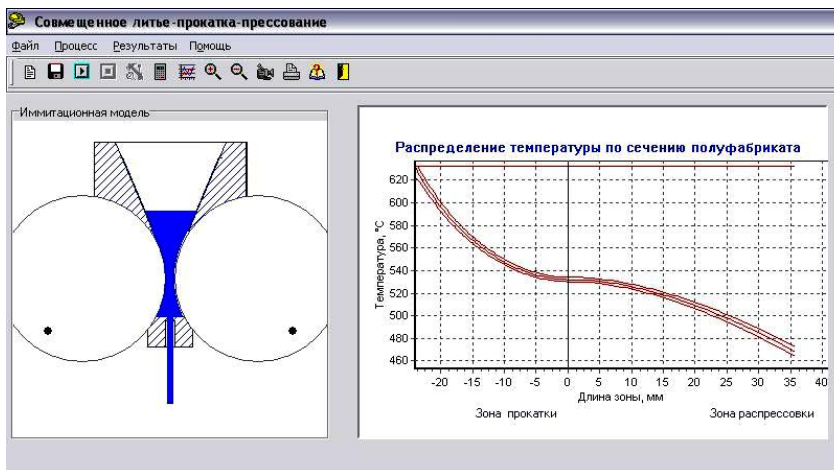


Рис. 3. Зависимости распределения температуры металла по длине зоны очага кристаллизации-деформации

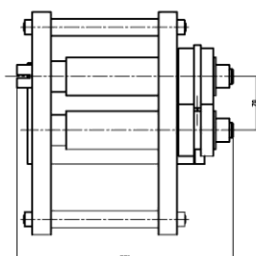
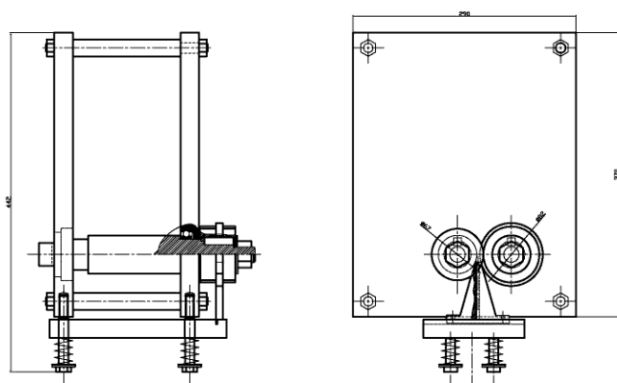


Рис. 4. Общий вид модельной установки СЛИПП-80

вращение валков. Валки приводились во вращение с помощью электродвигателя мощностью 120 Вт через червячный редуктор. Окружная скорость вращения валков составила 2,5 об/мин.

Опробование процессов совмещенной обработки проводилось на сплаве ПСР-40 с помощью способа совмещенного литья, прокатки и прессования на модельной установке СЛИПП-80 и лабораторной установке



Рис. 5. Виды недокатов и пресс-изделий, полученных методом совмещенной обработки сплава ПСР-40

Механические свойства прутков из сплава ПСР-40

Параметр	Состояние образца	
	после деформации	после отжига
Временное сопротивление разрыву, МПа	579,7	392,2
Предел текучести, МПа	141,9	33,2
Относительное удлинение, %	4,1	16,5
Относительное сужение, %	9,0	0,3

СЛИПП-200 [1]. Результаты исследований в виде недокатов и пресс-изделий приведены на рис. 5, при этом следует отметить, что основной целью моделирования было определение осуществимости процесса при достаточно малых размерах пресс-изделия (2,0–3,0 мм), который был опробован экспериментально впервые.

Еще одной задачей исследований являлось определение энергосиловых параметров процесса для формирования требований технического задания на проектирование опытно-промышленной установки. С помощью месдоз и фиксирующей аппаратуры на установке СЛИПП-200 замерялись усилия, действующие на валки и матрицу при реализации процесса заливки металла непосредственно в валки и последующей его кристаллизации-деформации с получением пресс-изделий диаметром 7 и 9 мм. С помощью самописца были построены осциллограммы и зафиксированы следующие значения силовых параметров:

- для прутка диаметром 7 мм максимальное усилие на валках составило 195,31 кН, а максимальное усилие на матрице – 258,35 кН;
- для прутка диаметром 9 мм максимальное усилие на валках составило 94,96 кН, а максимальное усилие на матрице – 163,96 кН.

Для исследования механических свойств полученных полуфабрикатов из прутка диаметром 9 мм были изготовлены образцы для проведения ис-

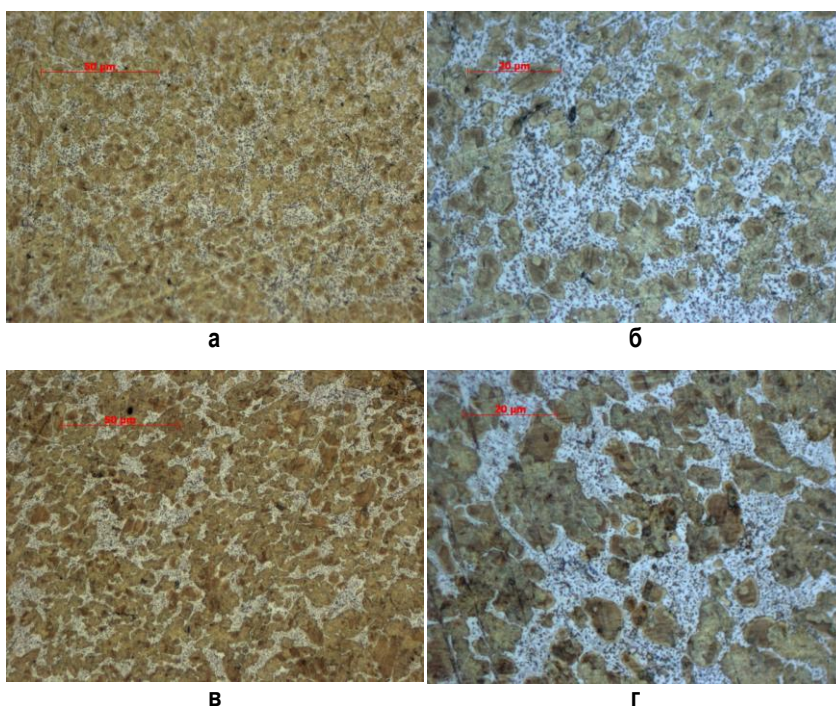


Рис. 6. Микроструктура деформированных образцов диаметром 7 (а, б) и 9 мм (в, г) при разном увеличении ×800 (а, в) и ×1600 (б, г)

пытаний методом растяжения из нового сплава ПСр-40 [3]. Образцы имели длину рабочей зоны 30 мм и диаметр 6 мм. Один из образцов был подвергнут отжигу при температуре 500°C, второй осталась упрочненным. Испытания проводили на универсальной машине LFM 400, а их целью было определение временного сопротивления разрыву, предела текучести, относительного удлинения и относительного сужения при разрушении образца. В результате проведения испытаний были определены механические свойства деформированного и отожженного образцов (см. таблицу).

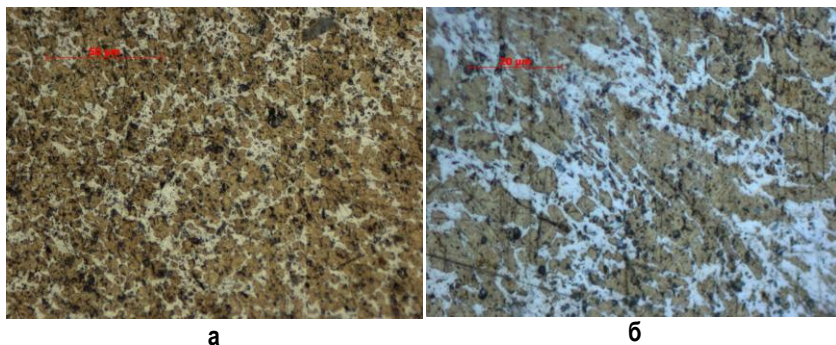


Рис. 7. Микроструктура отожженных образцов диаметром 9 мм при разном увеличении  $\times 800$  (а) и  $\times 1600$  (б)

Для металлографических исследований были подготовлены микрошлифы из полученных образцов (рис. 6), причем материал прутка диаметром 9 мм исследовался как в деформированном, так и в отожженном состоянии. Срез образцов подвергался шлифовке, полировке и травлению. Исследование проводилось с помощью микроскопа, имеющего кратность увеличения 800 и 1600. В результате исследования было выяснено, что соотношение между серебром и медью 40:35 соответствует несколько заэвтектическому положению сплава на двойной диаграмме Ag–Cu. Поэтому структура припоя в литом состоянии содержит достаточно пластичные избыточные кристаллы твердого раствора компонентов системы на основе меди и эвтектику между твердыми растворами на основе меди и серебра. Цинк и индий находятся в составе указанных твердых растворов, не образуя самостоятельных интерметаллидных фаз. Однако, в системе Cu–In возможно выделение вторичных выделений интерметаллида  $\delta$ -фазы, что может приводить к достижению достаточной прочности припойного сплава.

Для проведения пластической деформации сплав подвергался отжигу при температуре 400–450°C с выдержкой порядка 1 ч. Условия горячей деформации определялись этими же температурными интервалами. Это тем более важно, так как превышение этого температурного интервала может привести к эффекту пережога как при термической обработке, так и при горячей пластической деформации. Структуры исследуемых образцов представлены на рис. 7.

Таким образом, было проведено компьютерное моделирование и экспериментальное опробование процесса совмещенного литья, прокатки и прессования, результаты которого позволили утверждать, что для получения пресс-изделий небольшого поперечного сечения из серебра и его сплавов можно применять схему совмещенной обработки с использованием в качестве исходного

материала расплава металла. Выявлены закономерности распределения температуры вдоль очага деформации-кристаллизации и влияние на нее охлаждения инструмента. На модельной установке с диаметром валков 80 мм отработаны режимы совмещенной обработки, определены конструктивные особенности выполнения отдельных узлов, уточнены температурно-скоростные условия проведения процесса и получены образцы пресс-изделий. На экспериментальной установке СЛИПП-200 получены образцы пресс-изделий разного диаметра, замерены энергосиловые параметры процесса, определены механические свойства и проведены металлографические исследования свойств образцов из нового припойного сплава на основе серебра ПСр-40.

#### Список литературы

1. Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Загиров Н.Н. Комбинированные и совмещенные методы обработки цветных металлов и сплавов: монография. М.: МАКС Пресс, 2005. 344 с.
2. Пат. 73245 РФ. Устройство для непрерывного литья, прокатки и прессования цветных металлов и сплавов / Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Лопатина Е.С., Соколов Р.Е., Виноградов О.О. Пещанский А.С., Беляев С.В.
3. Пат. 2335385 РФ. Припой на основе серебра / Довженко Н.Н., Ходюков Б.П., Сидельников С.Б. [и др.].

#### List of literature

1. Sidelnikov S.B., Dovjenko N.N., Zagirov N.N. Combined and complex methods of forming non-ferrous metals and alloys: monograph. M.: MAKS Press, 2005. 344 p.
2. Patent 73245 RF. Device for continuous casting, rolling rolling and pressing of non-ferrous metals and alloys / Sidelnikov S.B., Dovjenko N.N., Lopatina E.S., Sokolov R.E., Vinogradov O.O. Peshanskiy A.S., Belyaev S.V.
3. Patent 2335385 RF. Solder based on silver / Dovjenko N.N., Hodyukov B.P., Sidelnikov S.B. [and others].

Курбацкая Е.М., Смирнов А.Н., Сысоев Н.П.

## ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ИЗМЕНЕНИЯ МАССОВЫХ ДОЛЕЙ СОСТАВЛЯЮЩИХ ЧУГУНА И ШЛАКА

Периодичность колебаний химической структуры продуктов доменной плавки и технологических параметров доменной плавки ранее наблюдалась на качественном уровне (рост – спад). Это объясняется рядом как объективных, так и субъективных причин, которые ранее не позволяли структурировать характеристики технологических осцилляторов. В частности, полагалось, что каждый технологический параметр подвержен колебаниям с одним периодом, свойственным только этому параметру. Ранее было предложено рассматривать циклоиду как интегральную характеристику\*, на которую влияют многочисленные факторы. Применение Фурье-преобразований рядов данных применительно к исследованию цикличности хода доменной позволяет выявить скрытые циклические изменения этих параметров и определять их периоды.

С использованием преобразований Фурье проанализированы периодические колебания массовых долей химических элементов чугуна. Были получены периодограммы по частоте и периоду и определены амплитуды колебаний для выбранных периодов. По графикам спектральной плотности в зависимости от периода определяются наиболее значимые периоды (рис. 1). На каждом графике таких периодов несколько, это говорит о том, что массовая доля каждого химического элемента или технологического параметра одновременно участвуют в нескольких колебаниях, имеющих различные причины. Информация о значимых периодах для каждого химического элемента сведена в **таблицу**. Уровень значимости выбирался по мере уменьшения спектральной плотности, соответствующей текущему значению периода колебаний. В ячейках, отмеченных звездочками, указаны периоды, абсолютно повторяющиеся и по периоду, и по уровню значимости периода по двум доменным печам различного объема. В ячейках, отмеченных двумя звездочками, расположены периоды, характеризующиеся повторяемостью по величине периода, но отличающиеся по уровню значимости. Как видно из этой таблицы, отдельные периоды колебаний повторяются, причем эти повторения периодов могут быть одинаковыми как по величине периода, так и по уровню значимости.

Установлено, что значения некоторых периодов для разных химических элементов имеют несущественные различия. По этим различиям можно определить, что химический элемент с меньшим периодом первым откликается на внешние изменения, в то время как элемент с большим периодом вовлекается в колебательный процесс с небольшим запаздыванием.

\* Анализ периодических изменений хода доменной печи с помощью преобразований Фурье/ Курбацкая Е.М., Сысоев Н.П., Гибадулин М.Ф. // Известия ЦНР УрОРАН. 2004. Вып. 1. С. 127–131.

Аналогичный подход был применен к определению периодов колебаний отдельных технологических параметров. Отличие заключается в том, что временные отрезки (периоды) для химических элементов чугуна выражены количеством выпусков, а период для технологических параметров определяется в часах. Для выполнения сравнительного анализа периодов колебаний массовых долей примесей чугуна и технологических параметров осуществляется пересчет в единой временной системе (время измеряется либо количеством выпусков, либо часами). В результате сравнения периодов колебаний был сделан вывод о том, какое внешнее технологическое возмущение повлекло за собой периодическое изменение массовой доли химического элемента. Эти технологические факторы являются параметрами «на входе» для создания динамической модели изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака.

Сравнительный анализ периодов колебаний массовых долей химических элементов чугуна и периодов колебаний технологических параметров, отражающих ход доменной печи, позволил сделать вывод о причинах динамики изменения химического состава чугуна. Однако таких причин достаточно много, чтобы применять для этой цели громоздкие Фурье-

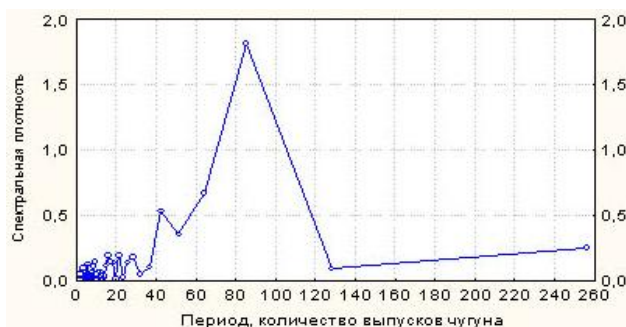


Рис. 1. Зависимость спектральной плотности кремния от количества выпусков чугуна

### Периоды колебаний примесей чугуна

Примеси чугуна	Уровень значимости			
	1	2	3	4
[Si]	85*	17	22	36
[Mn]	256*	64*	32	21
[S]	256*	64*	36	21
[P]	256**	36	14**	—
[Ti]	128	55	14**	—
[Cr]	256*	64	42	32
[C]	128	256	52**	36
[V]	256	36	26**	64**

преобразования. Второй способ поиска причинно-следственных связей – это факторный анализ технологических параметров, который позволяет, во-первых, минимизировать вычислительный процесс, а во-вторых, является методом, подтверждающим результаты анализа рядов технологических данных.

При выполнении исследований было проанализировано около 250 факторов, влияющих на изменение состава чугуна. С целью минимизации вычислительных процессов некоторые факторы были усреднены. В результате была получена матрица размером 49×610, отражающая 49 технологических параметров и 610 ч работы доменной печи. Критерием целесообразности применения факторного анализа базы данных были две причины. Первая из них заключается в том, что этот вид анализа позволяет сократить размерность анализируемых данных, т.е. осуществить их редукцию. К этой же причине относится возможность обнаружения сравнительно небольшого количества скрытых факторов, которые объясняют зависимости между наблюдаемыми переменными. Вторая причина предполагает возможность определения структуры взаимосвязей между переменными, т.е. классификацию переменных.

Предварительный этап редукции данных осуществлялся по четырем критериям. Первым из них является визуализация факторных нагрузок. Вторым – критерий Кайзера, согласно которому отбираются только факторы с собственными значениями (дисперсией), большими единицы. Третьим критерием является отбор главных компонент, суммарный вклад которых в дисперсию исходного признакового пространства превышает 70%. И последний критерий отбора – критерий каменитой осыпи.

На рис. 2 визуализированы факторные нагрузки для выделенных факторов. На рисунке выделяются 4 группы переменных. В первую группу переменных входят: средняя температура периферийных газов (ТПГ); частный перепад давлений – верхний (ЧПДВ);

средняя температура чугуна (ТЧ); давление горячего дутья (ДГД); температура горячего дутья (ТГД); содержание кислорода в горячем дутье (СКГД); температура холодного дутья (ТХД). Вторая группа переменных включает в себя: расход воды на охлаждение доменной печи (шахта печи) (РВОДП); среднюю температуру лещади (ТЛ); средний разгар кладки горна (РКГ); температуру природного газа (ТПРГ); температуру природного газа (контроллер) (ТПГ-К); температуру окружающей среды (ТОС); резистивный датчик температуры (компенсация) (РДТ). Третья группа содержит: расход пара на колошник переменный (РПК); заданный расход природного газа (ЗРПГ); расход воды на газоочистку (РВГО). В четвертую группу входят: средняя температура колошниковога газа (ТКГ); положение клапана "малый снорт" (ПКМС); средняя температура тела холодильников (ТХ1).

В результате такого ряда преобразований остаются переменные, имеющие максимальные факторные нагрузки. Первая группа отражает параметры дутья, вторая – температуру низа печи, третья характеризует газовые потоки, а четвертая отражает температуру низа шахты. Именно эти параметры являются исходными данными для реализации модели, параметрами на выходе в которой является прогноз изменения содержания кремния и серы в чугуне и основных технологических параметров.

Исследования, основанные на факторном анализе, позволили выявить четыре группы факторов, классифицированных по факторным нагрузкам (см. рис. 2). Для каждой из групп можно определить наиболее представительные параметры, выбранные по совокупности двух коэффициентов корреляции, отложенных на осях абсцисс и ординат. Первая группа, отражающая параметры дутья, охарактеризована температурой и давлением горячего дутья и содержанием кислорода в горячем дутье. Для второй группы, которая в целом отражает температуру низа печи, наиболее характерными параметрами являются средняя температура лещади и средний разгар кладки горна. Третья группа, которая характеризует параметры газовых потоков, может быть представлена двумя параметрами: расходом пара на колошник и заданным расходом природного газа. Для четвертой группы, характеризующей температуру низа шахты, наиболее представительным параметром является средняя температура тела холодильников низа шахты.

Таким образом, условно рабочую зону доменной печи можно разделить на четыре температурные зоны, характеризующие температуры: фурменной зоны; нижней части горна доменной печи; нижней части шахты доменной печи; средней части шахты доменной печи. Закономерности изменения температуры каждой из этих зон индивидуальны. Температура чугуна определяется температурой каждой из этих зон, несмотря на то, что на графике факторных нагрузок (см. рис. 2) температура чугуна с

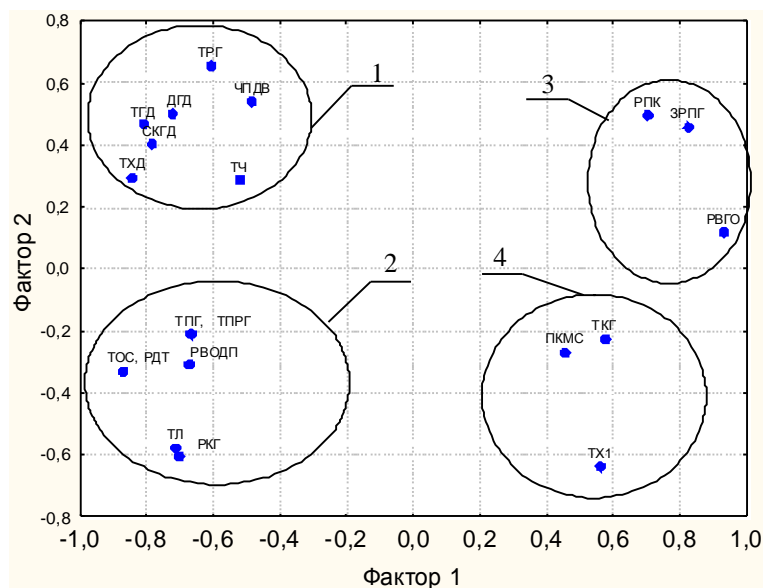


Рис. 2. Графическое представление факторных нагрузок

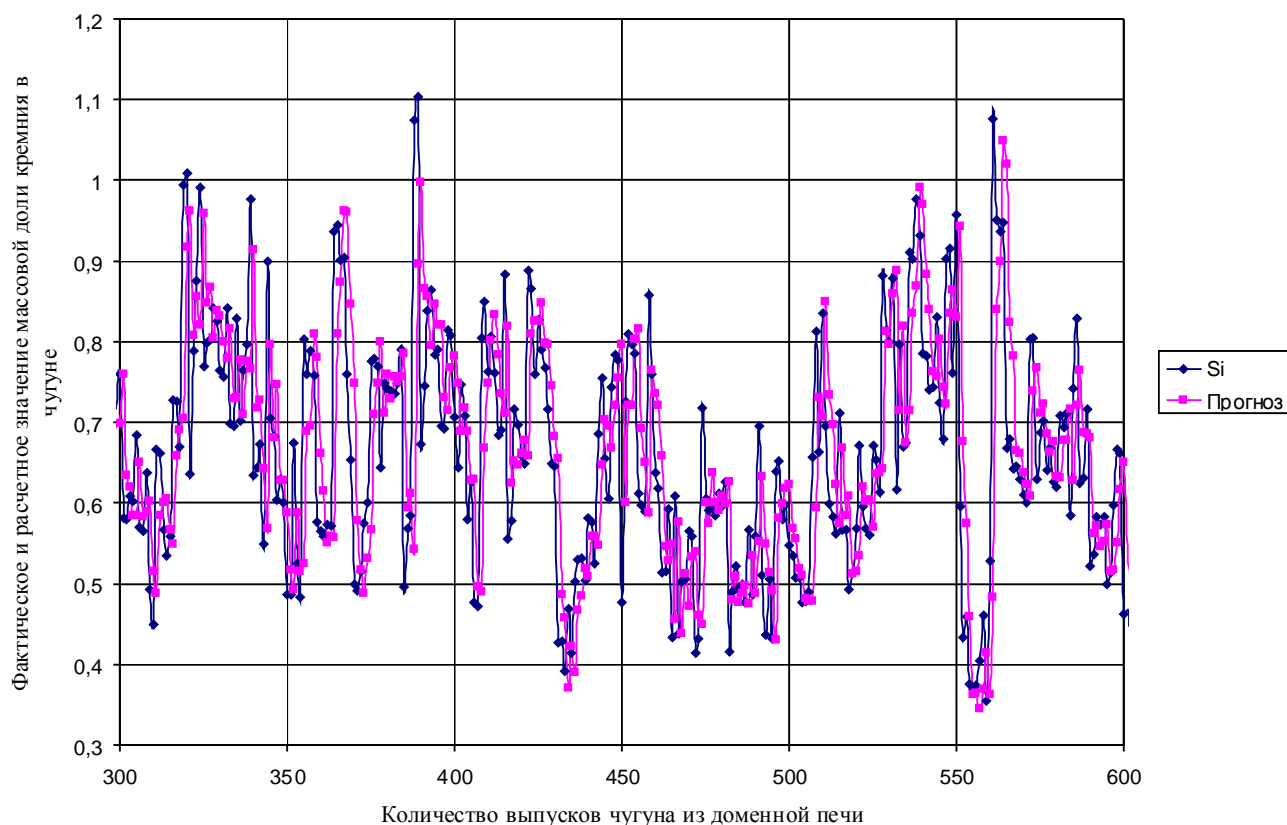


Рис. 3. Динамическая модель массовой доли кремния

малыми коэффициентами корреляции проявляет принадлежность к первой группе факторов. Тот факт, что температура чугуна подвержена влиянию разных температурных зон доменной печи, подтверждается тем, что массовые доли химических элементов чугуна участвуют одновременно в колебаниях с различным периодом.

Кроме того, нами была предложена динамическая модель изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака и температуры тела холодильников низа шахты доменной печи. Модель является самонастраивающейся, учитывающей предшествующие изменения технологических параметров в течение пяти – десяти выпусков чугуна. В данной работе представлена модель динамики изменения массовой доли кремния по выпускам из доменной печи (рис. 3). Прогноз изменений содержания химических элементов жидких продуктов плавки может быть выполнен на каждый выпуск или реже, а частота прогноза температуры тела холодильников в зависимости от технологических потребностей может составлять от ежеминутного до прогноза каждого выпуска чугуна.

В перспективе эта динамическая однофакторная модель может быть дополнена не только прогнозом изменений периодов циклических изменений хода доменной печи, но и учитывать взаимосвязь между массо-

выми долями химических элементов чугуна на основе микромоделей (т.е. стать многофакторной моделью).

### Выводы

1. Доказано, что циклоида динамики массовых долей составляющих чугуна и шлака является интегральной характеристикой, на которую влияют многочисленные факторы. Применение Фурье-преобразований рядов данных применительно к исследованию цикличности хода доменной печи позволило выявить скрытые циклические изменения массовых долей химических элементов чугуна и определять их периоды.

2. Показано, что для отдельных химических элементов наблюдается повторяемость периодов колебаний, причем обнаружены периоды, абсолютно повторяющиеся и по периоду, и по уровню значимости периода по двум доменным печам различного объема.

3. Факторный анализ, а также сравнительный анализ периодов колебаний массовых долей химических элементов чугуна и периодов колебаний технологических параметров, отражающих ход доменной печи, позволяет сделать вывод о причинах динамики изменения химического состава чугуна. Эти технологические параметры являются параметрами «на входе» для создания динамической модели изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака.

## ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 658.14117.011.2

Журавин С.Г., Соломатина А.С.

### СБАЛАНСИРОВАННАЯ СИСТЕМА ПОКАЗАТЕЛЕЙ КАК ИНСТРУМЕНТ СТРАТЕГИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ

В условиях динамично развивающейся экономики все большее значение приобретают информационные технологии и интеллектуальный капитал. Сегодня конкурентные преимущества намного труднее приобрести за счет эффективного финансового менеджмента и инвестиций в физические активы. Факторы, которые составляли ощутимые конкурентные преимущества для большинства компаний 10 лет назад, уже не могут рассматриваться в качестве ключевых двигателей будущего успеха. Способность компании мобилизовать и использовать свои нематериальные активы стала более значимым фактором.

В условиях быстро развивающихся рынков и большой конкуренции нефинансовая информация, базирующаяся на оценке нематериальных активов предприятия, приобретает все большее значение. Лояльность клиентов, способность предприятия обеспечить их удержание, прогрессивность технологий и отлаженность бизнес-процессов, мощный и квалифицированный персонал представляют собой факторы, которые уже сегодня имеют большое значение для принятия стратегических решений и оказывают влияние на стоимость компании в будущем.

Система сбалансированных показателей (Balanced Scorecard) дает возможность оценить эти факторы и открывает новые возможности для управления корпоративной стратегией. Эффективность управления компаний с помощью ССП доказана. Опыт таких ведущих компаний мира, как Coca-Cola, Samsung Electronics, BMW и других показывает, что система позволяет реализовать стратегические планы предприятия с наименьшими затратами в сжатые сроки. Кроме того, опыт внедрения ССП в группе компаний ОАО ММК характеризуется высокой ликвидностью и низким уровнем зависимости от внешних источников финансирования, то есть показатели говорят об эффективности работы программы [1]. Согласно результатам исследования аналитического агентства Renaissance Worldwide, проведенного среди 200 крупных компаний, даже хорошо проработанная стратегия будущего бизнеса сама по себе не обеспечивает каких-либо планомерных действий, направленных на ее реализацию. Более 60% менеджеров среднего звена и 95% сотрудников более низкого уровня не знают о стратегии и действуют на основе оперативных краткосрочных целей. Только 50% высших руководителей, 20% менеджеров среднего уровня и 10% рядовых

сотрудников в своей ежедневной работе ориентируются на исполнение стратегии [2, 4, 6].

На сегодняшний день система сбалансированных показателей (ССП) является, по мнению многих специалистов, самой эффективной системой управления, позволяющей увязать стратегию компании с ее повседневными функциями [3, 5, 7].

Концепция Balanced Scorecard была разработана в начале 1990-х командой исследователей Гарвардской бизнес-школы под управлением профессоров Роберта Каплана и Дейвида Нортон. Каплан и его команда назвали свою разработку «Balanced Scorecard», чтобы подчеркнуть сбалансированность («Balanced») системы, которая должна быть измеримой при помощи системы показателей («Scorecard»)¹. В основу концепции заложена мысль о том, что при оценке результативности компании следует учитывать различные аспекты бизнеса, например, финансы, клиентов или процессы (в их совокупности). Кроме того, сбалансированная система показателей, при соответствующем подборе целей и показателей, разъясняет базовую стратегическую ориентацию компании и представляет ее в измеримом виде. При этом ССП способствует улучшению системы мотивации, поскольку сформулированные для сотрудников цели влияют на их поведение. Таким образом, при правильном подборе и операционализации целей сотрудники начинают понимать свой вклад в достижение стратегических целей компании, тем самым повышается вероятность реализации разработанной стратегии. Соответственно использование системы сбалансированных показателей может влиять на процесс реализации стратегии, так как в центре внимания концепции находятся стратегические цели компании и их представление [4].

Стратегические цели разрабатываются на основе имеющегося видения и стратегии и имеют статус решающих и ключевых целей компании. Чтобы спланировать и обеспечить процесс реализации целей, для каждой из них разрабатываются соответствующие финансовые и нефинансовые показатели, по которым, в свою очередь, определяются целевые и фактические значения. Достижение разработанных целей призвана обеспечить реализация стратегических мероприятий (инициатив). По каждому стратегическому мероприятию определяются сроки его реализации, бюджет и четкая ответственность.

¹ Horvath & Partners. Внедрение сбалансированной системы показателей. М.: Изд-во Альпина Бизнес Букс, 2005. С. 18.



На основе обобщения эмпирического опыта разработчики сбалансированной системы показателей предложили сначала оперировать четырьмя основными перспективами: «Финансы», «Клиенты», «Внутренние бизнес-процессы» и «Обучение и рост» (рис. 1). Следует отметить, что перспективы – это компоненты, при помощи которых проводится декомпозиция стратегии корпорации с целью планирования и контроля ее реализации. Обычно используются четыре базовые перспективы, однако их список можно дополнить в соответствии со спецификой стратегии компании.

Таким образом, в общем случае ССП призвана дать ответы на четыре важных для предприятия вопроса:

1. Как оценивают предприятие акционеры (перспектива «Финансы»)?
2. Как его оценивают клиенты (перспектива «Клиенты»)?
3. Какие бизнес-процессы могут обеспечить предприятию исключительное положение (перспектива «Внутренние бизнес-процессы»)?
4. Какие возможности существуют для роста и развития компании (перспектива «Обучение и рост»)?

Ответы на эти вопросы зависят от постановки целей, которые исходят из стратегии предприятия. Как только определены цели клиентов, цели внутренних бизнес-процессов, а также обучения и карьерного роста, необходимо разрабатывать и приводить в соответствие с ними стратегические инициативы, касающиеся качества, сроков исполнения и преобразований. Таким образом, формулирование стратегических целей, подбор показателей и разработка стратегических мероприятий по нескольким перспективам обеспечивают всестороннее рассмотрение деятельности компании. Рассмотрим подробнее описание перспектив и возможность их взаимодействия.

#### Финансы предприятия

Перспектива «Финансы» является одной из главных составляющих Сбалансированной системы показателей, так как это направление включает все то, что влияет на текущее финансовое состояние предприятия. Как правило, в качестве типичных целей в рамках данной перспективы выступают: увеличение рентабельности продукции, рентабельности собственного капитала, чистого денежного потока, чистой прибыли и др. Выбор финансовых целей является первой ступенью в создании ССП. Когда такие показатели будут сформированы, можно приступить к выбору целей и показателей для других перспектив. Главное в этом процессе то, что именно финансовые цели служат отправной точкой для формирования остальных целей, а не наоборот.

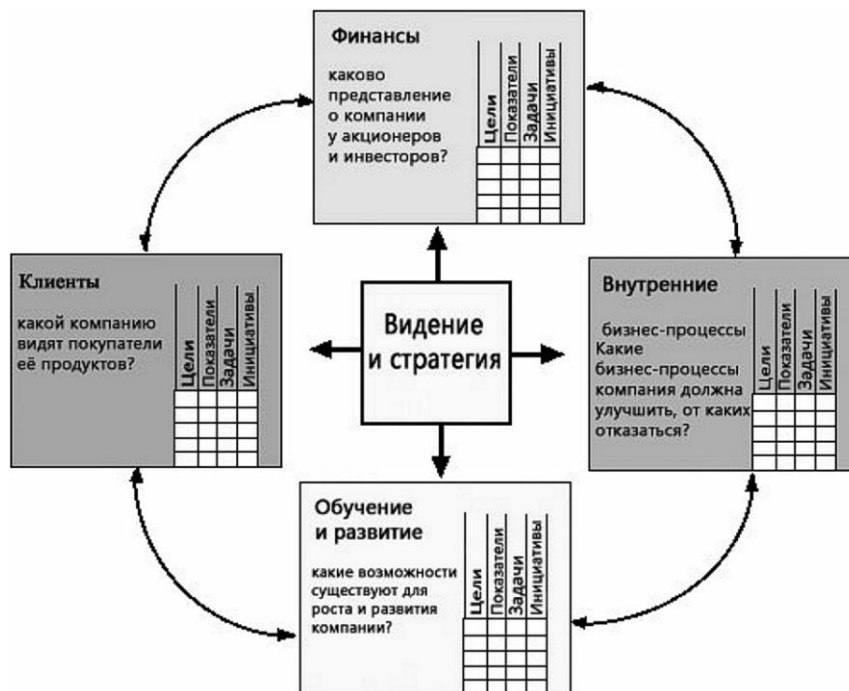


Рис. 1. Схема для перевода общей стратегии компании в термины операционного процесса на основе сбалансированной системы показателей эффективности

#### Клиенты предприятия

В современном менеджменте все большая роль в деле предопределения будущего организации отводится клиентам. При поиске целей в этой перспективе необходимо ответить на вопрос: «Какие цели относительно структуры и требований клиентов необходимо поставить, чтобы обеспечить достижение финансовых целей»? В рамках этой перспективы речь, с одной стороны, идет о том, как компания позиционирует себя на рынке, а с другой стороны, о том, как воспринимают клиенты товары (услуги) компании<sup>2</sup>. Как правило, эта перспектива включает в себя несколько базовых показателей ценностей, получаемых потребителем от компании. Сюда входят удовлетворение потребностей клиентов, сохранение потребительской базы, привлечение новых клиентов, доходность, а также объем и доля целевого сегмента рынка. Однако клиентская составляющая должна также включать специфические показатели. Речь идет о тех факторах, которые являются важнейшими для потребителя в вопросе сохранения лояльности. Например, для него важны факторы своевременной доставки или доставки в короткие сроки; постоянного потока новых видов продуктов или услуг; способности поставщика не только предвосхищать новые потребности клиента, но и возможности удовлетворить их. Таким образом, клиентская составляющая позволяет сформулировать стратегию, ориентированную на потребителя, таким

<sup>2</sup> Хорват П. Внедрение сбалансированной системы показателей. М.: Изд-во Альпина Бизнес Букс, 2005. С. 51.

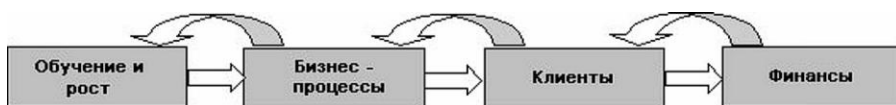


Рис. 2. Причинно-следственная связь системы ССП (Balanced Scorecard)

образом, чтобы в будущем она обеспечила необходимую доходность<sup>3</sup>.

### Бизнес-процессы предприятия

В рамках перспективы «Бизнес-процессы» менеджмент предприятия определяет ключевые производственные операции, которые влияют на качественное исполнение функций всей бизнес-единицы. Достижение эффективности при постановке и достижении целей этой перспективы представляется главным шагом для достижения результатов, запланированных на этапе формирования финансовой и клиентской перспектив. Стоит отметить, что формулировка целей для развития внутренних процессов возможна только на основе уже существующих целей перспектив «Финансы» и «Клиенты». Основным вопросом для анализа и выработки целей в данной перспективе звучит следующим образом: «Какими действиями необходимо доставлять клиенту потребительские ценности, которые описаны в перспективе «Клиенты», чтобы достичь целей, указанных в Финансовой перспективе?». Необходимо выяснить, в какой степени можно изменить уже существующие процессы, чтобы они максимально соответствовали поставленным целям и их эффективному достижению. Таким образом, улучшение существующих процессов и ввод новых обеспечивает эффективное выполнение всех операционных действий. Например, для снижения сроков поставки (клиентская перспектива) необходимо оптимизировать транспортный маршрут.

### Обучение и рост на предприятии

Перспектива «Обучение и рост» во многих смыслах является ключевым для построения и эффективного использования ССП. Так как она не только играет существенную роль во внутренних производственных процессах, но и имеет важное значение как составляющая отдельного направления развития. Как и во всех остальных перспективах, цели для нее устанавливаются исходя из удовлетворения интересов и достижения целей в вышестоящих перспективах. Например, если целью перспективы «Клиенты» считать количество удовлетворенных клиентов, то для этого нужен знающий, профессиональный штат сотрудников, а для этого они должны пройти специализированные курсы или тренинги. Таким образом, через определенное число четко обозначенных мероприятий, таких как обучение, можно достичь удовлетворения клиента, соответственно получить нужный финансовый результат. Кроме того, важной составляющей перспективы «Обучение и рост» является совершенствование систем знаний и информационного обеспечения деятельности. Инвестиции в обучение и развитие персонала, во внедрение новых систем качества, разработку новых, бо-

лее оптимальных процессов являются ключевыми составляющими постановки целей в перспективе обучения и роста.

Следует отметить, что все критерии оценки четырех пер-

спектив Сбалансированной системы показателей связаны между собой. В основе цепочки взаимодействия лежит причинно-следственная связь (рис. 2). К примеру, квалифицированные, мотивированные, сплоченные в единую команду сотрудники используют развитую инфраструктуру (информационные системы, оборудование, технологии), обеспечивают необходимое системе качество бизнес-процессов. Отлаженные бизнес-процессы (низкий процент брака, быстрая обработка и выполнение заказа клиента, качественная сервисная поддержка) обеспечивают удовлетворенность клиентов, достижение конкурентных преимуществ и успех компании на рынке. Маркетинговые успехи компании, в свою очередь, служат залогом ее финансовых успехов.

Обратная цепочка модели ССП действует в обратном направлении следующим образом: причины неудовлетворительных значений финансово-экономических показателей следует искать в перспективе «Клиенты», неудовлетворенность клиентов означает наличие проблем в перспективе «Бизнес-процессы», а корни проблем с бизнес-процессами находятся в перспективе «Обучение и рост»<sup>4</sup>.

Подводя итог, можно сказать, что сбалансированная система показателей дает высшему руководству компании инструмент управления, переводящий видение ситуации и стратегию деятельности в набор взаимосвязанных сбалансированных показателей. Использование компанией данной системы позволяет ответить на важнейшие вопросы: какие процессы являются ключевыми в деятельности компании, каков уровень квалификации персонала и применяемых технологий, каково их соответствие выбранной стратегии, какие инвестиции нужно осуществить в развитие компании с целью достижения долгосрочных целей организации?

Эта концепция позволяет добиться единой направленности в деятельности различных структурных подразделений предприятия за счет постоянных коммуникаций между головными (управленческими) структурами организации, отдельными бизнес-единицами и работниками компании. Таким образом, целесообразно сбалансированную систему показателей использовать в качестве основы современной системы стратегического управления в компании<sup>5</sup>.

### Библиографический список

1. Баландина Т.А., Вагнер О.А. Сбалансированная система показателей: ошибки внедрения, способы предупреждения и устранения. Актуальные проблемы коммерческих организа-

<sup>4</sup> Толкач В. Balanced Scorecard – взгляд в будущее: <http://www.cima.ru/showarticle.php?id=8>.

<sup>5</sup> Хорват П. Внедрение сбалансированной системы показателей. М.: Изд-во Альпина Бизнес Букс, 2005. С. 460.

<sup>3</sup> Каплан Р., Нортон Д. Сбалансированная система показателей. М.: Изд-во Олимп-Бизнес, 2003. С. 30.

- ций. М., 2009. С. 225.
2. Ерохин В.Г. Развивая эффективный бизнес – система сбалансированных показателей. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc846.htm>
  3. Калинин С. Balanced Scorecard – новый инструмент стратегического планирования. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc655.htm>
  4. Каплан Р., Нортон Д. Сбалансированная система показателей. М.: Олимп-Бизнес, 2003. С. 30.
  5. Коробков А. The Balanced Scorecard – Новые возможности для эффективного управления. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc329.htm>
  6. Толкач В. Balanced Scorecard — взгляд в будущее. <http://www.cima.ru/showarticle.php?id=8>
  7. Хорват П. Внедрение сбалансированной системы показателей. М.: Альпина Бизнес Букс, 2005. С. 51.
  8. Хорват П. Сбалансированная система показателей как средство управления предприятием. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc847.htm>
  9. Федин М. Что нужно знать о BSC. <http://www.astera.ru/marketing/?id=12861&start=1590&num=30>
  10. Чехонин П. Balanced Scorecard – Басня для современного менеджера. [http://www.iteam.ru/publications/strategy/section\\_27/article\\_1492/](http://www.iteam.ru/publications/strategy/section_27/article_1492/)
  11. Kisner R. Using the Balanced Scorecard to Achieve Career Success. *Government Finance Review*, 2007 (10), P. 63.

## List of literature

1. Balandina T.A. Vagner O.A. The Balanced Scorecard: errors of introduction, methods of prevention and elimination. *Actual problems of commercial organizations*, 2009. P. 225.
  2. Erohin V.G. Developing an effective business – the balanced scorecard. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc846.htm>
  3. Kalinin S. The Balanced scorecard – a new tool of strategic planning. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc655.htm>
  4. Kaplan R.S., Norton D.P. The balanced scorecard. М.: Olimp-Business, 2003. P. 30
  5. Korobkov A. – The Balanced Scorecard – new opportunities for effective management. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc329.htm>
  6. Kisner R., Using the Balanced Scorecard to Achieve Career Success. *Government Finance Review*, 2007 (10), P. 63
  7. Tolkach V. Balanced Scorecard – look into the future. <http://www.cima.ru/showarticle.php?id=8>
  8. Horvath P. Introduction of the Balanced Scorecard. М.: Alpina Business Books, 2005, pg. 51
  9. Horvath P. The Balanced scorecard as a tool for company management. <http://www.balancedscorecard.ru/bsc847.htm>
  10. Fedin M. What you need to know about the BSC. <http://www.astera.ru/marketing/?id=12861&start=1590&num=30>
  11. Chehonin P. The Balanced Scorecard – a fable for the modern manager. [http://www.iteam.ru/publications/strategy/section\\_27/article\\_1492/](http://www.iteam.ru/publications/strategy/section_27/article_1492/)
-

## РЕФЕРАТЫ

### РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 539.375+376+386

**Хлусов А.Е. Исследование реологического изменения предельной величины деформации разрушения породных слоев и их контактов.**

В статье приводятся результаты лабораторных исследований реологического изменения предельной величины деформации, при которой наступает разрушение длительно нагруженных породных слоев и их контактов. Полученные данные могут быть использованы при расчете кровли горной выработки по деформациям.

Ил. 10. Библиогр. 11 назв.

**Ключевые слова:** слоистая неоднородная кровля, допустимый прогиб, реология.

УДК 622.013.364

**Вохмин С.А., Курчин Г.С., Майоров Е.С. К вопросу определения нормативных величин потерь при добыче ангидрита камерно-столбовой системой разработки.**

Предложена зависимость определения нормативной толщины защитного слоя полезного ископаемого от физико-механических свойств полезного ископаемого, глубины ведения горных работ и величины бокового давления, рассмотрены примеры.

Ил. 1. Табл. 4. Библиогр. 9 назв.

**Ключевые слова:** потери, потолочина, камерно-столбовая система разработки/

УДК 622.271.326

**Гавришев С.Е., Кузнецова Т.С., Некерова Т.В. Методика обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом.**

Для комбинированной разработки большое экономическое значение имеет оптимальное соотношение геометрических параметров бортов карьера. В статье представлена методика обоснования параметров бортов карьеров при выемке прибортовых запасов подземным способом. Сущность данной методики заключается в расчете глубины открытых горных работ по минимальным совокупным затратам с учетом геомеханических параметров борта.

Ил. 4. Табл. 3. Библиогр. 5 назв.

**Ключевые слова:** параметры борта карьера, прибортовые запасы, оптимальная глубина, устойчивость, комбинированная разработка, угол откоса борта карьера, коэффициент запаса устойчивости.

УДК 622.272

**Калмыков В.Н., Григорьев В.В., Волков П.В. Изыскание вариантов систем разработки для выемки прибортовых запасов при комбинированной геотехнологии.**

Сконструированы технологические схемы освоения прибортовых запасов. Приведена экономическая оценка принятых систем разработки. Показано влияние различных факторов на себестоимость добычи руды.

Ил. 9. Библиогр. 2 назв.

**Ключевые слова:** приконтурные запасы, системы разработки, экономическая оценка.

УДК 621.879:622.271.4

**Бурмистров К.В., Колонюк А.А., Аргимбаев К.Р. Выбор комплексов оборудования для производства выемочно-погрузочных работ в стесненных условиях нижних горизонтов карьеров.**

При разработке нижних горизонтов глубоких карьеров, а также при интенсивной отработке малых месторождений условия производства горных работ можно характеризовать как стесненные, которым присущи следующие особенности: снижается площадь рабочей зоны, возрастают интенсивность и годовые объемы работ по подготовке новых горизонтов вследствие чего снижается производительность горного оборудования.

В статье рассматриваются вопросы выбора комплекса выемочно-погрузочного оборудования, для обеспечения эффективной разработки нижних горизонтов крупных карьеров и повышения эффективности освоения маломасштабных месторождений.

Ил. 8. Табл. 1.

**Ключевые слова:** Гидравлический экскаватор, мех. лопата, маломасштабные месторождения, стесненные условия, производительность, интенсивность.

УДК 622.831

**Барях А.А., Асанов В.А., Федосеев А.К., Токсаров В.Н., Евсеев А.В. Геомеханическое обоснование отставания очистных работ при одновременной отработке смежных панелей.**

Определено оптимальное расстояние между фронтами очистных работ, обеспечивающее увеличение устойчивости пород кровли, при одновременной отработке смежных панелей.

Ил. 7. Библиогр. 5 назв.

**Ключевые слова:** камерная система разработки, горное давление, устойчивость кровли.

## МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ. ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 669.141

**Шешуков О.Ю., Некрасов И.В., Невидимов В.Н., Кузякин В.Г., Ушаков М.В. Температурный режим шлака сверхмощной дсп и технологические параметры плавки.**

Представлены результаты исследования шлакового режима сверхмощной ДСП. Показано, что температура шлакового покрова существенно превышает температуру металла и составляет по ходу жидкого периода 1650–1800°С. Отмечена особенность плавки – формирование двухфазной (шлакометаллической) зоны в шлаковом покрове, определяющей величину реакционной поверхности «металл-шлак». На основе данных по температуре шлака в сверхмощных ДСП сделаны выводы о способах улучшения вспениваемости и рафинирующих свойств шлаков.

Ил. 2. Библиогр. 10 назв.

**Ключевые слова:** сверхмощные электропечи, температура шлака, вспенивание шлака, двухфазная зона, дефосфорация металла, полимерная модель.

УДК 669.15-196

**Вдовин К.Н., Маркевич А.В. Повышение эксплуатационных свойств отливок из коррозионно-стойкого чугуна.**

Рассмотрено влияние легирующих элементов на строение расплава процесса кристаллизации и структурообразования, физико-механические и эксплуатационные (коррозионная стойкость, износостойкость) свойства низкоуглеродистого белого чугуна.

Ил. 3. Табл. 3. Библиогр. 4 назв.

**Ключевые слова:** чугун, коррозия, кислота, химический состав, моделирование.

## ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.777: 621.777:22

**Беляев С.В. Кинематика асимметричного очага деформации при совмещенной прокатке-прессовании.**

Представлена методика расчета кинематических параметров очага деформации для процесса совмещенной прокатки-прессования с одним и двумя приводными вальками. Проведен теоретический анализ полученной математической модели.

Ил. 7. Библиогр. 7 назв.

**Ключевые слова:** совмещенная прокатка-прессование; деформируемый металл; кинематические параметры процесса; асимметричный очаг деформации; расчет.

УДК 621.771

**Салганик В.М., Румянцев М.И., Цыбров Д.С., Соловьев А.Г. Подход к выбору размеров слябов для широкополосных станов горячей прокатки**

С учетом практического опыта работы широкополосных станов горячей прокатки (ШСП) различных типов разработаны зависимости и алгоритм обоснованного выбора размеров сляба. Применение указанных зависимостей и алгоритма выбора первого приближения параметров сляба в модуле расчета технологических параметров алгоритма поиска структурно-компоновочных решений позволило, в частности, найти более эффективный вариант компоновки черновой группы для проекта реконструкции ШСП 2500 ОАО «ММК».

Ил. 4. Табл. 2. Библиогр. 9 назв.

**Ключевые слова:** широкополосный стан горячей прокатки, модернизация, алгоритм выбора размеров сляба.

УДК 621.778

**Ульянов А.Г. Математическая модель для расчёта диаметра калибрующего пояска волокни с учётом обеспечения требуемых предельных отклонений калиброванной стали.**

Предложена математическая модель, позволяющая рассчитывать диаметр калибрующего пояска волокни с учетом обеспечения требуемых предельных отклонений диаметра калиброванной стали и прогнозирования ве-

личины упругого последействия металла при калибровании.

Ил. 1. Табл. 1. Библиогр. 8 назв.

**Ключевые слова:** волочение, математическая модель, диаметр волоки, упругое последействие (восстановление).

УДК 621.771.07

**Белевский Л.С., Исмагилов Р.Р., Москвин В.М. Влияние складки на полосе на напряжения в валках клетей кварто станов холодной прокатки.**

Исследовано влияние складки на полосе на напряжения в валках клетей кварто станов холодной прокатки. Разработана математическая модель, позволяющая определять напряженное состояние валков. На основании разработанной математической модели получены эпюры нормальных и касательных контактных напряжений.

Ил. 6. Табл. 1. Библиогр. 8 назв.

**Ключевые слова:** холодная прокатка, валки, складка, напряжения.

УДК 621.774

**Козлов А.В. Разработка оборудования для холодной гибки труб с раскатыванием.**

Рассмотрены модели станков для холодной гибки труб диаметров 20–200 мм. Приведены их технические характеристики.

Ил. 5. Табл. 1.

**Ключевые слова:** гибка труб, раскатывание, оборудование для гибки, технические характеристики.

## ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ

УДК 621.777

**Горохов Ю.В., Солопко И.В. Снижение энергозатрат при непрерывном прессовании металла способом Конформ путем оптимизации формы и размеров инструмента.**

Разработана методика комплексной оптимизации размеров деформирующего инструмента для непрерывного прессования пружинной заготовки способом Конформ. По формулам, полученным с применением элементов вариационного исчисления, рассчитаны оптимальные значения размеров поперечного сечения контейнера и его длины, величины входного угла пресс-матрицы. Расчетные данные подтверждены результатами экспериментов, проведенных на лабораторной установке.

Ил. 4. Табл. 3. Библиогр. 3 назв.

**Ключевые слова:** непрерывное прессование, лабораторная установка, совмещенные процессы, конформ, контейнер, деформирующий инструмент, металл.

УДК 621.383.8

**Вдовин К.Н., Дубский Г.А., Егорова Л.Г., Созонов С.О. Устройство для измерения скорости дозы порошка, выстреливаемой детонационной пушкой.**

В статье описывается оптический метод и прибор, построенный на основе этого метода, для измерения скорости от 0–5000 м/с любых локализованных объектов. Данные по испытанию этого прибора показывают его надежность, устойчивость и точность ( $\varepsilon \approx 2,5\%$ ).

Ил. 5. Табл. 2. Библиогр. 3 назв.

**Ключевые слова:** покрытие, детонация, пушка, модификация, напыление, частица, кристаллизатор.

## СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ

УДК 621.771.014.07.001.57

**Салганик В.М., Полецков П.П., Кухта Ю.Б., Егорова Л.Г. Управление качеством горячекатаного проката по профилю и плоскостности на базе использования автоматизированной системы**

С целью повышения качества листовой горячекатаной стали по профилю и плоскостности на основе математического моделирования валковых систем кварто с учетом износа опорных валков создана и внедрена автоматизированная система управления геометрией горячекатаного листа (АСУГГЛ).

Ил. 6. Библиогр. 2 назв.

**Ключевые слова:** управление качеством, профиль, плоскостность, износ валков, математическая модель, автоматизированная система

УДК 621.77

**Голубчик Э.М., Яковлева Е.Б., Телегин В.Е., Яшин В.В., Смирнов П.Н. Повышение результативности производства холоднокатаной упаковочной ленты из стали марки 30Г2 путем применения адаптационных механизмов.**

Проанализированы технологические аспекты производства холоднокатаной ленты. Рассмотрена модель адаптации качественных показателей ленты к ожиданиям потребителей. Представлены результаты исследований по оптимизации механических свойств холоднокатаной упаковочной ленты из стали марки 30Г2 в зависимости от химического состава и технологии термообработки.

Ил. 2. Табл. 7. Библиогр. 5 назв.

**Ключевые слова:** холоднокатаная упаковочная лента, результативность, адаптация, механические свойства, временное сопротивление разрыву, относительное удлинение, технология.

УДК 621.771

**Бузунов Е.Г., Рубин Г.Ш., Мезин И.Ю. Описание процесса диффузии цинковых покрытий стальной проволоки на основе теории конструктивных фракталов.**

Механизм формирования цинкового покрытия на проволоке невозможно математически описать при помощи классической геометрии, поэтому была использована теория конструктивных фракталов. В статье дается описание понятия *фрактал*. Отмечается значимость фрактальной теории в современной науке и технике. На основе теории конструктивных фракталов произведен расчет скорости формирования цинкового покрытия. Установлены зависимости толщины железоцинковых фаз покрытия от времени погружения стальной проволоки в расплав.

Ил. 2. Табл. 4. Библиогр. 6 назв.

**Ключевые слова:** фрактал, цинковое покрытие, диффузия, механизм формирования покрытия, железоцинковые фазы.

УДК 62-503.57

**Рубин Г.Ш., Камалутдинов И.М. Функциональный анализ структуры свойств геофизического кабеля.**

Метод функционального анализа позволяет разработать структуру свойств изделия, отражающую функции отдельных свойств в выполнении его главной полезной функции (ГПФ). Такой подход принципиально меняет структуру свойств, допускает несколько включений свойств в структуру и, следовательно, требует специальных методов свёртки оценок. На основе произведенного анализа было выделено новое свойство геофизического кабеля – осевая жесткость.

Ил. 1. Библиогр. 2 назв.

**Ключевые слова:** геофизический кабель; функциональный анализ; осевая жесткость; момент инерции.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

УДК 621.777

**Сидельников С.Б., Довженко Н.Н., Лопатина Е.С., Виноградов О.О., Богданов Д.В, Архипов Ю.А. Моделирование процесса совмещенного литья, прокатки и прессования для припойных сплавов на основе серебра.**

Проведено компьютерное моделирование и экспериментальное опробование процесса совмещенной обработки для получения прутков из сплава ПСР-40 с целью изготовления припойной проволоки. Представлены результаты замера энергосиловых параметров процесса совмещенного литья, прокатки и прессования, металлографических исследований структуры металла и данные по механическим свойствам полученных пресс-изделий.

Ил. 7. Табл. 1. Библиогр. 3 назв.

**Ключевые слова:** совмещенное литье, прокатка и прессование, моделирование, волочение, структура, механические свойства, сплавы на основе серебра.

УДК 669.162.001.57

**Курбацкая Е.М., Смирнов А.Н., Сысоев Н.П. Динамическая модель изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака.**

В представленной работе предложено рассматривать циклоиду изменения химического состава жидких продуктов доменной плавки как интегральную характеристику, испытывающую действие большого числа факторов. Применение Фурье-преобразований временных рядов в исследовании цикличности процессов доменной плавки позволяет выявить скрытые циклические изменения технологических параметров и определять их периоды. Было выявлено, что массовая доля каждого химического элемента или каждого технологического параметра одновременно участвует в нескольких циклических изменениях, вызванных различными причинами. Сравнительный анализ различных периодов колебаний массовых долей химических составляющих чугуна и периодов колебаний технологических параметров, отражающих ход доменной печи, позволяет выявить причины динамики изменения химических составляющих чугуна. Вследствие существования различных причин ука-

занный динамики технологических параметров, был применен факторный анализ.

Авторы предлагают динамическую модель, описывающую изменения массовых долей составляющих чугуна и шлака. Применение факторного анализа и анализа окислительно-восстановительных процессов, протекающих в доменной печи, позволило сделать возможным объяснение установленных периодов колебаний технологических параметров доменной плавки и классифицировать температурные зоны рабочего пространства.

Ил. 3. Табл. 1.

**Ключевые слова:** доменная печь, выпуск чугуна, периодические изменения состава чугуна, период колебаний, Фурье-преобразования.

## ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 658.14117.011.2

**Журавин С.Г., Соломатина А.С. Сбалансированная система показателей как инструмент стратегического управления.**

В настоящее время эффективным инструментом управления компанией является сбалансированная система показателей, позволяющая реализовать долгосрочные цели и стратегию развития компании на основе оценки финансовых и нефинансовых показателей деятельности. В статье описаны основные постулаты данной концепции, история ее создания и результаты внедрения.

Ил. 2. Библиогр. 11 назв.

**Ключевые слова:** система, стратегия, показатели, перспективы, цель



## REPORTS

### EXPLOITATION OF MINERAL RESOURCES

UDC 539.375+376+386

**Khlusov A.E. Investigation of rheological change in limiting value of deformation for failure of rock layers and their contacts.**

The article contains the results of laboratory investigations of rheological change in limiting value of deformation. Failure results from long-duration exposure of rock layers and their contacts to loading. The obtained data may be used for calculation of roof of mine working by the deformation values.

Fig. 10. Bibliogr. 11 names.

**Key words:** layered inhomogeneous roof, allowable deflection, rheology.

UDC 622.013.364.

**Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Majorov E.S. To a question of definition of standard sizes of losses at anhydrite extraction room and pillar mining working out system.**

Standard thickness definition of a protective mineral layer depends on physic-mechanical properties of a mineral, depth of conducting mountain works and size of lateral pressure is offered, examples are considered.

Fig. 1. Tabel. 4. Bibliogr. 9 names.

**Key words:** losses, room and pillar mining working out system.

UDC 622.271.326

**Gavrishev S.E., Kuznetsova T.S., Neckerova T.V. The method for basis parameteries of flank opencast by underground of flank stock.**

Optimal correlation geometric parameteries of flank of an opencast has big economic importance for combined method of mining. In article before-is put method for basis parameteries of flank opencast by underground of flank stock. This method is calculation of depth for an opencast with minimal common expenditures and with geomechanics parameteries of flank opencast.

Fig. 4. Table 3. Bibliogr. 5 names.

**Key words:** parameteries of flank of an opencast, flank stock, optimal depth of an opencast, stability, combined method of mining, angle of flank opencast, stability factor.

UDC 622. 272

**Kalmykov V.N., Grigoryev V.V., Volkov P.V. Research of variants of systems of working out for dredging at the onboard stocks at the combined geotechnology.**

Technological schemes of development at the onboard stocks are designed. The economic estimation of the accepted systems of working out is resulted. Influence of various factors on the cost price of extraction of ore is shown.

Fig. 9. Bibliogr. 2 items.

**Key words:** at the onboard stocks, working out systems, an economic estimation.

UDC 621.879:622.271.4

**Burmistrov K.V., Kolonyuk A.A., Argimbaev K.R. Selection of equipment sefs for excavation and loading in the straitened circumstances of low horizons of opencast mines.**

In the bottom horizon of open casts as well as in minor deposits the mining conditions can be regarded as strict. They have the following peculiarities: working area reduction, increase in intensity and annual scope of works for new horizons. As a result the operation of mining equipment goes down.

The article considers selection of mining and loading equipment complex to efficiently develop bottom horizons of the large open casts and to increase efficiency of small deposits.

**Key words:** hydraulic excavator, shovel, small deposits, strict conditions, capacity, intensity.

UDC 622.831

**Baryah A.A., Asanov V.A., Fedoseev A.K., Toksarov V.N., Evseev A.V. Geomechanical substantiation of mining lag in simultaneous adjacent panels mining.**

Optimal distance between mining fronts, which provide increase interburden layer stability, in simultaneous adjacent panels mining is specified in article.

Fig. 7. Bibliogr. 5 names.

**Key words:** heading-and-stall method, underground pressure, roof stability.

## METALLURGY OF FERROUS METALS. FOUNDRY ENGINEERING

UDC 669.141

**Sheshukov O.J., Nekrasov I.V., Nevidimov V.N., Kuzjakin V.G., Ushakov M.V. A slag temperature mode of ultra high power EAF and technological parameters of fusion.**

Results of research of a slag mode of ultra high power EAF are presented. It is shown, that the temperature of a slag cover essentially exceeds temperature of metal and makes on a course of the refining period 1650–1800°C. A feature of fusion is noted – formation of a biphas (slag-metal) zone in the slag cover, which is determining a size of reactionary surface «metal-slag». On the basis of data on temperature of slag in ultra high power EAF are drawn conclusions on ways of improvement of slag foaming and refining properties of slags.

Fig. 2. Bibliogr. 10 names.

**Key words:** ultra high power electric furnaces, temperature of slag, slag foaming, biphas zone, metal dephosphorisation, polymeric model.

UDC 669.15-196

**Vdovin K.N., Markevich A.V. The improvement of corrosion resistance and wear-resisting iron casting properties.**

Influence of alloying elements on a structure of melt, processes of crystallization and structure formation, physical-mechanical and operational (were resistance, corrosion resistance) properties of low-carbon white cast iron is considered.

Fig.3. Table 3. Bibliogr.4 names.

**Key words:** cast iron, corrosion, acid, a chemical compound, modelling.

## METAL FORMING

UDC 621.777: 621.777:22

**Belyaev S.V. The kinematics of the asymmetric deformation zone for the process of combine rolling and extrusion for the one and the two driving rolls.**

The design procedure of the asymmetric deformation zone characteristics of process of combine rolling-and extrusion with the one and the two driving rolls is presented. The theoretical analysis for the received mathematical model is performed.

Fig. 5. Bibliogr. 7 names.

**Key words:** the process of combine rolling and extrusion, wrought metal, kinematic process variables, the asymmetric deformation zone, the design procedure.

UDC 621.771

**Salganik V.M., Rymjantcev M.I., Tsybrov D.S., Solovyov A.G. The choice of slab size for hot strip mills.**

Supervised different hot strip mills (HSM), the authors have developed the algorithm of slab size choice. New algorithms were applied to the choice of effective roughing mill group layout in HSM 2500 MMK.

Fig. 4. Table 2. Bibliogr. 9 items.

**Key words:** hot strip mill, modernization, algorithm of slab size choice.

UDC 621.778

**Uljanov A.G. Mathematical model for calculation of diameter of a whirtle plate in view of maintenance of required maximum deviations of the calibrated steel.**

The mathematical model is offered, allowing to count diameter of a whirtle plate in view of maintenance of required maximum deviations of diameter of the calibrated steel and forecasting of magnitude of elastic recovery of metal at calibration.

Fig. 1. Table 1. Bibliogr. 8 names.

**Key words:** drawing, mathematical model, diameter of a whirtle plate, elastic recovery.

UDC 621.771.07

**Belevskiy L.S., Ismagilov, R.R., Moskv in V.M. Influence of fold on strip at stresses in rolls of four-high stand of cold sheet mill.**

Influence of fold on strip at stresses in rolls of four-high stand has been investigated. The mathematical model, which enables to determine stress state of rolls, has been developed. On the basis of the developed mathematical model the load diagram of normal and tangential contact stress has been created.

Fig. 6. Table 1. Bibliogr. 8 names.

**Key words:** cold mill, rolls, fold, stress.

UDC 621.774

**Kozlov A.V. Developing equipment for cold tube bending with flattening.**

The article considers tools for cold bending 20–200 mm Ø tubes. Their performance is analyzed.

Fig. 5. Table 1.

**Key words:** pipe bending, flattening, bending equipment, performance.

## TECHNOLOGIES OF MATERIAL PROCESSING

UDC 621.777

**Gorohov Y.V., Solopko I.V. Reduction in power consumption during Conform continuous extrusion by means of optimizing the form and size of tools.**

There was developed a technique of complex optimization of deforming tool sizes for Conform continuous extrusion of bars. According to the formulae obtained with the help of applying the calculus of variations elements, there were calculated the optimal values of the size of a container cross-section, and those of its length, as well as of the die entrance angle. The calculated data was verified by the results of the experiments carried out on the laboratory scale plant.

Fig. 4. Table 3. Bibliogr. 3 names.

**Key words:** continuous extrusion, laboratory scale plant, concurrent processes, conform, container, deforming tool, metal.

UDC 621.383.8

**Vdovin K.N., Dubsky A, Egorova L.G., Sozonov S.O. The speed device for measurement of a power dose shooting from a de-tonatsionnoj gun.**

In article the optical method and the device constructed on wasps-nove of this method, for measurement of speed from 0–5000 km/s of any lokalizo-bathrooms of objects is described. Data on test of this device show it on-dezhnost, stability and accuracy ( $\epsilon \approx 2,5\%$ ).

Fig. 5. Table 2. Bibliogr. 3 names.

**Key words:** covering, detonation, a gun, updating, a dusting, a particle, a crystallizer.

## STANDARDIZATION, CERTIFICATION AND QUALITY MANAGEMENT

UDC 621.771.014.07.001.57

**Salganik V.M., Poletskov P.P., Kuhta Y.B., Egorova L.G. Quality management on the profile and flatness of hot-rolled based on automated system.**

In order to improve the quality of hot rolled steel sheet on the profile and flatness based on mathematical modeling of four-high rolling systems and taking into account wear of backup rolls created and used an automated system of management hot-rolled plate geometry (ASMHPG).

Fig. 6. Bibliogr. 2 names.

**Key words:** quality management, profile, flatness, the wear of rolls, mathematic model, the automated system

UDC 621.77

**Golubchik E.M., Yakovleva E.B., Telegin V.E., Yashin V.V., Smirnov P.N. Improving the production of cold rolled steel packing tape marks 30Г2 through the use of adaptive mechanisms.**

Analyzed the technological aspects of the production of cold-rolled strip. A model of the adaptation of quality indicators tape to the expectations of consumers. The results of studies on optimizing the mechanical properties of cold-rolled steel packing tape marks 30Г2 depending on the the chemical composition and heat treatment technology.

Fig. 2. Table 7. Bibliogr. 5 names.

**Key words:** cold-packing tape, performance, adaptation, mechanical properties, tensile strength, elongation, technology.

UDC 621.771

**Buzunov E.G., Rubin G.Sh., Mezin I.Ju. Description of steel wire zinc coating diffusion process on the basis of constructive fractals theory.**

The mechanism of zinc coating formation on steel wire can not be mathematically described by means of classical geometry. Therefore constructive theory of fractals was used. This article describes the concept of fractals, notes the importance of fractal theory in modern science and technology. Based on the theory of constructive fractals the rate of zinc coating formation was. The dependencies between zinc-iron coating phases thickness and time of steel wire hot-dip galvanizing was ascertained.

Fig. 2. Table 4. Bibliogr. 6 names.

**Key words:** fractal, zinc coating, diffusion, mechanism of coating formation, zinc-iron phases.

UDC 62-503.57

**Rubin G.S., Kamalutdinov I.M. The functional analysis of structure of properties of a geophysical cable (Electro mechanical cable).**

The method of the functional analysis allows to develop structure of properties of the product, reflecting functions of separate properties in performance of its main useful function (MUF). Such approach essentially changes structure of properties, supposes some inclusions of properties in structure, demands special methods of convolution of estimations. On the basis of the made analysis new property of a geophysical cable – axial rigidity has been allocated.

**Key words:** a geophysical cable, the functional analysis, axial rigidity, moment of inertia.

## MODELING OF METALLURGICAL PROCESSES

UDC 621.777

**Sidelnikov S.B., Dovjenko N.N., Lopatina E.S., Vinogradov O.O., Bogdanov D.V., Arhipov U.A. Modeling of process combination of casting rolling and pressing for solder alloys based on silver.**

There were held modeling and experimental testing of process complex treatment for receipt rods from alloy PSR-40 to produce solder wire. There are presented the results of measurements of energy-power parameters of process combination of casting rolling and pressing, metallographic researches of structure of metal and data of mechanical properties of receipted pressing products.

Fig. 7. Tabl. 1. Bibliogr. 3 names.

**Key words:** complex casting, rolling and pressing, modeling, drawing, structure, mechanical properties, alloys based on silver.

UDC 669.162.001.57

**Kurbatskaya E.M., Smirnov A.N., Sysoev N.P. The dynamic model of the iron and slag constituents mass content.**

In the given work it has been offered to view the cycloid of the blast furnace heat products chemical structure changes as an integral characteristic which undergoes the influence of a large number of factors. The use of Fourier – transformation to data series in investigation of the blast furnace operation cyclisity allowed to reveal latent cyclic changes of the parameters in question and determine their periods. It has been determined that each chemical element mass content or each technological parameter participate simultaneously in several cyclic changes caused by different reasons. The comparative analysis of the iron chemical elements mass content variation period and technological parameters oscillations periods reflecting the blast furnace operation allowed to make a conclusion about the reasons for the iron chemical content dynamics. As there are various reasons for such dynamics the factor analysis of the technological parameters has been used.

The authors offered a dynamic model describing the changes in iron and slag mass content. The use of the factor analysis and the analysis of the oxidation – reduction processes taking place in the blast furnace made it possible to explain the total various oscillation periods set of the blast furnace technological parameters and classify the working space temperature zones.

Fig. 3. Table 1.

**Key words:** blast furnace, the iron discharged, periodical chemical composition changes in the iron, Fourier – transformations.

## ECONOMICS, MANAGEMENT AND PRODUCTION MARKET

UDC 658.14117.011.2

**Zhuravin S.G., Solomatina A.S. The balanced scorecard – effective tool for company management.**

Nowadays, an effective tool for company management is a Balanced Scorecard, which allows the realization of long-term objectives and company development strategies on the basis of an estimation of financial and non-financial indicators of activity. This article describes the basic postulates of the given concept, the history of its creation, and the results of its introduction.

Fig. 2. Bibliogr. 11 names.

**Key words:** system, strategy, indicators, perspectives, objective.

## СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

**Аргимбаев Каербек Рафкатович** – студент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: www.diamond-arg@mail.ru.

**Архипов Юрий Александрович** – студент кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск.

**Асанов Владимир Андреевич** – доктор технических наук, заведующий лабораторией физических процессов освоения георесурсов Учреждения Российской академии наук Горного института Уральского отделения РАН. Направление исследований: геомеханика. Тел. (342) 216-37-03. E-mail: ava@mi-perm.ru.

**Барях Александр Абрамович** – доктор технических наук, и.о. директора Учреждения Российской академии наук Горного института Уральского отделения РАН. Направление исследований: геомеханика. Тел. (342) 216-09-48. E-mail: bar@mi-perm.ru.

**Белевский Леонид Сергеевич** – доктор технических наук, профессор кафедры прикладной механики и графики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Направление исследований: защитные покрытия, прочность, прокатные валки. Тел. 8 (3519) 29-84-38. E-mail: l.belevskiy@mail.ru.

**Беляев Сергей Владимирович** – кандидат технических наук, доцент кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. E-mail: 244812@mail.ru

**Богданов Дмитрий Владимирович** – аспирант кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8(391) 2133550.

**Бузунов Евгений Геннадьевич** – аспирант кафедры технологий, сертификации и сервиса автомобилей ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 89068517085. E-mail: friwert@mail.ru.

**Бурмистров Константин Владимирович** – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: burmistrob\_kv@mail.ru.

**Вдовин Константин Николаевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519) 29-85-30. E-mail: vdovin@magtu.ru.

**Виноградов Олег Олегович** – аспирант кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8(391) 2133550.

**Волков Павел Владимирович** – аспирант кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: wolf1709@rambler.ru.

**Вохмин Сергей Антонович** – кандидат технических наук, профессор кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Гавришев Сергей Евгеньевич** – доктор технических наук, профессор кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 8 (3519) 29-85-75. E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Голубчик Эдуард Михайлович** – ведущий инженер-технолог Центральной лаборатории контроля ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», доцент, кандидат технических наук. Тел. 8 (3519) 25-17-31. E-mail: gem@mmk.ru; Golub66@mail.ru.

**Горохов Юрий Васильевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел.: 8 (391) 2133550, 89232846674.

**Григорьев Владимир Вениаминович** – главный инженер ОАО «Учалинский ГОК». E-mail: Ugok@Ugok.ru.

**Довженко Николай Николаевич** – доктор технических наук, проректор-директор института нефти и газа, профессор кафедры «Обработка металлов давлением» ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8 (391) 22448904. E-mail: sbs270359@yandex.ru.

**Дубский Геннадий Алексеевич** – кандидат физико-математических наук, доцент кафедры физики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. (83519) 22-16-78. E-mail: myownterritory@rambler.ru.

**Евсеев Антон Владимирович** – младший научный сотрудник Учреждения Российской академии наук Горного института Уральского отделения РАН. Направление исследований: геомеханика. Тел. (342) 216-37-03. E-mail: evseev@mi-perm.ru

**Егорова Людмила Геннадьевна** – кандидат технических наук, доцент кафедры вычислительной техники и прикладной математики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: (83519) 41-16-94, (83519) 29-85-63. E-mail: egorov-lyudmil@yandex.ru.

**Журавин Сергей Григорьевич** – доктор экономических наук, профессор кафедры экономики и коммерции ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», академик РАЕН. Тел. +73519019428. E-mail: zhuravinS@yandex.ru, jouravine@gmx.ch.

**Исмагилов Рамиль Равкатович** – ведущий специалист по валкам и подшипникам отдела оборудования ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Направление исследований: прокатные валки, прочность, износостойкость. Тел. 8 (3519) 24-75-20. E-mail: valki@mmk.ru.

**Калмыков Вячеслав Николаевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: ntc@magtu.ru.

**Камалутдинов Ильдар Масхутович** – научный сотрудник ООО «Научно-производственный центр «Гальва», г. Магнитогорск. E-mail: galva@mgn.ru.

**Козлов Александр Васильевич** – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой «Технология машиностроения, станки и инструмент» ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет», г. Челябинск. Направление исследований: формообразование криволинейных элементов из тонкостенных труб. Тел. (3513) 63-43-78. E-mail: kozlov@zb-susu.ru.

**Колоночек Александр Анатольевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: koloniyk@bk.ru.

**Кузнецова Татьяна Сергеевна** – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 8 (3519) 29-85-56. E-mail: tsk\_79@mail.ru.

**Кузякин Владимир Геннадьевич** – ведущий инженер, НИЦ металлургическая лаборатория ОАО «Северский трубный завод», г. Полевской. E-mail: PopovaNA@stw.ru.

**Курбацкая Елена Михайловна** – инженер, ст. преподаватель кафедры физики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Направление исследований: взаимосвязь и динамика изменений технологических параметров доменной плавки. E-mail: e.kurbatskaya@mail.ru

**Курчин Георгий Сергеевич** – аспирант кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8-908-895-9490. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Кухта Юлия Борисовна** – кандидат технических наук, старший преподаватель кафедры вычислительной техники и прикладной математики ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru. Тел.: (3519) 29-85-63.

**Лопатина Екатерина Сергеевна** – кандидат технических наук, доцент кафедры МиТОМ института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8(391) 2133286.

**Майоров Евгений Сергеевич** – аспирант кафедры шахтного и подземного строительства Института горного дела, геологии и геотехнологий ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Маркевич Артем Валерьевич** – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел.: 8 (3519) 29-84-19; 35-46-35.

**Мезин Игорь Юрьевич** – доктор технических наук, профессор кафедры технологий, сертификации и сервиса автомобилей ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 89090973107. E-mail: mezinij@mail.ru.

**Москвин Владимир Михайлович** – кандидат технических наук, доцент кафедры промышленной кибернетики и систем управления ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Направление исследований: прокатные станы, валки, системы управления. Тел. 8 (3519) 29-85-58. E-mail: vladimir.moskvin2010@yandex.ru.

**Невидимов Владимир Николаевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры теории металлургических процессов ГОУ ВПО «Уральский государственный университет – УПИ» им. первого Президента России Б.Н. Ельцина, г. Екатеринбург. E-mail: nevidimov@pm.convex.ru.

**Некорова Татьяна Валерьевна** – аспирант кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 8 (3519) 29-85-56. E-mail: ntv\_3110@mail.ru.

**Некрасов Илья Владимирович** – аспирант лаборатории пирометаллургии чёрных металлов ГУ «Институт металлургии Уральского отделения РАН», г. Екатеринбург. E-mail: ivn84@bk.ru.

**Полецков Павел Петрович** – кандидат технических наук, доцент кафедры «Обработка металлов давлением» ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru. Тел.: (3519) 29-85-25.

**Рубин Геннадий Шмульевич** – кандидат технических наук, доцент кафедры математического анализа ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный университет». Тел.: 89028689892. E-mail: rubin@masu.ru.

**Румянцев Михаил Игоревич** – кандидат технических наук, профессор кафедры «Обработка металлов давлением» ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Салганик Виктор Матвеевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Обработка металлов давлением», декан факультета технологий и качества ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Сидельников Сергей Борисович** – доктор технических наук, профессор кафедры «Обработка металлов давлением» института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел. 8(391) 2133550. E-mail: sbs270359@yandex.ru.

**Смирнов Андрей Николаевич** – доктор физико-математических наук, доцент, зав. кафедрой ХТ и ФХ ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Направление исследований: физхимия поверхности раздела. Тел. (83519) 29-85-78. E-mail: sman@magtu.ru.

**Смирнов Павел Николаевич** – ведущий инженер-технолог Центральной лаборатории контроля ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат», кандидат технических наук. Тел. 8 (3519) 25-17-31.

**Созонов Сергей Олегович** – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: chmdek@magtu.ru.

**Соловьев Александр Геннадьевич** – кандидат технических наук, главный инженер ОАО «Магнитогорский ГИПРОМЕЗ». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Соломатина Александра Сергеевна** – аспирантка ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. +79068514616. E-mail: a.solomatina@gmail.com.

**Солопко Ирина Владимировна** – старший преподаватель кафедры автоматизации производственных процессов института цветных металлов и материаловедения ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск. Тел.: 8 (391) 2133519, 89631814756. E-mail: IVS7@ Inbоx.ru.

**Сысоев Николай Петрович** – доктор технических наук, профессор кафедры ХТ и ФХ ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Направление исследований: исследование нестационарных состояний хода доменной печи. Тел. (83519)29-85-14. E-mail: sman@magtu.ru.

**Телегин Вячеслав Евгеньевич** – учащийся магистратуры ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: Golub66@mail.ru.

**Токсаров Валерий Николаевич** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник Учреждения Российской академии наук Горного института Уральского отделения РАН. Направление исследований: геомеханика. Тел. (342) 216-37-03. E-mail: toksarov@mi-perm.ru.

**Ульянов Антон Григорьевич** – аспирант кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». Тел. 89097493671. E-mail: anto-haul@rambler.ru.

**Ушаков Максим Владимирович** – руководитель группы ДСП НИЦ металлургическая лаборатория ОАО «Северский трубный завод», г. Полевской. E-mail: PopovaNA@stw.ru.

**Федосеев Антон Кимович** – младший научный сотрудник Учреждения Российской академии наук Горного института Уральского отделения РАН. Направление исследований: геомеханика. Тел. (342) 216-37-03. E-mail: ava@mi-perm.ru.

**Хлусов Александр Евгеньевич** – кандидат технических наук, старший научный сотрудник лаборатории геомеханики Научного центра геомеханики и проблем горного производства Санкт-Петербургского государственного горного института (технического университета). Направление исследований: горная геомеханика. Тел. (812) 328-86-54. E-mail: hlusoff@rambler.ru.

**Цыбров Дмитрий Сергеевич** – аспирант кафедры «Обработка металлов давлением» ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Шешуков Олег Юрьевич** – доктор технических наук, профессор, заведующий лабораторией пирометаллургии чёрных металлов ГУ «Институт металлургии Уральского отделения РАН», г. Екатеринбург. E-mail: ferro@ural.ru, ferro1960@mail.ru.

**Яковлева Елена Борисовна** – ведущий инженер-технолог Центральной лаборатории контроля ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Тел. 8 (2519) 25-96-44.

**Яшин Владимир Викторович** – заместитель начальника ЛПЦ-8 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат». Тел. 8 (3519) 24-61-34.

## THE INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

**Argimbaev Kayerbek Rafkatovich** – student of the department «Mining opencast of mineral resources» of the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: [www.diamond-arg@mail.ru](mailto:www.diamond-arg@mail.ru).

**Arhipov Yuri Alexandrovich** – student of Metal Forming department of institute of non-ferrous metals and metallurgy of FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk.

**Asanov Vladimir** – DPhil, geomechanics, manager of laboratory "physical process georesources development" of Organization of Russian academy of sciences Mining institute Ural branch RAS. Tel. (342) 216-37-03. E-mail: [ava@mi-perm.ru](mailto:ava@mi-perm.ru).

**Baryakh Alexander** – DPhil, geomechanics, Alternate director of Organization of Russian academy of sciences Mining institute Ural branch RAS. Tel. (342) 216-09-48. E-mail: [bar@mi-perm.ru](mailto:bar@mi-perm.ru)

**Belevskiy Leonid Sergeevich** – Doctor of Tech. Sci., professor of the applied mechanics department of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I.Nosov». Tel. 8 (3519) 29-84-38. E-mail: [l.belevskiy@mail.ru](mailto:l.belevskiy@mail.ru).

**Belyaev Sergei Vladimirovich** – Candidate of Technical Sciences, associate professor, doctoral candidate in the field of «Metal Forming», 05.16.05, the Department of «Metal Forming», the Institute of Non-Ferrous Metals and Material Science of FGOU VPO «Sibirskij Federal University», Krasnoyarsk. E-mail: [244812@mail.ru](mailto:244812@mail.ru).

**Bogdanov Dmitry Vladimirovich** – postgraduate of Metal Forming department of institute of non-ferrous metals and metallurgy of FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel. 8(391) 2133550.

**Burmistrov Konstantin Vladimirovich** – Cand.Sc., associate-prof. of the department «Mining opencast of mineral resources» of the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov».

**Buzunov Evgeniy Gennadevich** – post-graduate of Technology, certification and automobile service department of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel. 89068517085. E-mail: [friwert@mail.ru](mailto:friwert@mail.ru).

**Dovjenko Nikolai Nikolaevich** – dr. of technical sciences, prorektor-rector of oil and gas institute, professor of Metal Forming department. Tel. 8(391)22448904.

**Dubsky Gennady Alekseevich** – the candidate of physical and mathematical sciences, the senior lecturer of chair of physics of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: (83519) 22-16-78. E-mail: [myownterritory@rambler.ru](mailto:myownterritory@rambler.ru).

**Egorov Lyudmila Gennadevna** – a Cand.Tech.Sci., the senior lecturer of chair of computer facilities and the applied mathematics of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: (83519) 41-16-94, (83519) 29-85-63. E-mail: [egorov-lyudmil@yandex.ru](mailto:egorov-lyudmil@yandex.ru).

**Evseev Anton** – geomechanics, junior researcher of Russian academy of sciences Mining institute Ural branch RAS. Tel. (342) 216-37-03. E-mail: [evseev@mi-perm.ru](mailto:evseev@mi-perm.ru).

**Fedoseev Anton** – geomechanics, junior researcher of Russian academy of sciences Mining institute Ural branch RAS. Tel. (342) 216-37-03. E-mail: [ava@mi-perm.ru](mailto:ava@mi-perm.ru).

**Gavrishev Sergey Evgen'evich** – Doctor of Engineering Science, professor of the department «Open mining of mineral deposits», dean of the Mining department at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: [mgtu@magtu.ru](mailto:mgtu@magtu.ru).

**Golubchik Edward Mikhaylovich** – principal engineer Central Laboratories of control of OAO «Magnitogorsk Iron & Steel Works», Associate Professor, Cand. Sciences. Tel. 8(3519)25-17-31. E-mail: [golub66@mail.ru](mailto:golub66@mail.ru).

**Gorohov Yuri Vasyilevich** – candidate of technical sciences, associate professor metal forming department institute nonferrous metals and materials technology FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel.: 8 (391) 2133550, 89232846674.

**Grigoryev Vladimir Veniaminovich** – chief engineer at the OJSC «Uchalinsky GOK». E-mail: [Ugok@Ugok.ru](mailto:Ugok@Ugok.ru).

**Ismagilov Ramil Rafkatovich** – the leading specialist of equipment department of JSC “Magnitogorsk Iron & Steel Works”. Tel. 8 (3519) 24-75-20. E-mail: [valki@mmk.ru](mailto:valki@mmk.ru).

**Kalmykov Vyacheslav Nikolaevich** – Doctor of Engineering Science, professor, head of natural resources at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: [ntc@magtu.ru](mailto:ntc@magtu.ru).

**Kamalutdinov Ildar Mashutovich** – research assistant at the LLC «Scientific Production Centre “Galva”», Magnitogorsk. E-mail: [galva@mgn.ru](mailto:galva@mgn.ru).

**Khlusov Alexander E.** – PhD, Senior Research Fellow at the Laboratory of Geomechanics (the Research Center of Geomechanics & Mining Production) at the Sanct-Petersburg Mining Institute (Technical University), Direction of researches – Mining geomechanics. E-mail: [hluoff@rambler.ru](mailto:hluoff@rambler.ru).

**Kolonyuk Alexandr Anatolevich** – Cand.Sc., associate-prof. of the department «Mining opencast of mineral resources» of the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov».



**Kuhta Julia Borisovna** – cand. of sciences, senior instructor of the department of Computer Engineering and Applied Mathematics at the State Education Institution of Higher Professional Education «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru. Tel.: (3519) 29-85-63.

**Kurbatskaya Elena M.** – engineer, lector of the department of Physics of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: 89028982630, (83519) 29-84-70. E-mail: e.kurbatskaya@mail.ru.

**Kurchin George Sergeevich** – the senior teacher of Mining and underground building department at the Institute of mining, geology and geotechnologies of the FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel.: 8-908-895-9490. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Kuzjakin Vladimir** – the leading engineer of metallurgical laboratory of Pipe Plant of Seversky, the research center, Polevskoy. E-mail: PopovaNA@stw.ru.

**Kuznetsova Tatiyana Sergeevna** – Candidate of Engineering Science, assistant professor of the department «Open mining of mineral deposits» at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: tsk\_79@mail.ru.

**Lopatina Ekaterina Sergeevna** – candidate of technical sciences, docent of M&TTM department of institute of non-ferrous metals and metallurgy of FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel. 8(391) 2133286.

**Majorov Evgeniy Sergeevich** – the post-graduate student of Mining and underground building department at the Institute of mining, geology and geotechnologies of the FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Markevich Artem Valerevich** – the post-graduate student of chair of electrometallurgy and foundry manufacture SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: Apolonav@mail.ru.

**Mezin Igor Urievich** – Doctor of technical sciences, professor of Technology, certification and automobile service department of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel. 89090973107. E-mail: mezinii@mail.ru.

**Moskvin Vladimir Michaylovich** – candidate of Tech. Sci., Associate professor of industrial cybernetics of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel. 8 (3519) 29-85-58. E-mail: vladimir.moskvin2010@yandex.ru.

**Neckerova Tatiyana Valer'evna** – postgraduate of the department «Open mining of mineral deposits» at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: ntv\_3110@mail.ru.

**Nekrasov Ilya** – post-graduate student of Laboratory of pyrometallurgy of ferrous metals of Institute of Metallurgy of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg. E-mail: ivn84@bk.ru.

**Nevidimov Vladimir** – Cand.Sci.(Eng.), the senior lecturer of faculty of the theory of metallurgical processes of Ural State Technical University – UPI. E-mail: nevidimov@pm.convex.ru.

**Poletskov Pavel Petrovich** – cand. of sciences, assist. prof. of the department «Metal forming» at the State Education Institution of Higher Professional Education «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru. Tel.: (3519) 29-85-25.

**Rubin Gennadiy Shmul'evich** – Cand. of Sc., the assistant professor of the mathematical analysis department of SEI HPT «Magnitogorsk State University». Tel.: 89028689892. E-mail: rubin@masu.ru.

**Rymjantcev Mikhail Igorevich** – cand. of science., assist. prof. of the department «Metal forming» at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Salganik Victor Matveevich** – Dr of Sc., prof., head of the department «Metal forming», dean of the technology and the quality faculty at the State Education Institution of Higher Professional Education «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru. Tel.: (3519) 29-85-06.

**Salganik Viktor Matveevich** – Dr. of Sc., prof., head of the department «Metal forming», dean of the technology and quality faculty at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Sheshukov Oleg** – Dr.Sci.(Eng.), professor, head of department of Laboratory of pyrometallurgy of ferrous metals of Institute of Metallurgy of the Ural Branch of the Russian Academy of Sciences, Ekaterinburg. E-mail: ferro@ural.ru, ferro1960@mail.ru.

**Sidelnikov Sergey Borisovich** – dr. of technical sciences, professor of Metal Forming department of institute of non-ferrous metals and metallurgy of FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel. 8(391) 2133550. E-mail sbs270359@yandex.ru.

**Smirnov Andrei N.** – doctor of physics and mathematics, head of the department of Chemical Technology of Fossil Fuel and Physical Chemistry of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: (83519) 29-85-78. E-mail: sman@magtu.ru.

**Smirnov Pavel Nikolaevich** – principal engineer Central laboratory of control of JSC “Magnitogorsk Iron & Steel Works”. Cand. Sciences. Tel. 8(3519)25-17-31.

**Solomatina Alexandra Sergeevna** – postgraduate of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: +79068514616. E-mail: a.solomatina@gmail.com.

**Solopko Irina Vladimirovna** – senior lecturer computer-aided manufacturing department institute nonferrous metals and materials technology FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel.: 8 (391) 2133519, 89631814756. E-mail: IVS7@inbox.ru.

**Solovyov Alexander Gennad’evich** – cand. of science., chief engineer at the JSC «Magnitogorskij Gipromez». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Sozonov Sergey Olegovich** – the post-graduate student of chair of Electrometallurgy and foundry manufacture of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: chmdek@magtu.ru.

**Sysoev Nicolai P.** – doctor of technical scientific, professor of the department of Chemical Technology of Fossil Fuel and Physical Chemistry of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: (83519) 29-85-14. E-mail: sman@magtu.ru.

**Telegin Vyacheslav Evgenevich** – student master SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: Golub66@mail.ru.

**Toksarov Valeriy** – candidate of technical science, geomechanics, senior researcher of Russian academy of sciences Mining institute Ural branch RAS. Tel. (342) 216-37-03. E-mail: toksarov@mi-perm.ru.

**Tsybrov Dmitry Sergeevich** – postgraduate student of the department «Metal forming» at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: mgtu@magtu.ru.

**Uljanov Anton Grigoryevitch** – postgraduate student of the department of «Machine and metal forming technology» at State Education Institution of Higher Professional Education «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel. 89097493671. E-mail: antohaul@rambler.ru.

**Ushakov Maxim** – the head of EAF group of metallurgical laboratory of Pipe Plant of Seversky, the research center, Polevskoy. E-mail: PopovaNA@stw.ru.

**Vdovin Konstantin Nikolaevich** – Dr.Sci.Tech., the professor of chair of Electrometallurgy and foundry manufacture, the pro-rector on scientific job of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». Tel.: (3519) 29-85-30. E-mail: vdovin@magtu.ru.

**Vinogradov Oleg Olegovich** – postgraduate of Metal Forming department of institute of non-ferrous metals and metallurgy of FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. Tel. (8391) 2133550.

**Vokhmin Sergey Antonovich** – Cand.Tech.Sci., professor, chief of Mining and underground building department at the Institute of mining, geology and geotechnologies of the FSEI HPT “Siberian Federal University”, Krasnoyarsk. E-mail: KurchinGS@mail.ru.

**Volkov Pavel Vladimirovich** – postgraduate at the department of the underground mining of natural resources at the SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov». E-mail: wolf1709@rambler.ru.

**Yakovleva Elena Borisovna** – principal engineer Central laboratory of control of OAO «Magnitogorsk Iron and Steel Works». Tel. 8(3519)25-96-44.

**Yashin Vladimir Victorovich** – the Chief of the LPTc-8 of JSC “Magnitogorsk Iron & Steel Works”. Tel. 8(3519)24-61-34.

**Zhuravin Sergey Grigorjevich** – Doctor (Economy), Professor of Economics and Commerce chair of SEI HPT «Magnitogorsk State Technical University named after G.I. Nosov», Academician (RANS). Tel: +73519019428. E-mail: zhuravinS@yandex.ru, jouravine@gmx.ch.

## 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) рецензия;
- 3) сведения об авторах (на английском и русском языках): фамилия, имя, отчество, ученая степень, звание и должность, полное название учреждения, направление исследований, контактный телефон и E-mail каждого автора;
- 4) 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.

The method of sloping is represented...

Fig. 2. Table 2. Bibliogr. 7 names.

5) библиографический список на английском и русском языках;

6) ключевые слова на английском и русском языках.

**II.** Текст статьи, сведения об авторах, реферат, библиографический список и ключевые слова представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами Microsoft Word, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в Microsoft Word рекомендуются следующие установки:

- 1) **шрифт** – **Times New Roman**, размер – 14 пт, межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;
- 2) при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками;
- 3) **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров). Рисунки предоставлять в виде распечатки на стандартных листах бумаги формата А4 и отдельным файлом в формате \*.TIF, \*.JPG, с разрешением **300 dpi**, 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  $\gamma(t)=I_{nv}/I_{n0}$  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) 29-85-26, 29-85-17.

Факс (3519) 22-41-46.

E-mail: vestnik@magtu.ru; mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).