

**Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего профессионального образования  
«Сибирский государственный индустриальный университет»**

**НАУКА И МОЛОДЕЖЬ:  
ПРОБЛЕМЫ, ПОИСКИ, РЕШЕНИЯ**

**ЕСТЕСТВЕННЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ**

**ЧАСТЬ III**

*Труды Всероссийской научной конференции  
студентов, аспирантов и молодых ученых  
1 - 3 июня 2016 г.*

**выпуск 20**

Под общей редакцией профессора М.В. Темлянцева

**Новокузнецк  
2016**

ББК 74.580.268  
Н 340

Редакционная коллегия:

д-р техн. наук, профессор М.В. Темлянец,  
д-р хим. наук, профессор В.Ф. Горюшкин,  
д-р физ.- мат. наук В.Е. Громов,  
д-р геол. - минерал. наук, профессор Я.М. Гутак,  
д-р техн. наук, профессор В.Н. Фрянов,  
канд. техн. наук доцент В.В. Чаплыгин,  
д-р техн. наук, профессор Г.В. Галевский,  
канд. техн. наук С.В. Фейлер,  
д-р техн. наук, доцент А.Р. Фастыковский,  
д-р техн. наук, профессор Н.А. Козырев

Н 340

Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2016. - Вып. 20. - Ч. III. Естественные и технические науки. – 378 с., ил. - 137, таб. - 50.

Представлены труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых по результатам научно-исследовательских работ. Третья часть сборника посвящена актуальным вопросам в области естественных и технических наук: химии, физики, перспективных технологий разработки месторождений полезных ископаемых, металлургических процессов, технологий, материалов и оборудования.

Материалы сборника представляют интерес для научных и научно-технических работников, преподавателей, аспирантов и студентов вузов.

## I. ЕСТЕСТВЕННЫЕ НАУКИ

УДК 538.911:669-1: 53.097: 621.793

### **МОДИФИЦИРОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТИ ТИТАНОВОГО СПЛАВА ВТ6 ДВУХКОМПОНЕНТНЫМ ЭЛЕКТРОВЗРЫВНЫМ ЛЕГИРОВАНИЕМ И ПОСЛЕДУЮЩЕЙ ЭЛЕКТРОННО-ПУЧКОВОЙ ОБРАБОТКОЙ**

**Кобзарева Т.Ю.**

**Научный руководитель: д-р физ. - мат. наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kobzarevatanya@mail.ru*

В работе проведены исследования, направленные на выявление изменений в поверхностном слое титанового сплава ВТ6 после двухкомпонентного электровзрывного легирования диборидом титана (ЭВЛ) и последующей электронно-пучковой обработки (ЭПО). В результате исследования выявлено, что ЭВЛ поверхностного слоя титанового сплава ВТ6 приводит к модификации слоя, толщина которого 30-35 мкм. А после ЭПО она увеличивается до 70-80 мкм. Поверхностный слой после обработки имеет градиентную структуру, а его элементный состав в зависимости от расстояния до поверхности обработки изменяется. Комбинированная обработка приводит к повышению механических свойств зоны обработки.

Ключевые слова: диборид титана, электровзрывное легирование, углеродные волокна, электронно-пучковая обработка, упрочнение, структура, элементный состав, микротвердость

Титан и его сплавы, нашли свое применение в различных областях. Они характеризуются отсутствием хладноломкости, высокой пластичностью и прочностью и коррозионной стойкостью, а также обладают низкой износостойкостью, высокой склонностью к налипанию, большим коэффициентом трения в паре с большинством материалов [1]. Одним из способов устранения недостатков является комбинированная обработка, включающая электровзрывное легирование (ЭВЛ) и последующую электронно-пучковую обработку (ЭПО) [2, 3]. После ЭВЛ происходит формирование поверхности с высоким уровнем шероховатости и неоднородностью распределения легирующих элементов. Последующая ЭПО приводит к выравниванию поверхности и более равномерному перераспределению легирующих элементов [4].

Цель данного исследования: анализ структурного состояния поверхностного слоя титанового сплава ВТ6 после комбинированной обработки, а также измерение механических и прочностных свойств поверхностей упрочнения. При исследовании использован титановый сплав ВТ6, ЭВЛ которого осуществляли на установке ЭВУ 60/10 [5]. В область взрыва помещали

навеску порошка диборида титана  $TiB_2$ . ЭПО осуществляли высокоинтенсивным импульсным электронным пучком на установке СОЛО [2].

В результате исследования выявлено, что при ЭВЛ диборидом титана происходит формирование поверхностного слоя с высокоразвитым рельефом и различными дефектами (рисунок 1). Масштаб элементов структуры поверхности от сотен микрометров (рисунок 1, а) до десятков-сотен нанометров (рисунок 1, в). Микрорентгеноспектральный анализ поверхностного слоя титана выявил неоднородное распределение элементов. Выявлено отсутствие энергетических спектров атомов бора и закономерное изменение концентрации атомов ванадия и алюминия по мере удаления от поверхности легирования. По морфологическому признаку легированный объем имеет преимущественно игольчатую структуру. По всей зоне легирования наблюдается наличие областей округлой формы, существенно отличающиеся от окружающего объема материала структурой и элементным составом.

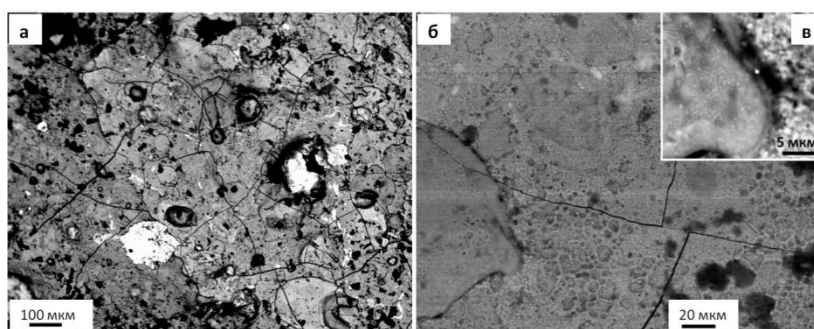


Рисунок 1 – Структура поверхности титанового VT6 после электровзрывного легирования диборидом титана. Съемка в обратно отраженных электронах

Последующая электронно-пучковая обработка поверхности титанового сплава VT6 приводят не только к выглаживанию рельефа, но и к существенному преобразованию структуры материала (рисунок 2). Микрорентгеноспектральный анализ поверхности облучения выявил наличие областей, обогащенных атомами бора, углерода и титана.

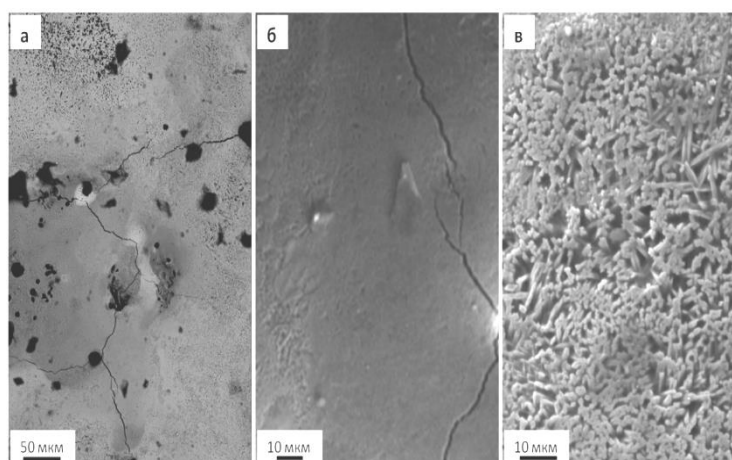


Рисунок 2 – Структура поверхности титанового сплава VT6 после комбинированной обработки



Анализ поверхности обработки, независимо от режима обработки, выявил формирование структуры, характерным элементом которой являются тонкие пластинки (чешуйки). Пластинки в большинстве случаев имеют правильную многоугольную (четырёх- или шестиугольные) форму. Их поперечные размеры до 5 мкм, а толщина 0,2-0,3 мкм. Наблюдается два характерных типа расположения пластинок: перпендикулярно поверхности образца и параллельно поверхности образца. Пластинки, расположенные параллельно поверхности образца, являются центрами роста (кристаллизации) пластинок, расположенных перпендикулярно поверхности. Центрами кристаллизации являются частицы порошка исходного диборида титана.

Микротвердость поверхности титанового сплава ВТ6 после электро-взрывного легирования диборидом титана увеличилась в 4 раза по сравнению с исходным состоянием. Последующая электронно-пучковая обработка поверхности ЭВЛ привела к увеличению микротвердости в 5,5 раза.

Электро-взрывное боротитанирование приводит к увеличению износостойкости в условиях сухого трения скольжения в 14 раз. Последующая ЭПО способствует росту износостойкости более чем в 90 раз по сравнению с исходным состоянием. Комбинированная обработка приводит к снижению коэффициента трения в два раза.

*Исследование выполнено по гранту Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - докторов наук (проект МД-2920.2015.8) и государственного задания № 3.1496.2014/К.*

#### Библиографический список

1. Колачев Б.А. Металловедение и термическая обработка цветных металлов и сплавов: учебник для вузов / Б.А. Колачев, В.И. Елагин, В.А. Ливанов - М.: МИСИС, 1999. - 416 с.
2. Багаутдинов А.Я. Физические основы электро-взрывного легирования металлов и сплавов / А.Я. Багаутдинов, Е.А. Будовских, Ю.Ф. Иванов, В.Е. Громов - Новокузнецк: Изд-во СибГИУ, 2007. - 301 с.
3. Модификация поверхности сплава ВТ6 плазмой электрического взрыва проводящего материала и облучением электронным пучком / С.В. Райков, Н.А. Соскова, Т.Ю. Кобзарева, Е.С. Ващук, Е.А. Будовских, Ю.Ф. Иванов, В.Е. Громов // Известия вузов. Цветная металлургия. - 2013. - № 5. - С. 49-50.
4. Райков С.В. Формирование структурно-фазовых состояний и свойств поверхности титановых сплавов при электро-взрывном легировании и последующей электронно-пучковой обработке / С.В. Райков, Е.А. Будовских, В.Е. Громов, Ю.Ф. Иванов, Е.С. Ващук. - Новокузнецк: Изд-во «Интер-Кузбасс», 2014. - 267 с.

## ВОЛНОВАЯ ТЕОРИЯ ЭЛЛИОТТА И ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНОСТЬ ФИБОНАЧЧИ

**Гавриш М.К.**

**Научный руководитель: канд. пед. наук, доцент Осипова Л.А.**

*НФИ «Кемеровский государственный университет»,  
г. Новокузнецк, e-mail: mihail.gavrish@mail.ru*

В работе рассматривается Волновая теория Эллиотта о финансовых рынках, её связь с последовательностью Фибоначчи.

Ключевые слова: Последовательность Фибоначчи, золотое сечение, золотая спираль.

Рассмотрим Волновую теорию Ральфа Нельсона Эллиотта о финансовых рынках.

По мнению Эллиотта графики цен любого рынка состоят из чередующихся вверх или вниз волн. Эллиотт выявил такую закономерность: любую такую волну можно разделить на пять подволн. Три из них совершают движение в направлении основной тенденции и разделяются двумя волнами противоположного направления (рисунок 1). Это говорит о том, что такая пятиволновая модель является основной фигурой, и все остальные модели состоят из нее.

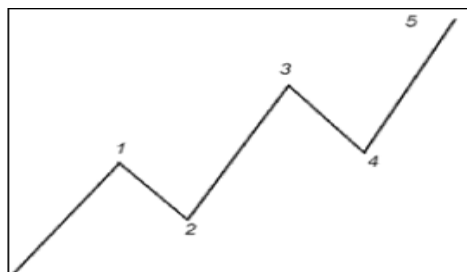


Рисунок 1 - Модель пятиволнового цикла

Согласно теории Р.Н. Эллиотта, полный цикл развития движения цен происходит всегда по одной и той же модели: пять волн вверх и три волны вниз (рисунок 2). Полный цикл, состоящий из восьми волн можно представить двумя противоположными фазами: импульсной и корректирующей.

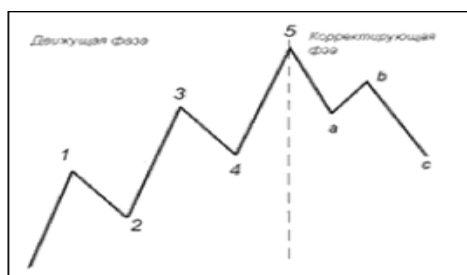


Рисунок 2 - Модель полного цикла

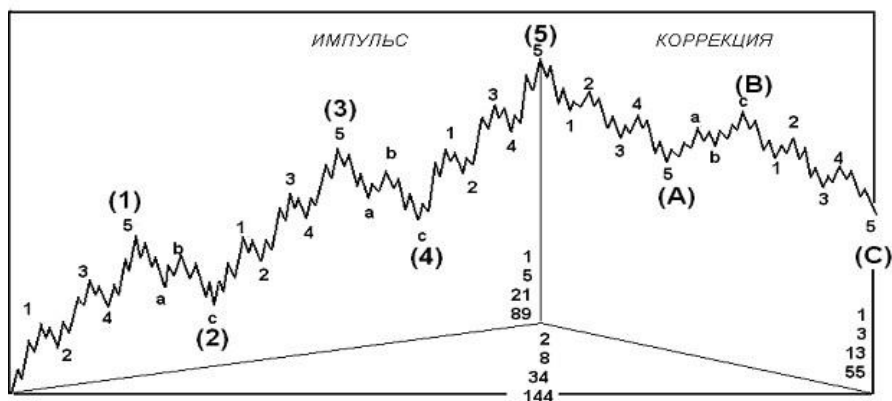


Рисунок 3 - Идеализированная структура

Каждая 8-волновая структура, так же как и 5-волновая находится, как в «матрешке», внутри такой же структуры более высокого волнового порядка. Пример поведения рыночных цен изображено на рисунке 3.

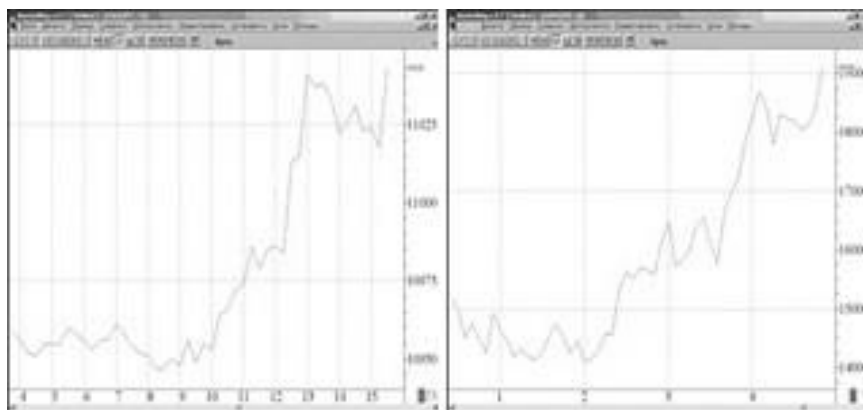


Рисунок 4 - Повторение структуры рынка в разных временных масштабах

Проанализировав графики поведения цен Эллиотт показал, что в этих графиках выделяются одни и те же закономерности не зависимо от того какой временной промежуток отражает этот график – от пяти минут до нескольких лет. На рисунке 4 показано два графика финансового рынка: пятнадцатиминутный от 25.08.2004г. (слева); и месячный с января 2001г. по ноябрь 2004 г. (справа) [4; 137]. Графики достаточно похожи, несмотря на колоссальное различие во времени.

Также Эллиотт и его единомышленники обращали внимание на то, что существует множество разновидностей подволн, форма и последовательность которых искажает идеальную картину. Все эти разновидности описаны в работах Эллиотта [3,211].

Вернемся к 8-волновой структуре (рисунок 3) и подсчитаем количество подволн в каждом цикле, начиная с самого высокого уровня и уровнями ниже.

Самый высокий уровень:  $1 + 1 = 2$ .

Уровнем ниже:  $5 + 3 = 8$ .

Следующий уровень вниз:  $21 + 13 = 34$ .

Следующий уровень вниз:  $89 + 55 = 144$ .

Первое, что бросается в глаза – количество волн при дроблении структуры рынка от более высокого уровня к более глубокому выражается числами, образующими последовательность Фибоначчи.

Вспомним немного о числах Фибоначчи. Математик Фибоначчи жил в двенадцатом столетии (1175г.). Среди его достижений главным образом выделяется последовательность Фибоначчи:

1, 1, 2, 3, 5, 8, 13, 21, 34, 55, 89, 144,...

Данная последовательность стремится к некоторому постоянному соотношению, но никогда его не достигает. Такое соотношение называется Золотым соотношением и обозначается греческой буквой фи ( $\Phi = 1,618..$ ).

Неотъемлемой частью последовательности Фибоначчи является - Золотая спираль (рисунок 5), на основании которой Эллиотт разработал данную теорию.

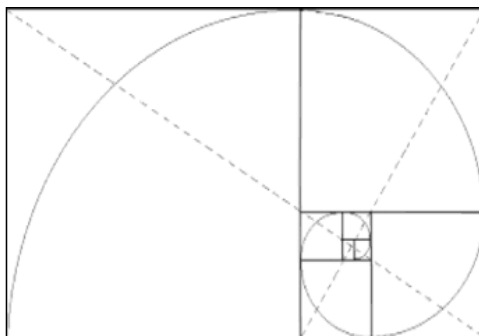


Рисунок 5 - Золотая спираль

Концепция Эллиотта показывает, что финансовый рынок обладает точно такой же математической основой, как и природные явления, которые подчиняются золотому соотношению. На Рис.6 показано, что структура волнового развития рынка также может быть основой для построения Золотой спирали.

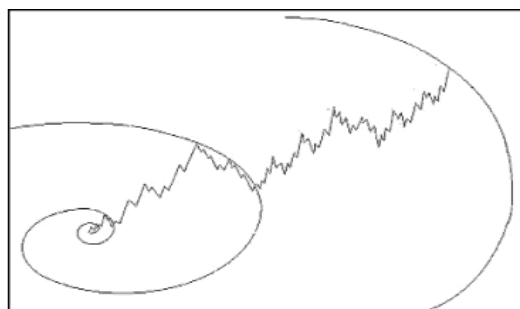


Рисунок 6 - Структура рынка как основа построения для «золотой спирали»

Таким образом, с помощью Волновой теории Эллиотта можно предсказать поведение цен на финансовом рынке, на основе этого построить бизнес-стратегию и воплотить его в жизнь. Но, конечно, необходимо провести дополнительные расчеты и учитывать особенности разных рынков.

## Библиографический список

1. Р. Фишер. Последовательность Фибоначчи. Приложения и стратегии для трейдеров. Город: Великобритания, Издательство, Wiley Trader's Advantage 2006. – Кол – во с. 50.
2. Н.Н. Воробьев. Числа Фибоначчи. Город: Москва, Издательство "Наука" 2007. – Кол – во с. 21.
3. Пректер Р., Фрост А. Волновой принцип Эллиотта. Ключ к пониманию рынка. Город: Москва, Издательство: "Альпина Паблишер Букс", – 2015, – Кол – во с. 15.
4. Мэрфи Д. Технический анализ фьючерсных рынков. Теория и практика, Город: Москва, Издательство: Сокол 2011. – Кол – во с. 5.

УДК 533.9:539.4

## **ПРИРОДА ПОВЫШЕНИЯ УСТАЛОСТНОГО РЕСУРСА СИЛУМИНА ЭЛЕКТРОННО-ПУЧКОВОЙ ОБРАБОТКОЙ**

**Аксёнова К.В.**

**Научный руководитель: д-р физ.-мат.наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: alsaraeva\_kv@physics.sibsiu.ru*

Методами просвечивающей электронной дифракционной микроскопии выполнен анализ структурно-фазовых состояний и дефектной субструктуры силумина, подвергнутого облучению высокоинтенсивным электронным пучком в различных режимах и последующему усталостному нагружению до разрушения. Выявлено, что источниками усталостных микротрещин являются пластины кремния микронных и субмикронных размеров, не растворившиеся при электронно-пучковой обработке. Обсуждены возможные причины повышения усталостного ресурса силумина электронно-пучковой обработкой.

Ключевые слова: силумин, электронный пучок, усталость, структура, ячеистая кристаллизация.

В настоящее время электронно-пучковая обработка (ЭПО) является уникальным и высокоэффективным инструментом как для исследований физической природы формирования градиентных структурно-фазовых состояний, так и для целенаправленной модификации структуры и свойств силуминов с целью улучшения их эксплуатационных характеристик [1]. В связи с этим, целью данной работы является анализ эволюции структуры и дефектной субструктуры силумина, обработанного высокоинтенсивным импульсным электронным пучком и подвергнутого многоцикловым усталостным испытаниям до разрушения.

Усталостным испытаниям подвергали силумин марки АК12 по схеме

циклического несимметричного консольного изгиба [2]. Облучение поверхности образцов, приготовленных к усталостным испытаниям, осуществляли на установке «СОЛЮ» [3] при различных параметрах. Исследования структуры и дефектной субструктуры поверхности модифицирования проводили методами просвечивающей дифракционной электронной микроскопии (ПЭМ).

Выполненные усталостные испытания показали, что при параметрах облучения ( $20 \text{ Дж/см}^2$ ; 150 мкс;  $0,3 \text{ с}^{-1}$ ; 1 имп. – 1-й режим обработки) количество циклов до разрушения составляет  $\approx 132000$ ; при ( $20 \text{ Дж/см}^2$ ; 150 мкс;  $0,3 \text{ с}^{-1}$ ; 5 имп. – 2-й режим обработки) – 517000 [2]. Первый режим обработки лишь незначительно увеличивает число циклов до разрушения, тогда как второй  $\sim$  в 3,5 раза увеличивает усталостный ресурс (число циклов до разрушения исходного материала составляло 130000) [2].

Плавление поверхностного слоя силумина интенсивным импульсным электронным пучком и последующая высокоскоростная кристаллизация (не зависимо от используемых в работе режимов облучения) приводят к формированию эвтектики, имеющей столбчатое строение. Столбчатая структура имеет двухфазное ячеистое строение и сформирована слоями твердого раствора на основе алюминия, разделенными прослойками кремния. Средние размеры ячеек кристаллизации 450 нм, поперечные размеры прослоек кремния 80 нм.

Усталостные испытания приводят к существенному преобразованию структуры высокоскоростной кристаллизации. При сравнительно малом количестве циклов нагружения (132000 циклов) структура ячеистой кристаллизации сохраняется, однако существенным образом модифицируется состояние прослоек кремния. А именно, прослойки кремния разбиваются на отдельно расположенные частицы, размеры которых изменяются в пределах (15-30) нм. Микроэлектронограммы, полученные с прослоек кремния, имеют кольцевое строение, что указывает на их наноструктурное состояние, т.е. формирование отдельно расположенных частиц кремния наноразмерного диапазона. Наноразмерные частицы кремния выявляются как на границе раздела ячеек алюминия, так и в объеме ячеек. Последнее может указывать на вынос кремния в атомарном виде или в виде наноразмерных частиц из прослоек в объем ячеек.

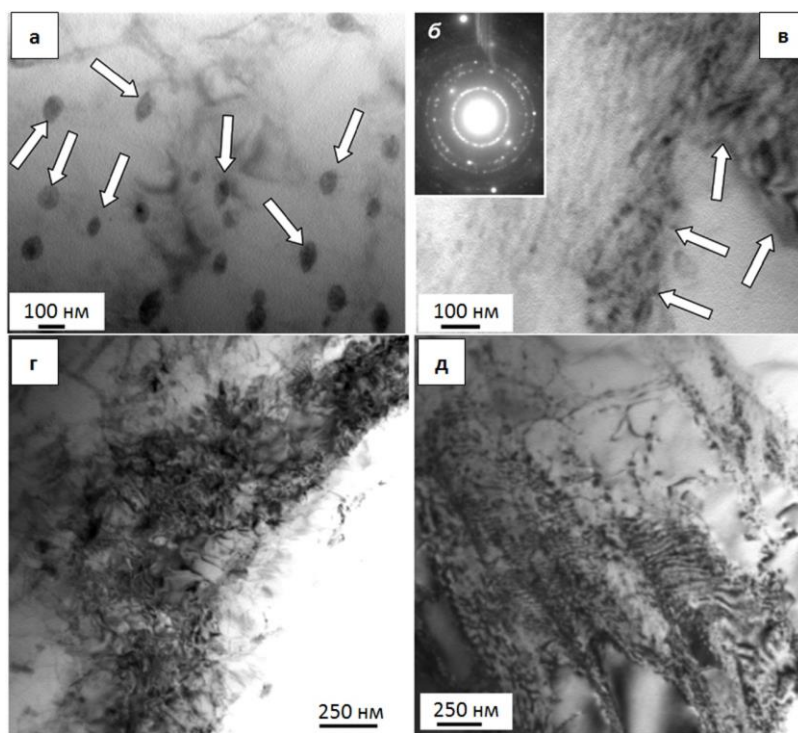
Факт перемещения дислокаций в процессе усталостных испытаний подтверждается формированием в объеме ячеек дислокационной субструктуры в виде сеток или хаотически распределенных дислокаций; скалярная плотность дислокаций  $\approx 2 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ .

Структура поверхностного слоя силумина после 517000 циклов нагружения представлена на рис.1. В поверхностном слое формируется структура, лишь отдаленно напоминающая структуру высокоскоростной ячеистой кристаллизации (рисунок 1, в). Во-первых, в 2-3 раза увеличивается толщина прослоек, разделяющих ячейки алюминия. Во-вторых, микроэлектронограммы, полученные с прослоек, приобретают ярко выраженный кольцевой характер (рисунок 1, б). При этом микроэлектронограммы, полученные с

объема ячеек, остаются точечными. В-третьих, прослойки фрагментируются, т.е. разбиваются на разориентированные полосы. В объеме полос выявляется наноразмерная (в пределах 10 нм) субструктура.

Многоцикловое усталостное нагружение (517000 циклов), приводит не только к наноструктуризации прослоек кремния, расположенных по границам ячеек алюминия (рисунок 1, в), но и к частичному или полному разрушению структуры ячеистой кристаллизации (рисунок 1, г).

Разрушение структуры ячеистой кристаллизации сопровождается глобуляризацией частиц кремния, располагающихся равномерно в объеме зерна (рисунок 1, а), на дислокациях или в узлах дислокационных сеток (рисунок 1, д). Наблюдается процесс перестройки дислокаций – структура хаотически распределенных дислокаций замещается сетчатой дислокационной субструктурой (рисунок 1, д). Скалярная плотность дислокаций увеличивается до значений  $\approx 3,4 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ .



а, в-д – светлые поля; б – микроэлектронограмма, полученная с (в);  
г, д – сетчатая дислокационная субструктура; стрелками указаны наноразмерные частицы кремния, расположенные в зерне алюминия (а) и в прослойках, разделяющих ячейки кристаллизации (в).

Рисунок 1 - ПЭМ изображение структуры силумина после ЭПО по режиму №2 и усталостных испытаний (517000 циклов)

*Работа выполнена при поддержке гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - докторов наук (проект МД-2920.2015.8) и государственного задания № 3.1496.2014/К.*

## Библиографический список

1. Hao Y., Gao B., Tu G. F., Cao H., Hao S. Z., Dong C. Surface modification of Al–12.6Si alloy by high current pulsed electron beam // *Applied Surface Science*. – 2012. – Vol. 258. – P. 2052– 056.
2. Konovalov S. V., Alsaraeva K. V., Gromov V. E., Ivanov Yu. F., Semina O.A. Structure-phase states evolution in Al-Si alloy under electron-beam treatment and high-cycle fatigue // *AIP Conference Proceedings*. – 2015. – Vol. 1683. – P. 020092.
3. Ласковнев А.П., Иванов Ю.Ф., Петрикова Е.А. и др. Модификация структуры и свойств эвтектического силумина электронно-ионно-плазменной обработкой. – Минск: «Белорусская наука», 2013. – 287 с.

УДК 669.539.382:669.17

## ДЕГРАДАЦИЯ СТРУКТУРЫ И СВОЙСТВ ПОВЕРХНОСТНОГО СЛОЯ РЕЛЬСОВ ПРИ ДЛИТЕЛЬНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ

**Аксёнова К.В.**

**Научный руководитель: д-р физ.-мат. наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: alsaraeva\_kv@physics.sibsiu.ru*

Методами оптической, сканирующей, просвечивающей электронной дифракционной микроскопии и измерения микротвердости и трибологических параметров установлены закономерности изменения структурно-фазовых состояний и дефектной субструктуры поверхности рельсов после длительной эксплуатации (пропущенный тоннаж 500 и 1000 млн. тонн брутто).

Ключевые слова: рельсы, эксплуатация, структура, дефектная субструктура, фазовый состав, поверхностный слой.

Увеличение объема грузоперевозок, интенсивности движения с одновременным ростом нагрузок на ось приводят к значительному износу поверхности катания и выходу рельсов из строя [1-3]. Цель настоящей работы – анализ деформационного преобразования структуры и свойств поверхностного слоя рельсов, обусловленного длительной эксплуатацией на железной дороге.

В качестве материала исследования использовали образцы рельсовой стали Р65, свойства и элементный состав которой регламентируется ГОСТом Р 51685 – 2000. Образцы рельсовой стали были вырезаны из рельсов в исходном состоянии и после эксплуатации на железной дороге (пропущенный тоннаж (500 и 1000) млн. тонн брутто). Анализу подвергали структурно-фазовое состояние поверхностного слоя зоны катания рельса.

Результаты трибологических исследований, представленные



в таблице 1, показывают, что эксплуатация рельсов приводит к снижению ее износостойкости. При этом при пропущенном тоннаже 500 млн. тонн брутто износостойкость рельсов снижается в  $\approx 3$  раза, а при 1000 млн. тонн брутто – в  $\approx 3,4$  раза. Снижение износостойкости сопровождается уменьшением коэффициента трения (таблица 1). Отчетливо видно, что чем больше наработка рельсов, тем меньше изменение коэффициента трения относительно исходного материала.

Эволюция трибологических характеристик стали сопровождается изменением твердости ее поверхностного слоя. Выполненные исследования показали, что твердость поверхностного слоя исходной рельсовой стали составляет  $\approx 5,7$  ГПа; после пропущенного тоннажа 500 млн. тонн брутто твердость увеличивается до  $\approx 7,0$  ГПа; а после 1000 млн. тонн брутто – снижается практически до значения твердости исходной стали  $\approx 5,4$  ГПа.

Таблица 1 - Результаты трибологических испытаний поверхности катания рельсов

Маркировка	Коэффициент трения, $\mu$	Скорость износа, $10^{-5}$ , мм <sup>2</sup> /м*Н
500 млн. тонн	0,36	9,8
1000 млн. тонн	0,43	10,9
исходный	0,49	3,2

Очевидно, что изменение твердости и трибологических характеристик стали при эксплуатации рельсов обусловлено соответствующим изменением дефектной субструктуры и, возможно, фазового состава поверхностного слоя материала.

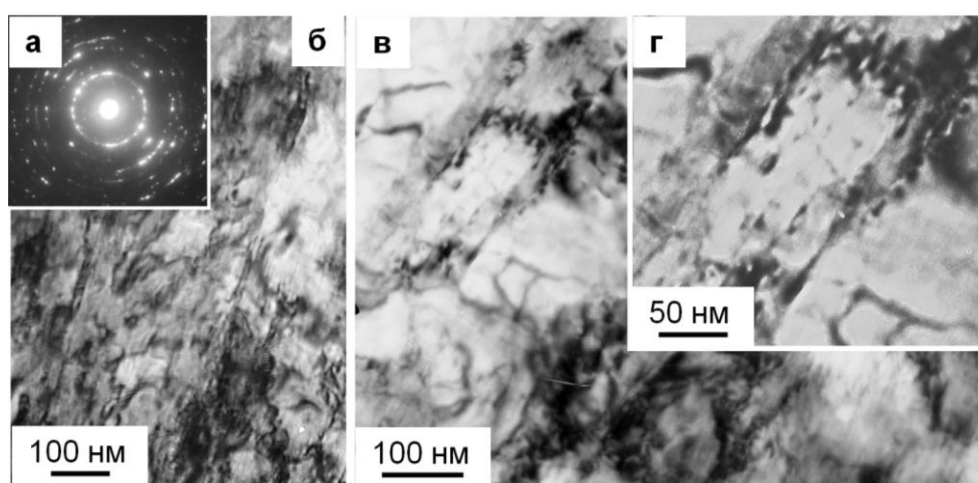
Выполненные методами просвечивающей электронной дифракционной микроскопии (ПЭМ) исследования показали, что структура рельсовой стали перед эксплуатацией представлена пластинчатым перлитом, зернами феррито-карбидной смеси и зернами структурно свободного феррита.

Эксплуатация стали сопровождается существенным изменением структуры поверхностного слоя. После наработки 500 млн. тонн брутто наблюдается полное разрушение пластин цементита колоний перлита. В объеме колоний пластинчатого перлита выявляются частицы цементита округлой формы, размеры которых составляют (30-50) нм и (10-15) нм. Разрушение пластин цементита сопровождается фрагментацией ферритной составляющей перлита. Средний размер фрагментов 150 нм. В объеме фрагментов наблюдается дислокационная субструктура, скалярная плотность дислокаций достигает  $1 \cdot 10^{11}$  см<sup>-2</sup>.

Эксплуатация рельсов сопровождается существенным преобразованием дефектной субструктуры зерен структурно-свободного феррита, в объеме которых выявляется полосовая субструктура (рисунок 1). Расстояние между полосами составляет (20-30) нм. На границах полосовой структуры выявля-

ются частицы карбидной фазы, размеры которых изменяются в пределах (5-7) нм (рисунок 1, г). Выявленные факты могут указывать на протекание при эксплуатации стали двух конкурирующих процессов. А именно, (1) процесса разрезания частиц цементита с последующим выносом их в объем ферритных зерен или пластин (в структуре перлита); (2) процесса разрезания, последующего растворения частиц цементита, перехода атомов углерода на дислокации (в атмосферы Коттрелла), перенос атомов углерода дислокациями в объем зерен (или пластин) феррита с последующим повторным формированием наноразмерных частиц цементита.

Таким образом, формирование нанокристаллической многофазной структуры поверхностного слоя и является основной причиной некоторого (в  $\approx 1,2$  раза) повышения твердости рельсовой стали.



а – микроэлектроннограмма к (б); б-г – светлые поля

Рисунок 1 - ПЭМ изображение структуры поверхностного слоя рельсовой стали, формирующейся после пропущенного тоннажа 500 млн. тонн брутто

После пропущенного тоннажа 1000 млн. тонн преобразование структуры поверхностного слоя стали развивается подобно преобразованиям, имеющим место при пропущенном тоннаже 500 млн. тонн, описанным выше. Однако выявлены и значимые отличия структурно-фазового состояния материала. Во-первых, существенно отличается дефектная субструктура зерен феррита. Если при пропущенном тоннаже 500 млн. тонн брутто в объеме зерен феррита формируется полосовая субструктура (рисунок 1), то после 1000 млн. тонн брутто в зернах феррита выявляется преимущественно субзеренная структура, что, очевидно, указывает на протекание начальной стадии динамической рекристаллизации материала. В объеме субзерен обнаруживаются хаотически расположенные дислокации, скалярная плотность которых не превышает  $10^8 \text{ см}^{-2}$ .

Таким образом, выявлен факт снижения износостойкости поверхности катания рельсов после эксплуатации на железной дороге (пропущен-

ный тоннаж 500 и 1000 млн. тонн брутто). Показано, что после пропущенного тоннажа 500 млн. тонн брутто в поверхностном слое рельсовой стали формируется высокодефектная нанокристаллическая многофазная структура, способствующая повышению (в  $\approx 1,2$  раза) твердости стали. Увеличение наработки рельсов до 1000 млн. тонн брутто приводит к разрушению зерен перлита и протеканию начальной стадии динамической рекристаллизации стали, что может являться причинами разупрочнения поверхностного слоя рельсов.

*Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФ №15-12-00010.*

#### Библиографический список

1. Gromov V.E., Yuriev A.B., Morozov K.V., Ivanov Yu.F. Microstructure of quenched rails. – Cambridge: CISP, 2015. – 193 p.
2. Шур Е.А. Повреждение рельсов. – М.: Интекст, 2012. – 192 с.
3. Sheinman E. Wear of Rails // J. of Friction and wear. – 2012. – Vol. 33, No. 4. – P. 308-314.

УДК 669.112.227:539.4.015

### **ЭВОЛЮЦИЯ СТРУКТУРЫ И ФАЗОВОГО СОСТАВА СТАЛИ С БЕЙНИТНОЙ СТРУКТУРОЙ ПРИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ**

**Никитина Е.Н., Аксёнова К.В.**

**Научный руководитель: д-р физ.-мат.наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: alsaraeva\_kv@physics.sibsiu.ru*

Методами просвечивающей электронной дифракционной микроскопии проведен количественный анализ эволюции фазового состава и дефектной субструктуры конструкционной стали с бейнитной структурой 30X2H2МФА при деформации сжатием до 36%. Показано, что деформация сопровождается увеличением скалярной плотности дислокаций, уменьшением продольных размеров фрагментов, увеличением количества концентраторов напряжений, растворением частиц цементита и допревращением остаточного аустенита.

Ключевые слова: бейнитная сталь, структура, фазовый состав, деформация, дефектная субструктура.

Высокая прочность бейнита в совокупности с хорошей свариваемостью и высоким сопротивлением ползучести [1, 2] позволили сталям с бейнитной структурой найти широкое применение в автомобильной индустрии, в энергетической отрасли, в производстве рельсов, высокопрочных труб для нефтегазовой промышленности и многих других отраслях промышленности.

Бейнит является наиболее сложной структурой, формирующейся в стали при термообработке, в том числе для количественной интерпретации. Эксплуатация изделий, особенно в тяжелых условиях, часто приводит к пластическому формоизменению материала, сопровождающемуся преобразованием его фазового состава и дефектной субструктуры. Целью настоящей работы являлось исследование эволюции фазового состава и дефектной субструктуры бейнитной стали, подвергнутой активной пластической деформации.

В качестве материала исследования была использована конструкционная сталь 30X2H2MФА. Аустенизацию стали проводили при температуре 960<sup>0</sup>С, 1,5 часа; охлаждение осуществляли на воздухе. Деформацию стали проводили одноосным сжатием со скоростью  $\sim 7 \cdot 10^{-3} \text{ с}^{-1}$  столбиков размерами 4x4x6 мм<sup>3</sup> на испытательной машине типа «Инстрон». Сжатие, как способ деформации, было удобно использовать, поскольку в этом случае удастся достигать более глубоких деформаций, чем при других видах деформирования.

Исследования, выполненные методами просвечивающей электронной дифракционной микроскопии (прибор ЭМ-125), показали, что результатом термической обработки стали явилось формирование многофазной структуры, представленной  $\alpha$ -фазой (твердый раствор на основе ОЦК кристаллической решетки),  $\gamma$ -фазой (остаточный аустенит, твердый раствор на основе ГЦК кристаллической решетки) и карбид железа (цементит). Характерное расположение частиц цементита относительно кристаллов феррита (под углом (55-60) град. к продольной оси кристалла) и форма частиц (тонкие пластинки) позволяют отнести сформировавшуюся в стали структуру (следуя работам [1, 2]) к нижнему бейниту.

Деформация стали сопровождается преобразованием и фазового состава, и дефектной субструктуры материала. Преобразование фазового состава заключается в следующем. Во-первых, наблюдается растворение частиц карбидной фазы. Данный вывод подтверждается следующими экспериментально выявленными фактами. А именно, уменьшением средних размеров (продольных от 200 до 60 нм; поперечных от 30 до 12 нм) и снижением объемной доли (от  $\sim 2,1$  % до 1,5 %) частиц цементита.

Растворение частиц цементита приводит к смене места их преимущественного расположения (с увеличением степени деформации возрастает объемная доля частиц, расположенных на границах пластин феррита) и формы частиц (обнаруживаются частицы сферической формы, расположенные в объеме пластин феррита).

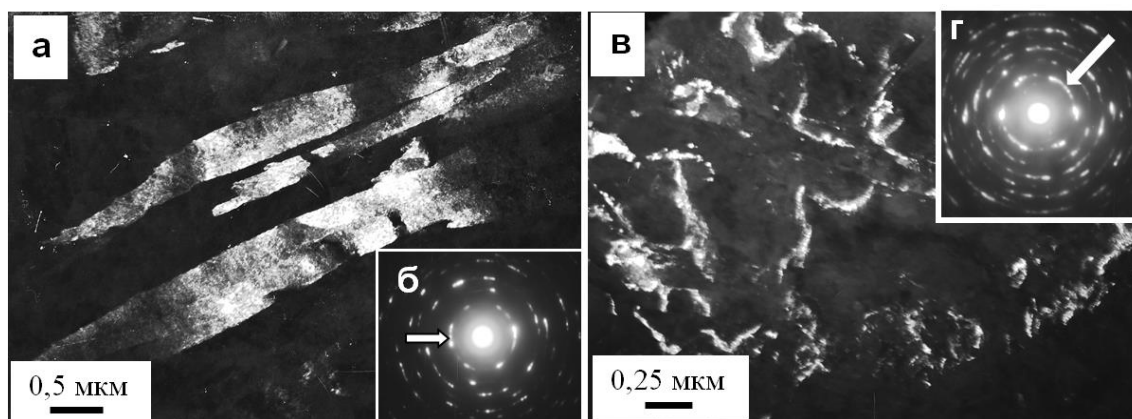
Во-вторых, пластическая деформация стали сопровождается быстрым снижением объемной доли остаточного аустенита, изменяющейся в пределах от 6 % в исходном состоянии до 0,5 % после 30 % деформации.

Преобразование дефектной субструктуры стали анализировали при исследовании структуры пластин феррита, являющегося основной фазой материала. В результате выполненных исследований установлено, что пластическая деформация стали приводит к увеличению скалярной плотности дисло-

каций [3]. В исходном состоянии в пластинах бейнита наблюдалась дислокационная субструктура сетчатого типа, скалярная плотность дислокаций которой  $\approx 7 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$ . В образцах стали, деформация которых составляла  $\approx 36\%$ , скалярная плотность дислокаций достигала  $\approx 1,3 \cdot 10^{11} \text{ см}^{-2}$ . При этом тип дислокационной субструктуры не изменяется – сохраняется сетчатая субструктура.

Формирование субструктуры с высокой скалярной плотностью дислокаций сопровождается фрагментацией пластин бейнита, т.е. разбиением пластин на области с малоугловой разориентацией. Деформация стали приводит к уменьшению средних продольных размеров фрагментов (поперечные размеры фрагментов ограничены границами пластин бейнита и при деформации практически не изменяются) и увеличению степени их разориентации (рисунок 1, а, б).

Одновременно с фрагментацией пластин феррита, деформация стали приводит к формированию внутренних полей напряжений, анализ которых возможен при изучении изменения формы, взаимного расположения и поперечных размеров изгибных экстинкционных контуров (рисунок 1, в, г) [4]. Выполненные таким образом исследования позволили показать, что с увеличением степени деформирования плотность контуров (количество контуров на единицу площади снимка) возрастает, средние поперечные размеры контуров снижаются. Первый факт указывает на увеличение количества концентраторов внутренних напряжений в материале с ростом степени деформации, второй – на рост амплитуды изгиба-кручения кристаллической решетки материала [4].



а, в – темные поля, полученные в рефлексе  $[110]\alpha\text{-Fe}$ ;  
 б, г – микроэлектроннограммы к (а) и (в), соответственно,  
 стрелкой указан рефлекс, в котором получено темное поле

Рисунок 1 - Электронно-микроскопическое изображение структуры стали 30X2H2MФА

Таким образом, выполненный количественный электронно-микроскопический микродифракционный анализ эволюции фазового состава и дефектной подсистемы стали 30X2H2MФА при пластической деформации

одноосным сжатием, показал, что деформация бейнитной стали сопровождается (1) увеличением скалярной плотности дислокаций, (2) уменьшением средних продольных размеров фрагментов и увеличением степени их разориентации, (3) увеличением количества концентраторов напряжений и амплитуды изгиба-кручения кристаллической решетки материала, (4) допревращением остаточного аустенита и (5) растворением частиц цементита.

*Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФ №15-12-00010.*

#### Библиографический список

1. Bladeshia H.K.D.N. Bainite in steels. 2<sup>nd</sup> ed. The institute of materials London, 2001. 460 p.
2. Мирзоев Д.А., Окишев К.Ю., Счастливец В.М. и др. Бейнитное превращение в сталях. В кн.: Фазовые и структурные превращения в сталях / под ред. В.Н, Урцева. Магнитогорск: ИТЦ «Аусфер», 2002. С. 121-156.
3. Громов В.Е., Никитина Е.Н., Иванов Ю.Ф. Эволюция карбидной и дефектной подсистем стали с бейнитной структурой при деформации // Проблемы черной металлургии и материаловедения. 2015 № 3. С. 49-56.
4. Конева Н.А., Козлов Э.В. Природа субструктурного упрочнения // Известия ВУЗов. Физика. 1982. №8. С. 3-14.

УДК 53.098; 539.376

### **ВЛИЯНИЕ МАГНИТНОГО ПОЛЯ 0,4 ТЛ НА МИКРОТВЕРДОСТЬ ТЕХНИЧЕСКИ ЧИСТОГО ТИТАНА VT1-0**

**Шляров В.В., Анучина Е.А.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Загуляев Д.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: zagulyaev\_dv@physics.sibsiu.ru*

Экспериментально изучено влияние слабого магнитного поля (400 мТл) на микротвердость технически чистого поликристаллического титана. Установлены зависимости микротвердости титана от индукции магнитного поля и времени выдержки в нем. Получены зависимости изменения микротвердости от времени, прошедшего после выдержки в магнитном поле. Показано, что время, необходимое для стабилизации микротвердости, зависит от времени выдержки в магнитном поле.

Ключевые слова: магнитное поле, поликристаллический титан, время обработки, микротвердость, индукция.

Первые упоминания о влиянии магнитного поля на материалы появились достаточно давно [1]. В отдельных случаях механизмы влияния поля на некоторые свойства представляются авторам более или менее ясными.

Например, в ионных кристаллах магнитное поле влияет на спин-зависимые реакции между парамагнитными дефектами [2–3]. Очень интенсивно изучается вопрос влияния магнитного поля на не магнитные материалы в том числе, полимеры, диэлектрики, полупроводники, пара- и диамагнитные металлы [4–5]. В частности были произведены исследования влияния магнитного поля на поликристаллический алюминий [6], который по своей природе является парамагнетиком, следует отметить, что используемый в данной работе титан, также является парамагнитным металлом. Анализ теоретических и экспериментальных работ по пластической деформации в условиях воздействия магнитными полями позволяет сформулировать ряд гипотез о механизмах влияния магнитных полей на процесс пластической деформации [7–8]. Для их расширения и дополнения необходимо провести исследования влияния магнитного поля на технически чистый титан. Поэтому вопрос, поставленный в данной работе, является весьма актуальным и требует решения.

Целью настоящей работы было изучить влияние слабого магнитного поля, а именно 0,4Тл, на микротвердость поликристаллического технически чистого титана ВТ1–0. Химический состав которого приведен ниже в таблице.

Таблица 1 – Химический состав Ti марки ВТ–1–0

Fe	C	Si	N	Ti	O	H	Примесей
до 0,25	до 0,07	до 0,1	до 0,04	99,24 – 99,7	до 0,2	до 0,01	прочих 0,3

Для работы использовались образцы в виде параллелепипедов, имеющих размер  $0,4 \times 1 \times 1 \text{ см}^3$ .

Предварительно, перед проведением серии испытаний, проводилась пробоподготовка. Она заключалась в отжиге при температуре 800 К в течение 2 часов с последующим охлаждением в печи. Это было сделано для приведения структуры материала в однородное состояние. Далее образцы подвергались механической обработки, которая заключалась в шлифовки и полировки плоскости образца, и доведение поверхности до зеркального состояния. Затем было произведено химическое травление раствором, составленным из плавиковой и азотной кислот с добавлением воды в соотношении 1:1:6 (по объему). Время травления подбирали опытным путем. После травления образцы тщательно промывали проточной водой и высушивали.

В качестве источника магнитного поля использовали электромагнит, имеющий возможность регулирования индукции магнитного поля. Измерения значения индукции магнитного поля проводили миллитесламетром ТПУ с точностью до 0,01 мТл. В настоящей работе значение индукции магнитного поле не изменялось и было равно 0,4 Тл. Было решено поместить образцы в магнитное поле таким образом, чтобы линии магнитной индукции были перпендикулярны стороне образца с размерами  $1 \times 1 \text{ см}^2$  и пронизывали его. Геометрия магнитного поля не изменялась во всех испытаниях.

Измерения микротвердости проводились с помощью микротвердомера

HVS-1000 по методу микро-Виккерса для трех вариантов: без воздействия магнитного поля, сразу после выдержки в магнитном поле и после определенных интервалов времени; при этом варьировалось время выдержки в магнитном поле. Нагрузка на индентор составляла 1 Н. Время нагружения и под нагрузкой составляло 10 с время разгрузки 5 с. Измерение значения микротвердости производилось по телу зерна.

Количественно эффект влияния магнитного поля характеризовался относительным изменением микротвердости:

$$Q = \left[ \frac{HV - HV_0}{HV_0} \right] \cdot 100\% ,$$

где HV – значение микротвердости образца, выдержанного в магнитном поле;

HV<sub>0</sub> – исходное значение микротвердости.

Проведя серию экспериментов было выяснено, что под влиянием магнитного поля 0,4 Тл происходит снижение микротвердости титана на 3–6 %, с последующей ее релаксацией до исходного значения за время порядка 5 часов. Были получены экспоненциальные зависимости. Пример данной зависимости приведен на рисунке 1. Параметры обработки следующие: индукция магнитного поля 0,4 Тл, время выдержки в поле 2 часа.

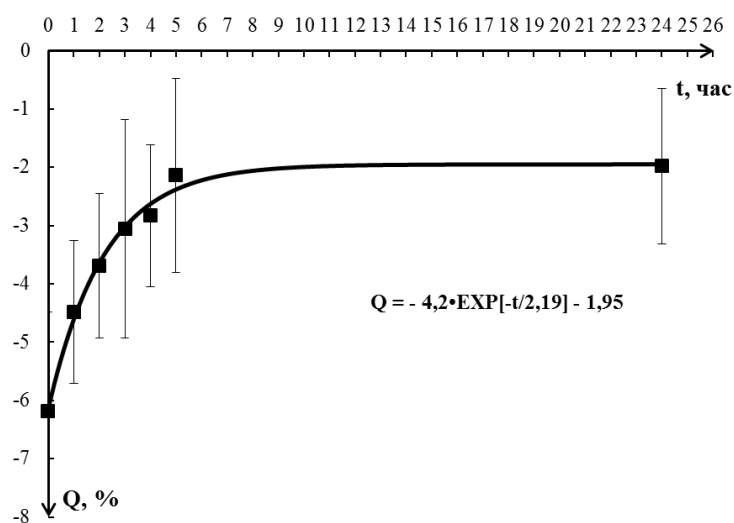


Рисунок 1 - Относительное изменение микротвердости титана после обработки магнитным полем 0,4 Тл, время выдержки в поле 2 часа

Начальный эффект (наблюдающийся сразу после экспозиции) влияния показывает, что снижение значения микротвердости технически чистого титана происходит по линейному закону, подчиняясь уравнению  $Q = - 4 \cdot t + 2$ . Также можно утверждать, что относительное снижение микротвердости зависит от времени выдержки в магнитном поле, об этом говорит график представленный на рисунке 2



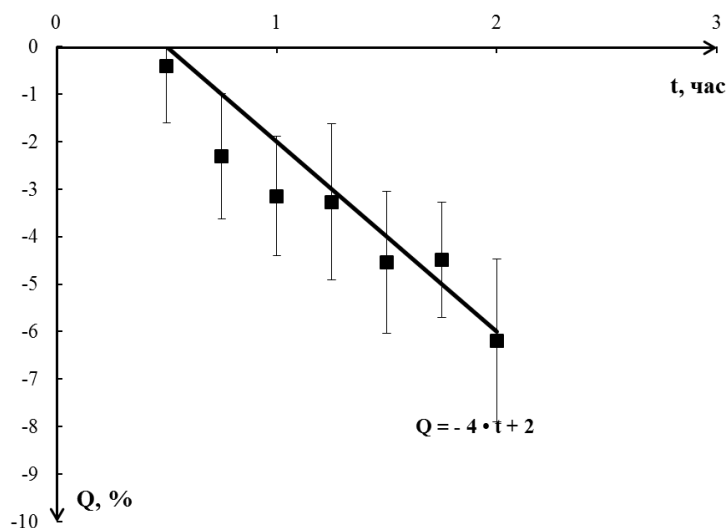


Рисунок 2 – Начальный эффект влияния магнитного поля 0,4 Тл на микротвердость титана

Установлено, что время, необходимое для стабилизации значения микротвердости, зависит от времени выдержки в магнитном поле. Зависимость времени, необходимого для стабилизации значения микротвердости, от времени магнитной обработки представлена на рисунке 3. Видно, что указанная зависимость изменяется по экспоненциальной кривой и подчиняется уравнению  $t' = 0,003 \cdot \text{EXP}[t/0,196]$  на участке зависимости от 0,75 до 2 часов магнитной обработки.

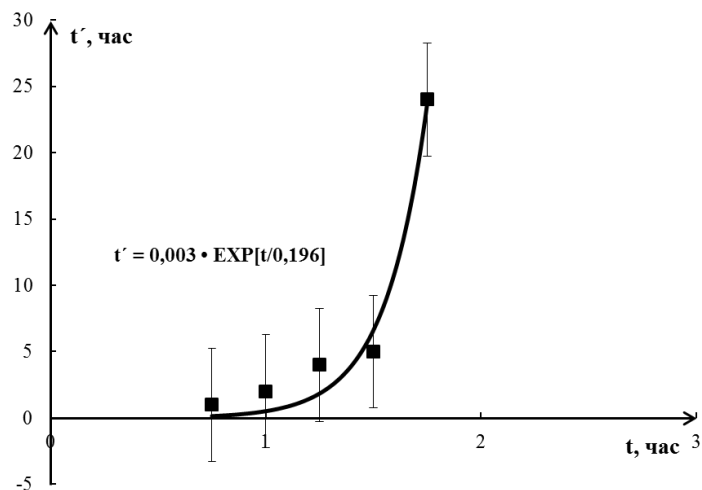


Рисунок 3 – Зависимость времени стабилизации значения микротвердости ( $t'$ ) от времени воздействия магнитным полем ( $t$ ) 0,4 Тл

В ходе работы было исследовано влияние слабого магнитного поля на микротвердость технически чистого титана ВТ1-0. Можно констатировать, что магнитное поле 0,4 Тл приводит к снижению микротвердости титана, а эффект влияния зависит от времени обработки, но говорить об однозначном механизме влияния не представляется возможным. Оно является многосоставным и имеет сложный характер.

## Библиографический список

1. Альшиц В.И. Магнитопластический эффект: основные свойства и физические механизмы/ В.И. Альшиц // Кристаллография. – 2003. – №5. – С. 826-854.
2. Головин Ю.И. Магнитопластичность твердых тел (Обзор) / Ю.И. Головин // ФТТ. – 2004. – №5. – С. 769 – 803.
3. Даринский Б.М. Влияние магнитного поля на движение дислокаций в немагнитных кристаллах / Б.М. Даринский, В.Н. Фёклин // Вестник ВГУ. – 2006. № 1. - С. 21-26.
4. Загуляев Д.В. Характер влияния импульсного магнитного поля на микротвердость алюминия / Д.В. Загуляев, С.В. Коновалов, М.В. Пономарева, В.Е. Громов, // Фундаментальные проблемы современного материаловедения. – 2010. – №1. – С. 32-35.
5. Калетина Ю.В. Фазовые и структурные превращения в легированных сталях и сплавах под действием магнитного поля и термической обработки: дисс. док. техн. наук./ Ю.В. Калетина// Екатеринбург. гос. ун-т – ПИРАЕ., 2009. – 319 л.
6. Моргунов Р. Б. Спиновая микромеханика в физике пластичности/ Р. Б. Моргунов // УФН, – 2004. –Т.174. №2. С. 131-153.
7. Alshits V. I. Dislocations in solids / V.I. Alshits, E.V. Darinskaya, M.V. Koldaeva, E.A. Petrzhik. // Ed. J.P. Hirth. Elsevier, Amsterdam. – 2008. – V. 14. Ch. 86. P. 333 с.
8. Урусовская А.А. Эффекты магнитного воздействия на механические свойства и реальную структуру немагнитных кристаллов / А.А. Урусовская, В.И. Альшиц, А. Е. Смирнов, // Кристаллография. – 2003. – №5. С. 855-872.

УДК 621.793.8:699.3

## **ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ И ТРИБОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЭЛЕКТРОЭРОЗИОННОГО ПОКРЫТИЯ Mo-Ni-Cu, СФОРМИРОВАННОГО НА МЕДИ КОМБИНИРОВАННЫМ МЕТОДОМ**

**Романов Д.А., Гончарова Е.Н.**

**Научный руководитель: д-р физ.-мат. наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: romanov\_da@physics.sibsiu.ru*

Комбинированным методом, сочетающим электровзрывное напыление и последующее облучение высокоинтенсивным импульсным электронным пучком субмиллисекундной длительности воздействия на поверхности медного (медь марки М00) электрического контакта сформировано многослойное покрытие из несмешивающихся компонентов на основе системы Mo-Ni-Cu. Выполнены исследования структуры и фазового состава нанесенного по-

крытия, а также его механических и трибологических свойств.

Ключевые слова: электровзрывное напыление, электронно-пучковая обработка, молибден, медь, никель, псевдосплав.

На изготовление разрывных электроконтактов низковольтной аппаратуры для нужд электротехники используется около четверти мирового потребления серебра [1]. Ввиду достаточно высокой стоимости таких контактов, ведутся разработки бессеребрянных разрывных контактов, которые при низких ценах могут обеспечить надежную работу коммутирующих аппаратов. Медь, в качестве заменителя серебра в них, обладает набором необходимых свойств, позволяющих создавать на ее основе сплавы с повышенным сопротивлением к электродуговому износу и свариванию. Поэтому композиционные сплавы на основе меди широко применяют в электротехнике в качестве контактного материала для низко- и высоковольтных выключателей, вставок плазмотронов, электродов сварочных машин и др. [2]. В качестве упрочняющих фаз в таких материалах применяют тугоплавкие металлы, карбиды, оксиды и нитриды. Получают композиты методами порошковой металлургии [2, 3] и перспективным методом электровзрывного напыления (ЭВН) [4-6].

Цель работы – исследование структуры, элементного и фазового состава, механических и трибологических свойств покрытия на основе Mo-Ni-Cu, сформированного на медной подложке комбинированным методом.

Материалом исследования являлось покрытие на основе Mo-Ni-Cu, сформированное на медной подложке (электротехническая медь марки М00) комбинированным методом, сочетающим ЭВН и электронно-пучковую обработку (ЭПО) [2-5]. ЭВН проводили на модернизированной электровзрывной установке ЭВУ 60/10М [7]. Покрытия наносили на образцы отожженной меди марки М00 с размерами 15×15×5 мм. Режим термосилового воздействия на облучаемую поверхность задавали выбором зарядного напряжения емкостного накопителя энергии установки, по которому рассчитывали поглощаемую плотность мощности [7]. Электровзрывное напыление проводили с использованием композиционного электрически взрываемого проводника [8] для нанесения покрытий, представляющий собой двуслойную медную фольгу с заключенной в ней навеской порошков молибдена и никеля. Масса составляла: молибдена – 0,217 г, никеля – 0,120 г и меди 0,277 г. Поглощаемая облучаемой поверхностью плотность мощности при напылении составляла 4.1 ГВт/м<sup>2</sup>, диаметр медного сопла разрядной камеры плазменного ускорителя – 20 мм, расстояние образца от среза сопла – 20 мм.

Последующую обработку высокоинтенсивным импульсным электронным пучком осуществляли на установке СОЛО (ИСЭ СО РАН) [9] при следующих параметрах пучка электронов: 18 кэВ, 55 Дж/см<sup>2</sup>, 100 мкс, 0,3 с<sup>-1</sup>, 10 имп.

Исследование фазового состава и дефектной субструктуры покрытия осуществляли методами сканирующей и просвечивающей дифракционной электронной микроскопии.

Испытания на износостойкость осуществляли при сухом трении по

схеме диск-шарик на высокотемпературном трибометре ТНТ-S-AX0000, CSEM, Швейцария (таблица 1).

Таблица 1 - Результаты трибологических испытаний покрытия состава Mo-Ni-Cu, сформированного на меди

Режим	$V, 10^{-6},$ мм <sup>3</sup> /Н·м	$\frac{V(\text{исх})}{V(\text{покрытие})}$	$\langle f \rangle$	f(min)	f(max)
Сu исходный	76,7		0,332	0,116	0,412
Mo-Ni-Cu	33,4	2,3	0,408	0,2	0,442

Покрытие системы Mo-Ni-Cu, сформированное электронно-плазменным комбинированным методом, сочетающим ЭВН и последующее облучение высокоинтенсивным импульсным электронным пучком, на поверхности меди, характеризуется высокими значениями твердости и износостойкости.

Удельный объём изнашивания покрытия системы Mo-Ni-Cu превышает аналогичный параметр электротехнической меди более чем в 2,3 раза.

Значения коэффициента трения покрытия системы Mo-Ni-Cu и электротехнической меди имеют близкие значения.

*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 16-32-60032 мол\_а\_дк и при финансовой поддержке Гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов наук МК-4166.2015.2., госзаданий Минобрнауки № 2708 и 3.1496.2014/К на выполнение научно-исследовательских работ. Исследование частично выполнено в центре «Материаловедение» СибГИУ. Выбор оптимальных режимов и облучение поверхности покрытий высокоинтенсивным импульсным электронным пучком на установке СОЛО выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект № 14-29-00091).*

#### Библиографический список

1. Stockel D. Entwicklungsrichtungen den Werkstoff für Elektrische Kontakte. Metall (W. Berlin). 1983. No. 1. S. 30-36.
2. Березин В.Б. Справочник электротехнических материалов: 3-е изд. М.: Энергоатомиздат, 1983.
3. Zuhailawati H. Synthesis of copper-niobium carbide composite powder by in situ processing. Journal of Alloys and Compounds. 2008. Vol. 464. P. 185-189.
4. Romanov D.A., Budovskikh E.A., Gromov V.E. Surface Relief and Structure of Electroexplosive Composite Surface Layers of the Molybdenum-Copper System. Journal of Surface Investigation. X-ray, Synchrotron and Neutron Techniques. 2011. Vol. 5. No. 6. P. 1112-1117.
5. Budovskikh E.A., Gromov V.E., Romanov D.A. The Formation Mechanism Providing High-Adhesion Properties of an Electric-Explosive Coating on a Metal Basis. Doklady Physics. 2013. Vol. 58. No. 3. P. 82-84.
6. Romanov D.A., Goncharova E.N., Budovskikh E.A. et al. Structure of Electroexplosive TiB<sub>2</sub>-Ni Composite Coatings after Electron Beam Processing.

Inorganic Materials: Applied Research. 2015. Vol. 6. No. 5. P. 536-541.

7. Романов Д.А., Будовских Е.А., Громов В.Е., Иванов Ю.Ф. Электровзрывное напыление износостойких и электроэрозионностойких покрытий. - Новокузнецк: Изд-во «Полиграфист», 2014. 203 с.

8. Патент РФ № 2478732 на изобретение «Композиционный электрически взрываемый проводник для электровзрывного напыления покрытий или электровзрывного легирования поверхности металлов и сплавов» / Романов Д.А., Будовских Е.А., Громов В.Е.; заявл. 13.09.2011; опубл. 10.04.2013, Бюл. 10. 8 с.

УДК 544.032.52:[544.41:544.344]

## **ЭЛЕКТРИЧЕСКАЯ ЁМКОСТЬ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ХИМИЧЕСКОГО РЕАКТОРА С ПОДВОДОМ К МЕТАЛЛУ, ПРИ ЕГО ОКИСЛЕНИИ В РЕАКТОРЕ ГАЗОМ, ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ПОТЕНЦИАЛА ОТ ВНЕШНЕГО ИСТОЧНИКА**

**Зайцев Н.С., Бендре Ю.В., Зенцова С.В.**

**Научный руководитель: д-р хим. наук, профессор Горюшкин В.Ф.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: koax@sibsiu.ru*

В работе измерена электрическая ёмкость конденсатора, созданного в конструкции герметичного цилиндрического кварцевого реактора. По электрической ёмкости конденсатора рассчитаны его энергетические характеристики при подаче разности электрических потенциалов от внешнего источника.

Ключевые слова: электрический конденсатор, электрическая ёмкость, электрический заряд, энергия конденсатора, объёмная плотность электрической энергии обкладки конденсатора, объёмная плотность энергии электрического поля в диэлектрике, тетрахлорид углерода, газовая коррозия титана, подача электрического потенциала.

Гетерогенные реакции с участием компактных металлов и газов-окислителей очень распространены [1]. Например, реакция:



исследованная нами с позиций кинетики ранее [2,3]. В них, если учитывать только электрические свойства, осуществляется взаимодействие между проводником электрического тока и диэлектриками, причём среди газов-диэлектриков встречаются как газы, имеющие собственные дипольные моменты молекул, так и не имеющие ( $\text{CCl}_4$  и  $\text{TiCl}_4$  не имеют дипольного момента). Отсюда возникает идея активации и управления подобными реакциями статическим электрическим зарядом, подвод которого к проводнику осуществляется от внешнего источника.

По способности накапливать электрический заряд проводники характеризуются свойством электрической ёмкости ( $C$ , Ф). Ёмкость определяется формой, размерами проводника и свойствами среды, в которой он находится, но не зависит от его материала, величины заряда на нём и его потенциала. Ещё ёмкость проводников зависит от расположения окружающих предметов.

Конденсатор является такой системой проводников (обкладок конденсатора), ёмкость которых не зависит от расположения других тел, поскольку поле, создаваемое зарядами на обкладках, сосредоточено в пространстве, защищённом самими обкладками от внешних воздействий. После подключения полюсов источника постоянного напряжения ( $U$ , В) к обкладкам конденсатора каждая из них заряжается до величины заряда ( $Q$ , Кл), ( $+Q$  или  $-Q$ ), который можно определить по следующему соотношению [4]:

$$Q = C \cdot U. \quad (2)$$

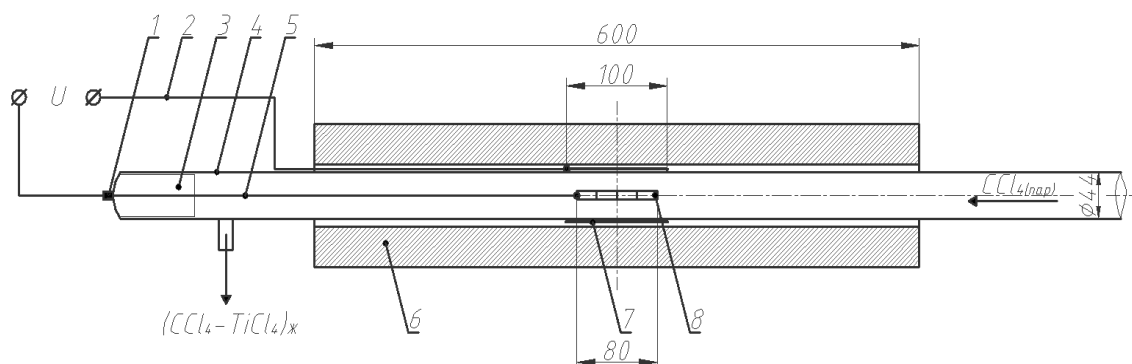
Из формулы (2) следует: чем больше ёмкость конденсатора, тем больший заряд приобретают его обкладки при одинаковой величине внешнего напряжения.

Заряженный конденсатор обладает запасом электрической энергии ( $W$ , Дж), которая является частью его внутренней энергии:

$$W = Q \cdot U / 2 = C \cdot U^2 / 2. \quad (3)$$

Таким образом, измерив ёмкость конденсатора, созданного в конструкции реактора, можно рассчитать его электрическую энергию в зависимости от подводимого напряжения.

*Методика и результаты измерений.* Конденсатором дополнили (рисунок 1) конструкцию герметичного кварцевого реактора (4), (диаметр 44 мм, длина 1000 мм), предназначенного для обработки металлов, оксидов, карбонатов и других соединений хлорагентом – парами тетрахлорида углерода и работающего в динамическом режиме.



- 1 – отверстие в пробке реактора с уплотнителем; 2 – проводник для подвода потенциала ко второй обкладке; 3 – кварцевая пробка реактора; 4 – кварцевый реактор; 5 – проводник для подвода потенциала к первой обкладке; 6 – раскрывающаяся нагревательная печь сопротивления; 7 – вторая обкладка конденсатора; 8 – первая обкладка конденсатора

Рисунок 1 – Схема кварцевого реактора с электрическим конденсатором

В этом режиме газ-реагент постоянно вводится в реактор, где подвергается превращению с определённой степенью. Избыток реагента вместе с газообразным продуктом реакции выводятся из реактора с противоположной стороны в утилизирующую систему. Первой обкладкой (8) конденсатора являются образцы титана марки ВТ1.0, помещённые внутрь реактора, а второй обкладкой (7) – цилиндр из латунной фольги, толщиной 0,15 мм, обёрнутой вокруг реактора по его наружной поверхности (высота цилиндра 100 мм). В соответствии с формой второй обкладки созданный конденсатор следует отнести к цилиндрическим. В пространстве между обкладками – диэлектрик, состоящий из кварцевой стенки реактора (толщина 2 мм) и слоя газа – окислителя, разбавленного продуктом реакции внутри реактора. Конденсатор, как элемент реактора, предназначен для изучения влияния подачи электрического потенциала от внешнего источника к металлу на скорость его взаимодействия с окислителем газовой фазы на примере газовой коррозии титана в тетрахлориде углерода.

Измерения электрической ёмкости конденсатора в реакторе, заполненном парами тетрахлорида углерода при комнатной температуре проводили с помощью цифрового L, C, R – измерителя Е 7-12 с присоединительным устройством. Тестовый сигнал данного прибора при измерениях - переменный ток с напряжением 0,25 В и частотой 1 МГц.

Вначале измеряли ёмкость только подводящих проводников: для этого размыкали контакты между проводниками (2), (5) и обкладками конденсатора (7), (8).

Ёмкость проводников составила:  $C_{\text{пр}} = (10,1 \pm 0,1) \cdot 10^{-12}$  Ф.

Затем измеряли ёмкость всей системы после замыкания обкладок конденсатора с подводящими проводами (при этом ёмкости подводящих проводов и конденсатора соединяются параллельно в общую систему). Уточним, что для создания первой (меньшей по размерам) обкладки (8) использовали 4 образца титана марки ВТ1.0 в виде дисков, диаметром 19,5 мм и толщиной от 3,5 до 5,7 мм. Их располагали последовательно друг за другом, как если бы они лежали основаниями в кварцевой лодочке, закрепив в промежутке между четырьмя нихромовыми проволоками - скрепками, диаметром 1,5 мм. Суммарная площадь поверхности образцов составила  $3,53 \cdot 10^{-3}$  м<sup>2</sup>.

Ёмкость общей системы оказалась равной:  $C_{\text{общ}} = (20,0 \pm 0,1) \cdot 10^{-12}$  Ф.

Поскольку при параллельном соединении проводников их ёмкости суммируются, то ёмкость конденсатора равна разности между ёмкостью общей системы и ёмкостью подводящих проводников:

$$C_{\text{конд}} = C_{\text{общ}} - C_{\text{пр}} = (9,9 \pm 0,14) \cdot 10^{-12} \text{ Ф.}$$

По ёмкости конденсатора по формуле (3) рассчитывали его электрическую энергию в условиях подачи напряжения разной величины к обкладкам. Данные приведены в таблице 1.

Согласно законам электростатики, заряд на проводнике располагается на его поверхности. Появляется возможность рассчитать объёмную плот-

ность электрической энергии обкладки конденсатора ( $W_{об}$ , Дж/м<sup>3</sup>) как энергию конденсатора, отнесённую к единице объёма поверхностного слоя проводника при определённой толщине этого слоя (в этой работе толщину поверхностного слоя с зарядом принимаем равным 1 нм), а затем - к единице количества вещества проводника в поверхностном слое ( $W'_{об}$ , Дж/моль):

$$W_{об} = W/(s \cdot h), \text{ Дж/м}^3; \quad (4)$$

где  $s$  – площадь поверхности образцов, составляющих первую обкладку конденсатора, м<sup>2</sup>;

$h$  – толщина слоя поверхности проводника в обкладке конденсатора, в котором сосредоточен электростатический заряд, м;

$$W'_{об} = W_{об} \cdot M/\rho, \text{ Дж/моль Ti}; \quad (5)$$

где  $M$  – молярная масса вещества, из которого изготовлен проводник первой обкладки, кг/моль;

$\rho$  – плотность этого же вещества, кг/м<sup>3</sup>.

Для титана:  $M = 47,88 \cdot 10^{-3}$  кг/моль;  $\rho = 4505$  кг/м<sup>3</sup>.

Таблица 1 – Энергетические характеристики конденсатора, созданного в конструкции реактора

Напряжение на конденсаторе; U, В	Энергия конденсатора; W, Дж	Объёмная плотность энергии поверхностного слоя обкладки, при $h = 1$ нм; $W_{об}$ , Дж/м <sup>3</sup>	Объёмная плотность энергии поверхностного слоя обкладки, при $h = 1$ нм; $W'_{об}$ , Дж/моль Ti	Объёмная плотность энергии в диэлектрике конденсатора; $\omega'$ , Дж/ моль CCl <sub>4</sub>
1000	$4,95 \cdot 10^{-6}$	$1,40 \cdot 10^6$	$1,49 \cdot 10^1$	$4,78 \cdot 10^{-3}$
2000	$1,98 \cdot 10^{-5}$	$5,61 \cdot 10^6$	$5,96 \cdot 10^1$	$1,91 \cdot 10^{-2}$
3000	$4,46 \cdot 10^{-5}$	$1,26 \cdot 10^7$	$1,34 \cdot 10^2$	$4,30 \cdot 10^{-2}$
4000	$7,92 \cdot 10^{-5}$	$2,24 \cdot 10^7$	$2,39 \cdot 10^2$	$7,64 \cdot 10^{-2}$
5000	$1,24 \cdot 10^{-4}$	$3,51 \cdot 10^7$	$3,73 \cdot 10^2$	$1,19 \cdot 10^{-1}$
6000	$1,78 \cdot 10^{-4}$	$5,05 \cdot 10^7$	$5,37 \cdot 10^2$	$1,72 \cdot 10^{-1}$
7000	$2,43 \cdot 10^{-4}$	$6,87 \cdot 10^7$	$7,30 \cdot 10^2$	$2,34 \cdot 10^{-1}$
8000	$3,17 \cdot 10^{-4}$	$8,98 \cdot 10^7$	$9,54 \cdot 10^2$	$3,06 \cdot 10^{-1}$
9000	$4,01 \cdot 10^{-4}$	$1,14 \cdot 10^8$	$1,21 \cdot 10^3$	$3,87 \cdot 10^{-1}$
10000	$4,95 \cdot 10^{-4}$	$1,40 \cdot 10^8$	$1,49 \cdot 10^3$	$4,78 \cdot 10^{-1}$
20000	$1,98 \cdot 10^{-3}$	$5,61 \cdot 10^8$	$5,96 \cdot 10^3$	1,91
50000	$1,24 \cdot 10^{-3}$	$3,51 \cdot 10^9$	$3,73 \cdot 10^4$	$1,19 \cdot 10^{+1}$
100000	$4,95 \cdot 10^{-2}$	$1,40 \cdot 10^{10}$	$1,49 \cdot 10^5$	$4,78 \cdot 10^{+1}$

В диэлектрике между обкладками конденсатора имеется электрическое поле с определённой напряжённостью ( $E$ , В/м) и сосредоточена энергия. Напряжённость поля [4]:



$$E = Q/\varepsilon_0 \cdot \varepsilon \cdot s, \quad (6)$$

где  $\varepsilon_0$  – электрическая постоянная ( $\varepsilon_0 = 8,85 \cdot 10^{-12}$  Ф/м);  
 $\varepsilon$  - относительная диэлектрическая проницаемость среды (для  $\text{CCl}_4$   $\varepsilon = 2,238$  при  $20^\circ\text{C}$ );  
 $s$  – площадь обкладки конденсатора (меньшей по размерам),  $\text{м}^2$ .

Объёмная плотность энергии в диэлектрике между пластинами [4]:

$$\omega = (\varepsilon_0 \cdot \varepsilon \cdot E^2) / 2 = (C^2 \cdot U^2) / (2 \varepsilon_0 \cdot \varepsilon \cdot s^2), \text{ Дж/м}^3. \quad (7)$$

При температуре  $20^\circ\text{C}$  и давлении  $100$  кПа  $1 \text{ м}^3$  содержит  $41,6$  моль  $\text{CCl}_4$ , поэтому объёмную плотность электрической энергии в диэлектрике можно отнести к количеству вещества  $\text{CCl}_4$ :

$$\omega' = (C^2 \cdot U^2) / (2 \cdot 41,6 \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon \cdot s^2), \text{ Дж/моль } \text{CCl}_4. \quad (8)$$

Результаты расчётов по формуле (8) приведены в последнем столбце таблицы 1.

*Обсуждение результатов.* При оценке результатов, приведенных в таблице 1, предлагаем учесть для сравнения, что энергия, сообщаемая в виде теплоты при нагревании титана и тетрахлорида углерода на  $10\text{K}$  (такой интервал температуры указывается в известном правиле Вант-Гоффа) от комнатной температуры может быть рассчитана по формулам:

$$\Delta H^\circ(\text{Ti}) = C_p^\circ(\text{Ti}, 298,15\text{K}) \cdot \Delta T, \quad (9)$$

$$\Delta H^\circ(\text{CCl}_4) = C_p^\circ(\text{CCl}_4, 298,15\text{K}) \cdot \Delta T. \quad (10)$$

С учётом значений молярных теплоёмкостей титана и тетрахлорида углерода [5,6] определили:  $\Delta H(\text{Ti}) = 251$  Дж/моль;  $\Delta H(\text{CCl}_4) = 1317$  Дж/моль.

Таким образом, уже при напряжении на конденсаторе  $4000 - 5000$  В, поверхности металла передаётся, за счёт заряда, по величине такая же энергия, как и при нагревании на  $10\text{K}$ . Энергия же электрического поля в диэлектрике при этом очень мала. Достаточно ли этого для того, чтобы рассматривать вопрос об активации гетерогенной реакции (1) статическим электрическим зарядом? Ответ на этот вопрос должен дать эксперимент.

*Благодарности.* Мы благодарим Жарова Юрия Александровича - старшего преподавателя кафедры автоматизированного электропривода и промышленной электроники ФГБОУ ВПО СибГИУ за консультации по вопросам измерения электрической ёмкости систем проводников и участие в обсуждении результатов.

#### Библиографический список

1. Хабаши Ф. Основы прикладной металлургии / Ф. Хабаши.- Пер. с англ. - Том 1. Теоретические основы. - М.: Металлургия, 1974. – 232с.

2. Горюшкин В.Ф., Бендре Ю.В., Тонкушин Я.В., Соскова Н.А., Будовских Е.А. Газовая коррозия титана в тетрахлориде углерода // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2013. № 1(3). С. 25-28.

3. Горюшкин В.Ф., Бендре Ю.В., Зенцова С.В., Гагарин А.Ю. Механизм и кинетические параметры газовой коррозии титанового сплава ВТ6 в тетрахлориде углерода// Вестник Сибирского государственного индустриального университета. 2014. № 2(8). С. 40-43.

4. Савельев И.В. Курс общей физики: учебное пособие. Т. 2. Электричество и магнетизм. Волны. Оптика. / И. В. Савельев. – Санкт-Петербург : Лань, 2007. – 496с.

5. Термические константы веществ : Справ. Вып. 7 / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1974 – 343 с.

6. Термические константы веществ : Справ. Вып. 4 / Под ред. В.П. Глушко, В.А. Медведева и др. М.: Наука, 1970 – 509 с.

УДК549.74.02

## **МИНЕРАЛОГИЯ БАРИЙСТРОНЦИЕВОГО КАРБОНАТИТА**

**Кувшинникова Н.И., Модзелевская О.Г., Проводова А.А.**

**Научные руководители: канд. геол.-минерал. наук, профессор**

**Пермяков А.А.,**

**канд. техн. наук, доцент Феоктистов А.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: n.kuvshinnikova@rambler.ru*

Выполнены минералогические исследования барийстронциевого карбонатита. В результате исследований было установлено, что основными минералами карбонатита являются баритокальцит, стронцианит, витерит, кальцит, пироксен, представленный в основном авгитом, а также в незначительном количестве полевой шпат, представленный микроклином. Баритокальцит и стронцианит находятся в тонкокристаллическом проращении.

Ключевые слова: карбонатит, пироксен, баритокальцит, стронцианит, кальцит, витерит, альстонит, микроклин, барийстронциевый модификатор.

В России, на северо-востоке Иркутской области, открыто и разрабатывается уникальное месторождение комплексных карбонатных руд, содержащих кальций, барий и стронций [1]. Руды имеют следующий минеральный состав: Sr-Ca-Ba-карбонат (70-80 %), калиевый полевой шпат (10 %), пироксен (10-20%). Основной полезный минерал – карбонат, содержащий 32% Ba, 13% Sr, 22 % CaO и 33% CO<sub>2</sub>, представляет собой тонкокристаллическое сростание кальцита, баритокальцита и стронцианита.

Предприятием ООО «НПК Металлтехнопром» освоен выпуск модификатора барийстронциевый БСК-2 по ТУ 1717-001-75073896-2005. Модифи-

катор предназначен для производства стали, чугуна и цветных сплавов, а также для покрытия сварочных электродов. Химический состав модификатора, %: 16,0 BaO; 5,5 SrO; 21,5CaO; 24,8 SiO<sub>2</sub>; 0,9 MgO; 3,0 K<sub>2</sub>O; 1,5 Na<sub>2</sub>O; 4,0 Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,2 MnO; 2,9 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 0,9 TiO<sub>2</sub>; 18,0 CO<sub>2</sub>.

Технолого-минералогические исследования барийстронциевого карбоната были выполнены в Лаборатории экологии и комплексного использования минеральных отходов ЦКП «Материаловедение» СибГИУ. Микроскопическое исследование проводилось с использованием бинокулярного стереомикроскопа ЛабоПол Стеми-4 зум при увеличении 14-40<sup>x</sup>, а также в отраженном свете на поляризационном микроскопе ЛабоПол-2 РПО при увеличении 50-400<sup>x</sup>. В процессе работы некоторые участки были сфотографированы на цифровую камеру и описаны.

В процессе исследования в барийстронциевом карбонатите установлены следующие минералы: пироксен (авгит-ферроавгит), баритокальцит Ca-Ba(CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>, витерит BaCO<sub>3</sub>, альстонит Ca,(Ba,Sr)[CO<sub>3</sub>]<sub>2</sub> (ромбический в авгите), стронцианит SrCO<sub>3</sub>, кальцит CaCO<sub>3</sub>, калиевый полевой шпат KSi<sub>3</sub>AlO<sub>8</sub> (микроклин) (рисунок 1), а также незначительные количества кварца и вкрапления сульфидных минералов (установленных микроскопически в полированном шлифе).

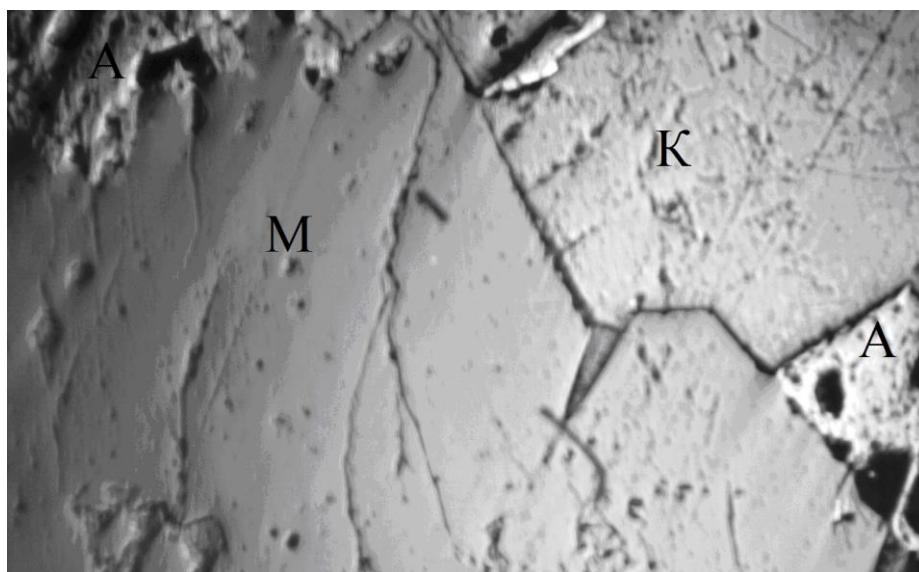


Рисунок 1 – Авгит (А) в срastании с микроклином (М) и баритокальцитом (К). Микроклин частично замещен авгитом. Черное – дыры. Отраженный свет. Увеличение 50<sup>x</sup>

Пироксены являются доминирующими минералами в представленном образце. Форма, размеры и характер срastания пироксенов разнообразны. В основном они образуют радиально-лучистые агрегаты (рисунок 2) или одиночные кристаллы в основной массе карбоната. Иногда встречаются скелетные кристаллы пироксена (рисунок 3).

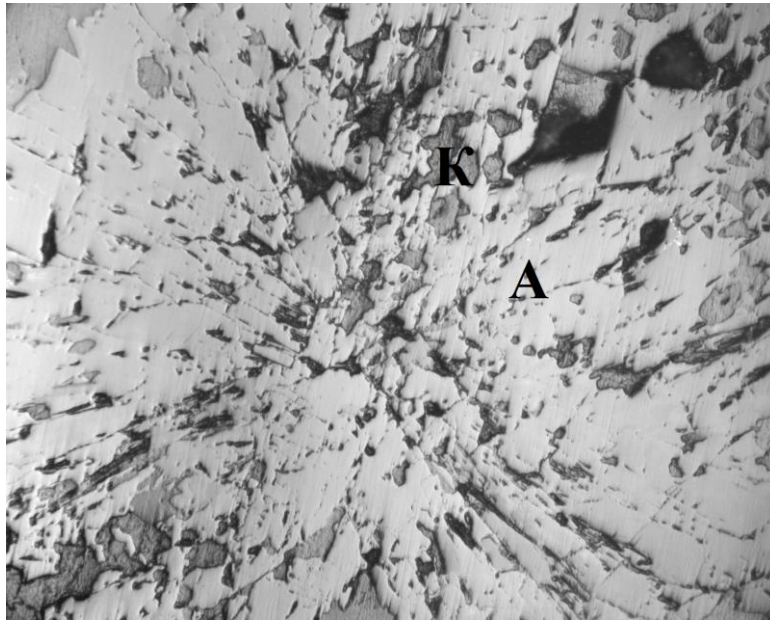


Рисунок 1 – Радиально-лучистый агрегат авгита (А) с включения карбоната (К). Черное – дыры. Отраженный свет. Увеличение  $100^{\times}$

Пироксены имеют цвет черный с зеленоватым отливом. Размеры кристаллов пироксена варьируют от 0,03 до 3 мм. В отраженном свете авгит имеет коричнево-серую окраску. Микроскопически установлено, что в кристаллах пироксена присутствует большое количество включений и трещин, заполненных карбонатной массой. При скрещенных николях можно наблюдать редкие внутренние рефлексии. Эти рефлексии, как правило, наблюдаются вдоль трещин и небольших отверстий кристаллов пироксена. Травление образца концентрированной плавиковой кислотой не выявляет никаких структурных особенностей.

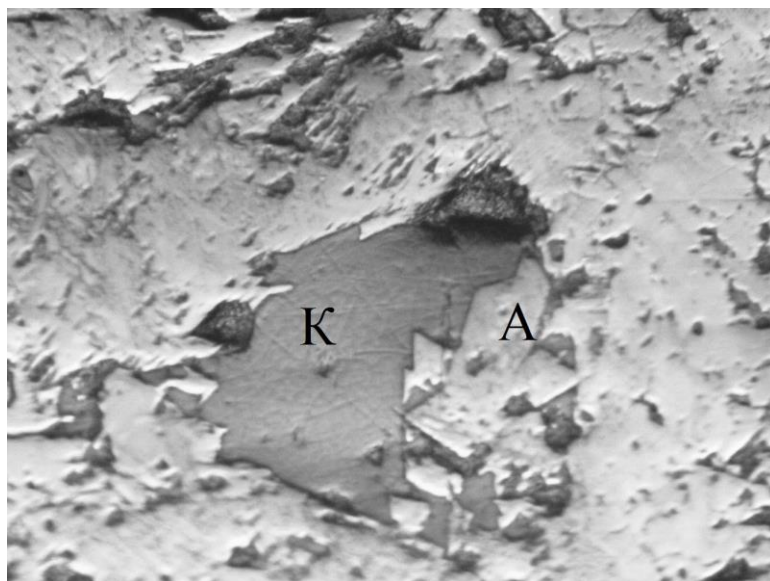


Рисунок 3 – Скелетные кристаллы авгита (А) в карбонатной массе (К). Отраженный свет. Увеличение  $100^{\times}$

Карбонатные минералы имеют разнообразную окраску от белой, серо-белой до светло-зеленой, иногда образуют прозрачные кристаллы, заметные только под микроскопом при небольшом увеличении. Карбонатные минералы представлены в основном баритокальцитом и стронцианитом с небольшим количеством кальцита.

Баритокальцит образует кристаллы снежно-белого, серого, зеленовато-желтого, бурого цвета. Стронцианит образует прозрачные, белые, светло-желтые призматические кристаллы, а также небольшие нитевидные кристаллы, установленные под стереомикроскопом, как на поверхности карбонатной массы, так и на поверхности пироксена.

Также были встречены кристаллы полевого шпата представленные, в основном, микроклином (рисунок 1), который образуют серовато-белые кристаллы.

Благодаря высокому содержанию бария, стронция и кальция в представленном карбонатите эти руды могут использоваться как непосредственно для рафинирующей и модифицирующей обработки стали и сплавов, так и в качестве сырья для выплавки комплексных сплавов-модификаторов.

#### Библиографический список

1. Черняк С.С. Высокомарганцовистая сталь в драгостроении / С.С. Черняк, Б.М. Ромен. – Иркутск: Изд-во Иркутского университета, 1996. – 377 с.

УДК 621.373.1

## МОДЕРНИЗАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ЭЛЕКТРОСТИМУЛИРОВАННОЙ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ

**Гагарин А.Ю.**

**Научный руководитель: д-р физ.-мат. наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: s.nk@mail.ru*

В работе приведена блок-схема и рассмотрена работа комплектного генератора токовых импульсов, предназначенного для исследования процессов пластической деформации при пропускании токовых импульсов, с регулируемые параметрами, разработанного под условия инициации процесса.

Ключевые слова: генератор, импульс, электростимуляция, деформация

Генераторы токовых импульсов (ГТИ) и напряжений имеют разные сферы применения, в первых используется физический эффект от протекающего тока, а во вторых – от амплитуды напряжения [1].

Электрофизические обработки (ЭФО) – общее название методов обработки конструкционных материалов непосредственно электрическим током и в сочетании с механическим воздействием. Всё более широкое использование ЭФО в промышленности обусловлено их высокой производительностью.

стью, возможностью выполнять технологические операции, недоступные механическим методам обработки [2].

Возможность использования генераторов в мобильных установках существенно зависит от их массогабаритов и мощности, потребляемой от источников первичного питания [3].

Целью работы являлось создание комплектного генератора токовых импульсов на базе современных высоковольтных импульсных конденсаторных сборок и микропроцессорной технике.

Исследования воздействия токовых импульсов на металлы, подвергающиеся усталостному нагружению, являются перспективными не только с позиции изменения физико-механических свойств, но и увеличения усталостного ресурса [4, 5].

Принцип действия генератора описан в [6] и был основан на периодическом разряде предварительно заряженной батареи конденсаторов С через нагрузку. При модернизации данного генератора использована комплектная конденсаторная сборка в состав которой входят высоковольтные конденсаторы (100кВ). Данный генератор отличается тем, что в его состав входит от двух и более конденсаторов разной емкости, благодаря чему появляется возможность проводить гораздо большую серию экспериментов, изменяя тип соединения конденсаторов. Введена обратная связь по напряжению заряда на конденсаторах, для регулирования плотности тока в цепи, определяя его критическое значение для разной частоты. Управление данной системой полностью выполнено на отечественной приборной базе, в частности на базе программируемого логического контроллера ПЛК 110 [7]. Блок-схема нового ГТИ приведена на рисунке 1.

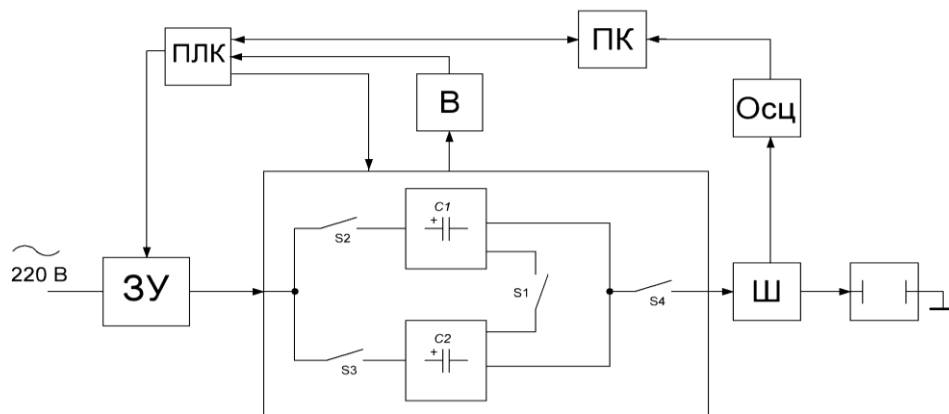


Рисунок 1 - Блок-схема модернизированного ГТИ

Работа схемы поясняется следующим образом: питание зарядного устройства (ЗУ) осуществляется от сети 220 В. ЗУ выполнено на принципе импульсного повышающего трансформатора, поэтому на выходе получаем выпрямленное напряжение. Заряд конденсаторов происходит в импульсном режиме, чем и ограничивается шаг регулирования напряжения, точность регулирования определяется погрешностью вольтметра (В). Измеренное

напряжение цифровым вольтметром В в дискретной форме поступает в ПЛК. По достижению заряда на конденсаторной батарее, которое задается оператором через персональный компьютер (ПК), подается управляющий сигнал от ПЛК в ЗУ, прекращающий подачу заряжающих импульсов. Затем ПЛК подает сигнал на замыкание разрядников (S4), происходит разряд цепи на клеммы закрепленные на деформируемом образце. Разряд конденсатора контролируется дважды, вольтметр показывает величину остаточного напряжения на конденсаторах, а осциллограф показывает величину и форму тока протекающего по образцу. Эти данные записываются в память ПК. По достижению порогового напряжения на конденсаторах, прекращается эмиссия в ртутном вентиле.

Центральный блок – конденсаторно-коммутаторная сборка, в состав которой входит высоковольтные конденсаторы и ртутные вентили [8]. Так как вместо тиристоров в качестве коммутатора используются ртутные вентили, не обладающие свойством выпрямления, было решено перевести режим разряда конденсатора в аperiodический [9], путем увеличения сопротивления разрядного контура до критического:

$$r_{кр} = 2\sqrt{L/C} \quad (1)$$

где L, C – индуктивность и емкость контура, соответственно.

Положение переключателей S1, S2 и S3 определяет схему соединения конденсаторов. Высоковольтные коммутаторные сборки варьируются в размерах от Ø150x175мм до Ø212x250мм, а весом от 6 до 15 кг, максимальный разрядный ток таких сборок от 70 до 200 кА, с собственным периодом разряда 260 – 600 нс.

Используя приведенные массогабаритные параметры сборок можно заключить, что устройство для генерации токовых импульсов является мобильным, обеспечивающим возможность транспортировки и установки непосредственно в лабораторных условиях. Параметры регулирования позволяют обеспечить желаемые режимы обработки. Универсальность ГТИ достигается тем, что все элементы можно подключать к сети 220 В.

*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научных проектов № 16-32-60032 мол\_а\_дк, №16-32-60048 мол\_а\_дк, при финансовой поддержке Грантов Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых – кандидатов и докторов наук МК-4166.2015.2, МД-2920.2015.8. и государственного задания № 3.1496.2014/К.*

#### Библиографический список

1. Мощные электроимпульсные системы / Е.Г. Крастелев [и др.] ;– М.: МИФИ, 2008. – Т. 2 : 144 с.
2. Могорян Н.В. Электрические методы обработки материалов / Н.В. Могорян. – Кишинев : ШТИИНЦА, 1982 . — 218 с.

3. Месяц Г.А. Импульсная энергетика и электроника / Г.А. Месяц – М.: Наука, 2004 . – 704 с.
4. Соснин О.В. Электростимулированная малоцикловая усталость / О.В. Соснин, Э.В. Козлов, В.Е Громов. — М. : Недра, 2000. – 200 с.
5. Коновалов С.В. Эволюция структурно-фазовых состояний стали 60ГС2 при многоцикловой усталости с токовой импульсной обработкой / С.В. Коновалов [и др.]// Ресурс и диагностика материалов и конструкций : материалы IV Рос. науч.-техн. конф. — Екатеринбург, 2009. – С. 47.
6. Коновалов С.В. Установка для исследования электростимулированной усталости/ С.В Коновалов. [и др.] // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии : сб. науч. тр. / изд. – Новокузнецк. СибГИУ. – 2000. – № 9. – С. 97-100.
7. Гагарин А.Ю. Использование микропроцессора ПЛК 110-24.30.К-М для автоматизации электровзрывной установки ЭВУ 60/10 / А.Ю. Гагарин [и др.]// Промышленная энергетика. – 2014. – № 1. – С. 38-40.
8. Кацнельсон Б. В. Электровакуумные электронные и газоразрядные приборы: Справочник. / Б. В. Кацнельсон, А. М. Калугин, А. С.Ларионов. – Радио и связь, 1985 . – 917 с.
9. Основы теории цепей. Учебник для вузов. / Г.В. Закеев [и др.]. – 4-е изд., переработанное. – М. : Энергия, 1975. – 752 с.

УДК 53.097: 539.376

### **ИЗМЕНЕНИЕ СТРУКТУРНО-ФАЗОВОГО СОСТОЯНИЯ И ТРИБОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СТАЛИ HARDOX 450 ПРИ НАНЕСЕНИИ С-V-CR-NB-W НАПЛАВОЧНЫХ ПОКРЫТИЙ**

**Кормышев В.Е., Осинцев К.А., Капралов Е.В., Комиссарова И.А.  
Научный руководитель: д-р физ. мат. наук, профессор Громов В.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: konovserg@gmail.com*

Проведены исследования по влиянию нанесения С-V-Cr-Nb-W наплавочных покрытий на изменение структурно-фазового состояния, механических и трибологических свойств стали HARDOX 450. Сравнены свойства стали после одинарной и двойной наплавки. Установлены причины повышения механических и трибологических свойств наплавленного слоя.

Ключевые слова: наплавка, поверхностное упрочнение, трибологические свойства, структурно-фазовое состояние, износостойкость, сталь HARDOX 450.

Существенное увеличение срока службы машин и механизмов, детали которых подвержены абразивному изнашиванию и ударным нагрузкам в процессе эксплуатации, можно добиться нанесением на них различными ме-



тодами покрытий, содержащих износостойкие элементы.

Ранее на кафедре физики им. проф. В.М. Финкеля Сибирского государственного индустриального университета проведены комплексные исследования по изменению структуры и свойств стали Hardox 400 при нанесении наплавочных покрытий.

Целью настоящей работы является анализ изменения фазового состава, дефектной субструктуры, механических и трибологических свойств стали Hardox 450 после одинарной и двойной наплавки C-V-Cr-Nb-W проволоки.

В качестве материала основы была использована сталь марки Hardox 450. Наплавку (одинарную и двойную) осуществляли проволокой следующего химического состава (вес. %): 1,4% C; 1,0% V; 7,0% Cr; 8,0% Nb; 1,2% W; остальное – железо. Двойную наплавку наносили перпендикулярно одинарной. Состав защитного газа, в котором проводили наплавку: Ar 82 %, CO<sub>2</sub> 18% при сварочном токе 250 – 300 А и напряжении на дуге 30 – 35 В.

Исследования фазового состава и дефектной субструктуры стали и наплавляемого металла осуществляли методами рентгеноструктурного анализа и просвечивающей электронной микроскопии (метод тонких фольг). Механические свойства наплавленного металла и стали характеризовали величиной микротвердости. Трибологические свойства наплавленного металла и стали анализировали, определяя износостойкость и коэффициент трения.

Установлено, что износостойкость наплавленного металла превышает износостойкость стали Hardox 450 в (140-150) раз; коэффициент трения наплавленного металла ниже в (2-2,5) раза коэффициента трения стали. Показано, что формирование второго наплавленного слоя практически не влияет на трибологические характеристики материала.

При одинарной и двойной наплавке выявляется многофазная структура. Основной фазой (не считая  $\alpha$ -фазы) в одинарной наплавке являются оксид железа состава Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>. В повторно наплавленном слое основной фазой являются карбиды на основе специальных элементов (карбиды ниобия, вольфрама и хрома). Формирование повторной наплавки приводит к многократному увеличению объемной доли карбидной фазы и полному отсутствию окисной фазы.

Установлено, что повышенные механические и трибологические свойства наплавленного слоя обусловлены формированием многофазной субмикро- и наноразмерной структуры, упрочнение которой связано с формированием мартенситной структурой  $\alpha$ -матрицы и наличием высокой (более 50 %) объемной доли включений карбидной фазы на основе железа, хрома, вольфрама и ниобия.

*Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (проект №15-19-00065).*

#### Библиографический список

1. Капралов Е.В., Будовских Е.А., Громов В.Е., Райков С.В., Глезер А.М., Иванов Ю.Ф. Структура и свойства износостойкой наплавки на сталь

Хардокс 400. Проблемы черной металлургии и материаловедения, 2015, № 1, с. 80 – 86.

2. Капралов Е.В., Будовских Е.А., Громов В.Е., Иванов Ю.Ф. Наноструктурные состояния и свойства наплавки, сформированной на стали порошковой проволокой. Известия высших учебных заведений. Физика, 2015, Т. 58, № 4, с. 39 – 45.

3. Kapralov E.V., Raykov S.V., Budovskikh E.A., Gromov V.E., Vashchuk E.S., Ivanov Yu.F. // Bulletin of the Russian academy of sciences. Physics. 2014. Vol. 78. No. 10. P. 1015–1021.

4. Raikov S.V., Kapralov E.V., Ivanov Yu.F., Budovskikh E.A., Gromov V.E. // Steel in Translation. 2015. Vol.45. Is. 2. P. 120-124.

УДК 669.046:541.18:532.6

## **ВЛИЯНИЕ ЭЛЕКТРОННО-ПУЧКОВОЙ ОБРАБОТКИ НА МНОГОЦИКЛОВУЮ УСТАЛОСТЬ МЕТАЛЛОВ И СПЛАВОВ**

**Комиссарова И.А., Сизов В.В., Бессонов Д.А., Воробьев С.В.,  
Осинцев К.А., Косинов Д.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, доцент Коновалов С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: konovserg@gmail.com*

Выполнены исследования по установлению влияния электронно-пучковой обработки сталей 08X18H10T, 20X23H18, Э76Ф и 20X13, а также технически чистого титана марки ВТ1-0 на изменение их усталостной долговечности.

Ключевые слова: многоцикловая усталость, электронно-пучковая обработка, стали, титан

Одним из методов улучшения эксплуатационных свойств металлов и сплавов является воздействие на их поверхность концентрированными потоками энергии. Таким методом, успешно применяемым при модифицировании структуры приповерхностного слоя изделий из металлических материалов, является электронно-пучковая импульсная обработка [1]. Изменения структурно-фазового состояния поверхностных слоев, происходящие при воздействии электронным пучком, приводят к существенному улучшению физических, механических и прочностных свойств материала, невозможному при традиционных методах поверхностной обработки [1].

Цель настоящей работы – установление влияния электронно-пучковой обработки на изменение усталостной долговечности сталей и сплава на основе титана, подвергаемых многоцикловому усталостному нагружению.

В работе использованы стали 08X18H10T и 20X23H18 (аустенитные

стали), Э76Ф (перлитная сталь) и 20Х13 (мартенситная сталь), а также технически чистый титан марки ВТ1-0.

При испытаниях определялось число циклов до полного разрушения образцов. Изменение поверхностного слоя образцов стали и титана, приготовленных для усталостных испытаний, осуществляли низкоэнергетическим высокоинтенсивным электронным пучком на установке СОЛО (ИСЭ СО РАН, г. Томск) [2]. Режим электронно-пучковой обработки для стали: энергия электронов  $eU = 18$  кэВ; длительность импульса воздействия пучка электронов  $\tau = 50$  мкс и 150 мкс; количество импульсов воздействия  $N = 3$ ; частота следования импульсов  $f = 0,3$  Гц; плотность энергии пучка электронов  $E_s = 10 - 40$  Дж/см<sup>2</sup>. Режим электронно-пучковой обработки для титана: энергия электронов  $eU = 16$  кэВ; частота следования импульсов  $f = 0,3$  Гц; длительность импульса пучка электронов  $\tau = 150$  мкс; плотность энергии пучка электронов (10...30) Дж/см<sup>2</sup>; количество импульсов воздействия  $N = 3$ .

Были выявлены оптимальные режимы воздействия высокоинтенсивным импульсным электронным пучком, позволяющие существенно повысить усталостную долговечность: для стали 08Х18Н10Т – в 3,5 раз, для стали 20Х23Н18 – в 2,1 раз, для стали Э76Ф – в 2,5 раз, для стали 20Х13 – в 1,8 раза и для титана ВТ1-0 – в 2,2 раза [3-6].

Наилучший ресурс при обработке титана был достигнут при плотности энергии  $E_s = 25$  Дж·см<sup>2</sup>. Разница между средним количеством циклов в исходных образцах и обработанных электронными пучками с данной энергией составляет  $3,153 \cdot 10^5$  циклов.

*Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ (проект №16-32-60048 мол\_а\_дж), гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских ученых - докторов наук (проект МД-2920.2015.8), государственного задания № 3.1496.2014/К и стипендии Президента Российской Федерации молодым ученым и аспирантам, осуществляющим перспективные научные исследования и разработки по приоритетным направлениям модернизации российской экономики, на 2016-2018 годы (проект СП-3590.2016.1).*

#### Библиографический список

1. Rotshtein V., Ivanov Yu., Markov A. Surface treatment of materials with low-energy, high-current electron beams, in Y. Pauleau «Materials surface processing by directed energy techniques», Elsevier Publishing, 2006, p. 205-240.

2. Devyatkov V.N., Koval N.N., Schanin P.M. et al. Generation and propagation of high-current low-energy electron beams // Laser and Particle Beams. 2003. V.21. P.243-248.

3. Gromov V.E., Ivanov Yu.F., Vorobiev S.V., Kononov S.V. Fatigue of steels modified by high intensity electron beams. - Cambridge, Cambridge International Science Publishing Ltd, 2015. 272 p.

4. Иванов Ю.Ф., Коваль Н.Н., Горбунов С.В. и др. Многоцикловая

усталость нержавеющей стали, обработанной высокоинтенсивным электронным пучком: структура поверхностного слоя // Известия вузов. Физика. 2011. № 5. С.61-69.

5. Иванов Ю.Ф., Громов В.Е., Сизов В.В. и др. Увеличение усталостной долговечности нержавеющей стали электронно-пучковой обработкой // Проблемы черной металлургии и материаловедения. 2012. № 1. С. 66-75.

6. Иванов Ю.Ф., Громов В.Е., Бессонов Д.А. и др. Фазовый состав и дефектная субструктура стали 20Х13, обработанной электронным пучком в режиме оплавления поверхности // Фундаментальные проблемы современного материаловедения. 2012. Т.8, №3. С. 28-33.

## **II. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

УДК 622.271

### **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКИХ ЭКСКАВАТОРОВ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ**

**Абрамов К.Е., Малофеев Д.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье анализируется опыт применения электрогидравлических карьерных экскаваторов на горных работах.

Ключевые слова: электрогидравлический экскаватор, электропривод, открытые горные работы.

Основным направлением повышения эффективности освоения недр является применение современной горного оборудования, такого как электрогидравлические экскаваторы. С их помощью решается ряд важных задач при открытой разработке месторождений. Одной из таких задач является увеличение интенсивности вскрышных и добычных работ. Высокая надёжность и производительность таких машин даёт возможность осуществлять горные работы, что характерно при низких температурах и тяжёлых горно-геологических условиях. А также впечатляет их мобильность и современное оснащение по последнему слову техники. Применение этих машин это прорыв в современном горном деле.

Электрогидравлический экскаватор включает: ходовую часть с механизмом передвижения, поворотную платформу с первичным электрическим двигателем, представляющий собой асинхронный двигатель высокого напряжения, питаемый электроэнергией по кабелю от внешнего источника. Двигатель приводит в движение насосы, используемые для привода рабочего оборудования, и генератор, соединенный с электродвигателями механизма поворота и механизмы передвижения расположенные на ходовой части, насосы и механизмы поворота, и рабочее оборудование с гидроприводом. Целью такой системы питания, является облегчение теплового режима работы гидросистемы экскаватора. Достигается это тем, что первичный электрический двигатель соединен с генератором, который оснащен поворотной платформой, а генератор соединен с электродвигателями механизмов поворота и передвижения. Благодаря применению электромеханического привода поворота и, передвижения, работающего с рекуперацией энергии при нестационарном режиме нагрузки, отпадает необходимость в отводе больших количеств тепла от гидросистемы экскаватора.

Тяжёлый электрогидравлический экскаватор Hitachi EX-5500 E-6LD (Рисунок) - уникальная машина весом 525 тонн и рабочим объемом ковша 27 метров. Этот экскаватор был спроектирован специально для разреза «Черниговец» с учётом особенностей угледобычи горно-геологических условий, эксплуатации при низкой температуре воздуха и жёсткости добываемой породы.

Экскаватор Hitachi EX-5500 E-6LD – отличается не только высокой производительностью, но и колоссальной надёжностью. Преимущества гиганта заключены в двойном электроприводе и компьютерной системе диагностики. Кабина оборудована кондиционером, травмобезопасными стеклами; кресло машиниста установлено на пневмоподвеске для увеличения уровня комфортности и снижения уровня вибрации [1].



Рисунок 1 – Электрогидравлический экскаватор Hitachi EX-5500 E-6LD

На разрезе «Камышанский» разрезуправления ОАО «СУЭК-Кузбасс» запущен в эксплуатацию новый высокопроизводительный электрогидравлический экскаватор Komatsu PC-3000, стоимостью 177 млн. руб. Новый экскаватор поступил на предприятие в рамках инвестиционной программы технического перевооружения разреза, направленной на увеличение объемов добычи угля до 4 млн. тонн в год. За смену Komatsu PC-3000 отгружает около 6 тысяч м<sup>3</sup> горной массы. От нового экскаватора ожидается до 600 тысяч м<sup>3</sup> вскрыши в месяц, а до конца года ожидается поступления не менее мощной техники. Все эти меры позволят существенно увеличить скорость вскрышных работ на разрезе и, тем самым, повысить производительность труда. В марте 2015 года производительность экскаватора Komatsu PC3000

на предприятии ООО «Восточно-Бейский Разрез» составила 728 000 м<sup>3</sup>. Столь высокие показатели стали мировыми рекордами производительности экскаваторов данного класса [2].

Высокие показатели производительности электрогидравлических экскаваторов являются доказательством надежности и эффективности данного оборудования, а также свидетельством высочайшего уровня подготовки машинистов и технических специалистов, обслуживающих экскаватор. Значительным положительным отличием от других экскаваторов является электрический привод, что существенно снижает затраты на дизельное топливо и повышает экологичность данного типа оборудования.

#### Библиографический список

1. Иванов О.П. Карьерные гидравлические экскаваторы НІТАСНІ [Текст]/ Горная промышленность.- М.: Гемос Лимитед, 2005.- №2.- С. 65-70.
2. Килин А.Б. «СУЭК-Хакасия»: новый этап развития [Текст]. / Уголь. - М.: М.: Редакция журнала «Уголь», 2012. - №8. - С. 22-24.

УДК 622.682

### **АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ТИПОВ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ПРИМЕНЕНИЯ НА КАРЬЕРАХ**

**Баданов А.С., Малофеев Д.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Николаев Е.Д.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье произведён анализ существующих типов крутонаклонных конвейеров на предмет наибольшей их эффективности в карьерных условиях.

Ключевые слова: крутонаклонный конвейер, технология транспортирования горной массы, виды конвейеров, открытые горные работы.

В последние годы при открытой добыче полезных ископаемых, особенно на глубоких рудных карьерах, существенное значение приобрели проблемы обновления существующих технологических видов транспорта, повышения экологической безопасности и экономической эффективности, улучшения технических параметров при транспортировании вскрышных пород и полезного ископаемого.

Применение крутонаклонных конвейеров, располагаемых под углами откосов бортов карьера, позволяет не только наиболее резко снизить плечо откатки, но и свести до минимума затраты на горно-капитальные работы.

Крутонаклонный конвейер – разновидность ленточного конвейера для перемещения грузов при углах подъёма свыше 18<sup>0</sup>. Крутонаклонный конвейер по сравнению с обычным ленточным конвейером позволяет значи-

тельно сократить длину транспортирования при одинаковой высоте подъёма и снизить объём горно-капитальных работ. Применяются крутонаклонные конвейеры в относительно небольших масштабах для транспортирования насыпных грузов по наклонным выработкам шахт, для подъёма грузов в карьерах, на обогатительных фабриках, а также входят в конструкции перегружателей, приёмных стрел роторных экскаваторов и др. [1, 2].

Вопросами создания крутонаклонных конвейеров с прижимной лентой занимались многие отечественные и зарубежные организации и ученые. Однако в настоящее время отсутствует комплексная методика обоснования и выбора их параметров. Поэтому обоснование основных параметров крутонаклонного конвейера с прижимной лентой для карьеров с большими грузопотоками является актуальной научной задачей.

По способу удержания груза на ленте можно выделить три основные группы крутонаклонных конвейеров:

1. С повышенным коэффициентом трения транспортируемого груза о грузонесущую поверхность ленты;
2. С повышенным нормальным давлением груза на ленту;
3. Со специально закреплёнными на ленте подпорными элементами для поддержания груза.

В настоящее время в мире применяются следующие виды крутонаклонных конвейеров [3]:

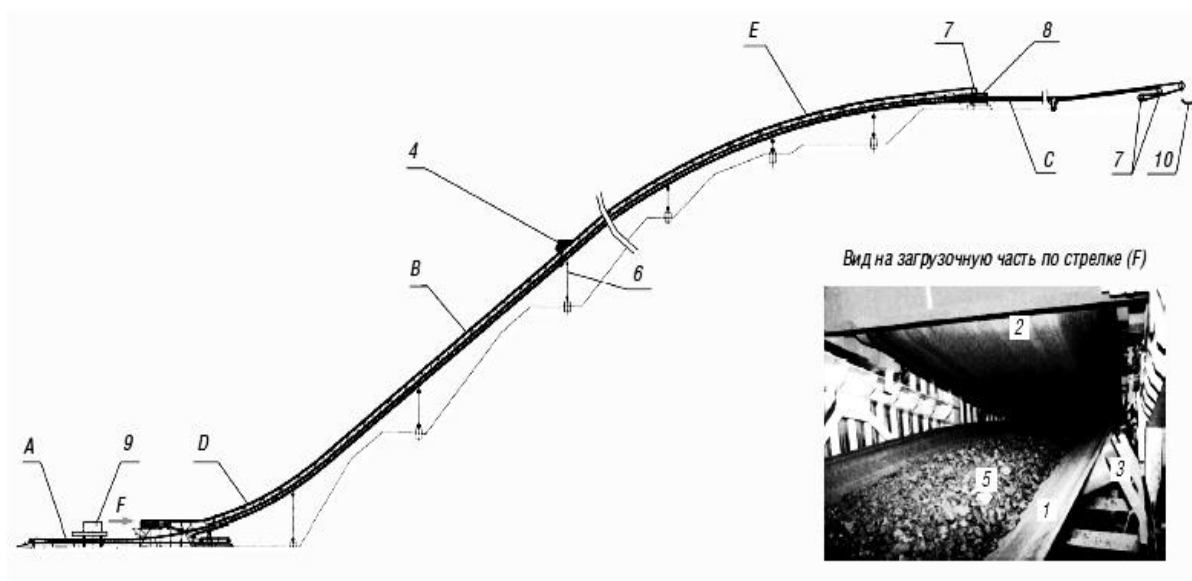
- с рифленой лентой;
- с открытой подвесной лентой;
- с закрывающейся подвесной лентой
- с подвижными роlikоопорами;
- с неподвижными роlikоопорами;
- с перегородками;
- элеваторного типа (с ковшами);
- трубчатые;
- с прижимной лентой.

Рассмотрим крутонаклонные конвейеры с рифлёными лентами, они обеспечивают транспортирование мелко- и среднекусовых грузов при углах наклона  $22-25^{\circ}$ , при этом обратная ветвь конвейера движется по обычным роlikоопорам. Недостатки крутонаклонных конвейеров этого вида: меньшая производительность (на 30-40 %) по сравнению с ленточными конвейерами с гладкой лентой; невозможность транспортирования крупнокусовых грузов; сложность очистки ленты. В крутонаклонных конвейерах с рифлёными лентами возможно использование только однобарабанного привода, что ограничивает длину конвейера в одном ставе. Повышение нормального давления груза на ленту достигается путём придания ей многороlikовыми опорами формы глубокого жёлоба, а также применением второго контура (прижимной гладкой ленты или гладкой ленты с прижимными катками).

Крутонаклонные конвейеры с прижимной лентой обеспечивают транс-



портирование мелко- и среднекусовых грузов со скоростью 3-4 м/с, производительность 1000-1500 т/ч. Недостатки крутонаклонных конвейеров этого вида: усложнение конструкции; возможность просыпания частиц груза между краями грузонесущей и прижимной лент (рисунок 1).



А – загрузочная часть; В - крутонаклонная часть; С – разгрузочная часть; D и Е – нижний и верхний переходные участки; 1-грузонесущая лента; 2 – прижимная лента; 3-роликоопоры; 4 - ремонтная тележка; 5 – груз; 6 – опорные стойки; 7 – приводные барабаны; 8 – якорная секция; 9 – загрузочное устройство; 10 – складской конвейер

Рисунок 1 – Схема крутонаклонного конвейера с прижимной лентой

Конвейеры элеваторного типа, соединенные между собой планками, на которые навешиваются специальные ковши (карманы). Последние могут навешиваться в процессе сборки конвейера, а вот сам рабочий орган целиком должен быть изготовлен в заводских условиях и иметь замкнутый контур главным образом из-за наличия ответственных стыков лент, снижающих максимально возможное тяговое усилие конвейера. Поперечные планки, которые соединяют ленты между собой, крепятся к ним болтами и в процессе работы могут вырываться из лент, повреждать их.

Конвейеры с перегородками и гофрированными бортами могут применяться для небольших установок на малые и средние высоты подъема сухих грузов с малой кусковатостью, для которых не требуется серьезная очистка ленты. При этом желательны: небольшая производительность и (или) углы наклона до 45–60°, относительно малая длина транспортирования. Создание подпора для транспортируемого груза обеспечивается специальными элементами из резины, пластмассы или металла, закрепляемыми различными способами на грузонесущей ленте [1]. Существуют следующие конструкции крутонаклонных конвейеров с перегородками:

- с лотковой лентой и закреплёнными на ней фасонными перегородками;

- с плоской лентой, поперечными перегородками и гофрированными бортами высотой до 400 мм. Обеспечивают транспортирование мелкокусковых грузов при углах наклона до 45-50°. Благодаря волнистой форме бортов обеспечивается возможность деформации ленты при огибании концевых барабанов. Порожняковая ветвь ленты опирается своими краями на дисковые ролики или поддерживается неприводным замкнутым контуром дополнительной ленты.

В настоящее время ведутся работы по совершенствованию и созданию конструкций крутонаклонных конвейеров, обеспечивающих транспортирование крупнокусковых грузов под большими углами наклона.

Сопоставление различных видов карьерного транспорта позволило сделать вывод о перспективности использования крутонаклонных конвейеров с прижимной лентой на карьерах с большими грузопотоками. Между тем, несмотря на положительный зарубежный опыт их эксплуатации в промышленных условиях, такие конвейеры в настоящее время не изготавливаются отечественными производителями.

Анализ широкого спектра отечественных и зарубежных конструкций крутонаклонных конвейеров, а также во многих случаях успешных результатов их эксплуатации в различных отраслях промышленности, свидетельствуют о повышении внимания к ним со стороны как фирм-производителей, так и предприятий-потребителей этого вида транспорта. Вместе с тем, следует отметить ограниченность областей применения отдельных типов крутонаклонных конвейеров, учитывая их возможности, параметры и экономическую эффективность.

В зарубежной практике крутонаклонные конвейеры применяются как в горных, так и в других отраслях промышленности значительно шире, чем в России. Расширение их применения в нашей стране позволит обеспечить уменьшение занимаемых предприятиями площадей и повысить эффективность различных производств, в т. ч. и за счет сокращения энергозатрат на транспортирование грузов.

#### Библиографический список

1. Картавый А.Н. Крутонаклонные ленточные конвейеры для горной промышленности [Текст].//Горное оборудование и электромеханика. 2006. № 10. С. 22–26.
2. Шешко Е.Е. Проблемы крутонаклонных ленточных конвейеров с прижимной лентой [Текст]./Горные машины: Сб. научных трудов. Отдельный выпуск ГИАБ № 8. — М.: Мир горной книги. 2008. 384 с.
3. Картавый А.Н. Сравнительная оценка крутонаклонных ленточных конвейеров [Текст].// ГИАБ №12.2009. 99с.

## СПОСОБЫ ИСКУССТВЕННОГО УКРЕПЛЕНИЯ ОТКОСОВ УСТУПОВ НА КАРЬЕРАХ

**Бурова А.О., Малофеев Д.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Николаев Е.Д.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье рассмотрены существующие способы укрепления карьерных откосов и их влияние на эффективность открытой разработки.

Ключевые слова: устойчивость бортов, упрочнение пород, открытые горные работы, укрепление методом гидроразрыва.

Увеличение масштабов открытой разработки неизбежно приводит к возрастанию глубины карьеров. При разработке глубокими карьерами даже небольшое увеличение результирующего откоса борта приводит к существенному увеличению среднего коэффициента вскрыши. Задача достижения высоких экономических результатов при разработке глубокими карьерами может быть решена посредством управления карьерными откосами. Под управлением откосами бортов карьеров можно понимать, во-первых, определение углов откосов с надежным, но не преувеличенным запасом прочности и, во-вторых, создание крупных по масштабу методов и средств искусственного полного и локального их укрепления.

При установлении углов наклона уступов и борта карьера учитывают физико-механические свойства горных пород, слагающих уступы, естественные углы падения слоёв породной толщи. Ориентировочные значения углов наклона борта карьера для различных горных пород приведены в таблице 1 [1].

Таблица 1. Ориентировочные углы наклона бортов карьера

Горные породы	Рабочий борт	Нерабочий борт
Скальные	18-25	35-45
Полускальные и связные в обычных условиях	18-20	28-35
Глинистые, трудно осушаемые	10-15	18-25

Устойчивость борта карьера оценивается аналитическими методами, базирующимися на определении сдвигающих и удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверхности скольжения [2]. При увеличении глубины карьера и интенсивности разработки возникает необходи-

мость управления устойчивостью борта карьера и откосов уступов. Эта задача решается специальными мероприятиями: искусственное укрепление неустойчивых участков борта карьера и упрочнение слагающих его горных пород. Принципы укрепления откосов основаны на перераспределении напряжений в массиве горных пород. Применяемые в этом случае средства укрепления откосов уступов: сваи, штанги, тросовые тяжи, подпорные и защитные стенки, контрфорсы и др. (таблица 2). Искусственное укрепление неустойчивых участков борта карьера обеспечивает значительный экономический эффект, позволяет увеличить экономически допустимую глубину карьеров в среднем на 35-40 метров. Упрочнение горных пород в карьерах ограничено, освоен способ цементации трещиноватых скальных пород в сочетании с механическими средствами укрепления – сваями и штангами [1].

Таблица 2 - Способы искусственного укрепления откосов уступов

Применяемые способы	Метод укрепления	Условия применения способов
1. Способы механического удержания	Железобетонные сваи (иногда с последующей цементацией массива)	Массивы со слабо развитой трещиноватостью, поверхности ослабления падают в выработанное пространство под углами 25 - 45°
	Штанги и гибкие тросовые тяжи	Крупноблоковые маловыветрелые массивы и сланцеватые породы с падением в сторону выемки под углами 25 - 55°
	Защитные подпорные и контрфорсные стенки	Сильнонарушенные массивы сложной структуры с переслаиванием пород
2. Упрочнение пород	Цементация (иногда в комбинации с железобетонными сваями), нагнетание в массив укрепляющих растворов из полимерных веществ	Гравий и крупнозернистые пески с удельным водопоглощением более 0,1 л/мин., трещиноватые скальные породы
3. Изолирующие покрытия	Горкретирование или набрызг, битумизация, изоляция с помощью полимерных смол	Породы, склонные к интенсивному поверхностному выветриванию или выщелачиванию, песчаные откосы

В БелГТАСМ (Белгородской Государственной технологической академией строительных материалов) разработан принципиально новый химический способ укрепления карьерных откосов, позволяющий повысить их

устойчивость путем формирования многослойного геокомпозита с повышенными прочностными свойствами до 5 МПа и низкой водопроницаемостью. Для снижения затрат и повышения эффективности упрочнения рыхлых пород предлагается применять направленный гидроразрыв грунта твердеющим раствором [3].

Схемы укрепления откосов с использованием направленного гидроразрыва грунта твердеющим раствором представлены на рисунке 1.

Параметры откоса находятся в прямой зависимости от удельного сцепления грунтов слагающих откос. Увеличение прочности на сдвиг в песчаных породах до 0,4 МПа, в суглинках до 0,1 МПа, а в глинах до 0,25 МПа позволит увеличить углы наклона откосов уступов на 3-5 °, существенно сократить объемы вскрышных пород на карьерах строительной индустрии и уменьшить площади, занимаемые под отвалами и карьерами.

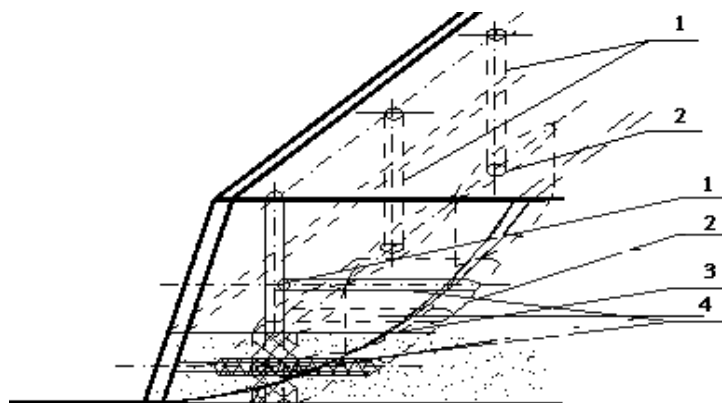


Рисунок 1 – Схема укрепления откосов в осадочных породах методом направленного гидроразрыва твердеющим раствором: 1- скважина; 2 – трещины гидроразрыва; 3 – линия скольжения; 4 – закрепленный массив.

Поскольку этот метод новый, то требуется проведение исследований по формированию концентраторов напряжений, подбору параметров нагнетания твердеющего раствора и разработке методики инженерных расчетов устойчивости откосов для различных инженерно-геологических условий.

Изобретение относится к области строительства и горного дела и может быть использовано для восстановления нарушенных уступов в период эксплуатации карьера. Техническим результатом является снижение трудоемкости и удешевление процесса восстановления нарушенных уступов. Для этого способ включает зачистку откоса уступа, бурение скважин и бетонирование свай, установку удерживающих элементов, закрепление их вплотную к откосу уступа и засыпку образовавшегося пространства вскрышными породами. Причем бурение скважин и бетонирование свай ведут вдоль нарушенного участка уступа, секции удерживающих элементов устанавливаются в готовом виде, заводя их за сваи на верхней берме, и жестко закрепляют, а после засыпки вскрышными породами планируют уступ на проектную ширину.

Недостатком данного способа является высокая трудоемкость при вос-

становлении нарушенных крутопадающих уступов в период эксплуатации карьера. Сооружение площадки для размещения станка для бурения скважин на откосной части уступа в период эксплуатации карьера требует применения специализированных технологических средств. Это приводит к большим трудностям связанным с бурением скважин, бетонированием свай и закреплением штангами к массиву непосредственно на откосной нарушенной части уступа, куда нет обычного доступа.

Несмотря на вышеприведённые недостатки данный способ можно эффективно применять для восстановления нарушенных уступов без существенной разности участка борта.

#### Библиографический список

1. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости [Текст]. – Л.: ВНИМИ, 1971. – 188 с.

2. Я.Г. Неудакина, Д.В. Малофеев. Анализ существующих инженерных методов оценки устойчивости бортов карьеров в скальных массивах [Текст] / Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения.: Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, СибГИУ. – Новокузнецк, 2012. – Вып. 16. – Ч. II. с.53-53-6.

3. Храмцов Б.А. Охрана земель на карьерах строительной индустрии Белгородской области /РФ контакт [Электронный ресурс]- Режим доступа: <http://www.rfcontact.ru/>.

УДК 622.271

## ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ НА КАРЬЕРАХ

**Горобец А.Н., Малофеев Д.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье рассмотрены проблемы технического перевооружения современных карьеров.

Ключевые слова: техническое перевооружение, комплекс глубокой разработки пород, кранлайн.

В настоящее время на карьерах России и других стран СНГ парк карьерных экскаваторов, парк карьерных самосвалов преодолел, либо находится на пределе нормативного срока службы, в связи, с чем проблема обновления парка карьерного оборудования приобретает значительную актуальность.

Проведенный анализ динамики поступления горного оборудования на

горнодобывающие предприятия России и стран СНГ, а также анализ технического состояния парков выемочного, бурового и транспортного оборудования отечественных карьеров показал, что к настоящему времени более 80% экскаваторов в горной промышленности России имеют сверхнормативный срок службы [1, 2].

В рамках решения основных задач при разработке стратегии технического переоснащения карьеров, реализуется комплекс работ, цель которого заключается в создании метода формирования структур комплексной механизации из широкого спектра предложений на рынке карьерной техники и управления ею в изменяющихся природно-технологических условиях разработка конкретного месторождения в течение рассматриваемого срока работы горного предприятия при заданных объемах производства.

В наши дни развитие горного дела невозможно без внедрения в производство новых технологий. К таким технологиям можно отнести Комплексы Глубокой Разработки Пластов (КГРП).

Глубокая разработка пластов - это эффективный, проверенный на практике и надежный метод добычи угля из горизонтальных пластов, выходящих на поверхность. Маневренный, самоходный комплекс глубокой разработки пластов Cat HW300 может работать на узких уступах шириной 18 м. Он способен легко перемещаться между рабочими точками и выгружать уголь в ограниченном пространстве. Конструкция КГРП обеспечивает быструю сборку и разборку на отдельные модули в целях транспортировки [3].

Преимущества данного метода угледобычи включают:

- высокую годовую производительность (до 1,5 млн. т в год на один комплекс);
- высокий уровень извлечения угля (60-75%);
- низкий уровень засорений, обеспечивающий высокое качество добываемого угля;
- высокий уровень безопасности ведения работ;
- невысокие эксплуатационные затраты на тонну;
- быстрая окупаемость и надежность вложений.

КГРП устанавливается на открытой площадке, которая образуется в результате извлечения вскрышных пород и угля по контуру блока, предполагаемого к разработке с использованием данной системы. Режущая головка врезается в пласт на уровне подошвы и затем, вырезая уголь, поднимается до кровли. Движение повторяются до того момента, пока глубина внедрения режущей головки не достигнет длины секции толкателя (6,1 м). Для продолжения выемки пласта погрузчик вставляет дополнительную секцию толкателя и работа возобновляется. Отбитый уголь поступает на поверхность посредством двух шнеков, расположенных в секциях стрелы и ленточного конвейера. Погрузка угля производится посредством погрузчика из штабеля возле комплекса.

Развитие открытого способа разработки месторождений полезных ис-

копаемых происходило на фоне усложняющейся горно-технологической обстановки на карьерах, характеризующейся увеличением грузопотоков горной массы при опережающих темпах углубления карьеров, и сопровождалось старением парка горного и транспортного оборудования при отсутствии у горных предприятий достаточных средств на его обновление. Технический уровень применяемого выемочно-погрузочного оборудования (мехлопат) по-прежнему предопределяет параметры технологии разработки с невысокими (как правило, до 12–15 м) уступами. Это приводит к вынужденному содержанию большого количества рабочих уступов и транспортных коммуникаций большой протяженности, что не позволяет существенно улучшить технико – экономические показатели горных предприятий. В качестве альтернативы мехлопатам, используемым на карьерах, предлагается разработанный в ИГД им. А.А. Скочинского новый тип экскаватора – кранлайн (драглайн шагающий погрузочный ДШП), сочетающий в себе преимущества традиционных шагающих драглайнов (отработка высоких уступов нижним черпанием при малом удельном давлении на грунт ходового оборудования) и одноковшовых карьерных экскаваторов (точная, безударная погрузка экскавируемой горной массы в транспортные средства) [4].

Применение кранлайнов на открытых разработках вместо мехлопат вследствие значительного увеличения высоты обрабатываемых уступов позволит реализовать их технологические и технико-экономические преимущества. В результате чего:

- увеличивается генеральный угол откоса рабочего борта карьера на 6–9 градусов и, как следствие, уменьшается размер территории, отторгаемой горными работами, а также уменьшаются объемы горно-капитальных работ;

- сокращается количество уступов и транспортных горизонтов на карьере, вследствие чего уменьшается дальность транспортирования горной массы внутри карьера в режиме движения транспорта на подъем и снижаются объемы работ по созданию и поддержанию внутрикарьерных автодорог в связи с сокращением их протяженности;

- повышается производительность экскаваторов-кранлайнов за счет снижения удельного веса рабочего времени, расходуемого на их передвижение в забое;

- уменьшается объем буровзрывных работ и расход ВВ за счет сокращения суммарной величины перебуров и увеличения расстояния между скважинами;

- повышается производительность буровых станков из-за снижения времени, затрачиваемого на переезды станка от скважины к скважине;

- улучшается качество дробления и увеличивается выход горной массы с одного погонного метра наклонно пробуренных скважин, в целом затраты на буровые и взрывные работы могут быть уменьшены на 10–15 %;

- снижаются на 20–30% затраты на энергообеспечение горных работ в связи с сокращением в 1.3 раза количества приключательных пунктов и ка-



белей, а также в связи с повышением в 1,75 раза срока их службы.

При отработке кранлайном уступов высотой 30 м будет иметь место дополнительное снижение затрат за счет уменьшения количества буровых станков и автосамосвалов, обусловленное увеличением их производительности, уменьшением количества взрывов, сокращением протяженности кабельных линий.

Наиболее перспективными потребителями кранлайнов являются угольные разрезы, характеризующиеся большим объемом вскрышных работ. Они могут успешно применяться для нарезки и отработки уступов повышенной высоты в надугольной толще вскрышных пород, а также при отработке мощных междупластий (30–40 м). Возможный объем применения новой техники и технологии составит 100–150 млн. м<sup>3</sup> горной массы в год только по угольным разрезам России.

Техническое перевооружение парка карьерной техники должно включать своевременную замену оборудования на новое, при этом необходимо, чтобы данное оборудование не только могло выполнять функции предыдущего, но и быть эффективнее. При проектировании технического перевооружения необходимо рассматривать новые инновационные подходы в технологии разработки месторождений.

#### Библиографический список

1. Анистратов К.Ю. Экономико-математическая модель функционирования предприятия технологического карьерного автотранспорта [Текст] / К.Ю. Анистратов, В.Я. Стремиллов, М.В.Тетерин // Горная Промышленность № 2, 2007. с.16–18.

2. Анистратов К.Ю. Основные тенденции развития открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых в XXI веке [Текст]/ Горная Промышленность, №6, 2011.

3. Нецветаев А.Г. Расчетные и фактические параметры технологии с применением КГРП для отработки пласта Кыргайский 63 на разрезе «Купринский» [Текст]/ А.Г. Нецветаев, А.А. Григорян, Д.И. Пружина. «Горная Промышленность» №5, 2014, с.50.

4. Трубецкой К.Н.. Модернизация выемочно-погрузочных работ при применении кранлайнов на угольных разрезах Канско-Ачинского бассейна [Текст]/ К.Н. Трубецкой, А.Н. Домбровский, М.Н. Котровский и др. // Journal of Siberian Federal University. Engineering & Technologies №4, Красноярск, 2012.

## ТЕХНОЛОГИИ БУДУЩЕГО В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

**Кашин В.И., Малофеев Д.В.**

Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье рассматриваются тенденции и проблемы развития технологии открытых горных работ.

Ключевые слова: 3D-проектирование, карьер будущего, «умные» машины на карьерах.

В настоящее время человечество в целом находится в состоянии перехода к новому качеству жизни в связи с колоссальными достижениями в области информационных технологий. Если в этом смысле, в частности, рассматривать подземные и открытые горные работы как способы разработки полезных ископаемых, то они явно переходят в новый этап своего развития, период полной автоматизации или интеллектуального освобождения. В данных условиях наиболее перспективными направлениями развития методов проектирования горных предприятий можно считать следующие.

### 1. Переход на методы объёмного проектирования.

Все основные проектные решения должны реализовываться в трёх измерениях (так называемое 3D-проектирование) (рисунок 1). В настоящее время этот процесс уже начался и интенсивно расширяется. Возможность формирования и визуальной оценки объёмных моделей проектируемых объектов позволит исключить ошибки, связанные с плоскими решениями задач, и значительно повысит надёжность проектных решений.

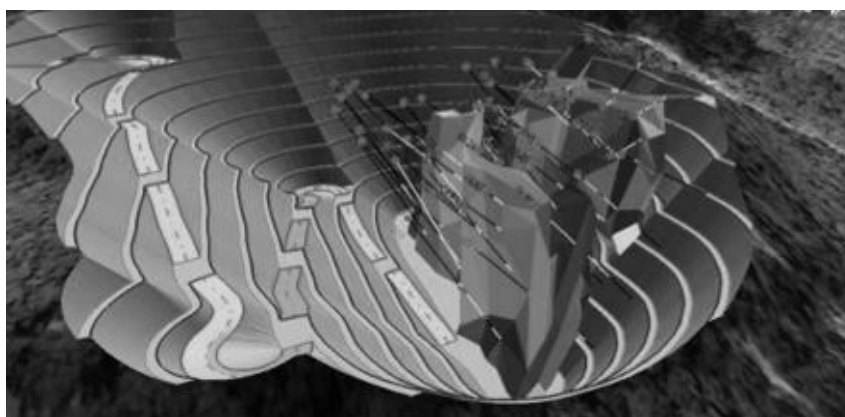


Рисунок 1 – 3D-модель карьера

2. Визуализация динамики развития горных работ в карьерном или шахтном поле. Поскольку все процессы на производстве развиваются во времени, целесообразно сопровождать их мультипликационной иллюстрацией, начиная от реализации разработанного календарного плана добычи

полезного ископаемого и выемки пустых пород, включая процессы формирования отвалов, и завершая имитационными моделями использования горного оборудования.

3. Изменения основного проектного инструментария. Вместо двух, а то и трёх мониторов на рабочих местах проектировщиков должны появиться большеразмерные планшетные компьютеры, управление которыми интуитивно понятно и более привычно для человека, чем использование компьютерных клавиатуры и мыши. Передвижка картинки, уменьшение и увеличение масштаба чертежа, переходы между разрезами и горизонтами просматриваемых шахтных и карьерных полей, перелистывание страниц удобно и легко производить пальцами.

Таким образом, в перспективе в арсенале проектировщиков должны появиться более мобильные приспособления нового поколения, для которых должны быть созданы специализированные программы. Помимо тактильного управления новыми гаджетами, несомненно, найдёт применение и разрабатываемое сейчас голосовое управление компьютерами.

4. Обновление практически всей нормативной и методической проектной документации. Юридически действующие в настоящее время нормы и правила имеют весьма «преклонный» возраст: нормы расчёта устойчивости бортов и отвалов рудных карьеров, нормы технологического проектирования карьеров, большинство остальных норм также принято во второй половине прошлого столетия.

5. Разработка норм технологического проектирования горных предприятий нового поколения. Реализация проектов с частично или полностью автономным технологическим оборудованием неизбежно потребует новых нормирующих документов.

Допустим, разрабатываемые системы управления горнодобывающим предприятием, основанные на открытой платформе, предполагая простоту разработки и внедрения приложений для мобильной среды, а также интеграцию с другими широко используемыми системами. Это позволит диспетчерам, работающим в шахтах/карьерах, видеть всю информацию о деятельности на одном экране и управлять горнодобывающим процессом эффективно с высокой производительностью в соответствии с планом. Дальнейшие решения развития данных технологий будут, содействовать в определении целей и указании действий для достижения наилучших результатов по добыче. Таких как: определять лучшие траектории движения, распределение транспорта, погрузочной техники и контролировать все виды деятельности на горном предприятии в режиме реального времени с визуализацией удобной для инженерного персонала горных предприятий.

Таким образом, карьеры нового поколения, представят собой технологические комплексы, в которых машинами заменены не только физические усилия человека, но и в значительной степени интеллектуальные. За счёт широкого использования компьютерной техники многократно увеличится

возможность человека по проектированию, планированию горных работ и управлению горным производством [1].

Горное производство, являющееся материальной базой всех наукоёмких технологий, также будет прогрессировать соответственно общим достижениям техники и технологии. Более того, руководствуясь стимулами современного общества, потребностями в обеспечении человечества минерально-сырьевыми ресурсами, с более низкими затратами на их добывание, вызовут большой прогресс в создании полезных изобретений.

Эволюции человечества характеризуется потенциалам к созданию технических возможностей полного перехода на безлюдное производство в большинстве отраслей народного хозяйства, например, в травмоопасной и трудоёмкой горной промышленности. Если в предыдущий период развития общества человеческая мысль всегда опережала технические возможности цивилизации, и для ускорения прогресса приходилось дожидаться появления новых видов техники, то сейчас наблюдается обратная картина. Для производства имеются все технические возможности перейти на новый уровень – безлюдные технологии [2].

Повышение эффективности работы горного оборудования за счёт широкого использования достижений информационных технологий в конструкции самой техники будет достигаться путём создания так называемых «умных» машин, управляемых специальными компьютерными программами. В частности, применение спутниковых навигационных систем актуально и целесообразно для позиционирования горного оборудования, диспетчеризации рудничного и карьерного транспорта, определения объёмов выемки горной массы, контроля устойчивости естественных и техногенных откосов, обеспечения контроля производства, надёжной связи, в том числе сквозь массивы горных пород, и ряда других целей. Забегая вперёд, можно предвидеть работу операторов горных и транспортных машин не только в офисе, но и дома, без лишних затрат времени на поездки на работу и обратно при условии обеспечения надёжных каналов связи [3].

Постоянно ускоряющееся развитие информационных технологий привело к реальной возможности в кратчайшие сроки создать промышленные производства принципиально нового уровня или даже нового поколения. Характер труда конкретного человека на промышленных предприятиях нового поколения должен стать исключительно творческим, поскольку принятие всех рутинных формализуемых управленческих решений уже сейчас можно делегировать компьютерам: от планирования долгосрочного развития предприятия до оперативного управления собственно технологическими машинами. Таким образом, вслед за освобождением человека от физического труда наступает период его интеллектуального освобождения, для творческого труда, то есть для решения стратегических неформализуемых и нетрадиционных задач по поиску оптимальных путей освоения месторождений.

В области проектирования и модернизации горных предприятий

крайне необходима срочная разработка новых методик и методов, базирующихся на самых перспективных научных разработках. В настоящее время те компании, которые сумеют раньше других наладить серийное производство наукоёмкой продукции, в частности, – автономно управляющейся техники, завоюют и соответствующий рынок. Особенно это касается дорогостоящего горного оборудования, «умные» машины, без сомнения, победят.

#### Библиографический список

1. Решетняк С.П. Основные проблемы проектирования карьеров нового поколения [Текст] // Актуальные проблемы горных наук. Записки Горного института. СПб, том 197, 2012. - с. 154–158.
2. Решетняк С.П. Дистанционно управляемое и автономное горное оборудование [Текст] / Горная техника 2012. Каталог-справочник, выпуск № 2 (10). СПб, Славутич, 2012. - с. 46–50.
3. Мачулов В.Н. Системы управления горнотранспортных комплексов [Текст] / «Горная Промышленность» №6 (112) / 2013. - с. 88–92.

УДК 622.271

## **АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПРОИЗВОДСТВА КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

**Шарков Н.А., Малофеев Д.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Николаев Е.Д.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье произведён анализ существующих технологий контурного взрывания.

Ключевые слова: контурное взрывание, заряды для контурного взрывания, гирляндные заряды.

Контурное взрывание – способ производства взрывных работ, при котором достигается максимальное приближение фактического профиля выработок и выемок к проектному, при сохранности сплошности массива горных пород. Применяется в горном деле при проведении выработок, а также в гидротехническом и транспортном строительстве при сооружении тоннелей, камер и выемок в скальных породах.

Различают предварительное и одновременное контурное взрывание. При предварительном контурном взрывании вначале взрывают заряды взрывчатых веществ в оконтуривающих шпурах (или скважинах), а затем в определенной последовательности (в зависимости от схемы взрывания) основные, расположенные по всему сечению выработки. При одновременном контурном взрывании оконтуривающие заряды смонтированы в одну взрывную сеть с основными

ми зарядами, однако разделяет их определенная ступень замедления, которая и позволяет получить предварительный контур выработки.

В зависимости от горнотехнических условий, для контурного взрывания применяют заряды различной конструкции.

Применение внеконтурных зарядов сплошной конструкции с придонными компенсаторами. В пределах проектного профиля борта карьера производится выемка породы с оставлением нетронутого приконтурного слоя. Затем приконтурный слой обуривают скважинами, концы которых выходят за пределы проектного контура борта карьера. В глубинную часть скважин, находящуюся за проектным контуром, помещают в виде ампул закрепляющий состав (бетон, смола), а в оставшуюся часть скважин помещают заряды ВВ сплошной конструкции, которые затем взрывают. В результате взрыва зарядов борт оконтуривается в соответствии с проектом, а приконтурный слой оказывается скрепленным закрепляющим составом.

Применение оконтуривающих малоплотных зарядов сплошной конструкции. Бризантность ВВ зависит от его плотности. Введение в состав взрывчатого вещества добавок разуплотнителей снижает их плотность и следовательно, снижает бризантность ВВ. В качестве добавок разуплотнителей могут применяться древесные опилки или вспененный полистирол. Применение малоплотных ВВ для контурных зарядов позволяет, не меняя ВВ, применяемого на основных взрывных работах, и технологию заряджания, снизить экономические затраты, улучшить качество оконтуривания выработок за счет того, что заряды с низкой бризантностью оказывают более изолированный эффект на необходимую область.

Практика применения малоплотных зарядов показывает, что смеси с 30%-ным содержанием пенополистирола производят больше положительной работы, чем чистые ВВ. Простота конструкции заряда позволяет применять средства механизации работ по заряджанию. Однако область применения данного метода ограничивается составом применяемого ВВ.

*Рассредоточенные заряды.* Данные заряды получили распространение при контурном взрывании, как на открытых, так и подземных горных работах благодаря пониженному бризантному действию на стенки шпура (скважины) по сравнению со сплошными зарядами одного типа ВВ. Формируют заряды как из патронированного, так и россыпного ВВ. Физический смысл явлений, происходящих при взрыве рассредоточенного заряда, состоит в том, что при рассредоточении заряда осуществляется снижение начального пикового давления ударной волны и равномерное перераспределение энергии ВВ по всей длине скважины или шпура, в результате чего увеличивается полезное использование энергии взрыва. Таким образом, рассредоточение заряда позволяет не только перераспределить заряд по длине контурного шпура или скважины, но и уменьшить бризантное действие отдельного заряда и, следовательно, уменьшить воздействие взрыва на законтурный массив. При этом, как показывают расчеты, заряды с воздушными промежутками со-

вершают полезной работы в 1,5 раза больше, чем сплошные заряды, за счет снижения потерь энергии взрыва на переизмельчение породы в ближней к заряду зоне.

*Заряды с кольцевым зазором.* Заряды с кольцевым зазором (воздушным или из инертного заполнителя) обладают пониженным бризантным действием на стенки шпура или скважины благодаря снижению ударной нагрузки и пикового давления продуктов детонации за счет кольцевого зазора. Последний частично гасит ударную волну и увеличивает поршневое действие продуктов взрыва, чем способствует уменьшению зоны смятия. Заряды с кольцевым зазором создаются с использованием шлангового ВВ. Диаметр шланга меньше, чем скважины. Особую трудность представляет центрирование шлангового заряда в скважине, что и ограничивает область применения данного метода.

*Гирляндные заряды.* Горным институтом Кольского филиала АН СССР были испытаны гирляндные заряды контурного взрывания, представляющие собой полиэтиленовые шланги диаметром 24 мм, заполненные аммонитом № 6ЖВ или ПЖВ-20 и имеющие пережимы по длине шланга через 650 мм. Длина пережима составляет 30 мм. Для надежного инициирования вдоль заряда пропускается детонирующий шнур. Гирляндные заряды получили наибольшее распространение в связи с относительной простотой конструкции и надежностью.

*Трубчатые контурные заряды.* Трубчатые контурные заряды представляют собой сплошные колонковые заряды с осевой цилиндрической продольной полостью. Исследования взрывных свойств трубчатых зарядов показали, что скорость их детонации выше, чем у сплошного заряда, на 30%, дробление обеспечивается в сторону обнаженной поверхности, в то же время трещинообразования в сторону массива не наблюдалось. При взрывании трубчатых зарядов из гранулита 79/21, длина которых изменялась от 10 до 30 м при внешнем диаметре 85 и 105 мм и диаметре полостей соответственно 30 и 40 мм, не отмечено ни одного случая затухания детонации. Однако область применения данного метода ограничивается высокой стоимостью трубчатых зарядов.

*Заряды направленно-ослабленной бризантности.* К зарядам направленно-ослабленной бризантности относят заряды, при взрыве которых проявляется в требуемом направлении ослабленное бризантное действие. Достигается указанный эффект за счет специальных демпфирующих прокладок, устройством воздушных зазоров различной формы и другими средствами. Таким образом, бризантность заряда совпадает с бризантностью применяемого взрывчатого вещества во всех направлениях за исключением того направления, в сторону которого между взрывчатым веществом и стенкой шпура установлен демпфирующий элемент (прокладка или воздушный зазор), который ослабляет как действие в требуемом направлении ударной волны, так и продуктов детонации. Однако основной недостаток данного ме-

тогда – сложность конструкции.

На основании всего вышесказанного можно сделать вывод, что наиболее распространенным является метод гирляндных зарядов, так как данный вид зарядов обладает сравнительной простотой конструкции и надежностью в работе (рисунок 1).

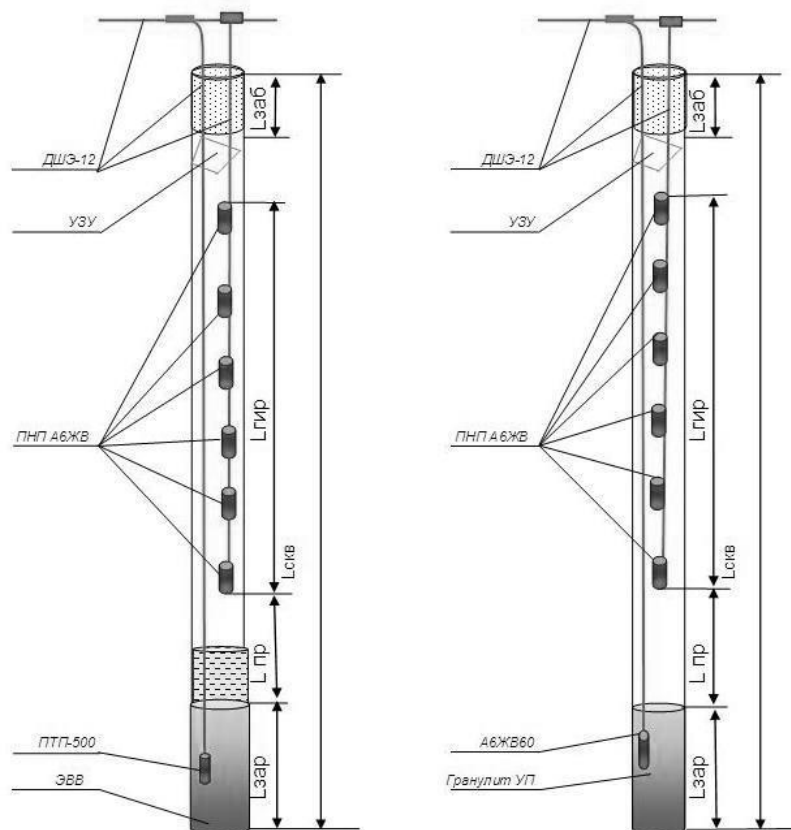


Рисунок 1 – Конструкция заряда в обводненных и сухих скважинах при производстве контурного взрывания

Гирляндные заряды применяются при производстве взрывных работ для получения заданных контуров выемки без значительного нарушения сплошности массива пород за пределами проектного профиля и находят применение в горнодобывающей промышленности и строительстве. Технический результат – повышение эффективности контурного взрывания за счет упрощения способа формирования контурного заряда, расширения ассортимента ВВ, снижения стоимости. Гирлянду формируют от дна скважины в едином полимерном рукаве в виде цилиндрических элементов взрывчатых веществ одинаковой высоты и диаметра, образованных путем пережима рукава и отстоящих друг от друга на определенном расстоянии, или же гирлянда формируется последовательным соединением патронов ВВ. Иницирование осуществляют детонирующим шнуром, закрепленным одним концом на нижнем торце последнего цилиндрического элемента в донной части заряда ВВ, проходящим вдоль колонки заряда в виде чередующихся линей-



ных участков между цилиндрическими элементами ВВ и узлов обвязки каждого цилиндрического элемента ВВ по диаметру.

Эффективность контурного взрывания при применении гирлянды достигается за счет отличительных признаков конструкции контурного заряда:

- простота формирования контурного заряда из цилиндрических элементов позволяет изготавливать заряды нестандартных размеров на местах ведения взрывных работ из имеющихся на карьере ВВ, что расширяет возможности проектирования буровзрывных работ;

- простота формирования контурного заряда на местах ведения взрывных работ и простота монтажа взрывной сети позволяет снизить стоимость буровзрывных работ;

- использование контурных зарядов, изготовленных в едином полимерном рукаве, расширяет диапазон применяемых ВВ, снижает стоимость ведения взрывных работ за счет использования дешевых аммиачноселитренных ВВ.

#### Библиографический список

1. Горная энциклопедия.

Режим доступа: <http://www.mining-enc.ru/k/konturnoe-vzryvanie/> - Загл. с экрана.

2. Студопедия. Ваша школопедия.

Режим доступа: [http://studopedia.ru/11\\_37975\\_lektsiya--effektivnie-sposobi-konturnogo-vzrivaniya.html](http://studopedia.ru/11_37975_lektsiya--effektivnie-sposobi-konturnogo-vzrivaniya.html). - Загл. с экрана.

3. Электронный поиск патентов.

Режим доступа: <http://www.findpatent.ru/patent/230/2304755.html>. - Загл. с экрана.

УДК 622.235; 622.831

## ПРОЯВЛЕНИЕ СЕЙСМИЧЕСКИХ КОЛЕБАНИЙ В ЭПИЦЕНТРЕ ПОДЗЕМНОГО МАССОВОГО ВЗРЫВА

Семина А.А.

Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Машуков И.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: semin-a-ip@ya.ru*

В работе рассмотрена регистрация сейсмических колебаний земной поверхности специалистами при проведении массового взрыва. Для выполнения замеров применялась переносная сейсмостанция, которая включает: сейсмоприемники СМ – ЗКВ, коммутатор, АЦП (аналого – цифровой преобразователь) и персональный компьютер. Регистрация основана на записи аналоговых электрических сигналов сейсмоприемников на персональный компьютер. На основании полученных результатов, отмечается, колебания

земной поверхности в результате проведения массового взрыва имеют высокие значения на земной поверхности.

Ключевые слова: сейсмические колебания земной поверхности, массовый взрыв, сейсмостанция, сейсмограмма.

Для разрушения горных пород и полезного ископаемого используется буровзрывной способ, являющийся наиболее эффективным в сравнении с другими способами разрушения. Взрывное дробление пород и полезного ископаемого осуществляется проведением массовых взрывов скважинных зарядов. Количество взрывчатых веществ на массовый взрыв изменяется в пределах от 40 до 200 – 300 тонн и более. Такое количество взрывчатых веществ приводит к негативным проявлениям, основным из которых является сейсмическое воздействие на близлежащие объекты. Данное проявление требует постоянного мониторинга.

Из анализа литературы следует, что хотя проблема изучается давно, но актуальности своей не потеряла и на сегодняшний день, т.к. различные научные исследования, как правило, проводились для отдельно взятых месторождений и регионов. Данные, полученные различными исследователями, в большинстве случаев справедливы для конкретных условий, в которых проводились экспериментальные работы, поэтому для условий месторождений в Кузбассе, требуется проведение комплекса исследований с целью изучения сейсмического воздействия промышленных взрывов на здания и сооружения.

Научные основы сеймики промышленных взрывов разработаны в 30 – 40-х годах акад. М. А. Садовским.

Данной проблеме посвящены труды многих известных ученых: Н.В. Мельников, В.А. Белин, А.А. Маловичко, Б.Н. Кутузов, Я.И. Цейтлин, В.Ф. Богацкий и др.

М.А. Садовский в своей работе приводит инженерные методы прогноза сейсмической опасности взрыва, позволяющие установить уровень интенсивности сейсмических колебаний, возбуждаемых промышленными взрывами цилиндрических зарядов (скважин). Расчет безопасных расстояний по сейсмическому воздействию производится с помощью видоизменённой формулы М.А. Садовского, на основе эмпирических коэффициентов, учитывающих свойства грунта в основании сооружения, тип сооружения и условия проведения взрывания [1,2].

В работах Цейтлина Я.И. приводятся результаты исследований сейсмического эффекта промышленных взрывов, так же излагается методика, позволяющая провести расчет сейсмобезопасной массы заряда и безопасного расстояния в различных условиях производства взрывных работ [5].

Проанализировав негативные явления, сопровождающие взрывные работы, В.Ф. Богацкий, приводит критерии и методики для определения опасных зон по сейсмическим проявлениям ударной воздушной волны и разлету кусков породы. В.Ф. Богатский сформулировал рекомендации, выполнение

которых позволяет исключить или уменьшить ущерб на здания, сооружения, горные выработки и оборудование, находящееся в малом удалении от взрыва.

В.А. Белин в своих работах предлагает технические решения для снижения сейсмического воздействия на объекты, здания и сооружения, при производстве массовых взрывов.

В работах Кутузова Б.Н. представлены результаты сравнительной оценки воздействия взрыва скважинных зарядов при использовании системы неэлектрического инициирования электродетонаторов с электронным замедлением. На основании полученных результатов установлено, что сейсмическое воздействие взрыва существенно снижается при использовании электродетонаторов с электронным замедлением.

Ученые ОАО «НЦ«ВостНИИ» в своих работах освещают методику и примеры расчета безопасных расстояний по сейсмическому воздействию массовых взрывов на охраняемые объекты. Приведены причины завышения величины безопасных расстояний при использовании неэлектрической системы инициирования при «поскважинной» схеме взрывания, а так же показана методика расчета безопасных расстояний по сейсмическому воздействию с учетом схемы взрывания скважинных зарядов [2].

В настоящее время специалистами ФГБОУ ВПО «СибГИУ» совместно с ОАО «НЦ «ВостНИИ» была выполнена регистрация сейсмических колебаний земной поверхности на Горно-Шорском филиале ООО «Евразруда» при проведении массового взрыва. Взрыв произведен 12.06.2015, по блоку №8-2 расположенному на этаже (+180) ÷ (+250).

Для выполнения замеров применялась переносная сейсмостанция, которая включает: сейсмоприемники СМ – 3КВ, коммутатор, АЦП (аналого – цифровой преобразователь) и персональный компьютер (рисунок 1).

Методика регистрации и обработки разработана в институте динамики геосфер РАН.

Регистрация основана на записи аналоговых электрических сигналов сейсмоприемников на персональный компьютер. Для получения сигналов применяются сейсмоприемники горизонтального и вертикального направления СМ-3КВ.

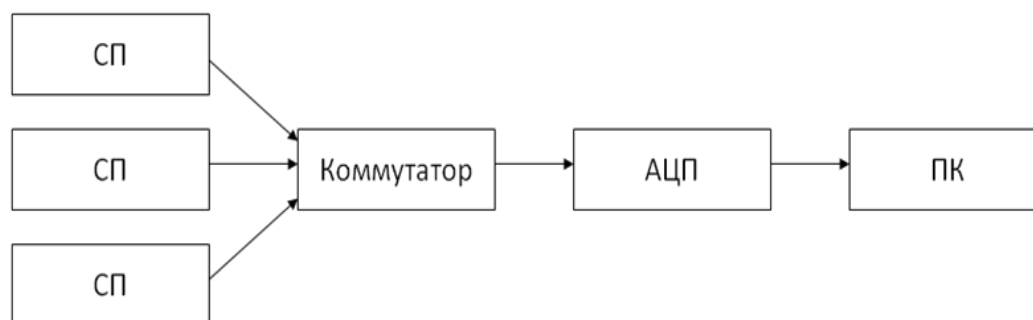


Рисунок 1 - Блок-схема переносной сейсмостанции регистрации сейсмических колебаний

Регистрация сигналов осуществляется программой «L – graf», а обработка программой «Сейсмоанализ».

Масса взрывчатых веществ на отработку блока № 8-2 составила 49 тонн. Были применены пучки сближенных скважин диаметром 105 мм Заряды инициировались неэлектрической системой ИСКРА – Ш, в качестве патронируемого взрывчатого вещества применялся аммонит – 6ЖВ. Иницирующий импульс в волноводы передавался с помощью детонирующего шнура, который инициировался с помощью электродетонатора.

Высота блока составляет 70 метров.

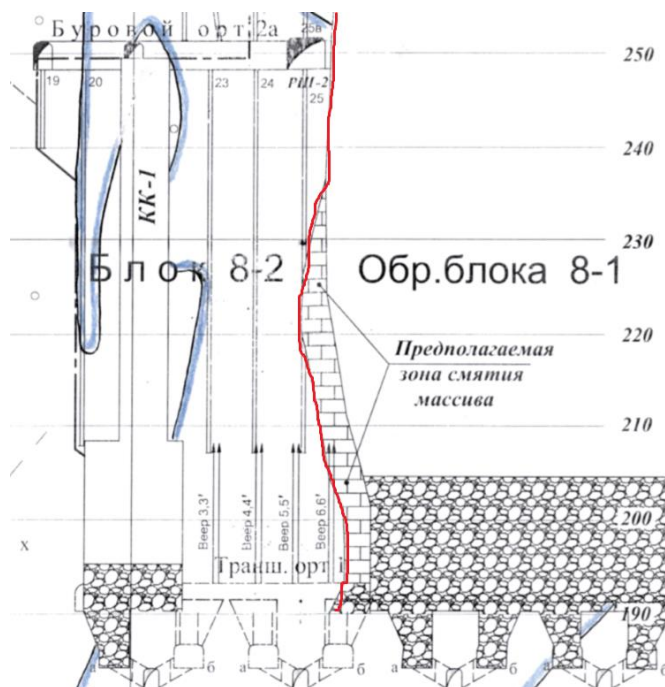


Рисунок 2 – Блок 8-2 (разрез 13'П)



Рисунок 3 – План горизонта

Регистрация сейсмических колебаний проводилась в двух точках. Расстояние от массового взрыва до точки «А» составило 350 метров, в точке В -800 метров. На рисунке 4 представлены сейсмограммы колебаний земной поверхности в точке «А».

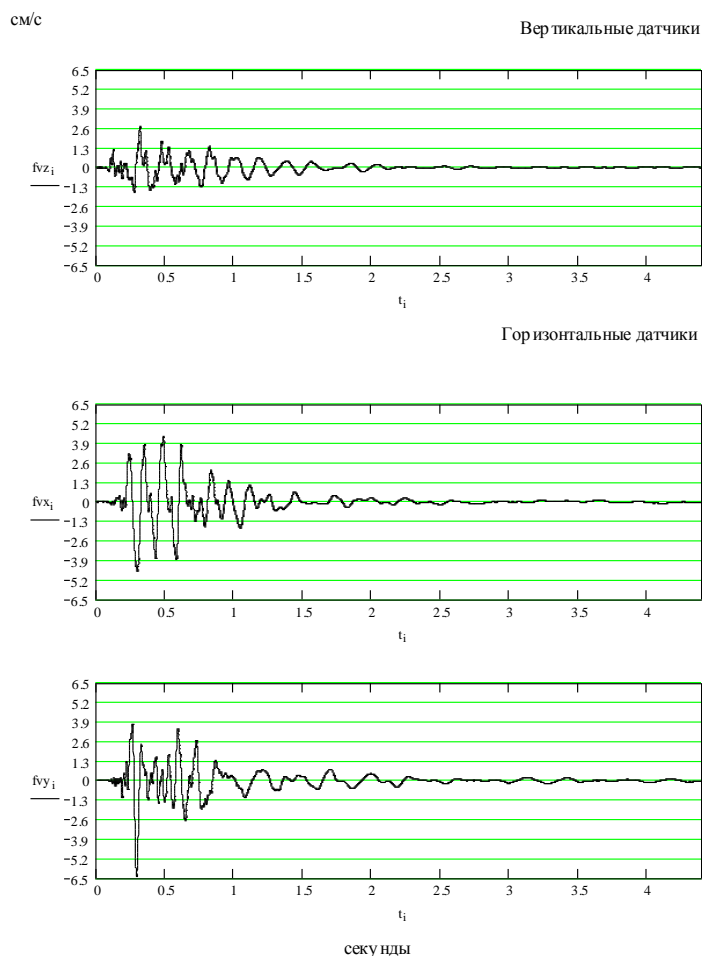


Рисунок 4 – Сейсмограмма колебаний земной поверхности в точке «А»

Первая сейсмограмма зарегистрирована вертикальным датчиком. Максимальное значение колебаний составило 2,7 см/с. Длительность вертикальных колебаний составляет 2 секунды, из которых основной импульс с максимальным значением скорости, имеет длительность равную 1 секунде.

Вторая сейсмограмма зарегистрирована горизонтальным датчиком, ориентированным в юго-восточном направлении. Сейсмодатчик был установлен перпендикулярно направлению массового взрыва. Максимальное значение колебаний составило 4,5 см/с. Длительность колебаний в юго-восточном направлении составляет 2 секунды. Импульс с максимальным значением скорости колебаний земной поверхности в данном направлении имеет длительность равную 0,75 секунды.

Третья сейсмограмма зарегистрирована горизонтальным датчиком, расположенном в северо-восточном направлении. Сейсмодатчик был установлен в направлении массового взрыва. На данной сейсмограмме зарегистрировано максимальное значение скорости сейсмических колебаний, рав-

ное 6,5 см/с. Длительность колебаний составляет 1,75 секунды, максимальный импульс имеет длительность равную 0,75 секунде. Сейсмограммы колебаний земной поверхности в точке «В» представлены на рисунке 5.

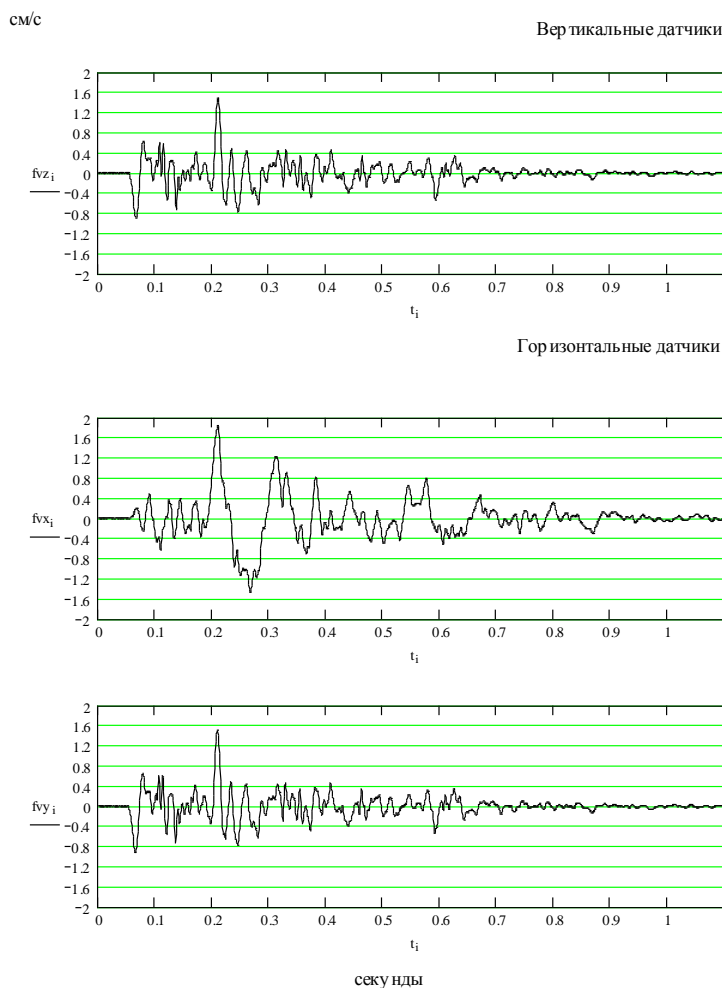


Рисунок 5 – Сейсмограмма колебаний земной поверхности в точке «В»

Первая сейсмограмма зарегистрирована вертикальным датчиком. Максимальное значение колебаний составило 1,5 см/с. Длительность вертикальных колебаний составляет 0,8 секунды, из которых основной импульс с максимальным значением скорости, имеет длительность равную 0,35 секунде.

Вторая сейсмограмма зарегистрирована горизонтальным датчиком, ориентированным в юго-восточном направлении. Сейсмотатчик был установлен в направлении массового взрыва. На данной сейсмограмме зарегистрировано максимальное значение скорости сейсмических колебаний, равное 1,9 см/с. Длительность колебаний составляет 0,8 секунды, максимальный импульс имеет длительность равную 0,4 секунды.

Третья сейсмограмма зарегистрирована горизонтальным датчиком расположенном в северо-восточном направлении. Сейсмотатчик был установлен перпендикулярно направлению массового взрыва. Максимальное значение колебаний составило 1,5 см/с. Длительность колебаний в данном направлении составляет 0,8 секунд, из которых основной импульс с максимальным значением скорости имеет длительность равную 0,5 секунды.

Максимальные величины вертикальных и горизонтальных скоростей сейсмических колебаний приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Величина максимальной скорости сейсмических колебаний

Дата регистрации, (масса ВВ, кг)	Пункт регистрации (расстояние, м)	Максимальная скорость сейсмоколебаний, см/с	Направление колебаний
12.06.2015 г. (49000 кг)	Эпицентр (точка «А»)	2,7	Вертикальные
		4,5	Горизонтальные, перпендикулярные направлению массового взрыва
		6,5	Горизонтальные, в направлении массового взрыва
	Рудоуправление (точка «В»)	1,5	Вертикальные
		1,9	Горизонтальные, в направлении массового взрыва
		1,5	Горизонтальные, перпендикулярно направлению массового взрыва

На основании полученных результатов, следует отметить что, колебания земной поверхности в результате проведения массового взрыва имеют высокие значения на земной поверхности.

Для продолжения работы следует решить следующие задачи:

1. По результатам проведенного исследования необходимо разработать мероприятия по снижению сейсмического воздействия на охраняемые объекты.
2. Проводить постоянный мониторинг сейсмических колебаний от массовых взрывов
3. Выявить закономерности влияния параметров БВР на уровень сейсмических колебаний.

#### Библиографический список

1. Садовский М.А. Оценка сейсмически опасных зон при взрывах // В кн. М.А.Садовский. Избранные труды: Геофизика и физика взрыва. - М.: Наука, 2004. С. 93-102.
2. Доманов В.П., Машуков И.В. Мониторинг сейсмического воздействия на охраняемые объекты при производстве массовых взрывов на разрезах Кузбасса /Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности, 2013. – 60 – 64.

3. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. – М.: Изд. «Горная книга», 2007. – 471 с.

4. Правила безопасности при взрывных работах Приказ Ростехнадзора от 16.12.2013 N 605 "Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности "Правила безопасности при взрывных работах" (Зарегистрировано в Минюсте России 01.04.2014 N 31796).

5. Цейтлин Я.И., Смолий Н.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов. М., Недра, 1981, 192 с.

6. Богацкий В.Ф., Фридман А.Г. - Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного действия промышленных взрывов. Изд. Недра, 1982.

7. Анисимов В. Н., Белин В. А., Брагин П. А. – Сейсмозащитные мероприятия при проведении крупномасштабных массовых взрывов вблизи охраняемых объектов на железнорудных карьерах кма// ГИАБ. 2007. №3.

УДК 622.83:004.42

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕТОДОВ ЛИНЕЙНОГО ПРОГРАММИРОВАНИЯ ПРИ ОБОСНОВАНИИ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ**

**Макарова Н.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Домрачев А.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: makarova.natalia95@mail.ru*

В данной статье рассматривается обоснование экономической целесообразности комбинированной подземной технологии и расчет оптимальных параметров очистных работ в коротких забоях. Для реализации решения задачи были использованы возможности табличных процессоров – Open Office Calc и MS Excel.

Ключевые слова: комбинированная подземная разработка, короткие забои, линейное программирование, потери угля.

Технически обоснованным вариантом комбинированной подземной разработки пластовых месторождений является ведение очистных работ в длинных и коротких забоях в рамках шахтного поля или его части (крыле, горизонте, панели). Короткие забои могут применяться при создании пионерных участков, доработки запасов на действующих горизонтах при переносе работ на нижележащие в процессе реконструкции, а также при обработке нарушенных участков и участков неправильной формы. Серьезной проблемой на пути реализации комбинированной подземной технологии является обоснование экономической целесообразности ее использования и расчет оптимальных параметров работ в коротких забоях. Исходя из выше-



изложенного, была сформулирована целевая функция задачи линейного программирования (1) минимизирующая издержки очистных работ и система ограничений (2), исключающая недопоставку угля потребителям (т.е. снижение добычи ниже установленного минимума  $A_{o.з}$ , т/сут) и превышение объемов добычи угля над сложившимися возможностями проветривания.

$$A_{кз}C_{кз} + A_{кмз}C_{кмз} \rightarrow \min, \quad (1)$$

$$A_{кз} + A_{кмз} \geq A_{o.з}, \quad (2)$$

$$\Theta_{кз}A_{кз} + \Theta_{кмз}A_{кмз} \leq 1440Q_{o.з}$$

где  $A_{o.з}$  – минимальная допустимая добыча из очистных забоев, т/сут;

$C_{кз}$  – себестоимость угля в коротком забое, руб/т;

$C_{кмз}$  – себестоимость угля в длинном забое, руб/т;

$\Theta_{кз}$  – расход воздуха на 1т добычи в коротких забоях, м<sup>3</sup>/т;

$\Theta_{кмз}$  – расход воздуха на 1т добычи в длинных забоях, м<sup>3</sup>/т;

$Q_{o.з}$  – максимальная подача воздуха в очистные забой, м<sup>3</sup>.

Необходимое количество воздуха на 1т добычи может быть определено исходя из относительной газообильности участка  $q$ , м<sup>3</sup>/т

$$\Theta_i = \frac{100qk_{н.г}}{(C - C_o)}, \quad (3)$$

где  $q$  – относительная газообильность пласта, м<sup>3</sup>/т;

$k_{н.г}$  – коэффициент неравности газовыделения;

$C$  – допустима концентрация метана на исходящей струе очистного участка, %;

$C_o$  – допустима концентрация метана на входящей струе очистного участка, %.

Для реализации решения задачи были использованы возможности табличных процессоров – Open Office Calc (рисунок 1) и MS Excel (рисунок 2).

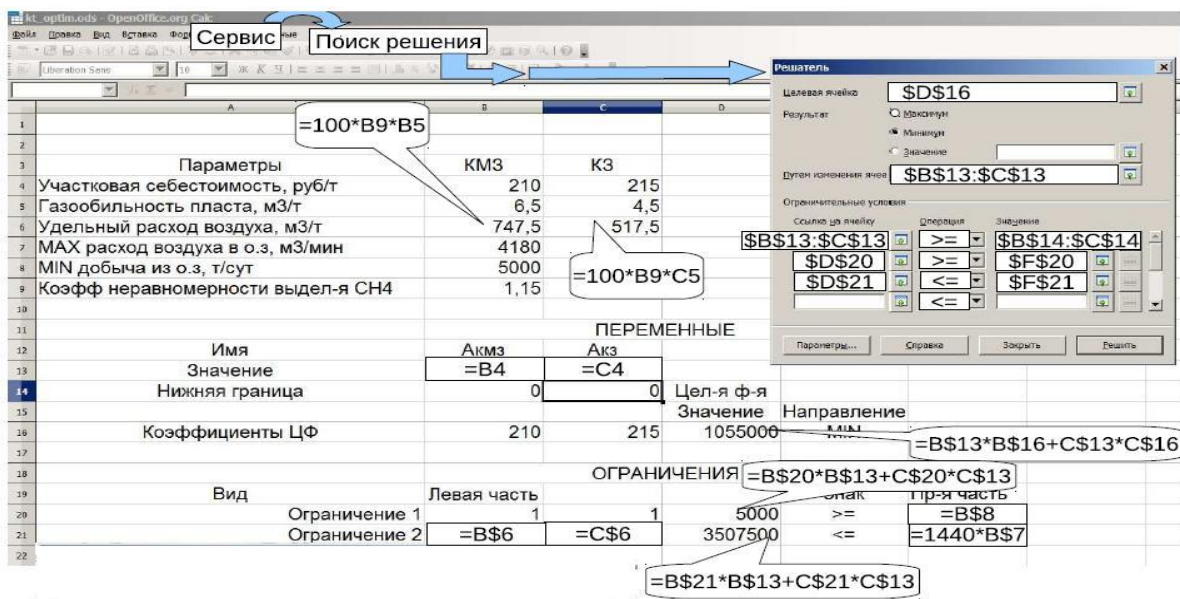


Рисунок 1 – Реализация задачи с использованием Open Office Calc

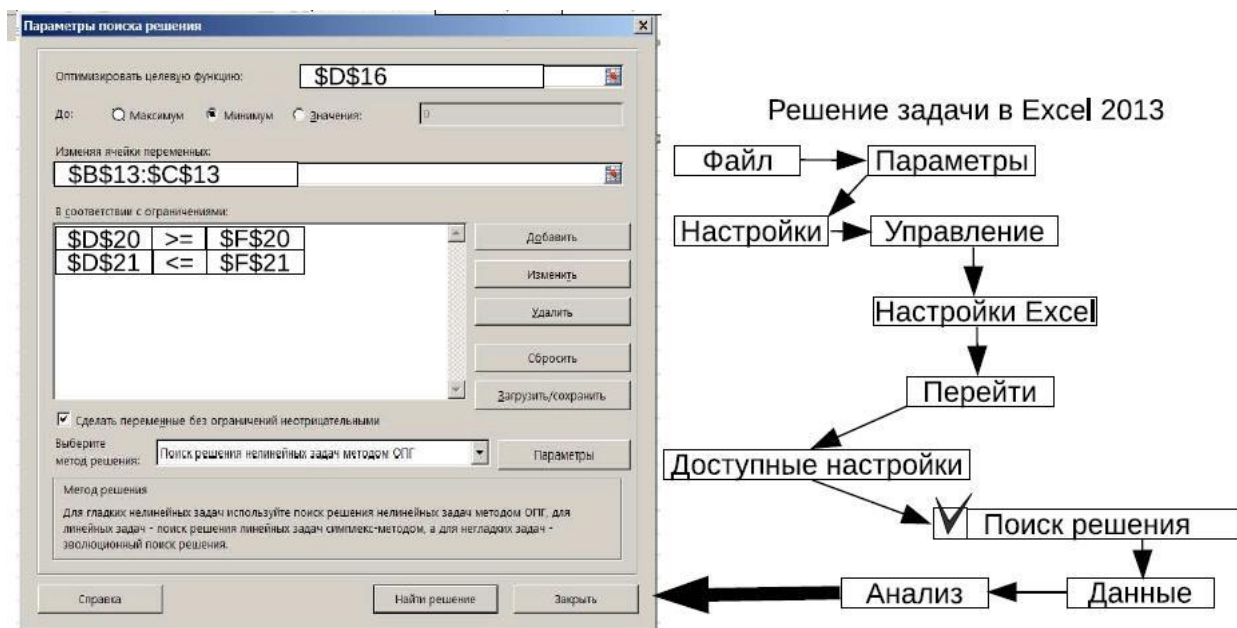


Рисунок 2 – Реализация задачи с использованием MS Excel

Использование описанного выше подхода позволяет оценить экономически эффективный (оптимальный) уровень добычи в коротких забоях при реализации комбинированной подземной отработки пластовых месторождений. Установлено, что для экономически оправданной компенсации потерь добычи в длинных комплексно-механизированных забоях при переходе разрывных нарушений себестоимость угля в коротких забоях не должна превышать аналогичный показатель для длинных комплексно-механизированных забоев более чем на 10 %.

#### Библиографический список

1. Лунгу К. Н. Линейное программирование. Руководство к решению задач. - М.: ФИЗМАТЛИТ, 2005. -128 с.
2. Домрачев А.Н., Криволапов В.Г. Выбор и обоснование параметров комбинированной технологии при различных способах развития шахтного фонда. – Новокузнецк, 2011. – 209 с.
3. Домрачев А.Н., Доносов Е.П. Оценка эффективности использования пионерных участков на основе систем разработки с короткими забоями. Научно-технические аспекты разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк: СибГИУ, 2011. - С. 106-108.

## **К ВОПРОСУ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ В УСЛОВИЯХ ШАХТ КУЗБАССА**

**Блохина Ю.А., Макарова Н.А., Никитина А.М.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: Nik.am\_78@mail.ru*

Рассмотрена проблема аварийности и травматизма на угольных шахтах из-за самовозгорания угля. Проведен анализ причин возникновения эндогенных пожаров. Приведены мероприятия по снижению эндогенной пожароопасности.

Ключевые слова: самовозгорание углей, эндогенные пожары, подземное горение.

При разработке угольных месторождений самовозгорание углей происходит наиболее часто. Аварии этого вида наносят материальный и социальный ущерб угольным предприятиям, так как часто сопровождаются неблагоприятными последствиями. Поэтому предотвращение самовозгорания угля имеет большое значение для создания безопасных условий труда шахтеров.

Возникновение эндогенных пожаров при отработке пластов угля, склонных к самовозгоранию, обусловлено количеством и структурой эксплуатационных потерь, наличием утечек воздуха и продолжительностью взаимодействия разрыхленных потерь угля с воздухом. В связи с этим, существующие мероприятия по предотвращению самовозгорания угля в основном направлены на сокращение окисления угля.

Не смотря на применяемые способы профилактики, в угольных шахтах до настоящего времени продолжают происходить самовозгорание угля. Особенно актуальна эта проблема для шахт Кузбасса, на долю которых приходится более 70 % пожаров и 80 % взрывов, регистрируемых в шахтах России [1, 2].

В процессе добычи угля потери его в недрах зачастую достигают 45 %. Вследствие этого в выработанном пространстве шахт и рудников остается большое количество горючего материала, создающего угрозу возникновения эндогенного пожара от самовозгорания углей.

Известно, что подземное горение при определенных условиях может распространяться в глубину угольного пласта, охватывать значительную его площадь и продолжаться тысячелетиями. Угол падения (угол наклона) пласта в отдельных угольных бассейнах считают главным фактором опасности самовозгорания углей. Наиболее пожароопасными являются пласты, у которых мощность составляет более 3,5м и по углу падения более 50°; мало пожароопасные пласты - мощность менее 2 м и угол падения менее 25°.

Приведем наиболее распространенные мероприятия по снижению эндогенной пожароопасности пластов угля:

1. количество воздуха, поступающего на выемочный участок, не должно превышать расчетное значение более чем на 20% на пластах, склонных к самовозгоранию;

2. обработка водными растворами (суспензиями) антипирогенов целлюлозы угля в зонах повышенной эндогенной пожароопасности, скоплений угля у монтажных и демонтажных камер и в зонах геологических нарушений;

3. установка в местах повышенной пожароопасности (пересечения выработок, купола, вывалы в бортах и т.д.) датчиков для контроля температуры в закрепном пространстве;

4. установка на исходящей струе воздуха из выемочного участка датчика "СДУО-01" для контроля концентрации окиси углерода; при комбинированной схеме проветривания датчик контроля окиси углерода устанавливается в 15-20 м от смесительной камеры по ходу движения вентиляционной струи;

5. тщательная изоляция выработанного пространства лав путем возведения в штреках и сбоях между штреками взрывоустойчивых изолирующих перемычек из специального материала «Текбленд», «Барьер» и др;

6. изоляция отработанных выемочных участков и демонтаж (монтаж) механизированных комплексов в сроки, не превышающие инкубационный период самовозгорания углей пластов.

Противопожарная защита шахты должна исключать возможность возникновения пожара, а в случае его возникновения обеспечить эффективную локализацию и тушение пожара в начальной стадии при нейтрализации воздействия на людей опасных факторов.

#### Библиографический список.

1. Инструкция по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров в шахтах Кузбасса [Текст]/ФГУП РосНИИГД и др. – Кемерово: Б.И., 2007.

2. Предупреждение и тушение эндогенных пожаров на ОАО «Шахта имени В.И. Ленина» [Текст] / Д.М. Борзых, А.М. Никитина, С.В. Риб // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых. Под общей редакцией. М.В. Темлянцева. СибГИУ - 2015. С. 26-28.

## **АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ**

**Горбунова А.Р.**

**Научный руководитель: канд. биол. наук Семина И.С.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В работе рассмотрены вопросы рекультивации нарушенных земель. Отмечено, что рекультивация нарушенных земель является актуальной проблемой и требует индивидуального подхода к каждому техногенному объекту. Для выполнения научно-исследовательской работы сформулированы задачи исследования.

Ключевые слова: рекультивация, плодородный слой почвы, потенциально плодородных породы, лесная рекультивация.

В настоящее время освоение природных ресурсов осуществляется интенсивными темпами, которые приводят к изъятию из пользования значительных площадей плодородных земель и нарушению экологической обстановки. Особое место в этом отношении занимает угольная промышленность, которая особо развита в Кемеровской области, ведь Кузбасс является одним из самых развитых промышленных регионов в Сибири. В настоящее время в области добычу полезных ископаемых ведут более 100 горнодобывающих предприятий. Исходя, из этого можно предположить, что освоенная территория, на которой введется добыча угля, будет увеличиваться, и соответственно, будет происходить усиление преобразование природной среды и возникновение различных негативных последствий в районах разработки месторождений. Кроме того, следует отметить, что всевозрастающие, современные темпы добычи угля, приводящие к увеличению площади нарушенных территорий, и наиболее значительные изменения при разработке угольных месторождений происходят именно с земельным фондом. Почвенный плодородный покров при открытой разработке уничтожается полностью, формируется новый рельеф, изменяется гидрологический режим рек, сокращается растительный и животный мир, взамен остаются только безжизненные горы отвалов, появляются новые ландшафты с коренным изменением свойств и режимов, возрастает техногенная нагрузка на окружающую среду. Почвенному плодородному слою, нарушенной таким способом, требуется защита, ведь под воздействием человеческой цивилизации полностью нарушается естественная экосистема, и поэтому восстановление нарушенных земель является важной государственной задачей. Основными типами нарушенных земель в Кузбассе являются: карьерные выемки и сопутствующие им внутренние и внешние породные отвалы, формирующиеся при открытой

добыче угля; поверхности с преобладанием провальных форм рельефа, отвалы, возникающие при подземно-шахтной добыче угля; отвалы и хвостохранилища отходов обогащения угля. [2]. Площадь нарушенных земель в регионе по некоторым данным превышает более 100 тыс. га. Следовательно, для улучшения общей экологической ситуации в нашем регионе необходимо проведение комплекса рекультивационных работ, направленных на восстановление разрушенных экосистем. Рекультивация нарушенных земель суммируется из комплекса горно-технических, эколого-биологических мероприятий, имеющих целью создание и ускоренное формирование на площадях, испытавших техногенное воздействие и освобождаемых после промышленных разработок, искусственных ландшафтов с продуктивным (почвенно-растительным) покровом [3]. Для восстановления нарушенных территорий в Кузбассе используют несколько технологий рекультивации, которые в основном направлены, с одной стороны, на формирование определенного типа растительного покрова на нарушенных землях и, с другой стороны, на создание благоприятного корнеобитаемого слоя из плодородного слоя пород (ПСП) и потенциально плодородных пород (ППП), то есть создаются искусственные почвоподобные образования и конструкции – техноземы с высокой почвенно-экологической эффективностью. Это позволяет в последующее время вернуть их в хозяйственное пользование и использовать рекультивированные территории для хозяйственных нужд. Ранее проведенные исследования техногенных ландшафтов в горно-таежной зоне Кузбасса позволили установить, что основными лимитирующими факторами для развития растительности и почвенного покрова являются неблагоприятные физические и водно-физические свойства субстрата отвалов, которые, не способствуют эффективному использованию атмосферных осадков, что приводит к формированию жесткого гидротермического режима на отвалах, сложенных в основном каменистыми породами [4]. Следует отметить, что в настоящее время в разных угледобывающих районах Кузбасса отдается предпочтение лесной рекультивации. Данная технология не требует отсыпки ПСП (плодородного слоя почвы). Во многих случаях лесная рекультивация проводится без создания благоприятного корнеобитаемого слоя. Эффективность такой рекультивации невысока, а использование смеси ПСП и ППП (потенциально плодородной породы) для создания благоприятного корнеобитаемого слоя позволяет значительно увеличить эффективность практически любого направления рекультивации и значительно снизить затраты [1]. В Кузбассе для улучшения качества рекультивационных работ необходимо подобрать тот комплекс технологий рекультивации, который в первую очередь направлен на создание условий для восстановления почвенного покрова. В ходе многолетнего опыта выполнения рекультивационных работ на территориях в Кузбассе, нарушенных техногенным способом был подобран ассортимент древесных и кустарниковых культур для высадки на отвалах в зависимости

от рельефа, состава пород и лесорастительной зоны. Это посадки различных древесных или кустарниковых культур. Наибольшие объемы таких рекультивационных работ в последние годы удалось провести на закрывающихся угольных предприятиях, но при этом их качество остается на низком уровне и это не позволяет вернуть нарушенные земли в хозяйственный оборот и восстановить плодородие почв.

В большинстве случаев посадки кустарниковых и древесных культур проводятся непосредственно на субстратах, состоящих в основном из обломков вскрышных и вмещающих пород, поэтому почвенно-экологическая эффективность таких восстановительных работ часто оказывается не на низком уровне и незначительно отличается от естественного зарастания отвалов. Выбор направлений рекультивации должен способствовать наиболее рациональному использованию природно-климатических, горно-геологических условий с учетом физико-механических свойств пород, перспективе развития района разработок и технологий отвалообразования и обеспечить быстрое оздоровление экосистемы. При проведении рекультивационных работ следует по-настоящему учитывать комплексность проблемы рекультивации, поскольку, восстанавливая только один компонент экосистемы – растительность, невозможно существенно улучшить экологическую ситуацию на нарушенных территориях. Для изменения экологической ситуации в промышленных регионах необходимо переходить к практике проведения коренной рекультивации с созданием почвоподобных субстратов, способных надежно и долговременно поддерживать естественное восстановление нарушенных экосистем [1]. Таким образом, рекультивация нарушенных земель является актуальной проблемой и требует индивидуального подхода к каждому техногенному объекту. Для выполнения научно-исследовательской работы по данной проблеме требуется постановка следующих задач: оценить ресурсы (литогенные, климатогенные и биогенные) рекультивации и горно-геологические условия в районе разработки месторождений полезных ископаемых ОАО УК «Кузбассразрезуголь» Краснобродского угольного разреза; исследовать минералогический состав, физические и агрохимические свойства литогенных ресурсов рекультивации с целью выявления лимитирующих факторов препятствующих восстановлению фитоценоза и почвенного покрова; оценить экологическое состояние разновозрастных техногенных ландшафтов; разработать технологические рекомендации с целью ускоренного восстановления техногенных ландшафтов в условиях ОАО УК «Кузбассразрезуголь» Краснобродского угольного разреза.

#### Библиографический список

1. В.А. Андроханов. Мониторинг почвенного покрова и рациональное использование земельных ресурсов в районах угледобычи// журнал Вестник.- 2014.-№1.-С.126-130.

2. В.А. Андроханов. Эффективность основных технологий рекультивации в Кузбассе Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2012.

3. Л.П. Баранник. Эколого-биологические основы лесной рекультивации техногенных земель Кузбасса.-Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1992.

4. Семина И.С., Беланов И.П., Шипилова А.М., Андроханов В.А. Природно-техногенные комплексы Кузбасса: свойства и режимы функционирования. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2013.

УДК 622.33:656.013

## **РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ СИСТЕМЫ ПРИЕМКИ, ПОГРУЗКИ И ОТПРАВКИ УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ ПОТРЕБИТЕЛЯМ**

**Куликова Е.Н., Никитина А.М., Риб С.В., Борzych Д.М.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: Nik.am\_78@mail.ru*

Проведен анализ грузооборота транспортировки угля до погрузочных пунктов. Разработаны рекомендации по совершенствованию системы приемки, погрузки и отправки угольной продукции потребителям.

Ключевые слова: горнотранспортная техника, разрез, погрузочные комплексы, грузооборот.

«Кузбассразрезуголь» – крупнейшая в России компания по добыче высококачественного угля. Добыча угля составляет четвертую часть всего объема, получаемого в Кузнецком бассейне.

К 2016 году компания планирует выйти на годовой уровень объема добычи в 60 миллионов тонн угля. Запасы каменного угля на балансе компании составляют 2 миллиарда 300 млн тонн. Этих запасов хватит как минимум еще на 50 лет работы компании.

Одним из филиалов угольной компании ОАО «УКузбассразрезуголь» является «Талдинский угольный разрез».

В настоящее время в состав филиала «Талдинский угольный разрез» входят 3 поля – Талдинское, Таежное, Ерунаковское.

Предприятие расположено в пределах одноименного месторождения в центральной части Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса (рисунок 1). Среднегодовой объем добычи на разрезе составляет - более 12 млн тонн. Предприятие поставляет на рынок уголь марок ОКП, ОКІ, ДГ, Д, Г. В настоящее время на разрезе действуют 3 обогатительные установки с крутонаклонными сепараторами (КНС) по 1-ой на каждом поле.

Парк горнотранспортной техники предприятия представлен гидравлическими экскаваторами, драглайнами отечественных и зарубежных производителей от проверенных временем ЭКГ-5А с емкостью ковша от 5



кубометров до современных Р&Н- 4100 с емкостью ковша 56 кубометров. Сегодня на угольных просторах разреза работает современные автосамосвалы БелАЗ и Komatsu грузоподъемностью от 40 до 320 тонн, бульдозеры (фирмы CAT, Dressta, Komatsu).

В 2011 году филиал получил корректировку проекта разработки Таежного поля, которая предусматривает увеличение его мощности до 8,5 млн тонн угля в год к 2019 году. Кроме того, разрез ведет разработку проекта по увеличению производственной мощности Талдинского поля до 14 млн.тонн в год.



Рисунок 1 - Обзорная карта Ерунаковского угольного района Кузбасса

С целью сокращения расстояния транспортировки вскрышных пород на участке "Восточный" предусматривалась циклично-поточная технология (ЦПТ). При этом на рабочей зоне горных работ, от вскрышного забоя до дробильно-погрузочного пункта, расположенного на борту участка, транспортировка пород вскрыши осуществлялась автомобильным транспортом, а далее до отвала – конвейерным транспортом [1].

Уголь транспортируется на погрузочные комплексы железнодорожных промышленных станций "Погрузочная - 1" и "Талдинская".

Грузооборот на расчетный год по направлениям транспортирования приводится в таблице 1.

Таблица 1 – Грузооборот на 2015г

Расчетные годы	Направления транспорта	Грузооборот по участкам								
		Центральный-91			Восточный-86			Восточный-73		
		годовой,	суточный	сменный,	годовой,	суточный	сменный,	годовой,	суточный	сменный,
	тыс.т	т	т	тыс.т	т	т	тыс.т	т	т	
2015	Всего	3000	8450	3098	4000	11268	4132	500	1408	516
	в том числе:									
	ст. Погрузочная	-	-	-	4000	11268	4132	-	-	-
	ст. Талдинская	3000	8450	3098	-	-	-	500	1408	516

На перевозках угля принято использование автосамосвалов-углевозов БелАЗ-75128 грузоподъемностью 110 т и емкостью кузова 110 м<sup>3</sup> (с “шапкой”), эксплуатируемых в настоящее время на разрезе. Потребность в автосамосвалах по участкам на расчетный год приведена в таблице 2.

Таблица 2 – Потребность в автосамосвалах

Расчетный год	Наименование участков	Количество автосамосвалов, шт.	
		рабочий парк	списочный парк
2015	Центральный-91	6,0	10
	Восточный-86	6,5	10
	Восточный-73	1,3	2
	Всего по разрезу	13,8	22

На Ерунаковском поле добытый уголь транспортируется на угольный склад погрузочного пункта автосамосвалами углевозами БелАЗ-7555D (г/п 55 т) и KOMATSU-HD758 (г/п 91т). Дальность транспортировки угля автотранспортом от склада КНС до приемной площадки погрузочного пункта составляет 19км.

Таким образом, из анализа грузооборота транспортировки угля до погрузочных пунктов следует, что увеличение грузоподъемности автосамосвала, приведет к увеличению грузооборота.

Рекомендуется по все трем полям Талдинского угольного разреза пересмотреть парк автосамосвалов по перевозке угля до складов отгрузки в железнодорожные вагоны, что приведет к увеличению грузооборота угля. Например БелАЗ-75131, грузоподъемностью 130-136 тонн.

На Ерунаковском поле рекомендуется перейти на бесковшовую погрузку угля в железнодорожные вагоны. Сейчас погрузка углей с

открытых складов в железнодорожные вагоны производится экскаваторами ЭКГ-5, однако этот способ характеризовался медленной загрузкой угля, увеличению простоев вагонов, а также выходом из строя большого количества вагонов из-за повреждений их корпуса. В связи с этим, рекомендуется рассмотреть строительство погрузочно-сортировочного и дробильно-сортировочных комплексов, предназначенных для получения рядового и сортового угля и погрузки его непосредственно в железнодорожные вагоны.

В целях совершенствования системы приемки, погрузки и отправки угольной продукции потребителю на основе анализа технических схем угольных разрезов, предлагаются следующие мероприятия:

- увеличить грузоподъемности автосамосвалов по перевозке угля до складов отгрузки в железнодорожные вагоны;
- перейти на бесковшовую погрузку угля в железнодорожные вагоны на Ерунаковском поле.

#### Библиографический список.

1. Склады промышленных предприятий: справочник / под общ. ред. О.Б. Маликова. - Л.: Машиностроение, 1989. – 672 с.: ил.

УДК 622.833

## **ПУЧЕНИЕ ПОРОД ПОЧВЫ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

**Басов В.В., Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: vadimbasov@yahoo.com*

В статье исследовано влияние выработанного пространства на характер проявления деформаций пород почвы в виде пучения. Представлена актуальность вопроса пучения в выработках. Описаны наблюдения и шахтные измерения высоты выработки в промежуточном штреке на экспериментальном участке с учетом скорости подвигания очистного забоя. В зоне влияния очистных работ по мере отхода лавы от наблюдаемого участка величина пучения постепенно увеличивается.

Учёт физической сущности пучения и всех горнотехнических факторов позволят разработать на этой основе конкретные меры борьбы.

Ключевые слова: пучение пород почвы, горное давление, поддержание выработок, шахтные наблюдения и замеры, горная выработка.

Устойчивое состояние подземных горных выработок является важным аспектом в вопросе безопасной разработки угольных пластов. Для достижения высоких показателей работы угольных шахт необходимо, как показыва-

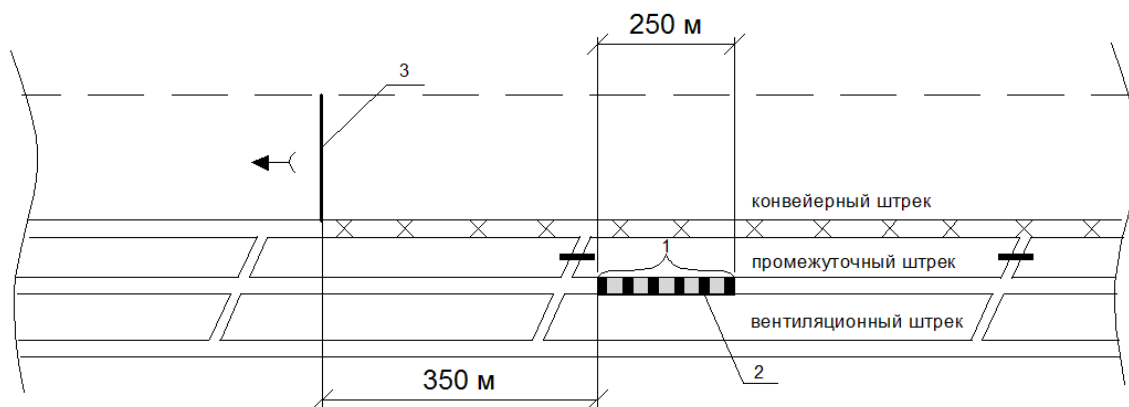
ет производственный опыт, предъявлять серьезные требования к поддержанию и охране горных выработок. Глубина ведения горных работ с каждым годом увеличивается, что приводит к возникновению проблем с горным давлением в шахтах. Существенно меняются варианты столбовых систем разработки угольных пластов. Наиболее распространенным способом охраны подготовительных выработок являются угольные целики.

В результате воздействия очистных работ часто обнаруживается значительное уменьшения поперечного сечения выработок, что снижает уровень безопасности труда рабочих. Часто это происходит по причине пучения пород почвы. Горной практикой доказано, что ширина угольных целиков значительно влияет на пучение. При увеличении ширины целика интенсивность пучения снижается. В основном пучение происходит в выработках, в почве которых залегают породы с разными свойствами [1,2,3].

Исследование влияния выработанного пространства лавы на интенсивность проявления пучения является важной практической задачей.

На одной из угольных шахт Ерунаковского геолого-экономического района применяется многострековая подготовка угольных пластов. Отрабатываемый выемочный столб оконтурен снизу тремя штреками (конвейерным, промежуточным и вентиляционным для нижележащей лавы). Лавы продвинулась на 800 м от монтажной камеры. Позади лавы на расстоянии 350 м в промежуточном штреке, испытывающем влияние очистных работ, было выявлено пучение пород почвы. В ходе визуального наблюдения установлено, что породы почвы в промежуточном штреке поднимались неравномерно. Почва растрескана.

Учитывая развитие горных работ был заложен экспериментальный участок в промежуточном штреке. Экспериментальный участок представляет собой ряд замерных пунктов (6 пунктов). Длина участка составила 250 м, расстояние между замерными пунктами – 50 м (рисунок 1).



1 – экспериментальный участок в промежуточном штреке; 2 – замерные пункты; 3 – положение очистного забоя на момент начала наблюдений

Рисунок 1 - Схема расположения замерных пунктов относительно очистного забоя

Производство наблюдений и инструментальных измерений осуществлялось с учетом скорости подвигания очистного забоя (около 10 м/сут). Выполнялись замеры вертикальной конвергенции кровли и почвы. Первоначальная высота выработки составляла 3,2 м. Было сделано 3 измерения с периодичностью 16 и 8 суток. Направление обхода замерных станций всегда было одинаковое. Начальный отсчет на замерных пунктах и расстояние от очистного забоя представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Высота промежуточного штрека на участке замерных пунктов

Замерные пункты	Начальный отсчет (высота выработки), мм	Расстояние от замерных пунктов до очистного забоя в плане, м
ЗП220	2850	350
ЗП225	2600	400
ЗП230	2550	450
ЗП235	2500	500
ЗП240	2250	550
ЗП245	2050	600

На основании проведенных замеров установлено, что фактическая высота выработки изменялась от 2850 мм до 2050 мм, а наибольшая величина пучения наблюдается в первые 16 суток после начала наблюдений, величина которого достигает 25% от высоты выработки за весь период наблюдений.

Следует отметить, что пучение в промежуточном штреке в зоне влияния лавы по мере её отхода не имеет затухающего характера на экспериментальном участке. Напротив, наблюдаются повышения интенсивности, которая приводит к развивающимся деформациям.

По результатам шахтных исследований построены зависимости, приведенные на рисунке 2.

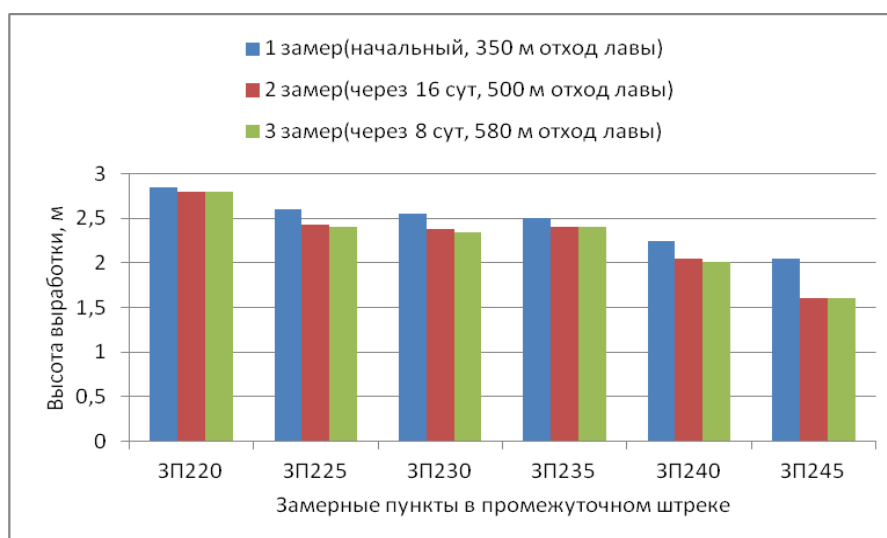


Рисунок 2 - Изменение высоты выработки в зависимости от положения лавы

Анализируя результаты выполненных визуальных наблюдений и инструментальных измерений необходимо отметить следующее.

1. Величина пучения в промежуточном штреке на протяжении от замерного пункта ЗП220 до замерного пункта ЗП245 возрастает, максимум наблюдается в конце экспериментального участка на расстоянии от забоя 830 м.

2. В подготовительных выработках, находящихся в зоне влияния очистных работ по мере отхода лавы от наблюдаемого участка величина пучения постепенно увеличивается, что создаёт дополнительные сложности при поддержании выработок в эксплуатационном состоянии.

3. Для восстановления выработки (доведения размеров выработки до первоначальных) требуется производить поддир пород почвы.

4. Результаты шахтных измерений являются представительным исходным материалом для выполнения технологических решений по повышению устойчивости подготовительных выработок, охраняемых угольными целиками.

5. Установленные зависимости пучения от различного рода факторов позволят вовремя применить комплекс мероприятий (замкнутые крепи, упрочнение пород почвы (анкерование, химическое упрочнение, цементация), разгрузка массива).

6. Эффективным подходом к вопросу пучения пород является учёт физической сущности протекающих явлений и всех горнотехнических факторов и разработка на этой основе конкретных мер борьбы.

#### Библиографический список

1. Кузьмин С.В. Факторы и классификационные признаки, определяющие пучение / С.В. Кузьмин, И.А. Сальвассер // Вестник Кузбасского государственного технического университета. Кемерово – 2014. – № 3. – С. 43-44.

2. Хомякова А.А., Риб С.В., Никитина А.М. Исследование влияния убывающего целика на напряженно-деформированное состояние пород почвы горной выработки/Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. -Новокузнецк, 2014. -С. 5-8.

3. Басов В.В. Исследование влияния структуры и прочности пород почвы на параметры пучения в выработках / В.В. Басов, С.В. Риб // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19. – Ч. II. Технические науки. – С.20-23.

## **ВЛИЯНИЕ УГЛА НАКЛОНА КРАЙНИХ АНКЕРОВ В КРОВЛЕ ВЫРАБОТКИ НА РАСПРЕДЕЛЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ**

**Басов В.В., Риб С.В., Никитина А.М., Борзых Д.М.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: vadimbasov@yahoo.com*

В статье исследовано влияние угла наклона крайних анкеров на состояние горных пород в кровле протяжённой горной выработки с использованием метода конечных элементов. Проведён ряд вычислительных экспериментов. Выявлены особенности влияния углов наклона крайних анкеров на распределение напряжений в окрестности горной выработки.

Ключевые слова: анкерное крепление, напряженно-деформированное состояние, горная выработка, крайние анкера, метод конечных элементов, моделирование.

Благодаря высокой эффективности и расширенной номенклатуры анкерная крепь нашла широкое применение в подземной угледобыче. Накоплен огромный опыт использования сталеполимерных анкеров в угольных шахтах.

Очевидные преимущества этой крепи по сравнению с другими включают: меньший размер выработки в проходке; предотвращение любых заметных деформаций быстрой установкой анкеров после обнажения кровли и боков; улучшение параметров проветривания; обеспечение крепления к кровле балок монорельсовых дорог и др.

В настоящее время применяемая инструкция по расчёту анкерной крепи для угольных шахт России [1] не всегда обеспечивает верный выбор параметров анкерного крепления. Часто наблюдаются случаи расслоения и обрушения кровли выработок. Это приводит к аварийным ситуациям.

Геомеханическая оценка напряженного состояния армированного анкерами массива горных пород вокруг подготовительных выработок постоянно требует развития.

В этой связи исследование состояния породного массива вокруг подготовительных выработок с анкерным креплением при различных схемах установки анкеров является актуальным.

Одним из эффективных подходов по совершенствованию способов крепления и поддержания подготовительных выработок анкерами в различных горно-геологических условиях и горнотехнических обстановках является численное моделирование с учётом данных натурных исследований [2,3].

Исследовалось влияние угла наклона крайних анкеров на состояние горных пород в кровле протяжённой горной выработки с использованием

метода конечных элементов [4].

Расчетная схема моделирования приведена на рисунке 1. Рассматривается горная выработка шириной 5,4 м и высотой 3,5 м. В кровле выработки установлены шесть сталеполимерных анкеров (1-6) длиной 2,5 м.

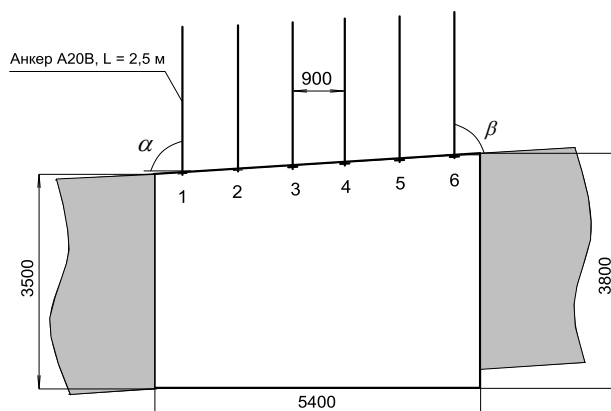


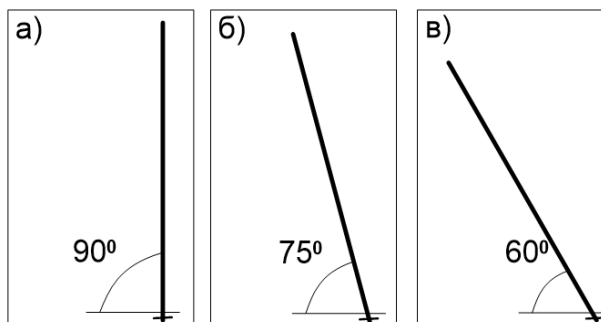
Рисунок 1 – Расчетная схема исследования влияния угла наклона крайних анкеров на распределение напряжений массива горных пород

Горная выработка проведена по пласту угля мощностью 3,5 м, угол залегания пласта 3 град, коэффициент крепости по шкале

проф. М.М. Протодьяконова 1,2. Основная кровля пласта представлена чередованием прослоев песчаника и средне-, мелко- и тонкозернистого и алевролита (суммарная мощность 25 метров). Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова основной кровли равен 8. В непосредственной кровле сразу над пластом залегают прослои углистых пород и аргиллита общей мощностью 0,5 - 2,0 м с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова - 2. Почва пласта представлена прослоем аргиллита или углистого аргиллита мощностью 0,3 м с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова - 3.

Выполнен ряд вычислительных экспериментов по определению основных закономерностей влияния углов наклона крайних анкеров ( $\alpha$ ,  $\beta$ ) на распределение напряжений в заанкерованном массиве в окрестности горной выработки.

Углы наклона крайних анкеров составляли 90, 75 и 60 градусов (рисунок 2, на примере левого анкера).

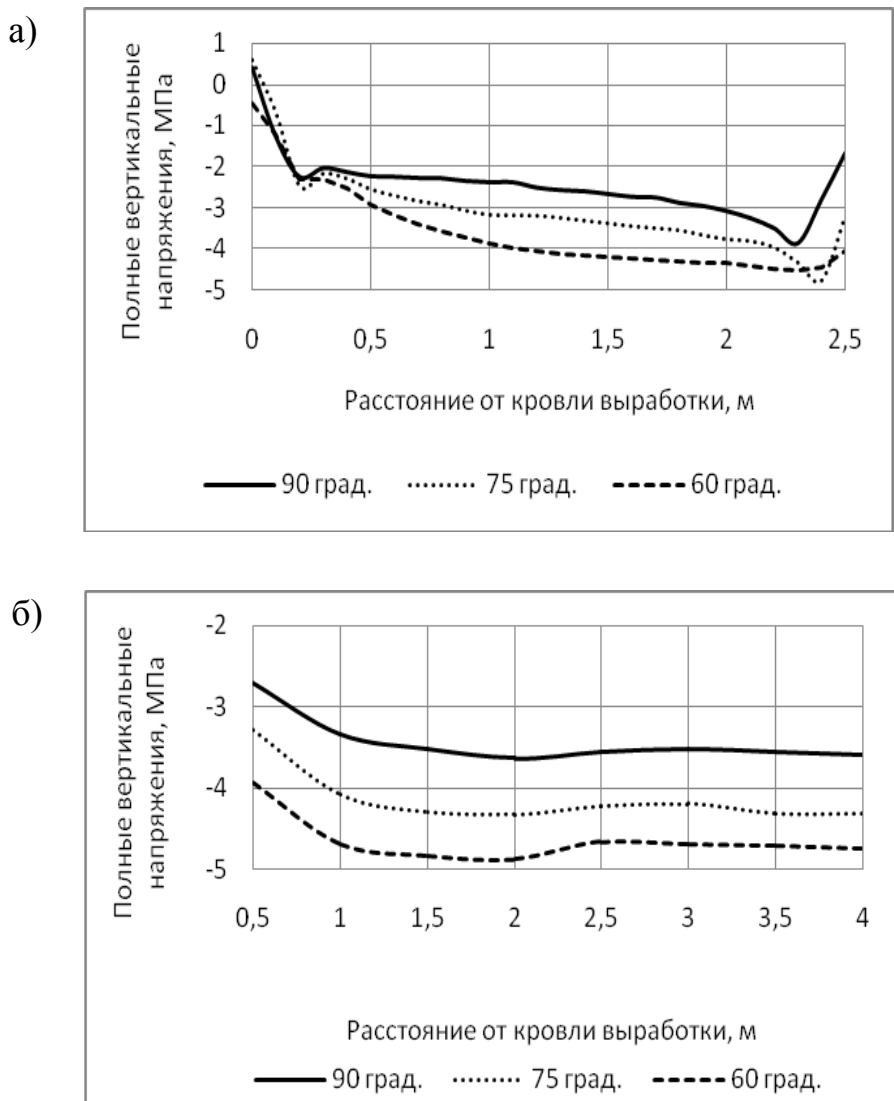


а) угол наклона  $\alpha=90^{\circ}$ ; б) угол наклона  $\alpha=75^{\circ}$ ; в) угол наклона  $\alpha=60^{\circ}$

Рисунок 2 – Схема расположения крайнего анкера



На рисунке 3 показан графики распределения полных вертикальных напряжений по длине крайних анкеров в ряду длиной 2,5 м.



а) состояние массива по длине анкера; б) состояние массива в окрестности анкера

Рисунок 3 – Распределение полных вертикальных напряжений (МПа) по длине крайних анкеров при разных углах наклона

Из графика (рисунок 3, а) следует, что максимальные напряжения в кровле возникают при угле наклона крайнего анкера 60 град. Выявлен рост напряжений в интервале от 0,3 м до 2,3 м по сравнению с другими углами. На рисунке 3, б также отчётливо видно, что при угле наклона крайнего анкера  $\alpha=60^{\circ}$  в его окрестности напряжения больше, чем при схемах установки анкеров с 75 и 90 град. Отсюда следует, что при изменении угла наклона крайних анкеров происходит изменение характера распределения напряжений в кровле выработки.

Таким образом, обработка полученных результатов показывает, что

максимальные полные вертикальные напряжения в кровле отмечаются в крайних анкерах. Это позволяет сделать вывод, что существенное влияние на распределение напряжений в массиве оказывает угол наклона крайнего анкера к плоскости кровли выработки.

Выявленные особенности изменения напряженно-деформированного состояния пород в кровле выработки в зависимости от угла наклона крайних анкеров позволяют определять рациональные параметры анкерной крепи, что будет способствовать совершенствованию анкерного крепления подготовительных выработок. В дальнейших исследованиях предоставляется возможность использования численного моделирования методом конечных элементов для решения задач оценки напряженно-деформированного состояния заанкерowanego массива в кровле и боках выработок в различных горно-геологических условиях с помощью следующих геомеханических параметров (вертикальные смещения, отношение остаточной прочности массива к исходной и др.).

#### Библиографический список

1. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах», утвержденные приказом Ростехнадзора от 17.12.2013 г. № 610 (Зарегистрированы в Минюсте России 19.02.2014 г. № 31354).

2. Риб С.В., Никитина А.М., Борзых Д.М. Обоснование параметров анкерного крепления горных выработок, проводимых по первому слою пласта III в условиях дизъюнктивных и пликативных нарушений с дробленными и обводненными породами в условиях ОАО «Шахта «Сибиргинская»//Вестник СибГИУ. -2013. -№ 3(5). -С. 2427.

3. Риб С.В. Оценка соответствия параметров анкерной крепи горной выработки, принятых по нормативным документам и по результатам численного моделирования / С.В. Риб, А.Н. Домрачев, В.А. Волошин // Вестник СибГИУ. – Новокузнецк, 2015.- № 4.- С. 30-35.

4. Риб С.В. Исследования распределения напряжений в породах кровли горной выработки при разных схемах расположения анкеров / С.В. Риб, Д.М. Борзых, А.М. Никитина// Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2012. – С. 118–126.

## **РАЗРАБОТКА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ СЛОЕВЫХ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК**

**Борзых Д.М., Риб С.В., Никитина А.М., Басов В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В данной статье рассмотрена проблема устойчивости слоевых выработок. Приведён краткий анализ технологий отработки мощных угольных пластов. Описаны особенности отработки верхнего и нижнего слоёв. Проведено моделирование методом конечных элементов состояния массива в зоне повышенного горного давления от краевой части целика угля между выработанным пространством выемочных участков в окрестности конвейерного штрека, пройденного по 2-му слою в условиях шахты «Сибиргинская». Разработаны мероприятия по повышению устойчивости штрека.

Ключевые слова: мощный угольный пласт, слоевая выработка, конвейерный штрек, вертикальные напряжения, коэффициент концентрации, устойчивость.

В отечественной практике накоплен огромный опыт отработки полных мощных угольных пластов. Исходя из горно-геологических условий, средств механизации и вида крепи имеют место быть различные технологии разработки:

- длинными комплексно-механизированными забоями (КМЗ) угольного пласта мощностью до 6-7 м одним слоем ( 2,5-4,0м ) с оставлением подкровельной толщи или угольной пачки у почвы пласта;
- отработка КМЗ мощного пласта наклонными слоями в нисходящем порядке с оставлением межслоевых угольных пачек;
- отработка КМЗ мощного пласта с выемкой наклонного подсечного слоя высотой до 3 м у почвы пласта и выпуск подкровельной толщи на завальный конвейер и др.

В сложных горно-геологических условиях могут применяться гидравлический способ и камерно-столбовая система в два слоя с использованием проходческих комбайнов непрерывного действия и самоходной техники.

Имеющийся опыт отработки мощных пластов в Кузбассе показывает, что технико-экономические показатели слоевой отработки каждого из слоев существенно ниже, чем рабочих пластов такой же мощности. Наличие пликтивных и дизъюнктивных нарушений в шахтном поле часто осложняют безопасное ведение горных работ [1, 2].

При отработке верхнего слоя выделяется следующая совокупность осложняющих факторов: труднообрушаемая кровля; отжим угля от забоя; вдавливание оснований секций механизированной крепи в почву; повышенное горное давление в подготовительных и выемочных выработках и др.

При отработке нижних слоев часто происходят периодические прорывы обрушенных пород верхнего слоя в призабойное пространство нижнего КМЗ, что приводит к возникновению аварийных ситуаций. Одной из причин невысокой эффективности отработки мощных пластов является их эндогенная пожароопасность, из-за которой возникает необходимость оставления целиков, что увеличивает потери.

В этой связи представляет интерес рассмотрение задачи повышения устойчивости выемочных выработок, пройденных по второму (нижнему) слою и попадающих под влияние вышележащего слоя (целики, краевые части).

Исследования проведены для условий выемочного столба 3-2-7, подготовленному по второму слою пласта III, шахты «Сибиргинская» с использованием метода конечных элементов [3,4]. Оценивалось состояние массива в зоне повышенного горного давления от краевой части целика угля между выработанным пространством выемочных участков первого слоя.

Конвейерный штрек 3-2-7 пройден по почве пласта III, высота выработки 3,5 м, ширина выработки 5,4 м, выработка закреплена рамной податливой крепью типа КМП-А3 16-27 с шагом установки рам металлокрепей от 0,5 до 0,8 м. Рассмотрим несколько моделей.

*1-ая модель – Конвейерный штрек 3-2-7 в зоне влияния опорного давления от лавы 3-2-7 (рисунок 1).*

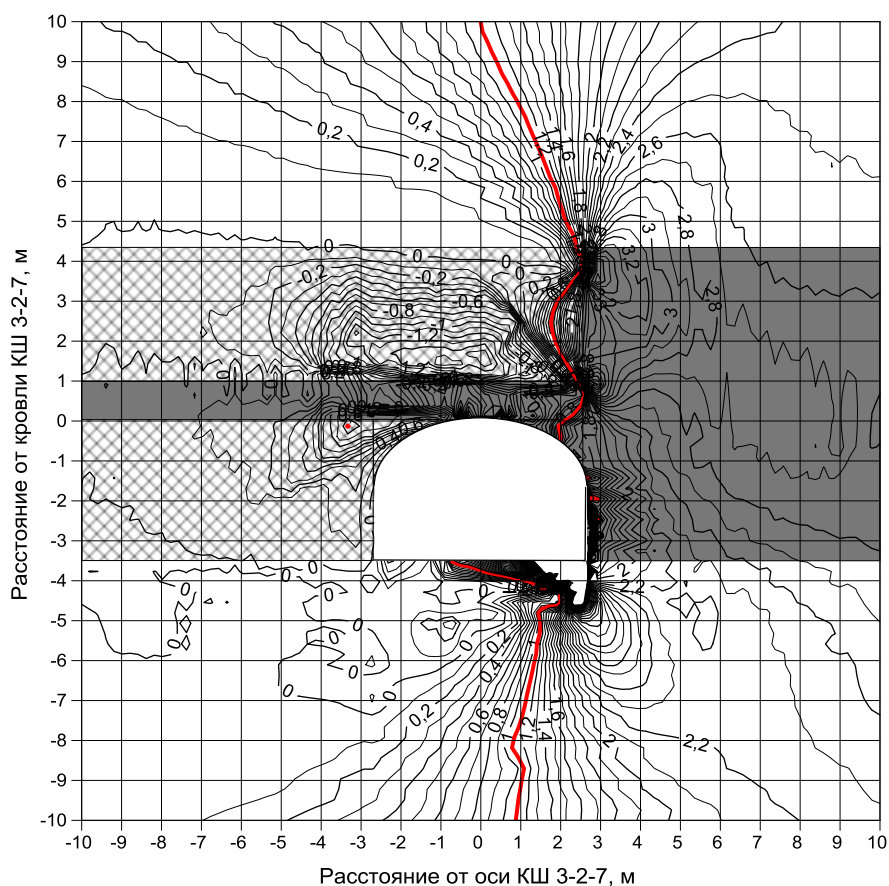


Рисунок 1 - Распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений конвейерного штрека 3-2-7 в зоне влияния лавы 3-2-7

На рисунке 1 показано распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в пределах конвейерного штрека 3-2-7, в зоне опорного давления при отработке лавы 3-2-7.

2-ая модель – Конвейерный штрек 3-2-7 в зоне влияния опорного давления от лавы 3-2-7 с усилением крепи двумя деревянными стойками диаметром 200мм (рисунок 2).

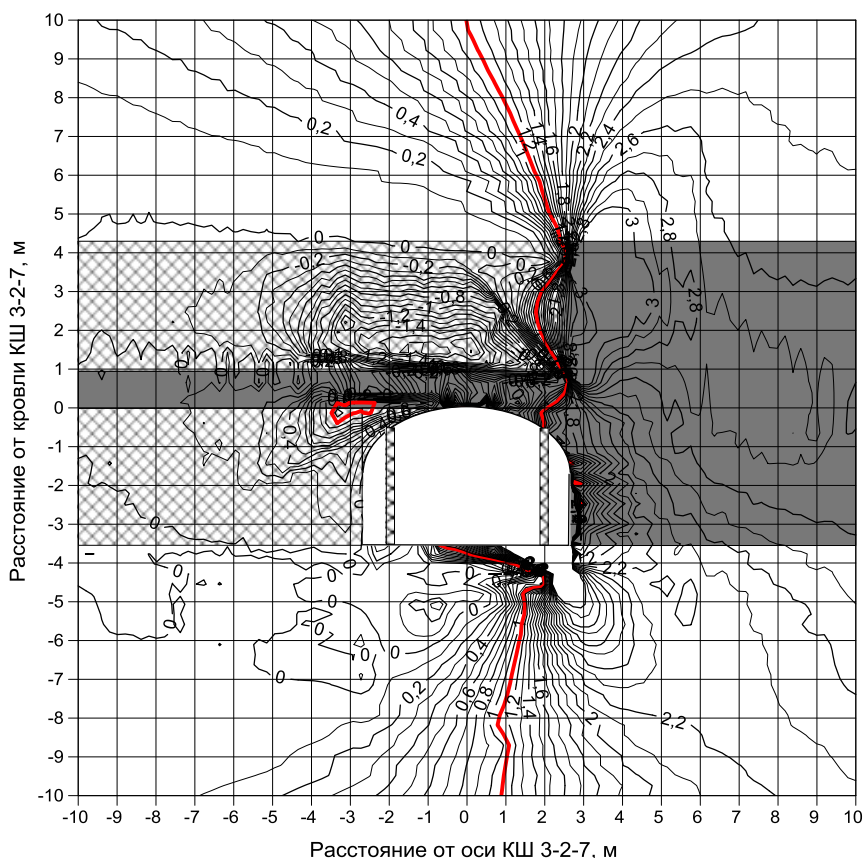


Рисунок 2 - Распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений конвейерного штрека 3-2-7 в зоне влияния лавы 3-2-7

На рисунке 2 показано распределение коэффициента концентрации вертикальных напряжений в пределах конвейерного штрека 3-2-7 усиленного деревянными стойками, в зоне опорного давления при отработке лавы 3-2-7.

На основании проведенных исследований, для предотвращения негативных проявлений горного давления (разрушение пород почвы и боков выработки, деформации элементов крепи и т.д.), в зоне повышенного горного давления от краевой части целика угля между выработанным пространством выемочных участков, рекомендуется реализовать ряд серьезных организационно-технических мероприятий:

1. Для усиления крепи выемочных штреков лавы 3-2-7, в зоне влияния опорного давления от лавы, необходимо возведение двух рядов

рудстоек диаметром не менее 200мм с шагом установки не менее 0,5м, на расстоянии от 0,7 до 1,0 м от боков выработки. Деревянные стойки устанавливаются под бесконечный подхват из СВП, закрепленного за элементы рамной крепи.

2. В местах деформации рамной крепи (прогибание верхняков, загибание нижних частей металлических стоек, сползание в местах расположения замков) необходима компенсация утраченной несущей способности крепи. В качестве компенсации предусматривается установка двух рядов рудстоек диаметром не менее 200мм с шагом установки не менее 1,0м., на расстоянии от 0,7 до 1,0 м от боков выработки. Деревянные стойки устанавливаются под бесконечный подхват из СВП, закрепленного за элементы рамной крепи.

3. В случае определения службами шахты, возникновения вероятности динамических явлений в выемочных штреках 3-2-7, необходимы мероприятия по разгрузке угольного массива.

Таким образом, предлагаемые мероприятия повысят устойчивость слоевых выработок.

#### Библиографический список

1. Риб С.В., Никитина А.М., Борзых Д.М. Обоснование параметров анкерного крепления горных выработок, проводимых по первому слою пласта III в условиях дизъюнктивных и пликтивных нарушений с дробленными и обводненными породами в условиях ОАО «Шахта «Сибиргинская»//Вестник СибГИУ. -2013. -№ 3(5). -С. 2427.

2. Марахин К.В. Разработка технологических решений по переходу разрывных геологических нарушений очистным забоем в условиях шахты Сибиргинская /К.В. Марахин, С.В. Риб, А.М. Никитина // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2014. – Вып. 18. - Ч. II. Технические науки.- С. 23-27.

3. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике [Текст] / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1987. – 221 с.

4. Риб С.В. Численное моделирование геомеханического состояния неоднородных угольных целиков методом конечных элементов/ Риб С.В., Басов В.В., Никитина А.М., Борзых Д.М. // Научно-технические разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2014. – С. 123–128.

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МИНЕРАЛИЗОВАННЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ В УГОЛЬНОМ ЦЕЛИКЕ НА СОСТОЯНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ**

**Елхимов Д.Е., Риб С.В.**

**Научный руководитель: Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье дана оценка геомеханическому состоянию массива горных пород в окрестности протяжённой одиночной выработки, охраняемой неоднородным угольным целиком, с учётом влияния минерализованного включения. Выполнено численное моделирование с использованием метода конечных элементов. Изложены результаты исследования влияния минерализованных включений на состояние пород в окрестностях горной выработки.

Ключевые слова: минерализованные включения, неоднородный угольный целик, горная выработка, выработанное пространство, численное моделирование, метод конечных элементов.

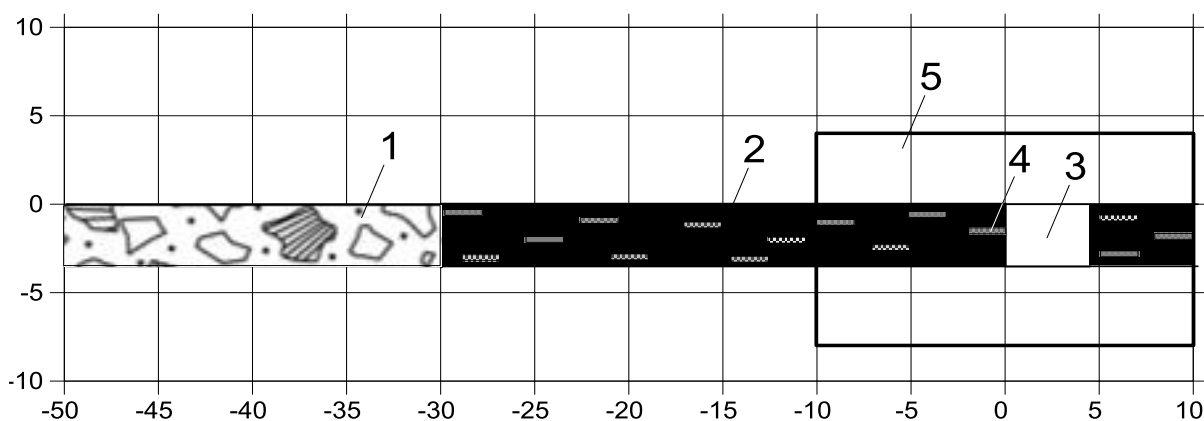
При подземной разработке угольных пластов устойчивость целиков имеет важное значение. В геологической и инженерной практике принято выделять угольные пласты простого и сложного строения. К первым относятся пласты, содержащие чистый уголь, т.е. весь разрез пласта из угля, а ко вторым – пласты, содержащие прослойки различного типа и включения – твердые минерализованные образования. Исследования, приведенные в работе [1] показывают, что в общем фонде шахтопластов Кузнецкого угольного бассейна лишь 27,5 % имеют простое строение, а подавляющее большинство пластов, подлежащих разработке, имеют сложное строение. В том числе около 30% шахтопластов имеют твердые минерализованные включения, длина которых достигает 2 м и более, а средняя мощность до 1,0 м. Расположение этих включений в пределах разрабатываемых участков месторождений существенно изменяются, что осложняет ведение горных работ.

Одним из основных является вопрос оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) неоднородного угольного целика между горной выработкой и выработанным пространством с учетом минерализованных включений.

Как отмечается в работе [4] несущая способность неоднородных угольных целиков отличается от однородных. Зачастую, сложное горно-геологическое строение целиков, предназначенных для охраны подготовительных выработок, оказывает негативное влияние на состояние охраняемой выработки.

В данной работе с помощью численного моделирования определялись геомеханические параметры в окрестности горной выработки со стороны неоднородного целика с учётом различного расположения минерализованных включений.

Производилась оценка состояния пластовой горной выработки шириной 4,5 м и высотой 3,7 м, охраняемой неоднородным угольным целиком шириной 30 м от выработанного пространства. Расчётная схема модели изображена на рисунке 1.



1 - выработанное пространство; 2 - угольный целик; 3 - горная выработка; 4 - минерализованное включение (колчедан); 5 - исследуемая область

Рисунок 2- Расчётная схема модели

В теле неоднородного целика моделировалось твердое минерализованное включение (колчедан) длиной 2 м и мощностью 0,4 м с коэффициентом крепости по шкале М.М.Протождяконова - 10.

Моделирование проводилось с помощью комплекса компьютерных программ CoalPillar [3,4], предназначенного для моделирования процессов изменения смещений, напряжений и деформаций под влиянием структурной неоднородности пласта, природных полей напряжений и горных выработок в угленосном массиве.

Вычислительный эксперимент проводился при трёх вариантах ориентации включений по вертикали и нескольких значениях расстояния между включением и боком выработки. В первом варианте принято - расположение включения на расстоянии 0,2 м от кровли угольного пласта, во 2-м - 1,3 м от кровли и в 3-м - 2,9 м. Что касается расстояния между включением и боком выработки, то здесь рассмотрены следующее расположение включений: включение примыкает к боку выработки; на расстоянии 0,5 м, 1,0 м и 2 м. Также была построена модель без минерализованного включения для сравнения.

В общей сложности было исследовано тринадцать схем различных расположений одиночного включения. Некоторые результаты проведённых вычислительных экспериментов приведены на рисунке 2.



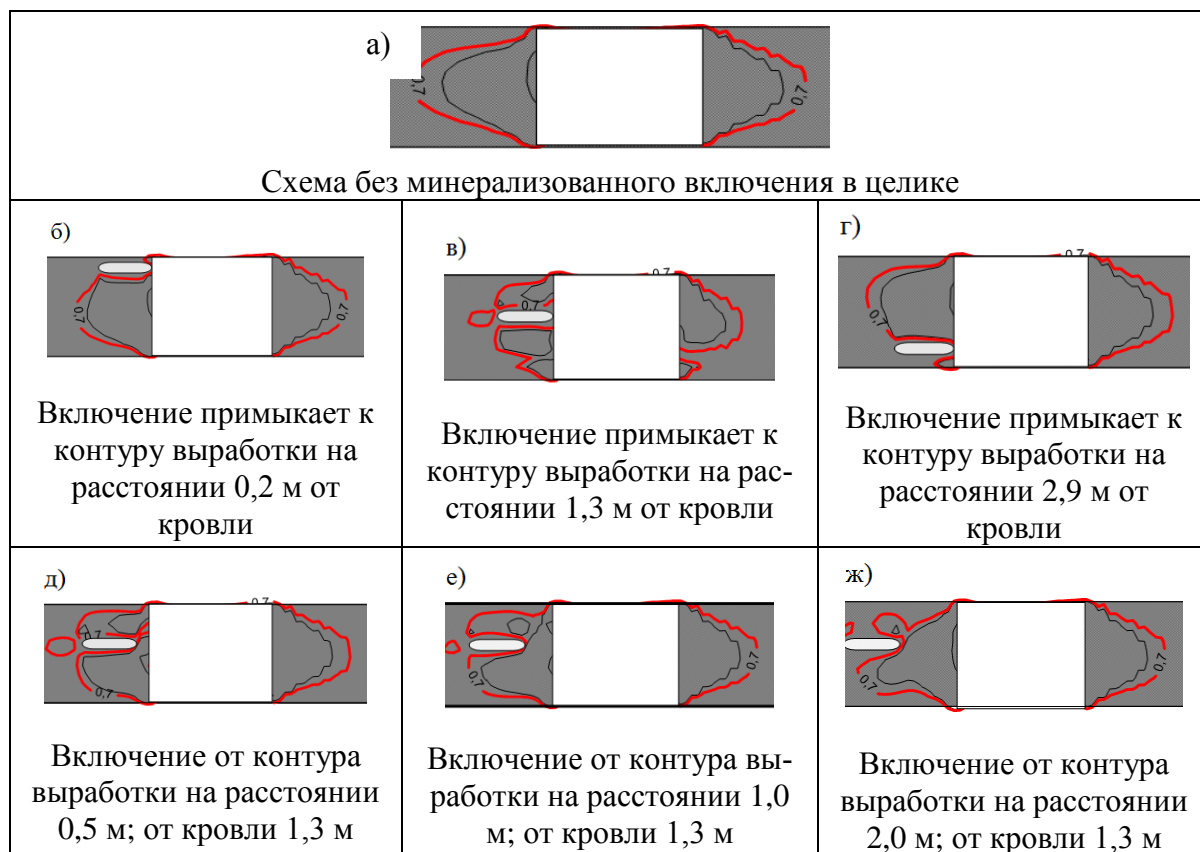


Рисунок 3 - Изолинии отношения остаточной прочности пород к исходной в окрестности горной выработки (краевая часть целика)

На рисунке хорошо видно, наличие минерализованного включения в целике на контуре выработки отчётливо изменяет картину изолиний по сравнению с одиночным положением выработки. Результаты исследований для моделей, когда включение примыкает к выработке показаны на рисунке 2 (а, б, в). Если отношение остаточной прочности пород к исходной менее 0,7, тогда возможно разрушение массива в этой области.

Для более детальной оценки состояния пород в боку выработки со стороны неоднородного целика были сделаны замеры в характерных точках. Точки располагались по высоте пласта на расстоянии 0,5 м от бока выработки. Для замеров использованы модели а, б, в, г (рисунок 2). По полученным данным построены графики (рисунок 3) зависимости отношения остаточной прочности пород от расположения по вертикали минерализованного включения в целике, которое примыкает к боку выработки.

Из графиков следует, что наибольшее значение остаточная прочность соответствует той области вмещающего массива горных пород, где находится минерализованное включение. Наблюдаемые области геомеханического параметра остаточной прочности в окрестности включений на 15-20 % больше, чем фактический размер самих включений. Кривые графиков зависимости отношения остаточной прочности к исходной с изменением места расположения включения носят скачкообразный характер, что подтверждает разницу свойств угля и материала минерализованного включения.

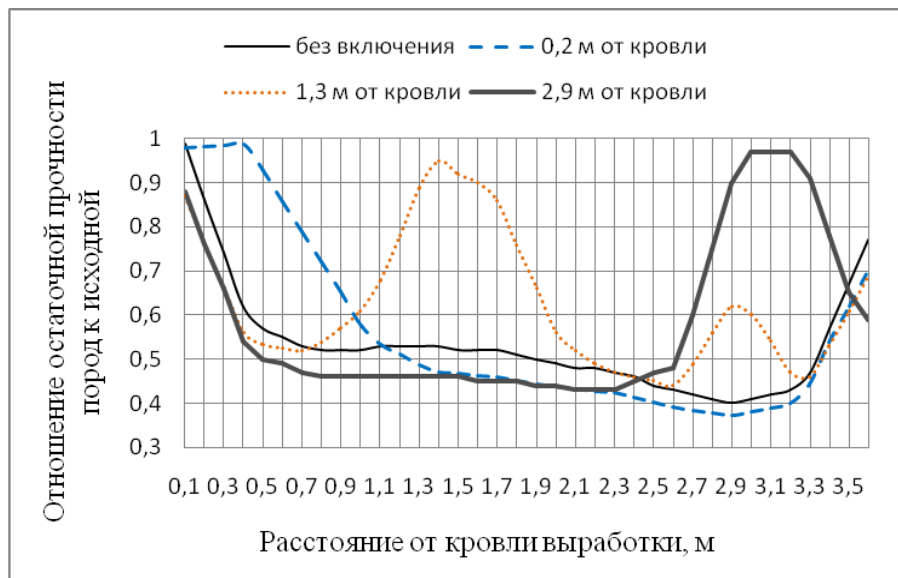


Рисунок 3 - Графики зависимости отношения остаточной прочности пород от расположения минерализованного включения в целике

Таким образом, по результатам исследований установлено:

- из всех рассмотренных схем расположения минерализованных включений в целике наибольшее влияние на НДС массива оказывает включение, которое примыкает к боку выработки и располагается ближе к середине пласта;
- по мере удаления включения от бока выработки и приближения его к кровле или почве пласта степень его влияния уменьшается;
- характер распределения области влияния включений около выработки позволяет определить параметры анкерного крепления;
- полученные оценки могут быть использованы при инженерном расчёте параметров угольных целиков.

#### Библиографический список

1. Кунтыш М.Ф., Баронская Э.И. Методы оценки свойств угольных пластов сложного строения.-М.: Наука,1980-144с.
2. Риб С.В. Закономерности распределения напряжений в неоднородных угольных целиках/Риб С.В.//Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: сб. науч. ст. - Новокузнецк: 2008. -С. 148-153.
3. Риб С.В., Фрянов В.Н. Разработка комплекса проблемно-ориентированных программ для численного моделирования напряженнодеформированного состояния неоднородных угольных целиков//Горный информационно-аналитический бюллетень. -2015. -№ 3. -С. 367-372.
4. Риб С.В. Численное моделирование упругопластического деформирования неоднородных угольных целиков в зоне влияния очистного выработанного пространства/ С.В. Риб, В.Н. Фрянов // Краевые задачи и математическое моделирование : сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2014. – С. 62–67.

## **АНАЛИЗ ОПЫТА ПРИМЕНЕНИЯ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

**Елхимов Д.Е., Денисов М.А.  
Научный руководитель: Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В данной статье рассмотрены классификация и этапы развития анкерных крепей. Проведён анализ области их применения на угольных шахтах, как в виде самостоятельной крепи, так и в виде крепи усиления в сложных горно-геологических условиях. Приведен перечень возможных направлений совершенствования анкерных крепей.

Ключевые слова: двухуровневая анкерная крепь, анкер, комбинированная крепь, горная выработка, мониторинг, горное давление, угольная шахта.

За последние несколько лет в России наблюдается тенденция увеличения добычи каменного угля. В 2015 году объём добычи составил чуть больше 373 млн тонн угля, из которых на Кузбасс приходится 215,8 млн тонн. На угольных шахтах Кузбасса добывается около 30% всего российского угля. Важное место в подземной угледобыче занимает технология крепления горных выработок анкерной крепью, которая получила широкое применение. Использование анкеров значительно снижает стоимость крепления по сравнению с металлической рамной крепью, увеличивает темпы проходки выработок, создаёт условия для повышения возможных нагрузок на очистные забои.

Для начала необходимо определиться с терминологией и классификацией. Сущность анкерной крепи заключается в подвеске неустойчивой части массива к устойчивой, а также для сшивки слоёв кровли. Разнообразие горно-геологических условий и назначение выработок предопределило несколько классификаций анкерного крепления. По глубине анкерования различают две схемы:

- анкеры первого уровня (длина до 3,0 м);
- анкеры второго уровня (длина составляет 3,0 - 10 м и более).

По жёсткости анкерного стержня различают: жёсткие (сталь, стеклопластик, дерево и др) и гибкие (канатные).

По типу взаимодействия со стенками шпуров или скважин анкеры подразделяются: замковые, беззамковые и комбинированные.

Беззамковые анкеры (сталеполимерные, фрикционные, винтовые) нашли широкое применение не только в России, но и в мировой практике. Наибольшую перспективу развития имеют сталеполимерные анкеры в комплекте со смолами в ампулах, так как этой крепью закреплены в Кузбассе более чем 95 % горных выработок. Благодаря свойствам смол в анкерном креплении существует возможность устанавливать анкера глубокого зало-

жения в сложных условиях.

В работе [1] по развитию анкерного крепления на шахтах Кузбасса, которая вышла в свет в 2005 году, достаточно глубоко рассмотрены вопросы крепления горных выработок анкерами, в том числе сталеполимерными и анкерами глубокого заложения (составные и канатные). На тот момент крепление сопряжений очистного забоя с прилегающими выемочными выработками анкерами глубокого заложения (второго уровня) считалось новым решением. С того времени прошло более десяти лет, и современное состояние анкерного крепления с его этапами становления представляет научный интерес.

Большой вклад в развитие и становление технологий анкерного крепления в России связан с производственной компанией ООО «РАНК 2» [2]. Двухуровневая схема анкерного крепления канатными анкерами АК01 и АК-02, предлагаемая компанией является успешным решением задач поддержания и сохранения подземных горных выработок (рисунок 1).



Рисунок 1 - Направления применения двухуровневого анкерного крепления (ООО «РАНК 2»)

Многофункциональность канатных анкеров и повышенные механические характеристики (таблица 1) позволяют снизить капитальные и эксплуатационные затраты на крепь.

Таблица 1 - Характеристика канатных анкеров

№	Основные параметры и размеры	АК-01	АК-02
1	Минимальный интервал закрепления, мм	1100	вся длина шпура
2	Расчётная несущая способность, кН	210	210, 250
3	Прочность соединения гайки с муфтой, кН, не менее	270	270
4	Диаметр грузонесущего стержня, мм	15,2	15,2

Преимущество анкерного крепления подтверждается следующим. В различных горно-геологических и горнотехнических условиях на примере наиболее представительных сопряжений ряда угольных шахт Кузбасса применение двухуровневой анкерной крепи для безаварийного поддержания позволяет снизить трудоёмкость возведения крепи на 16-44 %, её материалоёмкость на 74-90 %, трудоёмкость доставки в 1,7-3,2 раза, общие затраты в рублях на 30-60 % в сравнении с рамной крепью [3].

В соответствии с инструкцией [4] по расчету и применению анкерной крепи угольные шахты проводят мониторинг за работоспособностью анкерной крепи для принятия оперативных мер по корректировке паспорта анкерного крепления выработок [5].

Возможность применения анкерной крепи как самостоятельной в сложных условиях можно установить методом математического моделирования геомеханических процессов [6] с последующей апробацией результатов при проведении и креплении горных выработок на шахте в конкретных горно-геологических условиях.

Очередным шагом развития анкерного крепления является разработанное компанией «РАНК 2» программное обеспечение «Расчёт параметров анкерной крепи» («РПАК») [7]. Этот продукт позволяет упростить работу по проектированию анкерной крепи, регламентирует выбор конструкций, и расчет требуемых параметров анкерной крепи и средств ее усиления при составлении паспортов и проектов крепления горных выработок и их сопряжений в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Выполнение расчётов производится в точном соответствии с Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности «Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах» [4].

Большая работа по совершенствованию анкерной крепи проведена за рубежом. Так в Германии, две работающие в настоящее время угольные шахты объединили многолетний опыт использования анкерной крепи. Постоянное увеличение глубины разработки и степени изрезанности месторождения выработками, ограничивали использование чисто анкерной крепи в пластовых штреках немецких шахт [8]. Позиция такова. Если анкер будет быстро устанавливаться сразу же после обнажения кровли и боков, то деформации в массиве будут минимальны. Поэтому предпочтение отдаётся системе комбинированной крепи типа с последовательностью операций: анкерование, установка арочной крепи, заполнение закрепного пространства строительными смесями и инъекционное упрочнение пород.

На Украине характер проявлений горного давления пока не всегда позволяет применять для упрочнения слабых пород только анкерную крепь, поэтому сохранение эксплуатационного состояния выемочных выработок обеспечивают комбинацией рамной и анкерной крепей. Повышение устойчивости выемочной выработки ограничивается установкой рамно-анкерной крепи – рама и боковые анкеры соединяются пространственно-податливыми

механическими связями (канат), позволяющими перераспределять нагрузку пропорционально несущей способности каждого элемента рамно-анкерной системы.

Таким образом, становится очевидным, что сделанный десять лет назад шаг в направлении развития двухуровневой анкерной крепи остается правильным решением в задаче совершенствования технологии анкерного крепления. Расширение области применения анкерной крепи часто диктуется ухудшением условий разработки и спецификой ведения горных работ. Совершенствование анкерного крепления в Кузбассе видится в следующих направлениях:

- применение анкерной крепи совместно с упрочнением пород;
- обоснование параметров анкерной крепи при отработке короткими забоями;
- обоснование параметров анкерной крепи в зонах повышенного горного давления;
- расширение видов анкерных стержней.

#### Библиографический список

1. Ремезов А.В. Анкерное крепление на шахтах Кузбасса и дальнейшее его развитие: учебное пособие [Текст] / А.В. Ремезов, В.Г. Харитонов, В.П. Мазикин / - Кемерово : Кузбассвуиздат, 2005.- 471 с.

2. Канатный анкер АК01: усиление крепи штреков для работы очистного забоя без механизированной крепи сопряжения [Текст] / А. В. Самок, Г. В. Райко, А. С. Позолотин, П. В. Гречишкин // Уголь. — 2011. — №10. — С. 9-11.

3. Гречишкин П.В. Оценка эффективности двухуровневого анкерного крепления сопряжений горных выработок угольных шахт/ П.В. Гречишкин, А. С. Позолотин, Д.Ф. Зяятдинов, В.Н. Шаров // Горный журнал. - 2015. - № 8. – С.48-52

4. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах (утв. приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 17.12.2013 г., №610, зарегистрирована в Минюсте РФ 19.02.2014 г., № 31354).

5. Риб С.В. Применение инновационных технических средств для корректировки существующей методики выбора параметров анкерной крепи горных выработок / С.В. Риб, В.Н. Фрянов, А.Г. Зиганшин, А.С. Петров, Д.М. Борзых, А.М. Никитина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №3. – С. 354–360.

6. Риб С.В. Обоснование параметров анкерного крепления горных выработок, проводимых по 1-му слою пласта III в условиях дизъюнктивных и пликативных нарушений с дробленными и обводненными породами в условиях ОАО «Шахта «Сибиргинская» С.В. Риб, Д.М. Борзых, А.М. Никитина // Вестник СибГИУ: сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2013. – С. 62–67.

7. Программное обеспечение РПАК для автоматизации расчета пара-

метров анкер- ной крепи [Текст] / Е. А. Разумов, А. В. Айкин, П. В. Гре-  
чишкин, В. И. Петров, А. С. Позолотин // Уголь. — 2015. — №5. — С. 28-32.

8. Айкхофф Ю. Техника и технология анкерного крепления в системе  
штрековой крепи [Текст] / Ю. Айкхофф // Глюкауф. – 2008. - №2(3). - С. 28-35.

УДК 622:004.588

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОСВОЕНИИ ОБРАЗОВАТЕЛЬНЫХ ПРОГРАММ В ВУЗЕ**

**Риб В.С., Говорухин Ю.М.  
Научный руководитель: Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк*

В статье изложены особенности применения компьютерных техноло-  
гий при подготовке горных инженеров. Показано, что в современных усло-  
виях обучение горняков специалистов должно строиться на основе меж-  
предметных связей с дисциплинами информационного направления. Описан  
опыт использования в учебном процессе компьютерных средств.

Ключевые слова: специалист, горное дело, программирование, языки,  
среды разработки, компьютерные технологии

Высшее образование в России на первое место ставит фундамен-  
тальные знания. По своей специализации выпускники вузов получают глубокие  
теоретические знания и умения. Учитывая интенсивное развитие информа-  
ционных технологий в настоящее время существует потребность в специа-  
листах широкого профиля.

Мнение о внедрении компьютерных технологий в прикладных науках  
не программистами, а специалистами-предметниками, имеет веские основа-  
ния. Речь идёт о междисциплинарной интеграции, подразумевающей не про-  
сто дополнение содержания одной дисциплины знаниями из другой, а обес-  
печение деятельностной подготовки с формированием профессионально  
важных умений и навыков [1].

Развитие уровневых междисциплинарных рабочих программ для под-  
готовки горных специалистов – явное тому подтверждение. Например, су-  
ществует потребность в горных инженерах, которые способны заниматься  
разработкой и эксплуатацией геоинформационных систем [2].

Для повышения качества подготовки студентам-горнякам предлагается  
использовать в учебном процессе моделирование горнотехнических ситуа-  
ций с применением компьютерных технологий, которые повышают уровень  
восприятия материала и в конечном итоге качество подготовки. Каждый год,  
или даже месяц выпускаются новые версии программ, приложений, обнов-

ляется оборудование, что подчёркивает о необходимости формировать умение осваивать новое программное обеспечение.

В будущем горному инженеру для реальной работы очень важно владеть этими технологиями, поэтому навыки самообразования по прикладной информатике имеют важное значение.

Новые технологии обучения предусматривают использование в учебном процессе электронных образовательных ресурсов (электронный учебник, электронные учебные пособия и др.) [3,4]. При разработке данных средств обучения преподаватель должен подбирать и компоновать материал, а далее программировать, что требует специальных знаний.

Исходя из вышесказанного, в современных условиях для практической профессиональной направленности образования обучение горняков специалистов должно строиться на основе межпредметных связей с дисциплинами информационного направления.

В настоящее время существует значительное количество специализированных программ, которые применяются как для решения производственных задач, так и в образовательном процессе. Эти программы распространяются как на основе коммерческих лицензий, так и по лицензии свободного программного обеспечения. Ниже приводятся программные продукты, позволяющие моделировать геомеханические или газодинамические процессы при ведении горных работ:

- Геомеханика, РАБОТА, CoalPillar, Аэродинамика (Россия, кафедра геотехнологии СибГИУ).

- FLAC 2D и FLAC 3D (Itaska Consulting Group, США).

- ANSYS (ANSYS inc, США).

- SolidWorks (США, Канада).

- Z88Aurora (Германия).

- Elmer FEM solver (Финляндия).

- Вентиляция, Ударная волна (Россия).

- 3D Generalized Equation-of-state Model (GEM) Computer Modeling Group (США) и пр.

В виду того, что приобретение достаточно дорогостоящей коммерческой лицензии оказывается в большинстве своём трудноосуществимым, а иногда и невозможным, для учебных целей или выполнения научно-исследовательских работ наиболее приемлемым становится использование свободно распространяемого программного обеспечения (лицензия GNU GPL и др.) [5]. Очень часто возникают задачи, решение которых с помощью готовых программ оказывается затруднённым, в силу ряда причин, поэтому могут применяться следующие средства:

- интегрированные среды разработки (IDE), в частности реализующие языки высокого уровня C/C++, C#, ObjectPascal, Fortran, JavaScript и др. Для написания программ на данных языках используются IDE: Dev-C++, Code::Blocks, Qt Creator, wxDev-C++, Geany, MS Visual Studio (в т.ч. Express



Edition), Free Pascal, Dev-Pascal, Lazarus, Embarcadero Delphi, IntelliJ IDEA и др.;

- языки разметки html, CSS, mathML и др., например, для создания интерфейса пользователя или структурирования и форматирования текста. Данные языки могут быть использованы как для написания электронных учебников с последующей их упаковкой в chm-формат, так и для форматированного вывода из разработанных прикладных программ. В данном случае могут быть использованы следующие текстовые редакторы (Notepad++, AkelPad, Adobe Dreamweaver, Sublime Text и др.);

- электронные таблицы для оперативного выполнения вычислений, например, MS Office Excel, Apache OpenOffice Calc, LibreOffice Calc и др.;

- библиотеки классов для достижения различных целей, например, iText – для создания, анализа и изменения документов в pdf-формате и openGL – для написания приложений, использующих двух- или трёхмерную графику.

На кафедре геотехнологии СибГИУ существует опыт использования рассмотренных средств для обеспечения учебного процесса и проведения научно-исследовательских работ:

- с использованием языков высокого уровня и разметки составляются программы проверки знаний (тестирование) и генерирования вариантов исходных данных для выполнения практических работ (рисунок 1);

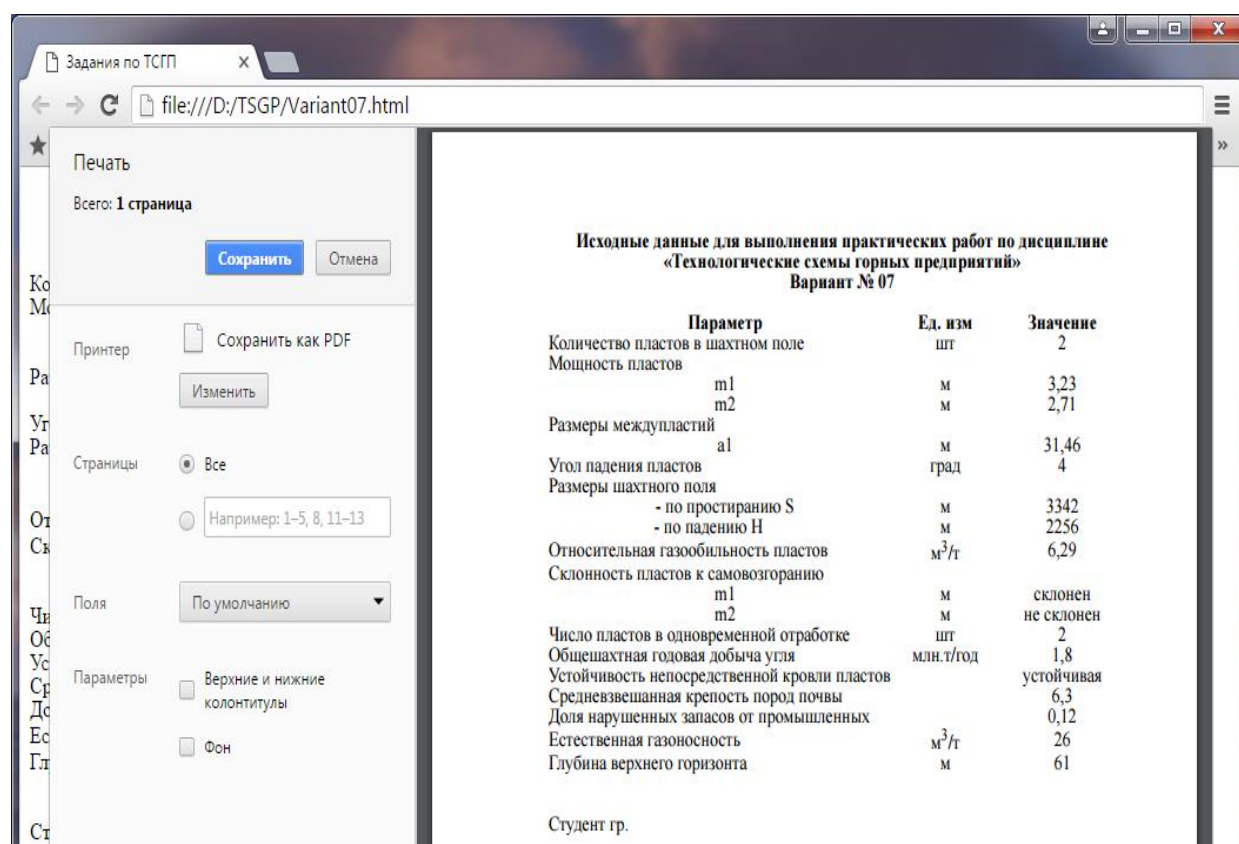


Рисунок 1 – Скриншот варианта сформированных исходных данных для выполнения практических работ

- специализированные программные комплексы используются при освоении студентами дисциплины «Моделирование гео- и газодинамических процессов», а также для выполнения научно-исследовательских работ (Геомеханика, РАВОТА, CoalPillar, Аэродинамика, Z88Aurora, Вентиляция, Ударная волна);

- электронные таблицы используются для проверки вычислений, проводимых при выполнении курсовых, а также дипломных работ и проектов. Таким образом, использование рассмотренных выше компьютерных технологий позволяет существенно улучшить показатели освоения образовательных программ и повысить эффективность проверки выполняемых студентами работ.

#### Библиографический список

1. Фомина М.В., Масловская С.В., Кван О.В., Чирков А.Н. Междисциплинарная интеграция в образовательном процессе ВУЗа // Университетский комплекс как региональный центр образования, науки и культуры. Материалы Всероссийской научно-методической конференции (с международным участием); Оренбургский гос. ун-т. – Оренбург: ООО ИПК «Университет». – 2013. – С.1201-1204.

2. Черникова А.А., Петров В.Л. Подготовка горных инженеров в Российских университетах исследовательского типа // Горный журнал. 2015. № 8. – С.103-106.

3. Домрачев А.Н. Первый этап внедрения сетевого учебно-методического и информационного комплекса по курсу «Технология и механизация открыто-подземной разработки МПИ» // Домрачев А.Н. Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов: сб. науч. статей междунар. научно-практ. конф. / Сиб. гос. индустр. ун-т; ЗАО «Кузбасская ярмарка»; под ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – С.123-126.

4. Басов В.В. К вопросу о разработке методического обеспечения интерактивного компонента курса «Технология отработки пологих пластов» / В.В. Басов, С.В. Риб, А.Н. Домрачев // Наука и молодёжь: проблемы, поиски, решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19. – Ч. II. Технические науки. – С.23-26.

5. Домрачев А.Н. Использование свободного программного обеспечения под операционной системой GNU\LINUX для моделирования процессов горного производства / А.Н. Домрачев // Научноёмкие технологии разработки и использования минеральных ресурсов / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общ. ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2008. – С.80-83.

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

**Риб В.С., Говорухин Ю.М.**  
**Научный руководитель: Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье изложены концепции использования современных прикладных программ, позволяющих строить 3D-модели различных объектов горного дела в процессе обучения в ВУЗе, как средства формирования у студентов необходимых горным инженерам компетенций.

Ключевые слова: горное дело, угольный пласт, визуализация, шахта, горная выработка, моделирование

В настоящее время в техническом ВУЗе неотъемлемой частью любого учебного плана направлений подготовки бакалавров и специалистов являются информационные технологии. Только благодаря теоретическим знаниям и практической подготовке в области компьютерных технологий осуществляется образовательная деятельность на высоком качественном уровне. Выделяется несколько основных направлений использования информационных технологий в образовательном процессе: развитие навыков решения прикладных задач с помощью компьютеров; обучение профессиональному применению новых информационных технологий по выбранной специализации; повышение степени наглядности и изобразительности при изложении учебного материала и др.

Начиная со второго курса по направлению подготовки "Горное дело" студенты изучают дисциплину "Геотехнология подземная (пластовые месторождения)", на занятиях которой происходит знакомство с объектами подземной технологии разработки пластовых месторождений. Изучая вскрытие и подготовку шахтных полей, студентам приходится разбираться с расположением горных выработок относительно элементов залегания угольного пласта. Для овладения компетенциями по этой дисциплине студенты должны обладать развитым воображением, наличием пространственного мышления и компьютерной грамотностью. Но в большинстве своём эти навыки у студентов находятся на низком уровне и требуют развития.

В сложившейся ситуации важными стали возможности применения в обучении компьютерного трёхмерного моделирования, так как 3D-модели объектов имеют следующие преимущества:

- в наглядной форме показывают особенности строения угольных пластов (нарушения, гипсометрия пласта и др);
- формируют у студентов ясное представление о форме горных выработок и их пространственном расположении.

Методика геометризации пространственных форм недр к настоящему времени разработана достаточно детально. Понятие геометризации в первую очередь связано с определением структуры и форм залежей в недрах Земли (геометрия недр). На практике широко применяются методы изолиний, геологических разрезов и профилей, объёмных графиков и др [1].

В настоящее время существует множество различных прикладных программ, которые позволяют представлять различные объекты в пространстве. Например, параметры залегания пластов в пределах шахтного поля, пространственная сеть горных выработок и пр. Подобные задачи позволяют решать программные продукты компании Golden Software: "Surfer", "Voxler", "Strater" [2]. Они включают такие важные инструменты моделирования, как обработка несогласных залеганий, выклинивания, нарушений, разделения пластов и пр. На рисунках 1 и 2 приведены фрагменты планов горных работ, построенных с использованием "Surfer".

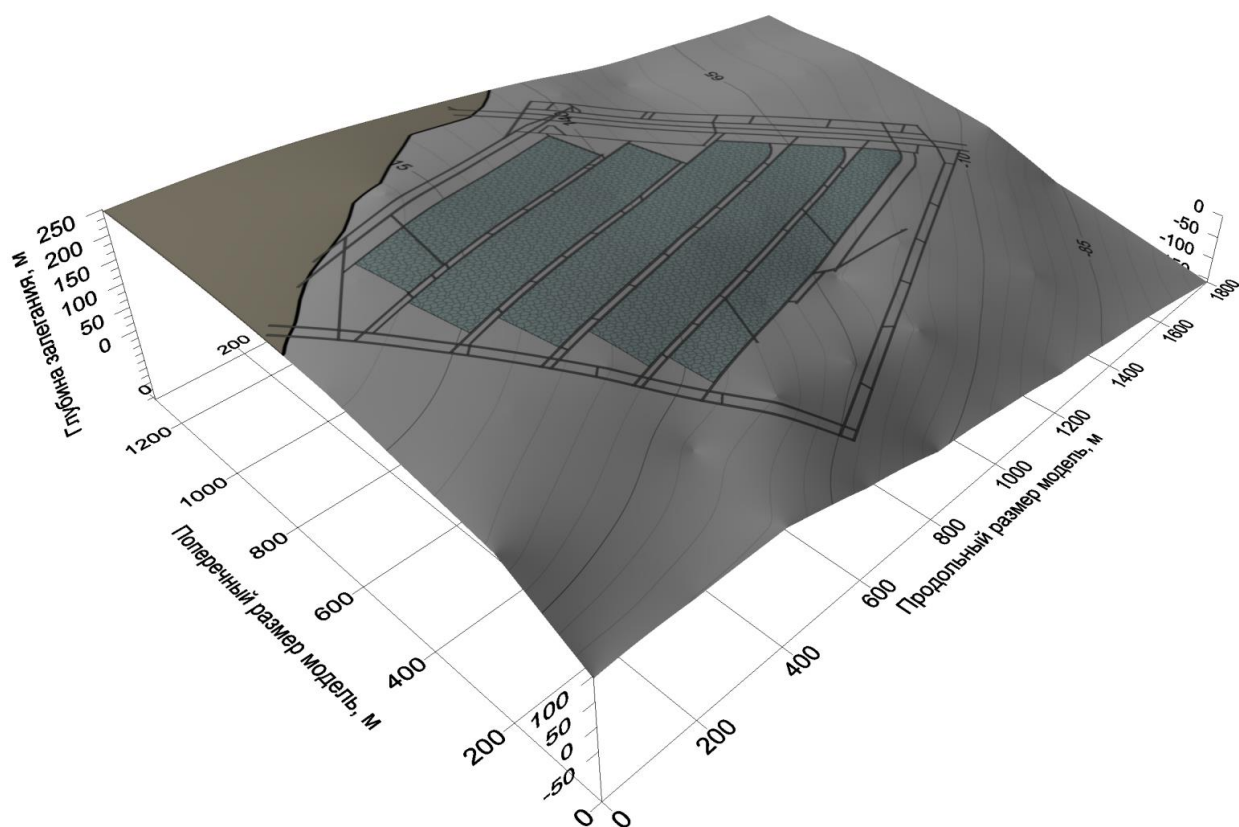


Рисунок 1 – Фрагмент плана горных работ по пласту 26А участка Антоновский-3 ОАО «Шахта «Полосухинская»

Кроме того, строить трёхмерную топологию горных выработок позволяет программа "Вентиляция", хотя её основным назначением является выполнение расчётов нормального и аварийного воздухораспределения на выемочном участке и шахте в целом, а также решение задач при составлении планов ликвидации аварий.

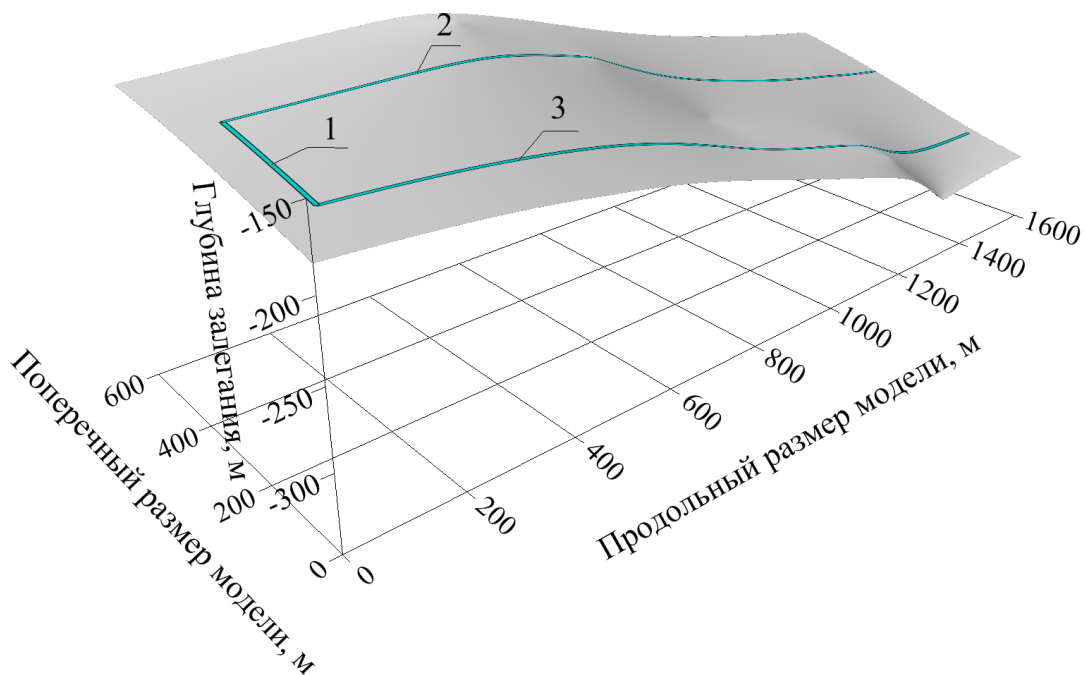


Рисунок 2 – Фрагмент пласта с подготовительными выработками выемочного участка [3]: 1 – очистной забой; 2 – вентиляционный штрек; 3 – конвейерный штрек

Таким образом, визуализация объектов подземной технологии угледобычи (горные выработки) с учётом геометрических особенностей залегания угольного пласта в трёхмерном пространстве позволяет сформировать у студентов целостную картину особенностей подземных работ, что в итоге приведёт к повышению качества освоения учебного материала.

#### Библиографический список

1. Басова И.А., Король В.В., Устинова Е.А. Геометризация как основа моделирования пространственно-размещенных объектов [Электронный ресурс] : Международная научно-техническая интернет-конференция. – Кадастр недвижимости и мониторинг природных ресурсов: / под общей редакцией И.А. Басовой. – Тула: ТулГУ, 2015. – Режим доступа: <http://kadastr.org/conf/2015/pub/prirresurs/geometrization-osnova-modelir-prostranstv-objektov.htm>. – 10.04.2016.
2. Surfer 11. Quick Start Guide. Contouring and 3D Surface Mapping for Scientist and Engineers. – Golden Software Inc., 2012. – 60 с.
3. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: дис. ... канд. техн. наук: спец. 05.26.03: защищена 10.05.12: утв. 31.08.12 / Ю.М. Говорухин. – Кемерово, 2012. – 126 с. – Библиогр.: с. 114 – 126. – 04201267672.

## **О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА «ГЕОМЕХАНИКА» ДЛЯ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ФОРМИРОВАНИЯ ЗОНЫ ОБРУШЕНИЯ**

**Киселёв Д.А.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Говорухин Ю.М.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kiselevda@list.ru*

Выполнено моделирование геомеханических процессов, происходящих при отработке выемочного столба. Получено распределение коэффициента остаточной прочности, который использован в качестве критерия оценки параметров зоны обрушения. Результаты представлены в графическом виде.

Ключевые слова: геомеханические процессы, выемочный участок, сдвигание массива, обрушение пород, численное моделирование, коэффициент остаточной прочности.

В ходе отработки выемочного столба длинным комплексно-механизированным забоем в массиве горных пород происходят перераспределение напряжений и деформационные процессы. После прохода очистного забоя под действием гравитационных сил породы, слагающие кровлю, обрушаются в выработанное пространство (ВП), в результате чего формируется зона обрушения.

В виду сложности проведения натурального эксперимента для определения параметров процессов обрушения в зоне влияния ВП необходимо численное моделирование геомеханических процессов для чего использован программный комплекс «Геомеханика» [1]. Исходными данными для моделирования процессов являются 3 группы параметров [2, 3]:

1. Горно-геологические параметры: количество, угол наклона, мощность слоёв и прослойков; коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjаконова, отметка дневной поверхности.

2. Горнотехнические параметры: количество и номера отработываемых слоёв, длина очистного забоя, длина выемочного участка.

3. Геометрические параметры: размеры модели, координаты вершин зоны сдвигания пород в кровле и почве.

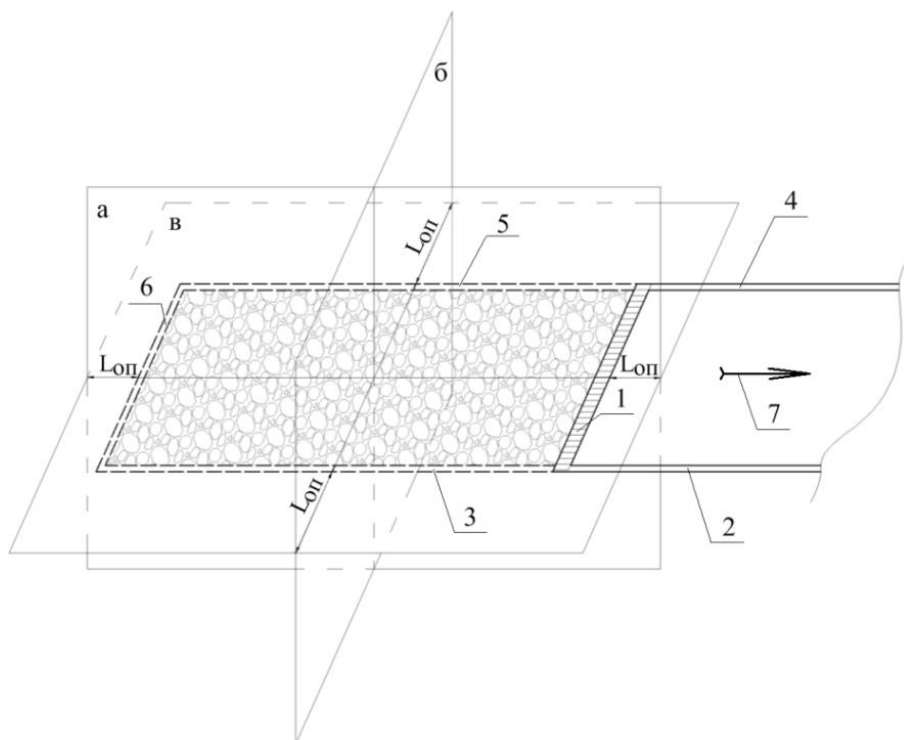
Пакет программ «Геомеханика» решает двумерную задачу, поэтому для оценки поведения пород рассмотрено два сечения (рисунок 1) [4]:

- главное сечение зоны сдвигания по линии движения очистного комплексно-механизированного забоя (первое сечение);

- главное сечение, перпендикулярное линии движения очистного комплексно-механизированного забоя (второе сечение).

Моделирование геомеханических процессов выполнено для условий

выемочного участка 1-1-5-ббис ООО «Шахта «Осинниковская».



1 – очистной забой; 2 – конвейерный штрек; 3 – погашенная часть конвейерного штрека; 4 – вентиляционный штрек; 5 – сохраняемая часть вентиляционного штрека; 6 – монтажная камера; 7 – направление подвигания забоя; в – плоскость пласта;  $L_{оп}$  – ширина зоны опорного горного давления

Рисунок 1 – Главные сечения зоны сдвижения (а – первое, б – второе) расчётной модели [4]

Для формирования массива исходных данных, характеризующих горно-геологические параметры, использованы данные по геологической скважине № 610, расположенной в пределах выемочного участка 1-1-5-ббис (рисунок 2). Координаты вершин зоны сдвижения пород в кровле и почве определены с использованием [5, 6]. На рисунке 3 приведены контуры зоны сдвижения горных пород для второго сечения.

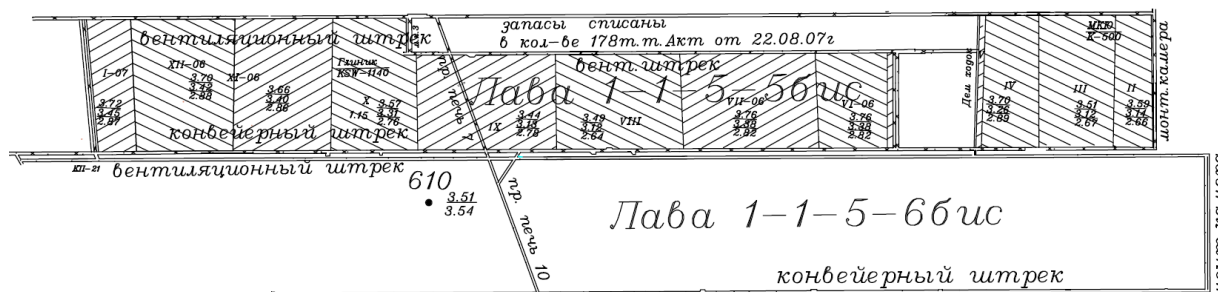


Рисунок 2 – Схема расположения пересечения геологической скважины № 610 с пластом Е5 в пределах выемочного участка 1-1-5-ббис ООО «Шахта «Осинниковская» (фрагмент плана горных работ)



Моделирование проведено для трёх положений очистного забоя: 100, 150, 200 м (первое сечение), а также для второго сечения, перпендикулярно линии движения очистного забоя. По результатам моделирования определено распределение коэффициента остаточной прочности. Данный коэффициент характеризует процесс обрушения пород кровли (рисунок 4).

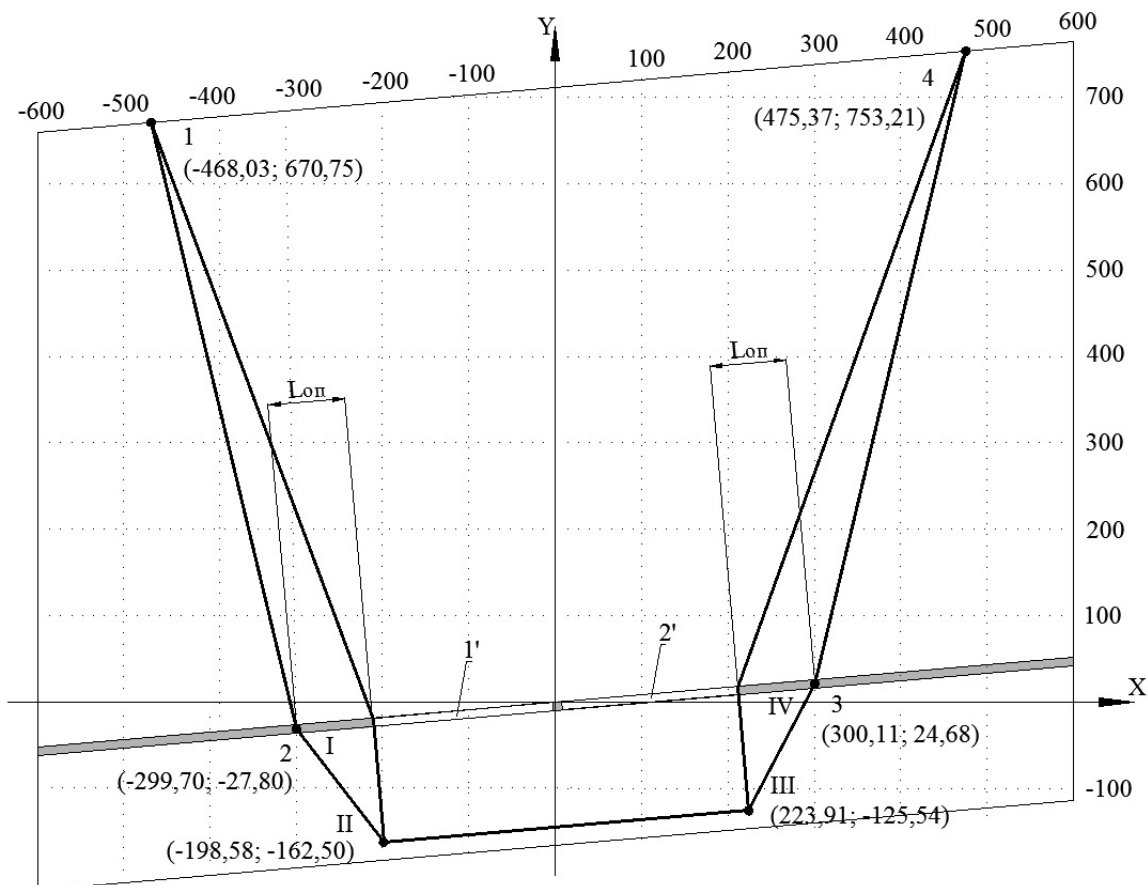


Рисунок 3 – Границы зоны сдвижения пород, построенные для второго сечения при длине забоев выемочных участков 1-1-5-6бис и 1-1-5-5бис по 200 м:  
1' – выемочный участок 1-1-5-6бис; 2' – выемочный участок 1-1-5-5бис

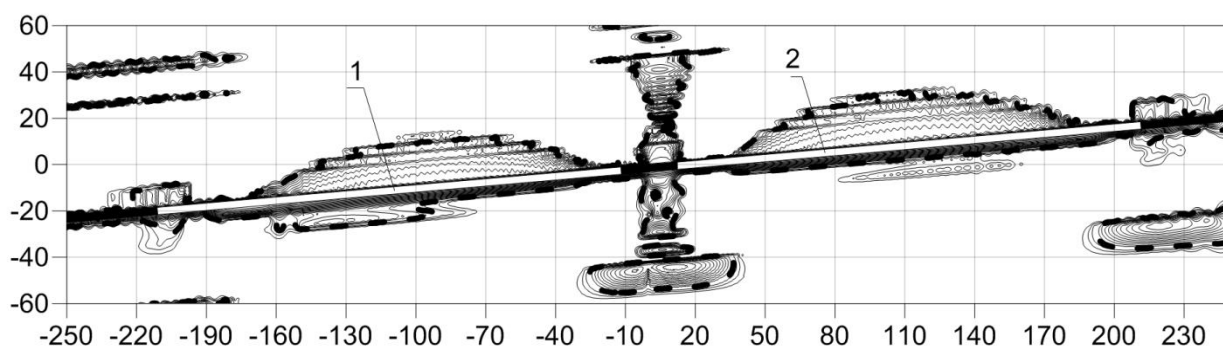


Рисунок 4 – Распределение коэффициента остаточной прочности в массиве горных пород (второе сечение, пунктирная линия – изолиния с коэффициентом остаточной прочности 0,8): 1 – ВП выемочного участка 1-1-5-6бис; 2 – ВП выемочного участка 1-1-5-5бис



В качестве критерия для установления шага обрушения пород использован коэффициент остаточной прочности, который определяется как отношение паспортной прочности к новой в деформированном массиве. Согласно рекомендациям А.А. Борисова, при потере породами прочности более чем на 20 % происходит их разрушение [4].

По результатам моделирования установлено, что применение программного комплекса «Геомеханика» позволяет:

- получить данные, позволяющие оценить параметры зоны обрушения (коэффициент остаточной прочности);
- установить шаги обрушения пород непосредственной и основной кровли для конкретных горно-геологических условий.

#### Библиографический список

1. Свидетельство об отраслевой регистрации разработки № 2673. Пространственная расчётная модель динамического блочного обрушения горных пород с последовательным накоплением повреждений / В.Н. Фрянов, Л.Д. Павлова; Дата регистр. 05.06.2003. – М.: Роспатент, 2003.
2. Говорухин Ю.М. Методика разработки исходных данных для моделирования геомеханических процессов, происходящих в выработанном пространстве / Ю.М. Говорухин // Научно-технические технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – Новокузнецк: СибГИУ, 2011. – С.112–115.
3. Риб С.В. Методика подготовки исходных данных для решения двумерных задач численного моделирования неоднородных угольных целиков / С.В. Риб, В.В. Басов // Вестник Сибирского государственного индустриального университета: № 4(10). – Новокузнецк, СибГИУ, 2014. – С.11-14.
4. Говорухин Ю.М. Разработка метода оценки параметров воздухораспределения для снижения скорости окислительных процессов в выработанном пространстве угольных шахт: автореф. дис...канд. техн. наук / Ю.М. Говорухин; НЦ ВостНИИ. – Кемерово, 2012. – 21 с.
5. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных выработок на угольных месторождениях / Кол. авт. – СПб.: Минтопэнерго РФ, РАН, Гос. НИИ горн. геомех. и маркшейд. дела – Межотраслевой науч. центр ВНИМИ. – 1998. – 291 с.
6. Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) Серия 05. Выпуск 2 / Колл. авт. – 2-е изд., испр. – М.: Государственное предприятие Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2001. – 320 с.

## **РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ПРОГНОЗА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ РАБОТЕ КОМПЛЕКСНО- МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ**

**Афонин Д.В., Стружук М.С.**

**Научные руководители: канд. техн. наук, доцент Волошин В.А.,  
Риб С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В работе осуществлена постановка вопроса создания методики прогноза распределения опорного давления при работе длинного очистного забоя. Указаны причины возникновения опорного давления при подвигании очистного забоя. Показаны схемы разрушения основной кровли. Описывается негативное влияние труднообрушаемой кровли на работу механизированной крепи.

Ключевые слова: опорное давление, комплексно-механизированный забой, горный массив, труднообрушаемая кровля, угольный пласт.

Одной из основных проблем при подземной угледобыче является управление опорным давлением, которое возникает в массиве горных пород при подвигании очистного забоя.

Основными причинами опорного давления являются вес пород кровли и суммарное воздействие изгибающих моментов зависающих консолей пород непосредственной и основной кровель угольного пласта [1]. Зависание консолей пород кровли в выработанном пространстве приводит к повышенным нагрузкам на секции крепи, отжиму угля в забое, риску возникновения горных ударов и внезапных выбросов.

В одних случаях разрушение кровли на блоки происходит в результате изгиба слоев и удержания их на разрушенных породах непосредственной кровли, в других – в виде среза на короткие блоки, упорядоченно выпадающие на почву пласта или упорядоченно перемещающиеся без выпадения отдельных блоков из общей системы (рисунок 1).

Отрицательное влияние опорного давления при ведении очистных работ проявляется в виде вывалообразования, увеличения давления на крепь и отжима угля. В зоне опорного давления впереди очистного забоя эпюра напряжений носит волнообразный характер: от минимума до некоторого максимума.

Известные гипотезы формирования горного давления основаны на геомеханических расчетах с вполне определенными допущениями и направлены на определение предельных значений напряжений, нагрузок на крепь или пролетов выработок. В наибольшей степени особенностям объекта исследований – очистной выработки, соответствуют гипотезы плит и гипотеза свода. Решение задачи определения параметров опорного давления сводится в конечном счете к расчету коэффициентов концентрации и деконцентрации

напряжений в характерных зонах. Расчеты предполагают использование геомеханических моделей среды, различающихся по степени учета проявлений реологических свойств горных пород: упругие, упруго-пластические и пластические модели.

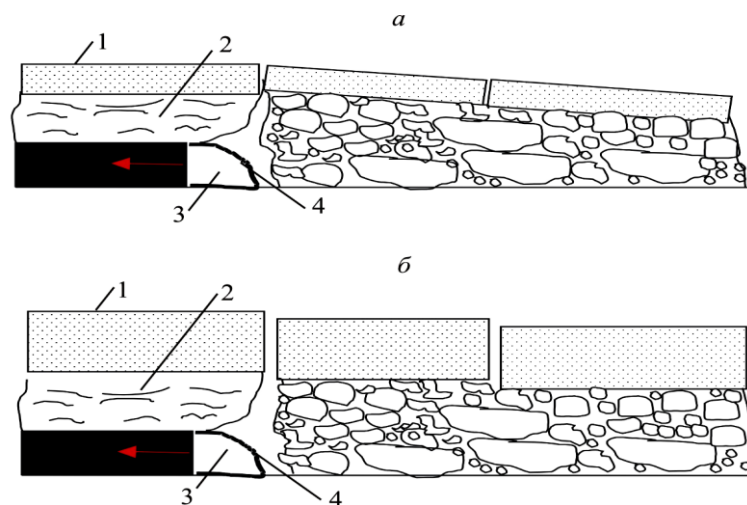


Рисунок 1 – Схема разрушения пород основной кровли пласта на блоки при изгибе (а) и срезе (б): 1 – основная кровля; 2 – непосредственная кровля; 3 – призабойное (рабочее) пространство; 4– крепь

Наличие труднообрушаемой кровли оказывает негативное влияние на работу механизированной крепи, так как на нее создается повышенное давление (зависающие консоли). В результате механизированные крепи могут деформироваться (приходить в негодность), поэтому необходимо выделять время на внеплановые ремонты. Значит, возникают простои работы очистного забоя, отсюда снижение добычи угля.

При зависании консоли пород основной кровли создаётся повышенное давление на секции механизированной крепи, что в свою очередь увеличивает расходы на ремонт. По статистике стоимость ремонта в среднем равна пятнадцати процентам от стоимости одной секции крепи, а поломке подвержены около десяти процентов секций. Перемножая величины столбцов таблицы 1 получается стоимость ремонта секций в лаве.

Таблица 1 - Расчёт стоимости ремонта секций

Стоимость одной секции мех. крепи, тыс.руб	Коэффициент стоимости ремонта секции крепи	Количество секций в мех. комплексе шт	Коэффициент, отражающий повреждённые секции по отношению к общему количеству	Общая стоимость ремонта, тыс.руб
1800	0,15	200	0,1	5400

Повреждение секций приводит к аварийному простою забоя. Практика работы очистных забоев в зоне первичной посадки основной кровли показывает, что около 10 дней производится ремонт крепи. Несложно посчитать, что в среднем при нагрузке на очистной забой 90 000 т в первый месяц после выезда из монтажной камеры снижение добычи угля составит третью часть, а именно 30 000 т.

Общая сумма расходов на усиление крепи в штреках и последующего ремонта при негативном воздействии труднообрушаемых кровель на работу выемочного участка часто составляет десятки миллионов рублей.

Исследование закономерностей формирования опорного давления при подвигании очистного забоя на секции механизированной крепи является важной научно-практической задачей.

Для предупреждения поломок и деформаций элементов секций крепей на горных предприятиях применяются следующие способы разупрочнения труднообрушаемых кровель: передовое торпедирование, гидрообработка, гидромикроторпедирование, направленный гидроразрыв пород основной кровли, гидродинамическая стратификация пород кровли и др. Эти мероприятия направлены на изменение прочностных свойств массива труднообрушаемой кровли путем их разупрочнения, что приводит к снижению интенсивности влияния осадок кровли в пределах призабойного пространства лавы. Общая сущность вышеупомянутых способов заключается в следующем: до начала отхода лавы от монтажной камеры бурят скважины по определенной схеме в труднообрушаемые слои кровли, на которую в пределах шага первичной посадки предварительно до начала выемки пласта воздействуют взрывом, нагнетанием воды или их комбинированным применением. Перечисленные способы не решают весь круг задач управления опорным давлением.

Математическое моделирование процессов очистных работ в условиях труднообрушаемых основных кровель позволит обеспечить комплексное исследование геомеханических процессов в лаве и прилегающих горных выработках [2,3]. Качество результатов математического моделирования напрямую связано с объемом натурных исследований при работе механизированных комплексов в сложных горно-геологических условиях.

Исследования, направленные на разработку методики прогноза параметров изменения напряженно-деформированного состояния углепородного массива в зоне работы механизированного комплекса с учетом математического моделирования на основе шахтных измерений и наблюдений позволят:

- снизить травматизм;
- повысить производительность труда в очистном забое;
- обосновать технологические решения по безопасной работе механизированного комплекса в сложных горно-геологических условиях.

#### Библиографический список

1. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов [Текст] / А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. - 360с.

2. Риб С.В. Численное моделирование методом конечных элементов напряжённо-деформированного состояния углепородного массива при переходе очистным забоем передовой выработки / С.В. Риб, В.А. Волошин, В.Н. Фрянов, А.А. Максимов, Д.М. Борзых, А.М. Никитина // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – №3. – С. 414–422.

3. Риб С.В. Численное моделирование упругопластического деформирования неоднородных угольных целиков в зоне влияния очистного выработанного пространства/ С.В. Риб, В.Н. Фрянов // Краевые задачи и математическое моделирование : сб. науч. ст. – Новокузнецк, 2014. – С. 62–67.

УДК 622.6

## **ВОЗМОЖНОСТИ ИННОВАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ НА РУДНИКАХ ГОРНОЙ ШОРИИ И ХАКАСИИ**

**Брыксин Н.С., Бызов С.И., Велякина Г.Ф.,  
Шаркунова Н.Ю., Володина А.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Власкин Ю.К.**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк, e-mail: sharkunova.natali@mail.ru*

Предлагается технология переработки хвостов обогащения рудников Горной Шории и Хакасии с целью получения ценных и редкоземельных элементов.

Ключевые слова: отвалообразование, переработка, отходы, сепарация, плотность, фракции.

С древних времен люди добывали полезное ископаемое. В процессе переработки образуются отвалообразования, которые со временем занимают масштабные территории. В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий в России накоплено более 20 млрд тонн отходов, содержание ценных компонентов в которых в ряде случаев превышает их содержание в разрабатываемых природных месторождениях [1].

Так, на Рудниках Горной Шории и Хакасии, в хвостах обогащения, на основе геологических исследований, кроме основного добываемого полезного ископаемого установлены попутные ценные компоненты, такие как серебро, золото, мышьяк, висмут, кобальт, молибден, никель, титан и т.д. (более 15 элементов), которые выгодно извлекать [2]. Переработка терриконигов позволяет сокращать их площади и тем самым экономить ресурс геологического пространства, а извлечение полезных компонентов из хвостохранилищ, кроме экономической выгоды, способствует очищению поверхностной части литосферы от вредных для здоровья биоты примесей.

Известен способ переработки вторичных ресурсов, который может быть использован при обогащении отходов железорудных месторождений Горной Шории и Хакасии, (патент RU 2452581, МПК В03В 9/06, опубл. 10.06.2012). Способ включает магнитную сепарацию с получением магнитной и немагнитной фракции и классификацию. Магнитную сепарацию осуществляют при напряженности магнитного поля 15-17 тыс. эрстед, гравитационное обогащение осуществляют в аппарате Кнельсона с выделением легкой фракции и концентрата благородных, редких, рассеянных, платиновых металлов, направляемого на двойную последовательную переработку в аппарате Кнельсона. Легкие фракции, полученные на концентраторе, объединяют и разделяют в тяжелой суспензии при плотности, равной 3,0, с выделением минералов граната и песка с удельной плотностью менее 3,0 г/см<sup>3</sup>, который классификацией по крупности разделяют на фракции (0,5-0,15 мм), (5-0,5 мм) и (0-0,15 мм), используемые в производстве строительных материалов в качестве песка и заполнителей бетона (рисунок 1).

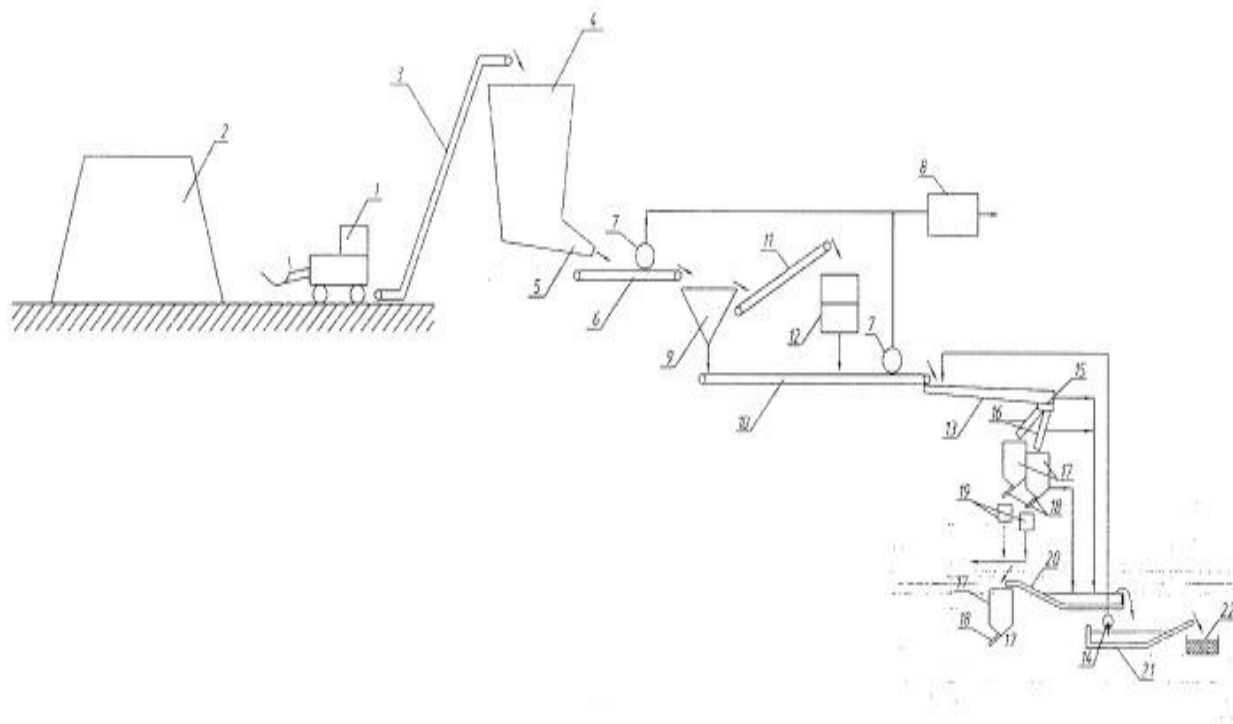


Рисунок 1 - Комплексный способ переработки отходов обогащения железных руд

Погрузочная машина 1 из отвала 2 грузит сыпучие отходы на конвейер 3, который транспортирует их в приемный бункер 4 с питателем 5, обеспечивающий равномерную загрузку сыпучих отходов на ленточный конвейер 6, на котором магнитным сепаратором барабанного типа 7 отделяется магнитная фракция сыпучих отходов и направляется на комплекс переработки 8, а немагнитная фракция поступает на классификатор 9, разделяющий сыпучие отходы по крупности  $\pm 2$  мм. Класс крупностью  $-2$  мм выгружается на

ленточный транспортер 10, а класс +2 мм загружается транспортером 11 в дробильную установку 12 (щековую, конусную, шаровую или другого типа дробилку в зависимости от необходимой производительности), в которой он измельчается и выгружается на ленточный транспортер 10, где вновь магнитным сепаратором барабанного типа 7 отделяется магнитная фракция сыпучих отходов и направляется на комплекс переработки 8, а немагнитная фракция подается в наклонный вибрирующий желоб 13, на который шламовым насосом 14 подается вода для смыва сыпучих отходов[3]. В желобе 13 за счет угла наклона, плавного сужения и увеличения высоты бортов сужения плоский поток пульпы переходит в глубокий вертикальный, в котором происходит гравитационное разделение твердых частиц по плотности: наиболее плотные частицы транспортируются по дну желоба, менее плотные – в потоке у дна, а легкие – в верхних слоях потока. На конце желоба 13 устанавливаются воронки 15 с обезвоживающими желобами 16, установленными с уклоном, для отделения донной и придонной части потока, обезвоживания и транспортировки сыпучих пород в отдельные обезвоживающие бункеры 17 с питателями 18, обеспечивающими загрузку обезвоженных материалов в аппарат Кнелсона 19. В аппарате поступающий материал разделяется на шлихи тяжелых благородных и редкоземельных материалов, перерабатываемые по традиционным технологиям, и подаются на расфасовку. Пустая порода вместе с потоком воды, не уловленная воронками 15, из под желоба 13 направляется в обезвоживающий комплекс 21, где после частичного обезвоживания направляется в специальную тару 22 и в дальнейшем используются в качестве строительного материала (рисунок 1). После проведенных операций получаем ряд благородных металлов, а также основной полезный компонент (железородный концентрат) и строительный материал. Дальнейшее совершенствование технологии переработки позволит повысить получение редких и ценных элементов из хвостов обогащения горнорудных предприятий [4].

#### Библиографический список

1. Чантурия В.А. и др. Процессы комплексной переработки минерального сырья// Уголь -2011- №2.-С.63-65.

Прибрежная торговля-88 // Проспект выставки. Кемерово. 1988.-8с.

DonerSusanne. Wie sich Seltene Erden recyceln lassen [Электронный ресурс]//Handelsblatt. - Режим доступа: <http://www.Handelssblatt.Com/technologie/forschungmedizin/forschung-innovation/rohstoffe-wiesichseltene/8887404>.

Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной переработки минерального сырья// -Режим доступа: <http://www.findptent.ru/patent/258/2531149.html>.

## УГОЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ США: ИСТОРИЯ, СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

**Ильина Е.Н.**

**Научные руководители: канд. техн. наук, доцент Власкин Ю.К.,  
доцент Бабицкая О.П.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

Проведен анализ истории, современного состояния и перспектив добычи и использования угля США и международным сообществом.

Ключевые слова: уголь, шахта, добыча, запасы, пласт, забой, сессия, ассоциация.

Первые упоминания о наличии угля в различных районах США и использование его в хозяйственных, а затем и в промышленных целях относятся к 40-ым – 50-ым годам 18-ого столетия.

В начале 19-ого столетия строятся первые угольные шахты, и начинается интенсивная замена дровяного топлива на уголь, а добыча угля в Соединённых Штатах Америки ведётся в возрастающих объёмах.

Так, накануне Первой мировой войны, в 1913г. по добыче угля в количестве 532,2 млн. т [1, С.475] США вышли на первое место в мире.

В целом, годовая добыча угля с 1900г по 2000г. в Соединённых Штатах Америки возросла в 4,05 раза (с 240,8 до 975,7 млн.т/год). Максимальная годовая добыча угля в количестве 1014,1 млн.т была зафиксирована в 1998 году. С 1985 года по годовой добыче США уступает первое место Китаю.

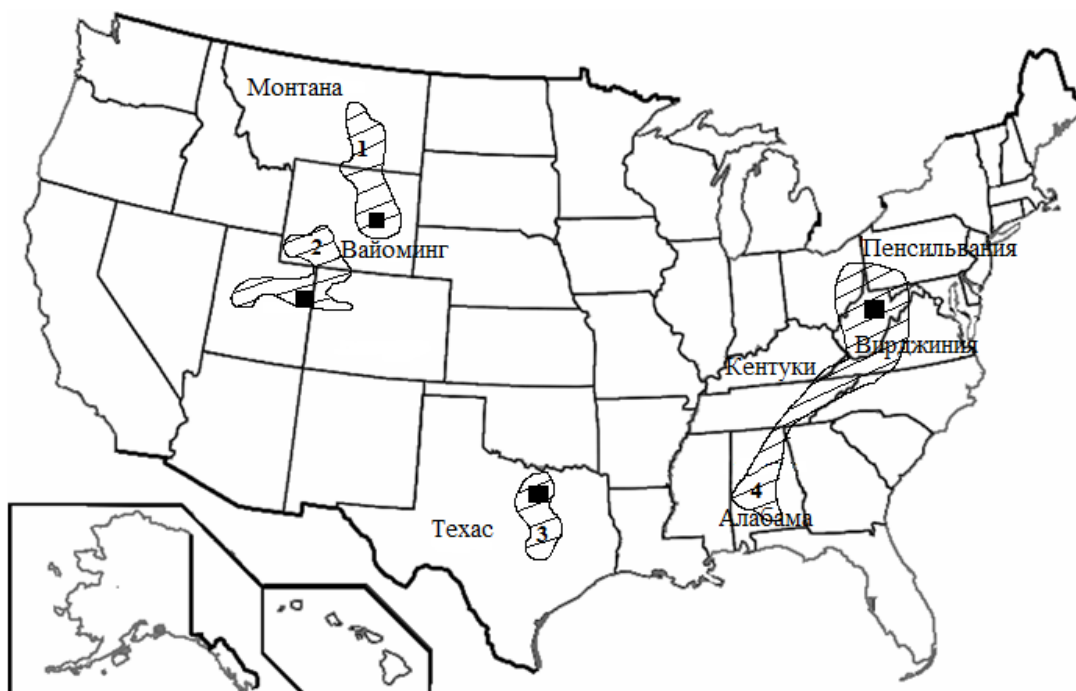
А начиная с 1886 по 2000 годы общий объём угледобычи США (при установленных разведанных запасах 2904 миллиарда тонн) составил 38980,6 миллиона тонн или 22,12% от общей добычи угля в мире [1, С.475-477].

Как видно из приведенного анализа, если угледобыча в США за рассматриваемый период времени велась в возрастающих объёмах, то к концу 20-го столетия в таких промышленно развитых государствах, как Франция [2], Германия, Великобритания [3] добыча угля была резко сокращена. Поэтому 20-й век и начало 21-го века можно назвать угольным веком США.

Одним из важных условий успешного развития угледобычи в США является неглубокое, почти горизонтальное залегание пластов с устойчивыми вмещающими породами. Согласно данным, представленным в работе [4, С.7], разведанные запасы угля в США на период 1968г., по глубине залегания, распределялись в следующих процентных соотношениях: до 305м – 88 %; от 305 до 610м – 10 %; от 610 до 915м -2 %. При этом следует отметить, что в крупнейшем Кузнецком угольном бассейне Российской Федерации при общих разведанных запасах 739 млрд.т., доля запасов до глубины 600м. составляет 7,6 %, глубиной от 600 до 1800м. – 92,4 %.



Благоприятные горно-геологические условия залегания угольных пластов, относительно равномерное распределение угольных месторождений с различными угольными разведанными запасами (в 41-ом из 49-ти штатов) и создание мощного проходческого, добычного и транспортного оборудования позволили применить на подземных работах высокопроизводительную камерно-столбовую систему разработки. [4, С. 39] Основные угленосные районы в Соединённых Штатах Америки представлены на рисунке 1.



- 1-Бассейн Паудер Ривер (за 2000г. добыто 308,1 млн.т угля);
- 2-Бассейн Писансе (за 2000г. добыто 32 млн.т угля);
- 3-Месторождение Транс-Пекос (за 2000г. добыто 45 млн.т угля);
- 4-Бассейн Аппалачский (за 2000г. добыто 153,5 млн.т угля).

Рисунок 1 - Основные угленосные районы США

Существенным недостатком применения данной системы разработки являются высокие потери угля в недрах, достигающие 50 %. Поэтому на шахтах США начали вести опытные работы отработки угольных пластов длинными очистными забоями с применением очистных механизированных комплексов, позволяющих снизить потери угля в недрах до 20 %. В 1968г. объем добычи угля из длинных очистных забоев составил 4 млн.т., или около 1 % общего объема добычи [4, С.43].

Уголь, с точки зрения долгосрочных и глобальных позиций мировой энергетической безопасности, является самым надежным первичным энерге-

тическим источником, на долю которого согласно исследованиям [1, С.334] приходится более 80 % мировых ресурсов ископаемых энергоносителей, а на долю нефти и газа – 17 %. Это является одной из причин увеличения мирового годового потребления данного вида топлива с 403 млн.т. в 1886 году до 7,8 млрд.т. в 2012 году, то есть в 19,35 раза.

Однако удельная структура мирового потребления угля во всех отраслях хозяйственной и промышленной деятельности снизилось с 95,7% в 1900 до 37,2% в 2009 году, и по прогнозам до 2030 года имеет дальнейшую тенденцию к снижению относительного потребления данного вида топлива до 25-30%. Эта тенденция относительного снижения доли применения угля (несмотря на рост абсолютного объема добычи данного вида топлива) имела место и в США. Так, уже в 1967 году доля применения каменного, бурого угля и антрацита в общем топливном балансе США составила 21,9% [4, С.9].

Одной из причин снижения доли использования угля по сравнению с другими невозобновляемыми энергоносителями (нефтью и газом) с ограниченными запасами является то, что данный вид топлива является основным загрязнителем окружающей среды.

Учитывая вышеизложенные обстоятельства, в 1975 году был основан Центр чистого угля Международной энергетической ассоциации, а 23 октября 2015 года в Великобритании состоялась юбилейная 40-я сессия членов данного Центра [5].

Задачами Ассоциации является изыскание, создание, обобщение и дальнейшее применение технологии рациональной и экологичной добычи, переработки и использования угля. Решение поставленных задач позволит еще многие годы использовать этот важнейший, наиболее распространённый источник энергии как жителями любой страны, так и всеми жителями нашей планеты «Земля».

#### Библиографический список

1. Грунь В.Д. История угледобычи в России [Текст]/В.Д. Грунь, В.Е. Зайденварг, В.Г. Килимник и др. / м.:2003-480с.
2. Сычева А.С. История добычи угля во Франции [Текст] / А.С. Сычева, Ю.К. Власкин, О.П. Бабицкая // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: Труды Всерос. Науч. Конф. студентов, аспирантов и молодых ученых/ Сиб. Гос. Индустр. Ун-т. - Технические науки, выпуск 19. – Новокузнецк: СибГИУ, 2015. - Ч. II. – с. 17-19.
3. Черни А.В. Проблемы возрождения угледобывающих регионов Европы [Текст] / А.В. Черни, В.Д. Грунь / Уголь-2007, №8. – с.74-75.
4. Братченко Б.Ф. Угольная промышленность США [Текст] / Б.Ф. Братченко, В.Н. Хорин. - м.:1971. - с. 312.
5. В Англии состоялась 40-я сессия Центра чистого угля Международной энергетической ассоциации [Текст] / Уголь – 2015, №11. – с.75

## **ВЫБОР СПОСОБА КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ПУЛЬПЫ ПЕРЕД ПРОЦЕССОМ ФЛОТАЦИИ УГЛЕЙ**

**Косинова Н.С., Кравченко А.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В данной статье изучены способы и аппараты кондиционирования пульп для оптимизации процесса флотации углей, в том числе и современные разработки аппаратов кондиционирования ведущими исследовательскими институтами в области обогащения угля.

Ключевые слова: флотация углей, аппараты кондиционирования пульпы, аполярные и гетерополярные реагенты.

Обогащение полезных ископаемых на сегодня – это одно из наиболее востребованных производств в системе горнопромышленного комплекса индустриально развитого государства. В настоящее время особое внимание на углеперерабатывающих предприятиях уделяется повышению качества угольной продукции, что связано с использованием при переработке высокозольных, высокосернистых углей, а также повышением норм экологической безопасности. В связи с этим интенсификация процессов обогащения и в частности флотации углей, позволяющих улучшить качество угольных концентратов за счёт уменьшения массовой доли золы и серы является актуальной задачей [1, 2].

Современные углеобогатительные предприятия постоянно сталкиваются с проблемой обогащения шламов (0-0,5 мм). Для обогащения угольной мелочи <0,5 мм широко применяется метод флотации, эффективность которого зависит в том числе и от подготовки или кондиционирования пульпы.

Согласно ВНТП 3-92, комплекс мероприятий по подготовке пульпы перед флотацией должен включать: классификацию твердого в пульпе по крупности с обеспечением подачи на флотацию частиц размером менее 0,5 мм или рекомендуемой научно-исследовательским институтом крупности; усреднение пульпы по рекомендациям НИИ; обеспечение эффективного контакта пульпы с реагентами; равномерное распределение пульпы по флотационным машинам.

Кондиционирование пульпы приобретает особое важное значение при флотации тонких классов угля, в значительной мере влияя на экономичность процесса флотации.

Вместе с тем, увеличение объемов переработки методом флотации, применение флотации, как способа регенерации оборотной воды требуют применения аппаратов кондиционирования пульпы. Флотация больших объемов пульпы с низким содержанием твердой фазы возможна только при повышенных расходах аполярных и гетерополярных реа-

гентов. И это обстоятельство так же вызывает необходимость применения кондиционирования пульпы [3].

Эффективность кондиционирования угольной пульпы перед процессом флотации определяется свойствами флотационных реагентов; твердой фазы пульпы; взаимодействием флотационных реагентов с твердой фазой пульпы (с частицами угля) и способом или устройством, позволяющим эффективно осуществлять это взаимодействие.

В настоящее время известны различные способы кондиционирования пульпы, но наиболее предпочтительным можно считать, согласно мнению автора [6], безаэрационный способ, как наиболее эффективный.

Кондиционирование пульпы производится как в аппаратах специального назначения (контактные чаны, аппараты кондиционирования пульпы типа АКП «Каскад»), так и в аппаратах основного технологического назначения (в мельницах, камерах флотационных машин с единичным и дробным дозированием реагентов [3]).

Контактный чан предназначен для перемешивания пульпы с реагентами и представляет собой емкость цилиндрической формы, в центре которой вращается вал с мешалкой осевого типа. Эффективность работы контактных чанов ниже других аппаратов. Это обусловлено отсутствием равномерного распределения флотационных реагентов, что снижает количество контактов реагента с поверхностью угольных частиц; отсутствует возможность для создания условий кондиционирования частиц различной крупности; установка контактного чана для каждой из флотационных машин требует дополнительных площадей и усложняет технологическую схему. Контактные чаны в практике флотации в полной мере не соответствуют своему технологическому назначению.

Аппараты подготовки пульпы, АКП «Каскад», разработанный сотрудниками института «УкрНИИУглеобогащение», относится к типу самотечных, в которых время контактирования реагента с частицами определяется высотой падения пульпы. Принцип действия аппарата заключается в следующем: все потоки пульпы, поступающие на флотацию, направляются в смеситель, в котором, благодаря тангенциальному подсоединению патрубков образуется вихрь, обеспечивающий смешение потоков.

В разработанной конструкции «Каскад» воплощены следующие основные научные положения интенсификации подготовки пульпы: смешение всех потоков пульпы с целью усреднения крупности питания флотации; предварительная аэрация пульпы; распределение подготовленной пульпы по флотационным машинам.

Более совершенным вариантом АКП «Каскад» является аппарат для кондиционирования пульпы АКП-1600, который был испытан и внедрен институтами «УкрНИИУглеобогащение» и «Гипромашуглеобогащение» [5]. В данной конструкции смеситель аппарата выполнен в виде каскада кольцевых желобов, нижний из которых является распределителем пульпы по перфо-

рированным секторным делителям. Между секторами соосно с корпусом установлена труба, не доходящая до дна аппарата. Эта труба позволяет удлинить контур циркуляции реагента, способствуя прохождению его в нижнюю часть, где раскрытие пульпы наибольшее. Аппарат обеспечивает перемешивание всех потоков, поступающих на флотацию, подачу и равномерное распределение реагентов в виде аэрозоля, распределение пульпы по флотационным машинам.

#### *Кондиционирование в камерах флотационных машин*

На некоторых обогатительных фабриках реагенты подаются в загрузочные устройства флотационной машины. Как следует из статьи [6], безаэрационный способ кондиционирования предпочтительнее с точки зрения эффективности. В камерах же флотационных машин значительный объем занят воздухом, что значительно снижает эффективность процесса кондиционирования. Другим недостатком кондиционирования в камере флотомашин является вынос реагента, не закрепившегося на поверхности угольных частиц, в пенный продукт. Еще один недостаток такого кондиционирования – это подача реагента на весь флотируемый объем, где реагент контактирует одновременно с частицами различной крупности.

*Дробная дозировка реагентов* как собирателей так и вспенивателей. Существует практика подачи аполярного реагента в третью камеру флотомашин, а гетерополярного реагента – во вторую камеру флотационной машины. В загрузочный карман машины поступает 50-70% реагентов и 50-30% – по камерам.

В результате такого способа дозирования сокращается на 15-20% расход аполярного реагента [3].

Недостаток существующих методов состоит в том, что реагенты подаются на весь флотируемый объем полидисперсной угольной пульпы. При этом на мелких частицах благодаря большой удельной поверхности закрепляется реагентов больше, чем на крупных, поэтому эффективность флотации как крупных, так и мелких частиц – низкая.

Согласно исследованиям, проведенным автором статьи, крупные и мелкие частицы угля целесообразно обрабатывать при оптимальных концентрациях реагентов, которые можно создать при раздельной их обработке для частиц различной крупности [4].

Стремление создать пульпу однородную по крупности вызывает необходимость раздельной обработки реагентами крупнозернистой фракции с последующей совместной или раздельной флотацией.

Взяв за основу важность раздельной обработки пульпы по классам крупности, в КузНИИУглеобогащение были созданы аппараты АРКП-1,4 и АРКП-1,6 для раздельного кондиционирования пульпы.

Аппарат для кондиционирования пульпы работает следующим образом. Исходная пульпа через загрузочный патрубок, поступает на винтовой желоб площадью 5,5 м<sup>2</sup>, который имеет борт сечением 100 – 50 мм. При

движении пульпы по винтовому желобу – происходит разделение частиц пульпы по сечению с концентрацией мелких частиц во внешней части потока. С помощью борта переменного сечения наиболее мелкие частицы внешней части потока пульпы отсекаются и по трубопроводу вводятся в смеситель. Для контроля крупности пульпы в верхней части корпуса установлен перфорированный цилиндр. Крупнозернистая часть пульпы по винтовому желобу попадает в камеру кондиционирования с площадью винтового желоба  $6,1 \text{ м}^2$  [3].

Благодаря большей поверхности желоба в камере кондиционирования крупная фракция на винтовой поверхности располагается более тонким слоем, что создает лучшее условие для обработки ее реагентами. Реагенты на крупнозернистую фракцию подаются в виде отдельных струй. Потoki пульпы на спиральной поверхности совершают двойное движение: вокруг вертикальной оси желоба, где концентрируются крупные частицы угля, и внутри потока. Благодаря этому в зоне кондиционирования увеличивается эффективность обработки реагентами крупнозернистой части пульпы.

Обработанная реагентами крупнозернистая часть пульпы отводится в смеситель, где оба потока пульпы смешиваются. Гидрофобизация мелких частиц в смесителе происходит как за счет не проконтактировавшей с крупными частицами части реагентов, так и в результате передачи избытка реагентов с поверхности крупных частиц.

Таким образом, раздельное кондиционирование пульпы является наиболее рациональным способом ее подготовки, позволяющим повысить эффективность флотационного процесса. Промышленное применение аппаратов для раздельного кондиционирования флотационных угольных пульп будет способствовать улучшению технико-экономических показателей процесса флотации, увеличению зольности отходов флотации и тем самым снижению потерь коксующихся углей.

#### Библиографический список

1. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России во второй половине XX века / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолюк, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых.– Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015.– Вып. 19.– Ч.II. – 369 с., ил.

2. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России в конце XX, начале XXI вв / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолюк, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых.– Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19. – Ч.II. – 369 с., ил.

3. Антипенко Л.А. Разработка физико-технических методов концентрирования угольных пульп при флотации: монография / Л.А. Антипенко. – Новокузнецк, 2014. – 231 с.

4. Антипенко Л.А. Совершенствование подготовки пульпы перед фло-

тацией // Уголь.-1980.-№ 6-С.53-55

5. Назаренко В.М. Аппараты для кондиционирования пульпы АКП-1600 / В.М. Назаренко [и др.] // Кокс и химия. – 1981. – № 1. – С.37-38.

6. Сорокин А.Ф. Способы подготовки угольных пульп с реагентами перед флотацией. / А.Ф. Сорокин, А.И. Филиппов, Э.В. Комарова // Кокс и химия. – 1983. – № 8. – С. 12-14.

УДК 622.7.09:622.7.625

## **МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ**

**Громолюк Т.А., Кравченко А.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье описывается методика проведения опытно-промышленных испытаний флотационных реагентов посредством которой устанавливается возможность применения флотационных реагентов при флотации угольных шламов в условиях различных обогатительных фабрик.

Ключевые слова: флотация, аполярные и гетерополярные реагенты, технологические показатели работы флотационного отделения.

С повышением объемов добычи, усовершенствование механизированных систем отработки угольных пластов различной мощности, содержание мелких классов и уровень зольности в рядовых углях увеличились. Добываемый уголь во многих случаях не отвечает требованиям потребителей по основным качественным показателям: зольности, влажности, теплотворной способности и спекающим свойствам [2, 3]. Поэтому все большее распространение набирает способ обогащения тонких классов углей.

Для обогащения тонких шламов наиболее действенными являются флотационные методы обогащения, эффективность которых в свою очередь зависит не только от технического оснащения ОФ, но и от применяемых флотационных реагентов.

Несмотря на то, что уголь относится к неполярным минералам с высокой естественной гидрофобностью, для его эффективного флотационного обогащения необходимо использование флотореагентов – собирателей, пенообразователей, либо комплексных флотореагентов [3].

В настоящее время в России при обогащении углей методом флотации в качестве реагентов используются полупродукты нефтепереработки и отходы нефтехимического производства.

Опытно-промышленные испытания проводятся с целью установления возможности применения в качестве флотационных реагентов при флотации

угольных шламов в условиях различных обогатительных фабрик.

Как правило, комплекс испытаний реагента осуществляется в количестве 5-10 дней непрерывной работы флотационного отделения фабрики.

Условия процесса, расход реагентов и результаты флотации оцениваются по результатам лабораторных анализов, показаниям приборов и визуальной оценке состояния процесса.

#### *Подача испытуемого флотореагента в процесс*

Испытуемый реагент закачивается в расходную емкость на реагентной площадке в отделении флотации и подается в процесс флотации штатной системой управления расхода и дозирования реагента. При начале подачи испытуемого флотореагента подача штатного реагента останавливается на весь период испытаний.

Важным моментом исследования испытуемого реагента является и способ подачи реагента. Исследуется эффективность флотационного реагента при одновременной и дробной подаче в различные камеры флотационной машины.

#### *Опробование процесса флотации*

Опробование процесса флотации начитается после установления стабильной подачи испытуемого реагента и стабильной работы флотации. Процесс опробования не может начаться раньше чем через 30 минут после запуска флотации и начала подачи испытуемого реагента.

Опробование может вестись как накопительным методом – одна объединенная проба продукта (или питания) флотации состоит из часовых точечных проб в течение смены или до смены марки угля. Так и точечным часовым методом. Каждый отбор проб осуществляется одновременно для каждого продукта флотации. Объем каждой пробы 1 литр. Каждое опробование включает отбор проб питания флотации, отходов флотации, флотоконцентрата и кека. За одну смену (марку угля) отбирается одна объединенная проба для каждого продукта флотации или 12 часовых проб.

Взятые пробы доставляются в лабораторию фабрики для определения технологических показателей процесса флотации. Технологические показатели процесса (расход пульпы, содержание твердого в питании, расход реагентов) фиксируются в журнале на момент каждого отбора точечных проб.

Кроме перечисленного выше могут фиксироваться другие значимые параметры флотации: толщина кека на вакуум-фильтрах, влажность кека, уровень заполнения зумпфа флотоконцентрата и т.д. по необходимости.

#### *Запись полученных результатов в сводную таблицу*

Данные показателей приборов, результаты измерений и анализов из журнала лаборатории заносятся в сводную таблицу 1 по нижеуказанному образцу.



Таблица 1 – Основные технологические показатели работы флотационного отделения

№ пр.	Дата, смена, время, марка РУ	Расход р-та, кг/т	Питание		Концентрат		Отходы		Кек		Примечание
			С, г/л	A <sup>d</sup> , %	С, г/л	A <sup>d</sup> , %	С, г/л	A <sup>d</sup> , %	С, г/л	A <sup>d</sup> , %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1											
2											

*Обработка и расчет результатов испытаний*

Показатели сводной таблицы используют для расчета результатов работы за весь период испытаний.

Удельный расход реагента ( $q_p$ , кг/т) за смену (марку угля) рассчитывается как отношение количества поданного на флотацию реагента ( $m_p = V_p * \rho_p$ , кг) по изменению объема реагента в расходной емкости к количеству переработанного флотацией рядового угля.

Расчетный выход флотоконцентрата  $\gamma_k$  рассчитывается по формуле:

$$\gamma_k = 100 * (A_{отх}^d - A_{п}^d) / (A_{отх}^d - A_{ф.к.}^d), \%$$

где  $A_{отх}^d, A_{п}^d, A_{ф.к.}^d$  – зольность соответственно питания, флотоконцентрата и отходов флотации.

Результаты расчета заполняются в виде таблицы 2 по нижеуказанному образцу:

Таблица 2 – Результаты расчета технологических показателей по сменам

№	Дата, смена, марка	Реагент		Питание		Концентрат		Отходы		Примечание
		кг/см	кг/т	Q, т/см	A <sup>d</sup> , %	$\gamma$ , %	A <sup>d</sup> , %	$\gamma$ , %	A <sup>d</sup> , %	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1.										
2.										

По результатам расчета показателей составляются итоговые средние результаты, оформляется итоговая таблица, делается вывод о возможности применения реагента для условий конкретной обогатительной фабрики, составляется акт промышленных испытаний.

Библиографический список

1. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России во второй половине XX века / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолюк, А.В. Богонос,

А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015.– Вып. 19.– Ч.II.– 369 с., ил.

2. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России в конце XX, начале XXI вв / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолук, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых.– Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19.– Ч.II. – 369 с., ил.

3. Антипенко Л.А. Разработка физико-технических методов концентрирования угольных пульп при флотации: монография / Л.А. Антипенко. – Новокузнецк, 2014. – 231 с.

УДК 622.7.625

## **ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ФЛОТАЦИЮ РУДЫ**

**Полковникова Е.С. Кравченко А.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье изучены основные факторы, влияющие на технологию флотации руды. Рассмотрены основные взаимосвязи, влияния и эффекты на флотационный процесс.

Ключевые слова: реагентный режим, флотация руды, скорость флотации, свойства пульпы, свойства исходного питания флотации.

Промышленный флотационный комплекс представляет собой совокупность потоков пульповоздушной смеси, технологического разделительного процесса и аппаратов для его осуществления. Эффективное управление комплексом должно обеспечить оптимизацию условий протекания флотационного процесса в соответствии с принятыми критериями на всех его стадиях. Достижение этой цели возможно при обеспечении управления флотационным комплексом, как единым целым, включающего взаимосвязанное оперативное регулирование параметров технологической схемы, характеризующих материальные потоки пульпы, и параметров технологического режима флотации [1].

Течение и результаты флотационного процесса зависят от многих факторов. К ним относятся: минеральный состав, характер вкрапленности и другие свойства полезного ископаемого, гранулометрическая характеристика твердой фазы, плотность и температура пульпы, состав воды, реагентный режим, конструкция флотационной машины и др. Оптимальное значение каждого из этих факторов должно быть установлено и его надо поддерживать постоянным. Нарушение хотя бы одного из этих оптимумов может полностью расстроить весь процесс.

### *Свойства обогащаемого полезного ископаемого*

Флотируемость руд и углей определяется их минеральным составом (свойствами отдельных минералов и их количественным соотношением), характером срастания минералов, наличием в них изоморфных примесей, вторичными изменениями минералов (выветриванием, окислением и пр.). Классификация минералов по их флотационным свойствам. В процессах добычи и последующего хранения отмечается изменение флотационных свойств руд и углей. Обычно их флотируемость ухудшается в связи с дополнительным окислением поверхности частиц.

Руды обычно характеризуются мелкокристаллическим строением и пористостью. При их измельчении часто образуются тонкие шламы.

### *Крупность флотируемого материала и раскрытие сростков*

Измельчение материала перед флотацией необходимо для разделения сростков отдельных минералов и доведения крупности частиц до таких размеров, при которых возможно осуществление флотации. В соответствии с этим характеристики крупности исходного материала влияют на флотацию изменением флотируемости частиц в зависимости от их крупности и степени раскрытия сростков.

Для флотации, протекающей с достаточной скоростью и избирательностью, необходимо добиваться оптимальной гранулометрической характеристики флотируемого материала. Флотация осуществляется лучше всего при некоторой средней крупности частиц. Присутствие в пульпе тонких шламов обычно ухудшает флотацию, снижает ее скорость и избирательность, вызывает увеличение расхода реагентов. Слишком крупные частицы в обычных условиях флотируются плохо, остаются в хвостах.

Поэтому при флотации опытным путем определяют такое измельчение руды, при котором:

- достаточно полно раскрываются сростки, позволяющие получить кондиционные концентраты и отвальные хвосты;
- отсутствуют крупные частицы, флотация которых невозможна, вследствие их больших размеров;
- получают минимальное количество тонких шламов.

### *Плотность и температура пульпы*

Одним из важных факторов, влияющим на флотацию, является соотношение твердой и жидкой фаз пульпы. Существуют показатели, применяемые для характеристики этого соотношения: содержание в пульпе твердого  $R$  (%) отношение массы твердого к жидкому в пульпе ( $T: Ж$ ) или жидкого к твердому ( $Ж: T = R$ ); консистенция пульпы, являющаяся отношением объема, занимаемого водой, к объему, занимаемому твердым, в одном и том же объеме пульпы.

Плотность пульпы весьма разносторонне влияет на флотацию. С увеличением плотности пульпы при постоянном объеме флотационных машин и производительности фабрики продолжительность нахождения пульпы в

этих машинах возрастает.

Объемная концентрация реагентов также увеличивается с увеличением плотности пульпы (при сохранении постоянного расхода реагента, отнесенного к единице веса флотированного материала). В ряде случаев повышение плотности пульпы увеличивает извлечение. С этих точек зрения, казалось бы, целесообразно флотировать пульпу максимальной плотности. Однако при чрезмерном увеличении плотности пульпы резко ухудшается аэрация пульпы и флотация крупных частиц, происходит более интенсивная флотация тонких частиц пустой породы, что ухудшает качество концентрата. Флотация разбавленных пульп позволяет обычно получать более чистые концентраты, но извлечение при этом снижается.

Поэтому в каждом случае необходимо устанавливать опытным путем наиболее выгодную плотность пульпы. Обычно в практике флотации применяют плотность пульпы в пределах 15-40 % твердого. По ходу процесса происходит разжижение пульпы и разница в плотности пульпы в первой и последней камерах может достигать 10-15 %. Особенно важно применение разбавленных пульп при значительном содержании в них тонких шламов [2].

Влияние температуры пульпы особенно заметно при флотации несulfидных минералов с использованием в качестве собирателей жирных кислот или их мыл. Повышение температуры часто интенсифицирует процесс флотации, т.к. при этом повышается растворимость кислот и снижается их расход, но это почти всегда ухудшает селективность процесса. С повышением температуры пульпы увеличивается скорость большинства процессов, происходящих на поверхностях раздела фаз; повышение температуры пульпы интенсифицирует флотацию.

#### *Состав жидкой фазы пульпы*

На процесс флотации существенное влияние оказывает *состав применяемой воды* – свежей или оборотной. В воде, как правило, присутствуют соли жесткости (соли кальция и магния), соли железа, которые, например, увеличивают расход собирателя при флотации несulfидных минералов олеиновой кислотой вследствие образования нерастворимых олеатов. Ионы присутствующие в жидкой фазе пульпы могут также оказывать активирующее или депрессирующее действие на флотацию различных минералов, ухудшать пенообразование [3].

Неизбежные ионы различно и весьма сильно влияют на флотацию. Особенно заметно это влияние при флотации несulfидных минералов (окислов, силикатов, алюмосиликатов, полярных солеобразных минералов с щелочно-земельными катионами) при помощи жирных кислот и их мыл. В исследованиях (М. А. Эйгелеса, Кребера и Боппея, В. А. Глембоцкого и др.) показано, что даже весьма незначительное количество неизбежных ионов может резко изменить весь ход флотационного процесса.

Влияние неизбежных ионов на флотацию может быть следствием двух причин: неизбежные ионы, закрепляясь на поверхностях, изменяют их фло-

тационные свойства; неизбежные ионы могут вступать в химическую реакцию с реагентами.

К другим факторам, оказывающим влияние на процесс флотации, относятся: метод и степень аэрации пульпы, условия эксплуатации машины; выбор оптимальной схемы флотации (с выделением грубых концентратов, наличие операции доизмельчения, число и последовательность операций флотации, способ переработки промпродуктов и т.п.), рациональное распределение операций флотации по флотационным машинам.

#### *Аэрация и время флотации.*

Аэрация пульпы необходима для образования воздушных пузырьков. Определяется содержанием, дисперсностью и равномерностью распределения воздуха в объеме пульпы. Зависит от конструкции машин, режима ее работы, содержания твердой фазы в пульпе, характеристики реагентов и их концентрации.

Аэрация пульпы характеризуется количеством воздуха, проходящего в единицу времени через единицу площади горизонтального сечения флотационной камеры (л/м<sup>2</sup>·мин). В практике обогащения показатель аэрации пульпы варьируется от 600 до 1300 л/м<sup>2</sup>·мин.

Аэрация влияет на скорость флотации. С увеличением аэрации скорость флотации возрастает. Взаимосвязь времени флотации и аэрации выражается следующей формулой:

$$\frac{t_2}{t_1} = \sqrt{\frac{a_1}{a_2}};$$

где:  $t_1$  и  $a_1$  – первоначальное время флотации и соответственно первоначальная аэрация пульпы;

$t_2$  – время флотации необходимое при аэрации  $a_2$ .

При прочих равных условиях, аэрация зависит от плотности пульпы. В более плотных пульпах аэрация снижается.

Изучив и проанализировав многие факторы влияния на процесс флотации руд, была составлена блок-схема (рисунок 1). Блок-схема отражает функциональное влияние факторов друг на друга и на процесс флотации в целом.

Как следует из рисунка 1, все рассмотренные факторы влияния на флотацию руды являются основными и изменение одного из них ведет к изменению технологического режима флотации. Однако эти факторы можно разбить на три основные группы: 1 – свойства исходного питания флотации; 2 – свойства среды, в которой происходит процесс флотации; 3 – реагентный режим. Следует так же сказать, что это условное деление. В практике флотации, наибольшее влияние на качество конечных продуктов оказывает реагентный режим, который наиболее удобно контролировать, с точки зрения технологического процесса.

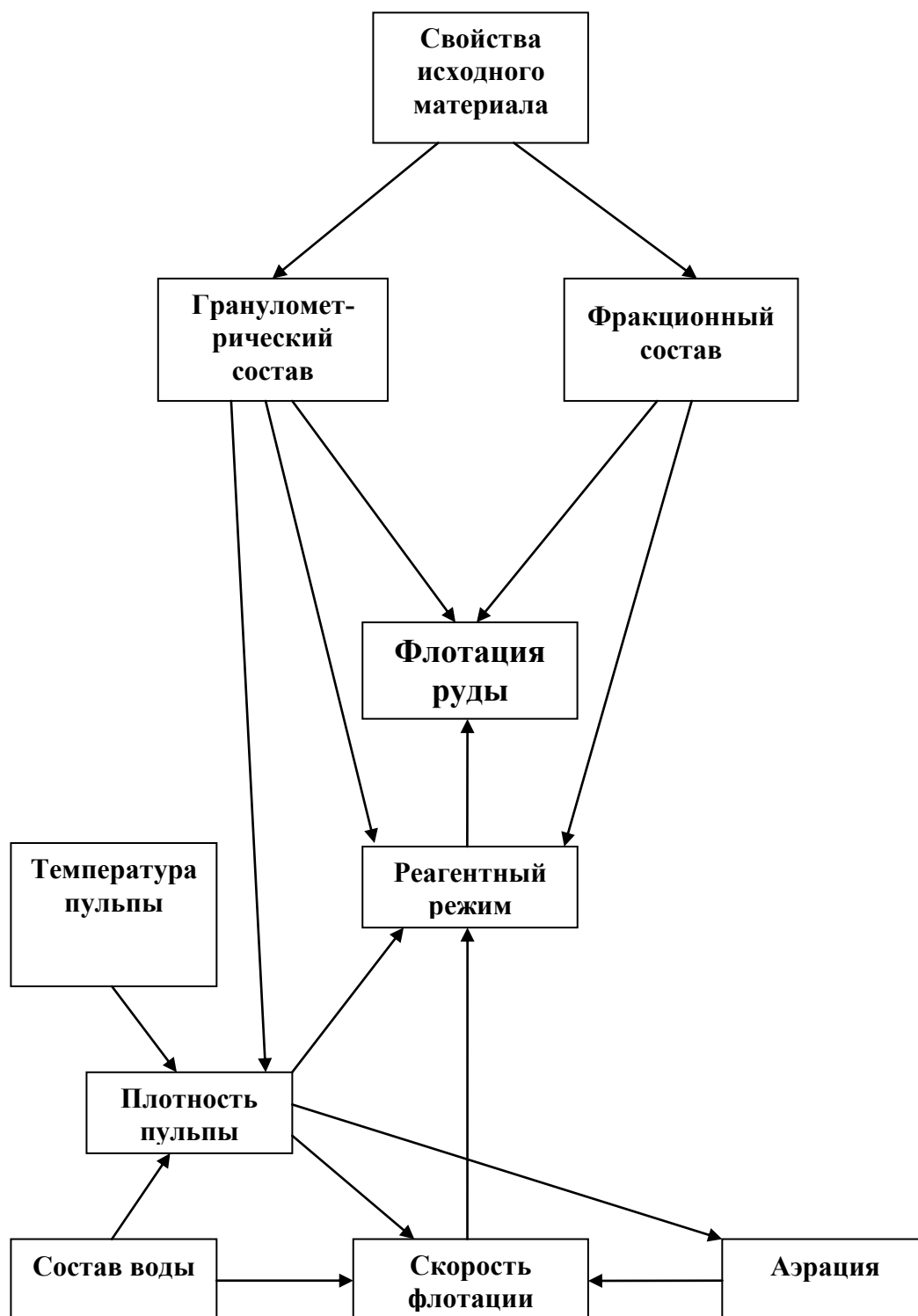


Рисунок 1 – Связи влияния внешних и внутренних факторов на процесс флотации

#### Библиографический список

1. Глембоцкий В.А. Флотационные методы обогащения: учебник для ВУЗов /В.А. Глембоцкий, В.И. Классен. М.: Недра, 1981.304с.
2. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики: ч.3 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1984. 358с.

3. Хан Г.А. Флотационные реагенты и их применение / Г.А. Хан, Л.И. Габриелова, Н.С. Власова. М.: Недра, 1986. 272 с.

УДК 622.7.625

## **ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЯ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ**

**Кириянов И.С.**

**Научный руководитель: Кравченко А.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк.*

В данной статье исследованы тенденции развития флотации и флотационных методов обогащения угля во второй половине XX столетия. Рассмотрены вопросы развития и совершенствования технологии флотационного обогащения в начале XXI века.

Ключевые слова: флотация, флотационные реагенты, технология обогащения полезных ископаемых, угольный шлам.

В настоящее время всё чаще рассматривается вопрос комплексного и наиболее полного использования полезных ископаемых, в частности коксующихся углей. Возрастающие потребности народного хозяйства в не дорогом и в тоже время качественном минеральном сырье вызывают необходимость увеличения степени комплексности использования полезных ископаемых при переработке и обогащении.

Следует заметить, что проблему комплексного и более полного обогащения и использования труднообогатимых коксующихся и газовых углей, без применения метода флотации решить практически невозможно. Например, при обогащении полезных ископаемых гравитационными процессами значительная часть полезного компонента переизмельчается и переходит в шламы. До появления флотации эти шламы не могли перерабатываться, поэтому направлялись в хвосты или использовались в необогащенном виде.

Первые работы по кинетике флотации относятся к 30-м годам, когда К.Ф. Белоглазов и Г. Цунига предложили уравнение кинетики. Исследования были обобщены в книге «Закономерности флотационного процесса», опубликованной в 1947г. Подробное изучение механизма флотации позволило выявить влияние основных факторов (крупности частиц, расхода реагентов, гидродинамики потоков в камере, плотности пульпы и др.) на скорость процесса, построить модели флотационного процесса, разработать методы расчета флотационных машин и схем [1].

В следующие 50 лет применение флотационного процесса непрерывно расширяется. Так только в Кузбассе в этот период было построено и введено в эксплуатацию 15 угольных обогатительных фабрик, в 13 из которых тех-

нологические схемы включают в себя флотоотделения. По количеству и разнообразию перерабатываемого сырья флотация занимает первое место среди других технологических процессов обогащения. Кроме того, флотацию широко применяют в металлургии, химическом производстве, биологии, экологии, сельском хозяйстве, геологии, медицине и других отраслях народного хозяйства [2].

Техническое перевооружение в 1970-75х годах позволило интенсифицировать производственные процессы в обогащение углей, разработаны и успешно внедрены двухстадиальные схемы и режимы флотации труднофлотируемых высокозольных шламов газовых углей. Так же разработана и внедрен система «Каскад» для подготовки пульпы перед флотацией, которая заменяет 8 контактных чанов, сгустительные воронки и реагентные питатели при экономии электроэнергии в 5-6 раз, увеличение скорости флотации и повышение выхода флотоконцентрата в среднем на 0,8 %. К 1975г доля обогащаемого методом флотации угля приближалась к 30 % [3].

В 1975-90х годах на фабриках Кузнецкого бассейна просматривается заметное увеличение переработки угля методом флотации (рис.1). В схемах фабрик перерабатываются угли для коксования марок Г, Ж, К-Ж, ОС. Угли характеризуются низким содержанием серы (0,3-0,6%) и относительно высоким содержанием мелких классов. Выход класса 0-0,5мм в рядовых углях достигает 30%. В процессе вторичного шламообразования содержание классов флотационной крупности может увеличиваться до 35 %.

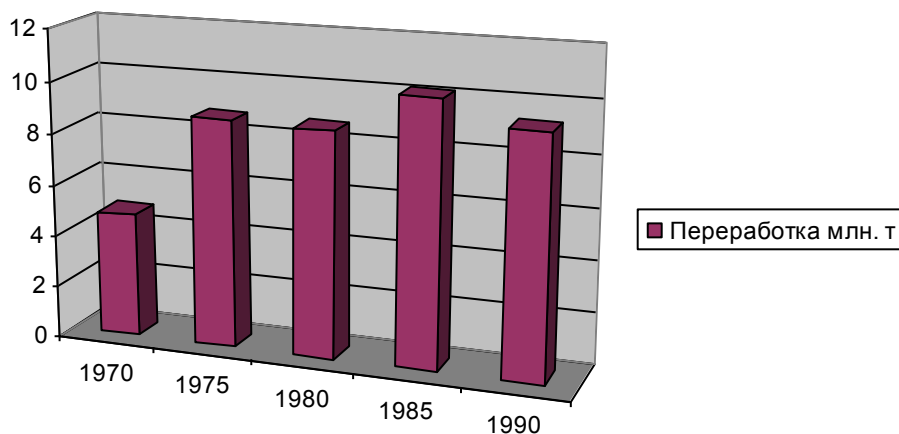


Рисунок 1 – Объемы переработки угля флотационными методами в период с 1970 по 1990 г.

Так же прослеживается уменьшения зольности концентрата, учитывая что зольность питания увеличивается, можно наблюдать на практике совершенствование методов флотации (рис.2). При всем при этом флотация остается одним из дорогостоящих процессов обогащения в связи с использованием большого количества реагентов-собирателей(0,8-4,5кг/т) и пенообразователей(0,02-0,2кг/т) [4].



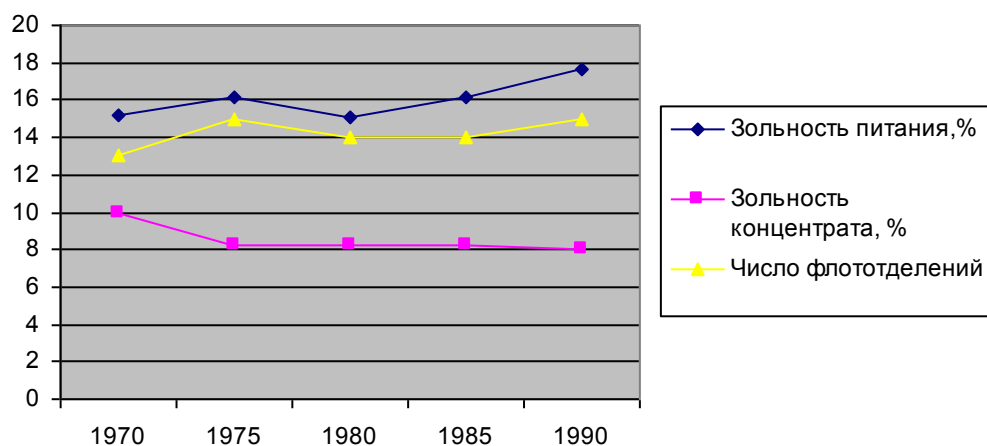


Рисунок 2 – Изменение характеристик процесса флотации в период с 1970 по 1990 г.

В начале 90х годов поиск возможностей снижения себестоимости продукции привел к изменению технологических схем обогащения. В 1990-1995г наблюдалась тенденция отказа от флотационного обогащения в пользу гравитационных методов обогащения. Класс 0-0,5 (0,3) мм не обогащали и добавляли к концентрату крупного и мелкого классов, если позволяла зольность шламов, или складировали в шламовых отстойниках обогатительных фабрик. Начиная с 1985 года, в обогащении углей методом флотации наметился спад как технологический, так и по производственным мощностям. К 1995 году флотационное обогащение по объемам переработки соответствовало показателям 1970х годов (рисунок 3).

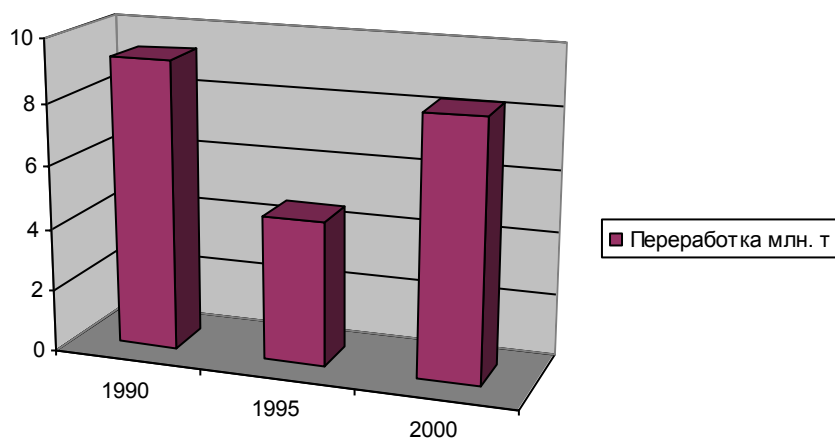


Рисунок 3 – Объемы переработки угля флотационными методами в период с 1990 по 2000 г.

В период 2000-2015 год интерес к процессу флотации на угольных обогатительных фабриках значительно возрастает. За это время в Кузбассе было построено 25 обогатительных фабрик. Их них 5 – с применением флотационного метода обогащения для обогащения угольных шламов. За последние десятилетие объем переработки тонких классов углей флотацион-

ными методами обогащения увеличился более чем в 3 раза, по сравнению с 1995 годом (рисунок 4).

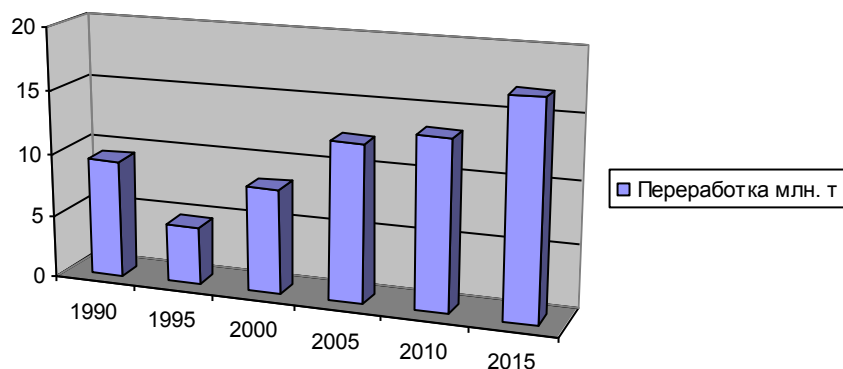


Рисунок 4 – Объемы переработки угля флотационными методами в период с 1990 по 2015 г.

Исследования последних лет свидетельствуют о целесообразности модифицирования и развития методов флотационного обогащения, в частности, для обогащения угольных шламов. В условиях действующих и вновь строящихся углеобогащительных фабрик для повышения эффективности с помощью интенсификации процесса флотации, могут служить поиски селективных флотационных реагентов, способных к специфическому взаимодействию с угольным веществом, и разработка на их основе новых реагентных режимов, которые позволят повысить технико-экономические показатели процесса флотации.

#### Библиографический список

1. Рубинштейн Ю.Б., Филиппов Ю.А. Кинетика флотации / Ю.Б. Рубинштейн Ю.А., Филиппов. – М.: Недра, 1980. – 375с.
2. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. Учебник для вузов / А.А. Абрамов. – М.: Недра, 1984. – 383с.
3. Косинова Н.С., Громолюк Т.Д., Богонос А.В., Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России во второй половине XX века / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолюк, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19. – Ч.II. – 369 с., ил.
4. Беловолов В.В., Бочков Ю.Н., Довыдов М.В. и др. Техника и технология обогащения углей / В.В. Беловолов, Ю.Н. Бочков, М.В. Довыдов и др.; Под ред. В.А. Чантурия, А.Р. Молякко. – М.: Наука, 1995. – 622с.
5. Углёв Современные технологии флотационного обогащения тонких угольных шламов / Углёв // Уголь. – 2013. – №7. – 94с.

6. Алексеев К.Ю., Линев Б.И., Рубинштейн Ю.Б. Современные направления развития углеобогащения в мире / К.Ю. Алексеев, Б.И. Линев, Ю.Б. Рубинштейн // Уголь. – 2011. – №5. – 113с.

УДК 378.014.6:622

**СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ РАЗЛИЧНЫХ  
ФОРМ ИТОГОВОЙ АТТЕСТАЦИИ ПО СПЕЦИАЛЬНЫМ  
ДИСЦИПЛИНАМ НАПРАВЛЕНИЯ ПОДГОТОВКИ  
130400 «ГОРНОЕ ДЕЛО» СПЕЦИАЛЬНОСТИ «ПОДЗЕМНАЯ  
РАЗРАБОТКА ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ»**

**Куракин С.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Домрачев А.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: simon779@mail.ru*

В данной статье рассмотрены промежуточные результаты проверки письменных ответов и протоколы тестирования в рамках проведения государственного экзамена по специальности 130400. По результатам анализа установлено, что тестирование позволяет получить более высокие результаты, так как имеет место сознательный выбор студентами данной формы итоговой аттестации. На основе проведенного анализа тестовых заданий можно заключить, что необходим переход к использованию обособленных обучающей и тестирующей выборок или создание гибридной системы вопросов с динамически изменяющимся контентом.

Ключевые слова: промежуточные результаты проверки, протоколы тестирования, горны дисциплины, компьютерные тесты.

В качестве основы для проведения анализа использованы промежуточные результаты проверки письменных ответов и протоколы тестирования в рамках проведения государственного экзамена по специальности в 2014 году (таблица 1). Основными отличиями от соответствующих экзаменов по классическим дисциплинам можно считать:

-использование вопросов (и задач) по геомеханике в рамках набора вопросов по управлению состоянием массива горных пород (УСМГП);

-использование вопросов из курса «Проектирование горных предприятий» в рамках набора вопросов по проектированию шахт;

-совместный комплект вопросов по дисциплинам «Аэрология горных предприятий» и «Промышленная безопасность и горноспасательное дело», отображенный в таблице 1 как «Вентиляция шахт и ПБ»; при тестировании вентиляция и промбезопасность разделены, но в таблице 1 для корректного сравнения с результатами письменного экзамена приведен сводный результат.

В целом тестирование позволяет получить более высокие результаты,

что может быть объяснено тем, что данную форму большинство студентов выбирали сознательно, исходя из уже имеющегося опыта прохождения тестов по специальным дисциплинам («Вскрытие и подготовка шахтных полей», «Технология отработки крутых пластов» и др. ). Выбор письменной формы часто являлся вынужденным, т.е студент до конца не мог определиться с предпочтительной для него формой проведения экзамена. Анализ результатов по отдельным дисциплинам (и группам смежных дисциплин) позволил сделать следующие выводы.

Таблица 1 – Сравнительные результаты тестирования и письменного экзамена

Дисциплина	Оценка за письменный экзамен		Оценка за тест		Превышение среднего балла
	средняя	максимальная	средняя	максимальная	
Вскрытие шахтных полей	3,00	3	3,15	5	+0,15
Проведение горных выработок	3,07	4	3,48	4,5	+0,41
Технология очистных работ	3,07	4	3,74	4,5	+0,67
Проектирование (шахт)	3,07	4	3,07	4,25	+0
УСМГП	3,29	4	3,64	4,5	+0,35
Вентиляция шахт и ПБ	3,78	5	3,81	5	+0,03

1. Относительно низкие результаты при проверке знаний по вскрытию и подготовке шахтных полей можно объяснить тем, что дисциплина изучалась за два года для проведения госэкзамена, а также слабым умением студентов работать с графическими элементами тестов и решать даже относительно несложные задачи.

2. Результаты проверки знаний по технологии проведения горных выработок и технологии очистных работ по письменной форме и тестированию в целом можно считать достаточно близкими. Более высокая максимальная оценка по тестам может быть объяснена широким использованием в качестве элементов тестов основных понятий и определений и относительно невысокой долей (около 25 %) и сложностью задач.

3. Проектирование шахт является одной из наиболее сложных составляющих экзамена (теста) как с точки зрения формализации в виде вопросов (тестовых заданий) так и для точного формулирования ответов, заслуживающих высокой оценки. Сложностью тестирования является использование в

качестве основы для вопросов структуры и состава документации (текстовой и графической) при одно- и двухстадийном проектировании а также необходимость решать задачи в два (и более) действия.

4. Высокая результативность тестирования по УСМГП может быть объяснена относительной простотой решения задач и относительной близостью сроков изучения дисциплины к моменту проведения государственного экзамена.

5. Результаты оценки знаний по вентиляции и промышленной безопасности в целом являются достаточно близкими. Особенностью тестирования является непосредственное использование текста пунктов «Правил безопасности в угольных шахтах» для разработки тестовых заданий, что обеспечивает некоторое повышение результативности при тестировании студентов-заочников, которые проходят периодическую проверку знаний ПБ в рамках своей профессиональной деятельности. Однако получаемый прирост результативности в итоговой таблице «скрыт» относительно низкими результатами проверки знаний по вентиляции из-за затруднений при решении численных задач.

На основе приведенного выше анализа можно заключить, что для повышения эффективности обучения/тестирования как элемента процесса подготовки горных инженеров необходимо.

1. Создание двух различных выборок - обучающей и тестирующей, причем оптимальным является создание выборок за счет замены обычных вопросов задачами с динамически изменяющимися условиями. Из-за высокой трудоемкости такого подхода возможно создание вопросов с динамическим контентом, когда одна форма может отображать 2-3 различных варианта вопросов.

2. Расширение использования вопросов, в качестве ответа на которые принимаются изображения (например, технологические карты или схемы) составляемые из произвольно изменяемых фрагментов. Данный подход уже частично реализован, однако студенты испытывают значительные трудности при подготовке ответа в условиях ограниченного количества времени.

3. Поощрение практики использования программы при проведении внутрикафедральных олимпиад и конкурсов, а также внедрение комплекса тестов (на базе описанной выше программы) для проверки готовности студентов к ответам на вопросы при защите выпускной квалификационной работы.

#### Библиографический список

1. А.Н.Домрачев. Первый этап внедрения сетевого учебно-методического и информационного комплекса по курсу «Технология и механизация открыто-подземной разработки МПИ» //Домрачев А.Н Научно-технологические технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей междунар. научно-практ. конф. / Сиб. гос. индустр. ун-т ; ЗАО «Кузбасская ярмарка».; под ред. В.Н.Фрянова. – Новокузнецк : СибГИУ, 2007. - С. 123-126.

2. Н.И.Федунец. Применение мультимедийных технологий в образова-

нии// Федунец Н.И., Ярошук И.В. – М.:МГГУ,2006.-88 с.

3. Домрачев А.Н. Алгоритм и структура контента обучающе-тестирующей программы для базовых дисциплин специальности 130400 «Горное дело». - Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов : сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2015. - С.184-187.

УДК 662:004.9

## **РАЗРАБОТКА ПРИКЛАДНЫХ ПРОГРАММ ДЛЯ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

**Богаченко А.И., Партилов М.В., Матвеев А.В.**

**Научный руководитель канд. техн. наук, доцент В.В. Чаплыгин**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк*

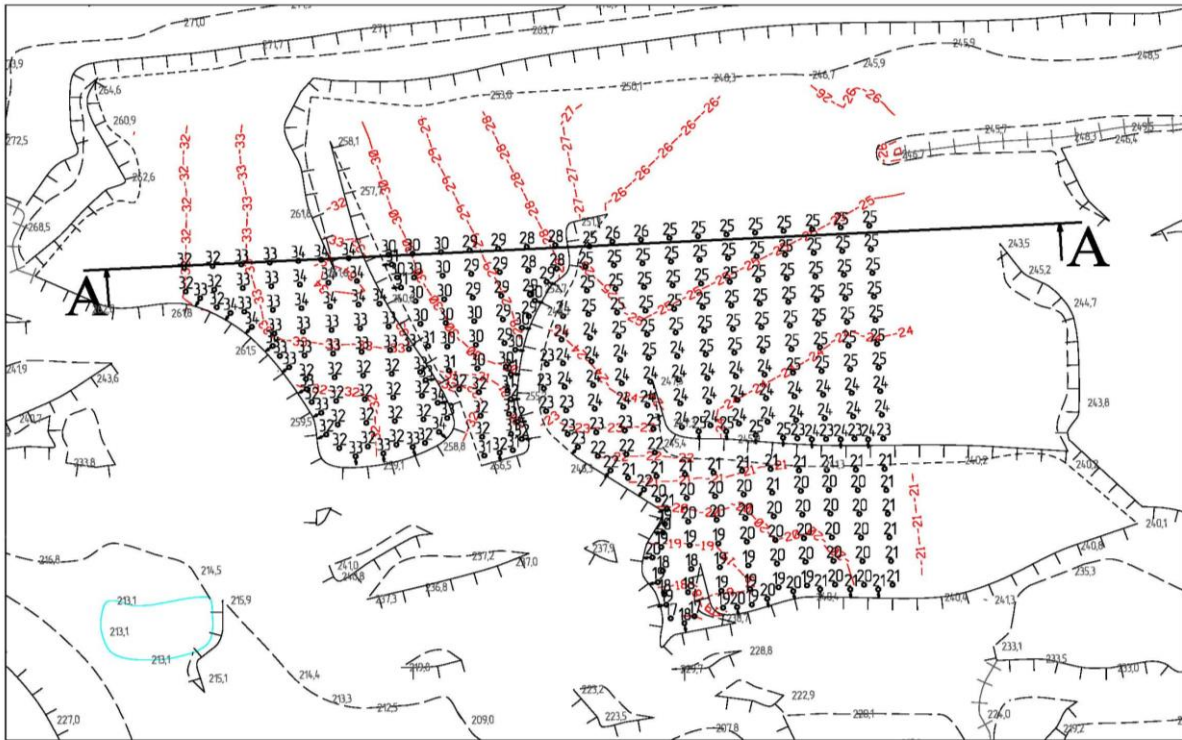
Рассмотрено применение макрокоманд для оптимизации производственных процессов.

Ключевые слова: паспорта БВР, планирование, макросы.

На предприятии ЗАО «Салек» (разрез «Восточный») Северо-Талдинского каменноугольного месторождения Ерунаковского геолого-экономического района Кузбасса, разрабатывающем угольное месторождение открытым способом, техническая служба использует программу Microstation для подсчета объемов, проектирования и планирования горных работ. При этом используется приложение GEORAK, предназначенное для моделирования и анализа земной поверхности в среде Microstation.

Функциональных возможностей приложения GEORAK не хватает для решения всех задач, связанных с планированием и проектированием горного производства, например, стандартный функционал не содержит инструментов для проектирования буровых работ.

При составлении проекта на бурение на одном из этапов возникает задача определить глубины скважин и нанести их на план. Если площадка под бурение имеет ровную поверхность, то задача решается легко – все скважины имеют одинаковую глубину. Однако если площадка под бурение имеет сложный рельеф поверхности (наклонная или многоуровневая площадка при бурении почвы пологих и наклонных угольных пластов), то задача усложняется. С помощью инструмента Elevation Difference возможно построить разность высотных отметок в виде изолиний с отметками между двумя поверхностями – фактической и проектной. После этого на плане возле устья каждой скважины необходимо вручную создается текстовый элемент, в котором указывается глубина скважины, ориентируясь на изолинии, результат представлен на рисунке 1.



Сечение А-А

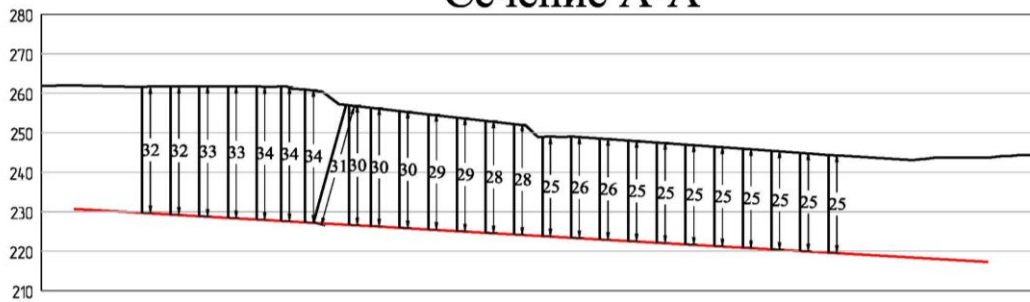


Рисунок 1 – Конечный результат определения глубины скважин.

Изложенный способ имеет очевидные недостатки – тратится много времени, повышается возможность совершить ошибку, при изменении рельефа площадки необходимо проделывать трудоемкую работу заново.

Благодаря тому, что Microstation поддерживает язык программирования VBA [1], можно создавать макрокоманды, которые расширяют функциональные возможности программы. VBA – довольно простой язык программирования, поэтому его можно использовать, не имея глубоких познаний в программировании [2].

Для упрощения и ускорения составления проекта на бурение нами разработана программа с помощью языка программирования VBA. Суть работы сводится к следующему: после запуска она автоматически определяет разницу между высотными отметками фактической и проектной поверхностей для каждой скважины, и затем возле устья скважины создается текстовый элемент, в котором указывается глубина скважины, и позволяет моменталь-

но определить и показать на плане глубины всех скважин. При этом так же учитывается величина перебура скважины.

Так же на языке программирования VBA разработана программа, позволяющая при ежемесячном маркшейдерском подсчете объемов вывезенной горной массы упростить подсчет объемов площади выработанного пространства при построении большого количества сечений горных выработок. После автоматического расчета полученные данные заносятся в заранее подготовленную электронную таблицу с формулами и в результате становится известен вывезенный объем горной массы.

Проблема стандартного метода расчета объемов вывезенной горной массы в том, что с помощью стандартных инструментов Microstation сечения приходится строить по очереди одно за другим, совершая при этом однотипные повторяющиеся действия, определение площади выработанного пространства на каждом сечении также производится вручную. В итоге полный подсчет объемов горной массы за месяц занимает для условий ЗАО «Салек» (разрез «Восточный») 4-5 часов.

Для решения проблемы были созданы две макрокоманды. Первая позволяет моментально построить любое количество сечений, вторая – определить площади всех отработанных контуров на построенных сечениях. Затем полученные данные заносятся в ту же электронную таблицу для получения итоговой цифры. Благодаря этому время, затрачиваемое на подсчет, снизилось до 1-2 часов.

С помощью применения макрокоманд удалось расширить функционал программы Microstation нужными инструментами, что позволило упростить и ускорить составление проекта на бурение и методику подсчета объемов вывезенной горной массы.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]- Режим доступа: Learning MicroStation VBA / J. Winters // Exton, Pennsylvania, 2006.
2. [ Электронный ресурс]- Режим доступа: Microstation VBA Fundamentals / EnvisionCAD, 2012.



## **СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ УПРАВЛЕНИЯ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯМИ**

**Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.  
Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк, e-mail: chief.a.v@mail.ru*

Рассмотрены современные способы управления электродвигателями на предприятиях горной промышленности.

Ключевые слова: гидромуфты, частотные преобразователи.

Сегодня проблеме энергосбережения по всему миру и в том числе в России уделяется много внимания. Большая часть энергозатрат приходится на различные насосы, вентиляторы и конечно конвейеры. Когда идет речь об энергосбережении, то в первую очередь обращают внимание на крупных потребителей энергии, имеющих мощность более 1 МВт, такие как шламовые насосы, вентиляторы проветривания, конвейеры.

Рассмотрим каким способом чаще всего сегодня управляются эти механизмы и как можно оптимизировать их работу при помощи современных способов регулирования.

Обычно вентиляторы и насосы, подключаются напрямую к сети. В случае с насосами для регулирования их производительности используется гидравлическое дросселирование. Для вентиляторов применяют специальные шиберы, двухскоростные двигатели. Во всех случаях регулируется поток жидкости или воздуха за счет его ограничения, сами двигатели работают практически на номинальном режиме.

Для конвейеров и других механизмов, где требуется плавное регулирование скорости, зачастую используются двигатели постоянного тока с тиристорным управлением. Недостатком этим механизмов является необходимость их постоянного обслуживания, а именно замена щеток двигателя.

Наиболее распространенными на сегодня современными способами регулирования вращающихся механизмов являются преобразователи частоты и гидромуфты. Рассмотрим более подробно каждый из способов регулирования.

Преобразователи частоты позволяют регулировать скорость вращения электродвигателя за счет изменения входной частоты. Рабочие механизмы не так часто работают при полной нагрузке двигателя, зачастую на выходе насоса или вентилятора устанавливаются заслонки или шиберы для уменьшения расхода воды или воздуха.

В случае с центробежными насосами и вентиляторами снижение рабочей скорости ведет к кубическому снижению электропотребления, что существенно больше по сравнению с классическими методами регулирования. За счет значительной экономии электроэнергии инвестиции в преобразователи

частоты окупаются за разумный период.

В общем случае применение преобразователей частоты для управления электродвигателями позволяет сэкономить как минимум 30 % электроэнергии по сравнению с традиционными способами управления двигателями. Например, если снизить рабочую частоту всего лишь на 20 % (с 50 до 40 Гц), тогда, потребление электроэнергии уменьшится вдвое.

Помимо энергосбережения преобразователи частоты увеличивают срок службы электродвигателя и рабочего оборудования, повышают надежность всей системы, не требуют технического обслуживания.

Следует иметь в виду, что установка преобразователей частоты имеет и отрицательные последствия – передача гармонических искажений в сеть. Для устранения этого эффекта компания производители частотных преобразователей предлагают различные решения позволяющие улучшать важные параметры питающей сети и уменьшить негативное воздействие на другое оборудование, подключенное к общей сети.

Частотные преобразователи имеют широкий набор коммуникационных возможностей (протоколы и интерфейсы) для подключения к ПЛК или системе управления. Таким образом, можно повысить уровень автоматизации и оперативно получать данные с оборудования.

Регулирование частоты вращения рабочего колеса насоса при постоянной частоте вращения ротора электродвигателя можно осуществить с помощью гидродинамической передачи (регулируемой гидромуфты).

Рабочими элементами гидромуфты являются колесо центробежного насоса и колесо турбины, размещенные в общем корпусе и предельно сближенные. Рабочее колесо центробежного насоса насажено на ведущий вал (электродвигателя). Колесо турбины закреплено на ведомом валу (валу насоса), соосном с ведущим валом. При вращении ведущего вала рабочая жидкость, находящаяся в каналах колеса насоса, получает приращение механической энергии и передает ее лопаткам колеса турбины. При выходе из колеса турбины рабочая жидкость вновь попадает во всасывающие отверстия колеса насоса, и цикл повторяется. Основным способом регулирования частоты вращения ведомого вала является изменение наполнения рабочего пространства колес гидромуфты жидкостью. Потери энергии в гидромуфте увеличиваются с уменьшением передаточного числа, т. е. они увеличиваются при возрастании глубины регулирования. Это обстоятельство является недостатком гидравлических муфт. Кроме того, гидравлические муфты конструктивно более сложны, чем насосы, и имеют слишком большие размеры, почти одинаковые с размерами насосов. Однако, гидромуфты по сравнению с использованием дросселирования позволяют добиваться экономии электроэнергии (10-15 % в среднем).

Попробуем разобраться в преимуществах двух наиболее современных способов управления электродвигателями – преобразователей частоты и гидромуфт.

Для потребителей с потреблением более 1 МВт и имеющих обычно напряжение питания 6 кВ, наиболее обосновано применение гидромуфт так как по сравнению с высоковольтными преобразователями частоты они существенно дешевле. Но для низковольтных потребителей мощностью менее 300 кВт наблюдается обратная картина. В данном случае более предпочтительно использовать низковольтные преобразователи частоты, так как они удобнее в эксплуатации и эффективнее.

Помимо этого есть еще ряд особенностей, связанных с применением преобразователей частоты и гидромуфт. Одним из преимуществ использования частотно-регулируемого привода является то, что с помощью преобразователя частоты можно управлять несколькими электродвигателями. Например, в случае с насосами за счет встроенной в преобразователи частоты функции «каскадного контроллера» можно управлять от 3 до 8 насосов одновременно при помощи одного привода. У гидромуфт такой возможности нет. В случае использования гидромуфт на каждый агрегат необходима отдельная гидромуфта, что значительно увеличивает капитальные затраты. В случае выхода из строя гидромуфты, двигатель останавливается. У частотных преобразователей применяется и реализуется схема с байпасированием, т.е. при выходе из строя частотного преобразователя двигатель будет переключен на работу от сети автоматически, что значительно повышает надежность работы и не позволит выйти из строя оборудованию, а также позволит избежать простоев. В отличие от гидромуфт, где со временем происходит механический износ оборудования, в преобразователях частоты исключены поломки механического характера, а значит и выше надежность работы. Преобразователь частоты не требует никакого технического обслуживания, кроме ухода за радиатором в случае работы в загрязненной среде. Гидромуфты же предполагают ряд мероприятий по их техническому обслуживанию, плюс для их работы необходимо подключать воду для охлаждения масла. В случае использования преобразователя частоты значительно снижаются пусковые токи двигателя, что уменьшает нагрузку на общую сеть и позволяет более стабильно работать другому оборудованию. В случае вентиляторов проветривания, мощности агрегатов могут достигать больших значений, более 600 кВт, и большие пусковые токи, возникающие при пуске от гидромуфт, могут стать причиной отключения других потребителей от сети. При прямом пуске и управлению через гидромуфты пусковые токи достигают пятикратных значений от номинального тока. Применение частотно-регулируемого привода за счет большого диапазона регулирования (0 % - более 100 %) позволяет добиться большой плавности и гибкости в регулировании технологического оборудования. Гидромуфты более ограничены в регулировании и позволяют осуществлять только дискретное регулирование. Стоит отметить, что КПД частотно-регулируемого привода (ЧРП) выше чем у гидромуфт, особенно при низких нагрузках и работе на низких оборотах двигателя. Отдельно следует отметить, что использование преобразователей частоты совместно с

асинхронными двигателями переменного тока вместо пары «двигатель постоянного тока и тиристорное управление» является более выгодным, так как в данном случае не требуется никакого обслуживания и можно добиться дополнительного энергосбережения.

Таким образом, преобразователи частоты являются более подходящим решением для оптимизации работы электрического оборудования, имеющих мощность менее 300 кВт – они удобнее, дешевле и эффективнее! Для оборудования с большей потребляемой мощностью наиболее целесообразным, при отсутствии специфических требований, является применения гидромурфт.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт производителя Voith: <http://voith.com/en/products-services/mining-362.html>
2. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт дилера Siemens Flender: <http://fif-group.ru/catalog/mufty-flender/gidromufty-fludex/>
3. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт компании Bartec.
4. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://www.bartec-russia.ru/files/mining/for-conveyance.pdf>.
5. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: [http://bartec-russia.ru/prod\\_mining.html](http://bartec-russia.ru/prod_mining.html).

УДК 622.585

## **ОБЗОР НОВОЙ ЛИНЕЙКИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ И АВТОСАМОСВАЛОВ**

**Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.  
Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк, e-mail: chief.a.v@mail.ru*

Рассмотрено обновление продуктовой линейки экскаваторов и самосвалов компании Liebherr.

Ключевые слова: экскаваторы и самосвалы.

Несмотря на некоторое падение активности на рынке горного оборудования Liebherr, вводит новые усовершенствования своей существующей продукции, а также начинает разработку новых изделий. Компания расширила область применения электропривода в своих изделиях, который теперь доступен для большинства крупных карьерных экскаваторов, выпускаемых для горной промышленности, такого рода усилия позволяют экономить средства, за счет уменьшения эксплуатационных затрат. В конечном счете, горные предприятия увидят большее количество обновленных машин Liebherr, но-

вые инструментальные средства обслуживания, применяемые непосредственно на месте их эксплуатации, разработанные и производимые Liebherr.

Liebherr недавно представил новые гидравлические карьерные экскаваторы R 9100 и R 9150 для горной промышленности. В связи с этим, производство экскаватора типа R 984C прекратится в 2016 году. Оба новых экскаватора используют одинаковые дизельные двигатели Liebherr V12, специально разработанные для эксплуатации в горной промышленности. При комплектации с последней системой управления двигателем, этот новый двигатель отличается увеличенным сроком службы и уменьшенным расходом горючего.

Экскаватор R 9150 хорошо сочетается с карьерными самосвалами с грузоподъемностью 135 тонн. Такого рода объединение с новым высокопроизводительным экскаватором, имеющим высокое усилие копания и короткий рабочий цикл, позволяет надеяться, что будет обеспечена конкуренция даже большим машинам 200 тонного класса.

Liebherr недавно представила гидравлические одноковшовые экскаваторы R 9100 и R 9150. Оба экскаватора используют одинаковые дизели Liebherr V12, разработанные для горной промышленности. Для крупных карьерных экскаваторов для горной промышленности, Liebherr уже разработал электроприводы в качестве опции. Технический отдел компании сосредоточил свое внимание на создании электроприводов для экскаваторов. Теперь компания предлагает электроприводы для всех одноковшовых экскаваторов за исключением машин 100 тонного класса. Ранее, Liebherr предлагал электропривод и для модельного ряда R 9350 и R9250. Для карьеров, у которых имеется инфраструктура электроснабжения, которая обязательна при эксплуатации одноковшовых экскаваторов типа механическая лопата, выгоды от применения и другого оборудования с электроприводом, очевидна. С другой стороны, гидравлические экскаваторы, как известно, предлагают более выгодную технологию разработку месторождений, чем одноковшовые канатные экскаваторы (мехлопаты). Liebherr пытается объединять лучшее от обоих типов: выгоды от электропривода и возможность селективной отработки месторождений. Что касается большегрузных самосвалов, то Liebherr в настоящее время разрабатывает грузовик 240 тонного класса, T264. Ранее, компания работала только с самосвалом ультра класса T282, который позже выпускался как 282 C, а теперь как 284. Что же касается T264, то он будет иметь ряд двигателей Liebherr.

Три года тому назад, Liebherr решил самостоятельно поставлять электронное управление для большегрузных самосвалов. Liebherr успешно разработал вертикальную стратегию интеграции, чтобы создавать свой собственный типоразмерный ряд двигателей и электронного управления.

Liebherr уделил много внимания технической поддержке клиента, в частности продолжается строительство центра технической поддержки в Кузбассе. Если все производители возьмут это за правило, то они увидят рост заказов на оборудование. Сделаны большие капиталовложения в программы заводского

восстановления оборудования и инструментальные средства обслуживания. Все сервисные центры компании располагают электронными средствами диагностики наряду с инструментальными средствами, которые используются, чтобы обращаться с компонентами технически правильным способом.

Для одноковшовых экскаваторов, Liebherr представил в 2015 году собственную систему обслуживания и восстановления рабочих органов. Это важное дело, если компания проектирует всю машину с ковшами, а также вполне способна спроектировать оптимальный набор сменных изнашивающихся элементов для них. Сменяемый новый комплект улучшает производительность и снижает стоимость эксплуатации машины. Эти мероприятия по замене изнашивающихся частей рабочего оборудования, уже показывают хорошие результаты по повышению сроков службы и обеспечению высокой производительности.

В будущем, компания планирует предоставить большее количество возможностей использования компонентов собственного заводского производства, например, Liebherr изготавливает гидравлические цилиндры, редукторы, двигатели, электронику и т.д. Другая активная область для усовершенствования у Liebherr, это организация служб помощи. Их услуги могут распространяться на мониторинг и диагностику состояния машин, составление отчетной документации, фактическую помощь оператору по правильной эксплуатации машин.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]- Режим доступа: Официальный сайт производителя Liebherr раздел новостей, категория горная техника

УДК 622.013:004.94

## **ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ 3D МОДЕЛИРОВАНИЯ**

**Синичкин И.В., Партилов М.В., Матвеев А.В.**

**Научный руководитель канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк*

Рассмотрены достоинства планирования горных работ с применением 3D моделирования.

Ключевые слова: планирование, макросы.

Планирование горных работ является важнейшим процессом составления последовательности управленческих решений для различных календарных периодов, уточняющих решения принятые в проекте на отработку месторождения. В этом процессе занят широкий круг специалистов инженерных

служб предприятия. Для организации и упрощения данного вида работы существует реальная необходимость создания информационного пространства, включающего комплекс исходных данных, таких как геолого-маркшейдерскую информацию, состав и состояние техники, экономические показатели, требуемое качество продукции и др. Разработка и внедрение в практику планирования горных работ программных продуктов позволяет создать условия для информационного наполнения при планировании горных работ. Одним из эффективных инструментов планирования производства является трехмерное моделирование геологических объектов и поверхностей.

В различных графических системах имеются дополнения к стандартному набору, которые заметно расширяют возможности программного продукта. Существует достаточно много графических программ, в которых работают, технические службы горнодобывающих предприятий и можно достаточно много спорить об удобстве использования и трудоемкости, потраченном времени при решении одних и тех же задач в разных программах, но многие предприятия и специалисты остановили свой выбор на программе Microstation.

Планирование горных работ с построением объемной модели позволяет получить максимально наглядную картину разработки месторождения на определенный календарный период, и в более интерактивном режиме рассматривать планируемые горные работы, отстраивать профили горных работ непосредственно на рассмотрении этапов производства по любому направлению горных работ как характерному, так и нет, за очень короткие промежутки времени (менее минуты), а так же иметь более точные данные при подсчете объемов горной массы планируемой к выемке в конкретный промежуток времени, на конкретном участке (рисунок 1).

Для планирования, используя инструменты GEOPACK в Microstation возможно создание поверхностей как фактической (например отснятой инструментально или аэрофотосъемки), так и планируемой, поверхности кровли и почвы пластов (используя данные геологоразведки), поверхности контакта коренных пород с наносами. А так же возможности расположения любых линий повторяющих созданные ранее поверхности (например построения отрабатываемых блоков от кровли или почвы пласта).

Проектирование горных работ и подсчет объемов в программе Microstation не были бы так удобны без разработанного специально для Microstation пакета GEOPACK. Для работы с трехмерной графикой необходимо использовать следующие дополнительные инструменты: «Build triangles» - для создания tin-поверхности как почвы или кровли пласта, фактической поверхности горных работ, так и планируемые участки, что является основой всего; «Edit triangles» - для корректировки созданной tin-поверхности, чтобы не захватить лишние объемы при подсчете и при построении визуальной модели; «Drape vectors» - для помещения прорисованной линии на любую tin-поверхность; «Volumes» - для подсчета объема горной массы между tin-поверхностями,

например между фактической и планируемой; «DTM Feature» – для визуализации созданной tin-поверхности и наглядной картинке.

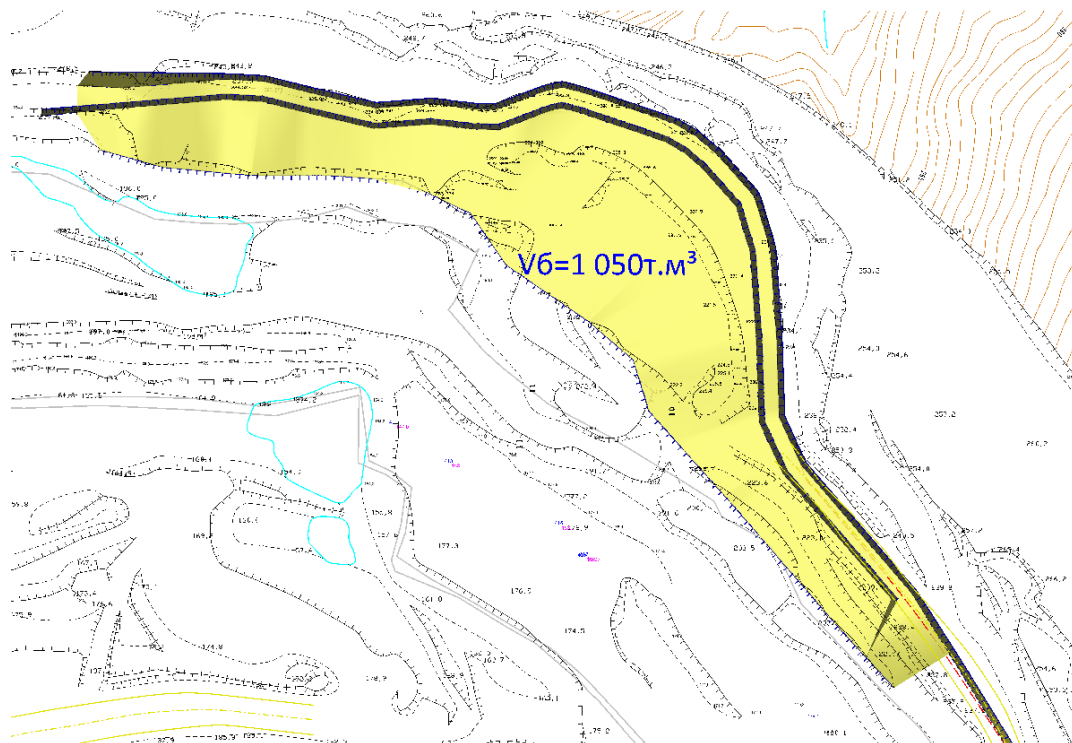


Рисунок 1 – Пример системы планирования при использовании планов горных работ на основе аэрофотосъемки.

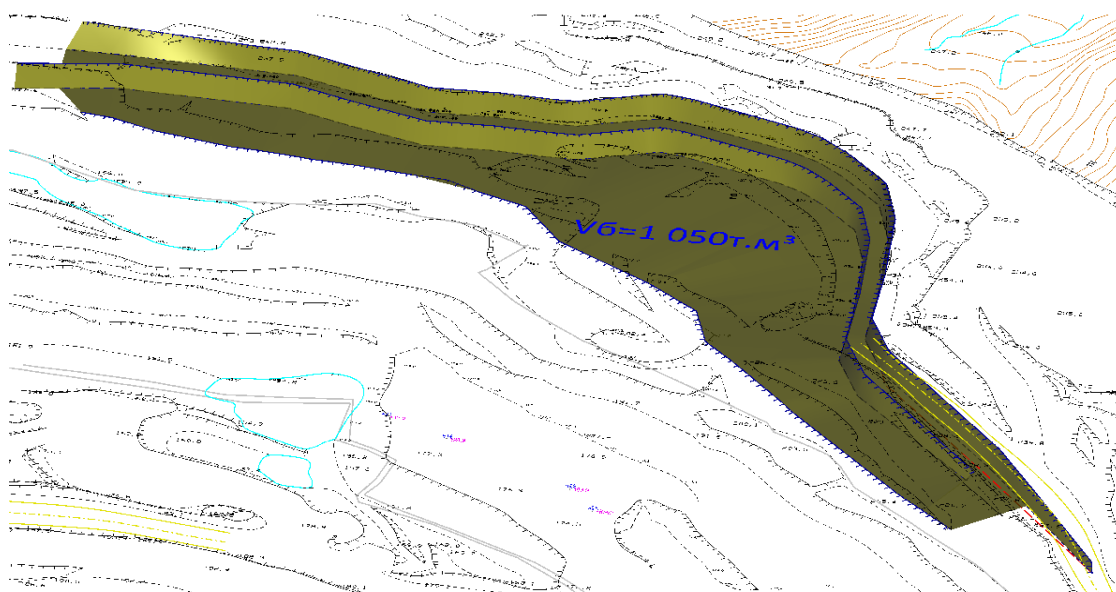


Рисунок 2 – Пример объемной модели планируемого для отработки участка под различными углами.



На рисунке 2 представлен пример объемной модели при рассмотрении вариантов отработки конкретного блока для отработки. При этом модель возможно рассмотреть под любым наиболее удобным для восприятия объема и направлений планируемых работ углом.

На рисунке 3 представлена триангуляционная поверхность, построенная при помощи инструмента «Build triangles» и отредактированная при помощи «Edit triangles» необходимая для подсчета планируемых объемов выемки горной массы при работе на рассматриваемом участке.

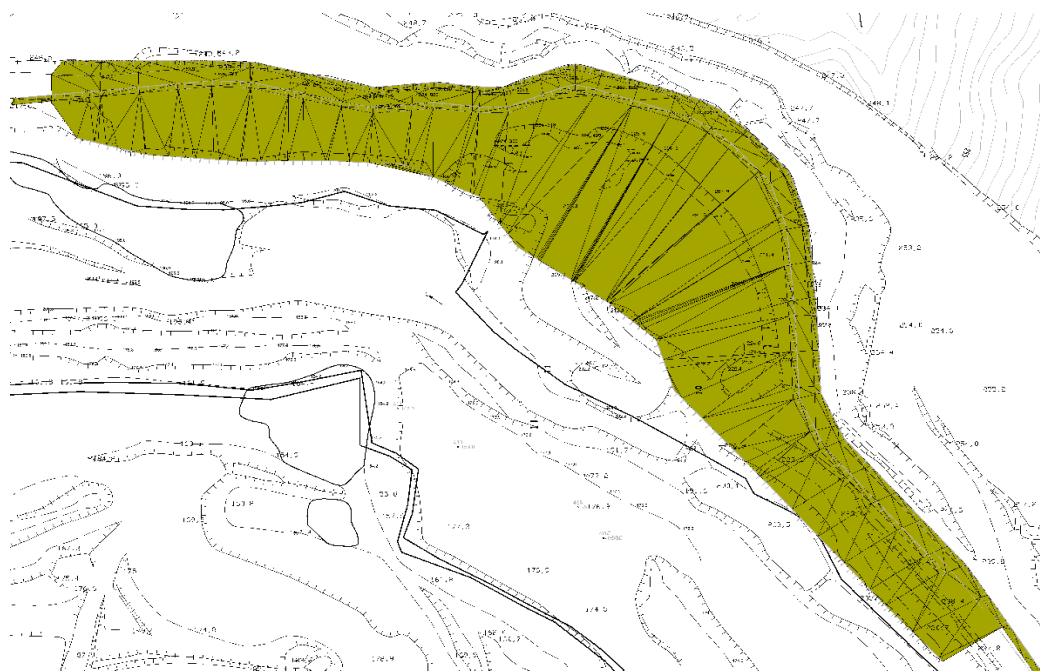


Рисунок 3 – Пример объемной модели для расчета объемов выемки.

Таким образом, применение графического трехмерного автоматизированного моделирования горных работ представляет собой информационную систему, позволяющую обеспечить информационное пространство многостадийного процесса планирования, повысить производительность труда специалистов, исключить дублирование информации и создать условия для повышения эффективности технологических решений.

#### Библиографический список

1. Средства автоматизированного планирования открытых горных работ в системе Mineframe. О.В. Наговицын, А.Ю. Алисов. Вестник МГТУ, том 12, №4, 2009 г. стр.609-613.
2. [Электронный ресурс]- Режим доступа: Microstation VBA Fundamentals / EnvisionCAD, 2012.

## МЕТОДИКА РАСЧЕТА ПЛАНОВЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ТРАНСПОРТА

**Катин А.А., Тарасов А.Г., Матвеев А.В.**

**Научный руководитель канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

Рассмотрена методика расчетов потребного количества ГСМ для планирования квартальных объемов.

Ключевые слова: самосвалы, ГСМ.

Для планирования потребного количества горюче смазочных материалов и запасных частей для работы технологического транспорта необходимо квартальное планирование. Рассмотрим на примере комплекса оборудования состоящего из 19 автосамосвалов БелАЗ 7555В, 1 колесного бульдозера на базе шасси БелАЗ 78231, одного топливозаправщика и одного кран-манипулятора методику определения необходимых расходных материалов.

Планово-экономический расчет графика технического обслуживания (ТО) и времени автомобилей в наряде. Согласно графика ТО на данный комплекс оборудования запланировано проведение в октябрь технических обслуживаний 44, в ноябре 46, в декабре 47.

Авточасы парка составляют:

$$Ачп = 30,6 * 22ч * 20ед = 13464 \text{ часов}$$

Для расчета ТОп использованы нормативы трудоемкости ТО, таблица 1:

Таблица 1 – Нормативы проведения технического обслуживания

	Периодичность	Трудоемкость, чел/час	Простой, час
ЕТО	Ежедневно	1,2	1,2
ТО-1	250 м/ч	11,7	6
ТО-2	500 м/ч	61,6	21
ТО-3	1000 м/ч	74,5	24
СТ	2 раза в год	7,3	2,5

Нормативы не включают вспомогательные работы, которые составляют 20-30 % времени от основных работ.

Часы в наряде (без учета текущего ремонта):

$$Чн = 13464 - 633,6 = 12830,4 \text{ часов}$$

Коэффициент выхода на линию составляет 0,87 и закрепляется приказом по предприятию:

$$Чпн = 13464 * 0,87 = 11713,6 \text{ часов}$$

где Чпн – часы планово в наряде.

$$12830,4 - 11713,6 = 1116,8 \text{ часов}$$

$$1116,8 \text{ часов} / 20 \text{ единиц} = 55,84 \text{ часа на 1 единицу}$$

$$55,84 / 22 = 2,53 \text{ дня (на ТР 1 единицы в месяц)}$$

В среднем, за расчетный квартал одна единица техники находится в наряде 640,2 часа в месяц. Заправочный объем маслом двигателя составляет 58 литров. По статистике одна единица техники расходует, в среднем 22 500 литров дизельного топлива. Поправка на увеличение расхода моторного масла на угар 0,25% от расхода топлива. Потребность моторного масла для выполнения производственной программы на квартал на одну единицу составит:

$$640,2 / 250 \text{ м/ч} = 2,56 \text{ ТО в месяц на 1 единицу техники}$$

$$2,5 * 58 \text{ литров} = 148,48 \text{ литров в месяц на замену при проведении ТО}$$

$$22400 - 99,75\% = 56 \text{ литров на угар (долив) в месяц на 1 единицу техники}$$

Общая потребность в месяц на 1 единицу техники:

$$148,48 + 56 = 204,48 \text{ литров}$$

$$204,48 * 20 \text{ единиц} = 4089,6 \text{ литров на БелАЗы и колесный бульдозер}$$

Дополнительно так же необходимо учитывать топливозаправщик: два ТО по 25 литров и кран-манипулятор: два ТО по 20 литров.

По статистике кран-манипулятор израсходовал 4900 литров дизельного топлива за месяц, топливозаправщик – 3200 литров дизельного топлива.

$$3200 - 99,75\% = 8 \text{ литров на долив}$$

$$4900 - 99,75\% = 12,3 \text{ литров на долив}$$

$$\text{Потребность вспомогательных машин } 8 + 12,3 = 20 \text{ литров масла в месяц}$$

$$50 + 40 + 20 = 110 \text{ литров с учетом ТО}$$

$$\text{Потребность парка в моторном масле } 4089,6 + 110 = 4199,6 \text{ литров в месяц}$$

$$4199,6 * 3 \text{ месяца} = 12598,8 \text{ литров в квартал (4199,3 литров в месяц)}$$

Расчет потребности гидравлического масла для гидромеханических передач (ГМП) автосамосвалов БелАЗ. Заправочный объем ГМП составляет 125 литров, периодичность замены масла 1500 часов, увеличение расчета на долив 20 %

$$640,2 \text{ ч} * 3 \text{ месяца} = 1920,6 \text{ час (1 единица в наряде в квартал)}$$

$$1920,6 \text{ часов} / 1500 \text{ часов} = 1,28 \text{ замен масла в квартал на 1 единицу}$$

$$1,28 * 20 \text{ машин} = 25,6 \text{ замен в квартал}$$

$$25,6 * 125 \text{ литров} = 3200 \text{ литров}$$

$$3200 + 20\% = 3840 \text{ литров (1280 литров в месяц)}$$

Объем заправочной емкости гидросистемы составляет 300 литров, период замены 2500 м/ч, увеличение на долив 20 %:

$$640,2 * 3 = 1920,6 \text{ ч}$$

$$1920,6 / 2500 = 0,76 \text{ замен на 1 единицу в квартал}$$

$$0,76 * 20 \text{ машин} = 15,2 \text{ (замен в квартал)}$$

$$15,2 * 300 \text{ литров} = 4560 \text{ литров}$$

$$4560 + 20\% = 5472 \text{ литров (1824 литров в месяц)}$$

Заправочный объем для трансмиссионного масла 118 литров, период

замены 1500 моточасов работы, увеличение на долив 20 %

$1920,6 / 1500 = 1,28$  замены на 1 единицу

$1,28 * 20$  машин = 25,6 замены в квартал по всему парку

$25,6 * 118 = 3020,8$  литров

$3020,8 + 20\% = 3624,9$  литров (1208,3 литров в месяц)

Заправочный объем для охлаждающей жидкости составляет 210 литров, период замены 1 раз в два года, увеличение на долив 25 %

Для примера на десяти машинах подошел срок замены (более двух лет эксплуатации):  $10 * 210 = 2100$  литров

На долив в квартал положено 26,25 литров на 1 единицу техники:

$26,25 * 20$  ед = 525 литров

$2100 + 525 = 2625$  литров (875 литров в месяц)

Заправочный объем автоматизированной смазки составляет 8 кг, период замены ТО – 2 в объеме 72 килограмма.

$72 * 8$  кг = 576 кг

Пластическая смазка фасована в тубах по 0,4 кг (смазка карданной передачи), пополняется каждое ТО-2

ТО – 2 :  $72 * 1 = 72$  тубы по 0,4 кг (24 в месяц)

Таким образом, при планировании парка оборудования необходимо строгое планирование всех нюансов при эксплуатации комплекса оборудования для обеспечения высокопроизводительной и безаварийной работы, необходим так же строгий учет обрабатываемого времени на линии и применение нормативных показателей при учете необходимых объемов доливок масел и смазок.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: ПБ РУМОС 05-619-03.
2. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Инструкция по эксплуатации автосамосвалов БелАЗ 7555.

УДК 622.271:006

## ПРАВИЛА РАЗРАБОТКИ ДОКУМЕНТАЦИИ НА ПРОЦЕССЫ ЭКСКАВАЦИИ

**Катин А.А., Тарасов А.Г., Матвеев А.В.**

**Научный руководитель канд. техн. наук, доцент В.В. Чаплыгин**

*Сибирский государственный индустриальный университет  
г. Новокузнецк*

Рассмотрены правила разработки документации на процессы экскавации.

Ключевые слова: экскаватор, технологическая карта.

При разработке технологических карт (паспортов) на работу горного

оборудования возникает множество проблем и нюансов, решение которых отражено в нормативных документах. Согласно правил безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03), пункт 48 гласит, что горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись с учетом инженерно-геологических условий и применяемого оборудования в соответствии с утвержденными техническим руководителем разреза локальными проектами производства работ (паспортами). В паспорте указываются допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откоса, высоты уступа, призмы обрушения, расстояний от горного и транспортного оборудования до бровок уступа или отвала. Срок действия паспорта устанавливается в зависимости от условий ведения горных работ. При изменении горно-геологических условий ведение горных работ должно быть приостановлено до пересмотра паспорта. Запрещается ведение горных работ без утвержденного паспорта, а также с отступлением от него.

Отраслевой стандарт технологии открытой добычи угля (сланца), формы и правила разработки документации на процессы экскавации и отвалообразования, распространяется на технологическую документацию, разрабатываемую на угольных и сланцевых разрезах при применении техники циклического и непрерывного действия. Стандарт устанавливает формы, содержание и правила разработки, согласования и утверждения технологической документации для процессов экскавации и отвалообразования при ведении вскрышных и добычных работ.

Каждая технологическая карта (паспорт) составляется с учетом горно-технических и гидрогеологических особенностей забоя, применяемого оборудования и является основным документом, обеспечивающим безопасное и эффективное ведение горных работ. Требования безопасного ведения горных работ технологической карты (паспорта) должны соответствовать «Единым правилам безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом», инструкциям и другим нормативным документам. Срок действия технологической карты (паспорта) для постоянных условий ведения горных работ неограничен. При изменении условий ведения горных работ технологическая карта (паспорт) должна быть пересмотрена.

Технологическая карта (паспорт) оформляется на бланке установленной формы и содержит титульную часть с наименованием министерства, объединения, разреза и участка, графы для подписей и разделы текстовой и графической частей. Бланки допускается изготавливать любым способом размножения (типографским, светокопировальным и др). Информация в технологическую карту (паспорт) записывается рукописным способом, а графическую часть документа вычерчивать в произвольном масштабе с соблюдением правил горной графики. Объем текстовой и графической частей документа устанавливается лицом, ответственным за разработку технологической документации. Размножение технологических документов производится на множительной технике или вручную.

Технологическая карта (паспорт) подготавливается в двух экземплярах, один из которых находится на экскаваторе, другой у начальника участка или технологической службы разреза.

Технологическая карта составляется для выполнения процессов экскавации, отвалообразования при ведении вскрышных, добычных работ для определения горно – геологических условий и содержит следующие разделы и пункты.

Общие данные, указываются вид работ с указанием названия выполняемой операции (выемка вскрыши, добыча с погрузкой, погрузка, переэкскавация, зачистка, отвалообразование и др.); тип и номер экскаватора; вместимость ковша; максимальный радиус черпания экскаватора, максимальная высота (глубина) черпания, место нахождения экскаватора с указанием борта, горизонта и других данных.

Условия ведения горных работ: мощность пласта; угол падения пласта; высота уступа (яруса); ширина заходки; ширина рабочей площадки; угол откоса уступа (яруса); категория породы (угля, угля с прослойками породы) заполняется по данным геологической и маркшейдерской служб; расположение забоя относительно напластования породы; содержание рабочих площадок, где указывается ширина берм, принимаемая в соответствии с планом горных работ, даются указания по планировке трасс под железнодорожные пути, автотракторные и пешеходные дороги, водоотводные канавки, определяется место и порядок складирования негабаритных кусков, навалов и др.; заоткоска верхней части забоя и уступа на пройденной площадке, где даются указания по механизированной или ручной заоткоске; дополнительные показатели, где указываются элементы ведения горных работ, не предусмотренные пунктами раздела.

Раздел «нормативные показатели» заполняется для добычных экскаваторов при установлении потерь, обеспечении контроля качества добываемого угля (горючих сланцев). Рекомендуемыми пунктами раздела являются: нормативные потери угля; зольность добываемого угля; содержание влаги; крупность добываемого угля.

В разделе «организация работ» указывается последовательность выполнения отдельных видов горных работ и операций экскаватора, а также работающего вместе с ним горнотранспортного оборудования, указываются формы организации труда.

В разделе «расчетные показатели» заполняется при определении суточной производительности экскаватора, нормы выработки членов бригады при бригадной форме организации труда, количества оборудования и численности трудящихся, работающих в комплексе с экскаватором.

В разделе «графическая часть» на поперечном разрезе забоя и в плане представляется технологическая схема ведения экскаваторных работ. Допускается графическую часть представить в виде выкопировки из плана горных работ и геологических разрезов, на которые наносятся схемы транспортных средств, осветительных точек, путей хождения, автотранспортных трасс,

ЛЭП и контактной сети. К графической части допускается прикладывать профиль трассы, схемы подключения фидеров и экскаваторов к пунктам питания, схемы загрузки транспорта. В разделе даются пояснения к применяемым условным обозначениям.

Раздел «Дополнительные требования, указания, рекомендации» предназначен для указания дополнительных мероприятий и разъяснений по безопасной отработке забоя, например, при спаренной работе экскаватора, отработке запожаренных, обводненных забоев, при работе в опасной зоне, для указаний по применению передового опыта новаторов, рекомендаций по экономии электроэнергии, материалов, рациональному использованию рабочего времени и др.

Дополнительные требования, указания и рекомендации так же могут быть записаны в «Технологическую карту», при возникновении необходимости представителями горно – технической инспекции и лицам технического надзора непосредственно на рабочем месте машиниста экскаватора, предварительно согласовав их с главным инженером разреза. При этом запись должна быть удостоверена подписью записывающего с указанием даты и внесена во второй экземпляр «Технологической карты».

«Технологическая карта» согласовывается с главным технологом, главным маркшейдером, заместителем главного инженера по технике безопасности, утверждается главным инженером разреза.

Правильное заполнение всех разделов технологической карты позволит обеспечить производительную работу горного оборудования и предотвратить приостановку работы службами охраны труда и промышленной безопасности предприятия.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: ПБ РУМОС 05-619-03.
2. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: ОСТ 12.14.322-87.

УДК 622.236

## **РЫХЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД МАЛОЙ И СРЕДНЕЙ КРЕПОСТИ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ ВЗРЫВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ФРЕЗЕРНЫХ РЫХЛИТЕЛЕЙ**

**Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.**  
**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Чаплыгин В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: chief.a.v@mail.ru*

Рассмотрен вариант разрыхления горных пород малой и средней крепости без применения взрывной технологии с использованием фрезерных рыхлителей.

Ключевые слова: рыхление без взрыва, фрезерные рыхлители.

Рыхление пород невысокой и средней крепости при помощи фрезерных рыхлителей обладает рядом преимуществ по сравнению с традиционной технологией рыхления при помощи взрыва. Фрезерные машины могут срезать и измельчать и в ряде случаев осуществлять погрузку в транспорт за один проход. Одна машина может заменить сразу несколько в технологической цепочке. Фрезерные машины позволяют в ряде случаев значительно увеличить эффективность, так как нет необходимости координировать несколько технологических процессов. А в целом ряде случаев подобные машины могут стать незаменимыми. Например, в случаях, когда производство горных работ располагается вблизи населенных пунктов или иных объектов взрывные работы вблизи которых требуют специального согласования или попросту запрещены. Подобные альтернативные методы рыхления могут быть также более эффективны в холодное время года для рыхления относительно мягких и пластичных, но замерзших горных пород, разработка которых экскаватором без предварительного рыхления не возможна или неэффективна. Взрывание подобной горной массы производит широкое распространение взрывной волны при слабом разрушении целевого материала. Данная особенность обусловлена свойствами породы и ее состоянием. Изменчивые погодные условия в около нулевой температурной зоне, при значительной обводненности пород могут сводить на нет все результаты взрыва уже через несколько часов. В подобных условиях весьма эффективными могут оказаться фрезерные рыхлительные машины. Например, фрезерные комбайны производства немецкой компании Wirtgen. Эти машины производятся с параметрами ширины резания от 2,2 метра до 4,2 метра и глубиной резания от 0,2 до 0,83 метра и производительностью от 100 до 3000 тонн в час. Компания Tenova Takraf предлагает машины с шириной резания до 6,5 метров, глубиной до 1,4 метра и производительностью до 2000 м<sup>3</sup>/час.

Фрезерные комбайны производства ThyssenKrupp AG и Tenova Takraf изначально создавались именно как горные машины «майнеры», приспособленные к специфическим условиям ведения горных работ. Их отличают значительная металлоемкость, высокая расчетная производительность, значительные мощность и ширина фрезеруемого породного блока (рисунок 1).

Менее производительные и простые решения предлагает, например, американская компания IronWolf, производят не только готовые машины, но и отдельные установки которые могут монтироваться на уже имеющийся бульдозер или грейдер. Подобные решения конечно менее производительны, но и значительно менее затратны. Они могут применяться в тех случаях когда взрывная технология не применима или не эффективна на локальных участках или в определенные периоды времени. Например участок открытых горных работ ООО «Шахта №12» г. Киселевск имеет горящие пласты угля подлежащие извлечению взрывные работы в таких условиях не возможны, рыхление клыком при помощи бульдозера малоэффективно, ввиду твердости пород, а



рыхление гидромолотом не обеспечивает требуемой производительности.



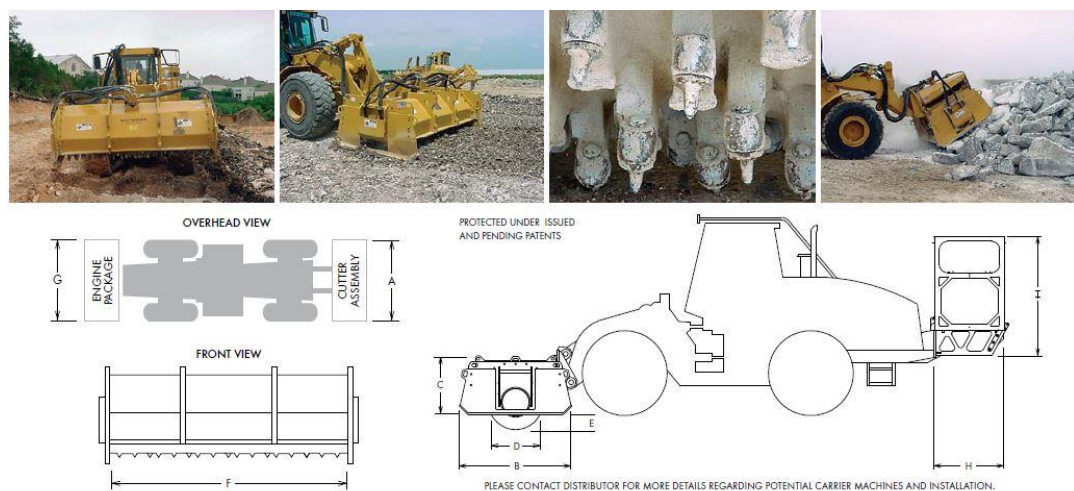
Комбайн компании Wirtgen



Комбайн компании Tenova Takraf

### Рисунок 1 – Фотографии забоев

Оборудование IronWolf может монтироваться на бульдозеры, грейдеры или колесные погрузчики. Оно обеспечивает в зависимости от модели ширину резания до 3 метров и глубину до 0,4 метров за проход (рисунок 2).



### Рисунок 2 - Фрезерное оборудование компании IronWolf

При помощи фрезерных рыхлителей можно осуществлять селективную разработку полезных ископаемых. Регулируемая глубина резания позволяет избирательно обрабатывать даже очень тонкие слои. Степень селекции при таком виде обработки достигает 95%, что является прекрасным результатом, позволяющим значительно сократить затраты на последующую переработку полезного ископаемого.

Кроме того сама возможность избежать производства взрывных работ позволяет избежать целого ряда сложностей, связанных с согласованием взрывных работ, транспортировкой взрывчатых веществ, выполнением взры-

ва и ликвидацией отрицательного экологического эффекта.

Фрезерные машины выдают уже раздробленный материал, это устраняет проблему негабаритов при некачественно проведенных взрывных работах, а также позволяет исключить первичную стадию дробления. Фрезерные машины формируют устойчивые и ровные профили на откосах.

При разработке крепких грунтов эффективность применения фрезерных рыхлителей резко снижается. Граничной можно считать крепость 50 МПа (предел прочности при одноосном сжатии). При работе на более крепких породах резко увеличивается энергоемкость разрушения, расход топлива и резцов, испытывают значительную нагрузку исполнительные узлы и механизмы, что приводит к увеличению числа отказов. Значительные углы наклона транспортеров, высокая динамика погрузочного процесса при транспортировке острых и тяжелых кусков материала приводят к быстрому износу дорогостоящих шевронных лент. На износ лент значительное влияние оказывают и погодные условия. В первую очередь лента приходит в негодность из-за полного стачивания шевронов, без которых транспортируемый материал скатывается по лентам вниз, и погрузка материала в транспорт становится невозможной. Удельный расход дизельного топлива составляет в среднем 0,48 л/т добытого известняка. Расход резцов в среднем составляет 7-10 на 10 000 т добычи. При нынешнем соотношении стоимости эксплуатации фрезерных рыхлителей на крепких породах и стоимости буровзрывных работ выходит на первый план вопрос о том, какая технология более рентабельна.

Опыт использования фрезерных рыхлителей еще небольшой, но основная концепция горного комбайна уже определена. Область эффективного применения фрезерных рыхлителей зависит от многих факторов. Например, возможность проведения комбайнами качественной селективной выемки во многом определяет выбор заказчика в пользу технологии послыйного фрезерования. Кроме этого в настоящее время со стороны экологов происходит все большее давление в сторону сокращения объемов взрывных работ. В отдельных карьерах, открытых к разработке не так давно, уже сегодня вводят ограничения на их проведение. В обозримом будущем число фрезерных комбайнов на открытых горных работах будет только увеличиваться, на рынок выйдут новые фирмы-производители, которые представят свои технические решения, в том числе позволяющие использовать фрезерные комбайны с достаточной эффективностью и на крепких породах.

#### Библиографический список

1. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт производителя IronWolf <http://www.ironwolf.com/products>.
2. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт производителя Tenova Takraf.
3. [ Электронный ресурс]. Режим доступа: Официальный сайт компании Wirtgen Group.

## **ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА РЕАГЕНТНЫЙ РЕЖИМ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ**

**Громолюк Т.Д. Полковникова Е.С. Кравченко А.Е.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

В статье изучены основные факторы, влияющие на реагентный режим флотации угля. Составлена сводная таблица технологических эффектов от влияния различных факторов на реагентный режим флотации.

Ключевые слова: реагентный режим флотации, дозировка реагентов, флотационный реагент.

Флотационный процесс в значительной мере зависит от реагентного режима.

Под реагентным режимом флотации понимаю подбор номенклатуры реагентов, их дозировку, порядок и место подачи в процесс, продолжительность контакта реагентов с пульпой. Реагентный режим на фабрике управляется режимной картой. Режимная карта в каждом конкретном случае составляется экспериментально. Большое значение для результатов флотации имеет состав воды. Поэтому если исследования и эксперименты проведены на воде, отличной от фабричной, то реагентный режим обязательно уточняется при опробовании его на обогатительной фабрике.

Как правило, при флотации углей применяют несколько флотационных реагентов. Сочетание правильно подобранных реагентов более эффективно, чем использование одного реагента, обладающего одновременно собирательными и пенообразовательными свойствами. Оптимальная дозировка реагентов и порядок их подачи окончательно устанавливают при промышленной эксплуатации флотационной установки.

Порядок, место и дозировка подачи реагентов во многом зависит от флотируемости угля и его гранулометрических характеристик. Подача реагента может быть единовременной или дробной. Единовременная подача реагента применяется при коротком фронте машин, при этом 100 % реагентов подают в узел подготовки пульпы. Данный способ подачи способствует более активному течению процесса и, как следствие, повышению производительности машин. Дробную подачу реагентов рекомендуется применять для в большинстве случаев для шламов с высоким содержанием мелочи, представляемой прежде всего илистыми материалами, и для машин с длинным фронтом работ. При дробной подаче реагентов наблюдается более высокая селективность процесса при некотором снижении производительности флотационных машин. Согласно [2], в одних случаях для некоторых углей ре-

комендуется подавать в подготавливаемую к флотации пульпу не менее 70-75 % реагентов от общей нормы их расхода; в других случаях в нее добавляется лишь собиратель, пенообразователь же подается в одну или две камеры флотационной машины. Иногда для поднятия в пену крупных угольных частиц вспениватель подается только в последние камеры машины. В этом случае флотация основной части пульпы производится только с помощью собирателя, что повышает расход последнего и обычно является нецелесообразным.

При выборе рационального реагентного режима чрезвычайно важно определить наиболее выгодное соотношение расхода аполярных и гетерополярных реагентов, обеспечивающих получение продуктов кондиционного качества. Основными факторами, влияющими на соотношения и расход собирателя и вспенивателя, являются свойства аполярных и гетерополярных реагентов (химический состав, структура, растворимость и ряд других параметров) и флотиримость углей. Расход аполярных реагентов на практике колеблется от 600 до 2500 г/т, гетерополярных – от 20 до 200 г/т [3].

Колебания расхода реагентов зависят от изменения отдельных параметров – свойств флотиремого материала, стабильности гранулометрического состава твердой фазы, плотности и азрированности пульпы, состава воды и др. избыток реагентов приводит к образованию обильной и малоподвижной пены, в результате чего в пену выносятся тонкие частицы породы. Недостаток реагентов приводит к нарушению процесса флотации и потерям угля в отходах.

В производственных условиях изменение этого соотношения является одним из оперативных факторов регулирования течения процесса и изменения зольности концентрата и отходов. Если необходимо получить менее зольный концентрат, обычно увеличивают расход собирателя и несколько снижают расход вспенивателя. При этом получают менее обводненные и не столь обильные пены, в которых эффективнее протекают процессы вторичной концентрации, способствующие получению более чистых концентратов. Как правило, расход собирателя выше при флотации крупнозернистого материала, поэтому целесообразно сокращать расход реагента для выделения концентрата в начале процесса и увеличить расход реагента в середине процесса (например, дробная подача реагента в 3 камеру флотомашин) [1]. Во избежание потерь концентрата в хвостах, засорения концентрата тонкими частицами породы, а так же запенивания всего технологического цикла фабрики, контроль за дозировкой реагентов должен быть особенно тщательным. Конечным итогом данной статьи является сводная таблица основных факторов влияющих на реагентный режим (таблица 1).

Таблица 1 - Основные факторы, влияющие на реагентный режим

Факторы, влияющие на реагентный режим	Технологический эффект, влияние на процесс флотации или условия применения.
Тип флотационного реагента: комплексный реагент	Стабильные характеристики исходного питания; сырьевая база представлена 2-3 марками угля.
Тип флотационного реагента: раздельная подача аполярного и гетерополярного реагента	Сырьевая база представлена различными источниками исходного питания; отсутствует усреднение питания фабрики.
Расход реагентов	Флотируемость угля; стабильности гранулометрического состава; плотности питания и аэрированности пульпы
Единовременная подача реагентов	Короткий фронте флотации; низкое содержание тонких классов.
Дробная подача реагентов	Высокое содержание тонких классов; наличие илистых материалов; длинный фронт флотации

#### Библиографический список

1. Филиппов В.М. Аппаратчик углеобогащения/ В.М. Филиппов, С.И. Гройсман: учебник для профтехобразования. – М., Недра, 1980. – 264 с.
2. Антипенко Л.А. Разработка физико-технических методов концентрирования угольных пульп при флотации: монография / Л.А. Антипенко. – Новокузнецк, 2014. – 231 с.
3. Благов И.С. Справочник по обогащению углей/ И.С. Благов, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М., Недра, 1984. – 614 с.
3. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России в первой половине XX века / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолук, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015.– Вып. 19.– Ч.II.– 369 с., ил.
4. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России во второй половине XX века / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолук, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015.– Вып. 19.– Ч.II. – 369 с., ил.
5. Кравченко А.Е. Развитие технологии обогащения угля в России в конце XX, начале XXI вв / Н.С. Косинова, Т.Д. Громолук, А.В. Богонос, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых уче-

ных.– Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19.– Ч.II.– 369 с., ил.

6. Кравченко А.Е. Развитие технологии обезвоживания угля в постсоветский период / Г. Ф. Велякина, А.Е. Кравченко // Наука и молодежь: проблемы, поиски решения: труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых. – Новокузнецк: Изд. Центр СибГИУ, 2015. – Вып. 19. – Ч.II. – 369 с., ил.

7. Антипенко Л.А. Технологические инструкции обогатительных фабрик Кузнецкого бассейна / А.Л. Антипенко, А.Ю. Ермаков; ОАО «СибНИИ-углеобогащения». – Новосибирск: Академическое издательство «Гео», 2012. – 319 с.

8. Филиппов В.М. Аппаратчик углеобогащения. / В.М. Филиппов, С.И. Гройсман: учебник для профтехобразования. – М., Недра, 1980. – 264 с.

9. Антипенко Л.А. Разработка физико-технических методов концентрирования угольных пульп при флотации: монография / Л.А. Антипенко. – Новокузнецк, 2014. – 231 с.

10. Благов И.С. Справочник по обогащению углей / И.С. Благов, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. – М., Недра, 1984. – 614 с.

УДК 622.648

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГИС – ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ АНАЛИЗА ДАННЫХ С ШАХТЫ «КРАСНОЯРСКОЙ»**

**Харыбин Т. А.**

**Научные руководители: канд. биол. наук, доцент, Игнатова А.Ю.,  
канд. техн. наук, доцент Игнатов Ю.М.**

*Кузбасский государственный технический университет им. Т.Ф. Горбачёва,  
г. Кемерово, e-mail: kuzstu@kuzstu.ru, taunt1996@mail.ru*

В настоящее время успешная работа практически любого предприятия связана с обладанием разнообразной информацией и возможностью ее быстрого просмотра и анализа. Большую часть этой информации сведения о пространственно-распределенных объектах. Работа с подобными данными, имеющими пространственную привязку, и является основной функцией геоинформационных технологий (ГИС).

Ключевые слова: геоинформационная система (ГИС), среднее квадратическое отклонение, дисперсия, статистический анализ, база данных, вариограмма.

Геоинформационная система – это система сбора, анализа, хранения и визуализации имеющихся данных и связанной с ними информации. Одной из наиболее распространенных, легкодоступных и простых в использовании геоинформационных систем является 2ГИС, предоставляющая доступ к электронным картам со справочными данными.

С увеличением сложности решаемых на компьютере производственных задач, а также с ростом информационных потоков нагрузка на пользователя сильно возросла, в связи с чем появилась задача переноса основной доли нагрузки с человека на ЭВМ. Одним из путей решения этой задачи является применение аналитических систем, которые могут быть составной частью ГИС.

Наиболее важной функцией технологии ГИС является создание многослойной электронной карты, главный слой которой описывает географию местности, а второстепенные слои описывают отдельные составляющие части данной местности. ГИС объединяют в себе традиционные операции, проводимые с базами данных (запрос и статистический анализ) с возможностями графической пространственной визуализации и пространственного анализа. Эта особенность дает возможности для применения ГИС в решении широкого спектра задач, связанных с анализом явлений и событий, прогнозированием их вероятных последствий, планированием стратегических решений.

Для того чтобы визуализировать имеющуюся базу данных и получить новые сведения об объекте из уже имеющихся, необходимо провести статистический анализ исходных данных, то есть разбить их на составные части и преобразовать в новые, более актуальные сведения.

Для конкретного примера проведем анализ данных с шахты «Красноярской». Исследовав реальные данные с шахты «Красноярской» от 2015 года, мы выбрали около 100 скважин, пересекающих угольные пласты, и провели их статистический анализ. Далее мы можем наблюдать визуализацию полученных данных:



а

Таблица:	Статистический_анал
Колонка:	D
Количество:	99
Минимум:	214,3
Максимум:	261,2
Разброс:	46,9
Сумма:	23 814,3
Среднее:	240,548
Дисперсия:	103,836
Ср. кв. отклонение:	10,19

б

а – гистограмма, б – окно статистики

Рисунок 1 - Результаты обработки данных о высотных отметках объектов местности:

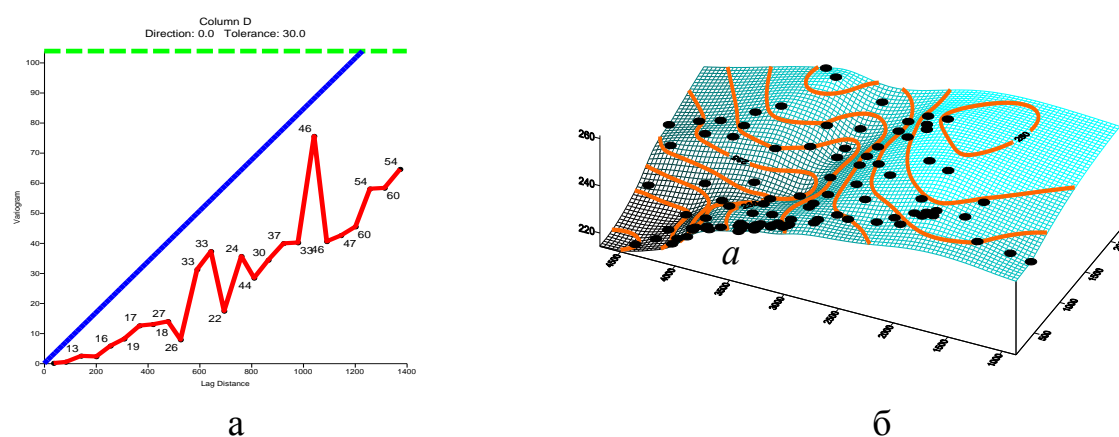
На рисунке 1 представлены данные высотных отметок, на которых находятся устья скважин в виде гистограммы (рисунок 1, а) и окна статистики (рисунок 1, б). Анализ этих данных говорит о том, что на территории шахты наблюдаются перепады высотных отметок рельефа от минимальной отметки 214,3 м., до максимальной - 261,2 м. (среднее квадратическое отклонение составляет 10,19). Данная гистограмма имеет нормальный закон распределения, который задаётся плотностью вероятностей и имеет схожий



вид с графиком Гаусса. По ней легко оценить значения дисперсии и среднего квадратичного отклонения, не прибегая к базе данных.

Таким образом, проведя статистический анализ исходной базы данных, были получены результаты, имеющие значение при оценке особенностей размещения угольных пластов на рассматриваемом участке шахтного поля (минимальная и максимальная мощность пласта в точке пересечения его скважиной, средняя мощность пласта, разница между минимальным и максимальным значением, среднее квадратическое отклонение и дисперсия).

Рассмотренные выше гистограммы дают нам возможность быстро проанализировать имеющуюся базу данных, наглядно предоставить этот анализ. И всё-таки они не дают нам полного представления о географии той местности, по которой была составлена имеющаяся база данных. Наглядную пространственную визуализацию может обеспечить программа ГИС-Surpac, при помощи построения вариограмм и моделей - 3 D (рисунок 2).



а – вариограмм, б – 3-D моделей

Рисунок 2 - Визуализация данных о высотных отметках скважин в виде:

Подводя итог можно однозначно отметить, что геоинформационные системы стали незаменимы в современном производстве. На данный момент возможности этих систем достаточно велики, однако вопрос их модернизации и приспособления на различных предприятиях является актуальным. Данные системы можно и необходимо улучшать в целях уменьшения нагрузки на человека.

#### Библиографический список

1. Кабирова В.А. Применение ГИС-технологий при оценке экологической безопасности городской среды (на примере автотранспорта) / В.А. Кабирова, Я.С. Скиданенко, Ю.М. Игнатов, А.Ю. Игнатова // В сборнике Материалы Международного экологического форума «Природные ресурсы Сибири и Дальнего Востока – взгляд в будущее» в 2-х томах. – Кемерово, 2013. – С. 241-247.

2. Игнатов Ю.М. Применение ГИС-технологий в системе мониторинг атмосферного воздуха (на примере городов Кемерово и Гурьевск) / Ю.М. Игнатова, А.Ю. Игнатова // Безопасность в техносфере.– 2011.- № 2.– С. 3-5.



### III. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 669.184.125.046.58.001.76

#### ИННОВАЦИОННЫЕ ВИХРЕВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ НАНЕСЕНИЯ ОГНЕУПОРНЫХ ПОКРЫТИЙ НА ФУТЕРОВКУ КОНВЕРТЕРОВ

**Калиногорский А.Н.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Протопопов Е.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: Andrey.kalinogorskiy@gmail.com*

Перспективным направлением повышения эффективности нанесения огнеупорных покрытий на футеровку конвертеров является применение специальных вихревых фурм для максимального разбрызгивания шлакового расплава. С использованием основных положений механики газожидкостных систем выполнено численное моделирование процесса нанесения шлакового гарнисажа вихревыми газовыми струями.

Ключевые слова: конвертер, вихревая струя, жидкий шлак, дробление, размер капель, раздувка, огнеупорное покрытие.

Принцип работы вихревой фурмы и режимы взаимодействия вихревых газовых потоков со шлаковым расплавом изучены в работах [1, 2]. Установлено [1], что при подаче газа через сопло вихревой фурмы газовый поток движется вниз, отражается от поверхности расплава, захватывая при этом частицы шлака, и устремляется в верхние горизонты рабочего пространства агрегата [2].

В миделевых сечениях при построении эпюр скоростей на начальном участке струи (ядро начальных скоростей) радиальная скорость равна нулю. По мере распространения газовой струи в рабочем пространстве агрегата за счет центробежных сил струя начинает расширяться, наблюдается увеличение скорости в пограничном слое. Интенсивное взаимодействие с окружающей средой способствует развитию этого процесса, а использование закрученных газовых струй усиливает описанный эффект.

Количество шлакового расплава, увлекаемого газовым потоком и наносимого на огнеупорную футеровку конвертера, определяется размером частиц шлака, образующихся при взаимодействии с вихревыми газовыми струями:

$$\frac{D}{d} = 6\tau^{\frac{1}{3}} \left( \text{Re}^{-1} \frac{\mu}{\mu_r} \right). \quad (1)$$

На рисунке 1 приведены результаты расчета по уравнению (1) относительного диаметра капель шлака, получаемых при распылении, при измене-

нии относительного объемного расхода жидкой фазы  $\tau$  в диапазоне  $10^{-3} - 10^{-2}$ . Установлено, что при диаметре выходного сопла вихревой фурмы  $d = 0,2$  м и скорости газового потока 300 м/с диаметр капли равен примерно 600 мкм.

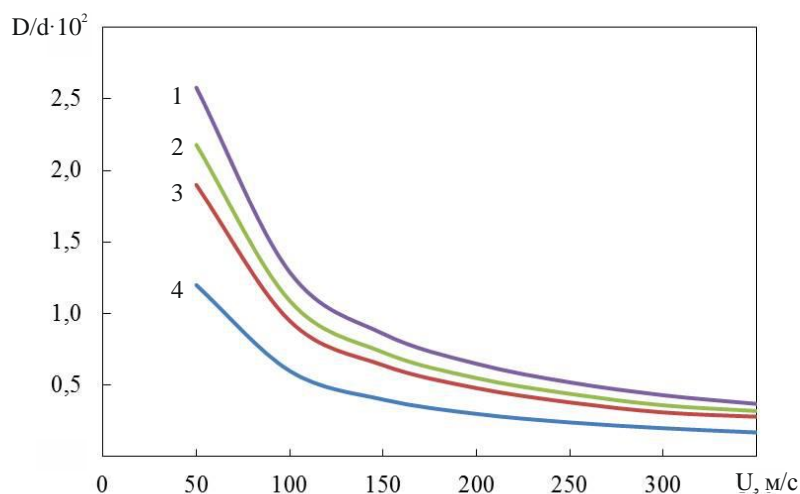


Рисунок 1 – Зависимость  $D/d$  от скорости потока газа и отношения объемного расхода фаз 1 –  $\tau=10^{-2}$ ; 2 –  $\tau=6 \cdot 10^{-3}$ ; 3 –  $\tau=4 \cdot 10^{-3}$ ; 4 –  $\tau=10^{-3}$

Очевидно, что размер капель определяется не только скоростью газового потока, но и расходом газа. Предварительный расчет размера шлаковых частиц проводили при значении  $\tau \sim 10^{-3}$ , что соответствует соотношению  $G_{ж}/G_{г} = 2,4$  (где  $G_{ж}$  – массовый расход жидких шлаковых частиц, кг/с,  $G_{г}$  – массовый расход газа, кг/с). При уменьшении соотношения  $G_{ж}/G_{г}$  до 0,5 минимальный размер капли шлака будет составлять порядка 300 мкм при высоких значениях вязкости шлакового расплава, формирующегося при использовании различных известково-магнезиальных материалов [3, 4]. Снижение вязкости шлака в три раза способствует уменьшению минимального размера частиц примерно до 100 мкм

Размер частиц, образующихся на границе шлакового расплава, ограничен. Это связано с образованием в данной области двухфазного потока частиц шлака и газа, который способствует вспениванию газошлаковой эмульсии, в связи с чем частицы шлака выносятся из зоны взаимодействия со скоростью, не превышающей скорость распространения звука в смеси. Скорость звука для смеси азота и жидкого шлака ( $a_{см}$ ) определяется как:

$$1/a_{см}^2 = \partial \rho_{см} / \partial P = \rho_{см} \left[ \phi / (\rho_{г} a_{г}^2) + (1 - \phi) / (\rho_{ш} a_{ш}^2) \right];$$

$$\rho_{см} = \rho_{ш} (1 - \phi) + \rho_{г} \phi;$$

где  $a_{г}^2 = \partial \rho_{г} / \partial P$  – скорость звука в среде азота;

$a_{ш}^2 = \partial \rho_{ш} / \partial P$  – скорость звука в среде шлака;

$\rho_{г}$  и  $\rho_{ш}$  – плотность азота и шлака;

$P$  – давление среды;

$\phi$  – газосодержание потока.

Результаты расчета скорости звука для газошлаковой эмульсии представлены на рисунке 2. Практически во всем диапазоне скорость звука не превышает 30 м/с и только в крайних случаях (при незначительном газосодержании или при практически полном отсутствии шлака в эмульсии) скорость распространения звука увеличивается: при  $\varphi = 0,01$  до 69,8 м/с, при  $\varphi = 0,99$  до 68,0 м/с.

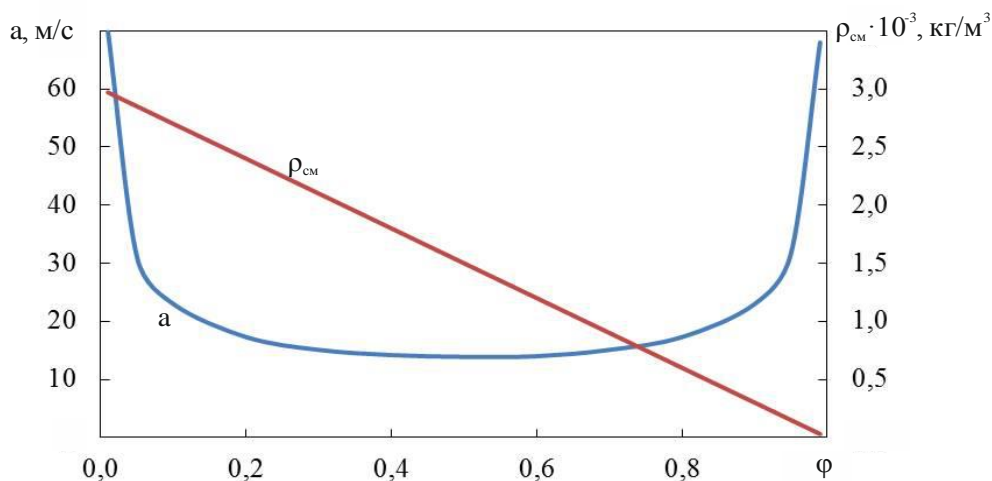


Рисунок 2 – Зависимость скорости звука в газошлаковой эмульсии и плотности смеси от газосодержания

При реализации технологии нанесения защитного покрытия на футеровку конвертера с использованием вихревой раздувки шлакового расплава размер частиц шлака, выносимых из зоны взаимодействия, определяется скоростью газового потока и расходом газа. Снижение вязкости шлака способствует уменьшению минимального размера частиц. Реализация раздувки шлака в режиме «пробоя» способствует вспениванию шлакового расплава, снижению скорости шлаковых частиц, что отрицательно влияет на создание защитного гарнисажного слоя на футеровке конвертера.

#### Библиографический список

1. Фейлер С.В., Протопопов Е.В., Чернятевич А.Г. и др. Изучение особенностей применения вихревых течений для нанесения огнеупорных покрытий на футеровку конвертеров // Изв. вуз. Черная металлургия. 2014. № 8. С. 28 – 33.
2. Калиногорский А.Н., Протопопов Е.В., Чернятевич А.Г., Фейлер С.В., Багрянцев В.И. Исследование особенностей применения вихревых технологий для нанесения огнеупорных покрытий на футеровку конвертеров. Сообщение 1. Особенности дробления жидкого шлака при раздувке вихревой фурмой // Изв. вуз. Черная металлургия. 2015. № 10. С. 756 – 760.
3. Амелин А.В., Протопопов, Е.В., Калиногорский А.Н., Фейлер С.В. Формирование гарнисажа магнезиальных шлаков на футеровке большегрузных конвертеров // Сталь. 2014. № 7. С. 22 – 25.
4. Протопопов Е.В., Пермяков А.А., Калиногорский А.Н. Исследование

особенностей формирования гарнисажа на футеровке большегрузных конвертеров при использовании высокомагнезиальных флюсов // Проблемы черной металлургии и материаловедения. 2013. №4. С. 32 – 35.

УДК 669.181

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ В ПРОЦЕССАХ МЕТАЛЛИЗАЦИИ

Медведева К.С., Ходосов И.Е.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Нохрина О.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: Ksusha7763@mail.ru*

Приведены результаты исследований процессов получения металлургических продуктов путем твердофазного восстановления железа из железосодержащих оксидов шламов конверторного производства с применением в качестве восстановителя угля.

Ключевые слова: металлизация, металлургические шламы, железо прямого восстановления, техногенные отходы.

На металлургических предприятиях Кемеровской области ежегодно образуются миллионы тонн техногенных отходов, большая часть которых не используется. Одни из наиболее экологически опасных - шламы газоочисток. Хранение шламов опасно из-за угрозы выветривания пыли, загрязнение грунтовых вод и почвы тяжелыми металлами и вредными соединениями. Использование шламохранилищ также связано с высокими выплатами предприятий. Таким образом, актуальной задачей является разработка эффективных способов переработки и применения металлургических шламов в процессах металлизации.

Использование железосодержащих отходов обладает значительным потенциалом. В таблице 1 приведены составы некоторых железосодержащих отходов [1].

Таблица 1 – Химический состав шламов

Шламы	Химический состав, %								
	Fe	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Mn	P	S	C
Агломерационных фабрик	49,4	10,43	4,63	1,2	3,1	0,22	0,04	0,31	5,35
Газоочисток доменных печей	36,5	7,5	1,6	0,13	0,14	0,23	–	0,17	26,10
Газоочисток конвертеров	63,45	1,6	2,28	0,31	0,29	1,21	0,036	0,06	1,11

Традиционно шламы используют в качестве замены железных руд в аглодоменном производстве [2]. Авторами [3, 4, 5] исследованы различные технологии комплексной переработки шламов, часть из них реализована в промышленном масштабе.

В настоящее время развиваются технологии получения и применения металлизированных продуктов. Губчатые металлизированные продукты получают в результате твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием различных восстановителей: в основном используют природный газ, в тоже время 23 % металлизированных материалов получают с использованием твердого восстановителя. Для горно–металлургического комплекса Кемеровской области особый интерес представляют технологии металлизации с использованием в качестве восстановителя каменного угля [6], а в качестве железосодержащего сырья могут быть использованы шламы кислородно-конверторного производства.

Задачей проведенных исследований было оценить возможность использования шламов ККЦ–2 «ЕВРАЗ ЗСМК» с целью получения металлизированных материалов пригодных для дальнейшего использования.

Химический состав материалов приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав шламов кислородно–конверторного производства

Проба	Химический состав, %							
	C <sub>общ</sub>	Fe <sub>общ</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	MnO	P	S
Ш1	3,4	52	12	1,5	1,3	1,2	0,48	0,23
Ш2	7,6	46	20	2,5	2,3	1,7	0,8	0,28
Ш3	10,1	45,2	15,2	4,8	1,9	1,5	0,65	0,31

В качестве твердого углеродистого компонента использовали уголь различных технологических марок: бурый марки – Б2 и тощий уголь марки – Т. Технические характеристики восстановителя приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Технический анализ восстановителей

Марка угля	Массовая доля элементов, %						
	Влага, W <sup>a</sup>	Зола, A <sup>c</sup>	Содержание углерода, C	Летучие, V <sup>d</sup>			
Уголь марки Б2	12,43	6,82	73,27	36,57			
Уголь марки Т	1,48	22,82	78,55	6,52			
Марка угля	Химический состав золы, %:						
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	S
Уголь марки Б2	10,30	5,40	45,30	5,90	0,20	26,90	0,68
Уголь марки Т	16,4	25,0	5,38	1,66	0,75	47,9	0,02

Методика эксперимента. Процесс металлизации осуществляли согласно разработанным ранее технологическим параметрам [6,7]. Шламы подвергали брикетированию с использованием в качестве связующего жидкого стекла. Перед металлизацией предварительно измеряли массу брикета. После чего брикет помещали в графитовый тигель и засыпали смесью углей марок Т и Б2. Тигель помещали в предварительно нагретую печь Таммана. Брикетыв подвергались изотермической выдержки при температурах 900, 1000, 1200 °С и времени выдержки 60 мин. После металлизации тигель извлекали из печи и охлаждали на воздухе.

В полученных в результате экспериментов образцах определяли содержание железа общего ( $Fe_{\text{общ}}$ ), металлического ( $Fe_{\text{мет}}$ ), серы и фосфора, путем химического анализа. Расчетным путем определяли степень металлизации, согласно формулы [8]:

$$\eta = \frac{Fe_{\text{мет}}}{Fe_{\text{общ}}} \times 100$$

где  $Fe_{\text{мет}}$  – содержание железа металлического;

$Fe_{\text{общ}}$  – содержание железа общего в продукте.

Результаты и их обсуждение. Режимы металлизации были выбраны на основании проведенных ранее исследований по получению металлизированных материалов с использованием углей разных технологических марок [7].

Результаты экспериментов по металлизации железа из шламов ККЦ (проба Ш1) с использованием в качестве восстановителей углей марки Б2 и Т приведены на рисунке 1.

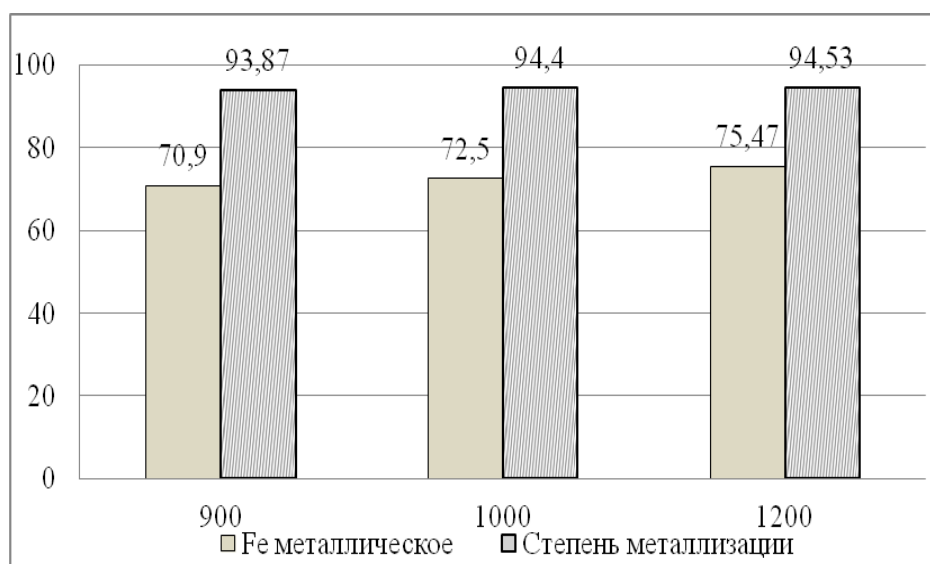


Рисунок 1 – Результаты экспериментов по металлизации шламов ККЦ

Как видно из рисунка, степень металлизации при использовании углей и шламов конверторного производства составила порядка 95 %, а содержание железа металлического 71 % при температуре выдержки 1000°С, и 75 % при температуре 1200 °С.

Выводы. Результаты исследования показали возможность использования шламов газоочистки кислородно-конверторного производства и углей разных технологических марок при твердофазном восстановлении железа из оксидов согласно разработанным режимам металлизации. Полученные результаты могут быть использованы при разработке современной технологии переработки техногенных отходов металлургических предприятий.

#### Библиографический список

1. Кокорин.В.Н. Промышленный рециклинг техногенных отходов / В.Н.Кокорин, А.А.Григольев, М.В.Кокорин, О.В.Чамаева – Ульяновск: УлГТУ, 2005. – 42с.
2. Панфилов М.И. Переработка шлаков и безотходная технология в металлургии / М.И. Панфилов, Я.Ш. Школьник, Н.В. Орининский, В.А. Коломиец, Ю. В. Сорокин, А.А. Грабеклис. – М.: Металлургия, 1987. – 238 с
3. Эндеман Г. Образование пыли, окалины и шлама и их утилизация на металлургических заводах Германии / Г.Эндеман, Х.Б. Люнген, К.Д. Вупперман // Черные металлы – 2012, №2. – С. 49–56.
4. Букин В.И. Переработка производственных отходов и вторичных сырьевых ресурсов, содержащих редкие, благородные и цветные металлы / В.И. Букин, Игумнов М.С. и др. – М.: Деловая столица, 2002. – 224 с.
5. Лотош В.И. Переработка отходов природопользования / В.И. Лотош – Екатеринбург: Полиграфист, 2007. – 503 с
6. Ходосов И.Е. Получение чистого железа путем внедоменной переработки железных руд и углей Кузбасса / И.Е. Ходосов, О.И. Нохрина // Инновационный конвент «Кузбасс: образование, наука, инновации»: материалы Инновационного конвента. – Новокузнецк, 2014. – С. 378–380
7. Нохрина О.И. Использование каменных углей при восстановлении железа в твердой фазе / О. И. Нохрина, И. Е. Ходосов //В сборнике: Инновации в материаловедении и металлургии материалы IV Международной интерактивной научно–практической конференции. Федеральное государственное автономное образовательное учреждение Высшего профессионального образования «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б. Н. Ельцина, Институт материаловедения и металлургии; Ответственные за выпуск: Н. Н. Озерец, А. С. Жилин. Екатеринбург, 2015. С. 32–37.
8. Юсфин Ю.С. Металлургия железа / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.

## **ПРИМЕНЕНИЕ МЕТАЛЛИЗОВАННЫХ РУДО-УГОЛЬНЫХ ОКАТЫШЕЙ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СИНТЕТИЧЕСКОГО ЧУГУНА**

**Ходосов И.Е.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Нохрина О.И.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: Khodosov@mail.ru*

Приведены результаты исследований по получению и применению металлизированных рудо-угольных окатышей при выплавке стали в 10-и. Представлены результаты промышленных испытаний на тигельной индукционной печи ИСТ-1 по замене в шихте 10, 15, 20 % металлического лома на металлизированные рудо-угольные окатыши. Определены оптимальные температурные и временные параметры подачи металлизированных окатышей в печь при выплавке чугуна марки СЧ 40-60.

Металлургическая технология; синтетический чугун; металлизированные продукты; восстановление углем; чугун; уголь.

В период 60-70 годов прошлого столетия начался рост объемов выплавки стали с использованием металлизированного сырья, что было связано с усовершенствованием технологий обогащения железных руд и окускования материалов, а также усовершенствованием технологий прямого восстановления железа из оксидов.

Наиболее распространённым твердым углеродистым восстановителем является уголь и продукты его переработки. Исследования многих авторов посвящены вопросам твердофазного восстановления железа из оксидов с использованием угля, при этом к настоящему времени отсутствует единое научно-обоснованное технологическое решение.

По результатам проведенных ранее исследований были определены условия получения металлизированных материалов с использованием в качестве восстановителя углей разных технологических марок [2]. Исследования включали термодинамическое моделирование процессов твердофазного восстановления железа из оксидов железных руд, проведение высокотемпературных экспериментов, изучение свойств исходных и полученных в результате металлизации материалов, а также математическую обработку полученных результатов. Предложена технологическая схема получения металлизированных рудо-угольных окатышей (рисунок 1).

Металлизированные материалы могут также быть использованы для выплавки низкофосфористых и низкосернистых, чистых по примесям цветных металлов синтетических чугунов [3]. Такие чугуны выплавляют в индукционных печах литейных цехов машиностроительных заводов. В качестве исходного сырья традиционно используют литейный чугун, оборотный скрап и металлический лом [4].



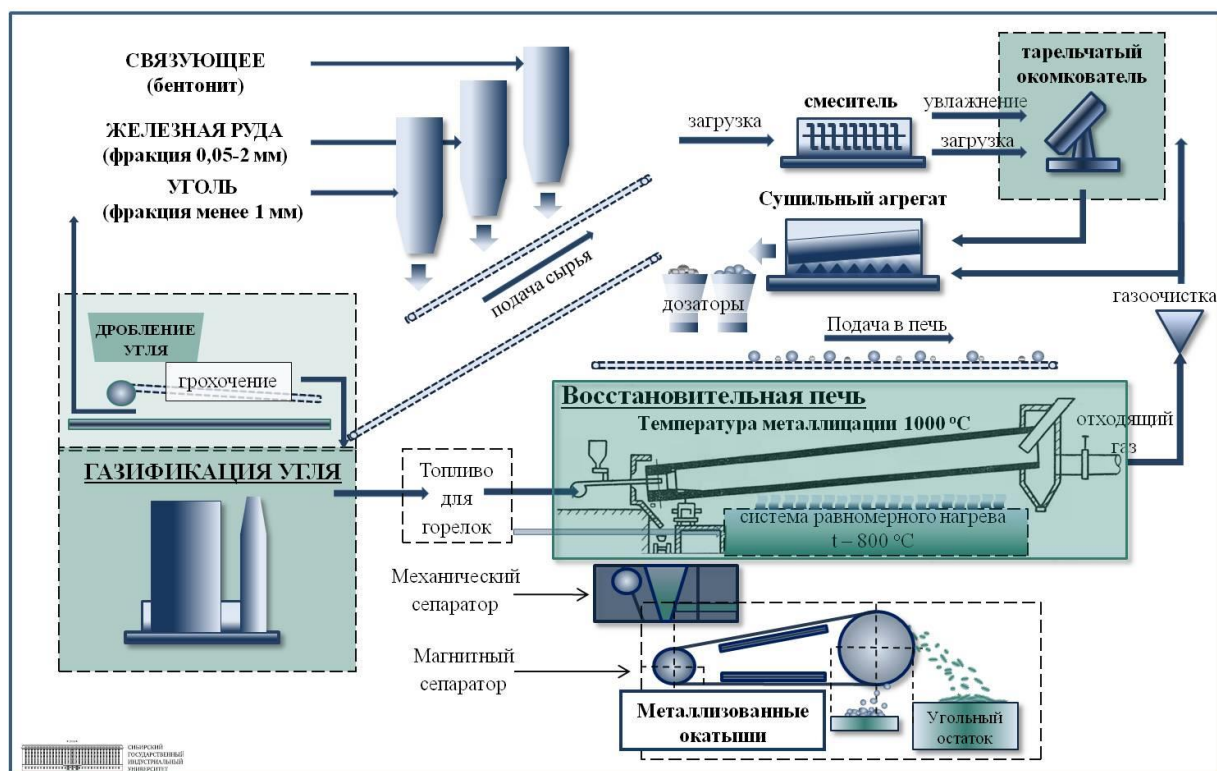


Рисунок 1 – Технологическая схема получения металлизированных рудо-угольных окатышей

Таким образом, актуальной научно-технической задачей является разработка технологических приемов применения металлизированных рудо-угольных окатышей в условиях индукционной плавки.

Опытную партию металлизированных окатышей изготавливали по разработанной ранее технологии с использованием недефицитного для Кемеровской области сырья: железорудного концентрата (Абагурская обогатительно-агломерационная фабрики, г. Новокузнецк); гематит-магнетитовую железную руду (Таштагольский рудник) и слабоспекающийся уголь марки – СС (Бачатское каменноугольное месторождение).

Эксперименты с использованием в шихте металлизированных рудо-угольных окатышей были проведены на тигельной индукционной печи ИСТ-1. Данная печь используется в литейном цехе ремонтно-механического завода для получения синтетического чугуна марок СЧ 40-60 и СЧ 44-64. При проведении экспериментальных плавки в шихте 10, 15 и 20 % металлического лома было заменено металлизированными рудо-угольными окатышами. Металлизированные окатыши подавали при заполнении тигля расплавом на 60 %, что позволило максимально использовать эффект электромагнитного перемешивания в ванне металла (рисунок 2).

Как показали экспериментальные плавки, при порционной подаче окатышей в тигель, заполненный расплавом на 60 %, происходит интенсивное увлечение окатышей вглубь ванны печи (рисунок 2), что обеспечивает наиболее полное усвоение металла.

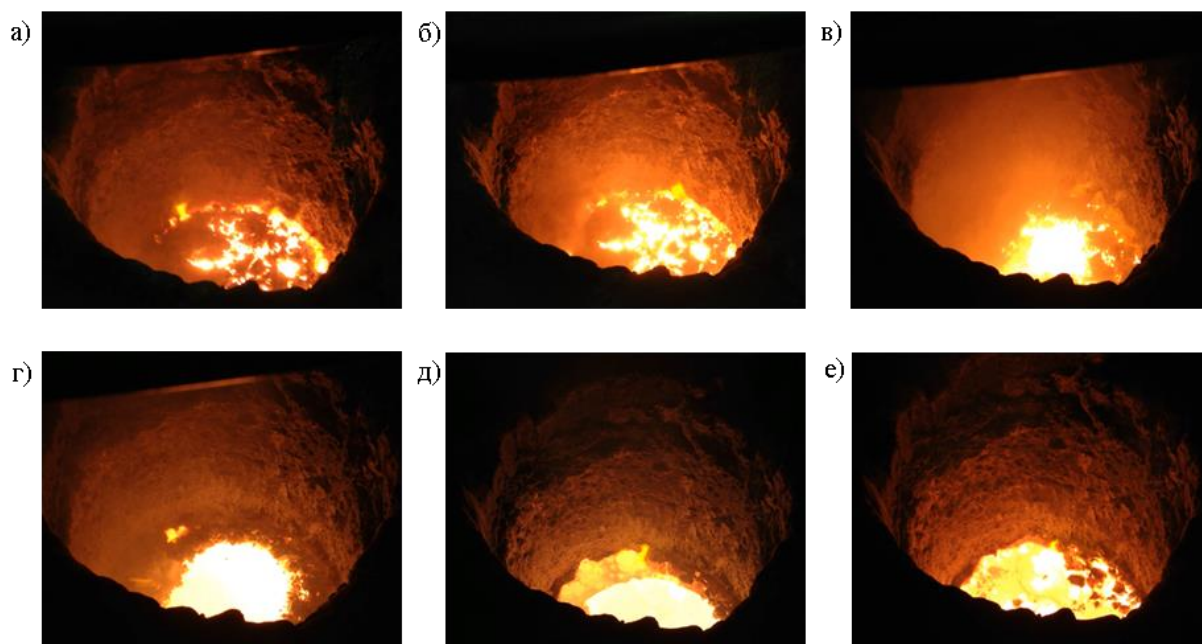


Рисунок 2 – Усвоение 10 кг металлизированных рудо-угольных окатышей в течение: а–2; б–2,5; в–3; г–3,5; д–4; е–5 минут после подачи в печь.

Проведенные исследования подтвердили возможность применения в шихте металлизированных рудо-угольных окатышей, что позволяет расширить сырьевые и технологические возможности выплавки синтетического чугуна в индукционных печах. Полученные изделия, отвечали всем предъявляемым требованиям и по количеству дефектов не отличались от литых изделий, полученных ранее с использованием чугуна, выплавленного на обычной шихте.

#### Библиографический список

1. Юсфин Ю.С. *Металлургия железа* / Ю.С. Юсфин, Н.Ф. Пашков – М.: ИКЦ «Академкнига», 2007. – 464 с.
2. Nokhrina O.I., Rozhina I.D., Nodosov I.E. / The use of coal in a solid phase reduction of iron oxide // В сборнике: IOP Conference Series: Materials Science and Engineering 6. Сер. "6th International Scientific Practical Conference on Innovative Technologies and Economics in Engineering" 2015. С. 012045. DOI: 10.1088/1757-899X/91/1/012045
3. Гиммельфарб А.И. *Металлизация и электроплавка железорудного сырья* / А.И. Гиммельфарб, А.М. Неменов, Б.Е. Тарасов – М.: Metallurgy, 1981. 152 с.
4. Лубяной Д. А., Новиков Н. И. / Эффективность современных способов по-вышения качества изделий из чугуна и развитие металлургических и машиностроительных предприятий в условиях конкуренции // Новосибирск. ИЭОПП СО РАН. 2004. 131 С.

## МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ГИДРОДИНАМИКИ ПРИ НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗЛИВКЕ СТАЛИ\*

**Числавлев В.В., Глушков С.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук Фейлер С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: chisl.vv@yandex.ru*

Проведено физическое и математическое моделирование гидродинамических процессов в промежуточном ковше четырехручьевого блюмовой машины непрерывного литья заготовок для условий АО «ЕВРАЗ ЗСМК». Выполнены качественные оценки процессов перемешивания на физической модели. Приведены поля скоростей и температур в различных областях промежуточного ковша полученные методом вычислительной гидродинамики. Дана оценка эффективности рафинирования металла от неметаллических включений в промежуточном ковше.

Ключевые слова: качество стали, неметаллические включения, физическое и математическое моделирование, промежуточный ковш, непрерывная разливка стали.

В настоящее время успех в реализации металлургической продукции определяется не только её соответствием государственным и международным стандартам, но и дополнительными требованиями предъявляемыми заказчиками к качеству стали [1]. Качество стали в значительной мере зависит от содержания неметаллических включений [2], эффективное удаление которых осуществляется во время внепечной обработки и при непрерывной разливке стали. При этом эффективность мероприятий, реализуемых в процессе внепечной обработки, может быть значительно снижена вследствие развития процессов вторичного окисления стали в процессе непрерывной разливки [3].

Поскольку промежуточный ковш является последней футерованной ёмкостью, где металл находится в жидком состоянии, целесообразным является обеспечение в нем рафинирования металла от докристаллизационных неметаллических включений. Условия рафинирования металла в промежуточном ковше во многом определяются гидродинамическими процессами, которые обуславливают распределение и динамику движения металлического расплава и неметаллических включений. Эффективность конфигурации внутреннего объема промежуточного ковша для удаления неметаллических включений из расплава определяется временем пребывания порции металла в объеме промежуточного ковша, объемом

---

\* Математическое моделирование проведено с использованием лицензионного программного обеспечения ANSYS Fluent СГАУ им. С.П. Королева

и местом расположения застойных зон, интенсивностью перемешивания расплава, скоростью потоков. Получение необходимой информации позволяющей оценить указанные параметры, возможно обеспечить при комплексном использовании методов физического и математического моделирования.

Для оценки эффективности конфигурации внутреннего объема промежуточного ковша четырехручьевого машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) электросталеплавильного цеха АО «ЕВРАЗ ЗСМК» разработан лабораторный комплекс [4], основным элементом которого является физическая модель промежуточного ковша. Визуализация потоков жидкости осуществляется вводом в струю воды индикатора (красителя). В качестве красителя используется водный раствор перманганата калия ( $KMnO_4$ ) концентрацией 3 г/л.

Математическое моделирование проводили методами вычислительной гидродинамики, при этом в качестве индикатора использовали жидкость с физическими характеристиками аналогичными жидкой стали. Ввод индикатора осуществляется в течении 5 секунд, затем непрерывно поступает поток жидкой стали.

Сравнение гидродинамических картин в промежуточном ковше, полученных методами физического и математического моделирования представлены на рисунке 1.

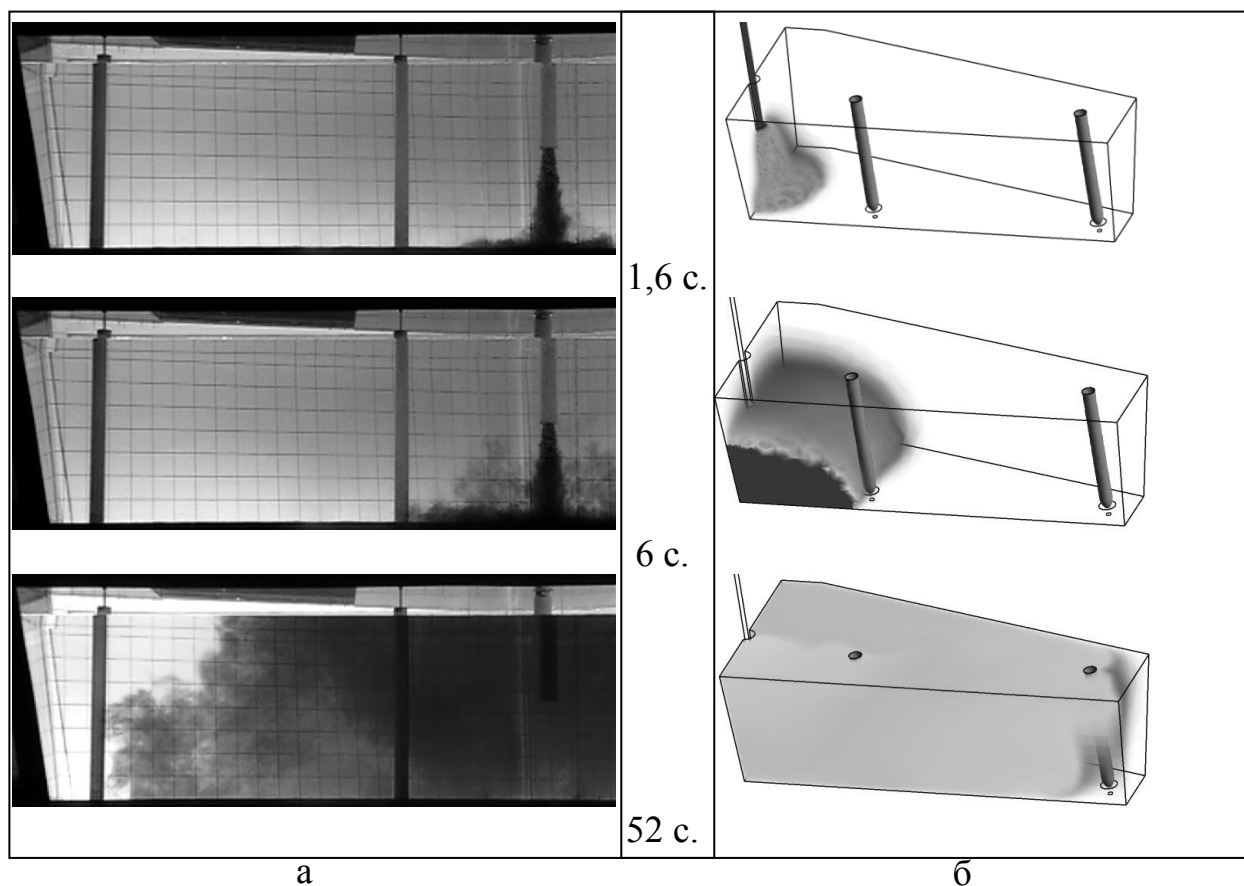
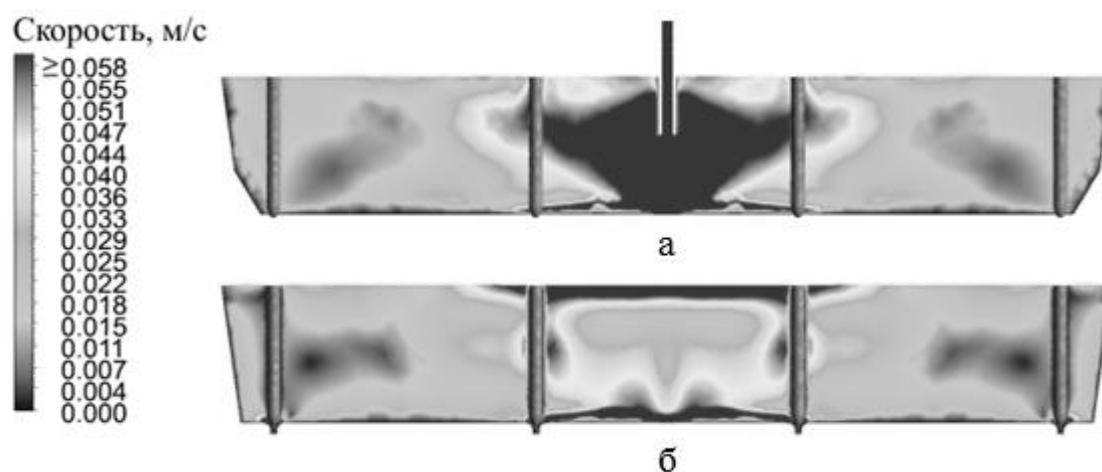


Рисунок 1 – Гидродинамические картины в промежуточном ковше, полученные методами физического (а) и математического моделирования (б)

Результаты физического моделирования представлены на рисунке 1 а, из которого видно, что высокоскоростной поток, поступающий из сталеразливочного ковша в промежуточный, через защитную трубу, достигая дна, разделяется и образует высокоскоростные придонные потоки, направленные к центральным разливочным стаканам, достигая их через 4 (6) секунд, после подачи индикатора. При движении к периферийным разливочным стаканам наблюдается снижение скорости потоков моделирующей жидкости, которые достигают периферийных разливочных стаканов на 33 (52) секунде после подачи индикатора. Время без скобок указано для условий моделирования, в скобках значения времени соответствуют реальным условиям металлургического процесса.

На рисунке 2 показана контурная карта результирующей скорости движения металлического расплава в вертикальном продольном сечении, полученная при математическом моделировании.



а – продольное сечение по защитной трубе; б – продольное сечение по стопорам

Рисунок 2 – Контурная карта результирующей скорости движения металлического расплава

Распределение потоков металла в объеме промежуточного ковша представлено на рисунке 3.

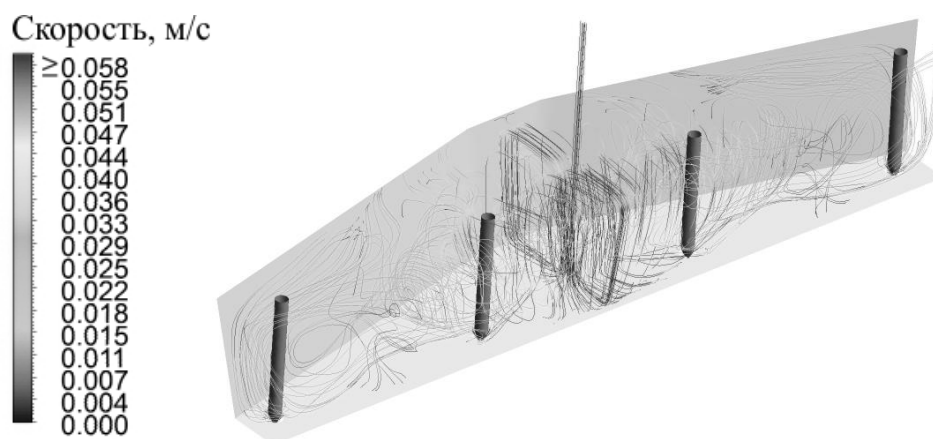


Рисунок 3 – Линии движения потоков металла в промежуточном ковше

Из рисунков 2 и 3 видно, что в зоне периферийных стопоров и торцевых стенок наблюдается наличие застойных зон (рисунки 2, 3), что в реальных условиях способствует температурной и химической неоднородности металлического расплава.

Таким образом, анализ результатов физического и математического моделирования позволяет сделать вывод о том, что конструкция промежуточного ковша не обеспечивает в полной мере гомогенизацию металлического расплава по химическому составу и температуре, а также рафинирование металлического расплава от неметаллических включений и требуется применение дополнительных огнеупорных элементов для организации движения потоков металла, увеличения минимального времени пребывания порции металла в объёме промежуточного ковша и создания зон активной циркуляции расплава и уменьшения объема застойных зон.

#### Библиографический список

1. Zhang L State of the Art in the Control of Inclusions during Steel Ingot Casting / L. Zhang; B.G. Thomas // Metallurgical and Materials Transactions B. – 2006. – Vol 37 B. – P. 733 – 761.

2. Смирнов А.Н. Непрерывная разливка стали: Учебник \ А.Н. Смирнов, С.В. Куберский, Е.В. Штепан. – Донецк: ДонНТУ, 2011. – 482 с.

3. Казаков А.А. Управление процессами образования неметаллических включений при производстве конвертерной стали / А.А. Казаков, П.В. Ковалев, С.В. Рябошук [и др.] // Черные металлы. 2014. – №4. – С. 43-48.

4. Числавлев В.В., Фейлер С.В. Лабораторно - экспериментальный комплекс для изучения процессов гидродинамики при непрерывной разливке стали. // Современные вопросы теории и практики обучения в вузе: сборник научных трудов. 2015. Вып. 18. С. 60-72.

УДК 669.184

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ЛИКВАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ РЕЖИМАХ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ КРУПНОТОННАЖНЫХ СЛИТКОВ**

**Думова Л.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Уманский А.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: doumova@bk.ru*

Проведенными в условиях АО «ЕВРАЗ ЗСМК» исследованиями установлено, что снижение времени транспортировки и нагрева крупнотоннажных слитков качественной кипящей стали и соответствующее увеличение времени кристаллизации осевых слоев слитка не приводит к повышению степени химической неоднородности по высоте отливок.

Ключевые слова: ликвация, кристаллизация стали, химическая неоднородность, темплеты, транспортировка и нагрев слитков

Получение однородной химической структуры слитков в реальных условиях затруднено вследствие различия физико-химических свойств уже затвердевшей и кристаллизующейся стали, неравномерного распределения температур в слитке. Химическая неоднородность в слитке возникает вследствие уменьшения растворимости элементов в твердой стали по отношению к жидкому расплаву и наиболее сильно развита в слитках кипящей стали в связи с тем, что процессы кристаллизации таких слитков проходят при одновременном интенсивном газообразовании. Также как и на формирование физической неоднородности, значительное влияние на характер протекания ликвационных процессов оказывают условия кристаллизации слитка. Основными параметрами, характеризующими условия кристаллизации слитка, являются: скорость кристаллизации, температура и скорость разливки стали, масса и сечение слитка. По данным многочисленных исследований изменение режимов транспортировки и нагрева слитков может оказать значительное влияние на степень химической неоднородности получаемых заготовок [1-3].

На АО «ЕВРАЗ ЗСМК» в настоящее время используется две основные технологии транспортировки и нагрева крупнотоннажных (массой 11,5 т) слитков конструкционных кипящих сталей: традиционная технология для слитков горячего посада и технология нагрева слитков с «жидкой» сердцевиной. При использовании технологии нагрева слитков с «жидкой» сердцевиной сокращено время транспортировки слитков от разливочной площадки до нагревательных колодцев обжимного цеха, в результате чего слитки поступают в посад с повышенной температурой поверхности (от 885<sup>0</sup>С до 930<sup>0</sup>С) и значительной долей незатвердевшей стали в осевой части слитка. Повышенное внутреннее теплосодержание таких слитков дает возможность снизить время нагрева в среднем с 5 ч до 2 ч и значительно улучшить технико-экономические показатели работы обжимного цеха: снизить расход топлива на нагрев слитков, уменьшить отсортировку заготовок по дефектам поверхности. В то же время при использовании технологии нагрева слитков с повышенным теплосодержанием увеличивается время кристаллизации металла в осевых слоях слитка, что может привести к увеличению степени химической неоднородности.

В связи с повышенными требованиями к химическому составу проката из конструкционных кипящих сталей потребовалось дополнительно изучить влияние условий кристаллизации на степень ликвации химических элементов. Сущность методики проведения исследований заключалась в нагреве слитков по различным технологиям в максимально приближенных исходных условиях (состояние ячейки нагревательного колодца, характеризующее количество всадов и т.д.), что позволило снизить погрешность исследований за счет исключения влияния неучтенных факторов. Для сравнительного анализа химического состава нагретых по различным технологиям слитков про-

водили отбор проб от заготовок, соответствующих различным зонам по высоте слитка. Анализировали изменение содержания серы и фосфора, так как указанные элементы в наибольшей степени подвержены ликвации.

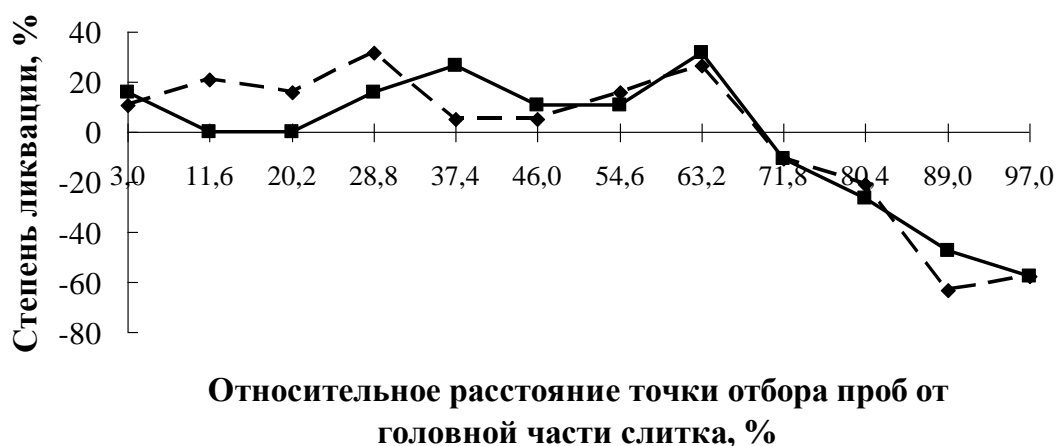
Расчет степени ликвации производили по формуле:

$$L = \frac{C_{\phi} - C_{CP}}{C_{CP}} \cdot 100\%, \quad (1)$$

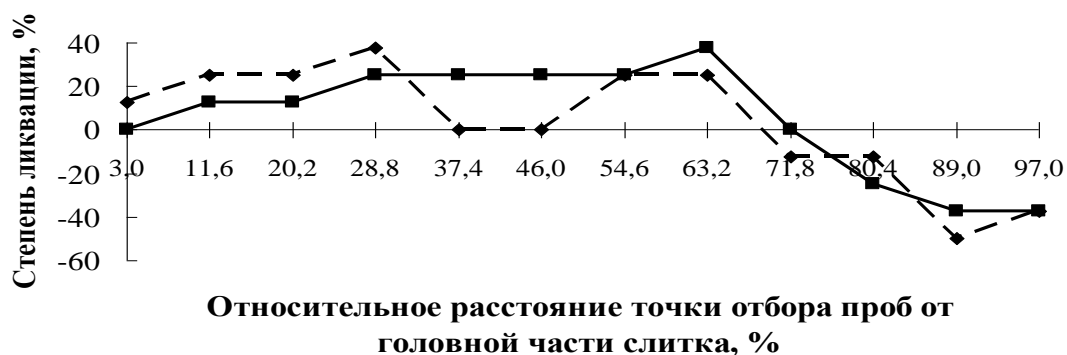
где  $C_{\phi}$  – фактическое содержание химического элемента в пробе, %;

$C_{CP}$  – содержание химического элемента на плавке по данным ковшевой пробы, %.

В результате проведенного химического анализа темплетов установлено, что характер ликвации серы и фосфора по высоте слитков не зависит от используемой технологии транспортировки и нагрева слитков: в верхних 2/3 высоты слитка наблюдается положительная ликвация (превышение содержания химических элементов относительно среднего уровня), переход положительной ликвации в отрицательную происходит начиная с уровня 63,2–71,8 % от головной части слитка (рисунок 1).



а



б

Рисунок 1 – Ликвация химических элементов по высоте слитков, нагретых по различным технологиям: а – ликвация серы; б – ликвация фосфора



При этом максимальная положительная ликвация для слитков, нагретых по различным технологиям, одинакова, а максимальная отрицательная ликвация имеет несколько большую величину на слитках, подвергнутых ускоренной транспортировке и нагреву: для серы – на 5,3 %, для фосфора – на 12,5 %. В абсолютных значениях это составляет порядка 0,001%. Таким образом, можно констатировать, что применение технологии ускоренной транспортировки и нагрева крупнотоннажных слитков кипящей стали не приводит к значимому повышению химической неоднородности по высоте отливок.

#### Библиографический список

1. Влияние технологических факторов прокатного производства на дефектность заготовок сортамента обжимных цехов комбината «Криво-рождаль» / В. Г. Писаренко [и др.] // Производство проката, 2004. – №10. – С. 27–32.
2. Разработка оптимальной технологии нагрева слитков из кипящих сталей / И.С. Кузнецов [и др.] // Сталь. – 2006. – №6. – С. 46–47.
3. Уманский А.А. Формирование физической и химической неоднородности в слитках качественной кипящей стали при различных условиях кристаллизации // А. А. Уманский, В. В. Соколов, Н. А. Чернышева. // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2008.- №10.- С. 11–15.

УДК 669.184

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ В КИСЛОРОДНОМ КОНВЕРТЕРЕ НА КАЧЕСТВО ПОВЕРХНОСТИ ЗАГОТОВОК**

**Думова Л.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Уманский А.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: dumatova@bk.ru*

Проведены статистические исследования влияния параметров выплавки стали в кислородно-конвертерном цехе № 1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» на качество поверхности заготовок. Показано, что повышение концентрации примесей цветных металлов и азота в стали, а также избыточно высокая основность шлака повышают отбраковку заготовок по трещинам. На основании полученных данных разработаны рекомендации по совершенствованию параметров выплавки стали, внедрение которых позволило повысить выход годного на 5 %.

Ключевые слова: слитки, заготовки, поверхностные дефекты, выплавка стали, трещины, примеси цветных металлов

Анализ работы большинства металлургических предприятий показывает, что основной причиной получения брака на слитках и производимых из них заготовках является наличие поверхностных дефектов [1]. Такая картина в частности наблюдается в АО «ЕВРАЗ ЗСМК» при производстве заготовок из слитков качественных конструкционных сталей (рисунок 1). При этом наиболее распространенными для рассматриваемого сортамента дефектами являются трещины.

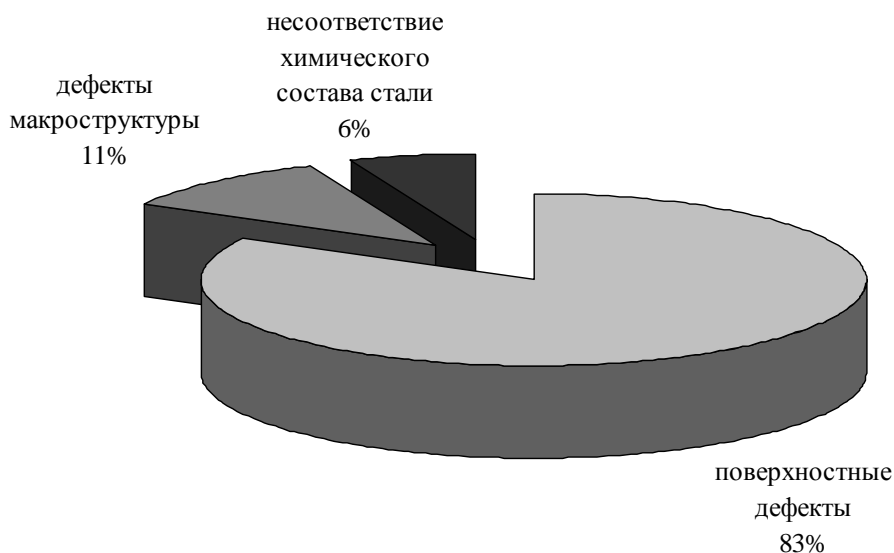


Рисунок 1 – Структура отбраковки заготовок качественной конструкционной стали в ККЦ-1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК»

С целью выявления характера и степени влияния технологических параметров производства стали на образование трещин в условиях кислородно-конвертерного цеха №1 АО «ЕВРАЗ ЗСМК» проведены исследования методом пассивного эксперимента. С использованием методики множественного регрессионного анализа исследовали влияние следующих технологических параметров выплавки стали: удельный расход чугуна в металлозавалке, доля оборотного лома в общем количестве используемого металлического лома, химический состав стали на выпуске (содержание углерода, серы, фосфора, меди, азота), параметры шлака (основность и окисленность), температура выпуска стали. В результате получено уравнение регрессии в натуральном масштабе со значащими коэффициентами:

$$Y = 90 - 0,14 \cdot Ч + 260,6 \cdot Cu + 1771,6 \cdot N + 4,4 \cdot O_{сн}, \quad (1)$$

где Ч – удельный расход чугуна, кг/т;

Cu – содержание меди в готовой стали, %;

N – содержание азота в готовой стали, %;

O<sub>сн</sub> – основность шлака.

Установлено, что повышение доли чугуна в металлозавалке положительно сказывается на качестве поверхности заготовок, а повышение содержания меди и азота в готовой стали и повышение основности шлака в рас-

смаатриваемом диапазоне изменения увеличивают количество поверхностных дефектов.

Положительное влияние увеличения удельного расхода чугуна на качество поверхности заготовок очевидно связано с меньшей концентрацией в нем относительно металлического лома примесей цветных металлов. Существующие методы контроля и приборная база АО «ЕВРАЗ ЗСМК» не позволяют с достаточной степенью точности фиксировать в технологическом потоке содержание в стали таких элементов, как мышьяк, олово, свинец, висмут, цинк. При этом по имеющимся литературным данным повышение концентрации перечисленных элементов в стали даже при незначительном их абсолютном содержании (тысячные и десятитысячные доли процента) оказывает значительное влияние на увеличение количества поверхностных трещин на заготовках [2, 3].

В отличие от мышьяка, олова, свинца, висмута и цинка фиксируемые абсолютные значения концентрации меди в готовой стали в существующем диапазоне их изменения позволили установить отрицательное влияние данного элемента на качество поверхности слитков. Механизм отрицательного влияния меди на качество поверхности заготовок заключается в появлении краснеломкости стали при горячей деформации [3], так как температура плавления меди составляет 1083 °С. Ситуация усугубляется склонностью меди к диффузии, что приводит к значительному увеличению ее концентрации в приповерхностных слоях.

Отрицательное влияние азота на качество поверхности заготовок связано с таким явлением, как охрупчивание стали [4]. При отсутствии в стали в значительном количестве нитридообразующих элементов (Ti, Al, Zr, V), азот присутствует в виде твердого раствора. В процессе затвердевания стали после образования  $\alpha$ -Fe начинается выделение азота из раствора в виде включений нитридов железа ( $\text{Fe}_2\text{N}$ ,  $\text{Fe}_4\text{N}$ ,  $\text{Fe}_8\text{N}$ ). Это выделение может продолжаться длительное время после охлаждения и, так как оно происходит в основном при низкой температуре, выделившиеся дисперсные включения нитридов железа располагаются по кристаллографическим плоскостям и, препятствуя перемещению дислокаций, вызывают охрупчивание металла.

Влияние изменения основности шлака в рассматриваемых пределах на отсортировку заготовок по дефектам поверхности обусловлено снижением ассимилирующей способности шлака и, как следствие, повышением загрязненности стали неметаллическими включениями при избыточно высокой основности.

На основании полученных данных разработаны рекомендации по совершенствованию технологии производства стали качественных конструкционных марок: удельный расход чугуна в металлозавалке поддерживать в пределах не менее 730 кг/т; использовать оборотный (собственный) металлический лом взамен закупаемого амортизационного лома; рассмотреть возможность замены азота на аргон при внепечной обработке стали на установках доводки металла; основность шлака при выплавке стали под-

держивать в пределах не более 3,0. Внедрение указанных рекомендаций в производство позволило снизить отбраковку проката по дефектам поверхности на 5 %.

#### Библиографический список

1. Кадыков В.Н. Исследование влияния технологических факторов на качество поверхности заготовок конструкционных марок сталей В.Н. Кадыков, А.А. Уманский // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2007. – №18. – С. 40-48.
2. Харченков В.П. Влияние микропримесей цветных металлов на качество непрерывнолитой стали/ В.П. Харченков [и др.] // Сталь. – 2001. – №5. – С. 60–62.
3. Жульев С.И. Совместное влияние примесных элементов в высоко-чистой стали на конструкционную прочность металлоизделий / С. И. Жульев, С. А. Гузенков, В. В. Данилин// Известия вузов. Черная металлургия. – 2004. – №5. – С. 48-50.
4. Уманский А.А. Исследование влияния технологических параметров внепечной обработки на качество стали в условиях ККЦ-1 «ЕВРАЗ ЗСМК» / А.А.Уманский, В.Н.Кочергин // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2012. – № 29. – С. 53-58.

УДК 669.187.012.7

### РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ ДУГОВОЙ ЭЛЕКТРОПЕЧИ ПРИ ИЗМЕНЯЮЩЕМСЯ СОСТАВЕ МЕТАЛЛОЗАВАЛКИ

**Думова Л.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Уманский А.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: dumatova@bk.ru*

На примере электросталеплавильного цеха АО «ЕВРАЗ ЗСМК» разработана модель зависимости себестоимости производства стали и производительности цеха от соотношения чугуна и лома в металлозавалке. Модель позволяет производить обоснованный выбор оптимального состава металлошихты при текущем уровне цен на шихтовые материалы, энергоносители и готовую продукцию.

Ключевые слова: дуговая сталеплавильная печь, электроплавка, металлошихта, технико-экономические показатели

Состав металлошихты, определяемый в основном соотношением чугу-

на и лома в металлозавалке, оказывает значительное влияние на такие технико-экономические показатели производства металлопродукции, как себестоимость стали и производительность плавильного агрегата.

В целом можно констатировать, что характер зависимостей технико-экономических показателей работы плавильного агрегата от состава металлической шихты определяется следующими параметрами [1, 2]:

- 1) тип и конструкционные особенности плавильного агрегата (емкость агрегата, наличие системы интенсификации плавки в электродуговых печах и т.д.);
- 3) особенности технологического режима плавки;
- 4) марочный сортамент выплавляемых сталей;
- 5) характеристики шихтовых материалов (теплосодержание и химический состав).

Для получения количественных зависимостей, адекватно отображающих реальную ситуацию, необходимым условием является статистическая обработка массива данных для конкретного агрегата за период времени со стабильной технологией производства.

Реализация подобного подхода применительно к электросталеплавильному цеху (ЭСПЦ) АО «ЕВРАЗ ЗСМК» в период использования жидкого чугуна позволила получить регрессионные зависимости вида:

$$P_{эл} = 2,604 \cdot P_q + 360,31, \quad (1)$$

$$P_{O_2} = 0,021 \cdot (P_q)^2 - 1,246 \cdot P_q + 46,59, \quad (2)$$

$$Mn_{ост} = -0,003 \cdot P_q + 0,302, \quad (3)$$

$$Y = -0,00002 \cdot (P_q)^2 + 0,00266 \cdot P_q + 0,00812, \quad (4)$$

$$T_{пл} = 0,018 \cdot (P_q)^2 - 1,581 \cdot P_q + 88,23, \quad (5)$$

где  $P_q$  – расход чугуна на плавку, т/плавку;

$P_{эл}$  – удельный расход электроэнергии, кВт·час/т;

$P_{O_2}$  – удельный расход кислорода, м<sup>3</sup>/т;

$Mn_{ост}$  – содержание марганца в стали на выпуске из печи, %;

$Y$  – безвозвратные потери металла (угар), т/т;

$T_{пл}$  – длительность плавки, мин.

На основании полученных зависимостей построена статистическая модель влияния состава металлошихты на технико-экономические показатели работы ЭСПЦ при выплавке рельсовой стали. В качестве параметров оптимизации выбрали: прибыль от реализации товарного проката ( $Pr_{тов}$ ) и суммарные затраты по статьям себестоимости, зависящим от состава металлошихты.

В качестве формирующих суммарные затраты по зависящим от состава металлошихты статьям себестоимости компонентов выступили: затраты

на шихтовые материалы (чугун и лом), затраты на электроэнергию, электроды, кислород, ферросплавы:

$$Z_{\text{СУМ}} = (P_{\text{ЧУГ}} \cdot C_{\text{ЧУГ}} + P_{\text{ЛОМ}} \cdot C_{\text{ЛОМ}} + P_{\text{ЭЛ.ЭН.}} \cdot C_{\text{ЭЛ.ЭН.}} + P_{\text{ЭЛ.}} \cdot C_{\text{ЭЛ.}} + P_{\text{КИСЛ.}} \cdot C_{\text{КИСЛ.}} + P_{\text{ФЕР.}} \cdot C_{\text{ФЕР.}}) \cdot V_{\text{ЗАГ}}, \quad (6)$$

где  $P_{\text{ЧУГ}}$ ,  $P_{\text{ЛОМ}}$ ,  $P_{\text{ЭЛ.ЭН.}}$ ,  $P_{\text{ЭЛ.}}$ ,  $P_{\text{КИСЛ.}}$ ,  $P_{\text{ФЕР.}}$  – удельные расходы чугуна, лома, электроэнергии, электродов, кислорода и ферросплавов соответственно;  
 $C_{\text{ЧУГ}}$ ,  $C_{\text{ЛОМ}}$ ,  $C_{\text{ЭЛ.ЭН.}}$ ,  $C_{\text{ЭЛ.}}$ ,  $C_{\text{КИСЛ.}}$ ,  $C_{\text{ФЕР.}}$  – цена чугуна, лома, электроэнергии, электродов, кислорода и ферросплавов соответственно;  
 $V_{\text{ЗАГ}}$  – объем производства непрерывнолитых заготовок, т.

Удельные расходы вышеперечисленных компонентов представляют собой отношение их абсолютных расходов на плавку к массе годной стали. Согласно принятого допущения о постоянной массе годной стали, изменение угара приводит к пропорциональному изменению массы заваливаемой в печь шихты. Поскольку масса чугуна на плавку в силу особенностей организации грузопотоков в ЭСПЦ является фиксированной, то изменение угара в результате отражается на удельном расходе второго компонента металлошихты – металлического лома:

$$P_{\text{ЛОМ}} = (1 - P_{\text{ЧУГ}}) + Y, \quad (7)$$

где  $Y$  – угар (безвозвратные потери) металла, т/т.

Прибыль от реализации товарного проката определяется, как:

$$\text{Пр}_{\text{ТОВ.}} = \frac{V_{\text{ЗАГ}}}{P \cdot K_{\text{ТОВ}}} \text{Пр}_{\text{УДТОВ.}}, \quad (8)$$

где  $P \cdot K_{\text{ТОВ}}$  – расходный коэффициент при переработке заготовок в товарный прокат, т/т;

$\text{Пр}_{\text{УДТОВ.}}$  – прибыль от реализации тонны товарного проката, руб./т.

Объем производства заготовок вычисляеься по формуле:

$$V_{\text{ЗАГ}} = \frac{60 \cdot \text{КВ} \cdot K_{\text{И}} \cdot D_{\text{Р}}}{T_{\text{ЭСЦ}}} \cdot M_{\text{ПЛ}}, \quad (9)$$

где  $\text{КВ}$  – календарное время в рассматриваемом периоде, ч;

$K_{\text{И}}$  – коэффициент использования оборудования;

$T_{\text{ЭСЦ}}$  – такт работы ЭСПЦ, мин.;

$D_{\text{Р}}$  – доля рельсовой стали в общем сортаменте;

$M_{\text{ПЛ}}$  – масса плавки, т.

Такт работы цеха определяется, как максимальный из тактов входящих в его состав отделений – печного  $T_{\text{ПО}}$ , шихтового  $T_{\text{ШО}}$  и непрерывной разливки стали  $T_{\text{ОНРС}}$ :

$$T_{\text{ЭСПЦ}} = \max\{T_{\text{ПО}}, T_{\text{ШО}}, T_{\text{ОНРС}}\}. \quad (10)$$

При расчете тактов работы отделений ЭСПЦ использованы хронометражные наблюдения за длительностью основных и вспомогательных операций, а также нормативные характеристики оборудования [3].

Модель реализована в программе EXCEL, которая позволяет при вводе исходных данных о прогнозируемых объемах производства и ценах на планируемый период просчитывать варианты работы при различном расходе чугуна с определенным шагом. Результаты расчетов выводятся в виде таблиц и графика изменения суммарной прибыли, который в наглядном виде показывает оптимальное соотношение «лом-чугун» для планируемого периода.

#### Библиографический список

1. Железнодорожные рельсы из электростали / Н. А. Козырев [и др.] – Новокузнецк, 2006. – 388 с.
2. Статистический анализ влияния состава металлической шихты на основные технико-экономические показатели работы электросталеплавильного цеха ОАО «НКМК» / Р. С. Айзатулов, А. А. Уманский, Н. А. Чернышева // Вестник горно-металлургической секции российской академии естественных наук. Отделение металлургии: Сборник научных трудов.– Москва-Новокузнецк, 2009. – Вып. 23. – С. 39-46.
3. Формирование качества стальных заготовок: монография / В. Н. Кадьков, А. А. Уманский, Е. В. Протопопов; Сиб. гос. индустр. ун-т – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2012. – 223 с.

УДК 669.719:[658.567.1:669.1]

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБА ПРОИЗВОДСТВА ХРОМОВОГО КХО ПУТЕМ ВОВЛЕЧЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПРОЦЕСС ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

**Лазаревская М.Н.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Лазаревский П.П.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: lazura@ya.ru*

Представлены результаты исследований по совершенствованию способа производства окиси хрома металлургической (ОХМ) за счет упрощения технологии получения монохромата натрия. Установлено, что при заданных условиях применение не традиционных натрийсодержащих материалов не дает положительных результатов. Использование хромсодержащих отходов ферросплавного производства (ферропыли) в качестве источника ведущего элемента позволило исключить ряд технологических операций при получении ОХМ, кроме того присутствие оксида магния, содержащегося в ферро-

пыли, улучшает технологические показатели получения монохромата натрия.

Ключевые слова: окись хрома металлургическая, ферропыль, карбонат натрия, процесс спекания, оксид магния.

Хром является наиболее распространенным металлом, применяемым для получения разнообразных сплавов с высокими механическими, физическими и химическими свойствами. Весьма перспективным направлением использования хрома является его применение в качестве основного легирующего элемента для производства специальных жаропрочных марок сталей. Такая сталь используется при изготовлении стволов огнестрельных орудий (от ружейных до пушечных), броневых плит, несгораемых шкафов и т.д. Стали, содержащие более 13 % хрома, обладают большим сопротивлением воздействию агрессивных сред и применяются для производства подводных частей кораблей, в частности, для постройки корпусов подводных лодок. Добавка хрома к обычным сталям (до 5 % Cr) улучшает их физические свойства и делает металл более восприимчивым к термической обработке [1, 2].

При производстве марок сталей ответственного назначения используют хром повышенной чистоты (97,5 – 99,5 % Cr). Наиболее распространенной технологией получения хрома металлического является способ металлотермического восстановления окиси хрома металлургического (ОХМ). Требования к ОХМ в соответствии с ГОСТ 2912-79 приведены в таблице 1. Для получения ОХМ применяют хроматно-серный способ переработки хромосодержащих рудных минералов – хромитов, состоящих из различного вида хромшпинелидов с общей формулой  $(Fe, Mg)O \cdot (Cr, Fe, Al)_2O_3$ .

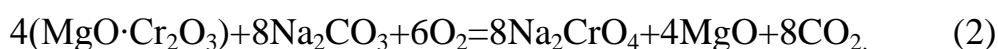
Таблица 1- Требования к ОХМ по химическому составу

Показатели	ОХМ-0	ОХМ-1
Массовая доля общего хрома в пересчете на $Cr_2O_3$ , % не менее	99	98
Массовая доля влаги, % не более:	0,1	0,15
Массовая доля общей серы, % не более:	0,01	0,02
Массовая доля общего железа в пересчете на $FeO$ , % не более:	0,1	0,15
Массовая доля углерода, % не более	0,03	0,05
Массовая доля цветных металлов, % не более:		
мышьяк (As)	0,002	0,002
цинк (Zn)	0,002	0,002
сурьма (Sb)	0,0003	0,0003
висмут (Bi)	0,0003	0,0003
олово (Sn)	0,0003	0,0003
свинец (Pb)	0,0002	0,0002
кадмий (Cd)	0,0003	0,0003

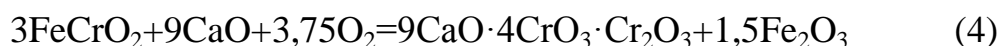


Для получения ОХМ применяют хроматно-серный способ переработки хромсодержащих рудных минералов – хромитов, состоящих из различного вида хромшпинелидов с общей формулой  $(\text{Fe}, \text{Mg})\text{O} \cdot (\text{Cr}, \text{Fe}, \text{Al})_2\text{O}_3$ .

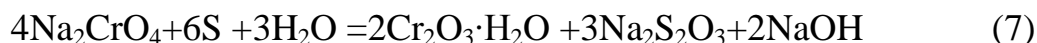
Методика вскрытия хромитов представляет собой многостадийный процесс, первая стадия которого заключается в получении монохромата натрия путем окислительной прокалики тонкоизмельченного хромсодержащего сырья с карбонатом натрия и оксидом кальция в виде доломита или известняка. Условно окислительную прокалику хромита с карбонатом натрия можно представить уравнениями реакций:



Введение  $\text{CaO}$  в виде извести или доломита способствует вытеснению оксида натрия из феррита, алюмината и силиката натрия, образовавшихся из компонентов шихты. В результате чего свободный оксид натрия образует монохромат натрия. В присутствии оксида кальция реакцию образования монохромата натрия можно представить в виде уравнений:



Для получения ОХМ образовавшийся монохромат натрия выщелачивают в воде и восстанавливают элементарной серой [3]:



Недостатком данного способа является то, что раствор монохромата натрия после выщелачивания загрязнен соединениями кальция и требует дополнительной очистки. Это существенно усложняет процесс получения монохромата натрия, и в целом оказывает влияние на качество полученного ОХМ. Хроматно-серный метод энергоемкий процесс, при котором конечный продукт содержит большое количество примесей, что ухудшает потребительские свойства окиси хрома. Кроме того, при окислительной прокалике шихты в печах из-за высокого содержания в шихте карбоната натрия образуются настывы, препятствующие нормальной работе оборудования [4].

С целью совершенствования и оптимизации технологии получения ОХМ проведены исследования, направленные на изучение возможности получения монохромата натрия из хромсодержащих отходов ферросплавного производства, а также поиск заменителей карбоната натрия. В качестве альтернативных заменителей карбоната натрия были выбраны некоторые соли натрия ( $\text{NaCl}$ ,  $\text{Na}_2\text{SO}_4$ ,  $\text{NaNO}_3$ ) и щелочь натрия ( $\text{NaOH}$ ) [5, 6]. Выбор материалов был обусловлен их высокой химической активностью, сравнительно невысокой температурой плавления, доступностью и низкой стоимостью.

В качестве хромосодержащего материала применяли пыль от производства высокоуглеродистого феррохрома (ферропыль), представляющую собой смесь мелких частиц руды, кокса и других шихтовых материалов, применяемых при производстве феррохрома. Химический состав ферропыли, %: 22,5 – 43,6 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 10,0 – 15,5 SiO<sub>2</sub>; 0,2 – 0,4% CaO; 25,2 – 33,1 MgO; 3,2 – 5,4 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 4,1 – 6,0 FeO; 5,4 – 6,2 C; 1,0 – 1,2 S. По данным рентгенофазового анализа (рисунок 1) хром в ферропыли присутствует в виде сложного соединения хромпикотита (Mg, Fe)(Cr, Al)<sub>2</sub>O<sub>4</sub>.

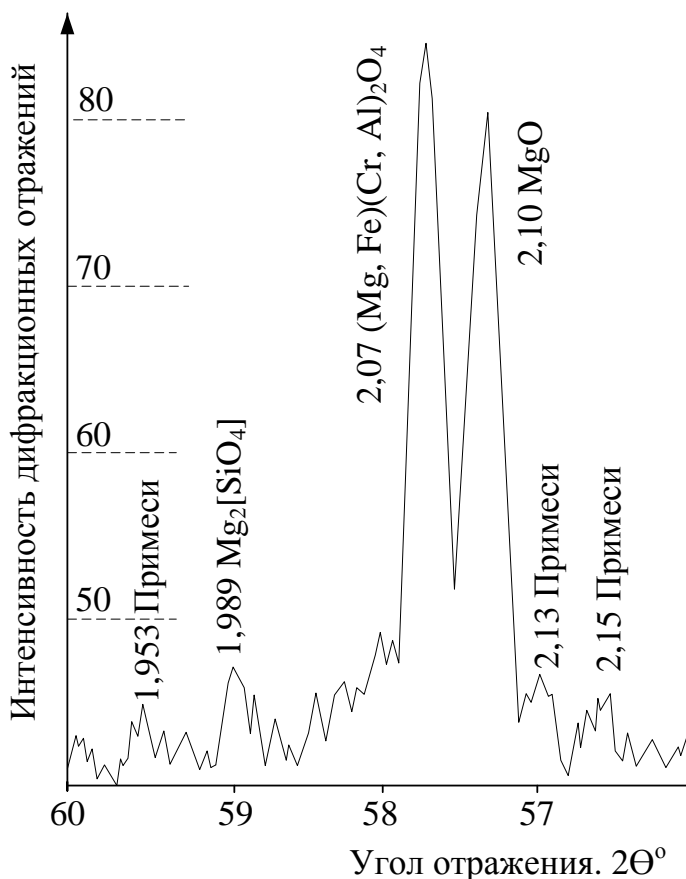


Рисунок 1 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы ферропыли

Как уже отмечалось, технология получения монокромата натрия включает процесс спекания шихтовых материалов, в результате которого образуется гетерогенная система. Скорость протекания реакций в такой системе зависит от развития межфазной поверхности, в связи с чем большое значение имеет дисперсность материалов, поэтому для создания оптимальных условий протекания реакций в системе требуется тонкий помол. Учитывая дисперсность ферропыли (таблица 3), технологическая операция тонкого помола исключена, что снижает затраты на производство.

Таблица 3 – Распределение частиц пыли по фракциям [5, 7]

Размер частиц, мкм	>200	200 – 100	100 – 60	60 – 20	20 – 10	10 – 1	<1
Содержание, %	34,5	12,3	19,0	25,0	7,5	1,65	0,05

Для получения растворимых соединений монокромата проведены серии экспериментов спекания хромсодержащего сырья с солями натрия и щелочью без применения оксида кальция. Для сравнительного анализа результатов и подтверждения достоверности полученных данных проведены эксперименты получения монокромата натрия по традиционной технологии с карбонатом натрия ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) [8].

В каждой серии экспериментов предварительно перемешанные в барабанном смесителе ферропыль и соединения натрия подвергали окислительной прокатке в муфельной печи. Температура процесса спекания соответствовала температуре плавления натриевых соединений. Соотношение компонентов в шихте рассчитано по стехиометрии с учетом образования силикатов, алюминатов и ферритов из ферропыли.

Результаты рентгенофазового анализа полученных после спекания продуктов позволили установить, что не во всех образцах наблюдалось вскрытие хромита и образование монокромата.

В образцах, полученных с применением сульфата, нитрата и хлорида натрия разложения хромпикотита не отмечено. На рентгенофазовых дифрактограммах зафиксирована высокая интенсивность дифракционных отражений солей натрия, это свидетельствует об отсутствии взаимодействия солей с хромпикотитом. Согласно термодинамическим исследованиям для разложения хромпикотита на элементарные оксиды и образования монокромата натрия температура процесса должна быть выше температуры ликвидус соли [3]. Однако при такой температуре реакции будут протекать в жидкой фазе солевого расплава и продуктом процесса будет сплав, а не спек, что не удовлетворяет условиям поставленной задачи – получения «рыхлого» продукта.

Рентгенофазовый анализ образцов спека ферропыли с карбонатом и гидроксидом натрия показал, что при заданных температурах эксперимента происходит вскрытие хромпикотита и образование растворимых соединений, в том числе монокромата натрия. Несмотря на качественные показатели и невысокую температуру процесса спекания недостатком применения гидроксида натрия является высокая щелочная активность материала, что может привести к выходу из строя технологического оборудования. Кроме того полученный раствор после выщелачивания спека обладает высокой щелочностью ( $\text{pH} = 12$ ), что также влияет на работоспособность оборудования. По этой причине не рекомендуется использовать в технологическом процессе получения ОХМ гидроксид натрия в чистом виде.

На рентгенофазовых дифрактограммах продуктов спекания ферропыли с карбонатом натрия (рисунок 2) отмечено снижение интенсивности дифракционных отражений хромпикотита и появление дифракционных отражений монокромата натрия. Однако результаты рентгенофазового анализа показали, что полного разложения хромпикотита не произошло, вероятнее всего в силу недостатка карбоната натрия в шихте. Отсутствие в спеке карбоната натрия также подтверждает его недостаток. Дальнейшие исследования проводили с избытком карбоната натрия [5, 6].

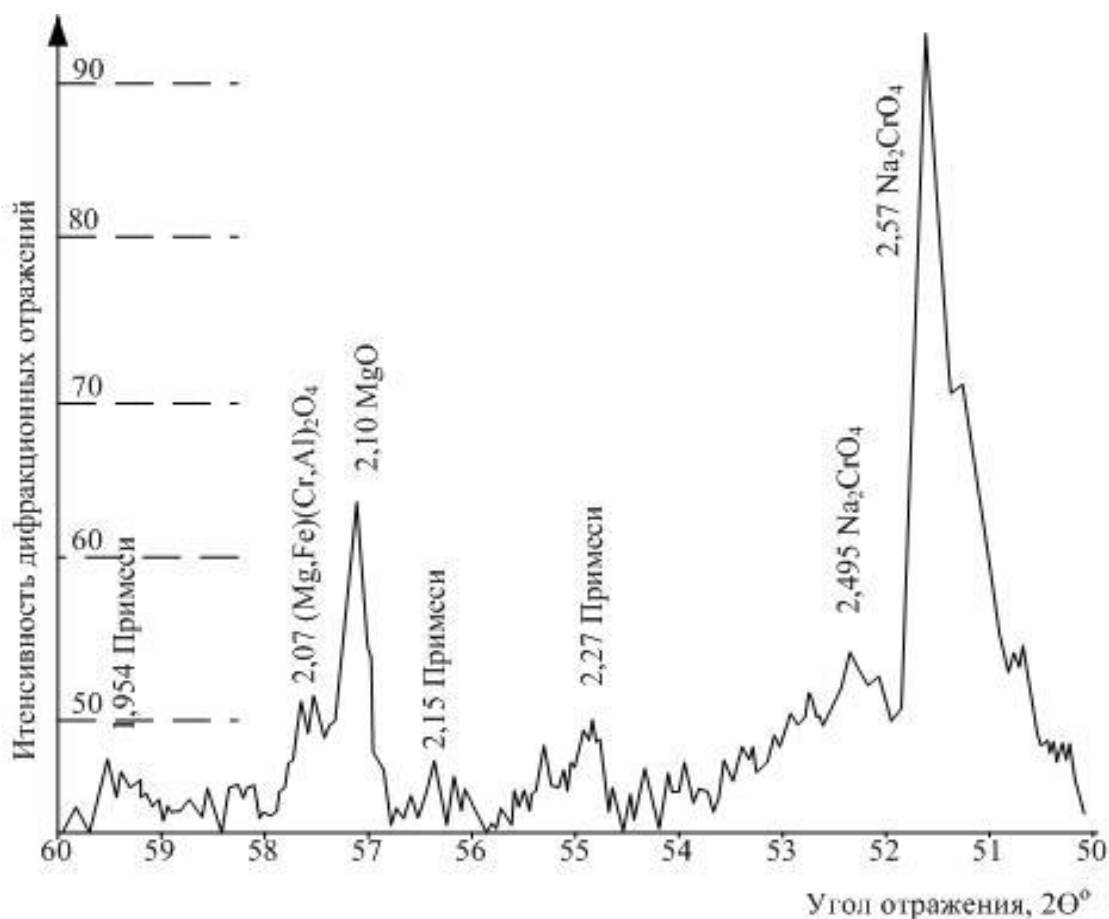


Рисунок 2 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы спека ферропыли с карбонатом натрия

Отличительной особенностью ферропыли является высокое содержание оксида магния ( $\text{MgO}$  25,2 – 33,1 %). По результатам рентгенофазового анализа (рисунок 1) и стехиометрических расчетов установлено, что 92 %  $\text{MgO}$  находятся в свободном состоянии, не образуя сложных соединений с другими элементами.

Наличие оксида магния в материале исключает сплавление ферропыли с солями натрия и щелочью при окислительной прокатке за счет образования инертного скелета в шихте, который препятствует обволакиванию твердых частиц ферропыли жидкой фазой натриевого расплава, тем самым способствует доступу кислорода к реагирующим частицам. В этих условиях шихта остается практически сухой, рассыпчатой, легко подвижной, не сплавляется и обладает хорошей газопроницаемостью. Связывание кислых оксидов ферропыли с  $\text{MgO}$  исключает необходимость применения для этой цели флюсующих добавок в виде доломита или извести.

Таким образом, можно сделать вывод, что для получения монохромата натрия из техногенных отходов производства феррохрома технологически выгодно использование карбоната натрия. Для дальнейшего извлечения монохромата натрия из спека применяли метод водного выщелачивания в автоклаве, в результате чего был получен раствор монохромата натрия с концен-

трацией хрома 130 – 150 г/л. Содержание примесей в растворе монохромата натрия не превышало 30 мг/л [5 – 7].

Техническим результатом проведенных исследований является упрощение способа получения монохромата натрия за счет исключения тонкого помола исходных хромсодержащих материалов, снижения плавкости шихты, исключения операции концентрирующей обработки, а создание рациональных технологических схем утилизации дисперсных материалов является экономически выгодным и экологически обоснованным мероприятием.

#### Библиографический список

1. Плинер Ю.Л., Игнатенко Г.Ф. Восстановление окислов металла алюминием. – М.: Metallurgy, 1967. – 248 с.
2. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Л., Игнатенко Г.Ф., Лаппо С.И. Аллюминотермия. – М.: Metallurgy, 1978. – 424 с.
3. Позин М.Е. Технология минеральных солей (удобрений, пестицидов, промышленных солей, оксидов и кислот), ч. 1, изд. 4-е. испр. – Л.: Изд-во «Химия», 1974. – 792 с.
4. Пат. (RU 2258039), МПК C01G37/02. Способ получения окиси хрома/ В.Я. Пиввуев, Мартин Д.В.– № 2258039; заявл. 2004.03.02; опубл. 2005.08.10.
5. Лазаревский П.П., Романенко Ю.Е. Лазаревская М.Н. Переработка техногенных отходов производства углеродистого феррохрома с целью получения хромового КХО // Сталь. – 2015. – С. 63 – 65.
6. Лазаревский П.П. Ресурсосберегающее получение окиси хрома путем утилизации техногенных отходов / П.П. Лазаревский, И.О. Новиков, К.К. Осадчий. Труды Всероссийской научно-практической конференции «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество». – Новокузнецк: СибГИУ, 2012. – С. 125 – 127.
7. Лазаревский П.П. Экстракция хрома из отходов производства углеродистого феррохрома / П.П. Лазаревский, Романенко Ю.Е. Сборник трудов VI Международной научно-практической конференции «Инновационные технологии и экономика в машиностроении». – Юргинский технологический институт. – Томск : Изд-во Томского политехнического университета, 2015. С. 110 – 114.
8. Пат. RU (11) 2281250 (13) C2, МПК C01G 37/14 (2006.01). Способ получения монохромата натрия / В.Я. Пиввуев; заявл. 2004.03.02; опубл. 2006.08.10.

## **АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКАЯ ВЫПЛАВКА ХРОМА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО С ПРИМЕНЕНИЕМ ХРОМОВОГО КОНЦЕНТРАТА ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

**Лазаревская М.Н.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Лазаревский П.П.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: lazura@ya.ru*

Рассмотрен вопрос получения металлического хрома алюминотермическим способом с применением в качестве источника целевого элемента хромового концентрата химического обогащения. С целью повышения извлечения хрома и увеличения жидкоподвижности шлака в технологии использована термитная добавка в виде натриевой селитры. Полученные результаты свидетельствуют о возможности применения хромового КХО, полученного путем переработки ферропыли, для производства металлического хрома. Приведена схема установки по выплавке сплавов алюминотермическим способом.

Ключевые слова: ферропыль, хромовый концентрат химического обогащения, термитная добавка, хром металлический, алюминотермия.

В результате мирового экономического кризиса в 2008 – 2009 гг. производство металлического хрома резко сократилось до 20 тыс. т./год, на сегодняшний день отмечена положительная динамика роста. Так, в 2011 году производство металлического хрома превысило 41 тыс. тонн, а в 2013 году оно достигло 43 – 44 тыс. тонн. Рост объемов производства объясняется увеличением спроса на мировом рынке, так как он является основным легирующим компонентом при производстве специальных жаропрочных и коррозионностойких марок сталей, содержащих более 15 % хрома [1].

Выплавка металлического хрома алюминотермическим способом составляет 85 % от общего производства. Основным сырьем при выплавке металлического хрома алюминотермическим способом является окись хрома металлургическая с общим содержанием хрома в пересчете на  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  >> 99 (марка ОХМ-0) и 98 % (марка ОХМ-1). Для производства окиси хрома применяют хромовые руды, которые являются для России дефицитными – 60 % внутреннего спроса на хромовые руды удовлетворяется за счет импорта в основном из Казахстана и Турции.

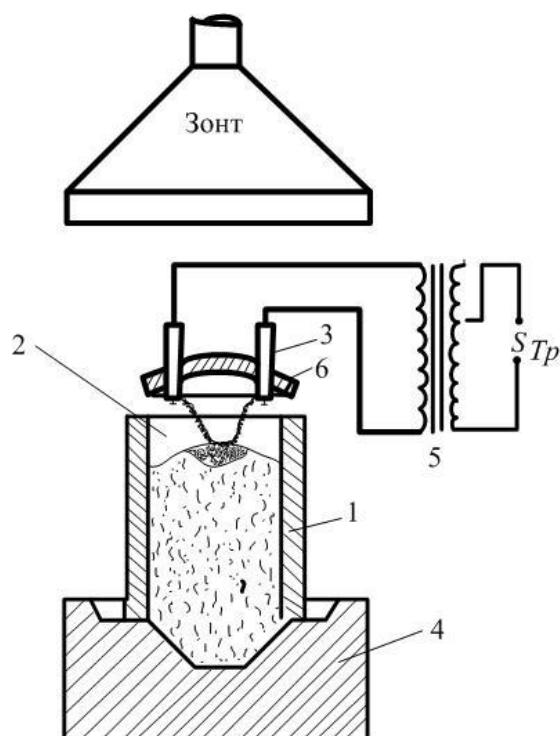
Один из вариантов решения проблемы дефицита минерального сырья это вовлечение в переработку техногенных месторождений, представляющих собой отходы металлургического и других производств, и содержащие ряд компонентов, подлежащих извлечению. Вовлечение в технологический процесс отходов производства углеродистого феррохрома путем рециклинга пыли позволяет получить хромовый концентрат химического обогащения [2].

Для изучения возможности использования хромового КХО в металлургическом переделе были проведены экспериментальные исследования по выплавке металлического хрома внепечным алюминотермическим способом.

В качестве шихтовых материалов применяли хромовый КХО, алюминиевый порошок из первичного алюминия, натриевую селитру и плавиковый шпат. Шихтовка навески определена из расчетов материального и теплового балансов. Химический состав шихтовых материалов приведен в таблице 1. Экспериментальная установка представлена на рисунке 1.

Таблица 1 – Химический состав шихтовых материалов

Материалы	Содержание, %								
	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	CaO	CaF <sub>2</sub>	C	S	п.п.п.
Хромовый КХО	95,8	0,12	0,04	3,9			0,03	0,01	0,10
Плавиковый шпат ФК 92		4,0			1,12	94,0			0,88
Порошок алюминия А00		Si 0,16	Al 99,70	Fe 0,14					



1 – тигель; 2 – спираль; 3 – электрод; 4 – поддон;  
5 – трансформатор; 6 - свод

Рисунок 1 – Схема установки по выплавке сплавов алюминотермическим способом

Подготовленные шихтовые материалы фракцией менее 1 мм помещали в графитовый тигель (1) и подвергали предварительному нагреву до темпе-

ратуры 574 К в муфельной печи. Предварительный нагрев позволяет повысить термичность процесса внепечной выплавки.

Тигель с навеской устанавливали на поддон (4) экспериментальной установки. Затем в навеску шихты в небольшое углубление помещали запальную смесь, состоящую из магниевой стружки и натриевой селитры в отношении 4:1 соответственно. С помощью механизма зажигания шихты, состоящего из электродов (3), закрепленных в своде (6), и нихромовой спирали (2) осуществляли зажигание запальной смеси. При подаче тока на электроды от трансформатора (5) нихромовая спираль раскаляется, после чего свод опускали в рабочее положение до момента контакта спирали с запальной смесью [3].

После зажигания шихты подачу тока прекращали, далее процесс протекал самопроизвольно за счет тепла экзотермических реакций, в течение 15 – 18 минут. Основные реакции процесса алюминотермического получения хрома металлического приведены в таблице 2 [4].

Таблица. 2 – Основные реакции процесса алюминотермического получения хрома

Реакция	Количество кислорода в оксиде, %	Количество металла в оксиде, %	Количество алюминия на 1 кг оксида, кг	Тепловой эффект реакции при 2227 °С, кДж	Тепловой эффект на 1 кг оксида, кДж	Удельная теплота реакции при 2227 °С, кДж/кг
$\text{Cr}_2\text{O}_3 + 2\text{Al} = 2\text{Cr} + \text{Al}_2\text{O}_3$	31,6	68,4	0,36	- 394000	2590	1913
$3\text{FeO} + 2\text{Al} = 3\text{Fe} + \text{Al}_2\text{O}_3$	22,2	77,8	0,25	- 848250	3920	3140
$3\text{SiO}_2 + 4\text{Al} = 3\text{Si} + 2\text{Al}_2\text{O}_3$	53,3	46,7	0,60	- 493000	2763	1712
$6\text{NaNO}_3 + 10\text{Al} = 3\text{Na}_2\text{O} + 3\text{N}_2 + 5\text{Al}_2\text{O}_3$	56,5	Содержание азота 16,5	0,53	- 6871400	13470	8820

В результате проведенных опытных плавок не удалось отделить металлическую фазу от шлака. Образование тугоплавкого шлака привело к «запутыванию» корольков металла, что свидетельствует о недостатке тепла для полноценного протекания процесса восстановления хрома из концентрата химического обогащения.

Основным условием проведения алюминотермической плавки является равенство или превышение теплового эффекта экзотермических реакций над тем количеством тепла, которое требуется для расплавления продуктов реакции и нагрева жидкого расплава до температуры процесса, а также для



компенсации тепловых потерь [5]. Наиболее распространенным способом повышения температуры внепечной плавки является применение термитных добавок. Поэтому вторую серию экспериментов проводили с использованием натриевой селитры в качестве термитной добавки. В результате расчета теплового баланса было установлено: для того чтобы значение теплового эффекта экзотермических реакций превышало значения расхода тепла и тепловых потерь, количество натриевой селитры в шихте должно составлять не менее 15 % от массы хромового КХО.

При проведении второй серии плавок процесс восстановления протекал интенсивнее, о чем свидетельствовало обильное пламявыделение и сокращение продолжительности проплавления шихты (10 – 13 минут). После окончания проплавления шихты производили выдержку в течение 3 – 5 минут, которая необходима для осаждения образовавшихся капель металла из верхнего слоя шлака. Полученный металл и шлак подвергали рентгенофазовому и химическому анализам.

Результаты рентгенофазового анализа металлической фазы приведены на рисунке 2, из которых следует, что металлическая часть продуктов восстановления представлена в виде хрома. Химический состав металла, %: 98,0 – 98,5 Cr, 0,4 – 0,5 Si, 0,5 – 0,7 Al, 0,6 – 0,8 Fe, 0,03 – 0,04 C, 0,02 – 0,03 S, 0,02 – 0,03 P.

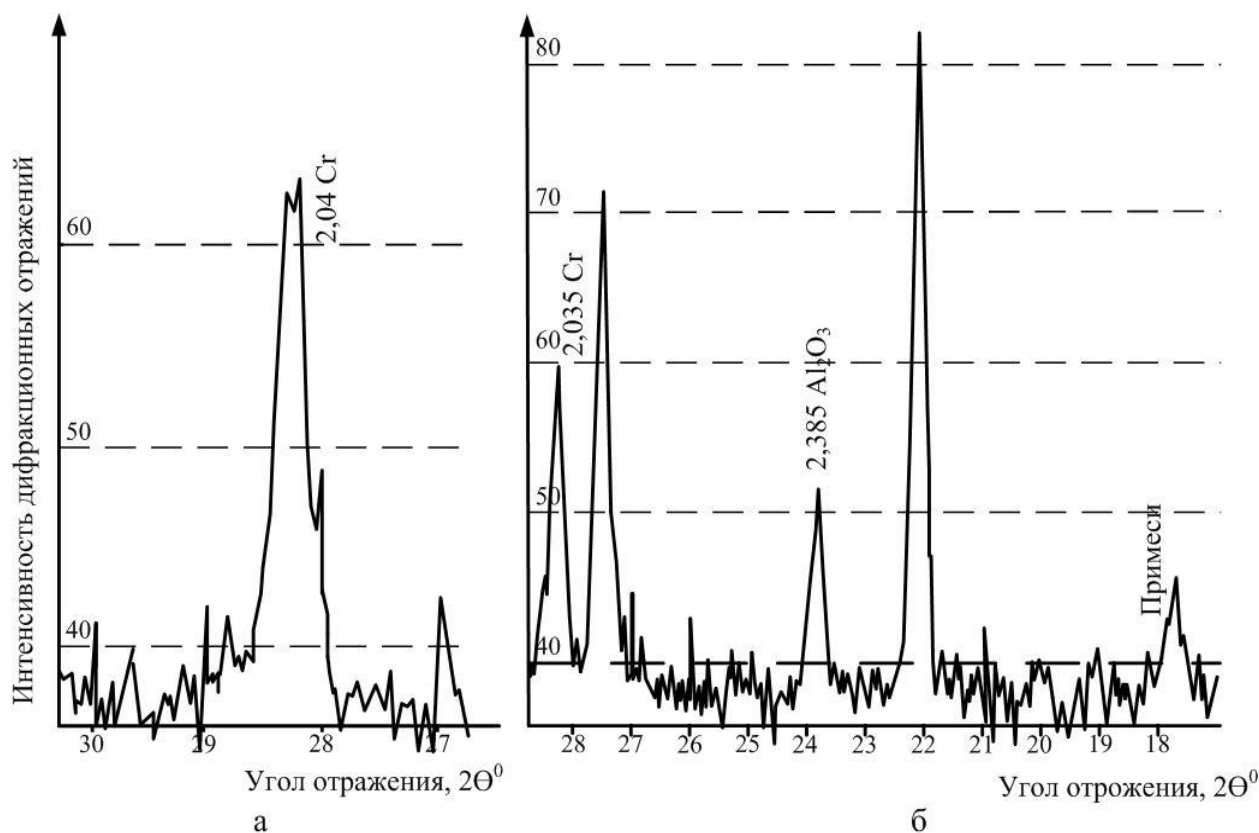


Рисунок 2 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы металлического хрома (а) и шлака (б)

Таким образом, введение в состав шихтовых материалов натриевой селитры обеспечило извлечение хрома на уровне 96 % за счет повышения термичности восстановительного процесса и увеличения жидкоподвижности шлака.

Данные, полученные в результате проведенных экспериментов позволяют утверждать, что хромовый КХО, получаемый путем переработки пыли от производства феррохрома, можно применять для производства металлического хрома. Создание рациональных технологических схем утилизации дисперсных материалов, содержащих целевой элемент, является экономически выгодным и экологически обоснованным мероприятием.

#### Библиографический список

1. Минеральное сырье: от недр до рынка: в 3-х т – Т. 3 Черные легирующие металлы и некоторые не металлы. Железо, марганец, хром, вольфрам, молибден, титан, фосфаты, калийные соли, плавиковый шпат / Коллектив авторов; отв. Ред. А.П. Ставский. – М.: Научный мир, 2011. – 624 с.

2. Лазаревский П. П., Романенко Ю. Е. Экстракция хрома из отходов производства углеродистого феррохрома : сб. тр. VI междунар. науч.-практ. конф. "Инновационные технологии и экономика в машиностроении" / Юргинский технологический институт. — Томск : Изд-во Томского политехнического университета, 2015. С. 110 – 114.

3. Лазаревский П. П. Получение металлического хрома из хромового концентрата химического обогащения / П.П. Лазаревский, Ю.Е. Романенко, М.Н. Лазаревская // Сталь 2016. – №1. С. 25 – 26.

4. Плинер Ю.Л., Игнатенко Г.Ф. Восстановление окислов металла алюминием / М.: Металлургия, 1967. – 248 с.

5. Лякишев Н.П., Плинер Ю.Л., Игнатенко Г.Ф., Лаппо С.И. Аллюминотермия. М.: Металлургия, 1978. – 424 с.

УДК 669:504

### **РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ПОЛУЧЕНИЯ ХРОМОВОГО КОНЦЕНТРАТА ХИМИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

**Лазаревская М.Н.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Лазаревский П.П.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: lazura@ya.ru*

Рассмотрен вопрос вовлечения в технологический процесс отходов производства углеродистого феррохрома путем рециклинга пыли гидрOMETаллургическим способом с целью извлечения ведущего компонента – хрома. Приведены результаты рентгенофазового анализа пыли производства углеродистого феррохрома, химический состав пыли. Описан метод производ-

ства концентрата химического обогащения путем переработки ферропыли с получением промежуточного полупродукта – монохромата натрия, его дальнейшего восстановления до гидроксида хрома, автоклавное выщелачивание которого позволяет получить хромовый концентрат химического обогащения (КХО). Приведена схема аппаратного оформления автоклавного выщелачивания и фильтрации.

Ключевые слова: феррохром, ферропыль, рециклинг, монохромат натрия, автоклавное выщелачивание, концентрат химического обогащения.

Металлургические предприятия сегодня большое значение придают рациональному использованию внутренних сырьевых ресурсов и утилизации промышленных отходов. В последние годы приоритетным направлением в сфере обращения с текущими отходами ферросплавного производства стало их максимальное вовлечение в технологические процессы, что в свою очередь способствует сбережению материальных и энергетических ресурсов, снижению себестоимости продукции [1].

Одним из видов техногенных отходов производства высокоуглеродистого феррохрома является пыль (ферропыль), образующаяся в ходе технологического процесса производства ферросплавов и улавливаемая газоочисткой рудовосстановительной печи. При выплавке феррохрома в открытой печи вынос пыли в объеме отходящих газов составляет  $50 - 60 \text{ г/м}^3$ , в отдельных случаях достигает  $100 \text{ г/м}^3$ . Удельный выход пыли на 1 т феррохрома для открытой печи составляет  $25 - 75 \text{ кг/т}$ . Пыль от производства феррохрома имеет следующий химический состав, %:  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  22,5 – 43,6;  $\text{SiO}_2$  10,0 – 15,5;  $\text{CaO}$  0,2 – 0,4 %;  $\text{MgO}$  25,2 – 33,1;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  3,2 – 5,4;  $\text{FeO}$  4,1 – 6,0;  $\text{C}$  5,4 – 6,2;  $\text{S}$  1,0 – 1,2.

С учетом значительного количества образующейся ферропыли и высокого содержания в ней оксида хрома, рециклинг является актуальной задачей в современной технологической схеме производства феррохрома.

По данным рентгенофазового анализа хром в ферропыли присутствует в виде сложного соединения  $(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Cr}, \text{Al})_2\text{O}_4$ , что требует применения гидрометаллургического способа извлечения ведущего компонента, включающего обработку материала растворами кислот или щелочей и перевод извлекаемого компонента в раствор с его последующим извлечением экстракцией.

Процесс получения хромового концентрата химического обогащения (КХО) состоит из двух этапов:

- 1) переработки ферропыли с целью перевода хрома из сложного соединения в монохромат натрия и получения концентрированного раствора;
- 2) восстановления монохромата натрия до гидроксида хрома с последующим получением КХО.

Технология получения монохромата натрия основана на методике обогащения хромовых руд и включает в себя окислительную прокалку шихты, состоящей из ферропыли и карбоната натрия ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$  не менее 98 %) [2].

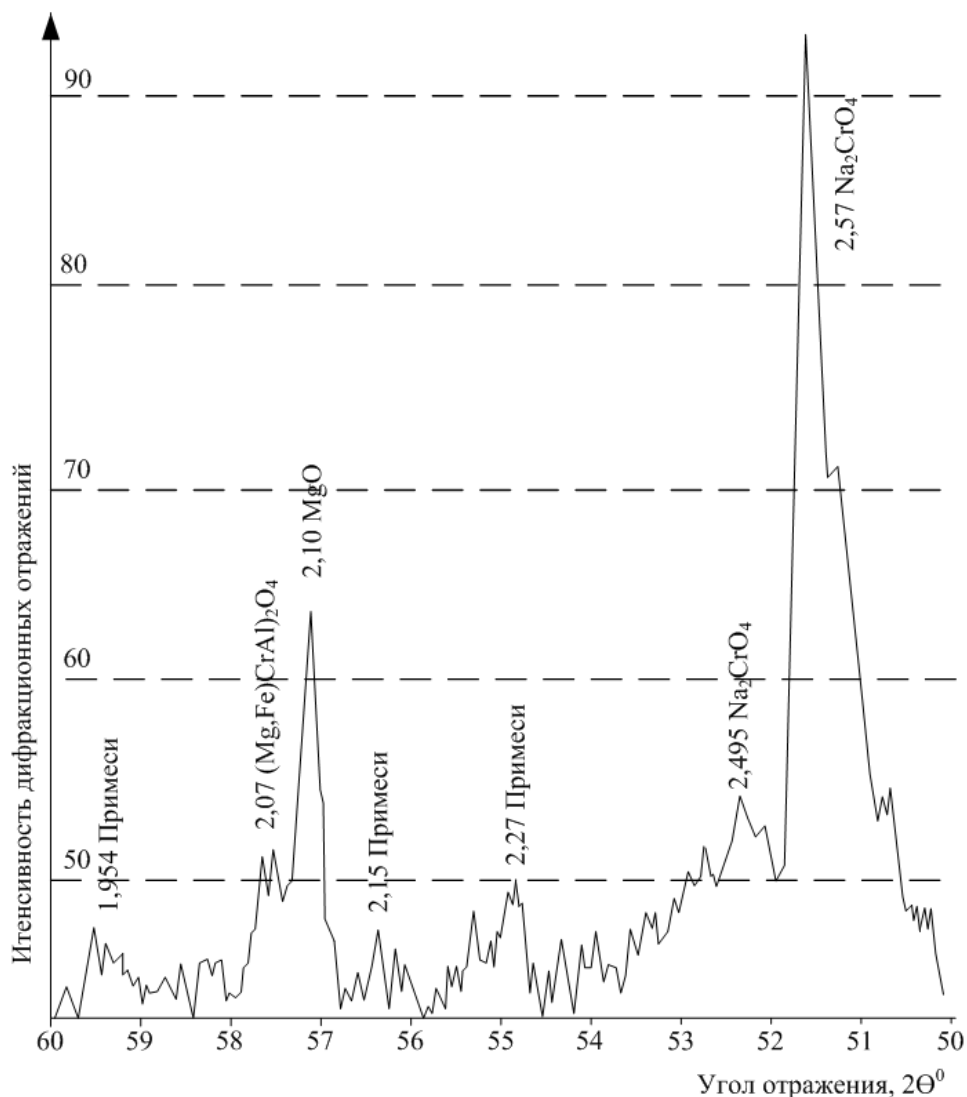


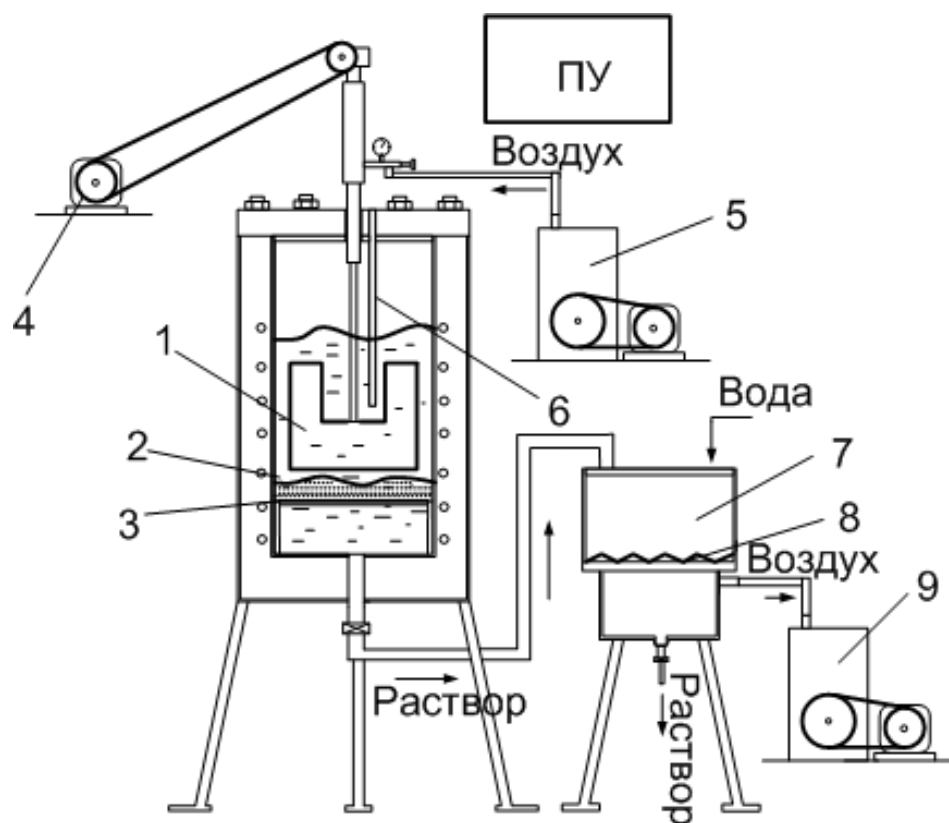
Рисунок 1 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы спека ферропыли с карбонатом натрия

Тщательно перемешанные в барабанном смесителе компоненты шихты подвергали окислительной прокатке в муфельной печи при температуре 1150 – 1250 °С в течение трех часов. После охлаждения полученный спек измельчали до фракции менее 50 мкм и подвергали рентгенофазовому анализу. Результаты рентгенофазового анализа полученного спека, приведенные на рисунке 1, показывают, что хром, содержащийся в пыли, образовал монохромата натрия. Кроме того, в процессе окислительной прокатки в результате взаимодействия примесей ферропыли ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) с карбонатом натрия образуются силикаты, алюминаты и ферриты натрия.

Для извлечения монохромата натрия из спека использовали водное выщелачивание при объемном соотношении твердой фазы к жидкой 1:1. Выщелачивание проводили в автоклаве в течение одного часа при температуре 70 – 90 °С. В ходе процесса образовалась пульпа, состоящая из раствора монохромата натрия и шлама. При дальнейшем разделении пульпы в нутч-фильтре был получен раствор монохромата натрия с концентрацией хрома

130 – 150 г/л и шлам химического состава %: 0,9 – 1,2 Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 7,4 – 8,5 FeO; 68,3 – 69,4 MgO 15,9 – 16,4 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Содержание примесей в растворе монохромата натрия не превышало 30 мг/л.

На втором этапе получения КХО монохромат натрия восстанавливали до гидроксида хрома. Процесс основан на автоклавном выщелачивании раствора в течение часа при температуре 140 – 150 °С с добавлением элементарной серы [3]. Схема аппаратурного оформления приведена на рисунке 2.



- 1 – лопастная мешалка в реакторе (скорость вращения 15 – 20 об/мин);  
 2 – раствор монохромата натрия; 3 – осадок; 4 – электропривод;  
 5 – компрессор; 6 – термопара; 7 – нутч-фильтр;  
 8 – хлопчатобумажная перегородка; 9 – вакуумный насос

Рисунок 2 – Автоклав с механическим перемешиванием и нутч-фильтром

По истечении одного часа содержимое автоклава перекачивали в нутч-фильтр и промывали проточной водой, на поверхности фильтровальной ткани был обнаружен голубовато-зеленый осадок (гидроксид хрома), в результате дальнейшего нагрева которого при температуре 600 °С получили порошок серо-зеленого цвета химического состава, %: Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 95,8; FeO 3,9 [4, 5].

Результаты рентгенофазового анализа образца КХО приведены на рисунке 3.

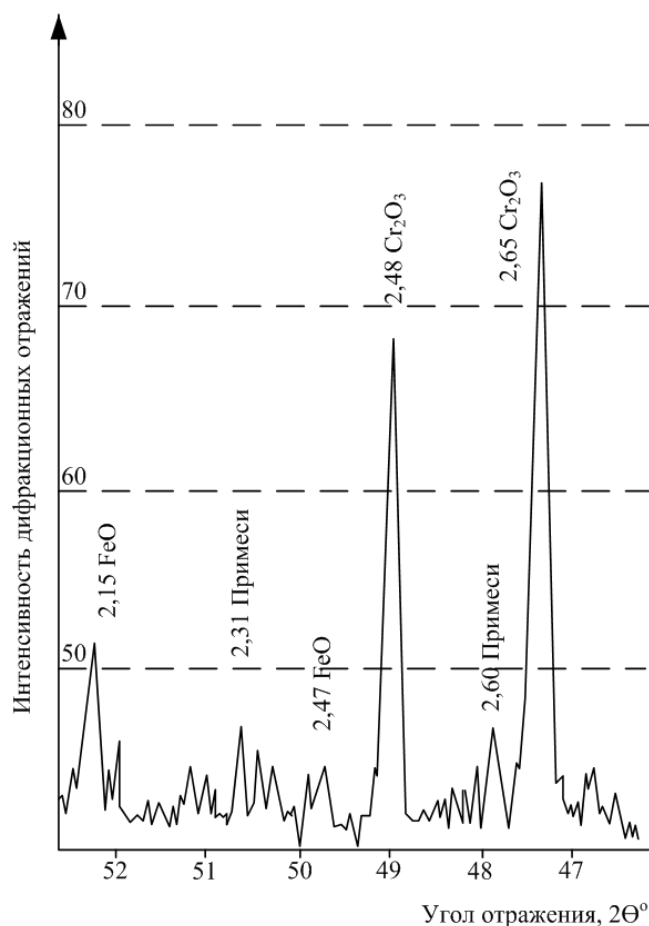


Рисунок 3 – Участок рентгенофазовой дифрактограммы хромового КХО

Гидрометаллургическая переработка пыли производства углеродистого феррохрома позволила получить хромовый концентрат химического обогащения, который может быть использован для получения металлического хрома.

#### Библиографический список:

1. Багрянцев Г.И. Термическое обезвреживание и переработка промышленных и бытовых отходов / Г.И. Багрянцев, В.Е. Черников // Муниципальные и промышленные отходы: способы обезвреживания и вторичной переработки – аналитические обзоры. Новосибирск: Серия Экология, 1995. – 37 с.
2. Нохрина О.И. Получение малофосфористого концентрата из руд и железомарганцевых конкреций / О.И. Нохрина, И.Д. Рожихина // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2000. – № 8. – С. 40 – 45.
3. Лазаревский П.П. Ресурсосберегающее получение окиси хрома путем утилизации техногенных отходов / П.П. Лазаревский, И.О. Новиков, К.К. Осадчий. Труды Всероссийской научно-практической конференции «Металлургия: технологии, управление, инновации, качество». – Новокузнецк: СибГИУ, 2012. – С. 125 – 127.
4. Лазаревский П.П. Экстракция хрома из отходов производства углеродистого феррохрома / П.П. Лазаревский, Романенко Ю.Е. Сборник трудов

VI Международной научно-практической конференции «Инновационные технологии и экономика в машиностроении». – Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2015. С. 110 – 114.

Лазаревский П.П. Переработка техногенных отходов производства углеродистого феррохрома с целью получения хромового КХО / П.П. Лазаревский, Ю.Е. Романенко, М.Н. Лазаревская// Сталь 2015. – №11. С. 63- 65.

УДК 622.785:669.046.581.2

## **РАСЧЕТНЫЕ ДАННЫЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КРАСНОГО ШЛАМА С УЧЕТОМ УМЕНЬШЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ЖЕЛЕЗА И МЕЛКОЙ ФРАКЦИИ В АГЛОМЕРАТЕ**

**Сивушов А.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Утков В.А.**

*Санкт-Петербургский горный университет,  
г. Санкт-Петербург, e-mail: sivushovartyom@yandex.ru*

Хранение красного шлама (КШ) несет в себе экологическую опасность и риски экологических катастроф, поэтому будущее за исключением их путем замены складирования КШ, его переработкой у потребителей. Наиболее перспективным потребителем КШ является черная металлургия, поскольку около половины его вещественной массы составляет оксид железа. Ранее проведенными исследованиями показано, что КШ улучшает окомкование агломерационной шихты и прочность агломерата, что положительно влияет на показатели доменной плавки.

Ключевые слова: красный шлам, переработка, черная металлургия, прочность агломерата, повышение эффективности.

Отвалы бокситовые, так называемые «красные шламы», стали повсеместно известными в мире после крупнейшей экологической катастрофы, происшедшей в 2010 г. в Венгрии. По причине разрушения ограждающей дамбы наливного хранилища миллионы тонн красного шлама разлились на тысячи гектаров земли, уничтожая животный мир и загрязняя важнейшую в Европе реку Дунай. Погибли люди, на длительное время были остановлены транспортные средства обеспечения жизнедеятельности населения и промышленного производства.

Риски повторения аналогичной катастрофы возрастают по причине участившихся природных катаклизмов: ливневые дожди, наводнения, смерчи, ураганы, землетрясения, а также терактов. Поэтому в ближайшей перспективе неизбежно строительство вместо шламохранилищ красного шлама его отгрузочных комплексов, которое тормозится нерешенностью серьезной

экономической эффективности.

Красный шлам, несмотря на недостатки химического состава как рудного сырья для черной металлургии, имеет преимущества в качестве интенсификатора процесса спекания агломерата при соблюдении отработанных технологий. Добавка надлежащим образом подготовленного красного шлама, способствует повышению прочности агломератов, увеличению производительности агломашин, экономии кокса и улучшению экологии аглодоменного производства [2].

Переработке красных шламов посвящены более 2 тысяч публикаций и тысячи патентов, произошедшая экологическая катастрофа повысила актуальность решения проблемы переработки красных шламов [6]. Работы ведутся по направлению комплексной переработки красных шламов [3,6], но наиболее проработанным и эффективным является направление переработки красных шламов в черной металлургии [2, 6, 8]. Проблема состоит в том, что имеются возражения производителей в связи с малым содержанием в КШ железа в отличие от привычных для переработки железорудных концентратов, не смотря на доказанную эффективность применения КШ в составе агломерационной шихты, как упрочнителя агломерата. В данной работе предлагается сопоставительный анализ влияния этих факторов в конечном итоге на эффективность показателей работы доменных печей. За основу расчетов взяты исходные данные из монографии Е.Ф. Вегмана [1].

Таблица 1 - Колебания химического состава красного шлама глиноземного производства по наиболее представительным компонентам, %

Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaO	TiO <sub>2</sub>	Na <sub>2</sub> O	п.п.п.	прочие
30-50	12,0-15,0	4,0-7,0	5,0-8,0	4,0-5,0	2,0-4,0	8-10	2-3

Уменьшение содержания мелкой фракции 0-5 мм в железорудной шихте на каждый 1 % обеспечивает увеличение производительности на 1 % и уменьшение расхода кокса на 0,5 % [1]. Производимые большинством предприятий черной металлургии агломераты загружаются в доменные печи с содержанием мелочи от 15 до 25 %.

Таблица 2 - Влияние технологических факторов на удельный расход кокса и производительность доменной печи

Повышение содержания железа на каждый 1 % во всей шихте (без кокса и CO <sub>2</sub> флюса)	Расход кокса, %	Производительность печи, %
до 50 %	1,4	2,4
50-55 %	1,2	2
55-60 %	0,5	1,7

Большую часть окускованного сырья составляет агломерат. Главными причинами его низкой механической прочности и разрушения при охлажде-



нии после получения при транспортировке в доменной цех являются внутренние напряжения от полиморфизма двухкальциевого силиката и гидратации не усвоившейся извести.сопровождающиеся увеличением объема кристаллической решетки каждого из этих веществ на 10 %, порождающие микротрещины и даже саморассыпание спека с образованием пыли.

Исследованиями полиморфизма двухкальциевого силиката установлено, что КШ способен предотвратить этот процесс [2, 8]. Прочность спека повышается также из-за лучшего усвоения извести.

Из результатов более чем 20 серий крупнолабораторных спеканий на колосниковой решетке и 8 испытаний на аглофабриках промышленных испытаний КШ следует, что применение 2 % красного шлама в холодную шихту гарантированно сокращает содержание фракции 0-0,5 мм на 2-5 % [2, 8].

Для проведения вычислений влияния добавки красного шлама на увеличение производительности и уменьшения расхода кокса выбраны полярные агломераты (бакальский и качканарский) и агломерат со средним значением содержания железа (ММК).

Таблица 3 - Химический состав принципиально разных агломератов по содержанию железа

Наименование агломерата	Fe	FeO	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	S	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O +N <sub>2</sub> O
Бакальский агломерат	43,8	14,3	14,7	5,2	15,8	2,9	0,1	0,05	0,09	-	-	-
Агломерат ММК	53,1	12,5	12,5	2,1	7,9	2,3	0,07	0,04	0,06	-	-	-
Качканарский агломерат	60	16	5	2,3	4,3	1,5	0,16	0,02	0,02	1,9	0,45	-

При добавлении к этим агломератам 2 % красного шлама образуется шихта со следующим химическим составом

Таблица 4 - Химический состав агломерата с добавлением 2 % красного шлама с содержанием Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 30%

Наименование агломерата	Fe	FeO	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Mn	P	S	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O +N <sub>2</sub> O
Бакальский агломерат	43,34	14,01	14,51	5,2	15,56	3,08	0,1	0,05	0,1	0,08	-	0,04
Агломерат ММК	52,46	12,25	12,35	2,1	7,82	2,49	0,07	0,04	0,06	0,08	-	0,06
Качканарский агломерат	59,22	15,68	5,00	2,3	4,29	1,71	0,16	0,02	0,02	1,94	0,45	0,08

Из результатов более чем 20 серий крупнолабораторных спеканий на колосниковой решетке и 8 испытаний на аглофабриках промышленных испытаний КШ следует, что применение 2 % красного шлама в холодную шихту гарантированно сокращает содержание фракции 0-0,5 мм на 2-5 % [2,8].

Из таблиц видно, что чем выше содержание железа в агломерате, тем больше снижается его процентное количество при добавлении красного шлама. Содержание железа в бакальском агломерате уменьшается на 0,46 %, агломерата ММК на 0,64 %, качканарского агломерата на 0,78 %. Расход кокса при этом увеличиться на 0,64 % (бакальский агломерат), 0,77 % (агломерат ММК) и 0,25 % (качканарский агломерат).

Производительность бакальского агломерата уменьшается на 1,09 %, агломерата ММК на 1,28 %, а качканарского агломерата на 1,33 %, но с учетом уменьшения содержания мелочи производительность и расход кокса увеличатся (рисунок 1, рисунок 2). При этом несколько увеличивается содержание в агломерате  $Al_2O_3$  (в среднем на 0,2 %) и щелочи, что может способствовать лучшему удалению серы из чугуна за счет снижения вязкости шлага [5, 7], при этом, не разрушая футеровку доменной печи. Щелочь в подготовленном красном шламе находится в связанном виде, полностью переходит в шлак.

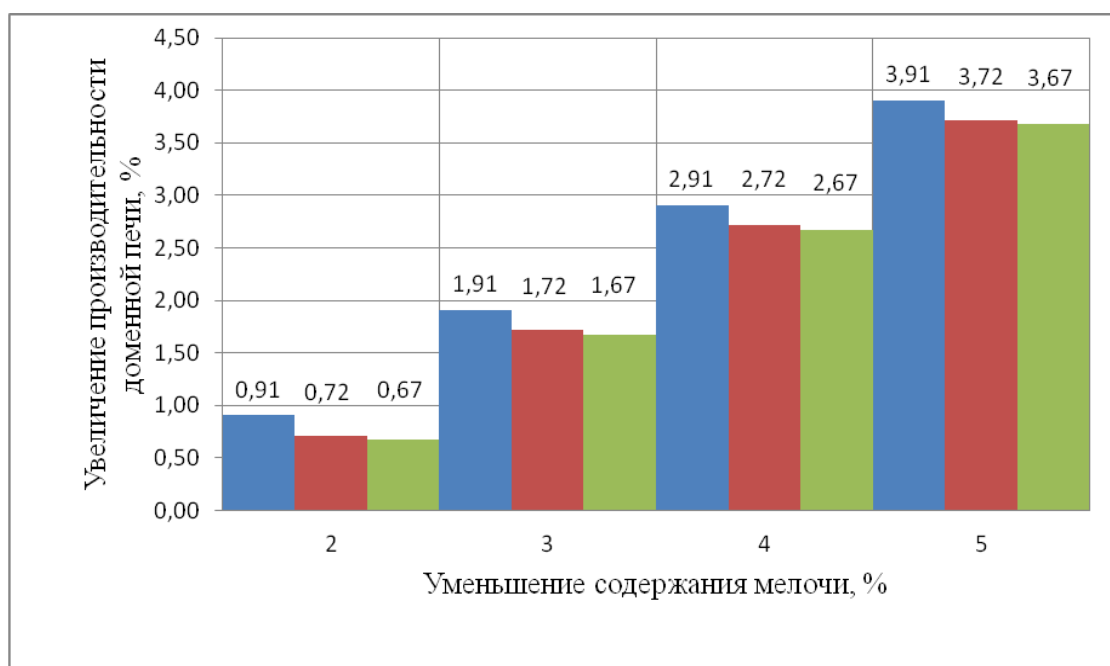


Рисунок 1 - Увеличение производительности за счет уменьшения содержания мелочи

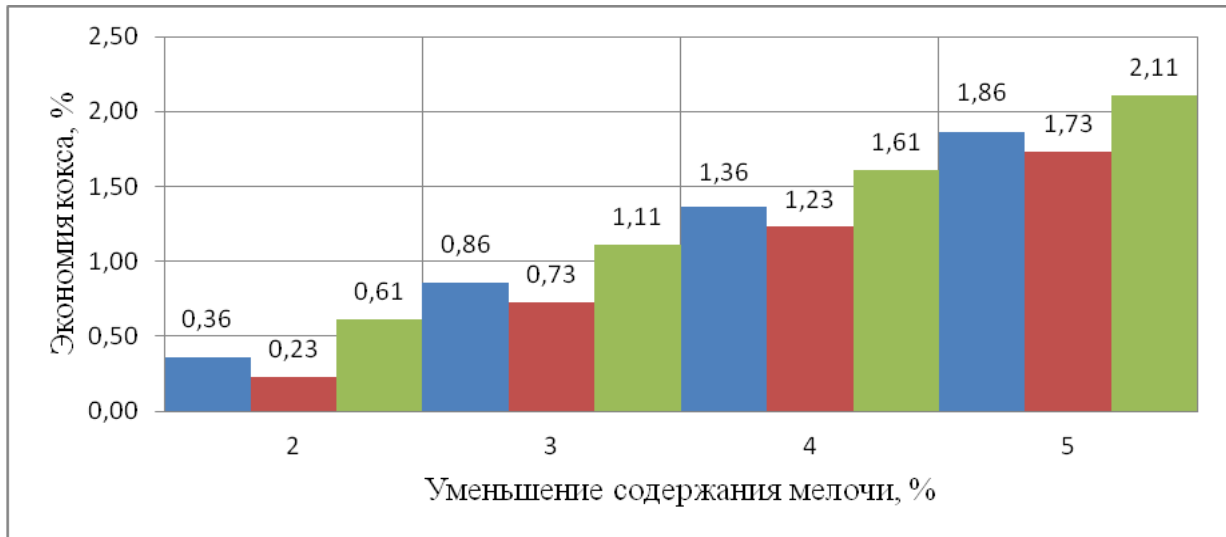


Рисунок 2 - Экономия кокса за счет уменьшения содержания мелочи

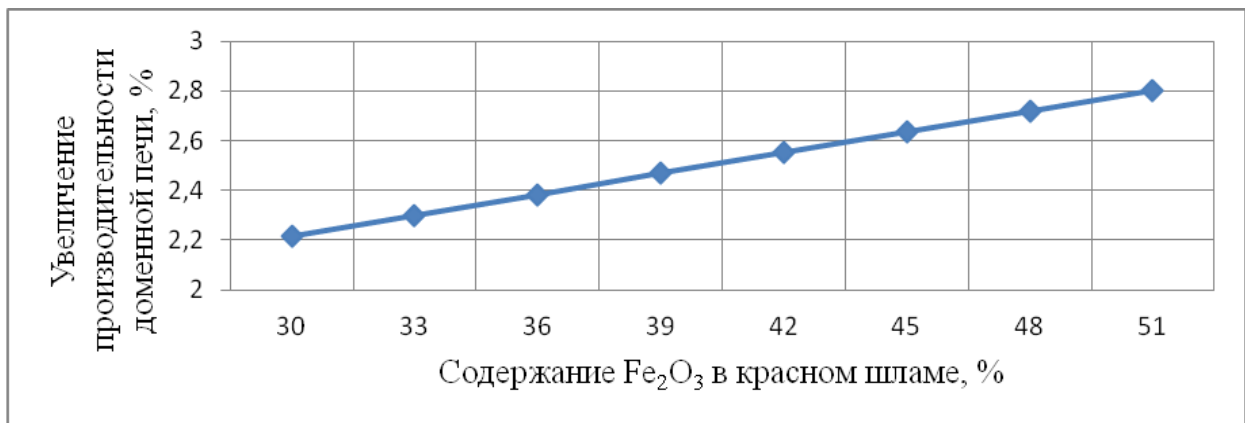


Рисунок 3 - Увеличение производительности от содержания Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> КШ в агломерате ММК, при гарантированном уменьшении количества мелочи на 3,5 %

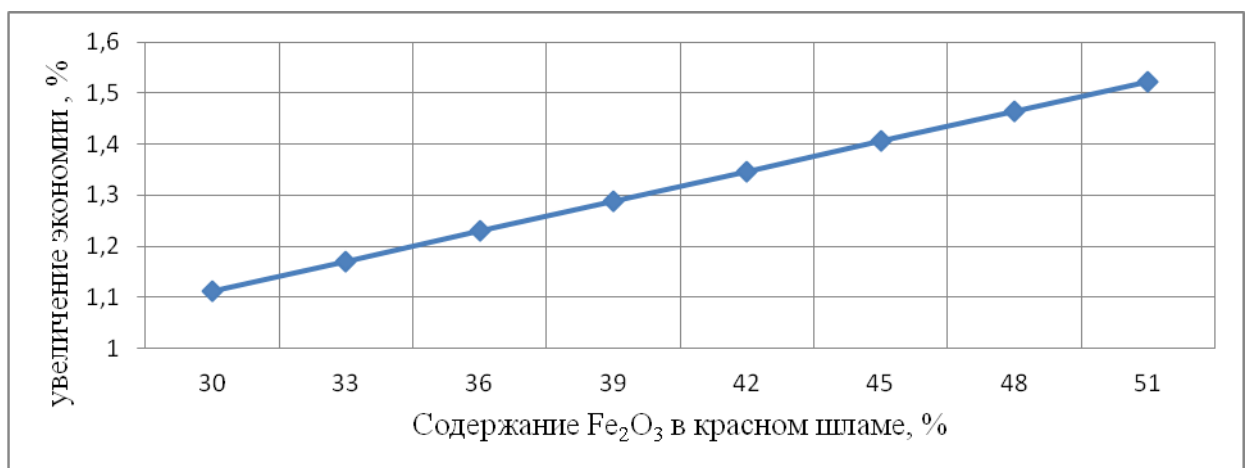


Рисунок 4 - Увеличение экономии кокса от содержания Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> КШ в агломерате ММК, при гарантированном уменьшении количества мелочи на 3,5 %

В итоге можно гарантировать, что ввод красных шламов в шихту для производства агломератов (по оптимальной технологии) способен увеличить производительность доменных печей в диапазоне 0,67 - 3,67 % с экономией 0,23 - 1,73 % кокса, при содержании  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в КШ принятым равным 30 %. За счет уменьшения количества кокса уменьшится содержание серы в чугуне так, как в коксе содержание серы составляет примерно 0,8 - 1,2 % в зависимости от месторождения [5,7].

#### Библиографический список

1. Metallurgiya chuguna / Е.Ф. Вегман, Б.Н. Жеребин, А.Н. Похвиснев, Ю.С. Юсфин и др. - М.: ИКЦ Академкнига, 2004, 774 с.
2. Повышение прочности агломератов и окатышей при помощи бокситового красного шлама/ В.А. Утков, Л.И. Леонтьев- "Сталь". № 9. 2005, 2-4 с.
3. Селективное извлечение иттрия из шламов глиноземного производства / Л.А. Пасечник, А.С. Яценко, С.П. Яценко, Л.М. Скребнева // Цветные металлы, 2013, № 12.
4. Совместная комплексная переработка бокситов и красных шламов / Г.Н. Кожевников, А.Г. Водопьянов, В.К.Паньков, Б.П.Кузьмин // Цветные металлы, 2013, № 12.
5. Altland, R., Beckmann, B., Stricker, K.-P.: Verfahrensoptimierung am Hochofen durch kontrollierte Alkaliund Schlackenbedingungen. Stahl & Eisen 119 (1999) No. 11.
6. CraigKlauber. Review of Bauxite Residue "Re-use" Options / Markus Gräfe, Greg Power // CSIRO Document DMR-3609 2009. – 66 pp.
7. The Making Shaping and Treating of Steel. AISI Steel Foundation, Pittsburgh, PA, 11th edition, 1998.
8. Utkov V.A., Siziakov V.M., Leontiev L.I. // ICSOBA. 15th International Symposium "Aluminium Industry within World Economy: Problems and Trends of Development", Travaux. 2004. V. 31. № 35. P. 63 - 66.

## **СНИЖЕНИЕ ОКИСЛЕНИЯ И ОБЕЗУГЛЕРОЖИВАНИЯ РЕССОРНО-ПРУЖИННОЙ СТАЛИ ПРИ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОМ НАГРЕВЕ ПОД ПРОКАТКУ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАЩИТНЫХ ПОКРЫТИЙ**

**Коноз К.С.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Темлянец М.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: ksanaslazhneva92@mail.ru*

В статье представлены результаты лабораторных исследований возможности применения защитных покрытий для снижения угара и обезуглероживания стали марки 60С2ХА при нагреве под прокатку. Получен состав покрытия, обеспечивающий снижение угара в 1,7 раза, предотвращение образования видимого обезуглероженного слоя, снижение шероховатости и повышение качества поверхности металла после нагрева.

Ключевые слова: защитные покрытия, угар, обезуглероживание.

В металлургии широкое распространение получили покрытия на основе силикатных связующих. Они применяются для защиты огнеупорных футеровок [1 – 5] и поверхности стали от окисления и обезуглероживания [6 – 11].

Актуальной задачей является разработка способов защиты от обезуглероживания при нагреве под прокатку заготовок кремнистых рессорно-пружинных сталей [12]. Наличие обезуглероженного слоя в упругих элементах (пружинах, рессорах) наиболее опасно, поскольку резко снижает их усталостную прочность, предел выносливости. Кремнистые рессорно-пружинные стали марок 40С2, 55С2, 60С2, 60С2ХА и т.п. вследствие повышенного содержания кремния имеют склонность к обезуглероживанию при нагреве [8, 13, 14].

В данной работе исследована возможность снижения угара и обезуглероживания стали марки 60С2ХА следующего химического состава, %: 0,576 С; 1,439 Si; 0,66 Mn; 0,736 Cr; 0,024 Ni; 0,031 Cu; 0,004 S; 0,008 P посредством применения защитных покрытий. При проведении лабораторных экспериментов использовали цилиндрические образцы диаметром 11 – 13 мм, длиной 20 – 30 мм и массой 16 – 27 г. Защитное покрытие состояло из комбинированного заполнителя и связки, в качестве которой использовали жидкое стекло. Покрытие, имеющее консистенцию густой сметаны наносили на образец кистью. Толщина покрытия составляла порядка 1 – 1,5 мм. Перед нагревом образца покрытие высушивали около 1 ч в атмосферных условиях.

На рисунке 1 показана траектория изменения температуры поверхности металла при лабораторных экспериментах. Температурный режим выбран близким к реализуемому в промышленных условиях при нагреве непрерывнолитых заготовок в методических печах с шагающим подом [15].

Угар составил при нагреве образцов без покрытия  $0,045 \text{ г/см}^2$  с покрытием –  $0,027 \text{ г/см}^2$  что почти в 1,7 раза ниже, чем при нагреве образцов без покрытия. Глубина видимого обезуглероженного слоя в образцах без покрытия составила  $0,2 \text{ мм}$ . Применение покрытия обеспечило фактически полное отсутствие видимого обезуглероженного слоя в металле (рисунок 2).

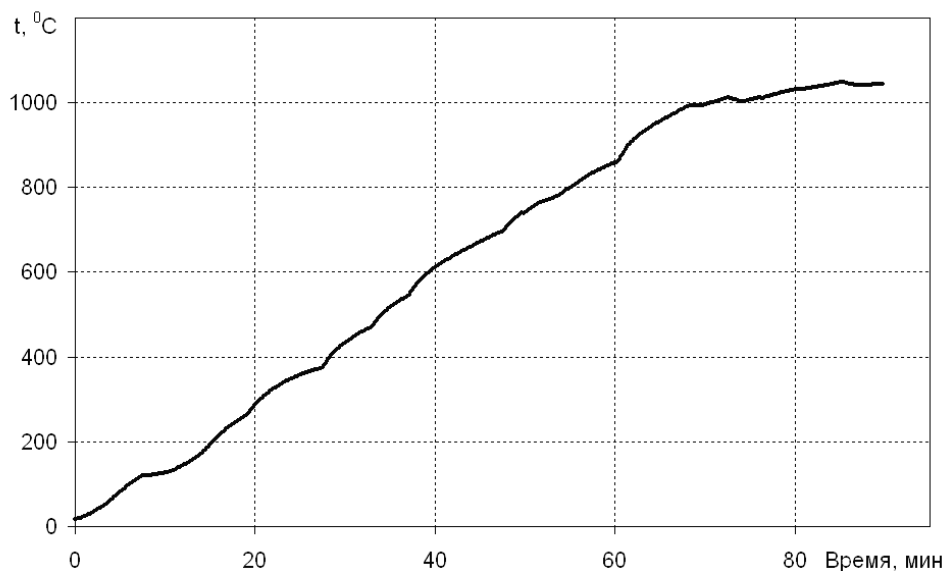
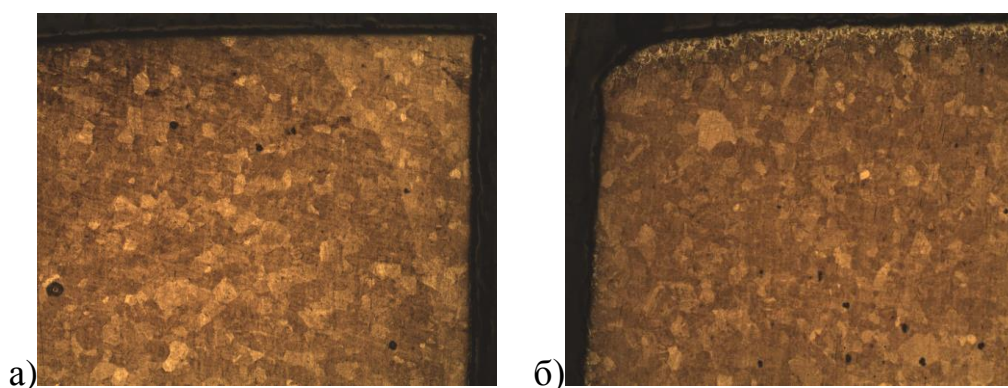


Рисунок 1 – Температура поверхности металла при нагреве



а – сверху поверхность внутренних слоев металла после вырезки части образца, справа поверхность металла, защищенная покрытием после нагрева  
 б – сверху торец образца не защищенный покрытием (обезуглероживание на глубину  $0,2 \text{ мм}$ ), слева поверхность металла защищенная покрытием

Рисунок 3 – Микроструктуры поверхностных слоев металла образцов, нагретых с покрытием

Образцы с покрытием после нагрева охлаждали в воде. Покрытие фактически сразу растрескалось и отделилось от поверхности металла. Поверхность образцов была гладкой, имела характерный металлический блеск стали. На рисунке 3 представлены поверхности образцов нагретых без покры-

тия (после травления с целью удаления окалины) (слева) и нагретых с покрытием (без травления, после отделения покрытия) (справа).

На образце слева видны следы механической обработки металла токарным резцом в виде небольших канавок и задигов. На образце справа шероховатость значительно ниже, задиры и канавки сглажены «зализаны». Визуально качество поверхности правого образца значительно выше.



Рисунок 3 – Поверхности образцов нагретых без покрытия (слева) и с покрытием (справа)

*Выводы.* Полученные результаты показывают перспективность применения покрытия для защиты рессорно-пружинной стали марки 60С2ХА. Защитное покрытие, состоящее из комбинированного заполнителя и связки, в качестве которой использовали жидкое стекло, снижает угар в 1,7 раза, фактически полностью устраняет образование видимого обезуглероженного слоя, способствует снижению шероховатости и повышению качества поверхности металла после нагрева.

#### Библиографический список

1. Рециклинг твердых отходов в металлургии / К.А. Черепанов, С.М. Абрамович, М.В. Темлянцев, Е.Н. Темлянцева. – М.: Флинта: Наука, 2004. – 212 с.
2. Черепанов К.А., Килякова Е.Н., Темлянцев М.В. Использование боя огнеупорного кирпича при изготовлении защитных обмазок на связке из технического кремнезоля // Известия вузов. Черная металлургия. – 2002. – № 6. – С. 45 – 47.
3. Темлянцев М.В., Матвеев М.В., Костюченко К.Е. О применении покрытий для предотвращения обезуглероживания периклазоуглеродистых огнеупоров при разогреве ковшевых футеровок // Вестник Российской академии естественных наук. Западно-Сибирское отделение. – 2011. – № 13. – С. 130 – 133.
4. Темлянцев М.В., Матвеев М.В. Обезуглероживание огнеупоров при тепловой обработке футеровок сталеразливочных ковшей // Металлург. – 2010. – № 8. – С. 60 – 62.
5. Темлянцев М.В., Матвеев М.В. Исследование обезуглероживания

периклазоуглеродистых огнеупоров при разогреве футеровок сталеразливочных ковшей перед приемом расплава // Известия вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 2. – С. 38 – 40.

6. Темлянцев М.В., Олендаренко О.Д. Разработка составов защитных покрытий для снижения окисления и обезуглероживания рельсовой стали при нагреве под прокатку // Известия вузов. Черная металлургия. – 2008. – № 2. – С. 69, 70.

7. Темлянцев М.В., Темлянцева Е.Н., Олендаренко О.Д. Разработка составов защитных покрытий для снижения окисления и обезуглероживания рельсовой стали при нагреве под прокатку // Известия вузов. Черная металлургия. – 2010. – № 2. – С. 44 – 46.

8. Темлянцев М.В., Олендаренко О.Д., Темлянцева Е.Н. Исследование влияния защитных покрытий на интенсивность окисления и обезуглероживания рельсовой стали при высокотемпературном нагреве под прокатку // Вестник горно-металлургической секции Российской академии наук. Отделение металлургии. – 2009. – № 23. – С. 75 – 79.

9. Темлянцев М.В., Михайленко Ю.Е. Окисление и обезуглероживание стали в процессах нагрева под обработку давлением. – М.: Теплотехник, 2006. – 200 с.

10. Перспективные технологии тепловой и термической обработки в производстве рельсов / В.В. Павлов, М.В. Темлянцев, Л.В. Корнева, А.Ю. Сюсюкин. – М.: Теплотехник, 2007. – 280 с.

11. Нагрев стальных слябов / Перетятко В.Н., Темлянцев Н.В., Темлянцев М.В., Михайленко Ю.Е. – М.: Теплотехник, 2008. – 192 с.

12. Разработка металлосберегающих режимов нагрева в методических печах непрерывнолитых заготовок стали марки 60С2ХА / Темлянцев М.В., Коноз К.С., Дзюба А.Ю., Уманский А.А., Темлянцев Н.В. // Известия вузов. Черная металлургия. – 2015. – № 8 (58). – С. 545 – 549.

13. Темлянцев М.В., Темлянцев Н.В. Исследование химического состава окалины пружинной стали 60С2 // Известия вузов. Черная металлургия. – 2005. – № 2. – С. 75, 76.

14. Темлянцев М.В., Темлянцев Н.В. Высокотемпературное окисление и обезуглероживание кремнистых пружинных сталей // Заготовительные производства в машиностроении. – 2005. – № 3. – С. 50 – 52.

15. Применение покрытий для защиты рессорно-пружинной стали марки 60С2ХА от окисления и обезуглероживания при нагреве под прокатку / Темлянцев М.В., Дзюба А.Ю., Темлянцева Е.Н., Коноз К.С., Живаго Э.Я., Горюшкин В.Ф. // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. – 2015. – № 35. – С. 38 – 43.



## **ИСПЫТАНИЯ ГОРЕЛКИ СО ВСТРОЕННЫМ РАДИАЦИОННЫМ РЕКУПЕРАТОРОМ**

**Шадринцева Д.А.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, профессор Стерлигов В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: schadrintseva.darya@yandex.ru*

Представлены результаты испытания модели горелки нового типа, сочетающей формирование разомкнутого факела с подогревом воздуха во встроенном радиационном рекуператоре.

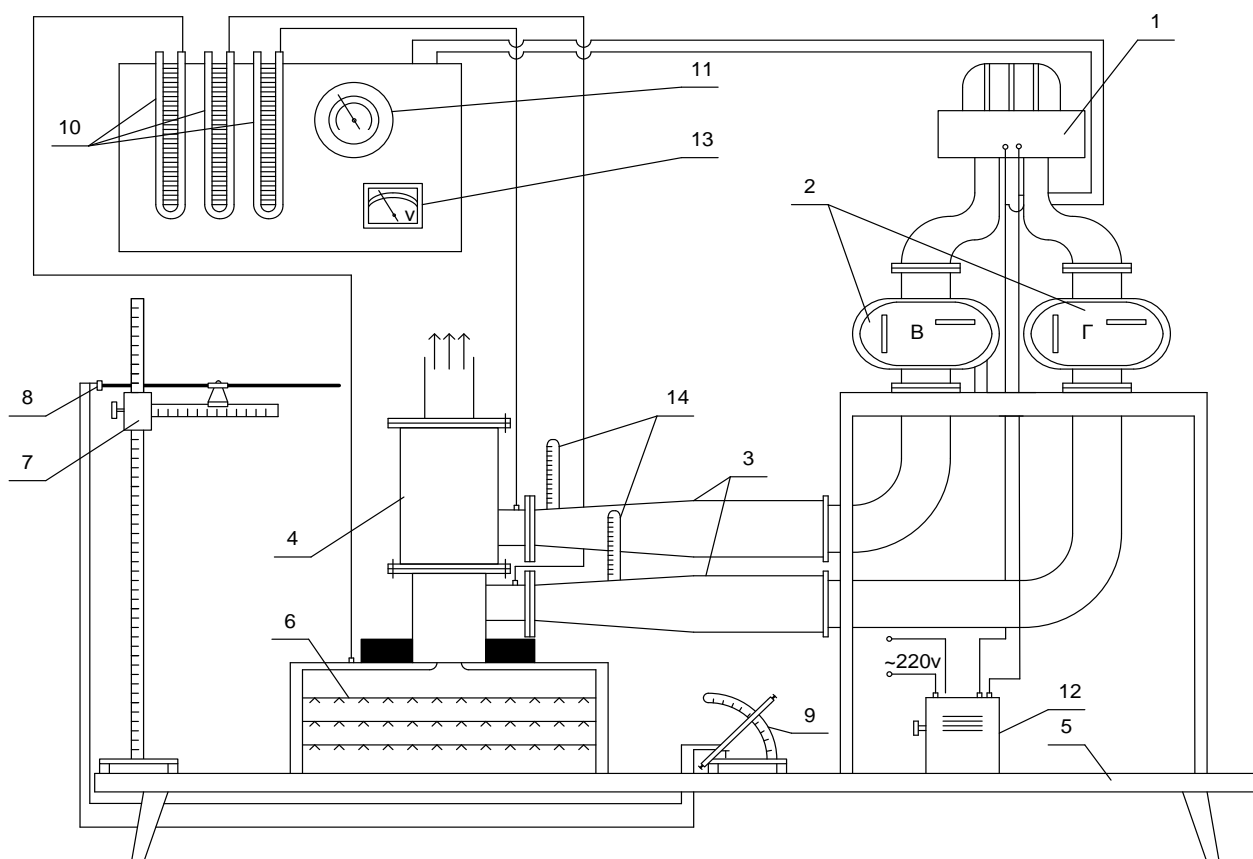
Ключевые слова: экспериментальная установка, физическая модель, плоскопламенная горелка, радиационный рекуператор.

При работе теплотехнических устройств экономия энергоресурсов может быть достигнута за счет установки специального оборудования для использования тепла уходящих газов, что является обычным путем решения такой задачи. В нашем случае предполагается создание системы отопления, в которой устройство для сжигания газа совмещено с утилизацией тепла уходящих газов. Наряду с обычным теплотехническим эффектом (экономия энергоресурсов) использование газовой плоскопламенной горелки со встроенным радиационным рекуператором позволяет значительно упростить систему подвода газа и воздуха в агрегате, что снизит капитальные затраты на его строительство. Отказ от трубопроводов для горячего воздуха позволяет избежать теплотерь существующих при движении его в обычных системах отопления. Эта рекуперативная горелка создает особый режим отопления рабочего пространства за счет разогрева кладки, с последующим переизлучением тепла. Такое отопление позволяет увеличить интенсивность теплопередачи этих плоскопламенных горелок по сравнению с обычными струйными [1].

Схема специально разработанной и созданной экспериментальной установки для испытаний конструкции горелки с целью определения аэродинамических характеристик ее представлена на рисунке 1.

Аэромеханическим испытаниям подвергалась модель горелки, представляющая собой копию прототипа горелки, выполненную в масштабе М 1:5 с некоторым приближением. Результаты испытаний, представляющие собой обработанный материал измерений по 3-м дублям, представлены в таблице 1.

Сравнение расходных характеристик с такими же показателями для существующих горелок показывает некоторые расхождения для плоскопламенных горелок типа ГР наиболее близкой по тепловой мощности является горелка ГР-60 с тепловой мощностью  $N=70$  кВт [2]. Разработанная горелка обладает более значительным давлением воздуха и газа по сравнению с горелкой ГР.



1 – дутьевое устройство, 2 – газовый счетчик, 3 – коллектор, 4 – горелка, 5 – рама, 6 – камера, имитирующая рабочее пространство агрегата, 7 – координатник, 8 – пневмометрический зонд, 9 – микроманометр, 10 – U-образный манометр, 11 – барометр, 12 – регулятор напряжения, 13 – вольтметр, 14 – термометр

Рисунок 1 - Схема экспериментальной установки

Таблица 1- Технические характеристики горелок

Показатель	Величина
Тепловая мощность максимальная, кВт	56
Расход «газа» максимальный, м <sup>3</sup> /ч	5,8
Давление «газа», кПа	6,5
Расход воздуха максимальный, м <sup>3</sup> /ч	58
Давление воздуха, кПа	8,0
Номинальная тепловая мощность, кВт	45
Расход «газа», м <sup>3</sup> /ч	-
Давление «газа», кПа	-
Расход воздуха, м <sup>3</sup> /ч	-
Давление воздуха, кПа	-
Коэффициент регулирования мощности	6
Диапазон регулирования коэффициента расхода воздуха	0,8-5,0

Но сравнение с рекуперативной горелкой ГСР-150 [3] показывает, что разработанная горелка требует меньшего давления для обеспечения заданного расхода. Наблюдение потока в рабочей камере подтвердило предполагаемое движение «факела», т.е. смешанного потока «газового» и «воздушного» в виде циркуляционного контура с выходом факела через дымовую трубу. Давление в рабочей камере менялось в пределах 10-30 Па. Полученные результаты подтвердили возможность работы предлагаемой конструкции грелки. Коэффициент гидравлического сопротивления определяется

по уравнению (3-4) как 
$$\xi = \frac{2P_g}{\rho \left( \frac{V}{S_g} \right)^2}$$
 для каждого из трактов.

Расчет производился для каждого из пяти опытов и дал средние значения: для воздушного тракта  $\xi_{\text{в}}=120\pm 5$ , для газового тракта  $\xi_{\text{г}}=280\pm 12$ .

Тепловые испытания проводились с целью проверки возможности подогрева воздуха при излучении уходящих газов в дымовой трубе горелки. Расчетами для прототипа горелки было установлено, что для достижения подогрева воздуха до  $t_{\text{в}} = 200^{\circ}\text{C}$  необходимо обеспечить плотность теплового потока  $q = 45 \text{ кВт/м}^2$ . Эта величина была принята в качестве исходной при проектировании радиационного нагревателя, который на модели был выполнен в виде фарфоровой трубы с навитой на нее нихромовой спиралью. Диаметр трубы, диаметр спирали, шаг витка и другие параметры рассчитывались из необходимости обеспечения требуемой плотности теплового потока. Спиральный нагреватель включался в электрическую цепь с напряжением 220 вольт через делитель напряжения, что позволяло регулировать подаваемую мощность, которая менялась в пределах 4,5-5,2 кВт.

Температуру воздуха на входе и выходе измеряли портативным прибором с цифровой индикацией. В опытах была достигнута максимальная температура  $203^{\circ}\text{C}$ .

Таким образом, была подтверждена возможность радиационного нагрева воздуха в предлагаемой горелке плоскопламенного типа.

#### Библиографический список

1. Стерлигов В.В., Шадринцева Д.А. Горелочное устройство с использованием тепла уходящих газов, материалы двенадцатой Всероссийской научно-практической конференции, с международным участием «Современные проблемы горно-металлургического комплекса. Наука и производство» 25-27 ноября 2015 г., Старый Оскол, СТИ НИТУ «МИСиС», 2015, Т. 1, С. 123-127.

2. Гусовский В. Л., Ладыгичев М. Г., Усачев А. Б. Современные нагревательные и термические печи (конструкции и технические характеристики): Справочник/под ред. А. Б. Усачева. – М.: «Теплотехник», 2007. – 656 с.

3. Барташ М. Р., Дружинин Г. М., Ложкарев И. Б., Попов А. Б., Хамматов И. М. Новая скоростная рекуперативная газовая горелка для прямого нагрева металла в промышленных печах/ Барташ М. Р., Дружинин Г. М., Ложкарев И. Б., Попов А. Б., Хамматов И. М.//Сталь. – 2010. – № 3. – С. 125-127.

## ПРИМЕНЕНИЕ ТЕПЛООВОГО НАСОСА ДЛЯ ОТОПЛЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕПЛА ГРУНТОВЫХ ВОД

Елескина Н.Ю.

**Научный руководитель: канд. техн. наук, профессор Стерлигов В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: razm@list.ru*

Рассмотрены условия эффективности работы теплового насоса, использующего тепло грунтовых шахтовых вод. Получена аналитическая зависимость между глубиной залегания вод и их температурой, которая определяет условия эффективного использования геотермального теплового насоса.

Ключевые слова: тепловой насос, коэффициент преобразования глубина залегания, эффективность.

Тепловой насос – экологически чистая система, позволяющая получать тепло для отопления и горячего водоснабжения объектов за счет использования низкопотенциальных источников и переноса его к теплоносителю с более высокой температурой. В качестве низкопотенциальных источников могут использоваться грунтовые воды, грунт, атмосфера, вторичные энергетические ресурсы – сбросы, сточные воды, вентиляционные выбросы и т.п. Затрачивая 1 кВт электрической мощности в приводе компрессионной тепловой установки (ТНУ), можно получить 3-4, а при определенных условиях и до 5-6 кВт тепловой мощности. При этом самая низкая стоимость тепловой энергии будет для агрегата с использованием тепла грунтовых вод. В условиях Кузбасса целесообразно рассмотреть использование тепла шахтовых вод.

При работе такого насоса на его привод затрачивается мощность для подъема воды и преодоления гидравлического сопротивления тракта подъема воды.

Мощность на подъем воды, т.е. работа, затрачиваемая на работу против сил тяжести, выражается как

$$N_m = (V \cdot g \cdot \rho) \cdot H + \Delta N_{вр}, \text{ Вт} \quad (1)$$

Уравнение (1) учитывает как потери в самом насосном агрегате (электрические, механические), что можно выразить через КПД насоса  $\eta_n$ , так и затраты энергии на преодоление сопротивления водяного тракта (водопровода) –  $\Delta N_{вр}$ .

Последняя величина может быть определена как

$$\Delta N_{вр} = \Delta P \cdot V. \quad (2)$$

Таким образом полная мощность при подъеме воды будет выражаться суммой:

$$N_n = N + \Delta N_{вр} = V \cdot \rho \cdot g \cdot H + \Delta P \cdot V, \text{ Вт} \quad (3)$$

Потребляемая мощность

$$N_g = \frac{N_n}{\eta} = V_x \frac{\rho g H + \Delta P}{\eta}, \text{ Вт} \quad (4)$$

В этих уравнениях:  $H$  – высота подъема воды, м;  $\rho$  – плотность воды, кг/м<sup>3</sup>;  $V$  – производительность насоса, м<sup>3</sup>/с;  $\Delta P$  – сопротивление тракта, Па.

Количество тепловой энергии, отдаваемой водой хладагенту в теплообменнике в единицу времени (тепловая мощность) может быть выражено уравнением

$$N_H = V \cdot \rho \cdot C (t'_B - t''_B), \text{ Вт} \quad (5)$$

Количество работы, затрачиваемой на привод

$$N_{TH} = \frac{N_n}{\varphi - 1}, \quad (6)$$

где  $\varphi$  – коэффициент преобразования энергии.

Количество тепловой энергии, отдаваемой хладагентом в конденсаторе системы отопления

$$N_q = N_n \cdot \frac{\varphi}{\varphi - 1} = \frac{\varphi \cdot V \cdot \rho \cdot C (t'_B - t''_B)}{\varphi - 1}, \quad (7)$$

Эффективность действия может быть определена путем сравнения количества затрачиваемой энергии (в водяном насосе и в компрессоре ТН) с получаемым количеством тепла в системе отопления.

Это можно выразить следующим отношением:

$$\frac{N_{дв} + N_{TH}}{N_q} = E, \quad (8)$$

$$E = \frac{\varphi - 1}{\varphi} \cdot \left( \frac{\rho \cdot g \cdot H + \Delta P}{\eta \rho C (t'_B - t''_B)} + 1 \right), \quad (9)$$

Очевидно если  $E > 1$ , то процесс убыточен и наоборот.

Для оценки в первом приближении можно принять  $\eta = 1$  и  $\Delta P = 0$ , тогда это уравнение упростится к виду:

$$\rho \cdot g \cdot H < \frac{\rho C (t'_B - t''_B)}{\varphi - 1}, \quad (10)$$

Конечная температура воды  $t''_B$  определяется температурой кипения хладона, которая равна  $+2 \div 3^\circ\text{C}$ . Для обеспечения теплообмена необходимо, чтобы охлаждающая вода была на несколько градусов выше температуры хладона. Принимаем этот перепад  $\Delta t = 5^\circ\text{C}$ , тогда  $t''_B = 8^\circ\text{C}$ .

Тогда выражение (10) упростится к виду:

$$H < \frac{427}{\varphi - 1} \cdot (t'_B - 8), \quad (11)$$

В правой части две переменных  $\varphi$  и  $t'_в$ , причем  $\varphi = f(t'_в)$ , что окончательно позволяет записать  $H = f'(t'_в)$ .

Ниже в таблице 1 приводятся результаты расчетов  $H = f'(t'_в)$ .

Таблица 1 - результаты расчетов  $H = f'(t'_в)$ .

$t'_в$	$t'_в - 8$	$\varphi^1$	$\varphi - 1$	$\frac{427}{\varphi - 1}$	$\frac{427}{\varphi - 1} \cdot (t'_в - 8)$	$H_p$
10	2	3,93	2,93	145	291	233
15	7	4,27	3,27	130	914	731
20	12	4,68	3,68	116	1392	1130
25	17	5,14	4,14	103	1753	1402
30	22	5,77	4,77	89,5	1969	1575

Величина  $H_p$  (реальная высота откачки) определяется при условиях  $\eta = 0,9$ ;  $\Delta P = 0,1 \cdot \rho \cdot g \cdot H$ .

Выводы. Произведенный анализ показал, что глубина залегания шахтных вод (источника тепла) влияет на эффективность работы теплового насоса и чем она больше, тем выше должна быть температура шахтных вод.

УДК 621.57

## РАБОТА ВОЗДУШНОГО ТЕПЛООВОГО НАСОСА С ПОДПИТКОЙ ГЕЛИОЭНЕРГИЕЙ

Скрябина Е.А.

**Научный руководитель: канд. техн. наук, профессор Стерлигов В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: razm@list.ru*

Рассмотрена работа воздушного теплового насоса для отопления здания с подогревом атмосферного воздуха за счет солнечной энергии.

Ключевые слова: энергосбережение, альтернативные виды энергии, солнечный радиатор.

Тепловые насосы получили большое распространение для отопления зданий и объектов. Особенно широко в последнее время используются тепловые насосы, использующие в качестве низкопотенциального источника тепла атмосферный воздух. В настоящее время уже реализованы проекты с работой установок на воздухе с температурой  $-25^\circ\text{C}$ .

Теория работы тепловых насосов оперирует величиной «коэффициент преобразования»

$$\varphi = q_1/q_2, \quad (1)$$

<sup>1</sup> По данным расчетов АО «Энергия» (Новосибирск)

где  $q_1$  и  $q_2$  – теплота высокопотенциального и низкопотенциального уровня.

Величина  $q_1$  – теплота, отдаваемая насосом теплоносителю в системе отопления с  $T_1$ , а  $q_2$  – теплота забираемая у низкопотенциального источника с температурой  $T_2$ . Выражая эти величины через теплоемкость и температуру, можно найти

$$T_1 = \varphi \frac{c_2 m_2}{c_1 m_1} \approx \Delta T_2. \quad (2)$$

Это уравнение показывает, что температуру теплоносителя в системе отопления можно поднять поднимая температуру низкопотенциального источника тепла. Если в качестве такого используется наружный атмосферный воздух, то его можно подогреть перед тепловым насосом за счет установки солнечного радиатора.

В СНиП 23-01-93 «Строительная климатология» представлены данные по интенсивности солнечного излучения по месяцам года в зависимости от географической широты изучаемого места. Для Тисуля, для которого решалась задача альтернативного отопления административного здания, на широте  $56^\circ$  северной широты приводятся данные, которые позволяют вычислить для января суммарную величину плотности излучения на поверхность, перпендикулярную направлению солнечных лучей,  $q = 122 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^2$ , и угол подъема солнца над горизонтом  $\alpha = 20,8^\circ$  при длительности светового дня 7 часов и 31 дня в месяц.

Поскольку солнечное излучение меняет угол падения лучей в течении дня, а механизм слежения был бы очень дорог, приходится иметь стационарное положение солнечных радиаторов. Если принять среднее положение и угол падения  $45^\circ$ , то тогда реальная интенсивность теплоизлучения будет

$$q' = q \cdot \cos 45 = 86 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^2.$$

Поскольку коллектор будет усваивать не все тепло, то при величине теплоусвоения, характерной для такого типа устройств  $\eta = 0,8$ , действительное теплоусвоение за январь будет  $q = 68,8 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^2$ , а суточное количество  $q_c = 2,2 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^2$ .

Для рассматриваемого в работе здания почты суточное количество тепла для отопления составляло  $Q_1 = 576 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ . В соответствии с паспортными данными теплового насоса, выбранного для установки, величина преобразования  $\varphi = 4,5$ . Соответственно количество низкопотенциальной теплоты составит  $Q_2 = 128 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ .

Установка солнечного коллектора площадью  $S = 4 \text{ м}^2$  позволит получить дополнительно  $\Delta Q = S \cdot q_c = 4 \cdot 2,2 = 8,8 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ .

В этом случае количество потребного низкопотенциального тепла, получаемого за счет использования теплового насоса составит  $Q_2 = 119,2 \text{ кВт}\cdot\text{ч}$ . Таким образом, экономия по теплу составит

$$\frac{128 - 8,8}{128} \cdot 100 = 6,875\% .$$

Соответственно уменьшается и количество электроэнергии, потребляемой для привода теплового насоса.

*Выводы.* Установка солнечного коллектора на воздушном тракте воздушного теплового насоса позволит увеличить эффективность его работы. Реализация такого комплекса потребует дополнительной установки коллектора и системы его увязки с воздушным трактом теплового насоса.

УДК 621.778.04

## **ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ДЛИННОМЕРНЫХ ВИНТОВЫХ ПРОФИЛЕЙ ВОЛОЧЕНИЕМ**

**Чинокалов Е.В.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, доцент Фастыковский А.Р.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк*

Рассмотрен новый энергоэффективный способ изготовления длинномерных винтовых профилей волочением. Приведены зависимости для количественной оценки энергопотребления при получении длинномерных винтовых профилей волочением.

Ключевые слова: новый способ, длинномерный винтовой профиль, волочение.

В настоящее время с развитием техники и технологии все острее встает задача освоения новых сложных профилей, использование которых позволит получить существенный экономический эффект. К таким перспективным профилям относят винтовую арматуру и трубы.

В настоящее время винтовую арматуру производят двумя способами: горячей прокаткой [1] и волочением со скручиванием [2]. Рассмотрим второй способ – волочение со скручиванием, которым производят профили с многозаходной винтовой поверхностью. Реализуется способ в две стадии: волочение с нанесением продольных канавок и последующее скручивание при помощи дополнительного устройства на угол подъема винтовой поверхности. Такая технологическая схема имеет ряд существенных недостатков, к которым относятся усложнение конструкции волочильного стана, увеличение затрат энергии на дополнительное скручивание, не возможность волочения длинномерного профиля в бунтах, относительно небольшая скорость волочения, а следовательно низкая производительность. Все перечисленные недостатки связаны с необходимостью выполнения дополнительной операции – скручивания профиля. Для устранения имеющихся недостатков и сня-



тия ограничений разработана оригинальная конструкция волоки [3] и способ волочения [4]. Предложенная конструкция и способ ведения процесса создают условия, когда инструмент обкатывает заготовку без использования дополнительного привода и тем самым формирует винтовой профиль.

Как было отмечено выше особенностью получения винтового профиля предлагаемым способом является отсутствие дополнительного устройства для скручивания на определенный угол в зависимости от необходимого шага винтовой поверхности. Предложенное решение позволяет снизить энергозатраты, что можно оценить следующим образом. Сопоставим два процесса: волочение с последующим скручиванием и предлагаемый. Рассмотрим затраты энергии в первом и втором случае.

Полную мощность при волочении со скручиванием ( $N_{\Sigma 1}$ ) можно определить по формуле:

$$N_{\Sigma 1} = N_{\text{деф1}} + N_{\text{скр}}, \quad (1)$$

где  $N_{\text{деф1}}$  – мощность, затраченная на формирование продольных канавок;

$N_{\text{скр}}$  – мощность необходимая для скручивания вокруг оси заготовки.

При получении профиля в неприводной вращающейся волоке мощность тратится на формирование винтовых канавок ( $N_{\text{деф2}}$ ) и на вращение упорного подшипника под нагрузкой ( $N_{\text{вращ}}$ ):

$$N_{\Sigma 2} = N_{\text{деф2}} + N_{\text{вращ}}, \quad (2)$$

где  $N_{\Sigma 2}$  – полная мощность необходимая при получении винтового профиля с использованием неприводной вращающейся волоки.

Мощности  $N_{\text{деф1}}$  и  $N_{\text{деф2}}$  при равных условиях связаны зависимостью:

$$N_{\text{деф2}} = \frac{l_{\text{винт}}}{l_{\text{пр}}} N_{\text{деф1}}, \quad (3)$$

где  $l_{\text{винт}}$  – протяженность винтовой поверхности;

$l_{\text{пр}}$  – протяженность продольных бороздок.

С учетом (1), (2), (3) можно определить разницу между затратами мощности ( $\Delta N$ ) при использовании неприводной вращающейся волоки и при комбинированном способе волочения с последующим скручиванием:

$$\Delta N = N_{\Sigma 1} - N_{\Sigma 2} = N_{\text{деф1}} \left( 1 - \frac{1}{\sin \psi} \right) + N_{\text{скр}} - N_{\text{вращ}}, \quad (4)$$

где  $\psi$  – угол подъема винтовой поверхности.

При больших значениях угла  $\psi$ , которые имеют место при формировании многозаходной винтовой поверхности  $\sin \psi \approx 1$ , это позволяет сделать допущение  $N_{\text{деф1}} \approx N_{\text{деф2}}$  и упростить зависимость (4) до вида:

$$\Delta N = N_{\text{скр}} - N_{\text{вращ}}. \quad (5)$$

Подставив соответствующие мощности в формулу (5) после преобразования получим:

$$\Delta N = \frac{6,28v}{h \cdot k} (0,12\sigma_s D^3 - Pd_{подш} f'), \quad \Delta e = \frac{\Delta N \cdot t}{3600G}, \quad (6)$$

где  $v$  – скорость волочения;

$h$  – шаг винтового профиля;

$k$  – число заходов винтовой поверхности;

$\sigma_s$  – сопротивление деформации;

$D$  – диаметр заготовки;

$P$  – усилие волочения;

$d_{подш}$  – диаметр упорного подшипника;

$f'$  – коэффициент трения в подшипнике;

$\Delta e$  – удельная величина энергозатрат;

$t$  – время волочения;

$G$  – масса заготовки.

Применяя полученные зависимости, сопоставим удельные затраты энергии при производстве винтовых профилей из заготовки диаметром от 6 до 14 мм в соответствии с условиям АО “ЕВРАЗ ЗСМК” способами волочения с последующим скручиванием и при волочении в неприводной вращающейся волоке. Полученные результаты представлены на рисунке 1.

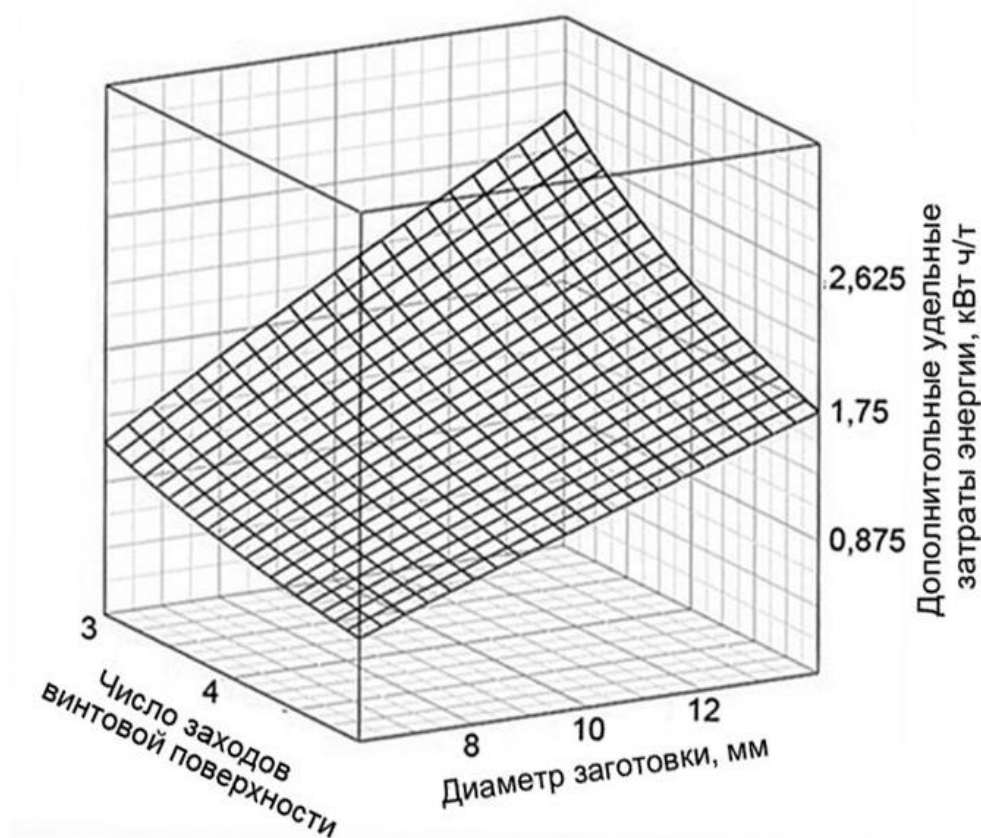


Рисунок 1 - Диаграмма зависимости дополнительных удельных затрат энергии, необходимых для волочения с последующим скручиванием

Как следует из рисунка 1 в исследуемой области дополнительные удельные затраты энергии больше нуля, что подтверждает энергоэффективность предлагаемого способа получения длинномерных винтовых профилей. Энергоэффективность увеличивается с увеличением диаметра заготовки и уменьшением числа заходов винтовой поверхности. Рассматриваемый новый способ получения винтовой арматуры [4] также позволяет снять ограничения по скорости волочения, необходимости в синхронизации частоты вращения волоки при скручивании со скоростью волочения, по длине заготовки. Простота конструкции позволяет без серьезных капитальных затрат внедрить энергоэффективный способ получения винтовых профилей, и в частности арматуры, практически на любом металлургическом предприятии имеющем волочильное производство.

#### Библиографический список

1. Фридлянов Б.В. Винтовая арматура для строительства/ Б.В. Фридлянов // Металлоснабжение и сбыт. - 2001. - №4. - с. 34-35.
2. Каргин В.Р. Процессы получения винтовых профилей и труб / В.Р. Каргин. – М.: Металлургия, 1994. – 96 с.
3. Патент на полезную модель 143099 U1 Россия, МПК В21С 3/08 Роликовая волока/ А.Р. Фастыковский, Е.В. Чинокалов, В.Н. Кадыков, В.Я. Чинокалов. Оpubл. 10.07.2014, Бюл. №19.
4. Патент 2553728 РФ, МПК В21С 1/22 Способ получения винтовых профилей/ Фастыковский А.Р., Чинокалов Е.В., Амелин А.В., Лебошкин Б.М., Фастыковский Д.А., Мешков В.З. Оpubл 20.06.2015 Бюл. №17.

УДК 621.771

### ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ТРАМВАЙНЫХ РЕЛЬСОВ

**Сметанин С.В.<sup>1</sup>, Полевой Е.В.<sup>1</sup>, Филиппова М.В.<sup>2</sup>**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Перетятыко В.Н.<sup>2</sup>**

*<sup>1</sup>АО «ЕВРАЗ Объединенный Западно-Сибирский металлургический комбинат», г. Новокузнецк, e-mail: Sergey.Smetanin@evraz.com,  
<sup>2</sup>Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafkshp@sibsiu.ru*

Приведены результаты научно-исследовательской работы по изучению механических свойств и распределению твердости трамвайных желобчатых рельсов в зависимости от технологии выплавки стали в электросталеплавильной печи и охлаждения рельсов после прокатки на рельсобалочном стане. На основании полученных результатов проведен анализ ключевых параметров определяющих качество трамвайных рельсов.

Ключевые слова: трамвайный рельс, качество рельсов, твердость по-

перечного сечения рельсов.

Вопросы повышения эффективности производства в черной металлургии, коренного улучшения качества производимой продукции имеют важное практическое значение. Применительно к прокатному производству расширение сортамента, увеличение выпуска экономичных профилей проката и внедрение прогрессивных способов производства – главные направления в решении этих задач. Они могут быть успешно решены при разработке и практическом освоении новых технологических процессов производства рельсов [1].

АО «ЕВРАЗ ЗСМК» является ведущим производителем рельсовой продукции в России и единственным предприятием, выпускающим трамвайные рельсы.

Рассмотрим технологию производства трамвайных желобчатых рельсов. Выплавка рельсовой стали марки Э76 для производства рельсов производится в электросталеплавильной печи емкостью 115 тонн. Содержание химических элементов в ковшевых пробах должно удовлетворять требованиям ГОСТ Р 55941-2014 для стали марки Э76 [2-5].

После выпуска стали ковш с жидким металлом поступает в вакууматор VD-130, при этом время выдержки под глубоким вакуумом (1 торг или 133Па) составляет 20 мин. В вакууматоре происходит снижение количества водорода и других газов, растворенных в расплавленном металле, до требуемых значений. После вакуумирования массовая доля водорода в жидкой стали в промежуточном ковше согласно ГОСТ Р 55941-2014 не должна превышать 2,5 ppm (0,00025%). Затем производится дополнительная продувка азотом (аргон), присадки ферросилиция, низкоуглеродистого ферромарганца (силикомарганца), феррованадия, присадки извести и плавикошпатового концентрата и других материалов. После окончания обработки производят утепление зеркала металлического расплава присадкой на шлак утепляющей засыпки – перлито-коксовой смеси не менее 450 л/ковш.

Разливка металла в заготовку сечением НхВ=365 x 300 мм производится в четырех ручьеваой машине непрерывного литья заготовок (МНЛЗ). После разливки заготовку режут на мерные длины, охлаждают на стеллажах и проводят контроль качества поверхности.

В рельсобалочном цехе заготовку нагревают в печах с шагающими балками до температуры 1200-1240°C. Прокату заготовки производят сначала в двух черновых реверсивных клетях дуо ВД-1 и ВД-2, а затем в чистовой тандем группе.

После прокатки рельсы охлаждаются на стеллаже-холодильнике естественным охлаждением на воздухе. Время охлаждения составляет 2-2,5 часа. После охлаждения рельсов до температуры 60 °С от исследуемых рельсов отбирали по 2 пробы от переднего и заднего концов раската на расстоянии 700 мм. Аттестационные испытания механических свойств металла при растяжении проводили по ГОСТ 1497-84 на пропорциональных цилиндрических образцах диаметром  $d_0=15$ мм и начальной расчетной длиной  $l_0=150$  мм,

которые вытачивали из верхнего угла головки рельса ближе к поверхности выкружки. Результаты механических испытаний приведены в таблице 1 (левая часть таблицы).

Таблица 1 – Результаты механических испытаний трамвайных нетермоупрочненных рельсов

№ плавки	С вакуумированием				Без вакуумирования			
	Механические свойства при растяжении				Механические свойства при растяжении			
	$\sigma_T$	$\sigma_B$	$\delta$	$\psi$	$\sigma_T$	$\sigma_B$	$\delta$	$\psi$
	Н/мм <sup>2</sup>		%		Н/мм <sup>2</sup>		%	
1	630	1050	7,7	14,5	-	-	-	-
2	540	970	7,6	11,5	590	950	6,1	11,5
3	520	930	7,9	12,0	570	920	7,7	15,0
4	610	1040	7,9	13,0	610	1030	8,7	14,0
5	540	960	7,9	12,0	580	950	9,4	15,0
6	540	970	7,6	11,5	540	950	8,8	15,0
7	550	980	7,9	12,0	540	950	7,6	12,0
8	510	920	8,4	12,5	540	920	8,8	16,5
9	610	1040	7,9	15,5	620	1030	8,6	16,5
10	530	950	8,2	13,5	520	950	7,1	17,0
11	530	950	7,8	12,5	580	950	8,5	16,0
12	530	950	8,2	11,0	550	940	8,6	15,0
13	530	950	7,7	10,5	-	-	-	-
14	540	960	7,2	9,5	510	940	8,1	17,0
15	530	940	5,2	3,9	500	930	9,3	17,0
16	520	940	6,5	9,9	530	950	9,5	16,0
17	540	960	7,7	13,5	520	950	8,6	16,5
18	520	940	9,4	15,0	510	930	9,0	15,5
Среднее значение	545,56	966,67	7,7	11,88	550,63	952,5	8,4	15,34
Требования ГОСТ Р55941-2014/ТУ14-2Р-320-96 не менее	-	820/820	6/-		-	820/820	6/-	-

В качестве альтернативной технологии противфлокеновой обработки прокатанные трамвайные рельсы с температурой 1050-1100°С укладывали в короба замедленного охлаждения (КЗО) накрывали крышкой и проводили изотермическое охлаждение. Охлаждение рельсов в коробах замедленного охлаждения проводили по нескольким режимам: рельсы двух плавок № 14 и №15 охлаждали в коробах в течение 15 часов, рельсы плавок № 16, № 17 – в течение 24 часов, остальных плавок по 7,5 часов. После охлаждения в коробах температура рельсов должна была быть не выше 150°С. Результаты ме-

ханических испытаний приведены в таблице 1 (правая часть таблицы).

Из данных таблицы 1 видно, что все исследованные рельсы соответствуют требованиям ГОСТа. Среднее значение временного сопротивления разрыву металла трамвайных рельсов по технологии с вакуумированием больше и составляет  $\sigma_B = 966,67$  Н/мм<sup>2</sup>, тогда как по технологии без вакуумирования только  $\sigma_B = 952,5$  Н/мм<sup>2</sup>. Можно также отметить, что пробы из коробов замедленного охлаждения по сравнению с пробами отобранными после вакуумирования металла имеют несколько повышенный уровень пластических характеристик. Особенно это видно по относительному сужению, которое для проб с вакуумированием составляет  $\psi = 9,5 - 15\%$ , а с применением КЗО  $\psi = 12,0 - 17,0\%$ . При этом относительное удлинение в среднем составляет по технологии с вакуумированием  $\delta = 7,7\%$ , по технологии без вакуумирования  $\delta = 8,4\%$ . Время нахождения рельсов в коробах от 7,5 до 24 часов не повлияло на изменение механических свойств.

Замеры твердости проводили после охлаждения рельсов по основной и альтернативной технологиям. Твердость поперечного сечения рельсов определяли методом Бринеля во всех элементах профиля шариком 5 мм при нагрузке 750 кг согласно выбранной схеме.

Наибольшее значение твердости наблюдается в тонких сечениях профиля рельса, у которых выше скорость охлаждения. После охлаждения рельсов по технологии с вакуумированием, уровень твердости во всех замеренных точках несколько выше, чем по технологии без вакуумирования, что позволяет сделать предположение о повышении эксплуатационной стойкости трамвайных рельсов, которые пошли вакуумирование.

*Выводы:*

1. Трамвайные рельсы, произведенные по технологии с использованием вакууматора и охлаждением после прокатки естественным путем, обладают лучшими характеристиками по пределу прочности и твердости, чем рельсы после коробов замедленного охлаждения;

2. На основании проведенных исследований трамвайных рельсов, и сравнивая полученные результаты с железнодорожными рельсами, можно сделать вывод о том, что технология производства трамвайных рельсов имеет широкие пути развития. Одним из направлений по улучшению эксплуатационной стойкости трамвайных рельсов является термообработка прокатанного рельсового профиля;

3. Химический состав металла для прокатки трамвайных рельсов мало отличается от химического состава железнодорожных рельсов, поэтому можно рекомендовать технологию термообработки трамвайных рельсов, которая состоит из закалки металла с последующим отпуском. Механические свойства после такой термообработки составят  $\sigma_T = 980$  МПа ;  $\sigma_B = 1310$  МПа ; НВ=350.

#### Библиографический список

1. Смирнов В.К., Шилов В.А., Инатович Ю.В. Калибровка прокатных валков. М.: Металлургия, 1987. 367 с.

2. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В. Исследование пластических деформаций при прокатке рельсов// Производство проката. 2015. №10. С. 10– 17.

3. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В., Дорофеев В.В. Исследование технологии прокатки трамвайных рельсов в рельсобалочном цехе ОАО «НКМК» / Сиб. гос. индустр. ун-т // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: сб. науч. тр. Вып. 21. М. ; Новокузнецк, 2008. С, 78 - 82.

4. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В., Филиппова М.В. Оптимизация прокатки рельсов в четырехвалковых калибрах методом планирования эксперимента // Проблемы черной металлургии и металловедения. 2015. №4. С. 39-48.

5. Перетяцько В.Н., Сметанин С.В. Энергоэффективная технология прокатки металла в четырехвалковых разрезных калибрах // Производство проката. 2015. № 7. С. 20 – 27.

УДК 621.7.043

## **КОМПЛЕКС ПОЛУГОРЯЧЕЙ ОБЪЕМНОЙ ШТАМПОВКИ**

**Филиппова М.В., Сметанин С.В., Прудкий Е.Е.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Перетяцько В.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafkshp@sibsiu.ru*

Разработана новая технология штамповки осесимметричных заготовок в закрытых штампах. Рассмотрен существующий и представлен новый технологический комплекс штамповки круглой в плане.

Ключевые слова: безоблойная штамповка, полугорячая заготовка, осесимметричная заготовка.

Современная технология горячей штамповки представляет собой сложный комплекс различных по своему характеру операций. Основными операциями этого комплекса являются:

- разделение металла на заготовки (резка металла в штампах, резка пилами, точная резка в специальных штампах, разделение прутка на станах поперечно-винтовой прокатки, газовая резка, резка абразивными кругами и др.);

- нагрев металла под штамповку (скорость нагрева, температура нагрева, перепад температуры по сечению заготовки, угар металла при нагреве, обезуглероживание поверхности заготовки и др.);

- способы штамповки (штамповка на молотах, прессах, горизонтально-ковочных машинах, штамповка в открытых или закрытых штампах, штамповка выдавливанием и др.).

Такие технологии можно охарактеризовать как комплексные технологии горячей штамповки. Анализ современных работ в области технологии

горячей штамповки [1, 2] показывает, что наибольший положительный эффект энерго- и ресурсосбережения может быть получен только в том случае, если учитываются все операции технологического комплекса.

Проанализируем существующие операции технологического комплекса горячей штамповки для серийного и массового производстве поковок круглых в плане (штампующих в торец).

Наиболее распространенным способом деления прутка на заготовки является резка металла в штампах или применение пресс-ножниц. Достоинством этого способа деления является безотходности процесса резки, быстрой перестройкой штампа на разные длины резки, низкая себестоимость резки, простая конструкция режущего инструмента.

К недостаткам резки металла ножницами можно отнести: погрешности в виде отклонения размеров заготовки от правильного цилиндра и отклонение массы заготовки. Причем отклонение массы заготовки от номинала при резке металла составляет 7 – 10 %. Таким образом, заготовки, полученные резкой металла ножницами, используются, в основном, для штамповки металла в открытых штампах.

Одним из перспективных направлений в этой области является повышение качества и точности деления прутка на заготовки при сохранении высокой производительности и низкой себестоимости, что требует внедрения новых нетрадиционных решений.

По существующим технологиям нагрев заготовки для штамповки проводится до температур 1150 – 1200 °С. Достоинством нагрева до высоких температур является снижение сопротивления металла деформации и увеличение пластических свойств металла. К недостаткам высокотемпературного нагрева можно отнести образование окалины на поверхности заготовки, что снижает качества поверхности поковки и требует дополнительных операций по удалению окалины, и обезуглероживание поверхностного слоя металла, что требует дополнительную механическую обработку. Потери металла с окалиной составляют 1 – 3 % от массы заготовки.

Основной составляющей себестоимости штампованных поковок является стоимость металла, которая по данным [3] составляет 68% от общей стоимости поковки. При штамповке с облоем масса заготовки должна быть больше массы готовой поковки. Излишек металла заготовки вытекает в заусенец и гарантирует получение необходимых размеров поковки, одновременно наличие облоя является потерей металла. Наличие облоя повышает усилие деформирования и требует дополнительной операции обрезки облоя. Потери металла за счет обрезки заусенца составляют до 25% от массы поковки.

Таким образом, существующий технологический комплекс горячей объемной штамповки имеет недостатки, и не является оптимальным.

Нами разработан новый, энерго- и ресурсосберегающий технологический комплекс полугорячей объемной штамповки, который имеет следующие особенности [4]:

1. Деление металла на заготовки производится на прокатном стане



поперечно-винтовой прокатки. Получаемая заготовка имеет форму шара или цилиндра. Колебание массы полученных заготовок не превышает 3 % [5]. Шаровая заготовка имеет хорошее качество поверхности, равномерно нагревается в индукторе, устойчиво центрируется в штампе, не требует дополнительной операции предварительной осадки и хорошо заполняет гравюру штампа [6].

2. Индукционный нагрев заготовки до температуры полугорячей штамповки (850 – 900 °С) [7]. Такая технология нагрева обеспечивает получения поковок хорошего качества (за счет уменьшения количества окалины) и снижает энергозатраты до 20 – 25 % (за счет более низкой температуры нагрева).

3. Штамповка металла производится, как правило, за один переход в закрытых штампах. Такая ресурсосберегающая безоблойная штамповка позволяет экономить до 25 % металла за счет отсутствия облоя.

#### Библиографический список

1. Сосенушкин Е.Н. Совершенствование технологической подготовки производства деталей холодной и полугорячей объемной штамповки. [Текст] / Е.Н.Сосенушкин/ – М.: Машиностроение. 1991. – 108 с.

2. Володин И.М. Моделирование процессов горячей объемной штамповки [Текст] / И.М. Володин. – М.: Машиностроение. 2006. – 253 с.

3. Эдуардов М.С. Штамповка в закрытых штампах [Текст] /М.С. Эдуардов. – Л.: Машиностроение. 1971. – 240 с.

4. Филиппова М.В. Малоотходная штамповка из шаровой заготовки [Текст] / М.В. Филиппова, А.В. Бахаев, Г.С. Котлов, В.Н. Перетяцько // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургия. Вып. 25. Новокузнецк. СибГИУ. 2010. С. 67-70.

5. Перетяцько В.Н. Шаровая заготовка [Текст] / В.Н. Перетяцько, М.В. Филиппова, А.С. Климов, Г.С. Котлов и др. // Заготовительное производство в машиностроении. 2012. № 3. С. 17-19.

6. Филиппова М.В. Качество мелющих шаров [Текст]/ М.В. Филиппова, А.В. Климов, В.Н. Перетяцько // Заготовительное производство в машиностроении. 2015. № 12. С. 17-19.

7. Перетяцько В.Н. Выбор оптимальной температуры нагрева заготовок для полугорячей штамповки [Текст] / В.Н. Перетяцько, М.В. Филиппова // Известия ВУЗов. Черная металлургия. 2006. № 6. С. 16-19.

## ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ И РАСЧЕТ СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ДИСПЕРСНЫХ ЧАСТИЦ В КИСЛОРОДНОЙ ЗОНЕ ШАХТНОЙ ПЕЧИ

Долгополов А.Е., Мамедов Р.О.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Селянин И.Ф.

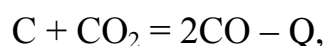
*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: xgty@bk.ru*

В статье ставится задача проанализировать и рассчитать скорость движения дисперсных частиц в кислородной зоне шахтной печи. Приведены формулы расчета для расчета скорости движения частиц. Значительное внимание стоит уделить зависимости размера твердых фракций и весовой концентрации частиц.

Ключевые слова: дисперсные частицы, скорость частиц, расчет скорости, шахтная печь, кислородная зона.

В работе [1] дан расчет скорости движения дисперсных частиц по каналам слоя кускового топлива при холодной продувке. Установлено, что скорость таких частиц зависит функционально от скорости несущего газового потока ( $V$ ), плотности ( $P_T$ ) и размера ( $d_T$ ) твердых фракций, размера кусков топлива ( $d_K$ ).

В литейной вагранке максимальная температура газа  $T=(2100-2200)$  К достигается в кислородной зоне. Дисперсные частицы пылеугольного топлива (ПУТ) должны сгореть в пределах кислородной зоны для получения максимального теплового эффекта. В восстановительной зоне, где отсутствует свободный кислород, частицы ПУТ будут интенсифицировать реакцию



частично механически взаимодействовать с шлаком, изменять его физико-механические свойства и с шлаком удаляться из печи. Вышеназванные процессы дополнительно захлаживают верхние зоны топливной насадки и ведут к неэффективному расходу ПУТ на плавку.

Время выгорания угольной частицы не должно быть больше времени ее пролета ( $\tau_{п}$ ) по кислородной зоне  $\tau_{п} = H_{кз}/V_T$ , где  $H_{кз}$  – высота кислородной зоны;  $V_T$  – скорость движения твердой частицы по каналам слоя топливной насадки.

Полное время выгорания угольных частиц складывается из 4-х стадий: нагрева частиц до воспламенения летучих ( $\tau_{в.л.}$ ); горения летучих ( $\tau_{г.л.}$ ); нагрева коксового остатка до его воспламенения ( $\tau_{н.к.}$ ); горения коксового остатка ( $\tau_{г.к.}$ ). Формулы для каждой стадии имеют вид [1]:

$$\tau_{в.л.} = 2,5 * 10^{15} T_{г}^{-4} d_T, \quad (1)$$

где  $T_{\Gamma}$  – температура газовой среды, К;

$$\tau_{\Gamma.л.} = 0,45 * 10^{-6} d_{\Gamma}^2; \quad (2)$$

$$\tau_{\Gamma.к.} = 5,36 * 10^4 * T_{\Gamma}^{-1,2} d_{\Gamma}^{1,5}; \quad (3)$$

$$\tau_{\Gamma.к.} = 3,09 * 10^6 \frac{100 - A_{\Gamma}^c * \rho_{\Gamma} d_{\Gamma}^2}{100 T_{\Gamma}^{0,9} * O_2}, \quad (4)$$

где  $O_2$  - % кислорода в дутье;

$\rho_{\Gamma}$  - плотность коксового остатка, кг/м<sup>3</sup>;

$A_{\Gamma}^c$  - % золы в сухой массе топлива.

Скорость дисперсных твердых частиц в каналах различного диаметра определяется формулой:

$$V_{\Gamma} = V - V_{\text{о.пр}}, \quad (5)$$

где  $V$  – скорость несущего газового потока;

$V_{\text{о.пр}}$  – относительная предельная скорость частиц.

В шахтной печи скорость газового потока дается выражением:

$$V = \frac{V_{\text{о}} * \bar{T}_{\Gamma}}{\varepsilon T_{\text{о}}} * \frac{P_{\text{о}}}{P} \quad (6)$$

где  $V_{\text{о}}$  - скорость газа в пустой шахте при нормальных условиях;

$P$  - давление газа в кислородной зоне;

$\varepsilon$  - порозность слоя топлива.

Предельная скорость отставания мелкодисперсных частиц ( $V_{\text{о.пр}}$ ) от скорости газового потока дается выражением [2]:

$$V_{\text{о.пр}} = V_{\text{в}} \sqrt{1 + K_{\text{ст}}}, \quad (7)$$

где  $V_{\text{в}}$  – скорость витания частиц;

$K_{\text{ст}}$  - критерий, учитывающий взаимодействие частиц со стенкой канала и их столкновение с кусками топлива. Выражение для  $V_{\text{в}}$  получают из условия равенства веса частицы и ее аэродинамического сопротивления восходящему газовому потоку. Оно равно

$$V_{\text{в}} = \sqrt{\frac{4}{3} * \frac{(\rho_{\Gamma} - \rho) g d_{\Gamma}}{\rho * c_f^*}} \quad (8)$$

где  $d_{\Gamma}$  – эквивалентный диаметр частицы;

$\rho_{\Gamma}, \rho$  – плотность твердой частицы и газа;

$c_f^*$  – эффективный коэффициент аэродинамического сопротивления;

В реальных условиях движения ПУТ по каналам слоевой засыпи эффективный аэродинамический коэффициент  $C_f^*$  следует представить в виде произведения:

$$C_f^* = C_{\text{ш}} * C_f^* E_{\beta}^{-2} \quad (9)$$

где  $C_{ш}$  – коэффициент сопротивления шара;

$C_f$  – поправка к коэффициенту сопротивления, учитывающая отклонение геометрии поверхности частицы от сферы;

$E_{\beta}$  – поправка, учитывающая стесненность движения частиц в канале или концентрации ПУТ в газозвези.

Для шара в переходной области обтекания, когда  $3 < Re_T < 400$ ; аэродинамический коэффициент сопротивления определяется по формуле Клячко[3]:

$$C_{ш} = \frac{24}{Re_T} + \frac{4}{Re_T^{2/3}}, \quad (10)$$

где  $Re_T$ - критерий Рейнольдса.

Для частиц с большим коэффициентом формы  $f_T > 1,5$  (для ПУТ  $f_T = 1,62-2,58$ ) автомодельный режим наступает при  $Re_T \geq 50$ . В этом режиме [2]:

$$C_f = 5,31 - 4,88 f_T^{-1} \quad (11)$$

Поправка  $E_{\beta}$  для всех режимов обтекания шаров дается выражением:

$$E_{\beta} = \frac{(1-\beta)^{4,75} (18 + 0,61 \sqrt{Ar_T})}{18 + 0,61 \sqrt{Ar_T} (1-\beta)^{4,75}} \quad (12)$$

где  $\beta$  - объемная концентрация частиц;

$Ar_T$  – критерий Архимеда.

В формуле (7) критерий  $K_{ст}$  выражается через падение давления в слое ( $\Delta P_T$ ), обусловленным взаимодействием твердых частиц в поток со стенками канала [2]:

$$K_{ст} = \frac{\Delta P_T}{\beta \cdot H_{кз} \cdot \rho_T \cdot g}, \quad (13)$$

Величина  $\Delta P_T$  входит в общее выражение потерь напора. В первом приближении потери давления суммируются по правилу аддитивности.

$$\Delta P_{общ} = \Delta P + \Delta P_T + \Delta P_n, \quad (14)$$

где  $\Delta P$ - потери давления, обусловленные движением только газового потока,

$\Delta P_n$  - потери давления, определяемые подъемом всей газозвеси на высоту  $H$ .

Потери давления  $\Delta P_n$  для восходящего потока газозвеси равны:

$$\Delta P_n = 2Fr\mu_v, \quad (15)$$

где  $Fr$  - критерий Фруда;

$\mu_v$  - весовая истинная концентрация;

$\mu$  - весовая расходная концентрация.

Связь  $\mu_T$  с  $\mu_v$  дается формулой:

$$\mu_v = \mu_T / \rho \quad (16)$$

В эксперименте определяют  $\Delta P$  и  $\Delta P_{\text{общ}}$ , продувая слой топлива вначале без ПУТ, затем в газовый поток добавляют дисперсную твердую составляющую и фиксируют значение  $\Delta P_{\text{общ}}$  при различной величине  $\mu_t$ . Из (11) неизвестная величина  $\Delta P_T$  равна разности:

$$\Delta P_T = \Delta P_{\text{общ}} - (\Delta P + \Delta P_n) \quad (17)$$

Окончательно скорость твердых частиц определяется по (5) с использованием формул (6-18).

При замкнутом аналитическом расчете скорости  $V_T$  критерий  $K_{\text{ст}}$  определяются по формуле:

$$K_{\text{ст}} = 0,0037 / Fr_T,$$

где

$$Fr_T = \frac{g d_3}{v_T^2} \quad (18)$$

#### Библиографический список

1. Ярошевский С.Л. Выплавка чугуна с применением пылеугольного топлива. М.:Металлургия, 1988.-176 с.
2. Горбис З.Р. Теплообмен и гидромеханика дисперсных сквозных потоков. М.:Энергия, 1970.-424 с.
3. Левин Л.М. Исследования по физике грубодисперсных аэрозолей. М.:АН СССР, 1961.- 225 с.

УДК 669.13.131.622

### КВАНТОВО-МЕХАНИЧЕСКАЯ ИНТЕРПРЕТАЦИЯ ВЛИЯНИЯ БАРИЙ-СТРОНЦИЕВОГО КАРБОНАТА БСК-2 НА МЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РАСПЛАВЫ

Модзелевская О.Г., Куценко А.А.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Селянин И.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: ol.berg@mail.ru*

В работе предложена квантово-механическая теория модифицирующего влияния веществ, в частности оксидов BaO, SrO, CaO в составе природного модификатора БСК-2, на металлические свойства, дополняющая классическую теорию гетерогенного зародышевания твердой фазы. На основе теории свободных электронов объясняется модифицирующая способность ультрадисперсных включений. С позиции физики контактной разности потенциалов показаны особенности процесса зародышеобразования при изготовлении чугуна литья.

Ключевые слова: модифицирование, барий-стронциевый карбонат

(БСК2), ультрадисперсные включения, разность потенциалов, зародышевание.

При изготовлении отливок из железо-углеродистых сплавов большое внимание уделяется модифицированию жидкого расплава, а именно использованию в качестве модификатора относительно дешевых природных материалов, представленных комплексными карбонатными рудами, содержащими барий и стронций [1]. Одним из таких перспективных материалов являются барий-стронций содержащие карбонатные руды, месторождение которых разрабатывается на северо-востоке Иркутской области в России и на основе которых промышленным способом получают модификатор барий-стронциевый карбонат – БСК-2. В состав БСК-2 входят оксиды (% по массе): BaO – 16,0; CaO – 21,5; SrO – 5,5; CO<sub>2</sub> – 18,0; остальные оксиды: SiO<sub>2</sub>; MgO; K<sub>2</sub>O; NaO; Na<sub>2</sub>O; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; MnO; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; TiO<sub>2</sub>.

На ОАО «Завод Универсал» авторами проведены промышленные испытания БСК-2 как модификатора чугунов для изготовления купальных ванн и изложниц машин центробежного литья канализационных труб с полным мониторингом микроструктуры, литейных и механических свойств [2,3]. Установлен положительный эффект влияния БСК-2 на чугуны, который выражается в повышении жидкотекучести в 1,7 раза, что приводит к уменьшению спаев и горячих трещин на ваннах, засоренности отливок неметаллическими включениями, уменьшению газовых раковин и пузырей при эмалировании. Металл становится более пластичным, значения твердости НВ у модифицированного чугуна на 17 единиц меньше базовых. Модифицированный чугун более однородный по механическим свойствам. На это указывает уменьшение дисперсии на 155 единиц, среднеквадратичного отклонения на 2,36 единиц значений твердости по Бринелю.

Экспериментальный материал по модифицированию металлов и сплавов, накопленный со времени опубликования классической теории П.А. Ребиндера [4] не может однозначно интерпретироваться на основе классических представлений. Поэтому исследователи предлагают свои оригинальные концепции по данной проблеме, не выходящие за рамки тех же физико-химических трактовок, которых придерживался П.А. Ребиндер [5]. Тиллер и Такашихи [6] связывают модифицирующий эффект УДВ и УДП с возникновением контактной разности потенциалов (КРП) между твердой частицей и расплавом. Та же идея, несколько раньше, была привлечена для объяснения графитизирующего и отбеливающего влияния элементов на серые чугуны [7, 8].

Термодинамический подход к проблеме кристаллизации металлических систем приводит к формуле для радиуса критического зародыша:

$$r_{кр} = \frac{2\sigma_{LS} T_M}{\rho\Delta H \Delta T'} \quad (1)$$

где  $\sigma_{LS}$  – поверхностная энергия на границе жидкой и твердой фазы;

$T_M$  – температура плавления;

$\Delta T$  – температурный интервал переохлаждения;

$\rho$  - плотность;

$\Delta H$  – теплота кристаллизации.

Во многих экспериментальных, и затем в теоретических работах [10] установлено, что между поверхностной энергией и работой выхода ( $W$ ) электронов из металлов существует линейная связь:

$$\sigma = K \cdot W, \quad (2)$$

где  $K$  – коэффициент пропорциональности, который зависит от радиуса атома, числа свободных электронов ( $n_0$ ), параметра решетки, плотности и атомной массы.

Плавление металлических систем сопровождается увеличением объема  $V_S$  твердой фазы на величину  $\Delta V_{SL}$ . На основе модели свободных электронов (СЭ) за счет роста объема уровень Ферми ( $E_f^L$ ) жидкой фазы понижается на величину:

$$E_f^S - E_f^L = \Delta E_{SL} = \frac{2}{3} \frac{\Delta V_{SL}}{V_S} \cdot E_f^S, \quad (3)$$

где  $E_f^S$  – уровень Ферми твердой фазы;

$E_f^L$  – уровень Ферми жидкой фазы.

Работа выхода, наоборот, повышается на ту же величину:

$$\Delta W_{LS} = W_L - W_S = -\Delta E_f^{SL}, \quad (4)$$

где  $W_L$  и  $W_S$  – работа выхода из расплава (L) и кристалла (S).

Для задачи, когда расплав при зарождении кристалла взаимодействует с поверхностью УДВ (УДП) межфазовая поверхностная энергия определяется двумя слагаемыми:

$$\sigma_{LS^*} = \sigma_0 + \sigma_e = \sigma_0 - K(W_L - W_{S^*}) \quad (5)$$

где  $S^*$  - индекс для обозначения твердой поверхности УДВ (УДП);

$\sigma_0$  – избыточная свободная энергия межфазовой поверхности, связанная с физико-химическим различием (атомного объема, координационного числа, числа валентных электронов, их энергии связи) подложки и расплава;

$\sigma_e$  – электростатическая часть поверхностной межфазной энергии (ПМЭ), обусловленной разностью работ выхода контактирующих фаз;

$W_{S^*}$  – работа выхода из подложки.

Знак  $\sigma_0$  – положительный,  $\sigma_e$  – отрицательный, поэтому  $\sigma_e$  уменьшает общее значение  $\sigma_{LS^*}$  и способствует зарождению твердой фазы.

Оксиды SrO, BaO, CaO входят в состав природного модификатора БСК-2 и после разложения карбонатов при температуре больше 1360<sup>0</sup>С, данный природный минерал является эффективным катализатором зарожде-



ния графита и аустенита в чугунах, измельчая включения графита и металлической матрицы. В соответствии с выражением (5) УДВ на основе BaO, SrO, CaO, имея минимальные работы выхода  $W_S^*$  резко понижают межфазную поверхностную энергию  $\sigma_{LS}^*$ , тем самым понижают размер критического зародыша  $r_{кр}$  и увеличивают скорость зародышевания твердой фазы в чугунах и сталях, которая также зависит от  $\sigma_{LS}^*$  [9].

Теория КРП вскрывает новый квантово-механический фактор, влияющий на гетерогенное зарождение твердой фазы. Частицы УДП и УДВ (BaO, SrO), имея меньшую работу выхода, чем металлический расплав, приобретают положительный заряд за счет перетока части электронов с поверхности в окружающую жидкую фазу [11].

В области металлического расплава, где электронная плотность максимальна, будут перемещаться положительно заряженные ионы и кластеры расплава из областей с пониженной электронной плотностью, выравнивая химический потенциал электронов ( $\mu = \varepsilon_F$ ) по всему объему расплава. В местах сгущения ионов и кластеров происходит гетерогенно-гомогенное зарождение твердой фазы. При модифицировании расплава в нем возникает множество центров возмущения электронного газа от УДВ (УДП). Волны электронной плотности интерферируют, амплитуды  $\Delta\rho(r)$  от различных источников складываются, модифицирующий эффект возрастает.

Выводы. Модифицирующий эффект БСК-2 на серые чугуны обязан оксидам BaO, SrO, CaO, имеющие минимальные работы выхода электронов, и которые входят в его состав. Эффективность модификатора проявляется при температуре расплава выше температуры «химического кипения» карбонатов BaCO<sub>3</sub>, SrCO<sub>3</sub> (1360<sup>0</sup>С) и, с учетом потерь тепла на разложение карбонатов, должна быть в пределах 1410-1420<sup>0</sup>С. Время выдержки металлического расплава после введения БСК-2 составляет 5-8 минут.

#### Библиографический список

1. Рябчиков И.В. Кремнистые ферросплавы и модификаторы нового поколения. Производство и применение [Текст] / И.В. Рябчиков, В.Г. Мизин, В.В. Андреев. – Челябинск: Изд-во ЧГУ, 2013. – 295 с.
2. Модзелевская О.Г. Литье ванн из чугуна, модифицированного Ba-Sr-карбонатом [Текст] / О.Г. Модзелевская, Э.А. Киселев, А.В. Феоктистов, Б.А. Машкин, И.Ф. Селянин И.Ф., А.А. Куценко // Литейное производство. – 2015. – № 6, с. 6-8.
3. Феоктистов А.В. О применении карбонатов ЩЗМ для обработки чугуна изложниц центробежных машин [Текст] / А.В. Феоктистов, О.Г. Модзелевская, В.А. Киселев, В.А. Обанин, И.Ф. Селянин, А.А. Куценко // Металлургия машиностроения. – 2015. – № 4, с. 6-8.
4. Ребиндер П.А. // Качественная сталь. – 1939. – № 3. с. 31–34.
5. Мальцев М.В. Модифицирование структуры металлов и сплавов. [Текст] / М.В. Мальцев. – М.: Металлургия, 1964.– 282 с.



6. Tiler W.A., Takahashi T. // Acta metallurgica, 1969.–V17.– №4.– P. 114–121.

7. Храпов А.Я. О механизме графитизации чугунов с точки зрения зонной теории [Текст] / А.Я. Храпов, И.Ф. Селянин // Известия вузов. Черная металлургия. – 1968.–№2. с. 132–133.

8. Селянин И.Ф. Термоэлектрические и термомагнитные свойства синтетических чугунов в зависимости от концентрации графитизирующего и отбеливающего элемента [Текст]: диссертация к-та тех. наук: 05.323 Новокузнецк, 1968.–134 с.

9. Флемингс М. Процессы затвердевания [Текст] / М. Флемингс. – М.: Мир. – 1977. – 423 с.

10. Харрисон У. Теория твердого тела. [Текст] / У. Харрисон. – М.: Мир. – 1972. – 616 с.

11. Кузнецов В.А. Влияние ультрадисперсных порошков тугоплавких материалов на свойства литых изделий из черных и цветных металлов и сплавов [Текст]: диссертация...к-та тех. наук: 05.16.06. – Красноярск, 2013. – 145 с.

УДК 662-61

## **ЧИСЛЕННЫЙ РАСЧЕТ СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ТВЕРДЫХ ДИСПЕРСНЫХ ЧАСТИЦ МЕТОДОМ ПОСЛЕДОВАТЕЛЬНЫХ ПРИБЛИЖЕНИЙ**

**Долгополов А.Е., Мамедов Р.О.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Селянин И.Ф.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: xgty@bk.ru*

В статье описан метод расчета скорости движения твердых частиц методом последовательных приближений. Приведены блок-схема численного расчета скорости твердых дисперсных частиц и графики зависимости скорости твердых частиц от весовой концентрации.

Ключевые слова: дисперсные частицы, скорость частиц, расчет скорости, шахтная печь, кислородная зона.

На основе физико-механического анализа и расчета скорости движения дисперсных частиц в кислородной зоне шахтной печи, построена блок-схема численного расчета скорости твердых дисперсных частиц методом последовательных приближений (рисунок 1). Вывод формул для определения скорости дисперсных частиц в слое твердого топлива приведен в работе авторов Долгополов А.Е, Мамедов Р.О. «Физико-механический анализ и расчет скорости движения дисперсных частиц в кислородной зоне шахтной печи».

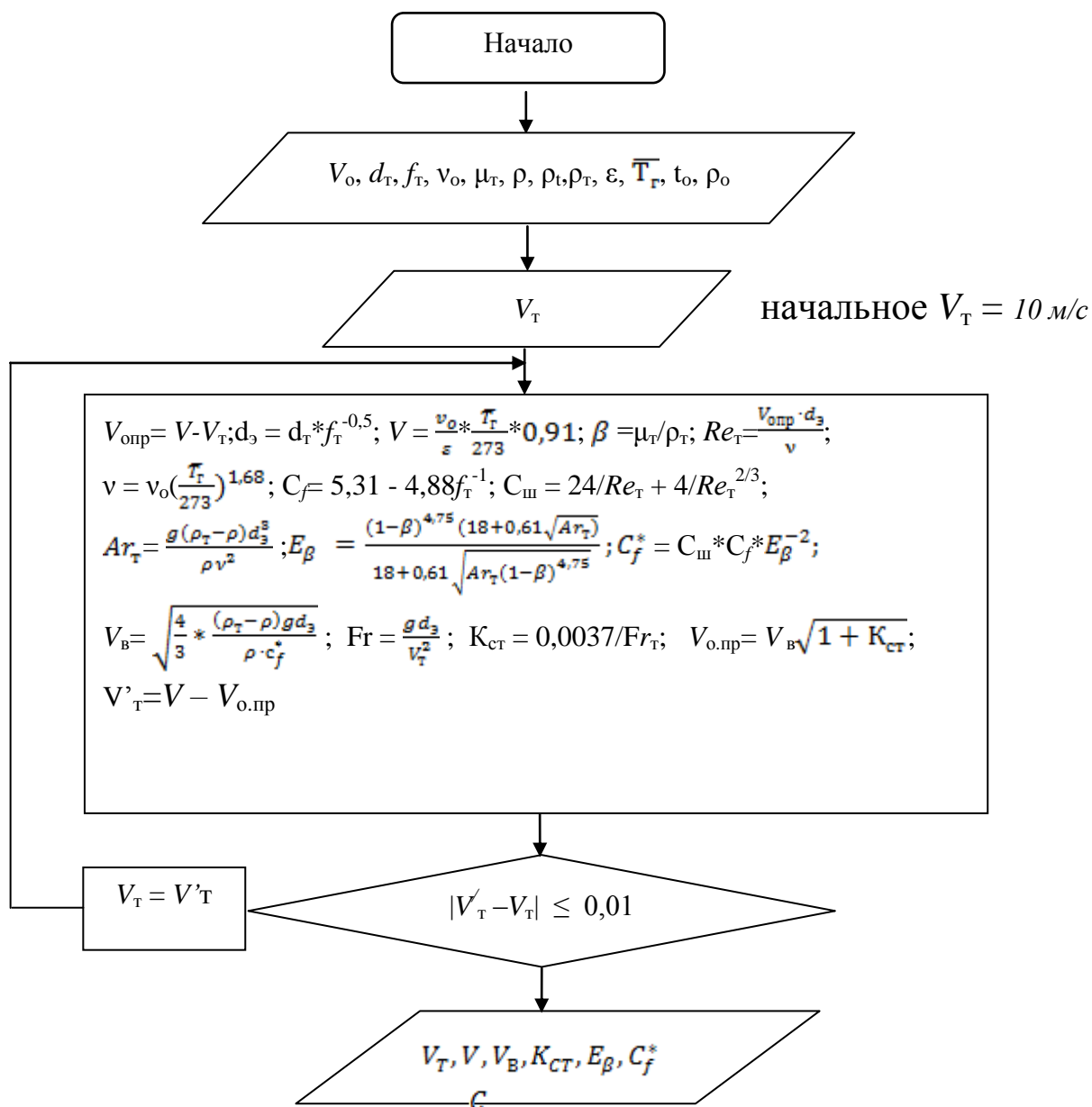
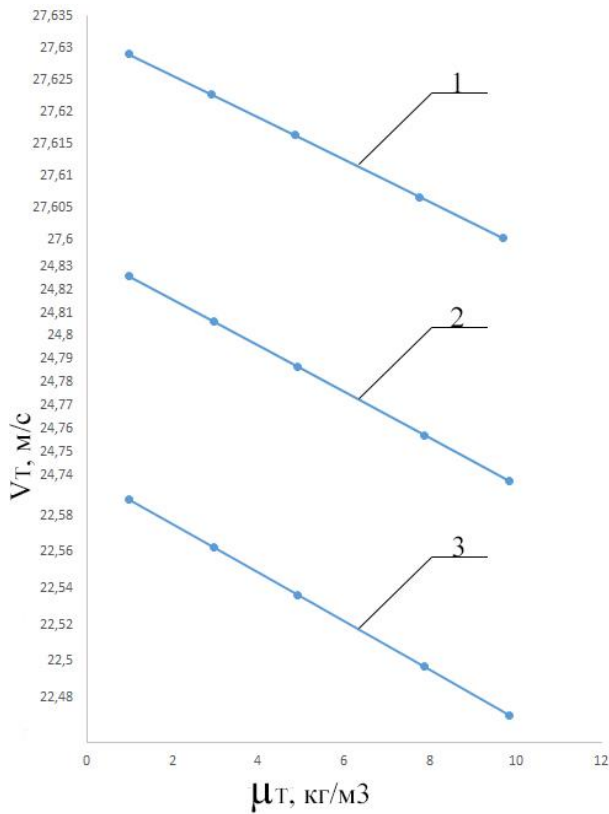
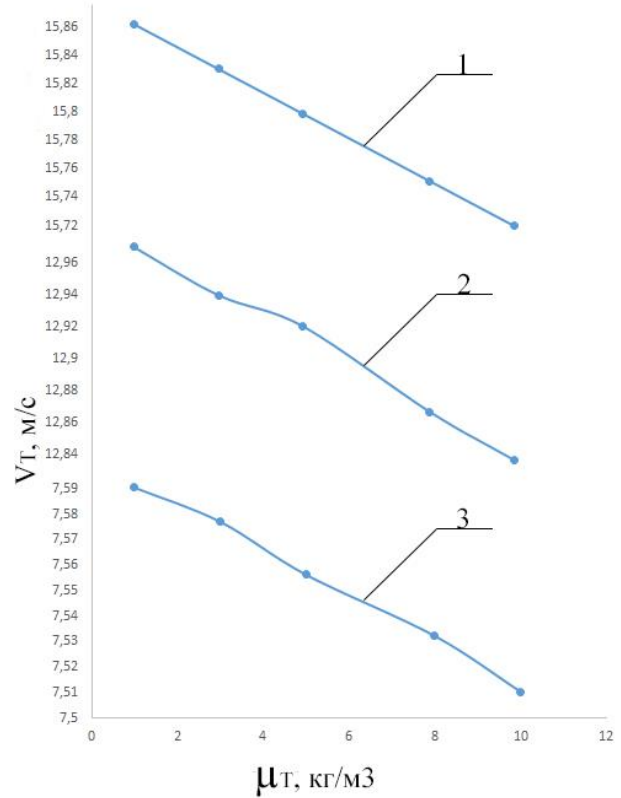


Рисунок 1 – Блок-схема расчета скорости движения твердой дисперсной частицы по каналам слоя топлива

При выполнении расчетов по приведенной блок-схеме, геометрический размер твердых частиц задавался в пределах  $d_T$ , м:  $10^{-6}, 5 * 10^{-6}, 10^{-5}, 5 * 10^{-5}, 10^{-4}, 5 * 10^{-4}$ ; концентрация дисперсных частиц  $\mu_T$ , кг/м<sup>3</sup>: 1,0; 3,0; 5,0; 8,0; 10,0. Скорость газа в пустой шахте  $V_0$ , м/с: 2,0; порозность слоя топлива  $\epsilon$ : 0,5; коэффициент формы частицы  $f_T$ : 2,0; плотность газа  $\rho$ : 1,2045 кг/м при  $T=293$  К; плотность твердой частицы  $\rho_T$ :  $1,4 * 10^3$  кг/м<sup>3</sup>; кинематическая вязкость  $\nu_0$ :  $13,23 * 10^{-6}$  м<sup>2</sup>/с; начальная плотность газа  $\rho_0$ : 1,293 кг/м<sup>3</sup>; температура в кислородной зоне  $\bar{T}_T$ : 2150 К. Полученные результаты приведены на рисунке 2.



а)



б)

Рисунок 2 - Зависимость скорости твердых частиц  $V_T$  в слое топлива от весовой концентрации  $\mu_T$ : а) при 1 –  $d_T=10^{-6}$ ; 2 –  $d_T=5 \cdot 10^{-6}$ ; 3 –  $d_T=10^{-5}$ ; б) при 1 –  $d_T=5 \cdot 10^{-5}$ ; 2 –  $d_T=10^{-4}$ ; 3 –  $d_T=5 \cdot 10^{-4}$ .

*Вывод:* численные расчеты показали, что с увеличением концентрации  $\mu_T$  скорость твердых частиц  $V_T$  уменьшается незначительно, так при  $d_T = 10^{-6}$  м и при  $\mu_T = \text{var}$ ,  $V_T$  изменяется от 27,63 м/с ( $\mu_T = 1,0 \text{ кг/м}^3$ ) до 27,605 м/с ( $\mu_T = 10,0 \text{ кг/м}^3$ ); при  $d_T = 5 \cdot 10^{-4}$  м и при  $\mu_T = \text{var}$ ,  $V_T$  изменяется от 7,59 м/с ( $\mu_T = 1,0 \text{ кг/м}^3$ ) до 7,51 м/с ( $\mu_T = 10,0 \text{ кг/м}^3$ ).

#### Библиографический список

1. Горбис З.Р. Теплообмен и гидромеханика дисперсных сквозных потоков. М.:Энергия, 1970.-424 с.

2. Левин Л.М. Исследования по физике грубодисперсных аэрозолей. М.:АН СССР, 1961.- 225 с.

## **ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ ОТЖИГА НА УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ЛИСТОВОЙ ТЕРМОЦИКЛИЧЕСКИ ДЕФОРМИРОВАННОЙ СТАЛИ 10**

**Прудников В.А., Богонос Е.В.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Прудников А.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: a.prudnikov@mail.ru*

Изучено влияние температуры отжига на удельное электрическое сопротивление листовой низкоуглеродистой стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО. Показано, что отжиг при 800 °С в течение 1 ч приводит к уменьшению удельного электрического сопротивления стали в среднем на 8 % по сравнению с исходным состоянием.

Ключевые слова: сталь, удельное электрическое сопротивление, деформация, отжиг, структура

Одной из эффективных упрочняющих обработок металлических материалов является деформационная термоциклическая обработка (ДТЦО), сочетающая совместное воздействие нагревов и деформаций [1-3]. Использование ДТЦО может быть эффективно в области перлитных, бейнитных и мартенситных превращений, а также при старении и циклировании в области температур переменной растворимости химических элементов в твердом растворе [4, 5]. Кроме того, имеются работы, показывающие возможность улучшения не только механических, но и физических свойств материалов после применения последующей термической обработки [4,6].

Поэтому целью работы является исследование влияния температуры отжига на удельное сопротивление стали 10, изготовленной с использованием деформационной термоциклической обработки.

Для исследования была выбрана листовая сталь 10, содержащая в % (вес.): С – 0,13; Si – 0,22; Mn – 0,42; P – 0,014; S – 0,018; Cu – 0,20; Ni – 0,14; Fe – ост. Сталь была выплавлена в ОАО «НКМК» (г. Новокузнецк) На стадии переработки сляба в заготовку под прокат проводили ДТЦО стали. Обработка заключалась в термоциклической ковке на гидравлическом прессе по схеме однопроходной протяжки со степенью деформации 6-8 % в цикле. В дальнейшем заготовку прокатывали на лист толщиной 1,6 мм по промышленной технологии в ОАО «НМЗ им. А.Н. Кузьмина» (г. Новосибирск). Более подробно технология ДТЦО приведена в работе [7]. Отжиг образцов проводили в печах типа СНОЛ. Для измерения электрического сопротивления применяли двойной мост Томсона. Образцы для измерения электрического сопротивления имели следующие размеры 10×1,6×240 мм. Ошибка измерения сопротивления составляла  $0,05 \cdot 10^{-8}$  Ом.

В работе было исследовано влияние температуры последующего отжига

на удельное электрическое сопротивление листовой стали 10 толщиной 1,6 мм. Температуру отжига изменяли от 100 до 900 °С через 100 °С. Результаты определения удельного электрического сопротивления образцов после отжига в течение 1 ч при различных температурах приведены на рисунке 1.

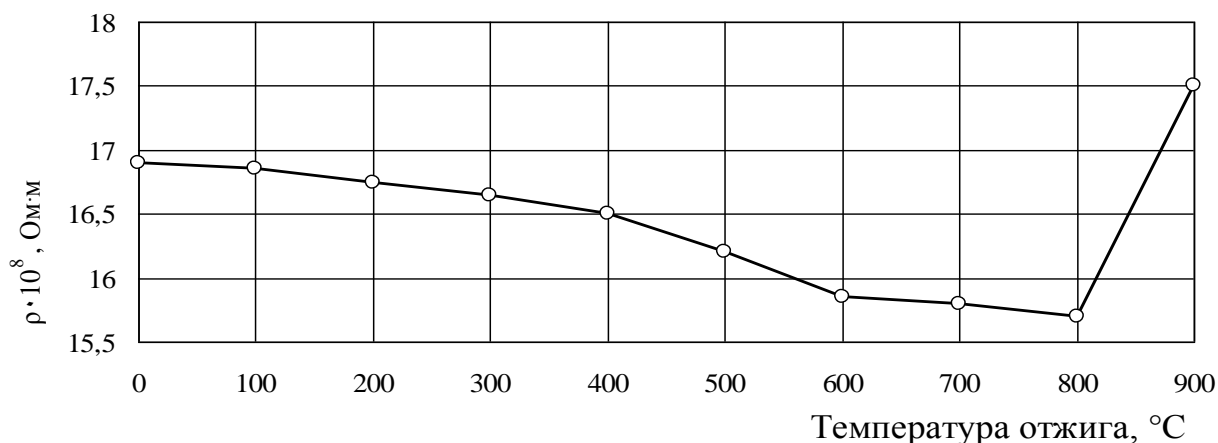


Рисунок 1 – Влияние температуры отжига на удельное электрическое сопротивление листовой стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО

Видно, что величина удельного электрического сопротивления стали с увеличением температуры отжига монотонно падает до температуры 800 °С. Причем нагрев и выдержка при низких температурах незначительно изменяют удельное сопротивление стали. Минимальное значение этой величины достигается после отжига при 800 °С и составляет  $15,7 \cdot 10^{-8}$  Ом·м, что на 8 % ниже значений удельного электрического сопротивления стали 10 без обработки. Отжиг листовых образцов из стали 10 при 900 °С в течение 1 ч приводит к значительному увеличению их удельного электрического сопротивления до  $17,5 \cdot 10^{-8}$  Ом·м, что превышает удельное сопротивление образцов из нетермообработанной стали. Такое снижение удельного сопротивления стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО, после отжига при температурах от 400 до 800 °С можно связать с увеличением размеров зерен феррита и уменьшением объемной доли перлитных колоний и их более равномерного распределения по сечению образца. Указанные структурные изменения уменьшают количество дефектов кристаллического строения, уровень напряжений и обеспечивают получение более равновесной структуры стали после отжига. Однако повышение температуры отжига до 900 °С вызывает неравномерный рост зерен феррита и неоднородное распределение перлитных включений в структуре отожженной стали, что существенно повышает ее удельное электрическое сопротивление.

Таким образом, последующий отжиг при 800 °С в течение 1 ч листовой стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО, позволяет снизить ее удельное электрическое сопротивление в среднем на 8 % по сравнению с термически необработанным состоянием.

## Библиографический список

1. Федюкин В.К. Термоциклическая обработка металлов и деталей машин / В.К. Федюкин, М.Е. Смагоринский – Л. :Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1989.– 255 с.
2. Прудников А.Н. Комплексное воздействие отжигов и термоциклической ковки на структуру и свойства заэвтектических силуминов // Деформация и разрушение материалов.– 2014.– № 2.–С.14 - 20.
3. Афанасьев В.К. Влияние термоциклической деформации и отжига на структуру и удельное сопротивление стали марки СтЗпс / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, М.В. Попова, В.А. Прудников // Актуальные проблемы в машиностроении: Сб. материалов 1 Международной научно-практич. конф.– Новосибирск: изд-во НГТУ, 2014.– С. 431-434.
4. Прудников А.Н. Поршневые деформируемые заэвтектические силумины // Технология металлов.– 2014.– № 2.– С. 8 - 11.
5. Prudnikov A.N. Influence of Thermal-Cyclic Deformation and Hardening Heat Treatment on the Structure and Properties of Steel 10 // A.N. Prudnikov, M.V. Popova, V.A. Prudnikov // Applied Mechanics and Materials. – 2015. – Vol. 788. – pp. 187 - 193.
6. Прудников А.Н. Оценка воздействия термоциклической деформации и последующей термической обработки на электрофизические свойства низкоуглеродистой стали / А.Н. Прудников, М.В. Попова, В.А. Прудников// Актуальные проблемы в машиностроении: – 2015.– №2.– С. 396-400.
7. Прудников А.Н. Оценка структуры, свойств и загрязненности неметаллическими включениями деформационно-термоциклически обработанной стали 10 / А.Н. Прудников, В.А. Прудников, Е.В. Богонос // Металлургия: технологии, инновации, качество: Сб. материалов XIX Международной научно-практич. конф.– Новокузнецк: СибГИУ, 2015.– С. 35-39.

УДК 621.768.011

### **ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ТЕМПЕРАТУРЫ НОРМАЛИЗАЦИИ НА КОЭРЦИТИВНУЮ СИЛУ ЛИСТОВОЙ СТАЛИ 10**

**Прудников В.А., Сазонов М.С.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Прудников А.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: a.prudnikov@mail.ru*

Изучено влияние температуры нормализации на коэрцитивную силу листовой низкоуглеродистой стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО. Установлено, что нормализация при 800 °С в течение 1 ч приводит к уменьшению коэрцитивной силы стали в среднем на 25 % по сравнению с исходным состоянием.

Ключевые слова: сталь, коэрцитивная сила, деформация, нормализация, структура.

Изучению воздействия современных упрочняющих комплексных технологий, в т. ч. деформационной термоциклической обработки (ДТЦО), на структуру и механические характеристики различных материалов (сталей, чугунов, цветных металлов и сплавов), а также разработке новых режимов в литературе уделяется довольно значительное внимание [1-5]. В гораздо меньшем объеме представлены исследования, посвященные формированию физических свойств металлов и сплавов под воздействием операций нагрева, охлаждения, деформации и других, входящих в технологические режимы ДТЦО, ТЦО и т.д. [6, 7]. Кроме того, фактором, управляющим формированием структурой и свойствами материалов, подвергнутых ДТЦО, может быть последующая термическая обработка.

Поэтому целью работы является исследование влияния нормализации на коэрцитивную силу листовой стали 10, изготовленной с использованием деформационной термоциклической обработки.

В качестве материала исследования была выбрана качественная сталь 10. Химический состав стали отвечал ГОСТ 1050-74. Содержание углерода составляло 0,13 % (вес.), а примесей фосфора и серы 0,014 и 0,018 % соответственно. ДТЦО стали заключалась в горячей циклической ковке сляба под плоскими бойками на гидравлическом прессе в кузнечно-термическом цехе ОАО «ЗСМК» (г. Новокузнецк). Количество циклов ковки 10. Температура ковки составляла 1250 °С. Степень деформации в цикле 6-8 %. После ковки заготовки охлаждали на воздухе до 200-300 °С. После ДТЦО заготовки были прокатаны на листы толщиной 3, 2 и 1,6 мм промышленной технологии. Более детально технология ДТЦО изложена в работе [8]. С учетом технологии изготовления магнитопроводов и сердечников электрических машин образцы для исследования изготавливали из листа толщиной 1,6 мм. Коэрцитивную силу определяли с помощью прибора КИФМ-1, на прямоугольных образцах размером 80×120 мм.

Была определена коэрцитивная сила листовой горячекатаной стали 10, изготовленной с использованием режима ДТЦО. Ее средняя величина составила 293 А/м. Результаты влияния температуры нормализации на коэрцитивную силу листовой стали 10, подвергнутой ДТЦО, приведены на рисунке 1. Температуру нормализации изменяли от 400 до 900 °С через 100 °С, время выдержки составляло 1 ч.

Установлено, что увеличение температуры нормализации от 400 до 800 °С приводит к последовательному снижению величины коэрцитивной силы образцов из стали 10. Ее интенсивное снижение наблюдается при более высоких температурах нормализации, начиная от 600 °С. Минимальное значение этой величины достигается после нормализации при 800 °С и составляет 218 А/м, что на 25 % ниже, чем у образцов без термической обработки. Нормализация листовых образцов из стали 10 при 900 °С приводит к значительному

росту коэрцитивной силы, более, чем на 30 % по сравнению с исходным состоянием. Снижение коэрцитивной силы стали после нормализации связано с получением более равновесной структуры. Однако повышение температуры нормализации до 900°С вызывает неравномерный рост зерен феррита и неоднородное распределение перлитных включений в структуре стали.

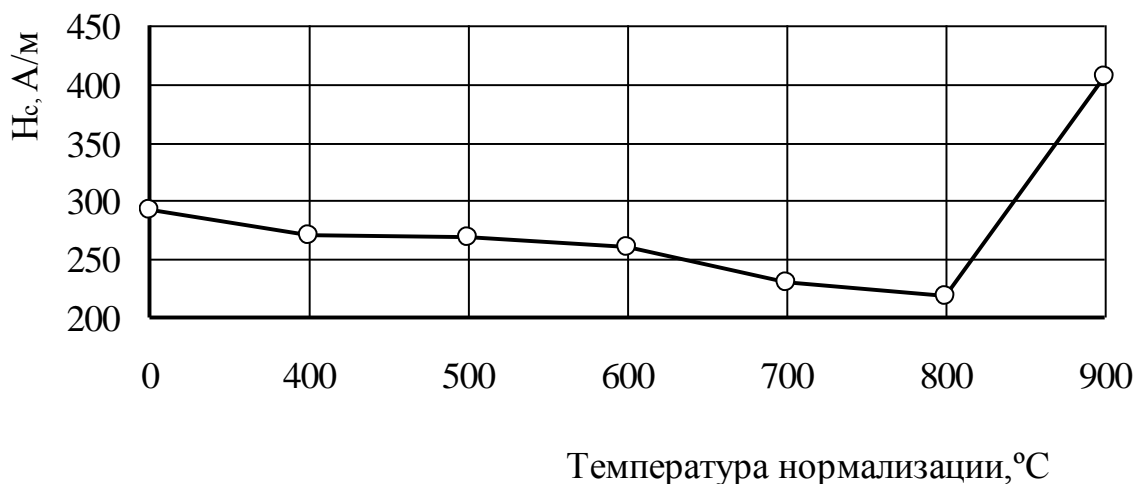


Рисунок 1 – Влияние температуры нормализации (время выдержки 1 ч) на коэрцитивную силу листовой стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО

Таким образом, нормализация при 800°С в течение 1 ч листовой горячекатаной стали 10, изготовленной с использованием ДТЦО, позволяет снизить ее коэрцитивную силу в среднем на 25 % по сравнению с термически необработанным состоянием.

#### Библиографический список

1. Малинен П.А. Термоциклическая обработка деталей гусеничных тракторов // П.А. Малинен, О.В. Казачков // Ресурсы и и технология. – 1996.– № 1.– С. 51-55
2. Прудников А.Н. Комплексное воздействие отжига и термоциклическойковки на структуру и свойства заэвтектических силуминов // Деформация и разрушение материалов.– 2014.– № 2.–С.14-20.
3. Патент 2130084 РФ Способ термоциклической обработки чугуна / В.К. Афанасьев, М.В. Чибряков, А.Н. Прудников, М.К. Сарлин – Заявл. 07.07.1998. Оpubл. 10.05.1999. – Б.И. № 13. – С. 455.
4. Прудников А.Н. Поршневые деформируемые заэвтектические силумины // Технология металлов.– 2014.– № 2.– С. 8 - 11.
5. Prudnikov A.N. Influence of Thermal-Cyclic Deformation and Hardening Heat Treatment on the Structure and Properties of Steel 10 // A.N. Prudnikov, M.V. Popova, V.A. Prudnikov // Applied Mechanics and Materials. – 2015. – Vol. 788. – pp. 187 - 193.
6. Прудников А.Н. Оценка воздействия термоциклической деформации



и последующей термической обработки на электрофизические свойства низкоуглеродистой стали / А.Н. Прудников, М.В. Попова, В.А. Прудников // Актуальные проблемы в машиностроении: – 2015.– №2.– С. 396-400.

7. Афанасьев В.К. Влияние термоциклической деформации и отжига на структуру и удельное сопротивление стали марки СтЗпс / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, М.В. Попова, В.А. Прудников // Актуальные проблемы в машиностроении: Сб. материалов 1 Международной научно-практич. конф.– Новосибирск: изд-во НГТУ, 2014.– С. 431-434.

8. Прудников А.Н. Оценка структуры, свойств и загрязненности неметаллическими включениями деформационно-термоциклически обработанной стали 10 / А.Н. Прудников, В.А. Прудников, Е.В. Богонос // Металлургия: технологии, инновации, качество: Сб. материалов XIX Международной научно-практич. конф.– Новокузнецк: СибГИУ, 2015.– С. 35-39.

УДК 621.768.011

## **СТРОЕНИЕ И СВОЙСТВА СЛИТКОВ ПОЛУНЕПРЕРЫВНОГО ЛИТЬЯ ИЗ ЗАЭВТЕКТИЧЕСКОГО СИЛУМИНА**

**Прудников В.А., Духанин Ф.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Прудников А.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: a.prudnikov@mail.ru*

Исследованы структура и свойства слитков полунепрерывного литья из легированного заэвтектического силумина на основе Al-18÷20 % Si. Микроструктурный анализ в поперечном сечении слитка диаметром 165 мм выявил наличие трех зон, отличающихся размерами первичных кристаллов кремния и соотношением  $\alpha$ -твердого раствора алюминия и эвтектики. Определены удельный вес, степень ликвации и ТКЛР слитка по зонам.

Ключевые слова: силумин, состав, структура, слиток полунепрерывного литья, удельный вес

В технологических схемах производства деформированных поршней для ДВС предусматривается отливка слитков полунепрерывным способом и пластическая деформация для получения прессованных и штампованных поршневых заготовок. Полунепрерывный способ производства слитков является наиболее производительным и экономичным в заготовительном литье алюминиевых сплавов [1]. Однако работ, посвященных технологии производства, формированию структуры и свойств слитков из заэвтектического силумина выполнено недостаточно. Из этих работ можно выделить основные в области технологии литья [2, 3], формирования структуры и свойств слитков из заэвтектического силумина [4-6].

Поэтому работа посвящена изучению микроструктуры и свойств слитков

полунепрерывного литья из заэвтектического силумина на основе Al-18±20 %.

Изготовление слитков полунепрерывным способом проводили в ОАО «СМК» (г. Ступино). Для выплавки сплавов использовали следующие шихтовые материалы: силумин СИЛ 1, кремний Кр 0, медь М1 и магний Мг 90. Расплав готовили в электрической печи сопротивления в графито-шамотном тигле емкостью 60 кг. Для модифицирования расплава использовали состав на основе оксидов Fe и Ni в количестве 0,4-1,0 % от веса шихты. Слитки отливали на машине полунепрерывного литья ПН-2 с дюралюминиевым кристаллизатором. Состав выплавленных слитков соответствовал следующему, в % (вес.): Si – 18-20; Cu – 3-5; Mg – 0,4-0,8; Al – остальное.

Анализ микроструктуры слитков в поперечном сечении слитка показал, что можно выделить три зоны – краевую, промежуточную и центральную. Все три зоны отличаются количеством и размерами кристаллов первичного кремния (КПК) и соотношением объемных долей  $\alpha$ -твердого раствора алюминия и эвтектики (Al + Si).

Результаты определения химического состава слитков на эмиссионном квантометре ARL 3460 показали, что он соответствует шихтовому с высокой точностью. Выявлена ликвация кремния по поперечному сечению слитков, не превышающая 2 % (вес.), а также определена относительная ликвация меди по высоте слитка, составляющая около 20 % от среднего содержания. Повышенное количество меди в донной части слитка, по-видимому, связано с большим удельным весом меди по отношению к расплаву. Определен средний удельный вес слитков – 2650 кг/м<sup>3</sup>.

Проведенный фазовый анализ с использованием установки ДРОН-3,0 показал наличие в структуре слитка (во всех зонах)  $\alpha$ -твердого раствора алюминия,  $\beta$ -Si и фазы CuAl<sub>2</sub>. Присутствие фазы CuAl<sub>2</sub> связано с довольно высоким содержанием в сплаве меди и неравновесной кристаллизацией слитка.

Исследовано линейное расширение поршневого заэвтектического силумина в литом состоянии в области температур испытания 20-450 °С. Установлено, что при повышении температуры испытания до 300 °С наблюдается последовательный рост температурного коэффициента линейного расширения (ТКЛР) до величины  $25 \times 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>. Дальнейшее повышение температуры снижает ТКЛР слитков до уровня исходного состояния.

Таким образом, исследована микроструктура, фазовый состав и определены физические свойства (удельный вес, температурный коэффициент линейного расширения) слитков полунепрерывного литья из легированного заэвтектического силумина, предназначенного для изготовления поршней ДВС.

#### Библиографический список

1. Белов М.В. Об изготовлении слитков из поршневого заэвтектического силумина методом полунепрерывного литья // М.В. Белов, В.Д. Белов, Э.Б. Тен // Изв. ВУЗов. Цветная металлургия.–2005.– № 5.– С. 30-33.
2. Афанасьев В.К. Об особенностях влияния условий приготовления и технологии непрерывного литья на свойства слитков и прессованных полуфаб-

рикатов из заэвтектического силумина / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, Н.Д. Исаев // Технология легких сплавов. Бюлл. ВИЛСа.– 1989.– № 10.– С. 24-30.

3. Афанасьев В.К. Разработка поршневого заэвтектического силумина и технологии изготовления поршней обработкой давлением / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников // Изв. ВУЗов. Цветная металлургия.– 1999.– № 6.– С. 53-56.

4. Прудников А.Н. Поршневые деформируемые заэвтектические силумины / А.Н. Прудников // Технология металлов.– 2014.– № 2.– С. 8 - 11.

5. Прудников А.Н. Структурно-технологические основы разработки прецизионных силуминов с регламентированным содержанием водорода / Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук: 05.16.09 / НГТУ, Новосибирск, 2013. – 40 с.

6. Прудников А.Н. Технология производства, структура и свойства поршней двигателей из заэвтектического деформируемого силумина / А.Н. Прудников // Изв. ВУЗов. Черная металлургия.– 2009.– № 5.–С. 45-48.

7. Прудников А.Н. Роль условий кристаллизации в формировании структуры и свойств слитков и поковок из заэвтектических силуминов / А.Н. Прудников // Материаловедение.– 2014.– № 1.– С. 10-13.

8. Прудников А.Н. Структура и свойства жаропрочного силуминового поршня/А.Н. Прудников// Изв. ВУЗов. Черная металлургия.– 2009.– № 8.– С. 28-30.

9. Афанасьев В.К. Модифицирование бинарного заэвтектического силумина / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников // Изв. ВУЗов. Черная металлургия.– 1999.– № 10.– С. 33-35.

10. Афанасьев В.К. Технология получения слитков, деформированных заготовок и поршней из заэвтектического жаропрочного силумина и их свойства / В.К. Афанасьев, А.Н. Прудников, А.В. Горшенин // Обработка металлов (технология, оборудование, инструменты).– 2010.– № 3.– С. 28-31.

УДК 669.716:621.745

## **ВЛИЯНИЕ МАГНИЯ НА ЛИНЕЙНОЕ РАСШИРЕНИЕ СПЛАВА Al-20%Si**

**Малюх М.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Афанасьев В.К.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: malyuh\_ma@umi.sibsiu.ru*

Представлены результаты исследований влияния комплексного воздействия, которое представляет собой легирование магнием и обработку расплава оксидами некоторых металлов на температурный коэффициент линейного расширения (ТКЛР) сплава Al-20%Si. Установлено, что оптимальное сочетание вводимого в расплав Mg совместно с SiO<sub>2</sub> и CuO позволяет добиться значительного снижения ТКЛР в высокотемпературном интервале испытания.

Ключевые слова: температурный коэффициент линейного расширения,

алюминий, кремний, магний, легирование, обработка расплава.

Производство современной летательной техники все больше нуждается в новых материалах, обладающих особыми физическими свойствами. В большей мере это касается приборостроения, обслуживающего, среди прочих, такие наукоемкие отрасли машиностроения как космическая и авиационная техника. Одним из свойств, необходимых для приборных материалов, является контролируемый температурный коэффициент линейного расширения (ТКЛР), определяющий размерную стабильность и, следовательно, точность прибора в рабочем интервале температур. Чрезвычайно важно также получение жаропрочных материалов, работающих при повышенных температурах. Способность материалов к такой эксплуатации также определяет ТКЛР.

Лучшим достижением в области создания сплавов с малым ТКЛР являются тяжелые инвары и спеченные алюминиевые сплавы (САС). Но в состав инваров входит дефицитный никель (36 %), а САСы имеют сложную технологию получения. Это делает весьма актуальной задачу создания легких литейных и деформируемых сплавов на основе алюминия.

Среди всех легких сплавов, которые могут иметь низкие значения ТКЛР, особое место занимают сплавы алюминия с кремнием. Это объясняется тем, что кремний имеет малую плотность и его ТКЛР много меньше, чем у других легирующих элементов ( $\alpha_{20-300} = 2,4 \cdot 10^{-6} \text{ град}^{-1}$ ) [1].

С целью улучшения физико-механических свойств в силумины вводят легирующие элементы. В этом отношении сплавы системы Al-Si-Mg представляют наибольший интерес, т.к. элементы данной системы являются первой рабочей триадой легких промышленных сплавов.

Следует отметить, что кремний и магний имеют плотность меньше, чем у алюминия, а именно 2420 и 1741 кг/м<sup>3</sup>, тогда как плотность алюминия составляет 2700 кг/м<sup>3</sup> [2]. Малая плотность позволяет уменьшить вес деталей и конструкций и оптимизировать их служебные свойства.

Проведенные нами ранее исследования позволили установить, что введение больших количеств (5÷30 %) магния в сплав Al-Si приводит к снижению теплового расширения в средне- и высокотемпературном интервале испытания.

Поэтому целью настоящей работы являлось исследование возможности уменьшения ТКЛР сплава Al-20% Si за счет комплексного воздействия, предусматривающего введение небольших количеств (2÷4 %) магния и последующей обработки расплава оксидами некоторых элементов, таких как кремний и медь.

Выплавку сплавов осуществляли по методике [3]. После расплавления алюминия вводили Mg и Si, а затем расплав поэтапно обрабатывался SiO<sub>2</sub> и CuO совместно и раздельно.

Из слитков, залитых с 730 °С в алюминиевый кокиль, вырезались дилатометрические образцы для определения ТКЛР. На рисунках 1 и 2 представлены результаты определения ТКЛР полученных сплавов Al-Si-Mg.

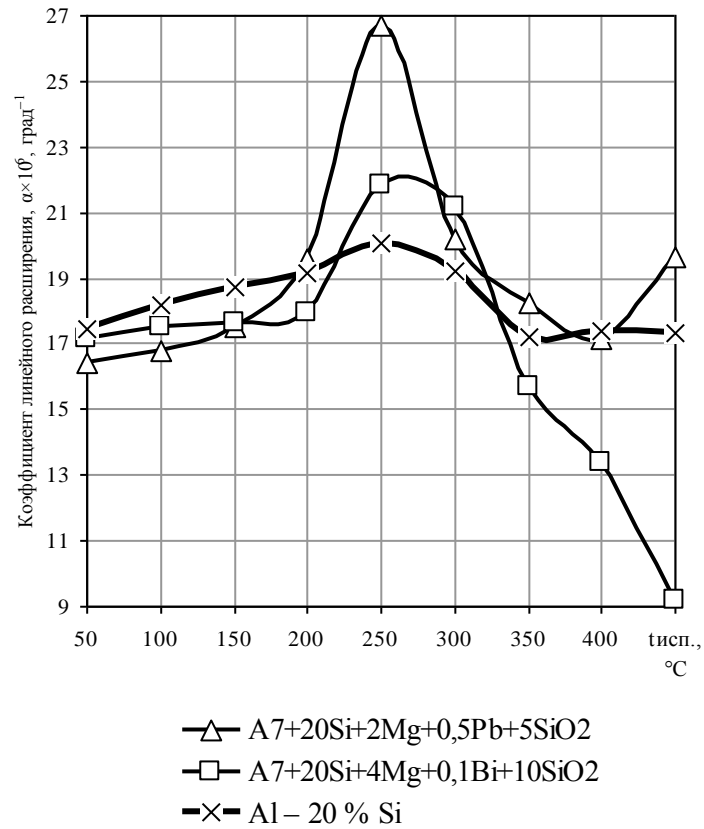


Рисунок 1 – Влияние обработки расплава диоксидом кремния на линейное расширение сплавов Al – Si – Mg

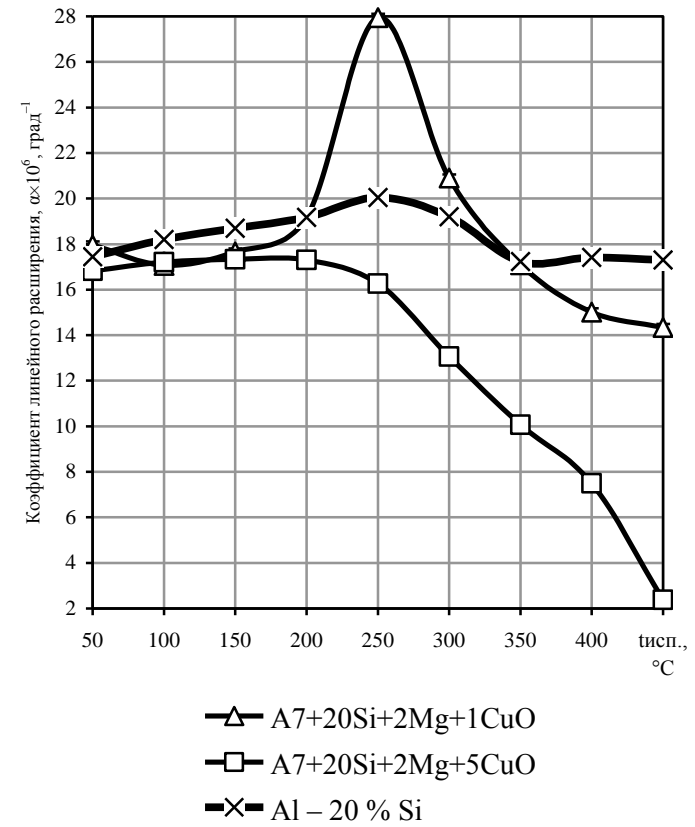


Рисунок 2 – Влияние обработки расплава окисью меди на линейное расширение сплавов Al – Si – Mg

Установлено, что обработка расплава  $\text{SiO}_2$  значительно снижает ТКЛР в высокотемпературном интервале испытания (рисунок 1).

Обработка расплава окисью меди равномерно снижает ТКЛР во всем температурном интервале испытания (рисунок 2), но наибольшее практически-значимое снижение наблюдается в высокотемпературном интервале.

Анализируя полученные результаты, можно сделать вывод о том, что обработка расплава  $\text{Al-20Si-2Mg}$  окисью меди приводит к значительному снижению ТКЛР в области высоких температур испытания. Среднее значение ТКЛР в интервале  $350 - 450$  °С исходного сплава  $\text{Al-20\% Si}$  составляет  $17,3 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>, тогда как среднее значение ТКЛР образцов подвергнутых комплексному легированию в этом же интервале испытания составляет  $6,6 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>.

*Вывод:* Комплексное легирование сплава  $\text{Al-20\% Si}$  магнием и окисью меди является перспективным для приборных жаропрочных сплавов.

#### Библиографический список:

1. Афанасьев В.К. О влиянии кремния на тепловое расширение алюминия А7 / В.К. Афанасьев, А.В. Горшенин, М.В. Попова, А.Н. Прудников, М.А. Старостина (М.А. Малюх) // *Металлургия машиностроения*. – 2010. – № 6. – С. 23-26.

2. Свойства элементов: справочник / под ред. М.Е. Дрица. – М.: *Металлургия*, 1985. – 672 с.

3. Афанасьев В.К. О линейном расширении алюминия при нагреве / В.К. Афанасьев, М.В. Попова, В.Ф. Фролов, А.Н. Любушкина // *Известия РАН «Металлы»*. - 2002. - № 2. - С.47-53.

УДК 621.793.18: 669.14.018.8

## ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ 12Х18Н10Т ПОСЛЕ ИОННОГО АЗОТИРОВАНИЯ

**Иванов А.А., Симачёв А.С.**

**Научные руководители: канд. техн. наук, доцент Осколкова Т.Н.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail:ivanov.aa@termomet.com*

В статье на поверхности нержавеющей стали 12Х18Н10Т аустенитного класса после ионного азотирования получено покрытие толщиной 71 мкм с твёрдостью 1150 НV. Рентгенографически в поверхностном слое идентифицированы нитридные фазы  $\gamma'$  ( $\text{Fe}_4\text{N}$ ) и  $\text{CrN}$  с высокими твёрдостями.

Ключевые слова: нержавеющая сталь, ионное азотирование, твёрдость, структура, рентгенографические исследования

Хромоникелевая аустенитная сталь имеет низкий предел текучести,

высокую пластичность и хорошую коррозионную стойкость в окислительных средах [1]. Вместе с тем, данная сталь из-за низкой твёрдости не способна сопротивляться действию износа, поэтому с целью повышения поверхностной твёрдости рекомендуется применять различные методы поверхностного упрочнения [2]. Одним из способов поверхностного упрочнения нержавеющей стали является азотирование в плазме тлеющего разряда (ионное азотирование) [3].

Ионное азотирование – метод химико-термической обработки изделий из стали с большими технологическими возможностями, позволяющий получать диффузионные слои нужного состава [4].

Известно, что при ионном азотировании по сравнению с газовым азотированием происходит значительное сокращение (в 2–3 раза) общего времени процесса, который проводят в разрежённой азотсодержащей атмосфере ( $\text{NH}_3$  или  $\text{N}$ ) при подключении обрабатываемых деталей к отрицательному электроду-катоде [5].

Анодом является контейнер установки. Между катодом (деталью) и анодом возбуждается тлеющий разряд, и положительные ионы газа, бомбардируя поверхность катода, нагревают её до температуры насыщения [5].

Процесс ионного азотирования реализуется в две стадии: первая – очистка поверхности катодным распылением, вторая – собственно насыщение.

Катодное распыление проводилось в течение 50 – 60 минут при напряжении 1100 – 1400 В и давлении  $0,13 \times 10^2$  –  $0,26 \times 10^2$  Па. В процессе катодного распыления температура поверхности образца не превышала 250 °С.

Ионное азотирование проводили на экспериментальной установке ННВ-6.6-И1. Процесс вели при температуре азотирования 550 °С, напряжение разряда составляло 250 В, ток разряда – около 100А, рабочее давление – 1 Па, рабочая смесь – азот особой чистоты 99,999 %, продолжительность процесса составляла 4 часа.

В данной работе для нанесения покрытия использовалась нержавеющая сталь аустенитного класса марки 12Х18Н10Т, химический состав которой определялся с помощью атомно-эмиссионный спектрального анализа ( $\text{C}=0,09$  %;  $\text{Mn}=0,62$  %;  $\text{Si}=0,43$  %;  $\text{P}=0,03$  %;  $\text{S}=0,01$  %;  $\text{Ni}=9,67$  %;  $\text{Cr}=17,42$  %;  $\text{Cu}=0,13$  %;  $\text{Mo}=0,08$  %;  $\text{Al}=0,04$  %;  $\text{Ti}=0,69$  %;  $\text{V}=0,03$  %;  $\text{Fe}$  – ост.), что соответствует требованиям ГОСТ 5632-72.

Исследование особенностей структуры нержавеющей стали после ионного азотирования осуществлялось с помощью оптического микроскопа OLIMPUS – GX 50. Металлографические исследования (рисунок 1) показали, что покрытие толщиной 71 мкм на стали Х18Н10Т не приводит к образованию микротрещин как в самом покрытии, так и на его границе со сталью.

Рентгенографическими исследованиями установлено, что на поверхности стали после азотирования формируются нитридные фазы -  $\gamma'$  ( $\text{Fe}_4\text{N}$ ) и

CrN (рисунок 2) с высокими твёрдостями [6].

В результате дюрOMETрических исследований установлено, что данное покрытие имеет твёрдость 1150 HV по сравнению с твёрдостью стали 240 HV.

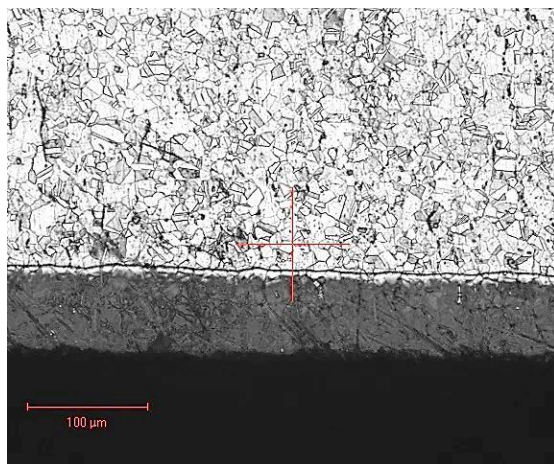


Рисунок 1– Микроструктура стали 12X18H10T после ионного азотирования

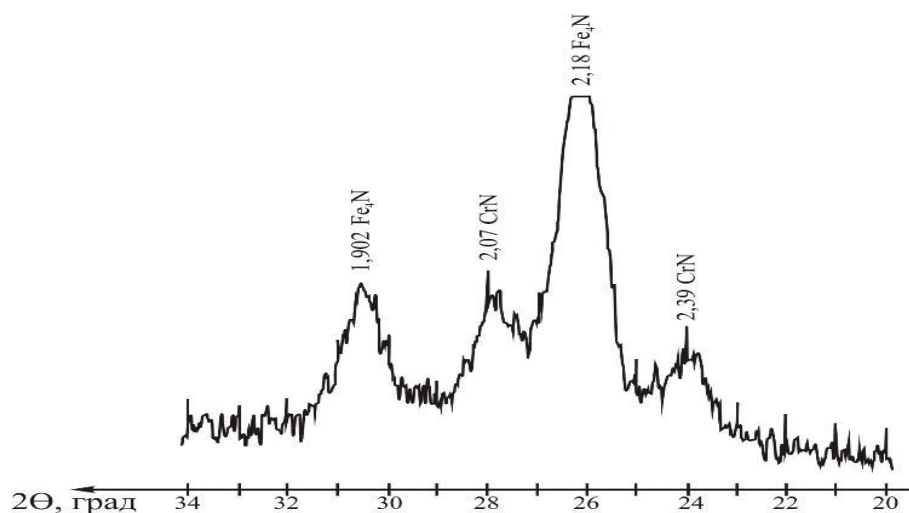


Рисунок 2 – Фрагмент дифрактограммы стали 12X18H10T после ионного азотирования

Таким образом, азотирование в плазме тлеющего разряда является эффективным способом изменения трибологических свойств при более низких температурах, чем при газовом азотировании, что расширяет область применения данного способа при упрочнении сталей различного состава.

#### Библиографический список:

1. Гуляев А.П. Металловедение : учебник для вузов / А.П. Гуляев, А.А. Гуляев. – 7-е изд., перераб. и доп. – М. : Альянс, 2012. – 643 с.
2. Елагина О.Ю. Технологические методы повышения износостойкости деталей машин: учебное пособие для вузов / О.Ю. Елагина. – М.: Логос, 2009. – 488 с.
3. Осколкова Т.Н. Методы поверхностного упрочнения металлов: Кон-



спект лекций. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. – 41 с.

4. Зинченко В.М. Инженерия поверхности зубчатых колес методами химико-термической обработки. – М.: Изд. МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2001 – 303 с.

5. Лахтин Ю.М. Материаловедение: учебник для вузов / Ю.М. Лахтин, В.П. Леонтьева. – М.: Альянс, 2013. – 528 с.

6. Кнунянц И.Л. [и др.] Химическая энциклопедия. – М.: Советская энциклопедия, 1990. – Т. 2. – 671 с.

УДК 669.71.046.516.4

## **ВЛИЯНИЕ ТЕРМОЦИКЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА ТЕПЛОВОЕ РАСШИРЕНИЕ ДЕФОРМИРОВАННЫХ ВЫСОКОКРЕМНИСТЫХ СИЛУМИНОВ**

**Дюкова Н.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, доцент Попова М.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: m.popova@rdtc.ru*

Представлены результаты исследований влияния пластической деформации и последующей термоциклической обработки (ТЦО) на температурный коэффициент линейного расширения (ТКЛР) сплава Al – 50%Si. Установлено, что наибольшее снижение ТКЛР в низкотемпературном интервале испытания (50–150 °С) было достигнуто после 10 циклов ТЦО.

Ключевые слова: алюминий, кремний, пластическая деформация, температурный коэффициент линейного расширения, термоциклическая обработка.

Сплавы с малыми и средними значениями температурного коэффициента линейного расширения (ТКЛР) широко используются в наукоемких отраслях промышленности. Среди всех легких сплавов, которые могут иметь низкие значения ТКЛР, особое место занимают сплавы алюминия с кремнием [1, С. 242-250]. Это объясняется тем, что кремний имеет малую плотность и низкий ТКЛР ( $\alpha_{20-300} = 2,4 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>). Увеличение содержания кремния обеспечивает снижение ТКЛР в среднем на  $1,0 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup> на каждые 5% кремния в интервале температур испытания 50–250 °С [2, С. 8-9]. Установлено, что пластическая деформация силуминов, особенно в сочетании с наводороживанием, может дополнительно снижать ТКЛР [3, С. 2; 4, С. 16]

Поэтому в настоящей работе изучена возможность получения наиболее низких значений ТКЛР при помощи пластической деформации и последующей термоциклической обработки сплава Al–50%Si.

Объектом исследования служил сплав Al-50%Si, обработанный доломитом по разработанному ранее способу [4, С. 1; 5, С. 30]. Выплавленные слитки подвергали горячей пластической деформации на мощном гидравли-

ческом прессе с усилием 20 МН. После прессования слиток сечением 80x80 мм имел форму плиты толщиной 16 мм. Степень деформации составила 80 %. Получены качественные деформированные заготовки, из которых вырезали образцы для дилатометрического исследования.

Одним из достоинств обработки расплава высококремнистых силуминов доломитом является повышение их восприимчивости к термической и термоциклической обработке (ТЦО) [7, С. 45-46]. Метод ТЦО как способ термообработки основан на постоянном накоплении от цикла к циклу изменений в структуре металлов и является перспективным для сплавов, не имеющих фазовых превращений в твердом состоянии, но состоящих из резко различающихся по свойствам фаз, как силумины [8, С. 140-145].

Важными параметрами ТЦО являются: интенсивность цикла, отсутствие или наличие небольших выдержек при крайних температурах цикла и диапазон циклирования [9, С. 227-229]. Эффект термоциклической обработки во многом определяется выбранным режимом. С учетом результатов ранее проведенных исследований был выбран режим высокотемпературной ТЦО для деформированного сплава Al-50%Si.

Один цикл термоциклической обработки включал нагрев образца до 500°C, выдержку 1 ч и охлаждение в холодной воде. Всего провели 10 циклов. После каждого цикла определяли ТКЛР с помощью дифференциального оптического дилатометра системы Шевенара.

Влияние числа циклов ТЦО на величину ТКЛР сплава Al-50%Si показано на рисунке 1.

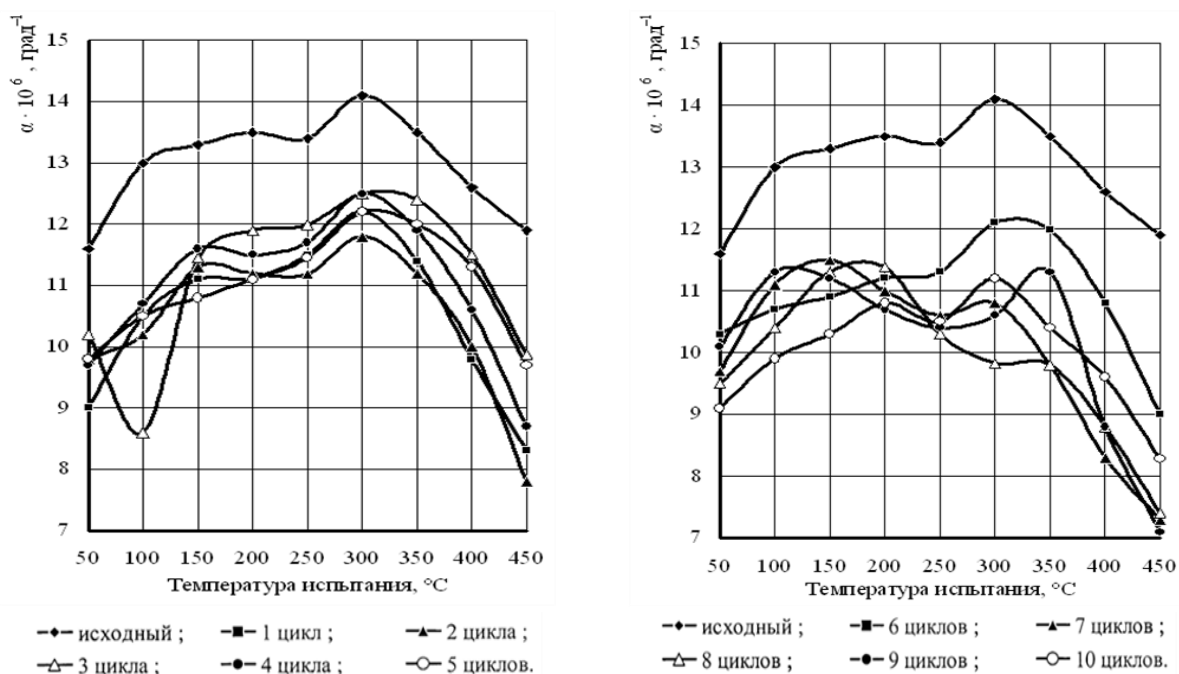


Рисунок 1 – Влияние термоциклической обработки на температурный коэффициент линейного расширения деформированного сплава Al – 50%Si (1цикл: 500°C, τ = 1ч, охлаждение в воде)

Из приведенных данных следует, что ТЦО дает снижение ТКЛР во всем интервале температур испытания уже после 1 цикла, увеличение количества циклов приводит к некоторому повышению значений ТКЛР, но они по-прежнему ниже исходных, характерных для деформированного сплава без ТЦО. Это говорит о повышении размерной стабильности сплава после высокотемпературной ТЦО.

Наиболее низкие значения ТКЛР в низкотемпературном интервале испытаний отмечены после 10 циклов ТЦО ( $\alpha_{50-150} = 9,3 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>, тогда как у исходного сплава  $\alpha_{50-150} = 12,6 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>), а в высокотемпературном интервале испытаний – после 8 циклов ТЦО ( $\alpha_{250-450} = 9,1 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>, тогда как у исходного сплава  $\alpha_{50-150} = 13,1 \cdot 10^{-6}$  град<sup>-1</sup>).

Полученный экспериментальный материал позволяет утверждать, что ТЦО может быть дополнительным резервом для получения изделий из деформированного высококремнистого силумина Al – 50%Si с малым тепловым расширением.

#### Библиографический список

1. Полмеар Я. Легкие сплавы: от традиционных до нанокристаллов / Я. Полмеар. – М.: Техносфера, 2008. – 464 с.
2. Афанасьев. В.К. Перспективы развития легких сплавов с малым тепловым расширением для космической техники / В.К. Афанасьев, М.В. Попова // *Металлургия машиностроения*. – 2012. – № 6. – С. 8-13.
3. Афанасьев В.К. О природе процессов пластической деформации сплавов Al–1...50% Si / В.К. Афанасьев, М.В. Попова, А.В. Горшенин [и др.] // *Металлургия машиностроения*. – 2014. – № 3. – С. 2–9.
4. Афанасьев В.К. Водородная обработка расплава для увеличения деформируемости высококремнистых Al-сплавов / В.К. Афанасьев, В.В. Герцен, Г.Т. Коровин, С.В. Долгова, М.В. Попова. – *Металлургия машиностроения*. – 2015. – № 4. – С. 14-18.
5. Пат. 2136773 РФ. Способ модифицирования алюминия и его сплавов / М.В. Попова, В.В. Герцен, А.В. Доронченко, В.К. Афанасьев. - № 98104521; заявл. 05.03.98; опубл. 10.09.99.
6. Афанасьев В.К. Новые способы обработки жидких сплавов алюминия с 30-50% кремния / В.К. Афанасьев, М.В. Попова // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия*. – 2001. – № 2. – С. 29-31.
7. Афанасьев. В.К. Особенности влияния термической обработки на тепловое расширение кремниевых сплавов / В.К. Афанасьев, М.В. Попова // *Обработка металлов*. – 2012. – № 4 – С. 44-49.
8. Федюкин В.К. Термоциклическая обработка металлов и деталей машин / В.К. Федюкин, М.Е. Смагоринский. – Л.: Машиностроение. Ленингр. отд-ние, 1989. – 255 с.
9. Гопиенко В.Г. Спеченные материалы из алюминиевых порошков / В.Г. Гопиенко, М.Е. Смагоринский, А.А. Григорьев, А.Д. Белавин / Под ред. М.Е. Смагоринского. – М.: Металлургия, 1993. – 320 с.

## ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ УСЛОВИЙ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ НА СВОЙСТВА ЗАЭВТЕКТИЧЕСКИХ СПЛАВОВ Al-Si

Мальцева В.Г.

**Научный руководитель: д-р техн. наук, доцент Попова М.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: m.popova@rdtc.ru*

Изучено влияние температуры заливки и способа кристаллизации на структуру, температурный коэффициент линейного расширения и плотность сплавов Al-(18÷20)%Si. Установлено, что лучшее сочетание значений температурного коэффициента линейного расширения и плотности имеют сплавы, залитые с температуры 640-690°C и закристаллизованные в медной изложнице.

Ключевые слова: алюминий, кремний, силумины, кристаллизация, температурный коэффициент линейного расширения, плотность.

В различных областях машиностроения и, особенно, для космической техники требуются легкие сплавы с низким значением температурного коэффициента линейного расширения (ТКЛР) [1, С. 14-15; 2, С. 8] Среди этих сплавов лидирующие позиции по многим показателям занимают силумины, то есть сплавы системы Al – Si, т.к. кремний существенно снижает ТКЛР алюминия. Однако с увеличением содержания кремния ухудшаются механические свойства заэвтектических силуминов в литом состоянии, что не позволяет применять их для изготовления нагруженных деталей и узлов изделий ответственного назначения, а также использовать эти сплавы для изготовления деталей методами пластической деформации [3, С. 22]. Обусловлено это присутствием в их структуре хрупких частиц кремнистой фазы. При одном и том же химическом составе сплава можно существенно регулировать количество, форму и характер распределения этих выделений для получения требуемых механических и физических свойств. Поэтому для силуминов обязательной технологической операцией является модифицирование [4, С. 340-345]. Оно осуществляется путем обработки расплава модификаторами, которые вводят в металлический расплав при температуре, на 30-50 °С превышающей температуру ликвидуса. В исследованиях [5, С. 15; 6, С. 372; 7, С. 59] прежде всего, изучают влияние режимов обработки расплава, при этом не уделяется большого внимания условиям кристаллизации, в частности температуре заливки, как самостоятельному фактору. В связи с этим в данной работе было изучено влияние температуры заливки на структуру и свойства силуминов с содержанием кремния 18-20 %.

Для изучения влияния температуры заливки на структуру, плотность и ТКЛР были выплавлены сплавы Al-18%Si и Al-20%Si обычным способом. Заливку производили с температур 1030°C, 830°C, 780°C, 730°C и 640°C. Использовали следующие виды кристаллизации: кристаллизация в медной

изложнице и имитация кристаллизации под давлением. Из полученных слитков изготавливали образцы для металлографических и дилатометрических исследований, а также для определения плотности. Исследование микроструктуры проводили с помощью оптического микроскопа ЛабоМет-И1. ТКЛР определяли с помощью дифференциального оптического фоторегистрирующего дилатометра системы Шевенара, погрешность определения составляла  $\pm 0,1 \cdot 10^{-6}$  град $^{-1}$ . Плотность определяли методом гидростатического взвешивания с точностью до 0,0001 г.

Проведение металлографического анализа сплавов Al-(18÷20)%Si позволило установить, что снижение температуры заливки способствует уменьшению размеров первичных кристаллов кремния и более равномерному их распределению по сечению шлифа, эвтектика ( $\alpha$ + Si) приобретает дисперсное строение (рисунок 1). Меняется также форма частиц первичного кремния от неправильной геометрической к полиэдрической, а игольчатая форма частиц эвтектического кремния сменяется на округлую.

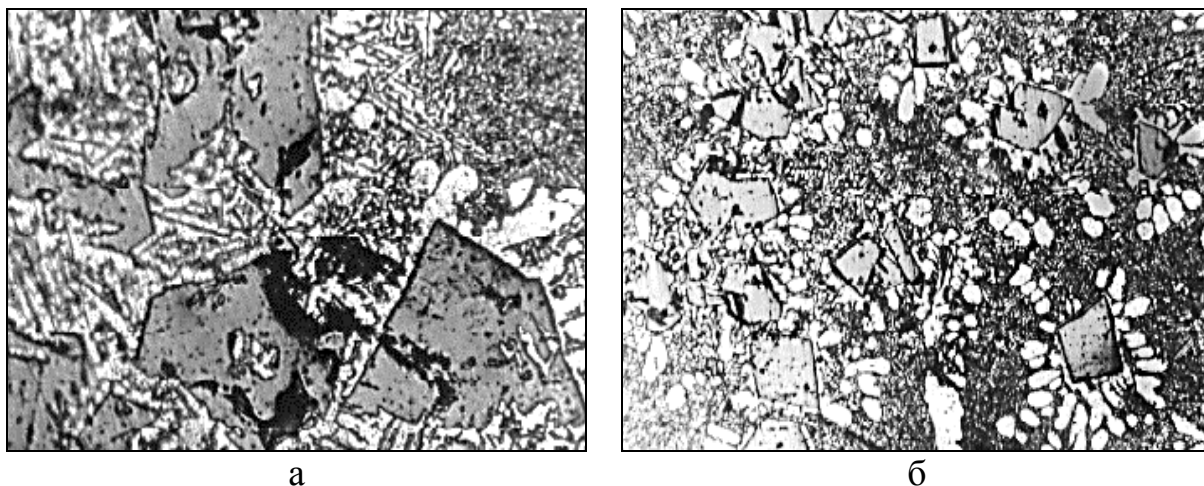


Рисунок 1 – Влияние температуры заливки на микроструктуру сплава Al – 18%Si (кристаллизация в медной изложнице): а –  $t_{\text{зал}} = 1030$  °С, б –  $t_{\text{зал}} = 640$  °С х110

Изучено влияние температуры заливки на ТКЛР и плотность сплавов Al-(18÷20)%Si. Дилатометрические исследования показали, что минимальное значение ТКЛР в интервале температур испытания 50–150 °С наблюдается у сплава Al–18%Si, залитого с температуры 690 °С:  $\alpha_{50-150} = 16,9 \cdot 10^{-6}$  град $^{-1}$ . Определено, что сплав Al–20% Si, закристаллизованный под давлением, имеет ТКЛР выше, чем тот же сплав, закристаллизованный в медной изложнице независимо от температуры заливки. Минимальное значение ТКЛР сплав Al–20% Si имеет после заливки с 640 °С:  $\alpha_{50-150} = 15,7 \cdot 10^{-6}$  град $^{-1}$ .

Установлено, что плотность сплава Al-18%Si с уменьшением температуры заливки с 1030°С до 640°С увеличивается с  $2,6367 \cdot 10^3$  кг/м $^3$  до  $2,6227 \cdot 10^3$  кг/м $^3$  (примерно на 0,5 %). Плотность сплава Al–20%Si, закристаллизованного в медной изложнице выше, чем при кристаллизации под

давлением, независимо от температуры заливки. Сплав Al–20%Si, залитый с температуры 640 °С и закристаллизованный в медной изложнице имеет плотность  $2,6315 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>. Сплав Al–20%Si, залитый с той же температуры, но закристаллизованный под давлением имеет плотность, равную  $2,6192 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>.

На основании полученных данных можно утверждать, что лучшее сочетание значений ТКЛР и плотности имеют сплавы Al–18%Si и Al–20%Si, залитые с температуры 640–690 °С и закристаллизованные в медной изложнице. Структура этих сплавов характеризуется наличием равномерно распределенных первичных кристаллов кремния небольшого размера и модифицированной эвтектики.

Дальнейшее изучение влияния температуры заливки на структуру и свойства заэвтектических силуминов в сочетании с другими технологическими факторами увеличит возможности разработки новых легких сплавов с требуемыми свойствами.

#### Библиографический список

1. Полмеар Я. Легкие сплавы: от традиционных до нанокристаллов / Я. Полмеар. – М.: Техносфера, 2008. – 464 с.
2. Афанасьев В.К. Перспективы развития легких сплавов с малым тепловым расширением для космической техники / В.К. Афанасьев, М.В. Попова // *Металлургия машиностроения*. – 2012. – № 6. – С. 8 – 13.
3. Афанасьев В.К. О создании новых легких деформированных сплавов для космической техники / В.К. Афанасьев, М.В. Попова, В.А. Самонь // *Металлургия машиностроения*. – 2014. – № 5. – С. 21–28.
4. Напалков В.И. Легирование и модифицирование алюминия и магния / В.И. Напалков, С.В. Махов. – М.: МИСИС, 2002. – 376 с.
5. Афанасьев В.К. Водородная обработка расплава для увеличения деформируемости высококремнистых Al-сплавов / В.К. Афанасьев, В.В. Герцен, Г.Т. Коровин, С.В. Долгова, М.В. Попова. – *Металлургия машиностроения*. – 2015. – № 4. – С. 14-18.
6. Попова М.В. Обработка расплава карбонатами щелочноземельных металлов как фактор влияния на тепловое расширение алюминия / М.В. Попова, А.Н. Прудников, М.А. Малюх // *Инновации в машиностроении: сборник трудов VII Международной научно-практической конференции* / под ред. В.Ю. Блюменштейна. – Кемерово. – 2015. – С. 368-372.
7. Попова М.В. Влияние модифицирования на тепловое расширение алюминия и его сплавов / М.В. Попова, М.А. Малюх // *Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XIX Международной научно-практической конференции, 15-16 декабря 2015 г.* – Новокузнецк: СибГИУ, 2015. – Ч. 2. – С. 58-61.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СВАРКИ РЕЛЬСОВОЙ СТАЛИ С УВЕЛИЧЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ХРОМА

Шевченко Р.А.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Подобраны оптимальные режимы контактной сварки непрерывным оплавлением рельсовой стали с повышенным содержанием хрома. Исследованы микроструктуры зоны термического влияния сваренных образцов.

Ключевые слова: рельсовая сталь, мартенсит, бейнит, перлит, зона термического влияния.

Проведены опыты по оптимизации режимов контактной стыковой сварки непрерывным оплавлением образцов рельсовой стали с повышенным содержанием хрома. Из рельса вырезались образцы сечением 10 мм × 30 мм и длиной 90 мм (рисунок 1). Химический состав приведен в таблице 1.

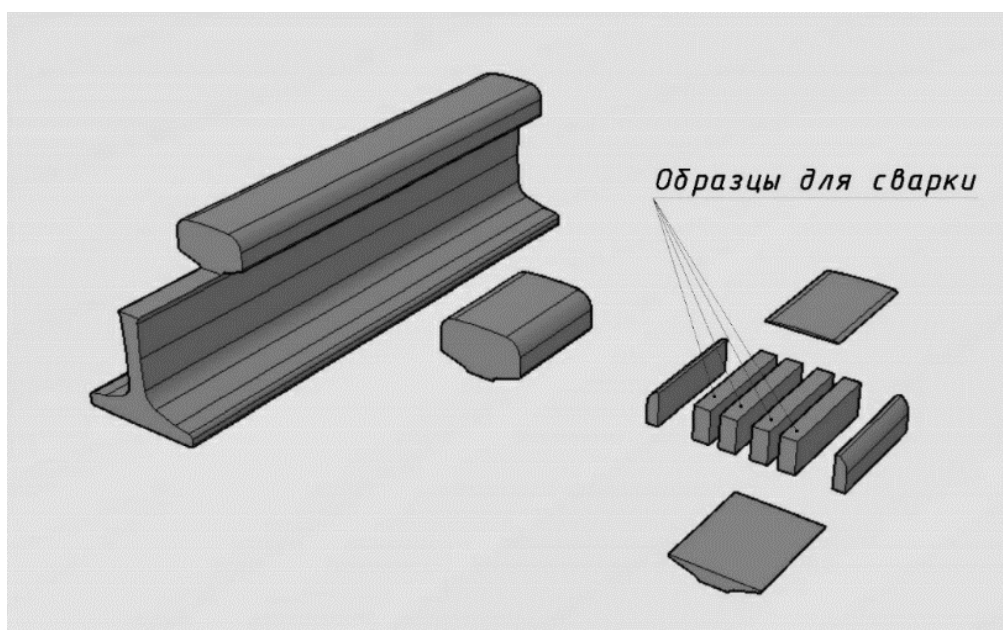


Рисунок 1 – Схема вырезания образцов

Таблица 1 – Химический состав образцов

Массовая доля элементов, %													
C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Ti	W	V	Mo	Al	Nb	S	P
0,80	0,56	0,77	0,42	0,16	0,10	0,001	0,010	0,05	0,02	<0,013	0,003	0,003	0,017

Сечение образцов выбиралось из условий возможности процесса непрерывного оплавления на данной машине. Исследуемые режимы сварки приведены в таблице 2. Сварка производилась на различных ступенях сва-

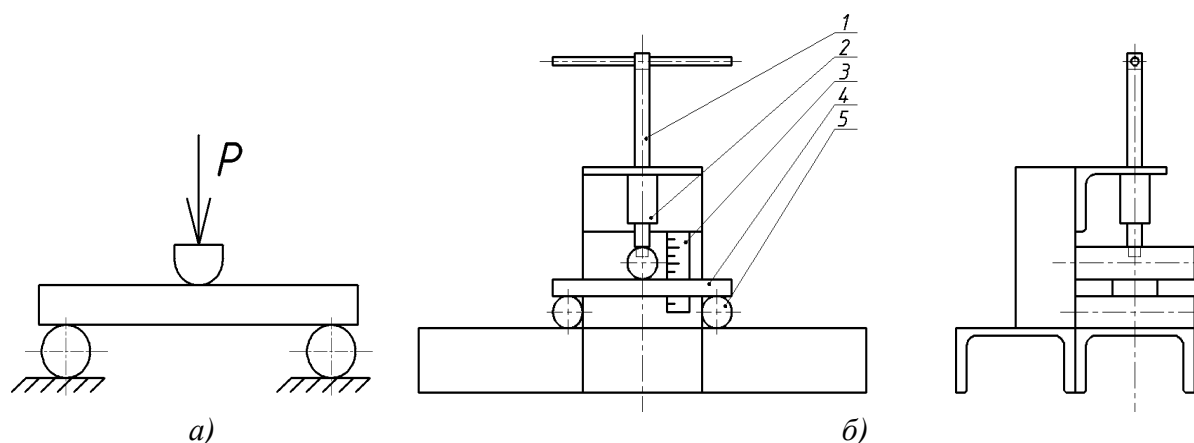
ручного трансформатора машины МС – 20.08 с изменением вторичного напряжения  $U_2$  от 5,06 до 6,34 В.

В дальнейшем образцы без термической обработки подвергались испытанию на статический трехточечный изгиб до их полного разрушения. Схема установки и нагружения образцов приведена на рисунке 2.

Таблица 2 – Режимы сварки образцов

№	Степень	Ктр	$U_2$ , В	$I_2$ , А	$\Delta_{оп}$ л, мм	$\Delta_{ос}$ , мм	вопл, мм	Средняя величина прогиба $\Delta_{пр}$ , мм
1	7	75	5,06	13500	10	4	1	–
2	8	72	5,28	12960	10	4	1	0,6
3	9	69	5,51	12420	10	4	1	0,93
4	10	65	5,76	11700	10	4	1	1,4
5	11	63	6,08	11340	10	4	1	0,9
6	12	60	6,34	10800	10	4	1	0,43

3 – рекомендуемый режим; 4 – оптимальный режим



а – схема нагружения образцов, б – схема установки для испытания на статический трехточечный изгиб, 1 – винт, 2 – гайка, 3 – линейка, 4 – образец, 5 – опора

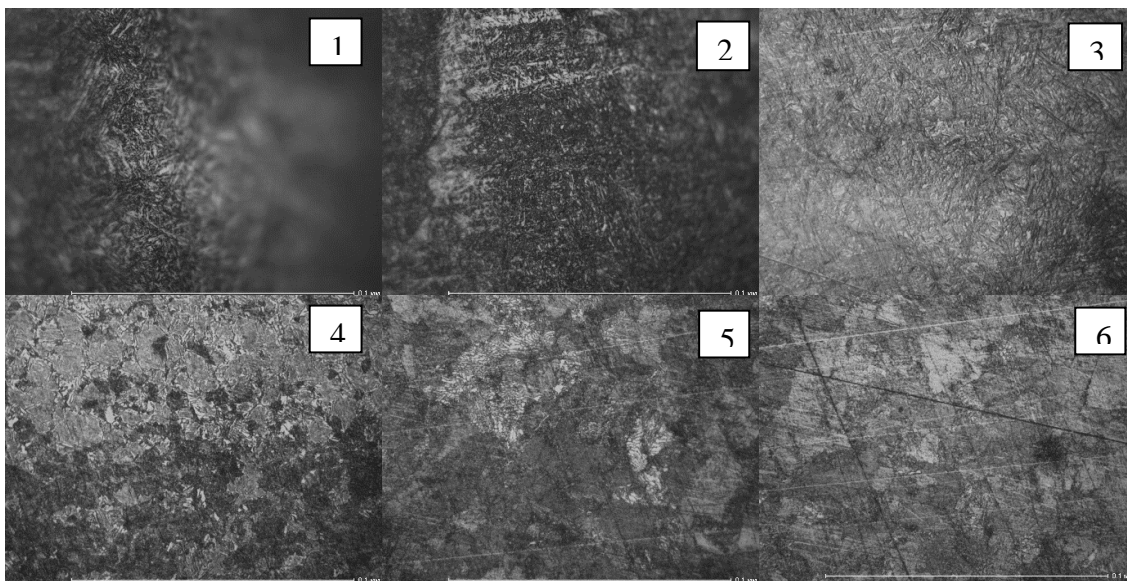
Рисунок 2 – Схема установки и нагружения образцов.

Фиксировалась величина прогиба  $\Delta_{пр}$  образца, которая соответствует определенной прочности. Наилучшие результаты показал режим № 4 (таблица 2).

При изучении микроструктуры образцов с малой величиной прогиба  $\Delta_{пр}$  была выявлена структура мартенсита и бейнита (рисунок 3) на участке З.Т.В. в зоне неполного расплавления.

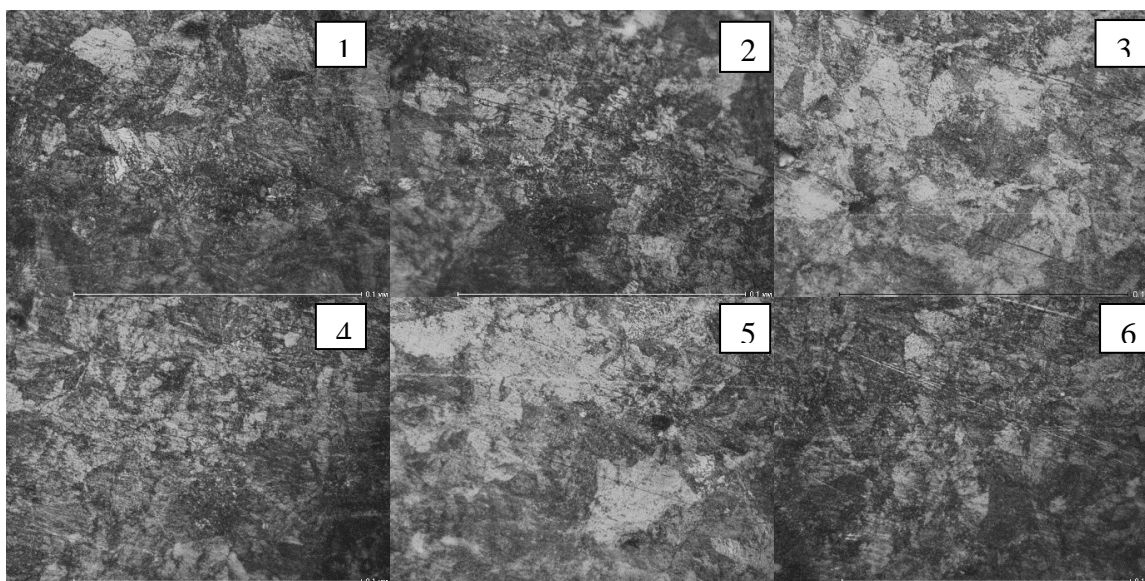
На образце сваренным на режиме № 4 структур мартенсита, либо бейнита не было выявлено. Образовавшаяся структура представляет собой перлит различной степени дисперсности (рисунок 4).





1,2,3,4,5,6 – микроструктура от центра шва в сторону основного металла

Рисунок 3 – Микроструктура З.Т.В. образца № 2



1,2,3,4,5,6 – микроструктура от центра шва в сторону основного металла

Рисунок 4 – Микроструктура З.Т.В. образца №4.

*Вывод:* Проведенные исследования показали, что оптимальным режимом (из приведенных) контактной сварки непрерывным оплавлением рельсовой стали с повышенным содержанием хрома является режим с параметрами: напряжение  $U_2 = 5,76$  В, сила тока  $I_2 = 11700$  А,  $\Delta_{\text{опл}} = 10$  мм,  $\Delta_{\text{ос}} = 4$  мм,  $v_{\text{опл}} = 1$  мм, исключающий образование закалочных структур и дефектов сварки при обеспечении наибольшей величины прогиба образца.

## О ВЛИЯНИИ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА ФЛЮСА НА ОСНОВЕ ШЛАКА ПРОИЗВОДСТВА СИЛИКОМАРГАНЦА НА КАЧЕСТВО СВАРНОГО ШВА<sup>1</sup>

Липатова У.И., Акимченко Р.И., Кислов А.И.

Научные руководители: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А.,  
Р.Е. Крюков

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Изучено влияние фракционного состава на качество сварного шва при сварке под флюсом, изготовленным из шлака силикомарганца.

Ключевые слова: сварка, сварочный флюс, фракция, шлак, силикомарганец.

Одним из направлений уменьшения стоимости сварочных флюсов является применение при изготовлении отходов металлургических производств, в частности шлака производства силикомарганца. Анализ литературных данных показывает, что при производстве сплавов силикомарганца образуются отвальные ковшевые шлаки, с содержанием в целом соответствующим требованиям по химическому составу сварочным флюсам. Предварительные результаты опытной сварки показали перспективность использования таких шлаков для производства сварочных флюсов [1, 2].

Данное исследование проводили с использованием флюса, изготовленного из ковшевого шлака производства силикомарганца, выплавленного в рудотермических печах углетермическим способом непрерывным процессом (таблица 1).

Таблица 1 – Химический состав шлака производства силикомарганца

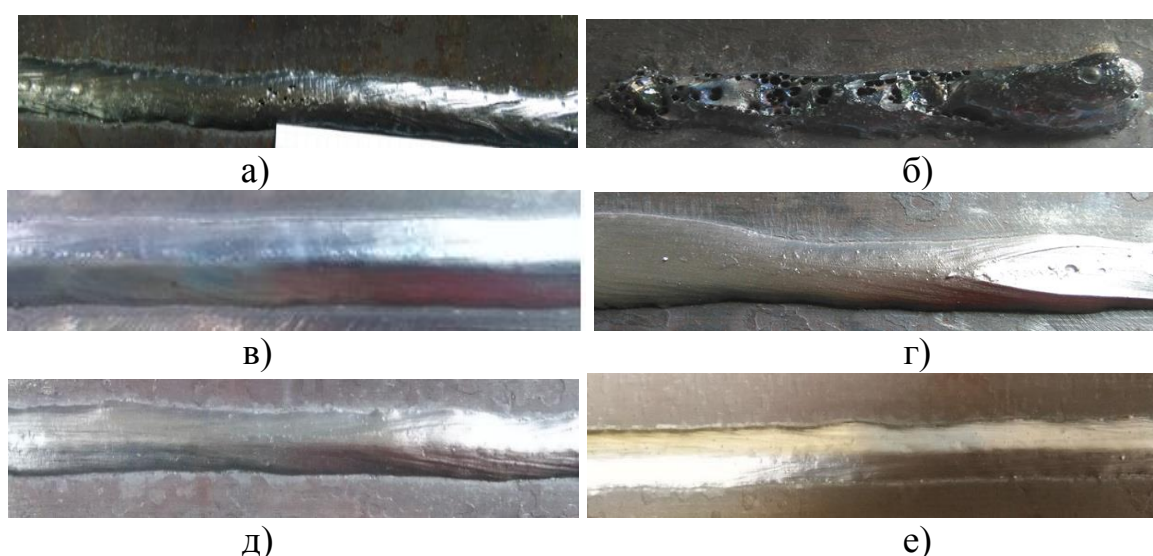
Компонент	MnO	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	F	S	P
Содержание, %	8,01	46,46	22,85	6,48	9,62	0,38	0,36	0,62	0,76	0,17	0,01

Изготовление флюса проводили путем дробления, грохочения и просева через сито на различные фракции. Сварку производили сварочным трактором ASAW-1250 с использованием сварочной проволоки марки Св-08ГА диаметром 4 мм. Сварку пластин 500×75 мм толщиной 16 мм проводили встык двухсторонней сваркой без скоса кромок под слоем флюса с различным фракционным составом. Сварку образцов под флюсом проводили при одинаковых режимах: I<sub>св</sub>=700А; U<sub>д</sub>=30В; V<sub>св</sub>=35 см/мин. В таблице 2 приведен фракционный состав исследуемого флюса.

Таблица 2 –Исучаемый фракционный состав

№ образца	Фракция, мм
25	0,45 – 2,5
26	2,5 – 5
27	2,5 - 5
28	5 – 10
37	0,45 – 2,5
38	< 0,45
39	90 % 0,45 – 2,5 + 10 % < 0,45
40	80 % 0,45 – 2,5 + 20 % < 0,45

Полученные сварные швы приведены на рисунке 1.



а) образец № 26; б) образец № 28; в) образец № 37;  
г) образца № 38; е) образец № 39; ж) образец № 40

Рисунок 1 – Валики сварных швов образцов

В таблице 3 приведен химический состав сваренных образцов с удовлетворительным качеством сварного шва, химический состав их шлаковых корок приведен в таблице 4.

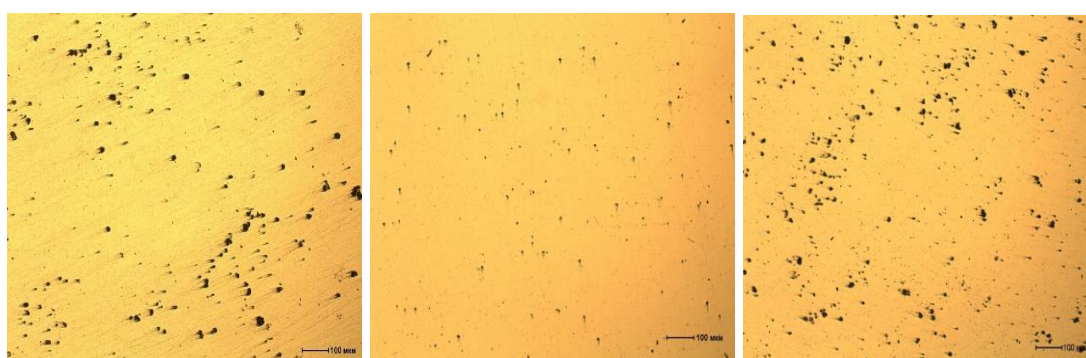
Таблица 3 – Химический состав сварных швов

№ образца	Массовая доля элементов, %										
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	V	Nb	Al	S	P
37	0,09	0,71	0,51	0,03	0,10	0,11	отс.	0,014	0,023	0,018	0,012
39	0,09	0,61	1,49	0,04	0,11	0,11	0,01	0,013	0,018	0,016	0,010
40	0,08	0,66	1,42	0,03	0,10	0,11	0,002	0,015	0,023	0,018	0,012

Таблица 4 – Химический состав шлаковых корок

№ образца	MnO	SiO <sub>2</sub>	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	F	S	P
37	7,90	46,04	23,38	6,77	10,08	2,07	0,37	0,65	0,73	0,13	0,01
39	7,83	44,54	23,84	6,43	9,64	3,59	0,37	0,65	0,69	0,12	0,008
40	7,93	45,67	23,84	6,54	9,87	2,86	0,37	0,65	0,72	0,12	0,008

Металлографическое исследование проводилось на микрошлифах без травления с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 при увеличении 100. На рисунке 2 приведены неметаллические включения в зоне сварных швов образцов № 37, 39, 40.



а) образец № 37; б) образец № 39; в) образец № 40

Рисунок 2 – Неметаллические включения в зоне сварных швов образцов

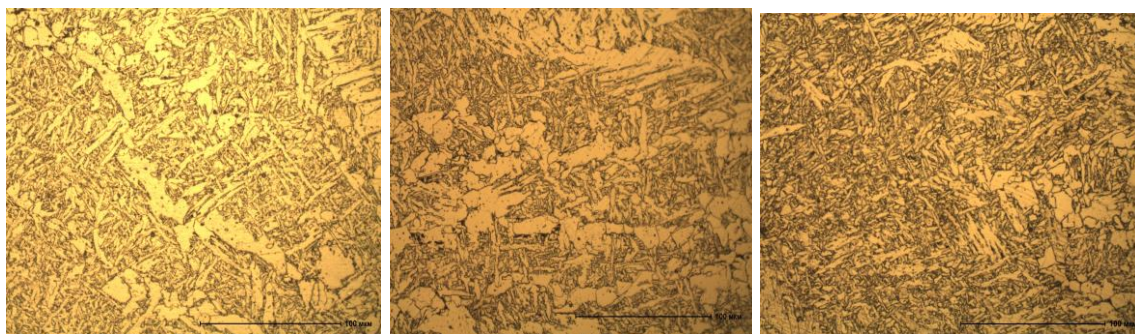
В образце сварного шва № 37 обнаружены силикаты недеформирующиеся в основном балла 4б и 3б, редко балла 4а; редко встречаются силикаты хрупкие балла 3б; оксиды точечные балла 1а.

В образце № 39 обнаружены силикаты недеформирующиеся балла 4б, а также значительное количество - балла 2б; оксиды точечные в основном балла 1а, редко встречаются - балла 2а.

В образце сварного шва № 40 обнаружены силикаты недеформирующиеся в основном балла 4б и значительное количество балла 5б и 3б; оксиды точечные балла 1а и 2а.

Изучались структуры образцов стали сварных швов.Metalлографические исследования микрошлифов осуществляли с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений  $\times 500$  после травления поверхности образцов в 4 %-ном растворе азотной кислоты. Величину зерна определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении  $\times 100$ . Микроструктуры сварных швов образцов № 37, 39, 40 приведены на рисунке 3.





а)

б)

в)

а) образец № 37; б) образец № 39; в) образец № 40

Рисунок 3 – Микроструктуры сварных швов образцов

Структура сварного шва образца № 37 феррито-перлитная с видманштеттовой направленностью. Величина зерна по шкале зернистости соответствует № 4 и № 5.

Металлу сварного шва образца № 39 присуща феррито-перлитная структура видманштеттовой направленности. Величина зерна соответствует по шкале зернистости № 4, № 5 и № 6. Таким образом, структура сварного шва в данном случае разнотернистая.

Металлу сварного шва образца № 40 присуща феррито-перлитная структура с видманштеттовой направленностью. Величина зерна по шкале зернистости соответствует № 5 и № 4.

Вывод: Исследовано влияние фракционного состава на качество сварного шва. Определено, что оптимальным является фракционный состав в соотношении 90% фракции 0,45 - 2,5 мм и 10 % фракции менее 0,45 мм.

#### Библиографический список

1. Изготовление сварочных флюсов с использованием отвальных шлаков производства силикомарганца / Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Козырева О.Е., Липатова У.И. // Обработка материалов: современные проблемы и пути решения: сборник трудов Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых, аспирантов и студентов / Юргинский технологический институт. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2015. – С. 90-95.

2. О возможности использования шлака производства силикомарганца для изготовления сварочных флюсов / Козырев Н.А., Крюков Р.Е., Липатова У.И., Козырева О.Е. // Металлургия: технологии, инновации, качество: труды XIX научно-практической конференции: В 2 ч. Ч. 2 / Сиб. гос. индустр. ун-т ; под общ. ред. Е.В. Протопопова. – Новокузнецк: Изд.центр СибГИУ, 2015. С. 188-191.

## **ВЛИЯНИЕ ДОБАВКИ БАРИЙ-СТРОНЦИЕВОГО КАРБОНАТИТА ВО ФЛЮС НА КАЧЕСТВО СВАРНОГО ШВА<sup>1</sup>**

**Липатова У.И., Матинин И.В.,  
Проводова А.А., Кузьменко Д.И.**

**Научные руководители: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А.,  
Р.Е. Крюков**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Изучено влияние добавки барий-стронциевого карбонатита во флюсы различного химического состава на качество сварного шва.

Ключевые слова: сварка, сварочный флюс, барий-стронциевый карбонатит.

В данной работе исследовалась возможность применения барий-стронциевого карбонатита в качестве добавки в сварочные флюсы.

В опытах использовали барий-стронциевый карбонатит следующего химического состава: 16,02% BaO, 5,99% SrO, 21% SiO<sub>2</sub>, 3,40% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 7,13% Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 0,12% MnO, 0,54% MgO, 13,64% CaO, 0,84% Na<sub>2</sub>O, 2,59% K<sub>2</sub>O, 0,27S%, 0,29P%.

Изготовление флюса осуществляли по 3-м вариантам.

1. Барий-стронциевый карбонатит смешивали с жидким стеклом в течение 20 минут в соотношении 76% на 24% соответственно. Далее выдерживали сутки при комнатной температуре, после чего высушивали в печи при температуре 300 °С в течение 4 часов, охлаждали при комнатной температуре, дробили и просеивали через сито на фракцию 0,45-2,5 мм.

2. В сварочный флюс АН-26С добавляли барий-стронциевый карбонатит фракцией 0,45-2,5 мм в количестве 6 %.

3. Во флюс на основе производства силикомарганца добавляли барий-стронциевый карбонатит фракцией 0,45-2,5 в количестве 5 %.

Химические составы флюсов приведены в таблице 1.

Под флюсом первого варианта был заварен образец № 1, второго варианта – образец № 2, третьего варианта – образец № 3.

Наплавку образцов 1 и 2 выполняли при режимах: I<sub>св</sub>=680 А; U<sub>д</sub>=27 В; V<sub>св</sub>=30 см/мин. Полученные наплавленные валики приведены на рисунке 1.

Таблица 1 - Химические составы барий-стронциевого флюса и смеси флюсов барий-стронциевого и АН-26С, %

Компонент	MnO	SiO <sub>2</sub>	CaO	Ca	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	BaO	SrO	S	P
Барий-стронциевый карбонатит с жидким стеклом	0,87	32,52	12,15	-	1,02	3,54	9,96	2,41	2,48	14,24	4,86	0,25	0,21
Сварочный флюс АН-26С с барий-стронциевым карбонатитом	0,13	26,36	11,56	-	0,48	3,09	7,39	1,81	2,27	13,98	5,46	0,28	0,25
Флюс на основе производства силикомарганца с барий-стронциевым карбонатитом	6,71	40,38	-	14,01	4,73	10,81	0,93	2,12	0,76	0,79	0,65	0,33	0,03



а)



б)

Рисунок 1 – Наплавленные валики образцов: а) образец №1; б) образец № 2

Сварку образца №3 проводили встык двухсторонней сваркой без скоса кромок под слоем флюса. Полученный сварной шов приведен на рисунке 2.



Рисунок 2 – Валик сварного шва образца № 3

Сварку и наплавку образцов производили на пластинах стали 09Г2С толщиной 16 мм сварочным трактором АСАW-1250 с использованием сварочной проволоки Св-08ГА диаметром 4 мм. Химический состав сварных

швов приведен в таблице 2.

При визуальном контроле качества образцов №1, №2, №3 выявлена неравномерность формы шва. А также на образцах №1 и №2 наблюдается плохая отделимость шлаковой корки.

Химический состав шлаковых корок образцов приведен в таблице 3.

Таблица 2 – Химический состав сварных швов

№ пробы	Массовая доля элементов, %											
	C	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Nb	Al	S	P	Sr	Ba
1	-	0,13	0,53	0,02	0,05	0,10	0,002	-	0,030	0,021	0,0004	0,004
2	0,11	0,19	0,63	0,03	0,07	0,11	0,003	0,013	0,017	0,009	сл.	сл
3	0,12	0,61	1,35	0,02	0,06	0,08	0,014	0,013	0,020	0,007	сл	сл

Таблица 3 - Химический состав шлаковых корок

Шлаковая корка образца №	Массовая доля элементов, %													
	FeO	MnO	CaO	Ca	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	BaO	SrO	F	S	P
1	2,42	4,92	18,81	-	26,21	14,84	18,11	0,70	0,38	0,51	Отс.	-	0,15	0,04
2	3,80	4,61	19,42	-	29,20	17,20	18,23	0,61	0,40	0,31	Отс.	-	0,15	0,03
3	2,93	6,89	-	15,55	43,44	10,82	6,06	1,14	0,74	0,49	0,46	1,48	0,17	0,01

*Вывод:* Показана принципиальная возможность использования барий-стронциевого карбонатита в качестве добавки в сварочные флюсы.

УДК 621.791.92:621.771.07

## ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ МЕТАЛЛА НАПЛАВЛЕННОГО ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ СИСТЕМЫ C- Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V

Осетковский И.В., Гусев А.И.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Изучено влияние введения в порошковую проволоку системы C-Si-Mn-Cr-Mo-V никеля, а также увеличения состава компонента молибдена и ванадия. Данная проволока разработана для наплавки деталей работающих в условиях абразивного износа и ударов. В лабораторных условиях, проведены работы по изготовлению проволоки, ее наплавке и испытания на износостойкость.



Ключевые слова: проволока, наплавка, изготовление, износостойкость.

Для защиты бункеров и желобов, применяемых в горнорудной промышленности используется наплавочная проволока соответствующая системе С-Si-Mn-Cr-Mo-V.

Целью работы являлось исследования влияния введение в систему С-Si-Mn-Cr-Mo-V никеля.

В ходе работы были проведены расчеты компонентов шихты порошковой проволоки. В качестве углерода использовали отходы металлургического производства, со следующим составом компонентов, мас. %:  $Al_2O_3 = 21-46,23$ ;  $F = 18-27$ ;  $Na_2O = 8-15$ ;  $K_2O = 0,4-6$ ;  $CaO = 0,7-2,3$ ;  $Si_2O = 0,5-2,48$ ;  $Fe_2O_3 = 2,1-3,27$ ;  $C_{общ} = 12,5-30,2$ ;  $MnO = 0,07-0,9$ ;  $MgO = 0,06-0,9$ ;  $S = 0,09-0,19$ ;  $P = 0,1-0,18$ ; Изготовленной проволокой диаметром 5мм проведена наплавка в 3слоя под флюсом АН-26С. Режим наплавки 450-520А; 27-32В; 10-15см/мин. Химический состав исследуемых наплавленных образцов определяли рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. Результаты химического анализа приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты химического анализа образцов

№ образца	С	Si	Mn	Cr	Mo	Ni	V
1	0,228	0,25	0,66	0,95	0,351	0,34	0,29
2	0,1	0,15	0,45	0,23	0,1	0,08	0,11
3	0,28	0,17	1,12	2,00	0,7	0,6	0,82

Измерение твердости проводилось с использованием твердомера МЕТ-УД. Испытания на износостойкость производили на машине 2070 СМТ – 1. Режим: нагрузка -30 мА, частота -20 обр/мин. Результаты испытаний приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты испытания образцов на износостойкость

№ образца	Нач. масса (г)	Кон. масса (г)	$\Delta$ , масс (г)	$\Delta$ , масс (%) от нач.	t износа (ч,мин)	Обр. в минуту	Нагрузка (мА)	Кол-во обр.	V, износа (г/обр)	HR С
1	100,89	100,319	0,571	0,56	6,00	20	30	4590	$1,24 \cdot 10^{-4}$ *	27-29
2	155,142	154,58	0,562	0,36	6,00	20	30	5133	$1,09 \cdot 10^{-4}$ *	6-8
3	119,823	119,6713	0,1517	0,127	6,00	20	30	5133	$2,95 \cdot 10^{-5}$ *	45-47

Металлографические исследования микрошлифов проводили с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне

увеличений  $\times 100 - 1000$  после травления в спиртовом растворе азотной кислоты. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений осуществляли в соответствии с ГОСТ 1778-70 при увеличении  $\times 100$ . Величину зерна определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении  $\times 100$ .

Исследование на наличие неметаллических включений показало: в образце №1 обнаружены силикаты недеформирующиеся в основном балла 2б и 3б и редко балла 4 б; оксиды точечные в основном балла 1а и редко балла 2а (рисунок 1, а). В образце № 2 обнаружены силикаты недеформирующиеся балла 1а и 1б и редко балла 2б, 3а и 3б; оксиды точечные балла 1а (рисунок 1, б). В образце № 02 обнаружены силикаты недеформирующиеся балла 2б и 3б и редко 2а и 3а; оксиды точечные балла 1а и редко балл 2а; оксиды строчечные балл 2б и 3б (рисунок 1, в).

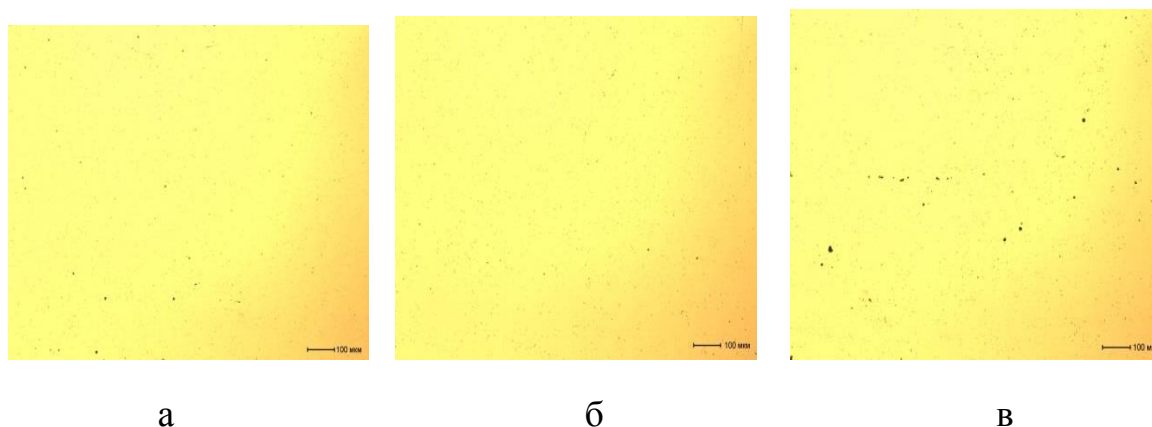


Рисунок 1 – Характер неметаллических включений в исследуемых образцах

Исследования структуры и величины зерна показали: Образец №1 имеет феррито-перлитную структуру. Соотношение перлита и феррита 95- 5. Величина зерна аустенита по шкале зернистости соответствует №6, 7. По телу зерен распределены точечные мелкодисперсные включения (вероятно карбиды) (рисунок 2а). Структура образца № 2 представляет собой среднеигльчатый мартенсит (балл 5, 6) и небольшое количество остаточного аустенита в межосевом пространстве. Размер игл мартенсита – 4-12 мкм. Величина зерна аустенита по шкале зернистости №5 и 6. По телу зерен распределены точечные мелкодисперсные включения (вероятно карбиды) (рисунок 2б). Образец №3 имеет феррито-перлитную структуру с видманшtedтовой направленностью. Величина зерна аустенита по шкале зернистости №3 и 4. По телу зерен распределены точечные мелкодисперсные включения (вероятно карбиды).

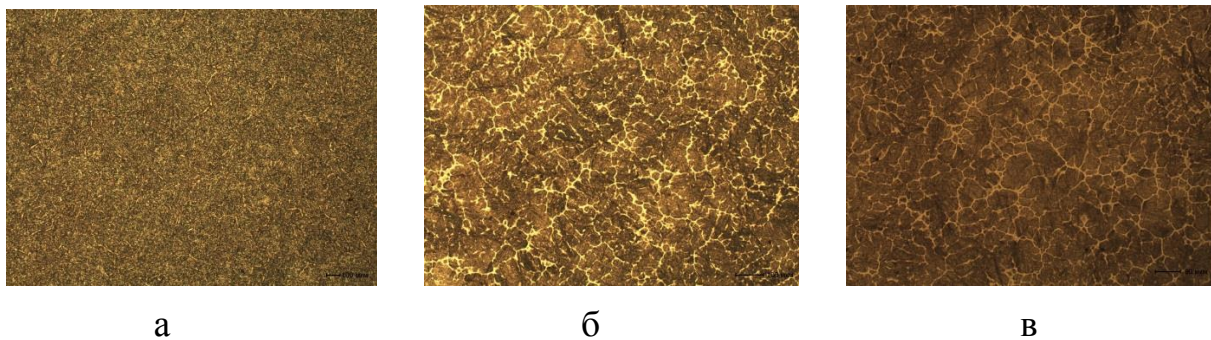


Рисунок 2 – Микроструктура исследуемых образцов,  $\times 100$

*Вывод:* Результаты исследований показали, что введение в состав порошковой проволоки системы С-Si-Mn-Cr-Mo-V никеля способствует улучшению износостойких свойств наплавленного металла.

УДК 621.791.048

## **ФЛЮСЫ НА ОСНОВЕ КОВШЕВОГО СТАЛЕПЛАВИЛЬНОГО ШЛАКА**

**Махин Д.И., Айматов В.Г., Чинин Н.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Проведены исследования по использованию ковшевого сталеплавильного шлака при изготовлении сварочного керамического флюса. Подобран оптимальный состав флюса и режимы наплавки. Изучено качество наплавленного валика.

**Ключевые слова:** керамический флюс, ковшевой сталеплавильный шлак, связующий материал, углеродфторсодержащей добавка, наплавка.

В данной работе изучены возможности использования саморассыпающегося белого ковшевого шлака получаемого при производстве рельсовых сталей с углеродфторсодержащей добавкой. В опытах использовали флюс, содержащий 67% ковшевого сталеплавильного шлака и 33% жидкого стекла, при этом в состав флюса вводилась углеродфторсодержащая добавка в количестве 1, 3, 5, 7 %.

Технология изготовления флюса включала смешение ковшевого сталеплавильного шлака с жидким стеклом, выдержку в течении суток при комнатной температуре, сушку в печи при температуре 300 °С в течении 4 часов. После охлаждения флюс дробили и рассевали на фракцию 0,4–2,5 мм. При изготовлении использовали ковшевой сталеплавильный шлак со следующим химическим составом, мас. %: FeO – 1,2; MnO – 0,2; CaO – 44,97; SiO<sub>2</sub> – 3,1; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>–5,63; MgO – 10,31; Na<sub>2</sub>O – 0,26; S – 1,15; P – 0,02; F – 3,05; C –

0,11. Полученный флюс содержал, мас. %: FeO – 0,88; MnO – 0,18; CaO – 38,77; SiO<sub>2</sub> – 41,81; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 4,29; MgO – 6,50; Na<sub>2</sub>O – 5,17; K<sub>2</sub>O – 0,03; S – 1,06; P – 0,01; F – 2,41.

Для изготовления углеродфторсодержащей добавки (УФСД) использовали высокомодульное (от 3,1 до 3,5) натриевое стекло по ГОСТ 13078-81 и пыль газоочистки алюминиевого производства [1,2]. Наплавку производили сварочным трактором АСАW-1250 с использованием сварочной проволоки марки Св-08А диаметром 4 мм. Режимы наплавки: I<sub>св</sub> = 680 А; U<sub>д</sub> = 27 В; V<sub>св</sub> = 30 м/ч.

Химический состав шлаковых корок при различном соотношении УФСД приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Химический состав шлаковой корки

	FeO	MnO	CaO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	S	P	F
Без УФСД	2,77	0,66	39,33	38,66	4,66	8,94	3,64	0,03	0,62	0,01	2,72
1% УФСД	2,56	0,53	39,54	38,27	5,01	9,04	3,81	0,03	0,70	0,01	2,96
3% УФСД	2,92	0,48	38,47	39,21	5,08	8,60	3,73	0,03	0,69	0,01	2,85
5% УФСД	3,09	0,41	36,97	37,54	6,34	8,13	3,67	0,04	0,72	0,01	2,97
7% УФСД	3,40	0,53	36,15	38,95	7,29	8,13	3,92	0,07	0,69	0,2	3,19

На рисунках 1- 5 приведено качество поверхности наплавленных валиков.



Рисунок 1 – Наплавленный валик без добавления углеродфторсодержащей добавки



Рисунок 2 – Наплавленный валик с 1% добавлением углеродфторсодержащей добавки.





Рисунок 3 – Наплавленный валик с 3% добавлением углеродфторсодержащей добавки.



Рисунок 4 – Наплавленный валик с 5% добавлением углеродфторсодержащей добавки.



Рисунок 5 – Наплавленный валик с 7% добавлением углеродфторсодержащей добавки.

*Выводы:*

1. Разработана технология изготовления керамического флюса с использованием саморассыпающегося белого ковшевого шлака получаемого при производстве рельсовых сталей с углеродфторсодержащей добавкой.
2. Подобрано оптимальное соотношение составляющих флюса: 67 % ковшевого сталеплавильного шлака и 33 % жидкого стекла.

Библиографический список

1. Изучение возможности использования ковшевого сталеплавильного шлака для изготовления сварочных флюсов для наплавки/ Махин Д.И., Хайретдинова Ю.Н.// Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых/ Под общей редакцией М.В. Темлянцева; СибГИУ. – Новокузнецк, 2015. – Вып. 19 – Ч II. Технические и естественные науки. – С. 196-198.
2. Использование ковшевого сталеплавильного шлака при изготовлении сварочного керамического флюса/ Липатова У.И., Махин Д.И., Волосенкова Д.С.// Прогрессивные технологии и экономика в машиностроении. Сб. тр. VI Всерос. научн.-практич. конференции для студентов и учащейся молодежи. Юргинский технологический институт - Томск: изд. Томского политехнического университета, 2015 – С. 105–107.

## ИЗУЧЕНИЕ СВОЙСТВ МЕТАЛЛА НАПЛАВЛЕННОГО ПОРОШКОВОЙ ПРОВОЛОКОЙ СИСТЕМЫ С-Mn-Si-Cr-V-Mo-Co

Гусев А.И., Осетковский И.В.

Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Козырев Н.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kozyrev\_na@mtsp.sibsiu.ru*

Изучено влияние введения в порошковую наплавочную проволоку системы С-Si-Mn-Cr-Mo ванадия и кобальта. В лабораторных условиях изготовлены образцы порошковых проволок. Проведены металлографические исследования наплавленного металла. Определена твердость и скорость истирания наплавленного валика.

Ключевые слова: порошковая проволока, наплавка, макроструктура, твердость, износостойкость.

Для защиты бункеров и желобов, применяемых для транспортировки горной массы и других абразивных веществ, в настоящее время используется наплавочная проволока DRATEC DT-SG 600F соответствующая системе С-Si-Mn-Cr-Mo.

Целью работы являлось исследование влияния введения в систему С-Si-Mn-Cr-Mo кобальта и ванадия. Изготовление проволоки проводилось на машине по изготовлению порошковой проволоки. Диаметр изготовленной проволоки 5 мм, оболочка выполнена из ленты Ст3. В качестве наполнителя использовались соответствующие порошкообразные материалы, причем взамен аморфного углерода применяли углеродфторсодержащую пыль газоочистки алюминиевого производства. Наплавку изготовленной проволокой проводили под флюсом АН-26С на пластины из стали марки Ст3. Химический состав исследуемых наплавленных образцов определяли рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре XRF-1800 и атомно-эмиссионным методом на спектрометре ДФС -71. Химический состав изготовленных проволок в соответствии с ГОСТ 10543 – 98 приведён в таблице 1. Наплавку производили при помощи сварочного трактора АSAW-1250, с режимом наплавки  $I=450$  А,  $U=30$  В,  $V=10$  см/мин, на всех образцах. Испытания на износостойкость производили на машине 2070 СМТ – 1. Испытания проводились на режимах: нагрузка 30 мА, частота 20 обр/мин. Твёрдость образцов измерялась твердомером МЕТ-ДУ. Результаты испытания на износостойкость и результаты измерения твёрдости приведены в таблице 2.

Металлографические исследования микрошлифов проводили с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 в светлом поле в диапазоне увеличений  $\times 100 - 1000$  после травления в спиртовом растворе азотной кислоты. Исследование продольных образцов наплавленного слоя на наличие неметаллических включений осуществляли в соответствии с ГОСТ 1778-70

при увеличении  $\times 100$ . Величину зерна определяли по ГОСТ 5639-82 при увеличении  $\times 100$ .

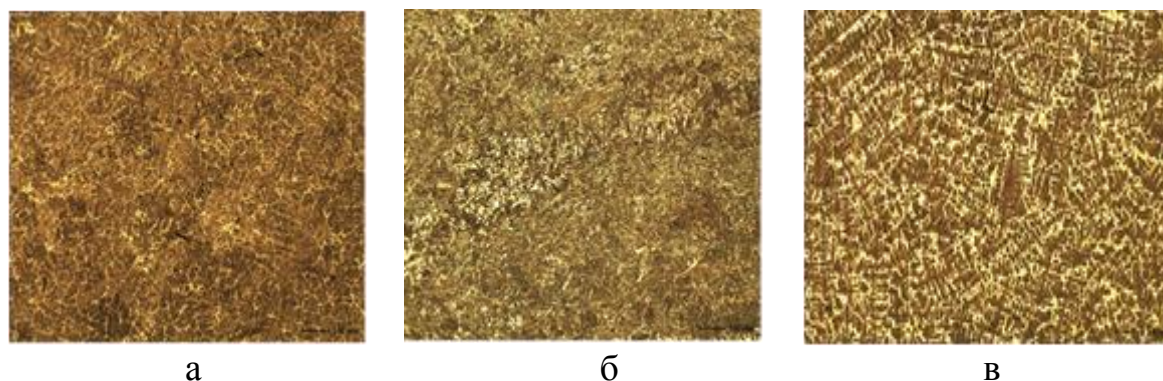
Таблица 1 – Химический состав проволоки

Номер образца	C	Mn	Si	Cr	V	Mo	Ni	Co
1	0,27	0,68	0,49	4,61	0,01	0,42	0,36	0,03
Г1	0,22	0,62	0,35	2,78	0,02	0,25	0,09	0,04
Г2	0,43	0,84	0,37	7,04	0,03	0,49	0,42	0,06

Таблица 2 – Результаты испытания на износостойкость

Номер образца	Масса образца начало испытания, г	Масса образца окончание испытания, г	Потеря массы образца, (г/ %)	Количество оборотов	Скорость истирания, г/об	Твёрдость НРС
1	152,968	152,769	0,199/0,13	4790	0,00004	47-50 ед.
Г1	185,2525	185,036	0,216/0,117	4954	0,00004	35-37 ед.
Г2	194,091	193,975	0,116/0,06	4671	0,00002	55-57 ед.

Структура образца №1 представляет собой среднеигльчатый и крупноигльчатый мартенсит (балл 6, 7 и редко балл 8) и дендриты аустенита остаточного (рисунок 1а). Размер игл мартенсита 6-19 мкм. Величина зерна аустенита по шкале зернистости № 6, 7. По телу зерен распределены точечные мелкодисперсные включения (вероятно карбиды). В образце присутствуют неметаллические включения (рисунок 2а): силикаты недеформирующиеся (в основном балл 2б и 3б и редко балл 4а и 4б); оксиды точечные (в основном балл 1а и редко балл 2а).



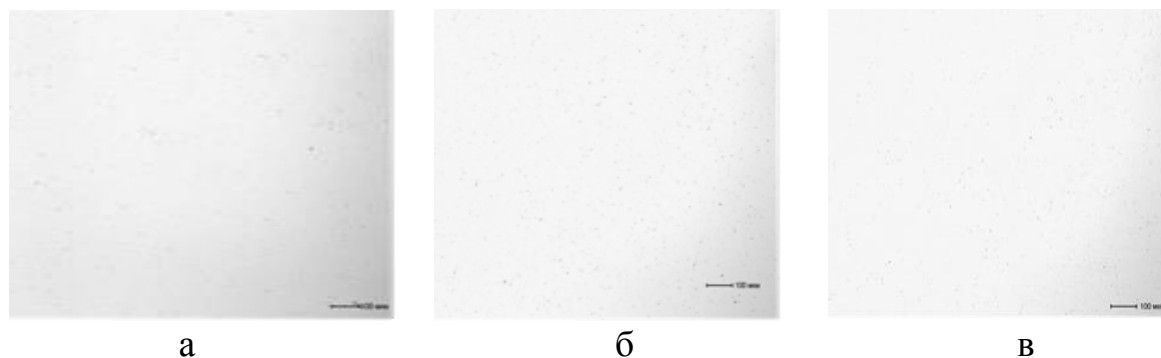
а – образец 1, б – образец Г1, в – образец Г2

Рисунок 1 – Микроструктура исследуемых образцов,  $\times 100$

Образец №Г1 (рисунок 1б) имеет феррито-перлитную структуру. Соотношение перлита и феррита 75%/25%. По телу зерен распределены точеч-

ные мелкодисперсные включения (вероятно карбиды). Размер зерна 5, 6. Наблюдаются силикаты недеформирующиеся (в основном балл 2а и 1б и редко балл 3а); оксиды точечные (в основном балл 2а и редко балл 1а и 3а) (рисунок 2б).

Образец Г2 по структуре мелкоигольчатый мартенсит размер зёрен 8, 7. Оторочки остаточного аустенита. Точечные мелкодисперсные карбиды в основном сосредоточены по границам зёрен и редко по телу зёрен. Обнаружены силикаты недеформирующиеся (балл 1а и 1б); оксиды точечные (балл 1а) (рисунок 2в).



а – образец 1, б – образец Г1, в – образец Г2

Рисунок 2 – Характер неметаллических включений в исследуемых образцах

*Вывод.* Введение в состав порошковой проволоки системы С-Si-Mn-Cr-Mo кобальта и ванадия способствует увеличению твердости и уменьшению скорости износа.

УДК 621.7+621.9

## **СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ НЕРАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ СВАРНЫХ И ЛИТЫХ ИЗДЕЛИЙ**

**Шишкин П.Е.**

**Научные руководители: канд. техн. наук, доцент Усольцев А.А.,  
канд. техн. наук, доцент Князев С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: krookia@mail.ru*

Комплексы приборов и методов неразрушающего контроля, применяющиеся сегодня на предприятиях не обладают должной информативностью, не гарантируют выявление дефектов в литых и сварных изделиях и не позволяют проводить сплошной аддитивный контроль продукции. Задача сплошного неразрушающего контроля сложных сварных и литых изделий может быть решена с применением сканирующего радиационного интроскопа на базе цикличес-



ского индукционного ускорителя электронов.

Ключевые слова: неразрушающий контроль, литье, сварка, дефекты, металл, интроскоп.

В настоящее время, согласно многочисленным исследованиям, выявлены однотипные дефекты в литых и сварных изделиях. К ним относятся: неспай и недолив, ужимины, волнистость и завороты, горячие трещины, усадочные раковины, усадочные пористости, светлые газовые раковины, окисленные газовые раковины, неметаллические включения [1].

Часть дефектов (неспай, недолив, волнистость и завороты, ужимины, некоторые газовые раковины) в основном выявляется при разбраковке изделий методом визуального контроля. Поверхностные трещины выявляются магнитопорошковым методом.

Скрытые подповерхностные дефекты, типа усадочных раковин, микротрещин, часть газовых раковин, неметаллические включения, являющиеся причиной зарождения и развития усталостных трещин, не поддаются выявлению методами неразрушающего контроля (НК), используемыми на предприятии [2].

Таким образом, применяющиеся методы контроля не обладают должной информативностью и не гарантируют выявление дефектов в литых и сварных деталях.

К этому следует добавить то обстоятельство, что отсутствие достоверной информации о дефектности изделий, не позволяет применять методики оценки влияния видов дефектов, их размеров и расположения на работоспособность изделий в течение всего срока их эксплуатации.

Для неразрушающего контроля наиболее опасных, с точки зрения образования усталостных трещин, дефектов на наш взгляд можно применить рентгеновский томограф.

В настоящее время на рынке отсутствуют промышленные томографы для дефектоскопии литых и сварных изделий. Тем не менее, разработки специалистов ТПУ и родственных МИП позволяют создать промышленный вариант рентгеновского томографа на базе уже созданного в Институте неразрушающего контроля ТПУ досмотрового комплекса. Для демонстрации возможностей оборудования были проведены эксперименты с элементом литой надрессорной балки железнодорожного вагона, вырезанным из отбракованного изделия (на заводе в вырезанном образце дефектов обнаружено не было).

Эксперименты по просвечиванию образца проводились на лабораторном интроскопе сканирующего типа. Интроскопы сканирующего типа широко применяются в досмотровых комплексах для контроля багажа и грузов, но в НК материалов и изделий на производстве пока не очень распространены.

Его основными элементами являются источник излучения с местной защитой и коллиматором, сканер и детекторная линейка. Источником излучения служит бетатрон с максимальной энергией 5 МэВ и мощностью дозы 5Р/мин на расстоянии 1м от мишени. Частота импульса излучения равна 400

Гц. Сканер позволяет перемещать детали массой до 150 кг с регулируемой скоростью от 0,3 до 10 см/с. Активная длина сканера составляет 2,5 м.

Линейка состоит из 416 отдельных детекторов, представляющих собой прямоугольный сцинтиллятор с наклеенным на его боковую сторону фотодиодом. Размеры сцинтиллятора в горизонтальном направлении сканирования 6 мм, вертикальном 4 мм, его длина равна 50 мм. Встроенная в модуль линейки электроника обеспечивает преобразование электрического импульса фотодиода, пропорционального поглощенной в сцинтилляторе за импульс энергии излучения в цифровой код с максимальной разрядностью 16 бит. После каждого импульса или с усреднением до 16 импульсов цифровые данные с каждого детектора передаются в пультовую на компьютер, который с помощью программного пакета формирует теневое изображение контролируемого объекта на экране монитора после полного цикла сканирования и имеет широкий набор функций по дополнительной обработке изображений.

Источник излучения и сканер разработаны и изготовлены ИНК ТПУ совместно с ООО «Фотон», программный комплекс написан сотрудниками ИНК, а линейка изготовлена московской фирмой «Диагностика-М».

Путём предварительных экспериментов были подобраны режим и геометрия просвечивания. Для оценки качества снимков использовались канавочные эталоны. Оценивая относительную чувствительность по видимым канавкам можно сказать, что она составляет порядка 6-8%. В то же время разрешение за счёт увеличения удовлетворительное. На эталонах чётко видны отверстия, диаметр которых равен 3 и 2,7 мм. О неплохом разрешении говорит также тот факт, что границы ребер образца практически не размыты.

Анализируя снимки можно предположить, что в образце есть дефекты типа нарушения сплошности. На снимке 1 (Рис. 1) в центре внизу под тремя рёбрами видны белые округлые пятна. Эта же область, находящаяся вверху на снимке 2 (рисунок 1), также показывает какие-то инородные включения меньшей, чем основной материал плотности. Совместный анализ двух полученных проекций отливки позволяет идентифицировать некоторые неоднородности изображения.

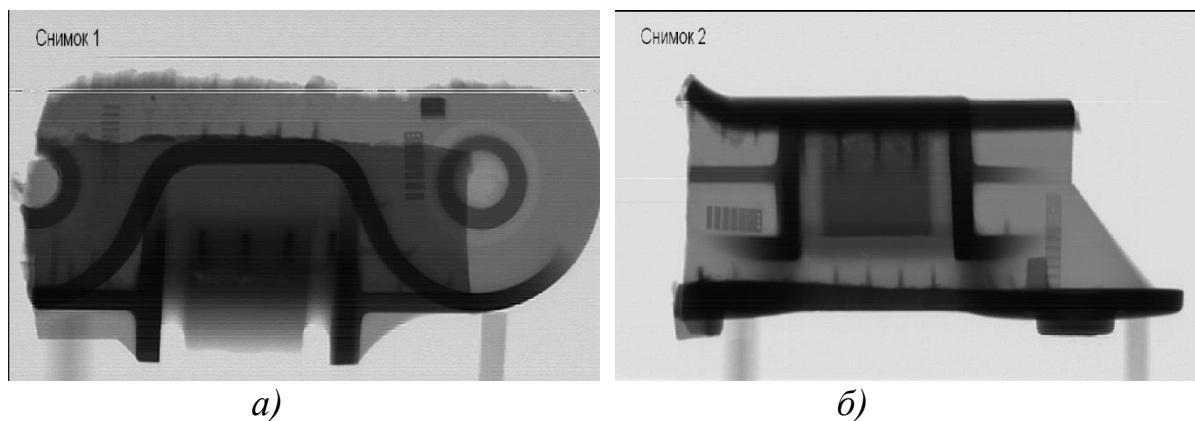


Рисунок 1 - Томограммы литых заготовок

Подводя итоги, можно сказать, несмотря на то, что использованная аппаратура не была предназначена для просвечивания относительно небольших деталей, полученные результаты показали принципиальную возможность контроля литых и сварных деталей на наличие дефектов, имеющих некоторый объем. Возможно также измерение внутренних и труднодоступных размеров.

Контроль литых и сварных элементов с помощью радиационных интроскопов сканирующего типа легче других поддается автоматизации. Получение изображения с помощью интроскопа сканирующего типа в нескольких плоскостях и соответствующая математическая обработка позволяют получить исчерпывающую информацию о внутренней структуре литых и сварных элементов.

#### Библиографический список

1. Князев С.В. Алгоритм диагностики дефектности отливок и структура АСУ их качеством. / С.В. Князев, В.И. Антипенко, В.А. Марчуков, А.А. Усольцев// Литейное производство, 1992, № 4, С.26-27.

2. Антипенко В.И. Диагностика процесса изготовления стальных отливок с использованием технологических проб/ В.И. Антипенко, С.В.Князев // Литейное производство, 1987, № 7, С.15-16.

УДК 621.791.04

### ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ФЛЮСОВ ПРИ СВАРКЕ

**Бурнаков М.А., Наумчик А.Д., Бояринцев С.Е.**

**Научные руководители: канд. техн. наук, доцент Усольцев А.А.,  
канд. техн. наук, доцент Князев С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: krookia@mail.ru*

Сварочный флюс – один из важнейших элементов, определяющих качество металла шва и условия протекания процесса сварки. Флюсы выполняют следующие функции: физическую изоляцию сварочной ванны от атмосферы, стабилизацию дугового разряда, химическое взаимодействие с жидким металлом и формирование поверхности шва.

Ключевые слова: флюсы, металл, сварка, производство, свойства, технология.

Сварочный флюс – один из важнейших элементов, определяющих качество металла шва и условия протекания процесса сварки. От состава флюса зависят составы жидкого шлака и газовой атмосферы. Сварочный флюс – гранулированный порошок с размером зерен 0,2-4мм, предназначенный для подачи в зону горения дуги при сварке. Под действием высокой температу-

ры флюс расплавляется, при этом:

- Создает газовую и шлаковую защиту сварочной ванны;
- Обеспечивает стабильность горения дуги и переноса электродного металла в сварочную ванну;
- Обеспечивает требуемые свойства сварного соединения;
- Выводит вредные примеси в шлаковую корку [1].

Флюсы выполняют следующие функции: физическую изоляцию сварочной ванны от атмосферы, стабилизацию дугового разряда, химическое взаимодействие с жидким металлом и формирование поверхности шва. Лучшая изолирующая способность – у флюсов с плотным строением частиц мелкой грануляции. Однако при плотной укладке частиц флюса ухудшается формирование поверхности шва. Достаточно эффективная защита сварочной ванны от атмосферного воздействия обеспечивается при определенной толщине слоя флюса [2].

Флюсы можно классифицировать по способу изготовления, назначению, химическому составу, строению и размеру частиц. По способу изготовления флюсы делятся на плавленные и неплавленные. Плавленные получают путем сплавления компонентов шихты в электрических или пламенных печах. При изготовлении неплавленных флюсов частицы флюсовой шихты скрепляются без их сплавления. К числу неплавленных флюсов относятся керамические и спеченные флюсы, а также флюсы-смеси. Керамические флюсы производят из смесей порошкообразных материалов, скрепляемых с помощью клеящих веществ, главным образом жидкого стекла. Спеченные флюсы изготавливают путем спекания компонентов шихты при повышенных температурах без их сплавления. Полученные комки затем измельчают до требуемого размера. Флюсы-смеси изготавливают механическим смешением крупинок различных материалов или флюсов. Большим недостатком механических смесей является склонность к разделению на составляющие при транспортировке и в процессе сварки вследствие разницы в плотности, форме и размере крупинок. Поэтому механические смеси не имеют постоянных составов и сварочных свойств и недостаточно надежно обеспечивают получение стабильного качества сварных швов [3].

По строению частиц флюсы делятся на стекловидные, пемзовидные и кристаллические. Стекловидный флюс представляет собой прозрачные зерна. Они бесцветны или окрашены в зависимости от состава в различные цвета – от светло-синего до черного. Пемзовидный флюс состоит из зерен пенного материала белого или светлых оттенков желтого, зеленого и других цветов. Кристаллический флюс характеризуется кристаллическим строением зерен, окрашенных в те же цвета, что и зерна пемзовидного флюса. Объемная масса пемзовидных флюсов составляет  $0,6—1,0 \text{ г/см}^3$ , стекловидных и кристаллических –  $1,4—1,8 \text{ г/см}^3$  [4].

Грануляция флюса может выполняться мокрым и сухим способом. При мокрой грануляции расплав выливается в наполненный водой бассейн и при

соприкосновении с холодной водой делится на мелкие частицы. При сухом способе грануляции расплав сливают в металлический поддон или изложницу с последующим дроблением слитка.

При обработке флюса выполняются его сушка, дробление и просеивание. По окончании просеивания мелкую и крупную фракции, не соответствующие ТУ, возвращают на переплав.

При контроле качества флюса проверяются размер зерен, удельный вес, химический состав, влажность и другие характеристики.

Упаковка флюса может осуществляться в полиэтиленовые мешки, пятислойные бумажные мешки, металлические барабаны или ящики.

Различают флюсы общего назначения и специальные.

Флюсы общего назначения предназначены для механизированной дуговой сварки и наплавки углеродистых и низколегированных сталей низкоуглеродистой и легированной сварочной проволокой, специальные флюсы - для отдельных видов сварки, например, электрошлаковой или сварки высоколегированных сталей [5].

Одним из важных показателей оценки сварочно-технологических свойств флюса и механических характеристик металла сварного шва является индекс основности флюса -  $B$ . Определение  $B$  основано на том, что кислые оксиды ( $\text{SiO}_2$ ;  $\text{TiO}_2$ ) способствуют снижению межфазного натяжения и интенсификации реакций на границе раздела металл-шлак, в результате которых из шлака в расплавленный металл переходят кислород, кремний и марганец. Чаще всего этот переход осуществляется в виде оксидов, т. е. в металле шва растет содержание неметаллических включений типа силикатов марганца. Основные оксиды ( $\text{CaO}$ ,  $\text{MnO}$  и др.) подавляют этот переход за счет увеличения межфазного натяжения на границе металл-шлак.

Кислые флюсы ( $B < 1,0$ ) за счет низкого значения межфазного натяжения на границе металл-шлак обеспечивают хорошие сварочно-технологические свойства при сварке как однопроходных, так и многопроходных швов. Однако кремний и марганцевосстановительные процессы, характерные для этих флюсов, снижают уровень механических свойств металла сварных швов.

Основные флюсы ( $B > 1,5$ ) подавляют переход кислорода, кремния и марганца в наплавленный металл, но из-за высокого уровня межфазного натяжения на границе металл-шлак обладают худшими, по сравнению с кислыми флюсами, сварочно-технологическими свойствами.

Нейтральные флюсы ( $1,0 < B < 1,5$ ) в зависимости от химического состава обладают сочетанием свойств, характерных для кислых и основных флюсов [6,7].

#### Библиографический список

1. Геворкян В.Г. Основы сварочного дела. – М.: Высш. шк., 1991. – 240 с.
2. Состояние и перспективы развития производства и применения сварочных флюсов в отечественной промышленности / Ю. С. Волобуев, Н. Н. Потапов, Е. Г. Старченко, О. С. Волобуев // Сварочное производство. – 2008.

– № 12. – С. 29–32.

3. Волобуев Ю.С. Состояние и перспективы развития производства и применения сварочных флюсов в отечественной промышленности // Сварочное производство. – 2008. – №12. С. – 29-32.

4. Петров Г. Л. Сварочные материалы. – Л.: Машиностроение, 1972. – С. 250.

5. Основы выбора флюсов при сварке сталей / Н. Н. Потапов. - Москва: Машиностроение, 1979. - 168 с. : ил., табл. - Библиогр.: с. 166-168

6. Математическая модель процесса сварки под флюсом и явлений в дуговой каверне // В.А. Судник, В.А. Ерофеев В.А., А.В. Масленников и др. Сварочное производство. 2012. №6. С. 1–10.

7. Cho D.-W., Song W.-H., Cho M.H. Na S.-J. Analysis of submerged arc welding process by three-dimensional computational fluid dynamics simulations. Journal of Materials Processing Technology 2013. Vol. 213. Pp. 2278–2291.

УДК 621.791

## **СИЛОВЫЕ ТРАНЗИСТОРЫ В ИСТОЧНИКАХ ПИТАНИЯ ДЛЯ СВАРКИ**

**Мухамадаминов У.Х.**

**Научный руководитель: Крампит М.А.**

*Юргинский технологический институт (филиал)  
Томского политехнического университета,  
г. Юрга, e-mail: krampitm@tpu.ru*

В статье показано разнообразие силовых транзисторов, которые используются в сварочной технике: полевые транзисторы, MOSFET-транзисторы, HEXFET-транзисторы и IGBT-транзисторы. Показаны достоинства и недостатки каждой группы транзисторов и способ их управления.

Ключевые слова: силовые транзисторы, полевые транзисторы, MOSFET-транзисторы, HEXFET-транзисторы, IGBT-транзисторы.

В современных источниках питания возникают проблемы передачи и управления большими величинами силы тока при небольших габаритах изделия. Для этих целей на помощь приходит транзистор.

*Полевой транзистор с управляющим PN-переходом JFET.* В нем область полупроводника N-типа образует канал между областями P-типа. Электроды, подсоединяемые к концам N, получили название сток и исток. Полупроводники P-типа соединяются между собой и образуют один электрод – затвор. Вблизи выводов стока и истока располагаются области повышенного легирования с повышенной концентрацией электронов N. Это увеличивает проводимость канала. Кроме этого, наличие таких областей, снижает эффект появления паразитических PN-переходов в случае использова-

ния проводников из трехвалентного алюминия.

Обозначения электродов сток и исток достаточно условны. Если взять любой полевой транзистор, не подсоединенный к какой-либо цепи, то совсем нет разницы какой вывод корпуса сток, а какой исток. Имя электрода определяется его расположением в схеме.

*Работа полевого транзистора JFET с N-каналом.* Для усиления сигнала приборы типа JFET применяют в режиме насыщения, так как в нем при изменении  $U_{зи}$  сильно меняется значение протекающего тока. Параметр усилительной способности JFET – это крутизна стоко-затворной характеристики. Обозначается  $g_m$  или  $S$ , и измеряется в  $mA/V$ .

*Преимущества и недостатки полевого транзистора JFET:*

Высокое входное сопротивление. Одно из главных достоинств полевых транзисторов, это очень большое входное сопротивление. Причем у их собратьев с изолированным затвором MOSFET, сопротивление еще выше. Благодаря этому свойству, они практически не потребляют ток у источников сигнала, который требуется усилить.

Но к сожалению, у JFET по сравнению с биполярными транзисторами очень низкий коэффициент усиления по напряжению.

*Полевой транзистор с изолированным затвором MOSFET*

Это другая разновидность униполярных транзистор, затвор которых электрически изолирован от проводящего канала полупроводника небольшим слоем диэлектрика.

В соответствии со своим внутренним устройством, полевой транзистор с изолированным затвором называется МОП (Металл-Оксид-Полупроводник), или МДП транзистор (Металл-Диэлектрик-Полупроводник). Зарубежное название – MOSFET (Metal-Oxide-Semiconductor-Field-Effect-Transistor).

МДП-транзисторы бывают двух типов – со встроенным и с индуцированным каналом. В каждом из них присутствуют транзисторы с N и P-каналом.

На основании полупроводника с электропроводностью P-типа сделаны две зоны с повышенной электропроводностью N-типа. Все это покрыто слоем диэлектрика, из диоксида кремния  $SiO_2$ . Сквозь диэлектрический слой пропущены металлические выводы из областей N типа, сток и исток. Над диэлектриком располагается металлическая область затвора. В некоторых случаях от подложки делают вывод, который соединяют с истоком

*Работа МДП-транзистора (MOSFET) с индуцированным каналом N-типа.* Подсоединим источник любой полярности между стоком и истоком. В данном случае электрический ток не потечет, т.к между областями N находится зона P, не пропускающая электроны. Если подать на затвор плюс от источника питания, а минус (общий) на исток, то напряжение  $U_{зи}$ , создаст электрическое поле. Оно будет выпихивать дырки из зоны P в направлении подложки. В результате под затвором концентрация дырок стремительно па-

дает, и их место захватывают электроны. Когда Узи достигнет своего максимального уровня, концентрация электронов превысит концентрацию дырок. Между стоком и истоком образуется узкий канал с электропроводностью N-типа, по которому течет ток. Чем выше напряжение на затворе транзистора, тем больше ширина канала и, следовательно, выше сила тока. Такой режим работы называется режимом обогащения.

*Преимущества и недостатки полевого транзистора MOSFET:*

Плюсы: Очень высокое входное сопротивление, Усиление по току намного выше, чем у биполярных. Значительно лучше уровень помехоустойчивости и надежности работы, выше скорость перехода между состояниями проводимости и непроводимости тока. Поэтому они могут работать на более больших частотах, чем биполярные.

Минусы: Структура полевых транзисторов разрушаться при более низкой температуре, чем структура биполярных. При изготовлении мощных МОП, в их структуре появляется «паразитный» биполярный транзистор. Для его нейтрализации, подложку закорачивают с истоком. Большим минусом полевых транзисторов является их огромная чувствительность к статическому электричеству. Т.к изоляционный слой диэлектрика тонкий, и даже невысокого напряжения достаточно, чтоб его разрушить.

*Hexfet транзисторы.* Принцип работы Hexfet транзисторов базируется на весьма оригинальном техническом решении. Их структура представляет собой тысячи МОП ячеек соединенных параллельно. Ячеистые структуры образуют шестиугольник, поэтому их и назвали HEXFET.

Получается, что Hexfet, эта супер микросборка, в которой соединены тысячи отдельных полевых транзисторов. В целом они создают один мощный, способный пропускать через себя огромные токи и при этом практически не оказывать сопротивления.

MOSFET, сделанные по технологии параллельных каналов HEXFET обладают очень низким сопротивлением открытого канала, но широкое распространение они получили только в высокочастотных силовых схемах. В силовой электронике в основном используются транзисторы на основе IGBT.

*Основные параметры IGBT-транзисторов компании APT для дуговой сварки:*

- Высокий КПД, низкие потери проводимости;
- Высокий рабочий ток;
- Возможность выдержать короткое замыкание в течение 10µс;
- Использование технологии Field Stop обеспечивает уменьшение хвостового тока, что позволяет использовать транзисторы на частотах коммутации до 30 кГц в режиме жесткого переключения.

Применение высокомошных транзисторов позволяет строить инверторные источники питания при сравнительно невысоких масса-габаритных характеристик изделия. Также они позволяют управлять большими величинами тока при импульсно-дуговой сварки. А простота их управления позволяет создавать несложные схемы, применяя в качестве управляющих



устройств микроконтроллеры или компьютер.

#### Библиографический список

1. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.texnic.ru/books/electronika/001.html> // (дата обращения: 25.02.2016).
2. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://amperka.ru/product/mosfet-transistor> // (дата обращения: 25.02.2016).
3. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.autowelding.ru/publ/1/1/1/10-1-0-41> (дата обращения: 26.02.2016).
4. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://www.welding-russia.ru/faqanswer.html?a=3&b=285> (дата обращения: 26.02.2016).

УДК 621.791

## СВАРКА С ПОЛНЫМ ПРОВАРОМ ТОЛСТОЛИСТОВЫХ ИЗДЕЛИЙ

**Габитов Э.К., Садыров Р.К.**

**Научный руководитель: Крампит М.А.**

*Юргинский технологический институт (филиал)  
Томского политехнического университета,  
г. Юрга, e-mail: [krampitm@tpu.ru](mailto:krampitm@tpu.ru)*

В статье представлены способы сварки, позволяющие сварить изделия толщиной свыше 8 мм, а именно: ручная дуговая сварка с глубоким проплавлением, сварка под флюсом, импульсно-дуговая сварка, лазерная сварка и гибридные способы сварки. Показаны особенности, достоинства и недостатки каждого способа.

Ключевые слова: ручная дуговая сварка с глубоким проплавлением, сварка под флюсом, импульсно-дуговая сварка, лазерная сварка, гибридные способы сварки.

Одним из путей развития сварки является повышение производительности и уменьшение экономических затрат как на сам процесс сварки, так и на предварительную подготовку свариваемых деталей. Если рассматривать сварку с полным проплавлением, то уже для толщин от 3-5 мм для ручной дуговой сварки рекомендуется применять скос кромок, что очень сильно увеличивает трудоемкость изготовления изделия и его конечную стоимость. Цель данной работы – рассмотреть способы, позволяющие увеличить глубину проплавления металла.

*Ручная дуговая сварка с глубоким проплавлением.* Одним из способов повышения производительности дуговой сварки является уменьшение объема наплавленного металла на единицу длины шва. Этот способ положен в основу сварки с глубоким проплавлением. Способ сварки с глубоким проплавлением разработан инженерами А. Д. Бондаренко и А. С. Чесноковым и

нашел широкое применение в практике сварки, особенно при изготовлении строительных конструкций, тонкостенных резервуаров, корпусов судов и других изделий из стали толщиной 4–12 мм. Глубина проплавления увеличивается с увеличением тока. Повышение тока на 50А увеличивает глубину проплавления в среднем на 1 мм [1].

*Сварка под флюсом.* Сварка под флюсом представляет собой метод сварки электрической дугой, при котором сама дуга, горящая между бесконечным электродом и деталью, не видна. Дуга и ванна расплава укрыты слоем зернистого флюса. От влияния атмосферы зону сварки защищает образующийся из флюса шлак.

В результате укрытия флюсом значительно повышается тепловой КПД, что обуславливает высокую производительность расплавления по сравнению с другими методами сварки. Поэтому сварка под флюсом считается высокопроизводительным методом сварки.

Применение сварки под флюсом является экономичным и эффективным начиная с толщины листа 6 мм. Области применения сварки под флюсом весьма разнообразны, однако в качестве наиболее характерных можно назвать судостроение, мостостроение, возведение металлоконструкций и производство резервуаров. Этот метод применяется как для соединительной сварки, так и для наплавки слоев для защиты от износа и коррозии. Можно сваривать нелегированные, легированные и хромоникелевые стали.

*Импульсно-дуговая сварка.* Сущность импульсно-дуговой сварки состоит в том, что сварочный ток в зону дуги подается кратковременными импульсами. Этот способ сварки может применяться при использовании как плавящегося, так и неплавящегося электрода. В результате подачи импульсов тока капля жидкого металла отрывается от электрода и как бы стремительно летит вперед по направлению к оси электрода, вследствие чего упорядочивается перенос металла в сварочной дуге, улучшается формирование шва, возрастает глубина проплавления основного металла и улучшаются условия сварки в вертикальном и потолочном положениях.

Для высокого проплавления основного металла хорошо зарекомендовала себя импульсно-дуговая сварка сжатой, короткой дугой. Форсированная дуга имеет преимущество перед дугой со струйным переносом: глубокое проплавление благодаря увеличенному давлению дуги на ванну. При этом снижается тепловложение в основной металл и снижается вероятность возникновения таких дефектов, как подрезы [2].

Данным способом в лаборатории ЮТИ ТПУ была произведена сварка тавра с толщиной стенок 12 мм с полным проплавлением без скоса кромок [3].

*Лазерная сварка.* Использование сфокусированного лазерного луча для сварки металлов позволяет значительно расширить технологические возможности сварочных процессов, повысить их производительность и улучшить качество получаемых сварных соединений. Лазерная сварка с глубоким проплавлением может быть со сквозным проплавлением (например, сварка

листовых ненагруженных конструкций) и с несквозным проплавлением (например, при соединении тонких деталей с массивными) [4].

*Гибридные методы сварки.* Гибридные методы сочетают лазерную сварку с другими методами. Подходящими технологиями для комбинирования являются дуговая сварка плавящимся электродом в среде инертного или активного газа, дуговая сварка вольфрамовым электродом в среде инертного газа и плазменная сварка. Лазер обеспечивает подачу энергии высокой плотности для выполнения глубоких швов. Метод, названный лазерно-гибридной сваркой убеждает, во-первых, хорошим перекрытием зазора и простой подготовкой шва сварки MIG-/MAG, во-вторых, обладает преимуществами лазерной сварки, такими как концентрированное внесение тепла, большая глубина сваривания и высокая скорость сварки. Как только лазерный луч попадает на поверхность изделия, он нагревает соответствующую область до температуры испарения. В результате – глубокое проплавление с желаемым эффектом глубокого, узкого провара. В процессе лазерно-гибридной сварки потребность в дорогой лазерной энергии ограничивается почти исключительно этим так называемым эффектом глубокой сварки. Оставшуюся потребность в энергии покрывает более экономный процесс MIG-/MAG. Так как обе составляющие метода концентрируют свою энергию на одной и той же зоне процесса, значительно увеличиваются глубина и скорость сварки в сравнении с каждым из этих методов в отдельности [5].

*Вывод.* Для обеспечения глубокого проплавления необходимо применение концентрированных источников теплоты с одновременным уменьшением объема наплавленного металла. Одним из самых концентрированных источников теплоты является лазерный луч, но для лазерной сварки требуется высокое качество подготовки свариваемой поверхности. Также велика цена такой сварочной установки, а процесс сварки требует большого количества энергии. Ручная дуговая сварка редко применяется в машиностроении в связи с невысокой производительностью процесса. И лишь импульсно-дуговая сварка сочетает в себе относительно невысокую стоимость оборудования, возможность сварки больших толщин, высокую производительность сварки.

#### Библиографический список

1. [Электронный ресурс] – Режим доступа: <http://mash-xxl.info/info/270580/> (дата обращения: 27.02.2016).
2. Крампит А.Г. Современные способы импульсно-дуговой MIG/MAG сварки/ А.Г. Крампит, Е.А. Зернин, М.А. Крампит// Технологии и материалы. - 2015 - №. 1. - С. 4-11.
3. Зернин Е.А. Исследование процесса формирования сварного шва с полным проплавлением при импульсно-дуговой сварке тавровых соединений / Е.А. Зернин, А.Г. Крампит, М.А. Крампит, А.С. Чернов // Технологии и материалы. - 2015 - №. 2. - С. 28-33.
4. Лопота В.А. Модель лазерной сварки с глубоким проплавлением для

применения в технологии / В.А. Лопота, Ю.Т.Сухов, Г.А. Туричин / Известия академии наук, сер. Физическая – 1997 - т. 61, n 8 – с. 1613-1618.

5. [Электронный ресурс] – Режим доступа: [http://www.fronius.com/cps/fronius\\_ukraine/2510\\_6080.htm](http://www.fronius.com/cps/fronius_ukraine/2510_6080.htm) (дата обращения: 27.02.2016).

УДК 621.791

## **ПРИМЕНЕНИЕ СВАРКИ «ХОЛОДНОЙ» ДУГОЙ**

**Дмитриева А.В.**

**Научный руководитель: Крампит М.А.**

*Юргинский технологический институт (филиал)  
Томского политехнического университета,  
г. Юрга, e-mail: dmitrieva-alena2010@mail.ru*

Развитие новых технологий требует прогресс в сварочном оборудовании. Фирм существующих на российском рынке великое множество, они постоянно выпускают новинки, добавляют различные функции и совершенствуют свои аппараты. К одному из новых способов можно отнести сварку «холодной» дугой.

Ключевые слова: «холодная» дуга, минимальное тепловложение, новые способы.

К требованиям «выше, дальше, быстрее», которые современный мир уже много лет предъявляет к технике, в последнее время добавилось требование «легче». Это, прежде всего, касается автомобилестроения, где уменьшение веса позволяет достичь экономии топлива при ускорении, переключении передач, торможении, что позволяет сохранить ресурсы, снизить расходы и уменьшить негативное влияние на окружающую среду [1].

Исходя из этих требований инженеры различных фирм сварочного оборудования разрабатывали новые способы сварки с минимальным тепловложением.

Создание таких способов повлекло за собой возможность сваривать без риска прожога. Новизна технологий захватывает современность огромным масштабом. То, что было лет пятьдесят назад мыслью и полетом фантазии – на сегодняшний день приобретает свои реальные черты.

Немецкая компания, в отличие от разработок других производителей, где процесс «холодной» дуги реализуется за счет механического воздействия на подачу сварочной проволоки, и в связи с этим имеет ряд недостатков и ограничений, ход процесса EWM-coldArc обеспечивается цифровой системой управления путем регулировки только электрических параметров в источнике тока. Это позволяет производить сварку недорогими стандартными горелками и не только механизированным, но и ручным способом во всех положениях.

Поскольку напряжение является ведущим параметром, то его необхо-

димо постоянно измерять, оценивать и соответствующим образом реагировать. Благодаря процессу обработки сигналов (DSP) можно резко уменьшить энергию дуги (за 1 мс до зажигания), благодаря чему зажигание дуги пройдет без выплесков металла.

Так как после зажигания дуги нужно достаточное количество энергии для образования капли на конце электрода, то на короткое время сила сварочного тока принудительно увеличивается источником питания.

Получается так называемый импульс расплавления. После этого ток снижает до рабочего тока и начинается новая фаза. Благодаря импульсу после каждого короткого замыкания на конце электродной проволоки образуется большая капля расплавленного металла, что ведет к плавному протеканию процесса и возможности работать в фазах между замыканиями с низкой силой сварочного тока [2].

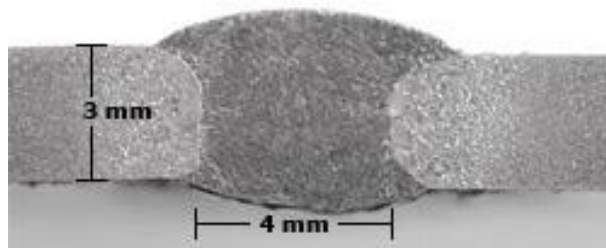
Не менее известная немецкая фирма Merkle так же занимается исследованиями в области сварки холодной дугой. Представленный ими процесс называется ColdMIG. Преимуществом такого способа является малая теплоотдача – на 20-30 % меньше от стандартного способа сварки короткой дугой.

Данная технология имеет такие особенности, к примеру, как цифровой контроль дуги в фазе короткого замыкания, практически вертикальный спад характеристики после отрыва каждой капли с электрода и постоянная частота переноса капли.

Программа Kemppi WiseThin для сварки тонколистовых конструкций отличается уменьшенной амплитудой импульса в момент разрыва жидкой перемычки металла между электродом и каплей. Это обеспечивает более мягкий поджиг дуги после короткого замыкания и минимизирует тепловое и силовое воздействие дуги на сварочную ванну, ограничивается ток на этапе формирования новой капли [3].

Новая технология сварки SpeedRoot создана компанией Lorch для решения многих проблем. Эта технология революционна и была представлена на всеобщее обозрение на выставке EUROBLECH.

Сварочные аппараты с качественно новой технологией, великолепно показали себя во время сваривания трехмиллиметровых стальных листов с расстоянием между ними в четыре миллиметра! (рисунок 1)



Оптимальная картина усиленного шва, без стыковочных ошибок.

Рисунок 1 - Пример сварки трехмиллиметровых листов с зазором в четыре миллиметра

При процессе сварки по новой технологии сварной шов заполняется еще «холодным» металлом, и вероятность разрыва перетекающей капли контролируется умной электроникой, также при этом минимальна передача тепла на свариваемые детали [4].

#### Библиографический список

1. EWM-coldArc®. Принцип сварки с минимальной теплоотдачей coldArc®. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://www.ewm.ru/technologies/coldarc>.
2. Полуавтоматическая сварка (MIG/MAG). Технология EWM-coldArc MIG/MAG-сварка с ограниченным тепловложением. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://www.deltasvar.ru/tekhnologii/mig-mag/71-coldarc>.
3. Крампит А. Г. , Зернин Е. А. , Крампит М. А. Современные способы импульсно-дуговой MIG/MAG сварки // Технологии и материалы. - 2015 - №. 1. - С. 4-11.
4. Сварочные аппараты теперь усовершенствованы: технология SpeedRoot. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://dontehnika.ru/posts/svarochnyje-apparaty-tjerjer-usovjershjenstvovany-tjekhnologija-speedroot>.

УДК 621.79:620.3

## ПРИМЕНЕНИЕ НАНОРАЗМЕРНЫХ ЧАСТИЦ ТУГОПЛАВКИХ СОЕДИНЕНИЙ В ПОРОШКОВЫХ ПРОВОЛОКАХ

**Карцев Д.С., Филимоненко А.Г.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Зернин Е.А.**

*Юргинский технологический институт (филиал) Национального исследовательского Томского политехнического университета,  
г. Юрга, e-mail: dmitkarcev@mail.ru*

В работе рассмотрено применение наноразмерных частиц тугоплавких соединений и их влияние на структуру и свойства металла при сварке и наплавке порошковой проволокой. Приведены результаты исследований, проводившихся в данной области.

Ключевые слова: сварка, порошковые проволоки, наноразмерные частицы, исследования.

На сегодняшний день перспективным видом механизированной сварки, позволяющим значительно повысить производительность труда по сравнению не только с ручной дуговой сваркой, но и с механизированной сваркой в среде защитных газов, является сварка порошковой проволокой.

Отличительной ее чертой по сравнению с другими способами механизированной сварки является то, что она сочетает в себе достоинства и преимущества и ручной дуговой сварки – простоту и мобильность, и механизированной сварки – высокую производительность.

рованной сварки в углекислом газе – высокую производительность и высокое качество получаемых сварных соединений [1, 2].

Новым шагом в технологии сварки явилось использование порошковых проволок в строительстве и машиностроительном производстве. Применение порошковой проволоки позволило решить проблемы механизации сварочных и наплавочных работ на монтаже в открытых цехах и в полевых условиях, повысить производительность процессов от двух до пяти раз при высоком качестве сварных швов, а также снизить количество трудоемких ручных операций по очистке конструкций от брызг [3].

Целью работы является изучение области применения порошковых проволок и рассмотрение влияния порошковых проволок с добавлением наноразмерных частиц тугоплавких соединений на результат сварки или наплавки.

Порошковые проволоки являются сварочным материалом с высоким показателем производительности. В сравнении с проволокой сплошного сечения, преимущество порошковой проволоки состоит в том, что при равных сварочных токах, порошковая проволока имеет более высокую скорость подачи (примерно на 20 - 40%), чем проволоки сплошного сечения. По своей конструкции порошковые проволоки бывают вальцованные и бесшовные.

Преимущества порошковых проволок заключается в:

- хорошем формировании сварного шва (на ряде марок – с формированием обратного валика);
- отсутствии разбрызгивания на правильно подобранных режимах сварки;
- использовании в наполнителе микролегирующих компонентов, придающих специальные свойства металлу шва;
- повышении производительности не менее чем в 1.2 раза при сварке нижнем пространственном положении и не менее, чем в 3 раза в вертикальном и потолочном пространственных положениях [4].

Порошковые проволоки по способу защиты сварочной ванны от воздействия атмосферы делятся на два типа - это порошковая газозащитная проволока и порошковая самозащитная проволока.

Сварка плавящимся электродом в среде защитных газов занимает лидирующие позиции среди дуговых сварочных процессов. В ряде отраслей, таких как судостроение или нефтегазовая отрасль, до 80% сварочных работ, выполняются механизированной сваркой с использованием порошковой проволоки.

Несмотря на относительно высокую стоимость, порошковые проволоки все больше востребованы на мировом рынке сварочных материалов. В виду широкой области применения технологий сварки и наплавки порошковыми проволоками и в экономически развитых странах их потребление в промышленном производстве и строительстве ежегодно увеличивается, несмотря на кратковременные спады в периоды кризисных явлений в мировой

экономике [4, 5].

Формы провара при сварке плавящимся электродом в смеси газов сплошной и порошковой проволоками различаются друг от друга.

Также использование порошковых проволок приводит к более плавному переходу между валиками при многослойной сварке или наплавке. При правильном использовании сварочной технологии практически не имеется таких дефектов, как несплошности перекрытия между валиками, поры или шлаковые включения [4].

Использование при наплавке порошковой проволоки с шихтой, содержащей определенные компоненты, позволяет модифицировать наплавляемый металл компонентами, содержащимися в шихте проволоки и позволяет получить слой наплавленного металла с равномерным распределением избыточных фаз и мелкозернистой структурой, что обеспечивает повышение износостойкости. При легировании металла в процессе наплавки с применением компонентов шихты, входящих в состав порошковой проволоки образуется перенасыщенный элементами легирования твердый раствор Al, благодаря чему эксплуатационные свойства наплавленного слоя выше, чем у основного металла [15].

На данный момент в современном машиностроении актуальным является вопрос об исследовании влияния нанодисперсных карбидов на механические свойства наплавленного металла. Нанодисперсные тугоплавкие соединения предполагается вводить в наполнитель порошковых проволок, которые применяются при наплавке деталей подверженных абразивному износу, при сварке и наплавке теплоустойчивых сплавов и обеспечивают получение наплавленного металла с необходимыми свойствами. Испытания на термостойкость наплавленного металла свидетельствуют о том, что использование в наполнителе порошковых проволок нанодисперсных тугоплавких соединений повышает термическую стойкость наплавленного металла – увеличивает количество циклов нагрев-охлаждение до появления и развития сетки трещин разгара [10], [11]. Испытание на сопротивление абразивному износу показывают, что образцы, полученные с применением порошковой проволоки с определенным составом шихты, более износостойки, по сравнению с образцами, изготовленными стандартной порошковой проволокой [11].

Создание новых сварочных материалов с высокопрочной структурой, обеспечивающей их работу в экстремальных условиях при силовых и термических воздействиях, является актуальной задачей машиностроения в наше время. Известно, что модифицирование наплавленного металла и литых сплавов наночастицами тугоплавких химических соединений способствует повышению их эксплуатационных и технологических свойств. Поэтому все большее развитие получает технология сварки и наплавки с внедрением в сварочную ванну наночастиц тугоплавких соединений [7].

Известно, что добавление наноструктурированных частиц тугоплавких соединений в точном количестве, ведет к образованию мелкозернистой



структуры сварного шва или наплавленного слоя, вследствие чего повышаются такие свойства как твердость и износостойкость [6].

Введение наноразмерных частиц тугоплавких соединений при механизированной или автоматической сварке или наплавке можно осуществлять несколькими путями:

- введение наночастиц через защитный газ;
- введение наночастиц в состав порошковой проволоки;
- нанесение наночастиц на поверхность проволоки.

В исследованиях влияния наноразмерных частиц тугоплавких соединений ученые достигли определенных результатов.

Так, например, в работе Г.Н. Соколова в качестве наноразмерных компонентов, вводимых в состав наполнителей порошковых и композиционных проволок при наплавке, были применены порошки карбонитрида титана TiCN с размером частиц от 80 до 500 нм. Для транспортировки наночастиц в сварочную ванну служили микрочастицы порошка никеля (99,9%) размером до 60 мкм, входящие в состав шихты порошковой проволоки. Внедрение наночастиц TiCN в частицы Ni осуществляли при их совместной обработке в планетарной мельнице, после которой были получены композиционные никелевые гранулы. Доля наночастиц в композиционных никелевых гранулах составляла 30 масс.% для TiCN. С применением полученных порошков были изготовлены порошковые и композиционные проволоки диаметром 3 мм с оболочкой из стали 08кп и с содержанием тугоплавких наночастиц равным 0,1 - 0,6 масс.%. Изготовленными проволоками методами электрошлаковой наплавки с использованием фторидного флюса АНФ-6 и аргодуговой наплавки был получен слой наплавленного металла на основе железа: термостойкий азотосодержащий сплав 15X15H4AM3 [7];

Электронно-микроскопические исследования показали, что в аустенитно-мартенситной структуре сплава 15X15H4AM3, полученного аргодуговой наплавкой с применением порошковой проволоки с добавлением тугоплавких наночастиц TiCN, значительно возрастает количество и повышается однородность распределения интерметаллидов сферической формы размером от 0,5 до 1,5 мкм. При этом размер зерна в металле уменьшается в 2.5 раза по отношению к его исходной структуре, а его стойкость к деформации и растрескиванию при термоусталостных испытаниях повышается [7].

Улучшение механических свойств сплавов, наплавленных с добавлением тугоплавких наночастиц, можно объяснить формированием композиционной структуры, важным элементом чего следует считать интерметаллические соединения сферической формы. Электронно-микроскопические исследования приготовленных ионным травлением сечений этих интерметаллидов выявили наличие в них многочисленных скоплений наночастиц размерами 5 - 50 нм, расстояние между которыми изменялось в пределах 20 - 150 нм. Учитывая размер интерметаллидов, можно полагать, что количество содержащихся в них наночастиц может быть от нескольких сотен до не-

скольких тысяч [7].

Целью работы А.А. Артемьева и Г.Н. Соколова являлось исследование влияния наночастиц TiCN, добавленных в порошковую проволоку, на формирование структуры искусственного композита и изучение свойств наплавленного электрошлаковым способом износостойкого слоя металла. Порошковую проволоку подавали в шлак АНФ-6 через полый электрод. Для модифицирования наплавленного металла в шихту экспериментальных порошковых проволок вводили до 2 %(масс.) композиционного порошка, состоящего из микропорошка никеля с размером частиц не более 60 мкм в количестве 70 %(масс.) с внедренными в них ультрадисперсными тугоплавкими частицами TiCN с размерами не более 80 нм в количестве 30 %(масс.) [8].

Анализ проведенный металлографическим методом показал, что структурно-фазовый состав наплавленного металла с матрицей типа 20X7Г12Н2 при различном содержании введенного в проволоку борида значительно различается. При содержании 28 %(масс.) TiB<sub>2</sub> структура металла заэвтектическая. Боридная эвтектика на основе α-железа и остаточного аустенита имеет микротвердость в пределах 12 – 15.5 ГПа.

Снижение массовой доли порошка диборида титана в наполнителе проволоки до 18 % (масс.) приводит к формированию эвтектической структуры, характеризующейся пониженной микротвердостью (6.7 – 7.5 ГПа) и значительной дисперсностью. Твердость наплавленного металла также снижена и составляет 45 – 48 HRC.

При уменьшении содержания количества TiB<sub>2</sub> в проволоке до 8%(масс.) структура наплавленного металла представляет собой зерна легированного аустенита с микротвердостью равной 4 – 5 ГПа, окруженные раздробленной боридной эвтектикой. При этом его твердость имеет низкое значение – 17 – 20 HRC вследствие малого количества эвтектики в мягкой и пластичной аустенитной матрице.

Испытания образцов на абразивное изнашивание показали, что увеличение содержания TiB<sub>2</sub> в 3.5 раза в шихте порошковой проволоки приводит только к 2.5 – кратному повышению относительной износостойкости наплавленного металла.

Установлено, что в процессе электрошлаковой наплавки происходит растворение и коагуляция определенного количества наноразмерных частиц TiCN с дальнейшим образованием колоний укрупненных до 1-3 мкм частиц неправильной формы. С использованием атомно-силовой микроскопии было выявлено, что в слое наплавленного металла находятся включения размером 15 - 50 нм. Некоторое количество частиц TiCN не подвергается растворению в расплаве и они служат центрами кристаллизации для других соединений титана. Также выявлено повышение относительной износостойкости более чем в 2 раза по сравнению с исходным сплавом и ее значение составило 12.6, что практически в 5 раз превышает соответствующий показатель одного из лучших промышленных износостойких сплавов, наплавленного стандартной

проволокой ПП Нп-170М (15Х15Р3Т2) [8].

Перед авторами работы А.М. Левченко, С.Г. Паршиным, И.С. Антиповым стояла цель разработки порошковой проволоки для механизированной подводной сварки сталей. Изготовление данной порошковой проволоки производили способом пластического деформирования ленты из стали 08кп по ГОСТ 3560–73 с заполнением шихтой и с последующим волочением порошковой проволоки до необходимого диаметра 1.6 мм. В состав шихты проволоки входили рудоминеральные и химически чистые компоненты с однородным гранулометрическим составом с коэффициентом заполнения порошковой проволоки 30 – 35%. Нанокomпозиционное покрытие наносилось электрохимическим способом из коллоидных сульфатных электролитов, с содержанием нанодисперсных частиц галогенидных солей и оксидов.

Выявлено, что при содержании частиц TiCN в наполнителе проволоки свыше 0.2 масс.% наблюдается модифицирование структуры наплавленного слоя металла, проявляемое в уменьшении средних размеров зерна в 2.0–2.5 раза. Предположительно, наночастицы карбонитрида титана, имеющие высокую термодинамическую стабильность, подвергаясь незначительному растворению в металлическом расплаве, переходят из шихты порошковой проволоки в сварочную ванну, оказывая влияние на кинетику процесса кристаллизации наплавленного металла.

Исследование структур выявило, что повышенное (более 0.5 масс.%) содержание наноструктурированного порошка TiCN в наполнителе порошковой проволоки приводит к образованию в модифицированной структуре наплавленного металла относительно крупных (до 2 мкм) включений карбонитрида титана. Такие включения имеют естественную природу, и их происхождение объясняется расплавлением более мелких (менее 30 нм) частиц наноструктурированного порошка, температура плавления которых может быть менее 2400 °С [9]. Этот процесс протекает на стадии плавления и переноса электродного металла, когда температура капель достигает 2500 °С.

Установлено, что наличие в структуре металла крупных (более 2 мкм) включений карбонитрида титана может рассматриваться как формирование концентраторов напряжений, значительно снижающих его усталостную прочность. Поэтому содержание исходного наноструктурированного порошка в шихте проволоки не должно превышать 0,5 масс.% [9].

Исследования сварочно-технологических свойств порошковых проволок показали, что проволока марки ПП-ПС характеризуется равномерным плавлением оболочки и сердечника, мелкокапельным переносом электродного металла, обеспечивает хорошее качество формирования сварных швов при подводной сварке в нижнем, горизонтальном и вертикальном положениях [9].

В своих работах [12 – 14] Паршин С.Г приводит описание применения нанодисперсных частиц активирующих флюсов и наноструктурированных электродных материалов. Целью данных работ являлось повышение уровня производительности процесса сварки и улучшение характеристик капельно-

го переноса электродного металла и повышение качества сварных соединений стали. Было установлено, что применение наноструктурированных флюсов дает возможность эффективного управления энергетическими свойствами дуги, улучшения характеристик капельного переноса электродного металла и повышения качества сварных соединений [12], [13]. Использование разработанных экспериментальных наноструктурированных электродных проволок с микрокомпозиционными покрытиями состоящими из частиц галогенидов в металлической матрице позволило разработать технологию форсированной MIG – сварки сталей с увеличением производительности процесса сварки до 68,5 %. Сварные швы, которые были выполнены по новой технологии, имеют хорошее стабильное формирование шва при глубоком проплавлении листового проката, в том числе в критическом и суперкритическом режимах при высоких плотностях тока [14].

Таким образом, по результатам изучения соответствующей литературы, установлено, что введение в сварочную ванну при сварке или наплавке наноструктурированных частиц тугоплавких соединений способствует созданию мелкозернистой структуры металла вследствие образования центров кристаллизации наночастицами тугоплавких соединений.

Также введение тугоплавких частиц при наплавке обеспечивает повышение стойкости наплавленного слоя к абразивному изнашиванию.

Порошковые проволоки с добавлением наночастиц тугоплавких соединений обладают хорошими технологическими свойствами.

На ряду со всеми преимуществами сварка и наплавка порошковой проволокой имеет ряд недостатков. Для применения порошковой проволоки из-за недостаточной жесткости ее трубчатой конструкции необходимо применение подающих механизмов с ограниченным усилием сжатия проволоки в подающих роликах. Стандартная порошковая проволока, имеющая диаметр 2.6 и более миллиметра, требует применение дуги с повышенным значением сварочного тока с целью непрерывного горения дуги. Этот факт позволяет использовать данные проволоки только в нижнем положении или крайне редко – в вертикальном. Также порошковые проволоки имеют относительно высокую стоимость, по сравнению с проволоками сплошного сечения.

#### Библиографический список

1. S. V. Makarov and S. B. Sapozhkov Use of complex nanopowder (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Si, Ni, Ti, W) in production of electrodes for manual arc welding // World Applied Sciences Journal 22 (Special Issue on Techniques and Technologies). 2013. P. 87-90.

2. S. V. Makarov and S. B. Sapozhkov Production of electrodes for manual arc welding using nanodisperse materials // World Applied Sciences Journal. 2014. 29 (6). P. 720-723.

3. В.К. Афанасьев, А.Н. Смирнов, С.А. Гладышев, В.Ю. Блюменштейн, А.О. Токарев, М.В. Чибряков, С.М. Никитенко, А.В. Кольба, А.П. Зырянов, М.А. Мартынов, М.В. Масляев, А.В. Сочнев, В.Н. Толстогузов Наплавочные

сплавы: Учеб. Пособие. Колл. Авторы. Под научной редакцией В.К. Афанасьева. – Кемерово: “Полиграф”, 2005 – 243 с.

4. А.А. Мазур, О.К. Маковецкая, С.В. Пустовойт, Н.С. Бровченко Порошковые проволоки на мировом и региональных рынках сварочных материалов. Автоматическая сварка 5 - 6 2015., с. 68 – 74.

5. В.М. Виноградов, А.А. Черепахин, Н.Ф. Шпунькин Основы сварочного производства– М.: Из-дательский центр «Академия», 2007г.

6. Зусин В.Я. Исследование модифицирования металла, наплавленного порошковой проволокой с алюминиевой оболочкой. //Вісник приазовського державного технічного університету №2 2011г., с. 180 – 183.

7. Г.Н.Соколов, И.В. Зорин, А.А. Артемьев, В.Б. Литвиненко-Арьков, Ю.Н. Дубцов, В.И.Лысак, В.О.Харламов, А.В.Самохин\*, Ю.В.Цветков\*Особенности формирования структуры и свойства наплавленных сплавов под влиянием наночастиц тугоплавких соединений //Физика и химия обработки материалов №22014, с.38 – 47.

8. А.А. Артемьев, Г.Н. Соколов, В.И. Лысак Влияние микрочастиц диборида титана и наночастиц карбонитрида титана на структуру и свойства наплавленного металла // Металловедение и термическая обработка металлов №12 2011 г., с 32 – 37.

9. А.М. Левченко, С.Г. Паршин, И.С. Антипов Сварочная порошковая проволока с наноконпозиционным покрытием для подводной механизированной сварки //Материалы лучших докладов Недели науки СПбГПУ 2 – 7 декабря 2013 г., с. 169 – 175.

10. Рябцев И.А., Кондратьев И.А Влияние ультрадисперсных карбидов в порошковых проволоках на свойства теплоустойчивого наплавленного металла // Автоматическая сварка. 2009. №6. С.13-15.

11. Lukashov A. S. ,Zernin E. A. , Kuznetsov M. A. Application of inorganic nanopowders in welding, surfacing and spraying (review) // Applied Mechanics and Materials. - 2015 - Vol. 770. - p. 299-303.doi: 10.4028/ www.scientific.net/AMM.770.299

12. Паршин С.Г. Применение ультрадисперсных частиц активирующих флюсов с целью повышения производительности MIG/MAG - сварки сталей // Сварочное производство. 2011. №6. С.16-21.

13. Паршин С.Г. MIG – сварка стали с применением наноструктурированных электродных материалов // Сварочное производство. 2011. №10. С.27-31.

14. Паршин С.Г. Повышение производительности WIG – сварки сталей и алюминиевых сплавов при введении ультрадисперсных частиц активирующих флюсов // Сварочное производство. 2012. №3. С.7-11.

15. Klimpel A., Kik T. Erosion and abrasion wear resistance of GMA wire surfaced nanostructural deposits // Archives of Materials Science and Engineering. 2008. №2. P.121-124.

## НАНОМАТЕРИАЛЫ В ЛИТЕЙНОМ И СВАРОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

**Федотов Е.Е., Фоменко А.А., Непомнящих А.С.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Князев С.В.,  
канд. техн. наук, доцент Усольцев А.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: krookia@mail.ru*

В последнее время значительное внимание уделяется нанокристаллическим материалам, что вызвано проявлением веществом в нанокристаллическом состоянии особых свойств (магнитных, оптических и др.), не характерных для объемных. Поэтому получение и исследование нанокристаллических материалов является важным этапом в создании материалов и техники нового поколения.

Ключевые слова: наноматериалы, литье, сварка, производство, свойства, технология.

В последние годы исследование субмикронных, нано- и кластерных материалов получило быстрое развитие благодаря существующим и/или потенциальным применениям во многих технологических областях. Субмикронные и нанокристаллические металлические и керамические материалы в настоящее время широко применяются в качестве конструкционных элементов и функциональных слоев в современных микроэлектронных устройствах, деталях авиакосмической техники, в качестве твердых износостойких покрытий обрабатывающей промышленности. Чтобы удовлетворить технологические требования в указанных областях, размер структурных элементов необходимо уменьшить до субмикронного или нанометрового масштаба. При уменьшении размера структурного элемента до нанометрового диапазона материалы демонстрируют новые физико-механические свойства. Изучение *наноразмерных структур* (наноструктур) относится к направлению *нанотехнологии*. По размерной шкале материалы, имеющие размер зерна от  $\sim 0,3$  до  $0,04$  мкм, относятся к субмикрокристаллическим. Материалы, состоящие из структурных единиц меньших, чем указаны выше, относятся к наноматериалам [1].

Под наноматериалами (нанокристаллическими, нанокompозитными, нанофазными и т.д.) принято понимать материалы, структурные элементы (зерна, кристаллиты, волокна, слои, поры) которых не превышают нанотехнологической границы –  $100$  нм ( $1$  нм =  $10^{-9}$  м), по крайней мере, в одном пространственном направлении. Сами наноматериалы по размерам структурных единиц и числу атомов в них условно делятся на *нанокластеры* и *нанокристаллы*.

Если говорить о наноматериалах, то принято выделять несколько ос-

новых разновидностей (рисунок 1).

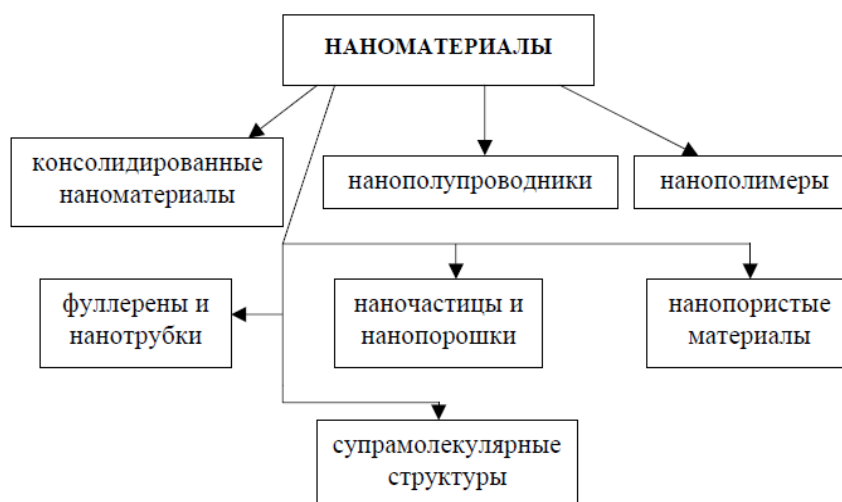


Рисунок 1 - Разновидности наноматериалов

*Консолидированные материалы* – компакты, пленки и покрытия из металлов, сплавов и соединений, получаемые методами, например, порошковой технологии, интенсивной пластической деформации, контролируемой кристаллизации из аморфного состояния и разнообразными приемами нанесения пленок и покрытий.

*Нанополупроводники, нанополимеры и нанобиоматериалы* могут быть в изолированном и частично в смешанном (консолидированном) состоянии.

*Фуллерены и нанотрубки* стали объектами изучения с момента открытия (Н. Крото, Р. Керлу, Р. Смолли, 1985) новой аллотропной формы углерода – кластеров  $C_{60}$  и  $C_{70}$ , названных фуллеренами. Более пристальное внимание новые формы углерода привлекли к себе, когда были обнаружены углеродные нанотрубки в продуктах электродугового испарения графита (С. Ишима, 1991).

*Наночастицы и нанопорошки* представляют собой квазинульмерные структуры различного состава, размеры которых не превышают, в общем случае, нанотехнологической границы. Различие состоит в том, что наночастицы имеют возможный изолированный характер, тогда как нанопорошки – обязательно совокупный. Похожим образом *нанопористые материалы* характеризуются размером пор, как правило, менее 100 нм.

*Супрамолекулярные структуры* – это наноструктуры, получаемые в результате так называемого нековалентного синтеза с образованием слабых (ван-дер-ваальсовых, водородных и др.) связей между молекулами и их ансамблями [2].

Наноматериалы – не один «универсальный» материал, а обширный класс множества различных материалов, объединяющий их различные семейства с практически интересными свойствами. Заблуждением является и то, что наноматериалы – это просто очень мелкие, «нано» - частицы. На самом деле, многие наноматериалы являются не отдельными частицами, они

могут представлять собой сложные микрообъекты, которые наноструктурированы на поверхности или в объеме. Такие наноматериалы можно рассматривать в качестве особого состояния вещества, так как свойства материалов, образованных с участием структурных элементов с наноразмерами, не идентичны свойствам объемного вещества.

Во-первых, все наноматериалы действительно состоят из очень мелких частиц, которые нельзя увидеть невооруженным глазом.

Во-вторых, наноматериалы обладают большой площадью поверхности, ускоряющей взаимодействие между ними и средой, в которую они помещены.

В-третьих, наноматериалы уникальны по своим физико-механическим свойствам тем, что такое вещество находится в особом, «наноразмерном», состоянии. Изменения основных характеристик обусловлены не только малостью размеров, но и проявлением квантовомеханических эффектов при доминирующей роли поверхностей раздела. Эти эффекты наступают при таком критическом размере, который соизмерим с так называемым корреляционным радиусом того или иного физического явления (например, с длиной свободного пробега электронов, фононов, длиной когерентности в сверхпроводнике, размерами магнитного домена или зародыша твердой фазы и др.) [3].

Разработанные к настоящему времени методы получения нанопорошков весьма разнообразны. Например, существует классификация методов по принципу изменения размера частиц в ходе синтеза: - диспергационные методы (основаны на диспергировании исходных материалов). Альтернативой является противоположный подход - конденсационные методы (основаны на получении наночастиц из систем, в которых вещества диспергированы на молекулярном(атомном) уровне). Не менее продуктивной и логичной является классификация методов по агрегатному состоянию исходных веществ: - газофазные - жидкофазные – твердофазные [4].

В области наноматериалов удивительным образом переплетены как глубоко фундаментальные научные основы, так и аспекты практического использования человеческих знаний, в том числе литейного и сварочного производства [5].

### Библиографический список

1. Gleiter H. Nanostructured materials: basic concepts and microstructure // *Acta Materialia*. – 2000. – Vol. 48, No. 1. – P. 1-29.
2. Seigel R.W. Nanostructured materials – mind over matter // *Nanostruct. Mater.* – 1993. – Vol. 3., No. 1-3. – P. 1-18.
3. Лариков Л. Н. Нанокристаллические соединения металлов // *Металло-физика и новейшие технологии*. – 1995. – Т. 17, № 9. – С. 56-68.
4. Андриевский Р. А., Рагуля А. В. Наноструктурные материалы. – М.: Academia, 2005. – 164 с.
5. Пул Ч., Оуэнс Ф. Нанотехнологии. Пер. с англ. – М.: Техносфера, 2004. – 328 с.



## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НАНОТЕХНОЛОГИЙ В ЛИТЕЙНОМ И СВАРОЧНОМ ПРОИЗВОДСТВЕ**

**Патрушев А.О., Михно А.Р., Корчагин К.П.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Князев С.В.,  
канд. техн. наук, доцент Усольцев А.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: krookia@mail.ru*

Современные исследования отечественных и зарубежных ученых по разработке новых инновационных литейных и сварочных технологий направлены на разработку методов воздействий на расплавы с их одновременной обработкой наночастицами с целью получения изделий с новым набором конструкционных свойств.

Ключевые слова: наноматериалы, технологии, литье, сварка, конструкционные свойства, расплав.

Традиционно применяемые металлические и неметаллические материалы в значительной мере достигли своего предела конструктивной прочности. Вместе с тем развитие современной техники требует создания материалов, надежно работающих в сложной комбинации силовых и температурных полей, при воздействии агрессивных сред, излучений, глубокого вакуума и высоких давлений. Создание новых материалов конструкционного и функционального назначения с принципиально новым уровнем свойств является в настоящее время ключевой задачей в развитии таких отраслей, как автомобилестроение, энергомашиностроение, аэрокосмическая и оборонная промышленность, станкостроение, приборостроение и др. Материалы со специальными свойствами всегда рассматриваются как основа технического прогресса, на базе которой разрабатываются принципиально новые устройства и механизмы, расширяются их эксплуатационные характеристики, достигается снижение себестоимости продукции и экономия материальных ресурсов.

Актуальность тематики подтверждается тем, что по данным маркетинговой компании Research and Markets (США) мировой рынок нанотехнологий в 2013 г. достиг 1,6 трлн дол. США, а в 2015 г., согласно аналитическому агентству LUX Research (США), объем продаж продукции с применением нанотехнологий вырастет до 2,9 трлн дол. США. Современные исследования отечественных и зарубежных ученых по разработке новых инновационных литейных и сварочных технологий, направленных на разработку методов различных воздействий на расплавы с их одновременной обработкой наночастицами с целью получения изделий с новым набором конструкционных свойств, носят весьма перспективный характер [1].

*Использование наноматериалов в литейном производстве* имеет ряд особенностей. Во-первых, ограниченность возможностей использования

данных методов воздействия на расплав при получении фасонных изделий большой массы и габаритов со сложными внутренними полостями. Благодаря своей универсальности наиболее приемлемыми с этой точки зрения считаются как традиционные литейные технологии, предусматривающие заполнение литейных форм сплавами, находящимися в жидком состоянии, так и тиксотехнологии, предусматривающие заполнение форм сплавами, находящимися в двухфазном состоянии. Во-вторых, даже небольшие добавки нанопорошков кардинально меняют свойства материалов, улучшая их характеристики. Но те самые механизмы, за счет которых наночастицы придают новые свойства материалам, имеют обратную сторону: благодаря высокой поверхностной энергии наночастиц происходит их взаимное прилипание, укрупнение, образуются конгломераты, и наноматериалы перестают быть таковыми. Это снижает стабильность и воспроизводимость технологического процесса ввода наночастиц в расплав, требуются специальные технологические приемы ввода частиц в расплав и их относительно равномерного распределения по объему расплава. Задача введения наночастиц в расплав и их равномерного распределения в объеме расплава в настоящее время решается преимущественно за счет применения механического и МГД-замешивания частиц, при этом порошки наночастиц могут вводиться инъекцией в струе нейтрального газа, в виде таблеток, брикетов, порошковой проволоки, протяженных прессованных композиций. В-третьих, при ультразвуковом воздействии необходимо повышение эффективности реализуемых процессов за счет выявления наиболее эффективных режимов (интенсивностей) и условий (размеры технологического объема) воздействия [2].

*Нанотехнологии применяют также при сварке.* Разработана технология лазерной сварки с применением нанопорошка, позволяющая получать сварной шов с существенно улучшенными прочностными свойствами. Особенность технологии - введение в сварной шов порошка тугоплавкого соединения (например карбида или нитрида титана) с наноразмерными частицами. Это позволяет управлять процессом кристаллизации металла при сварке. Введение нанопорошка в сварной шов изменяет процесс зародышеобразования, которое происходит на нано-размерных частицах на границе контакта трех фаз (наночастица - зародыш-расплав) и резко изменяет строение и размер (морфологию и дисперсность) растущего зерна. Структура шва вместо игольчатодендритной становится квазиравноосной и мелкодисперсной. Уменьшается размер неметаллических включений, соответственно повышаются механические свойства (прочность и пластичность) металла шва, возрастает в несколько раз относительное удлинение, увеличиваются предел прочности и предел текучести [3].

Помимо сварки плавлением наноструктурируемые материалы применяют при сварке давлением, например применение наноструктурных материалов при диффузионной сварке жаропрочных никелевых сплавов. Для сохранения в сварном соединении структурной и кристаллографической ори-

ентации исходного материала существует возможность использования в качестве промежуточного слоя при диффузионной сварке сплавов пленок из никель-алюминиевого сплава с различным структурным состоянием: наноструктурные кристаллические монолиты интерметаллидов  $Ni_3Al$  и  $NiAl_3$ , полученные методом сверхбыстрой кристаллизации и осаждением из паровой фазы, а также многослойные пленки, состоящие из отдельных слоев никеля и алюминия. Установлено, что использование в качестве промежуточного слоя пленок в наноструктурном состоянии позволяет активизировать процесс диффузионной сварки никелевых сплавов.

При контактной сварке с использованием наноструктурных фольги наблюдается интенсивное выделение теплоты в стыке, что уменьшает время и температуры сварки, соединение имеет стабильную макроструктуру [4].

Нанопорошки используют также при наплавке, примером тому служит индукционная наплавка. В исходную шихту добавляли нанодисперсные порошки карбида титана и феррохрома. Применение нанодисперсных порошков карбида титана, а также наплавка на сталь покрытий из шихты с добавлением феррохрома позволили получить повышенную твердость [5].

*Модифицирование при сварке и литье.* Введение в расплав стали нанодисперсных металлических и неметаллических порошков, свойства которых существенно отличаются от свойств макро- и микропорошков того же химического состава, способствует модифицированию металла и вызывает перераспределение вредных примесей между границами и объемом зерен. Размер зерен при этом уменьшается, что приводит к повышению пределов текучести и прочности, увеличению пластичности и деформируемости стали, а также к снижению коэффициента трения [6].

#### Библиографический список

1. [Электронный ресурс]. Режим доступа: [http://www.vedomosti.ru/opinion/articles/2011/04/14/kak\\_schitat\\_nano](http://www.vedomosti.ru/opinion/articles/2011/04/14/kak_schitat_nano) «Сварочное производство», 2010, № 12, с.23-26 / [www.mashin.ru](http://www.mashin.ru).
2. Черепанов А.Н., Афонин Ю.В., Оришич А.М. Лазерная сварка стали с титановым сплавом с применением промежуточных вставок и нанопорошковых инокуляторов// Тяжелое машиностроение. 2009. № 8. С. 24–26.
3. [Электронный ресурс]. Режим доступа: [http://www.ltc.ru/news/ltc/2/871\\_1.shtml](http://www.ltc.ru/news/ltc/2/871_1.shtml).
4. [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://biblo-ok.ru/bibliok/work/84123/11-ref.php>.
5. Соколов Г.Н., Лысак И.В., Трошков А.С., Зорин И.В., Горемыкина С.С., Самохин А.В., Алексеев А.Н., Цветков Ю.В. Модифицирование структуры наплавленного металла нанодисперсными карбидами вольфрама// Физика и химия обработки материалов. – 2009. – №6. – с. 41–47.

## ИЗУЧЕНИЕ КАРБИДНЫХ ФАЗ В СТРУКТУРЕ НАПЛАВЛЯЕМОЙ СТАЛИ 35В9Х3СФ

Титов Д.А., Гусев А.И.

Научный руководитель: канд. техн. наук Кибко Н.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail:krivicheva\_nv@mail.ru*

С помощью метода сканирующей электронной микроскопии изучены характеристики карбидных фаз в структуре наплавляемой стали 35В9Х3СФ: форма, размеры и характер распределения в ее объеме. Установлено присутствие в структуре наплавленного слоя дисперсных карбидов ванадия, вольфрама и хрома в основном глобулярной формы, равномерно распределенных в его объеме. Установленные характеристики карбидов должны обеспечивать повышение способности наплавляемой стали к сопротивлению разрушению при абразивном изнашивании.

Ключевые слова: упрочнение, порошковая проволока, наплавка, прокатные валки, карбиды, износостойкость

В настоящее время наплавка является одним из эффективных способов борьбы с износом, в том числе и прокатных валков. Главными факторами, регламентирующими износостойкость, является химический состав наплавленного материала и структурная устойчивость наплавленного слоя в условиях температурного воздействия при изнашивании. Износостойкость наплавочных материалов в значительной степени зависит от типа, количества, морфологии и характера распределения карбидной фазы в стали [1, 2].

Широкое применение для наплавки прокатных валков получила порошковая проволока марки ПП-Нп-35В9Х3СФ по ГОСТ 26101-84 [3].

В целях совершенствования наплавочной порошковой проволоки ПП-Нп-35В9Х3СФ разработан ее новый состав с использованием углеродфторсодержащего материала.

В лабораторных условиях были изготовлены образцы порошковой проволоки марки ПП-Нп-35В9Х3СФ с использованием взамен аморфного углерода пыли газоочистки алюминиевого производства со следующим химическим составом, масс. %:  $Al_2O_3 = 21-46$ ;  $F = 18-27$ ;  $Na_2O = 8-15$ ;  $K_2O = 0,4 - 6\%$ ;  $CaO = 0,7- 2,3$ ;  $SiO_2 = 0,5-2,5$ ;  $Fe_2O_3 = 2,1-3,3$ ;  $C_{общ} = 12,5-30,2$ ;  $MnO = 0,07-0,9$ ;  $MgO = 0,06-0,9$ ;  $S = 0,09-0,19$ ;  $P = 0,10-0,18$ . Химический состав наплавленного металла в таблице 1.

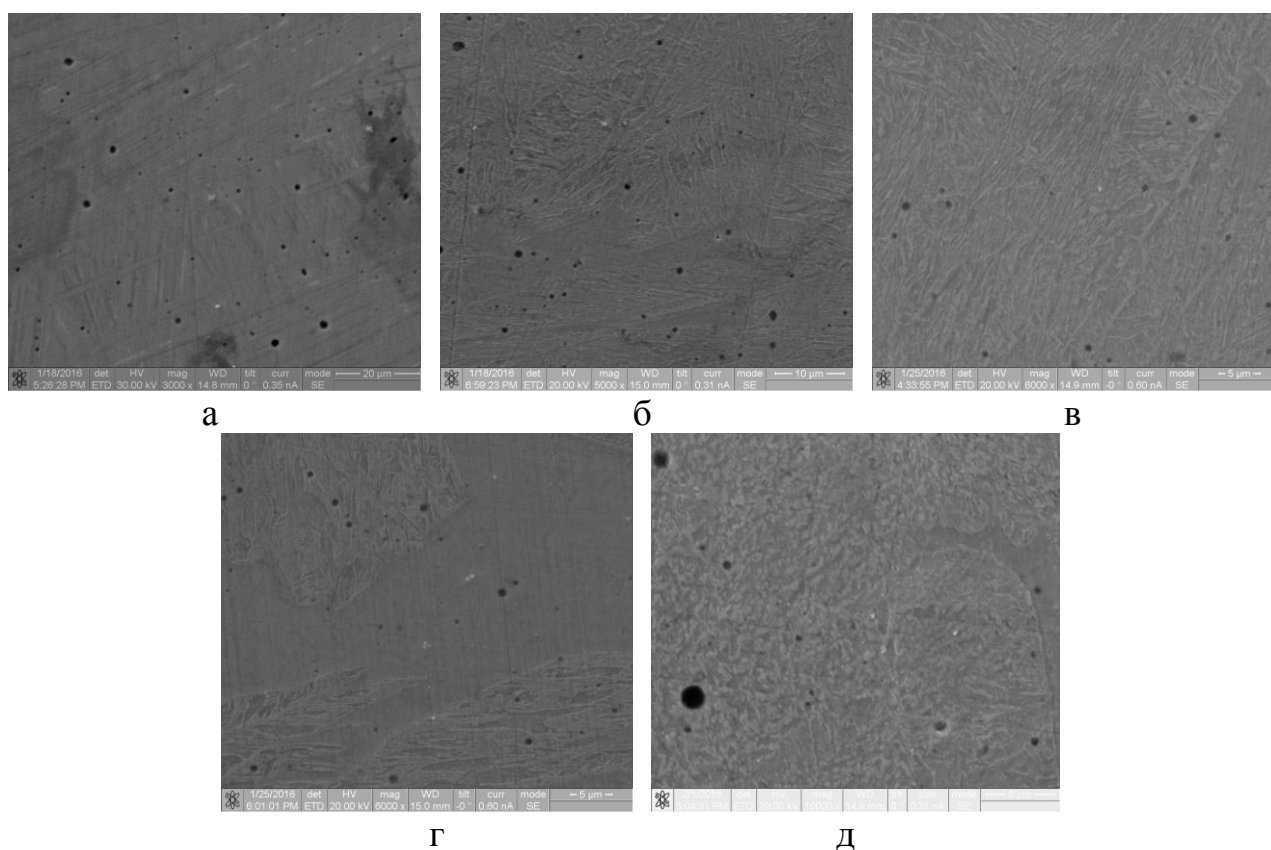
Исследование структуры методом сканирующей электронной микроскопии осуществляли с использованием системы с электронным и сфокусированным ионным пучком Quanta 200 3D фирмы EDAX (Нидерланды)).

Таблица 1 – Химический состав исследуемых образцов

№ образца	Массовая доля элементов, %										
	C	Si	Mn	Cu	Cr	Mo	Ni	Al	W	V	Ti
1	0,14	0,45	1,69	0,02	2,60	0,01	0,08	0,019	8,84	0,36	0,005
2	0,14	0,51	1,73	0,11	2,09	0,01	0,08	0,012	7,66	0,14	0,005
3	0,13	0,45	1,74	0,09	2,18	0,01	0,38	0,008	8,11	0,09	0,005
4	0,13	0,49	1,68	0,09	2,27	0,01	0,46	0,005	8,21	0,13	0,004
5	0,13	0,60	1,54	0,09	2,66	0,02	0,58	0,044	7,58	0,15	0,005

Примечание: 1 – образец с добавлением графита аморфного; 2 – образец с добавлением углеродфторсодержащей пыли; 3 - 5 – образцы с добавлением углеродфторсодержащей пыли и никеля

Установлено, что в структуре образцов с добавкой аморфного графита присутствуют карбиды ванадия, вольфрама и хрома. Карбиды представлены в виде светлых включений глобулярной или близкой к ней формы, имеют дисперсное строение и равномерно распределены в объеме стали (рисунок 1, а).



а – образец № 1; б – образец № 2; в – образец № 3;  
г – образец № 4; д – образец № 5

Рисунок 1 – Электронное изображение микроструктуры

Присутствие карбидов в структуре наплавляемой стали связано с наличием в ее составе таких сильных карбидообразующих элементов, как ванадий, вольфрам и хром. Согласно работе [2] данные элементы участвуют в образовании карбидной фазы.

Показано, что после введения в шихту углеродфторсодержащей добавки и никеля в структуре наплавляемой стали обнаружены дисперсные карбиды ванадия, вольфрама и хрома, равномерно распределенные в ее объеме (рисунок 1б-д). Карбидные фазы имеют в основном глобулярную и в некоторых областях структуры слегка вытянутую форму. После введения в состав проволоки углеродфторсодержащей добавки отдельно и совместно с 0,38 и 0,58% никеля в структуре стали присутствуют карбиды вольфрама и хрома. Использование 0,46% никеля обеспечивает наличие в структуре наплавленного слоя карбидов ванадия, вольфрама и хрома.

Полученные характеристики карбидов, а именно их глобулярная, а не хлопьевидная морфология, дисперсное строение, равномерное распределение в объеме стали могут обеспечивать повышение износостойкости наплавленного слоя, что согласуется с работами [2, 4].

Таким образом, установленная глобулярная, а не хлопьевидная, морфология карбидов ванадия, вольфрама и хрома, их дисперсное строение и равномерное распределение в объеме наплавляемой стали, должны обеспечивать повышение способности наплавляемой стали противостоять абразивному износу.

*Работа выполнена в СибГИУ в рамках проектной части Государственного задания Минобрнауки РФ № 11.1531.2014/к.*

#### Библиографический список

1. Филиппова Л.Т., Гольдштейн Я.Е. Влияние состава и структуры на износостойкость при абразивном изнашивании // *Металловедение и термическая обработка металлов.* – 1979. – №2. – С. 10–12.
2. Воробьев Ю.П. Карбиды в сталях / Ю.П. Воробьев/ *Известия Челябинского научного центра.* – 2004. – Вып. 2(23). – С. 34 – 60.
3. Шебаниц, Э. Н. Повышение трещиностойкости и сопротивления износу наплавленных рабочих валков горячей прокатки / Э. Н. Шебаниц, Н. И. Омеляненко, Ю. Н. Куракин, В. Н. Матвиенко // *Металлург.* – 2012. – № 8 – С. 72–75.
4. Лившиц Л.С., Щербакова В.С. Распределение углерода и легирующих элементов между твёрдым раствором и карбидами в стали.- *Изв.АН.СССР. Металлы,* 1967.-№ 4.-С. 73-76

**ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК КАРБИДОВ  
В СТРУКТУРЕ НАПЛАВЛЕННОГО СЛОЯ ИЗ СТАЛИ  
СИСТЕМЫ C-Si-Mn-Cr-V-Mo**

**Титов Д.А., Осетковский И.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук Кибко Н.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail:krivicheva\_nv@mail.ru*

В работе исследованы морфология карбидов, их дисперсность и характер распределения в объеме наплавляемой стали 25Х5ФМС. Установлено положительное влияние введения в состав шихты углеродфторсодержащей добавки на характеристики карбидов, что должно обеспечивать повышение износостойкости наплавленного слоя.

Ключевые слова: упрочнение, порошковая проволока, наплавка, прокатные валки, карбиды, износостойкость

Способность наплавочных сталей к сопротивлению разрушению при абразивном изнашивании определяется их химическим составом, в частности содержанием карбидообразующих элементов, обуславливающих образование твердых карбидных фаз [1-3].

В настоящее время для наплавки прокатных валков на обжимных (блюминг, слябинг), крупносортовых и рельсобалочных, средне- и мелкосортных, листопрокатных станах в России широко используется порошковая проволока ПП-Нп-25Х5ФМС по ГОСТ 26101-84 с содержанием в своем химическом составе таких карбидообразующих элементов, как ванадий и хром [4].

С целью совершенствования структуры и свойств наплавляемой стали 25Х5ФМС был разработан ее новый состав с использованием углеродфторсодержащего материала. В лабораторных условиях изготовлены образцы порошковой проволоки марки ПП-Нп-25Х5ФМС с использованием взамен аморфного углерода пыли газоочистки алюминиевого производства со следующим химическим составом, масс. %:  $Al_2O_3 = 21-46$ ;  $F = 18-27$ ;  $Na_2O = 8-15$ ;  $K_2O = 0,4 - 6\%$ ;  $CaO = 0,7- 2,3$ ;  $SiO_2 = 0,5-2,5$ ;  $Fe_2O_3 = 2,1-3,3$ ;  $C_{общ} = 12,5-30,2$ ;  $MnO = 0,07-0,9$ ;  $MgO = 0,06-0,9$ ;  $S = 0,09-0,19$ ;  $P = 0,10-0,18$ . Химический состав наплавленного металла приведен в таблице 1.

В настоящей работе с помощью методов оптической и сканирующей электронной микроскопии изучали морфологию, размеры и характер распределения карбидных фаз в объеме наплавляемой стали 25Х5ФМС. Металлографический анализ проводили с использованием инвертированного металлографического микроскопа OLYMPUS GX-51.

СЭМ-исследование проводили, используя сканирующий электронный микроскоп с термоэмиссионным катодом и сфокусированным ионным пучком (система Quanta 200 3D фирмы EDAX (Нидерланды).

Таблица 1 – Химический состав исследуемых образцов

№ образца	Массовая доля элементов, %									
	C	Si	Mn	Cu	Cr	Mo	Ni	Al	V	Ti
1	0,15	1,59	1,67	0,18	0,35	1,11	0,16	0,032	0,35	0,006
2	0,20	1,33	2,16	0,17	3,52	1,51	0,13	0,04	0,36	0,020
3	0,14	0,39	1,88	0,10	3,05	1,04	0,10	0,014	0,13	0,005
4	0,09	0,29	1,62	0,10	2,95	0,95	0,10	0,011	0,10	0,003

Примечание: 1, 3 – образцы с добавлением графита аморфного;  
2, 4 – образцы с добавлением углеродфторсодержащей пыли

В структуре образцов с добавкой аморфного графита обнаружены карбиды ванадия и хрома дисперсного строения (рисунок 1, а). Карбиды равномерно распределены в объеме стали и имеют вид светлых включений глобулярной или близкой к ней формы (рисунок 2, а). Кроме глобулярных карбидных фаз обнаружены карбиды в виде сетки (рисунок 1, б), что может оказывать влияние на снижение износостойкости стали [1]. Присутствие карбидов в наплавляемой стали связано с легированием ее такими карбидообразующими элементами как хром и ванадий.

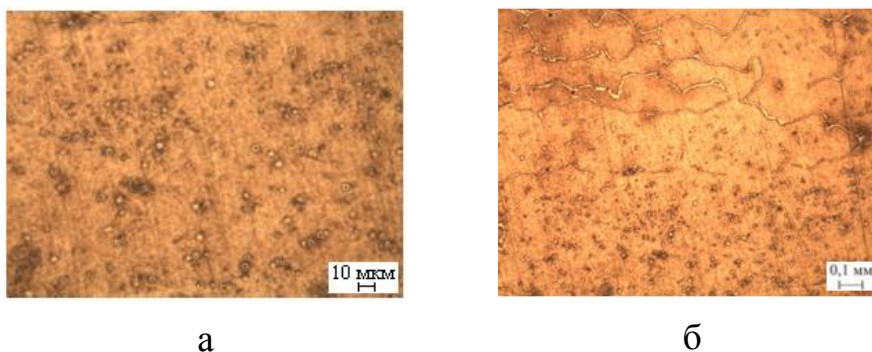
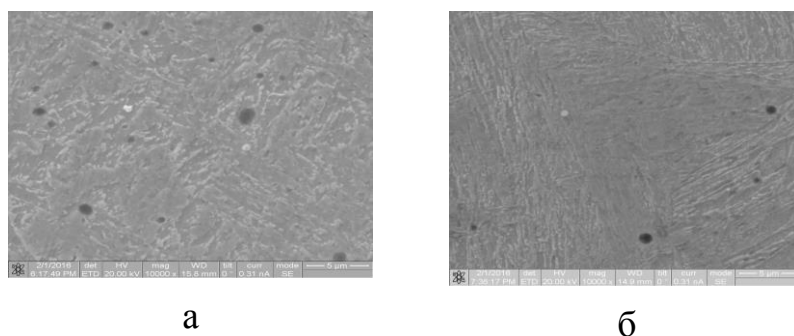


Рисунок 1 – Микроструктура исследуемых образцов: а –  $\times 500$ , б –  $\times 1000$

Установлено, что использование углеродфторсодержащей добавки устраняет в структуре стали сетку карбидов. Это может обеспечить повышение износостойкости наплавленного слоя. В структуре образцов с углеродфторсодержащей пылью обнаружены карбиды ванадия и хрома. Они чрезвычайно мелкие и полностью рассеяны в матрице (рисунок 2, б).



а – образец № 1, б – образец № 2

Рисунок 2 – Электронное изображение микроструктуры



Полученное дисперсное строение карбидов, равномерное распределение в объеме стали, глобулярная морфология и отсутствие сетки карбидов позволяет предполагать о повышении износостойкости наплавляемой стали после введения в ее состав углеродфторсодержащей добавки, что согласуется с данными работы [5].

Таким образом, установлено, что введение в состав наплавляемой стали углеродфторсодержащей добавки обеспечивает получение структуры без карбидной сетки с равномерно распределенными в объеме стали дисперсными карбидами ванадия и хрома. Полученная форма, дисперсность и характер распределения карбидных фаз могут обеспечить повышение способности стали к сопротивлению разрушению при абразивном изнашивании.

*Работа выполнена в СибГИУ в рамках проектной части Государственного задания Минобрнауки РФ № 11.1531.2014/к.*

#### Библиографический список

1. Воробьев Ю.П. Карбиды в сталях / Ю.П. Воробьев/ Известия Челябинского научного центра. – 2004. – Вып. 2(23). – С. 34 – 60.
2. Крагельский И.В., Ямпольский Г.Я. О механизме абразивного износа. – Изв. Вузов. Физика, 1968.- №11.- С. 81-87.
3. Лившиц Л.С., Гринберг Н.А., Куркумелли Э.Г. Основы легирования наплавленного металла. М.: Машиностроение, 1969.-188с.
4. Будагьянц Н.А. Литые прокатные валки / Н. А. Будагьянц, В.Е. Карсский. – Москва: Металлургия, 1983. – 540 с.
5. Поляк М.С. Новые износостойкие сплавы для упрочнения инструмента и деталей машин // Процессы упрочнения поверхности деталей машин. М.: Металлургия, 1964. С. 32 – 35.

УДК 621. 762

### ТЕРМОДИНАМИКА ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ ВЗАИМОДЕЙСТВИЙ В СИСТЕМЕ Zr – O – C – H – N

**Алексеева Т.И.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Галевский Г.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Проведен термодинамический анализ высокотемпературных взаимодействий в системе Zr – O – C – H – N. Прогнозированы возможность и условия получения карбида циркония.

Ключевые слова: карбид циркония, плазменный синтез, термодинамический анализ, условия карбидообразования.

Работа выполнена в СибГИУ в рамках проектной части государственного задания Минобрнауки России № 1531/2014/К.

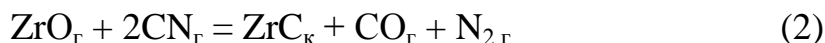
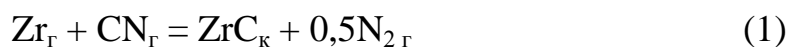
Одной из важнейших задач современного материаловедения является создание материалов для работы в экстремальных условиях – при высоких температурах и напряжениях, под воздействием агрессивных сред и т.п. В решении этих задач существенная роль принадлежит использованию тугоплавких металлов и их соединений – боридов, карбидов, нитридов и силицидов, которые, наряду с высокой твердостью и тугоплавкостью, обладают жаростойкостью и жаропрочностью, специфическими физическими и химическими свойствами. Эти соединения в значительной степени определяют свойства разнообразных сплавов, начиная от углеродистых и легированных сталей и кончая твердыми сплавами, применяющимися для металлообработки и бурения горных пород. Среди карбидов тугоплавких металлов высокими эксплуатационными свойствами обладает карбид циркония, что делает его потенциально пригодным для решения многих задач современного материаловедения: в качестве компонентов и легирующих добавок твердых сплавов, разнопрофильных композиционных материалов, для защитных покрытий, поверхностного и объемного модифицирования металлических сплавов и материалов и т.д. Однако эффективное применение карбида циркония предполагает дальнейшее совершенствование технологии его производства, в том числе и в нанокристаллическом состоянии. При этом наиболее перспективным представляется плазмосинтез карбида циркония. Плазмосинтез карбида циркония – первая в его технологической истории попытка создания непрерывного процесса. Технологические основы плазмосинтеза, заложенные на рубеже 70-80 годов прошлого столетия, предполагают совместную переработку  $ZrCl_4$  и пропан-бутановой технической смеси в плазменном потоке аргона и водорода, закалку продуктов плазмообработки и их улавливание, внереакторную термическую обработку в инертной среде. Сам способ, оборудование и аппаратурно-технологическая схема для его реализации были освоены сначала для производства заказных партий в условиях СКТБ неорганических материалов АН Латвии, а затем позднее и в настоящее время для малотоннажного производства в условиях фирмы «NEOMAT Co» (Латвия). В настоящее время перед плазмосинтезом стоят такие задачи, как освоение промышленного уровня мощности, применение нетоксичного сырья, совершенствование аппаратурно-технологической схемы.

Термодинамическое моделирование процессов синтеза проведено с целью прогнозирования оптимальных параметров получения карбида циркония (соотношения компонентов и температуры), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в карбид, составов газообразных и конденсированных продуктов), оценки склада в процессы карбидообразования газофазных реакций, обеспечивающих в условиях плазменных технологий эффективную переработку дисперсного сырья.

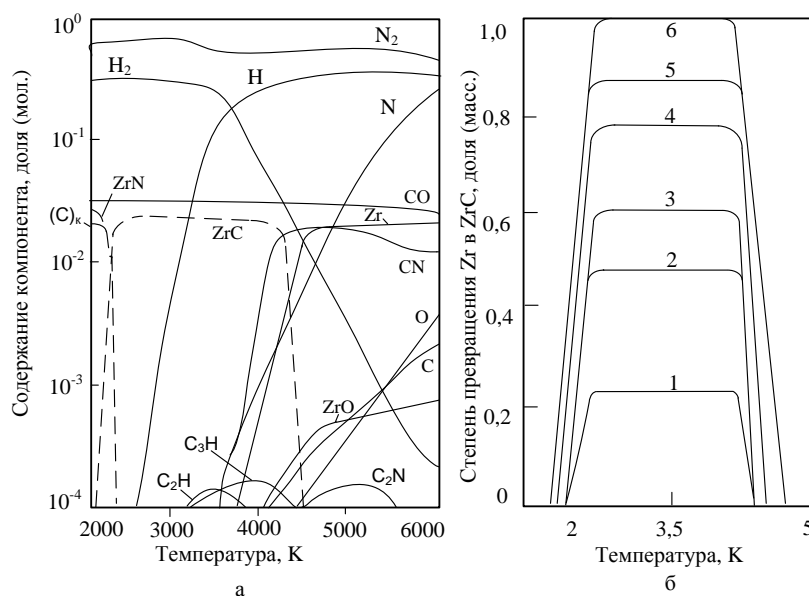
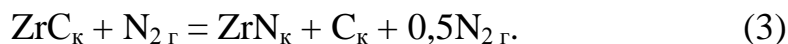
Необходимые для анализа составы газообразных и конденсированных

продуктов рассчитывались «константным методом». Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» [1 – 3]. При расчетах рассматривалась область температур 1000 – 6000 К при общем давлении в системе 0,1 МПа. Объектом термодинамического моделирования являлась система  $Zr - C - O - H - N$ . Ранее рассмотрена термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системе  $Zr - C - H - Cl$  и найдена температурная зависимость степени превращения тетрахлорида циркония в карбид [4]. Термодинамическая оценка возможности реализации процессов карбидообразования в системе  $Zr - C - O - H - N$  проведена впервые.

Результаты термодинамических расчетов системы  $Zr - C - O - H - N$  приведены на рисунке. В этой системе образование  $ZrC$  возможно по реакции (1) – до 98,5 % и 2 – до 1,5 %.



100 %-ный выход карбида циркония достигается при стехиометрическом соотношении компонентов  $Zr:C$  в интервале температур 2150 – 4000 К. Увеличение количества углерода в системе по сравнению со стехиометрическим приводит к конденсации его при температуре 2600 – 2800 К. При температуре ниже 2300 К термодинамически возможным становится взаимодействие карбида с азотом



а) равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении  $Zr:C:O:H:N = 1:3:2:12:20$ ; б) зависимость степени превращения  $Zr$  в  $ZrC$  от соотношения  $Zr:C = 1:0,75$  (1);  $1:1,5$  (2);  $1:1,875$  (3);  $1:2,25$  (4);  $1:2,625$  (5);  $1:3$  (6)

Рисунок – Результаты термодинамических расчетов системы  $Zr - C - O - H - N$

## Библиографический список

1. Руднева В.В. Модифицирование нитрида кремния в плазмометаллургическом реакторе / В.В. Руднева, Г.В. Галевский, С.Г. Галевский // Деп. ВИНТИ РАН, № 1074 – В 2007 20.11.2007. – 14 с.
2. Руднева В.В. Исследование и совершенствование реактора для плазмометаллургического производства нанокарбида кремния / В.В. Руднева, Г.В. Галевский, С.Г. Галевский // Деп. ВИНТИ РАН, № 1072 – В 2007 20.11.2007. – 15 с.
3. Пат. № 2327638 РФ, МПК С01В 31/36. Способ получения нанопорошка карбида кремния / Г.В. Галевский, С.Г. Галевский, В.В. Руднева, О.А. Полях. – СибГИУ. - № 2006143225/15 ; заявл. 06.12.2006, опубл. 27.06.2006. Бюл. № 18. – 6 с.
4. Сурис А.Л. Термодинамика высокотемпературных процессов: справочник / А.Л. Сурис. – М.: Metallurgia, 1985. – 568 с.

УДК 669.2/8.053.4

## **ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ КАК СПОСОБ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

**Басирова Д.Р.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрена основная стадия гидрометаллургической технологии обогащения и переработки руд цветных металлов – выщелачивание; приведены требования к выбору растворителя, дана классификация существующих методов выщелачивания.

Ключевые слова: обогащение, растворитель, агитационное выщелачивание, перколяция.

По гидрометаллургической технологии в цветной металлургии производят около 70 металлов, таких как Cu, Zn, Co, Ni, Au, W, Mo, U, редкие. Редкоземельные металлы и др. Любой гидрометаллургический способ, не считая подготовительных и вспомогательных операций, состоит из двух основных стадий: обработки рудного сырья растворителем (выщелачивания) и последующего выделения металла из раствора. На рисунке 1 представлена схема гидрометаллургической переработки полиметаллического медьсодержащего рудного сырья.

Выщелачивание – процесс избирательного извлечения целевого элемента из рудного сырья или промпродуктов в раствор. Этот процесс может применяться не только с целью переработки концентратов, но и как способ

обогащения руд цветных металлов [1-4].

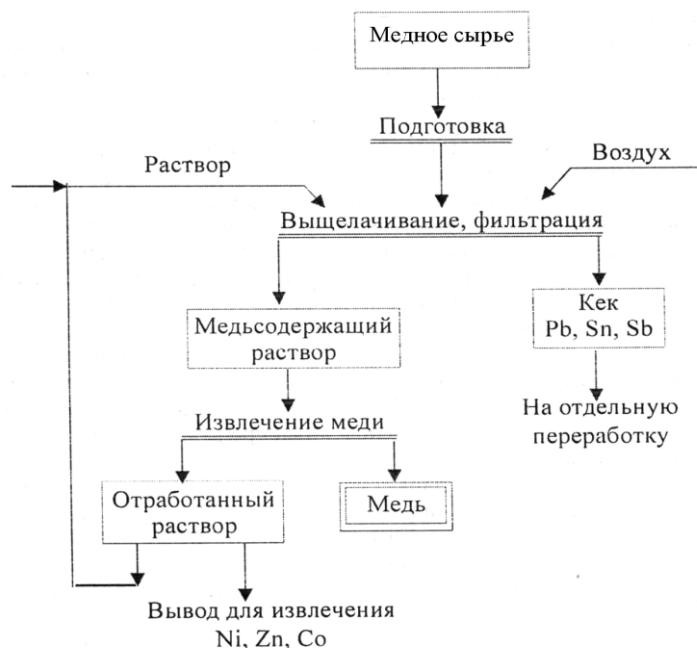


Рисунок 1 – Схема гидрометаллургической переработки медьсодержащего сырья

С целью извлечения металла выщелачиванию подвергают руды и продукты их обогащения, продукты пирометаллургического передела, а также отходы, образующиеся при обработке металлов и сплавов. Эффективность выщелачивания определяется полнотой извлечения ценных компонентов, концентрацией извлекаемых компонентов и вредных примесей в конечном растворе, расходом материалов, электроэнергии, пара, затратами рабочей силы, скоростью процесса.

Обычно выщелачивание осуществляют с помощью водных растворов неорганических кислот (серной, соляной, азотной), щелочей (едкий натр, аммиак) и солей (углекислый натрий или аммоний, цианиды и др.). Растворитель выбирается исходя из свойств и состава материала, с учётом селективности, токсичности, стабильности состава, коррозионного действия, возможности регенерации и других свойств, а также его стоимости и дефицитности. Иногда выщелачивание представляет собой простое растворение (например, водное выщелачивание соединений тяжёлых металлов после сульфатизирующего или хлорирующего обжига). В большинстве случаев растворение при выщелачивании сопровождается следующими процессами: комплексообразованием (например, при цианировании золота, обработке сульфидов никеля аммиачными растворами); обменной реакцией (при выщелачивании оксидов или карбонатов металлов растворами кислот); окислительно-восстановительной реакцией (при выщелачивании электроотрицательных металлов кислотами; выщелачивании сульфидов кислыми растворами).

Выщелачивание осуществляют различными способами в зависимости от природы, состава и состояния материала, подвергаемого обработке:

- кучное выщелачивание;
- подземное выщелачивание;
- перколяция;
- агитационное выщелачивание.

Например, выщелачивание золотых, урановых руд и сульфидных концентратов проводят при перемешивании пульпы (смеси мелких твёрдых частиц с растворителем) - агитационное выщелачивание перемешиванием. Для выщелачивания перемешиванием используют ёмкости, оборудованные механическими, пневматическими или пневмомеханическими перемешивающими устройствами (мешалками, эрлифтами и др.).

Выщелачивание меди из окисленных руд, алюминатов из спечённых бокситов и других пористых и зернистых материалов, не склонных к слёживанию и образованию не фильтрующего слоя, проводят просачиванием растворителя через неподвижный слой твёрдого материала - выщелачивание перколяцией. При выщелачивании перколяцией обрабатываемый материал загружают в чан с ложным днищем, покрытым фильтровальной тканью, или укладывают штабелями на заранее подготовленные площадки - кучное выщелачивание.

Для обогащения бедных и труднообогащаемых руд применяют методы химического и бактериального выщелачивания. Этот метод использует способность минералов растворяться в неорганических соединениях. Бактериальное выщелачивание (биовыщелачивание, БВ) основано на разложении сульфидов специальными бактериями. Более широкое применение имеет чановое бактериальное выщелачивание концентратов. Руду сначала перерабатывают на обычной золотоизвлекательной фабрике: измельчают, обогащают и получают золотосодержащий сульфидный концентрат, используя, например, флотацию. Бактериальной обработке подвергается только концентрат. Биовыщелачивание производят в специальных емкостях (чанах). После разложения сульфидов и специальной обработки извлечение золота из концентрата обычно производят цианированием. Поддерживать условия для активной жизнедеятельности бактерий в ограниченных емкостях значительно проще, чем на открытых площадках, поэтому чановое бактериальное выщелачивание в настоящее время используют довольно широко в разных странах.

Подземное выщелачивание - физико-химический процесс добычи минералов (металлов и их солей), таких как медь, уран, золото или поваренная соль с помощью различных растворителей. Процесс начинается с бурения скважин, также могут применяться взрывчатые вещества или метод гидравлического разрыва пласта для облегчения проникновения раствора. После этого в скважину через группу закачных скважин накачивается растворитель (выщелачивающий агент), где он соединяется с рудой. Смесь, содержащая растворённую руду, затем выкачивается через откачные скважины на поверхность, где подвергается экстракции.

Совершенствование методов выщелачивания, интенсификация хими-

ческих реакций при правильном сочетании их с экстракционными и сорбционными процессами обеспечит эффективную переработку рудного сырья методами гидрометаллургии.

#### Библиографический список

1 Кольчурина И.Ю. Основы гидрометаллургии: учеб. пособ. / И.Ю. Кольчурина, О.И.Нохрина, В.В.Руднева, В.М.Федотов; СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 226 с.

2 Полькин С.И. Обогащение руд цветных металлов / С.И. Полькин, Э.В. Адамов – М.: Недра, 1984. – 452 с.

3 Барабаш В.М. О применении аппаратов с перемешивающими устройствами в процессах выщелачивания при высоком содержании твердой фазы / В.М. Барабаш // Цветные металлы. 2002. – № 7. – С. 41-42.

4 Процессы и аппараты цветной металлургии: учебник для вузов / С.С. Набойченко [и др.]. – Екатеринбург: УГТУ. 1997. – 648 с.

УДК 621.762

### ТЕРМОДИНАМИКА ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНЫХ ВЗАИМОДЕЙСТВИЙ В СИСТЕМЕ Ti-B-Si-N

**Ефимова К.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Галевский Г.В.,  
д-р техн. наук, профессор Руднева В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, email: kafcmet@sibsiu.ru*

Работа выполнена в СибГИУ в рамках проектной части государственного задания Минобрнауки России № 1531/2014/К.

В связи с использованием в процессах синтеза в качестве титанборсодержащего сырья титана, его тетрахлорида, бора, метана и плазмообразующих газов – азота и водорода объектом исследования являлась система Ti-B-Si-N. 100% выход диборида титана достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Ti:B и 9-кратном избытке водорода (Si:H=4:36) в интервале температур 2300-3500К. При температуре ниже 2300К термодинамически возможным становится взаимодействие диборида с азотом и хлористым водородом.

Ключевые слова: диборид титана, бор, термодинамическая система, термодинамическое моделирование, тетрахлорид титана.

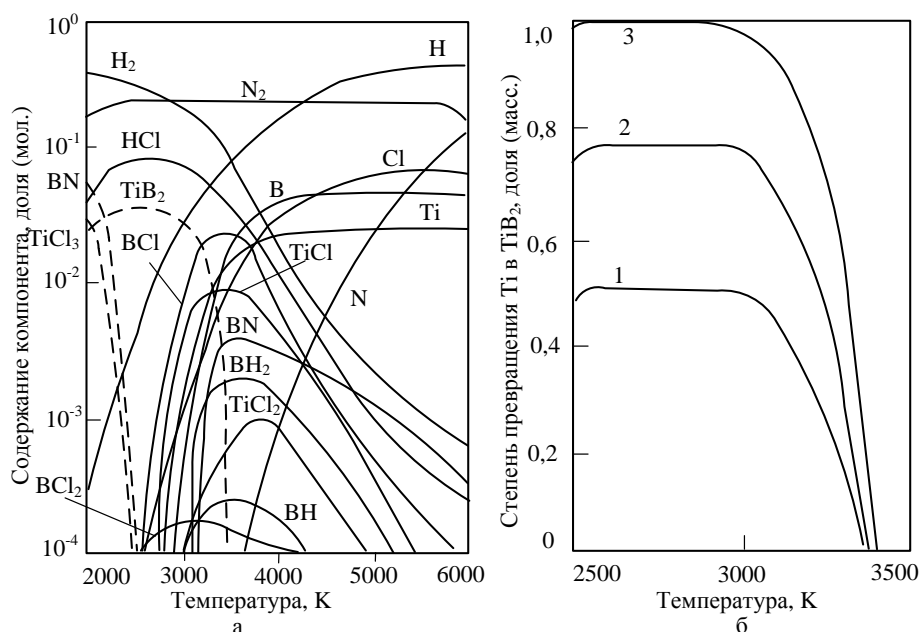
Термодинамическое моделирование процессов синтеза проведено с целью прогнозирования оптимальных параметров получения диборида титана (соотношения компонентов и температуры), определения равновесных показателей процесса (степени превращения сырья в борид, составов газооб-

разных и конденсированных продуктов), оценки вклада в процессы боридообразования газофазных реакций, обеспечивающих в условиях плазмотехнологий эффективную переработку дисперсного сырья. Целесообразность и положительный опыт такого подхода подтвержден во многих работах, в том числе и в опубликованных в последнее время [1-4].

Необходимые для анализа составы газообразных и конденсированных продуктов рассчитывались «константным методом». Расчеты выполнялись с использованием программы компьютерного моделирования высокотемпературных сложных химических равновесий «PLASMA» [5]. При расчетах рассматривалась область температур 1000 – 6000 К при общем давлении в системе 0,1 МПа. Объектом термодинамического моделирования являлась система Ti-B-Cl-H-N.

Ранее термодинамика высокотемпературных взаимодействий в титанборсодержащих системах исследовалась в работе [6], а для условий переработки титана и его тетрахлорида в работе [7]. В системе Ti-Cl-B-N  $TiB_2$  присутствует в интервале температур 600-3600К. При стехиометрическом соотношении водорода и хлорида в исходных реагентах степень превращения элементов в целевой продукт невысока и составляет 42 %. Увеличение количества водорода по сравнению со стехиометрией приводит к восстановлению низших хлоридов, присутствующих при высоких температурах, и к соответствующему повышению выходу  $TiB_2$ . При 10-кратном избытке водорода степень превращения титана в диборид близка к 100 %.

Результаты термодинамических расчетов системы Ti – B – Cl – H – N приведены на рисунке 1.

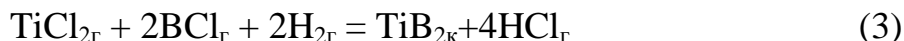
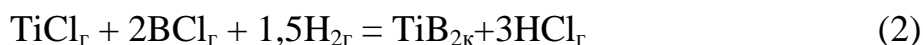


а) равновесные составы газовой и конденсированной фаз в зависимости от температуры при соотношении Ti:B:Cl:H:N = 1:2:4:36:20; б) зависимость степени превращения Ti в  $TiB_2$  от соотношения Cl:H = 1:1 (1); 1:6 (2); 1:9 (3)

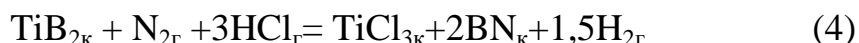
Рисунок 1 – Результаты термодинамических расчетов системы Ti – B – Cl – H – N



В этой системе образование  $TiB_2$  возможно по реакциям (1) – до 20 %, (2) – до 75 % и (3) – до 5 %:



100% выход диборида титана достигается при стехиометрическом соотношении компонентов Ti:B и 9-кратном избытке водорода (Cl:H=4:36) в интервале температур 2300-3500К. При температуре ниже 2300К термодинамически возможным становится взаимодействие диборида с азотом и хлористым водородом:



#### Библиографический список

1. Руднева В.В. Модельно- математическое исследование режимов эффективной переработки дисперсного сырья в плазменном реакторе/В.В. Руднева [и др]//Изв. вузов. Черная металлургия – 2007– №5– С.52-55.

2. Ноздрин И.В. Модельно- математическое исследование условий эффективной переработки хромсодержащего сырья в плазменном реакторе/И.В. Ноздрин, Л.С. Ширяева, В.В. Руднева, М.А. Терентьева// Изв. вузов. Черная металлургия – 2012– №2– С.13-18.

3. Ноздрин И.В. Компьютерное моделирование режимов эффективной переработки в плазменном реакторе хромсодержащего дисперсного сырья/ И.В. Ноздрин, Л.С. Ширяева, М.А. Терентьева// Системы автоматизации в образовании, науке и производстве AS'2011: мат. VII Всерос. науч. – практ. конф. (с участием стран СНГ). – Новокузнецк: СибГИУ, 2011 – С. 464 – 468.

4. Гарбузова А.К. Модельно- математическое исследование условий эффективной переработки титансодержащего сырья в плазменном реакторе/ А.К. Гарбузова, Л.С. Ширяева, Г.В. Галевский, В.В. Руднева// Специальная металлургия: вчера, сегодня, завтра: мат. XII Всеукр. науч. – практ. конф. – К.: НТУУ «КПИ», 2016 – С.

5. Руднева В.В. Модифицирование нитрида кремния в плазмометаллургическом реакторе/ В.В. Руднева, Г.В. Галевский, С.Г. Галевский// Деп. ВИНТИ РАН № 1074 – В 2007 20.11.2007 – 14 с.

6. Галевский Г.В. Разработка научных и технологических основ плазменного синтеза наноборида титана/ Г.В. Галевский, В.В. Руднева, К.А. Ефимова. Научно-технические ведомости Санкт-Петербургского государственного политехнического университета. 2(219)' 2015. – С. 141 – 150.

7. Сурис А.Л. Термодинамика высокотемпературных процессов: справочник/ А.Л. Сурис. – М.: Металлургия, 1985. – 568с.

**МОДЕЛЬНО-МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ  
ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СЫРЬЕВОГО И ПЛАЗМЕННОГО  
ПОТОКОВ ПРИ ПЛАЗМОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ  
ПОЛУЧЕНИИ ДИБОРИДА ТИТАНА**

**Ефимова К.А.**

**Научный руководитель: д-р техн. наук, профессор Галевский Г.В.,  
д-р техн. наук, профессор Руднева В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, email: kafcmet@sibsiu.ru*

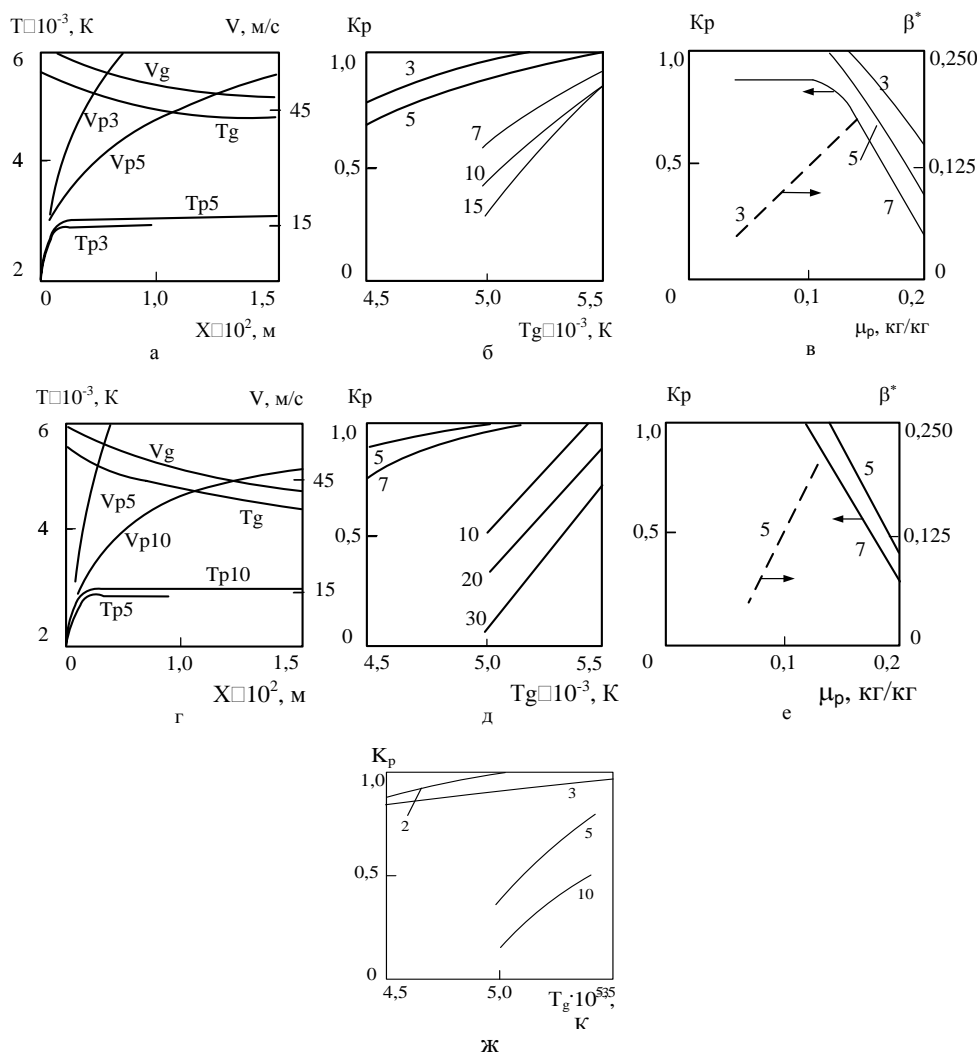
Работа выполнена в СибГИУ в рамках проектной части государственного задания Минобрнауки России № 1531/2014/К.

Представлены результаты компьютерного моделирования взаимодействия титансодержащего сырьевого и азотного плазменного потока в условиях промышленного трехструйного реактора. Определены условия эффективного испарения сырья и сформулированы требования к нему.

Ключевые слова: борид титана, плазменный синтез, нанопорошки, моделирование, сырьевой поток, плазменный поток.

Моделирование теплообмена плазменного и сырьевого потоков проведено с целью прогнозирования условий эффективной «газификации» различных видов порошкообразного – бортитансодержащего сырья: термодинамических и теплофизических свойств плазмы и сырья, начальной температуры плазмы, крупности, массовой расходной концентрации и скорости ввода сырья. Для моделирования взаимодействия сырьевого и плазменного потока использовалась математическая модель А.Л. Моссэ – Г.В. Галевского [1-2]. Модель включает пять блоков: блок задания начальных условий; блок изменения гидродинамических условий, описывающий движение частиц и плазменного потока уравнениями диаметра конуса разлета частиц из фурмы подачи дисперсного сырья, движения частиц, неразрывности потока, пролетаемого частицей в реакторе расстояния; блок изменения тепловых условий, описывающий теплообмен плазменного потока со стенками канала реактора уравнениями теплофизических свойств газа при среднемассовой температуре потока и температуре частицы, баланса тепла для реактора, баланса тепла для газа, теплового потока от плазмы к стенке реактора; блок изменения тепловых условий, описывающий теплообмен плазменного потока с дисперсным сырьем уравнениями коэффициента межкомпонентного теплообмена, баланса тепла для дисперсного материала, степени испарения; блок оценки достоверности результатов плазменной обработки оксидного сырья, основанный на обобщающем положении о лимитировании процессов плазменного восстановления степенью перехода сырья в газовую фазу и на экспериментальном определении степени восстановления по составу газовой фазы.

Результаты исследования приведены на рисунке 1. Исследования проводились для следующих режимов работы трёхструйного реактора: подведённой мощности 75 кВт и массового расхода плазмообразующего газа (азота), составляющих  $9 \cdot 10^{-3}$  кг/с.



а) изменение среднемассовой температуры и скорости плазменного потока ( $T_g, V_g$ ) и частиц титана ( $T_p, V_p$ ) по длине реактора; б) влияние начальной температуры плазменного потока ( $T_g$ ) на степень испарения частиц титана ( $K_p$ ); в) влияние массовой расходной концентрации ( $\mu_p$ ) на степень испарения частиц титана ( $K_p$ ) и долю энергии, переданной частицам ( $\beta^*$ ); г) изменение среднемассовой температуры и скорости плазменного потока ( $T_g, V_g$ ) и частиц диоксида титана ( $T_p, V_p$ ) по длине реактора; д) влияние начальной температуры плазменного потока ( $T_g$ ) на степень испарения частиц диоксида титана ( $K_p$ ); е) влияние массовой расходной концентрации ( $\mu_p$ ) на степень испарения частиц диоксида титана ( $K_p$ ) и долю энергии, переданной частицам; ж) влияние начальной температуры плазменного потока ( $T_g$ ) на степень испарения частиц бора ( $K_p$ ). 2, 3, 5, 7, 10, 15, 20, 30 – размер частиц, мкм.

Рисунок 1 – Гидродинамические и энергетические режимы переработки диоксида титана (а-в), титана (г-е) и бора (ж)

Анализ результатов расчёта движения и нагрева частиц оксида титана (IV) показывает, что рабочие параметры реактора обеспечивают полное испарение частиц крупностью от 3 до 5 мкм (рисунок, б), причём взаимодействие частиц с потоком происходит в условиях сопоставимых скоростей, составляющих для частиц размером 3 мкм 32-60 м/с, а 5 мкм – 28-55 м/с за время соответственно  $15 \cdot 10^{-5}$  -  $18 \cdot 10^{-5}$  и  $54 \cdot 10^{-5}$ - $85 \cdot 10^{-5}$  с (рисунок, а). Следует отметить, что увеличение до определённого уровня массовой расходной концентрации оксида не влияет на степень его испарения. Максимальная расходная концентрация, при которой возможна полная переработка  $TiO_2$ , составляет 0,12 кг/кг для частиц, крупностью 5 мкм, 0,14 кг/кг для 3 мкм (рисунок, в). При этом оптимальная загрузка реактора позволяет увеличить долю энергии, переданную частицам, т.е. тепловой КПД потока, например, для частиц 5 мкм с 0,075 до 0,20 и снизить удельные энергозатраты с 3,14 до 2,43 кВт·ч/кг оксида титана. Расчёты показали, что изменение скорости подачи порошка  $TiO_2$  с 1 до 3 м/с практически не приводит к изменению гидродинамической обстановки в потоке, а, следовательно, не оказывает влияние на межкомпонентный теплообмен. При использовании в качестве сырья порошка титана более оптимальное по сравнению с оксидом сочетание теплофизических характеристик, в первую очередь коэффициента теплопроводности, теплота плавления и испарения, обуславливает возможность переработки с приемлемой (0,12–0,14 кг/кг) для технологического процесса расходной концентрацией частиц крупностью 5-7 мкм (рисунок, г-е). При этом тепловой КПД потока для частиц крупностью 5 мкм достигает 0,20. Установленные закономерности не зависят от начальной скорости частиц при изменении её в пределах 1-3 м/с. На рисунке (ж) приведены энергетические режимы переработки бора, свидетельствующие о возможности испарения порошка бора крупностью не более 3 мкм при массовой расходной концентрации 0,12 кг/кг.

#### Библиографический список

1. Руднева В.В. Модифицирование нитрида кремния в плазмометаллургическом реакторе/ В.В. Руднева, Г.В. Галевский, С.Г. Галевский // Деп. ВИНТИ РАН № 1074 – В 2007 20.11.2007 – 14 с.
2. Руднева В.В. Исследование и совершенствование реактора для плазмометаллургического производства/ В.В. Руднева, Г.В. Галевский, С.Г. Галевский // Деп. ВИНТИ РАН № 1072 – В 2007 20.11.2007 – 15 с.

## ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

**Жищенко В.В.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Определены существующие проблемы сточных вод коксохимического производства, рассмотрены перспективы различных способов их очистки, в том числе биохимического.

Ключевые слова: сточные воды, способы очистки, обесфеноливание, активный ил.

Основным направлением экологической политики предприятий в настоящее время является ресурсосбережение, решение вопросов использования вторичных материальных и энергетических ресурсов. При этом важную роль играет повторное или последовательное использование всех категорий сточных вод, что требует их предварительного обезвреживания.

Коксохимическое производство (КХП) является источником значительного количества высокотоксичных вторичных продуктов (отходов). Наибольшая часть из них (около 99 %) приходится на фенольные сточные воды, образующиеся в процессе коксования каменноугольных шихт; доля других отходов (кислых смол, фусов, масел и т.п.), образующихся в цехах улавливания и переработки продуктов коксования, составляет около 1%. Сточные воды содержат различные масла, взвешенные вещества и прочие примеси органического и неорганического происхождения, большинство из которых являются вредными, затрудняющими использование сточных вод в производстве.

Сточные воды КХП складываются из влаги шихты, пирогенетической влаги, технической воды и водяного пара, соприкасающегося в технологических процессах с химическими продуктами коксования при переработке каменноугольной смолы, сырого бензола и др. Количество сточных вод и концентрация в них загрязнений зависят от качества коксуемых углей, условий эксплуатации и состояния химической аппаратуры. Количество сточных вод на 1 т коксуемой шихты составляет 0,25–0,3 м<sup>3</sup>/ч, абсолютное количество сточных вод современных коксохимических заводов составляет до 150–170 м<sup>3</sup>/ч [1-4].

В настоящее время существует целый ряд экологически приемлемых технических решений, позволяющих существенно сократить вредное воздействие отходов КХП на окружающую среду, учитывающих специфику их физико-химических свойств.

Самым многотоннажным отходом коксохимического производства яв-

ляются фенольные сточные воды. Кроме фенолов, сточные воды КХП содержат еще ряд загрязняющих веществ (цианиды, пиридин, аммиак, сероуглерод и др.), концентрации которых значительны и составляют 0,001–1 мг/л. Обесфеноливание осуществляется с помощью механических, экстракционных и биохимических методов [1-4].

Физико-химические методы очистки основаны на массообменных процессах. Адсорбция и экстракция требуют дорогостоящих реагентов и сравнительно сложной аппаратуры, поэтому их целесообразно применять для очистки воды от небольших количеств растворенных токсичных веществ. Путем адсорбции на активированных углях из сточных вод можно извлекать цинк, медь, свинец, никель и другие металлы. Фенол удаляется с помощью экстракции минеральными маслами или бензолом. В зависимости от требуемой степени очистки сточных вод физико-химическая очистка может быть окончательной или второй ступенью очистки перед биологической [1-4].

В результате реакций нейтрализации, окисления, восстановления ядовитые вещества переходят в нетоксичные продукты или же выпадают в осадок, который отделяется.

Термический метод очистки сточных вод целесообразно использовать в случаях, когда в стоках содержится достаточное количество органических веществ, которые служат топливом. В результате получают нетоксичные газообразные продукты горения и твердый осадок.

Наиболее перспективным методом очистки сточных вод является биохимическая очистка (БХО), позволяющая не только удалять из воды практически все примеси, но и отличающаяся от других низкой затратностью. Установки биохимической очистки (БХУ) позволяют удалять из сточных вод такие токсичные загрязняющие вещества как фенолы, роданиды, цианиды, сероводород, пиридин, нафталин и т.п. на 90–99 %.

Метод биохимической очистки сточных вод активным илом заключается в переработке скоплениями аэробных микроорганизмов органических загрязнений при их частичной или полной минерализации, в присутствии кислорода, и последующим разделением прореагировавшей смеси. Условно, принято разделять весь процесс очистки на два периода: период биологического созревания и период стационарного биохимического окисления. В период биологического созревания в аэробных условиях с активным илом развивается оптимальное количество активного ила, адаптированного применительно к этому режиму работы установки, количеству и качеству сточной воды.

При биохимической очистке воду направляют в большие железобетонные бассейны – аэротенки, на дне которых уложены трубы для подачи воздуха, необходимого для жизнедеятельности особых бактерий. Активный ил тяжелее воды и легко осаждается в отстойнике. Часть ила из отстойника вновь подают в аэротенки, а часть высушивают и используют как удобрение. Очищенную воду хлорируют, чтобы уничтожить болезнетворные бактерии, и сбрасывают в реку [5].

Преимущества предлагаемого способа биологической очистки сточных вод активным илом, состоят в следующем:

- способ легко может быть осуществлен на любых очистных сооружениях и установках биохимической очистки промышленных, и бытовых сточных вод, в том числе работающих в условиях перегрузки и залповых сбросов;
- гарантирует непрерывность и неизменность технологического режима очистки;
- обеспечивает высокую эффективность очистки от любых видов загрязнений и высокую устойчивость активного ила к неравномерным нагрузкам;
- не требует больших материальных затрат;
- применение способа позволяет повысить производительность очистных сооружений.

Недостатком рассматриваемого способа является то, что для микроорганизмов активного ила необходимы особые условия, которые включают:

- невысокий диапазон возможного перепада температур;
- определенный интервал водородного показателя (5,5-8,5), т.е. среда должна быть нейтральной;
- необходимость постоянной подачи воздуха в аэротенки;
- перед биохимической очисткой из сточных вод необходимо удалить взвешенные вещества, смолы и масла [6-7].

Таким образом, одной из актуальных экологических задач представляется необходимость решения комплекса задач очистки сточных вод КХП от токсичных соединений и усовершенствование существующей технологии для минимизирования отходов химических цехов КХП. Правильно выбранные методы очистки позволяют существенно снизить опасность загрязнения водоемов, однако перспективным способом борьбы со стоками следует считать создание малоотходных технологических процессов.

#### Библиографический список

1. Жуков, А.И. Методы очистки производственных сточных вод [Текст] / А.И. Жуков // М.: Стройиздат. - 2008. – 114 с.
2. Комарова Л.Ф. Использование воды на предприятиях и очистка сточных вод в различных отраслях промышленности: учебн. пособие / Л. Ф. Комарова, М. А. Полетаева. – Барнаул: Изд-во АлтГТУ, 2010. – 174 с.
3. Родионов А.И. Защита биосферы от промышленных выбросов. Основы проектирования технологических процессов / А.И. Родионов, Ю.П. Кузнецов, Г.С. Соловьев – М.: Химия, КолосС, 2005. – 392 с.
4. Очистка производственных сточных вод: учеб. пособие для вузов / С.В. Яковлев, Я.А. Карелин, Ю.М. Ласков, Ю.В. Воронов; Под ред. С.В. Яковлева. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Стройиздат, 1985. – 335 с.
5. Сабирова Т. М. Проблемы и перспективы технологии очистки и утилизации сточных вод коксохимических предприятий / Т.М. Сабирова, М.А. Зайденберг // Кокс и химия. 1999. № 10. – С. 35-38.
6. Прокофьев В.И. Увеличение окислительной мощности аэротенков

биохимической очистки фенольных и надсмольных вод // В.И. Прокофьев, Н.Д. Харитоновна // Кокс и химия. 1998 № 5. – С. 47-48.

7. Сабирова Т. М. Проблемы и перспективы технологии очистки и утилизации сточных вод коксохимических предприятий / Т.М.Сабирова, М.А. Зайденберг // Кокс и химия. 1999. № 10. – С. 8-11.

УДК 669.7 (075)

## **ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

**Комрони М.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Описаны свойства молибдена, указаны области его применения. Рассмотрен процесс обогащения руд различного состава.

Ключевые слова: молибден, руда, молибденовый концентрат, коллективная флотация, перечистные операции.

Молибден относится к группе редких металлов. Благодаря тугоплавкости и низкому коэффициенту теплового расширения его применяют в электротехнике, радиоэлектронике, технике высоких температур. Основным сырьем для производства молибдена, его сплавов и соединений служат молибденитовые концентраты, содержащие 47-50 % Mo, 28-32 % S, 1-9% SiO<sub>2</sub> и примеси других элементов.

Для обогащения Mo-содержащих (молибденовых, медно-молибденовых и т.д.) руд применяют чаще всего флотацию – способ разделения минералов, основанный на различии в смачиваемости водой их поверхности и в способности удерживаться на границе раздела фаз.

Сульфидные молибденовые руды (Mo<sub>общ</sub>=0,03-0,06 %) относятся к наиболее легко обогатимым. На рисунке 1 приведена схема обогащения такой руды. Медно-молибденитовые руды перерабатывают обычно по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и молибденовый, иногда получают и пиритный концентрат. При обогащении кварцево-молибдено-вольфрамитовых руд сочетают методы гравитации (для получения вольфрамитового концентрата) и флотации (для молибденита). При обогащении некоторых медно-молибденитовых и окисленных руд получают бедные по молибдену промпродукты, которые направляются на гидрометаллургическую переработку с целью получения «химического концентрата» [1].

Первичная флотация сульфидов молибдена и меди из руд не представляет затруднений, но доводка черновых компонентов и разделение коллек-



тивных медно-молибденитовых продуктов для получения отдельных кон-  
 дitionalных концентратов требуют хорошего знания всех технологических  
 приемов обработки и разделения их обогатительными, химическими и ме-  
 таллургическими методами.

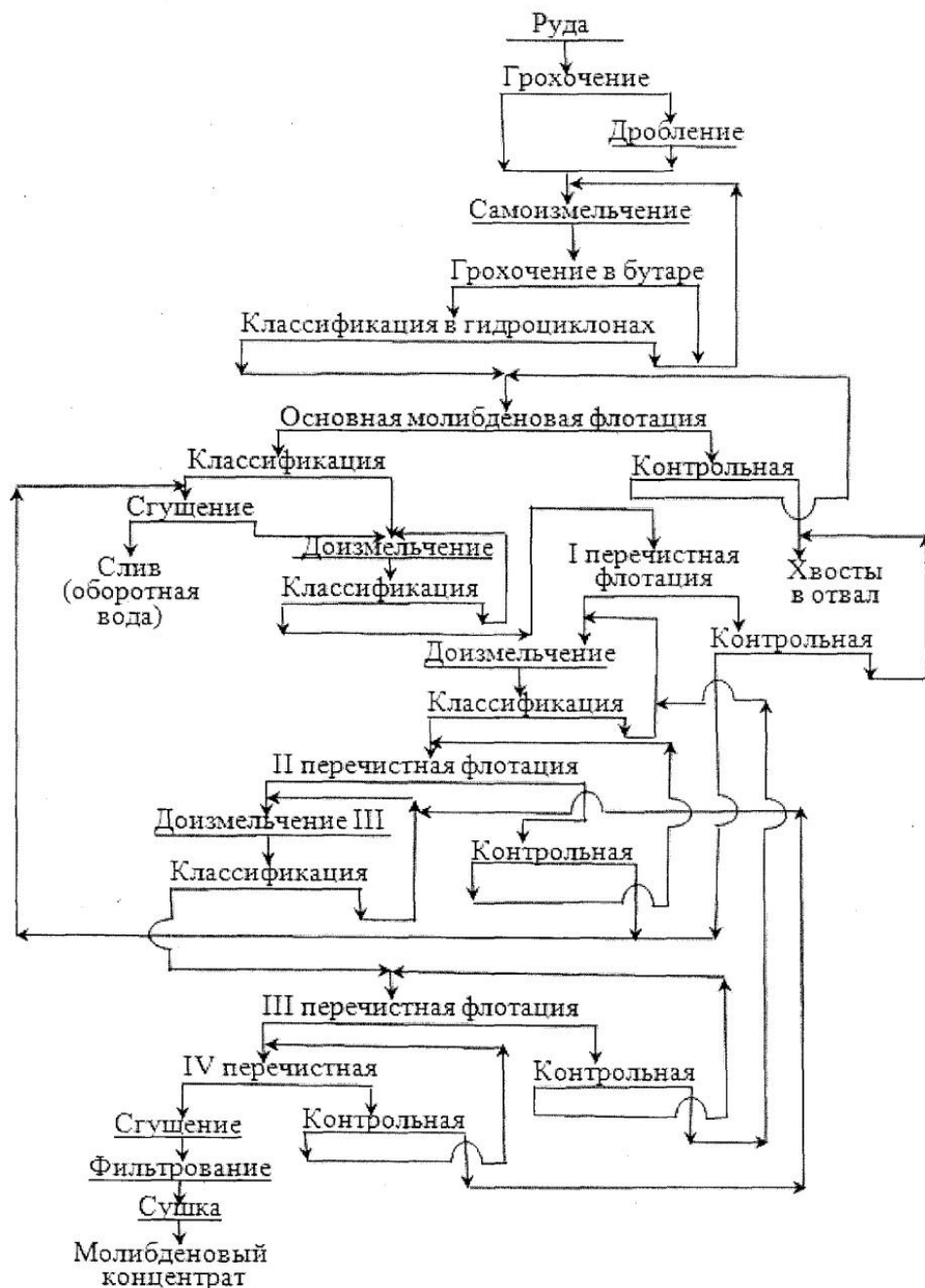


Рисунок 1 - Схема обогащения сульфидной молибденовой руды

В настоящее время в промышленной практике нашли применение  
 следующие методы разделения коллективных медно-молибденовых  
 концентратов:

- пропарка в среде сернистого натрия (Балхашская обогатительная фабрика);

- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после окислительной пропарки коллективного концентрата в известковой среде в плотной пульпе (Алмалыкская обогатительная фабрика);

- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и пирита после низкотемпературного окислительного обжига коллективного концентрата;

- подавление сульфидов меди и железа гидросульфидом натрия  $\text{NaHS}$ , сульфидом аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{S}$  или гидросульфидом аммония  $\text{NH}_4\text{HS}$  (Канада – фабрики «Бренда», «Гибралтар» и др.);

- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа реагентом «Ноукс» (США – фабрики «Пима», «Эль-Сальвадор» и др.);

- подавление сульфидов меди и железа реагентом «Анимол Д» (Чили – фабрика «Чукикамата», Канада – фабрика «Лорнекс»);

- флотация молибденита и подавление сульфидов меди и железа феррицианидами или цианидом натрия в слабощелочной среде совместно с сульфатом цинка (США – фабрика «Моренси», Канада – фабрика «Гаспе» и др.);

- подавление сульфидов меди и железа с помощью окислителей, например, перекиси водорода (США – фабрика «Сан-Мануэль»);

- подавление молибденита органическими коллоидами (крахмал) и флотация сульфидов меди (США – фабрики «Магна», «Сильвер-Белл»).

Каждая технология имеет свои особенности, но в любой схеме для получения высококачественных молибденовых концентратов применяются перечистные операции, количество которых колеблется от 5 до 14 в зависимости от типа руды. Перечистки сочетаются с другими технологическими операциями, такими как доизмельчение, термическая обработка и т.д. [2, 3].

Специалистами обогатительной фабрики ООО «Сорский ГОК» предложен гидрометаллургический метод дообогащения молибденового концентрата путем обработки концентратов слабым раствором соляной кислоты. Цель технологии – снизить содержание легкоплавких соединений ( $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$  и т.д.) в концентратах, поступающих на окислительный обжиг. Это позволит получить в дальнейшем огарки с содержанием серы менее 0,1 %. Этот показатель важен для производства ферромолибдена, который в настоящее время востребован на рынке черных металлов [4].

Высококачественный концентрат – это гарантия возможности использования современных технологий, позволяющих максимально извлечь ценный компонент в готовую продукцию (металлический молибден, сплавы на его основе).

#### Библиографический список

1. Зеликман А.Н. Металлургия редких металлов [Текст] / А.Н. Зеликман. – М.: Металлургия, 1991. – 432 с.

2. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных металлов [Текст]: Учебник для вузов / А.А. Абрамов, С.Б. Леонов. – М.: Недра, 1991. – 574 с.

3. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов [Текст]: Учебник для вузов / А.А. Абрамов, С.Б. Леонов. – М.: Недра, 1991. – 556 с.

4. Черных С.И. Флотация медно-молибденовых руд Жирекенского месторождения при грубом помоле исходной руды / С.И. Черных, В.М. Столяров // Цветная металлургия. 2002. – №11. – С. 14-19.

УДК 669.7 (075)

## **ИЗВЛЕЧЕНИЕ МОЛИБДЕНА ИЗ КОНЦЕНТРАТОВ И ПРОМПРОДУКТОВ**

**Комрони М.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Описаны основные технологии переработки молибденовых флотационных концентратов различного состава. Отмечены достоинства гидрометаллургических схем. Рассмотрен процесс производства ферромolibдена.

Ключевые слова: молибден, ферромolibден, триоксид, парамolibдат аммония, молибденовый концентрат.

В ассортимент товаров мирового рынка молибдена входят молибденовые концентраты, ферромolibден, оксиды молибдена, металлический молибден и изделия из него. Практически во всех производствах исходным сырьем служат молибденовые концентраты (Mo=48-56 %), в которых молибден находится в виде сульфида MoS<sub>2</sub>.

Молибденит можно разложить, применяя гидрометаллургические методы окисления. К ним относятся окисление азотной кислотой, автоклавное окисление кислородом в щелочных и кислых растворах, окисление растворами гипохлорита натрия. Эти способы можно использовать для любых концентратов. Растворы, полученные в результате окисления, отправляют на получение молибдена и рения.

Важнейшей операцией технологической схемы переработки молибденитовых концентратов является окислительный обжиг, цель которого перевести максимально возможно MoS<sub>2</sub> в триоксид по реакции:



За счет протекания ряда побочных реакций (вторичное взаимодействие между MoO<sub>3</sub> и MoS<sub>2</sub>; взаимодействие между MoO<sub>3</sub> и оксидами, карбонатами, сульфатами элементов – примесей с образованием молибдатов) снижается извлечение молибдена в триоксид. На эффективность процесса окисления

большое влияние оказывают условия обжига: температура, продолжительность, а также принцип работы и конструкция печи.

На предприятиях обжиг молибденитовых концентратов проводят в многоподовых печах с механическим перегребанием и в печах кипящего слоя.

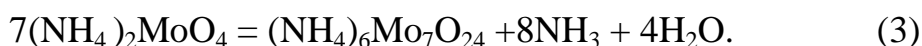
Относительно низкая температура кипения  $\text{MoO}_3$  ( $1155^\circ\text{C}$ ) послужила основой для разработки промышленной технологии его получения из молибденовых огарков методом возгонки (заводы США, Австрии). Если используется высокосортный молибденитовый концентрат (56 % Mo), то возогнаный триоксид имеет высокую степень чистоты (99,975 %  $\text{MoO}_3$ ). Он дисперсен (насыпная масса  $\approx 0,24 \text{ г/см}^3$ ). Столь легкие, объемистые порошки неудобны для транспортировки и использования. С целью получения более «тяжелого»  $\text{MoO}_3$ , а также дополнительной очистки возогнаный триоксид растворяют в аммиачной воде (8-10 % раствор):



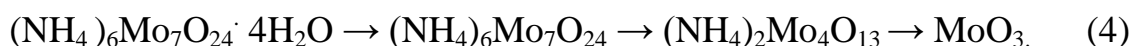
Помимо высокого извлечения молибдена в раствор и достаточно полного отделения примесей преимуществами аммиачного способа являются простота дальнейшей очистки аммиачного раствора, легкость выделения молибдена из растворов в виде чистого парамолибдата аммония и легкость подбора материала для аппаратуры.

В зависимости от состава огарков извлечение молибдена в раствор составляет 80-95 %, выход хвостов колеблется от 10 до 25 %. Хвосты выщелачивания содержат 5-25 % молибдена в форме молибдатов кальция и железа, диоксида молибдена, неокислившегося молибденита и т.д. Для извлечения молибдена из хвостов применяют щелочные способы (спекание с содой, выщелачивание растворами соды в автоклавах) или разложение соляной кислотой.

Аммиачные растворы (120-140 г/л  $\text{MoO}_3$ ) после отделения примесей (Cu, Zn, Fe и ряд других) отправляют на выпарку и кристаллизацию чистого парамолибдата аммония (ПМА):



В производственной практике триоксид молибдена получают термическим разложением ПМА при  $450-500^\circ\text{C}$  в барабанных печах непрерывного действия. Разложение протекает по схеме:



В результате термического разложения получают порошок триоксида молибдена бледно-зеленого цвета.

Общее извлечение молибдена из концентрата в готовый продукт при переработке огарка по гидрометаллургической схеме составляет  $\approx 95\%$ .

На ряде производств вместо окислительного обжига применяют окисление молибденита 30-35 %-ной азотной кислотой при нагревании. Взаимодействие протекает по следующей реакции:



Примерно 80-85 % молибдена находится в осадках в составе молибденовой кислоты. Отфильтрованные осадки выщелачивают аммиачной водой. Растворы перерабатывают по обычной схеме.

Молибден и рений извлекают из маточных растворов, используя различные варианты экстракции или ионного обмена [1].

Для производства металлического молибдена предлагается применять следующие способы:

- восстановление  $\text{MoO}_3$  водородом или углеродом;
- восстановление галогенидов молибдена водородом;
- металлотермическое восстановление оксида молибдена;
- термическая диссоциация некоторых соединений молибдена;
- электролиз.

Наибольшее распространение получил метод восстановления  $\text{MoO}_3$  водородом. Полученные этим способом порошки могут быть использованы для производства компактного металла. С целью получения компактного молибдена применяют ряд технологий:

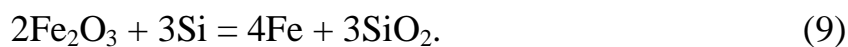
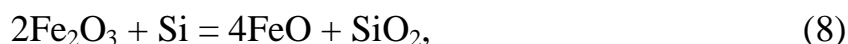
- порошковая металлургия;
- электродуговая плавка;
- электроннолучевая плавка (содержание примесей не превышает  $10^{-4}$  %) [2].

Металлотермическое восстановление оксида молибдена получило распространение в производстве молибденовых покрытий и ферросплавов (содержание молибдена не менее 50 %).

Металлические ферросплавы можно получать и электролизом. Такой продукт переплавляют в слитки.

Основной сферой потребления молибдена в виде ферросплава является черная металлургия, где он используется как легирующий компонент для увеличения закаляемости, прочности, износостойкости и коррозионной устойчивости сталей.

Выплавка ферромolibдена осуществляется внепечным металлотермическим методом без подвода тепла. Расплавление и нагрев жидкого расплава до требуемой температуры происходит за счет тепла экзотермических реакций восстановления молибдена и железа из их оксидов кремнием:



В состав шихты для производства ферромolibдена входят следующие материалы: обожженный молибденовый концентрат, ферросилиций или ферросиликоалюминий, железная руда, стальная стружка, алюминиевая

крупка (корректируется термичность шихты), известь, плавиковый шпат (корректируется состав шлака).

Извлечение молибдена из флотационных концентратов в ферромолибден составляет 92-94 % [3].

#### Библиографический список

1. Зеликман А.Н. *Металлургия редких металлов* [Текст] / А.Н. Зеликман. -М: Metallurgy, 1991. – 432 с.
2. Ватолин Н.А. Краткий обзор способов переработки молибденовых концентратов и поиск экологически чистой технологии / Н.А. Ватолин // Цветная металлургия. 2008. – №3. – С. 170-175.
3. Рысс М.А. *Производство ферросплавов* / М.А. Рысс. – М.: Metallurgy, 1985. – 344 с.

УДК 662.74:504.06

## ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ УТИЛИЗАЦИИ И ПРИМЕНЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ КОКСОХИМИИ

**Коновалова Х.А.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены экологические аспекты утилизации и возможные области применения отходов коксохимического производства.

Ключевые слова: отходы коксохимического производства, промышленные отходы, утилизация, фусы, кислые смолки, коксовая пыль, коксовый газ.

Ужесточение экологических требований к процессам производства коксохимических продуктов диктует необходимость поисков решений по утилизации и применению различного рода выбросов и отходов производства. [1-8] Схема классификации отходов коксохимического производства (КХП) представлена на рисунке 1.

1 Твердые отходы КХП

1.1 Смолистые отходы

*Фусы* – тяжелые остатки каменноугольной смолы, содержащие 40–50 % угольной и коксовой пыли, выносимой газом из коксовых печей. Они оседают на дно механических отстойников и осветителей и по физическим свойствам представляют собой тяжелую вязкую массу.[1]

*Применение:*

Фусы используют в качестве топлива или в составе шихты для коксования и газификации. Их смешивают и окомковывают с основными компонентами и другими видами горючих отходов. На многих заводах из-за отсут-

ствия оборудования значительная масса фусов не используется и направляется в накопители.



Рисунок 1 – Классификационная схема промышленных отходов КХП

Вторая область применения фусов – строительная индустрия. На основе фусов изготавливаются материалы для защитных покрытий бетонных, железобетонных и металлических изделий. Такие составы получают при растворении фусов в уайт-спирте и других растворителях с добавлением поливинилхлоридной смолы и последующим отстаиванием. Покрытия обладают устойчивой гидрофобностью, высокой прочностью и водостойкостью.

*Кислая смолка* – остатки конденсации легкой смолы из коксового газа и продукты полимеризации непредельных соединений, присутствующих в коксовом газе, под действием серной кислоты в процессе очистки газа от аммиака.

*Применение:*

Кислую смолку добавляют к шихте при коксовании и используют при производстве битумов разных марок, для получения диоксида серы с последующей переработкой его в серную кислоту [2].

Смолку также используют как добавки к цементному клинкеру для интенсификации помола и активизации твердения цемента, как вспучивающие добавки к шихте при производстве керамзита. После нейтрализации ее можно использовать для производства дорожных дегтей. Нейтрализацию осуществляют с помощью щелочных отходов и реагентов. Возможно использование кислой смолки вместо столярного клея.

## 1.2 Коксовая пыль

Коксовая пыль улавливается с установок сухого тушения кокса (УСТК), при продувке инертными газами с температурой 180–200 °С разгруженного кокса, а так же с установок беспылевой выдачи кокса с коксовых батарей. Применения практически не находит из-за сложности с разгрузкой и транспортировкой, поэтому обычно возвращается в шихту коксования в количестве 1% к массе шихты или перерабатывается «на месте» с использованием разных методов уплотнения и фасовки (очень редко, из-за отсутствия технологии), либо запаковывается в тару (мешки). В целом, из-за тонкодисперсного состояния и высокой зольности коксовая пыль мало пригодна к прямому использованию [6].

Объемы образования коксовой пыли весьма велики, в среднем на одном коксохимическом предприятии в год образуется около 18–20 тысяч тонн коксовой пыли [3].

### *Применение:*

Брикетиrowание коксовой пыли, включающее смешивание измельченного твердого топлива со связующим компонентом, производящееся под давлением [6, 7]. В качестве измельченного твердого топлива используют предварительно обогащенную методом масляной агломерации коксовую пыль, а в качестве связующего компонента используют предварительно разогретый карбамид [4]. В результате получают топливные брикеты с низкой зольностью и сернистостью, что позволяет улучшить экологическую обстановку в углеперерабатывающих регионах.

## 2 Жидкие отходы КХП

Сточные воды, образуются в процессе газификации кокса, антрацита, каменного, бурого угля, торфа. Они имеют нулевую прозрачность и высокую температуру (до 70 °С). Содержат опасные для окружающей среды органические и неорганические компоненты. В состав фенольных сточных вод входят фенолы, нафталин, бензол, жирные кислоты, спирты, альдегиды, полициклические ароматические углеводороды, а так же летучий и связанный аммиак, роданиды, цианиды, сероводород, сульфаты, хлориды и др., концентрация которых колеблется в широком диапазоне.

Фенольные воды нарушают естественные процессы самоочищения. Поверхностные водоемы, особенно небольшие, превращаются в сточные каналы без животного и растительного мира. Их нельзя использовать для культурно-оздоровительных и хозяйственно-бытовых нужд. Кроме того, поверхностные водоемы, загрязненные фенольными сточными водами, способствуют ухудшению качества воды подземных источников. [5]

Очищенные и обезвреженные сточные воды КХП используются в оборотных циклах данного и смежного производств.

В литературных источниках [3] отмечена возможность применения надсмольной воды в качестве ингибитора отложения карбонатных солей при соблюдении оптимальных концентраций.



### 3 Газообразные отходы КХП

#### 3.1 Коксовый газ

Состав коксового газа:  $\text{CO}_2$  - 1,6 – 3%,  $\text{O}_2$  - 0,4 – 0,8%,  $\text{N}_2$  - 2 – 3,5%,  $\text{C}_m\text{H}_n$  - 2 – 2,5%,  $\text{CO}$  - 5 – 6,5%,  $\text{CH}_4$  – 24,5 – 26,5%,  $\text{H}_2$  - 58 – 62% [3].

Коксовый газ образуется при коксовании угля в результате термического разложения и является побочным продуктом при производстве кокса.

#### *Применение:*

Прямой коксовый газ проходит обязательную обработку, в процессе которой конденсируются пары смол и воды, а также улавливаются аммиак и бензольные углеводороды. После такой обработки газ называется обратным и его используют, в основном, для сжигания в качестве топлива как самостоятельно, так и в смеси с доменным.

#### *Выводы:*

В мире потребляются миллиарды тонн минерального сырья, топлива, воды, атмосферного кислорода, а в готовый продукт переходит около 1% затраченных природных ресурсов. При этом ежегодно в атмосферу выбрасывается около 1 млрд. тонн аэрозолей и газов, приблизительно столько же сажи; в природные водоемы поступает больше 500 млрд. тонн промышленных и бытовых стоков.

Отходы и выбросы истощают запасы невозобновляемых природных ресурсов и оказывают вредное, а порой и смертельное влияние на окружающую среду и на условия жизни человека.

Представленные способы применения и утилизации отходов коксохимического производства позволяют расширить возможности утилизации отходов, улучшить условия жизни и труда.

#### Библиографический список

1. Фусы, переработка [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://ru-ecology.info/term/43173>.
2. Экология города. Отходы коксохимического производства [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://portaleco.ru/>.
3. Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия в Кузбассе: Сб. докладов. Второй международной научно-практической конференции/ Под ред. Е.П. Волынкиной: СибГИУ. – Новокузнецк, 2008. – 313 с., ил.
4. © FindPatent.ru - патентный поиск, 2012-2016 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.findpatent.ru/patent/246/2468071/>
5. Фенолы [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.eurolab.ua/encyclopedia/3863/34232/>.
6. Полях О.А. Применение отходов коксохимического производства в электротермии карбида кремния / О.А. Полях, А.Е. Аникин, Н.Ф. Якушевич, Г.В. Галевский // В сб.: Современные проблемы производства кокса и переработки продуктов коксования. Сборник материалов II Всероссийской научно-практической конференции/ Отв. Редактор В.Ю. Блюменштейн. – Ке-

рово, 2014. – С. 10-15.

7. Пономарев Н.С. О возможности применения высокодисперсных техногенных отходов как сырья электротермических процессов / Н.С. Пономарев, О.А. Полях // в сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых / под общей ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк, СибГИУ, 2015. – С. 246-248.

8. Терентьева И.М. Особенности процесса коксования угольных шихт с использованием отходов коксохимического производства/ И.М. Терентьева, О.А. Полях // в сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых / под общей ред. Л.П. Мышляева. – Новокузнецк, СибГИУ, 2012. – С. 26-29.

УДК 620.3

## **НАНОКРИСТАЛЛИЧЕСКИЕ МАТЕРИАЛЫ : ИСТОРИЯ, ТЕНДЕНЦИИ И ПРОГНОЗЫ**

**Полях К.Е.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены свойства нанокристаллических материалов и их применение в различных отраслях. Проведен исторический экскурс развития наноматериалов и нанотехнологий.

Ключевые слова: нанокристаллические материалы, нанотехнологии.

В последнее время термин «нанотехнология» стал очень популярным и даже почти обыденным. Развитие современной электроники, медицины и других областей науки и техники идет по пути постоянного уменьшения размеров используемых устройств. Однако классические методы их производства подходят к своему технологическому и экономическому пределу. Размеры устройства уменьшаются незначительно, но экономические затраты резко возрастают. Качество многих привычных материалов может быть повышено за счет использования наночастиц. Нанотехнологии позволяют создавать более легкие, тонкие и прочные композитные материалы. Бурный рост nanoиндустрии в области производства наноматериалов связан с их уникальными физико-механическими свойствами. [1-11]

К настоящему времени сложился следующий терминологический аппарат:

1. нанотехнология – совокупность методов и приемов, обеспечивающих возможность контролируемым образом создавать и модифицировать объекты, включающие компоненты с размерами менее 100 нм, имеющие

принципиально новые качества и позволяющие осуществлять их интеграцию в полноценно функционирующие системы большего масштаба;

2. наноматериалы – материалы, содержащие структурные элементы, геометрические размеры которых хотя бы в одном измерении не превышают 100 нм, и обладающие качественно новыми свойствами, функциональными и эксплуатационными характеристиками;

3. наносистемная техника – полностью или частично созданные на основе наноматериалов и нанотехнологий функционально законченные системы и устройства, характеристики которых кардинальным образом отличаются от показателей систем и устройств аналогичного назначения, созданных по традиционным технологиям.

Следует отметить, что наряду с термином наноматериалы, который к настоящему времени получает все более широкое применение, получили распространение также равноправные термины «ультрадисперсные материалы», «ультрадисперсные системы» (в отечественной литературе) и «наноструктурные материалы» (в западных источниках).

Поликристаллические сверхмелкозернистые материалы со средним размером зерен от 100–150 до 40 нм называют обычно субмикрокристаллическими, а со средним размером зерен менее 40 нм – нанокристаллическими. Нанокристаллические материалы представляют собой особое состояние конденсированного вещества – макроскопические ансамбли ультрамалых частиц с размерами до нескольких нанометров. Необычные свойства этих материалов обусловлены как особенностями отдельных частиц (кристаллитов), так и их коллективным поведением, зависящим от характера взаимодействия между наночастицами. В последние десятилетия интерес к этой теме существенно возрос, так как обнаружилось (в первую очередь, на металлах), что уменьшение размеров кристаллитов ниже некоторой пороговой величины, может приводить к значительному изменению свойств. Такие эффекты появляются, когда средний размер кристаллических зерен не превышает 100 нм, и наиболее отчетливо наблюдаются, когда размер зерен менее 10 нм [5-11].

Под размерными эффектами в самом широком смысле слова следует понимать комплекс явлений, связанных с изменением свойств вещества вследствие собственно изменений размера частиц и одновременного возрастания доли поверхностного вклада в общие свойства системы. Благодаря отмеченным особенностям строения нанокристаллические материалы по свойствам существенно отличаются от обычных поликристаллов. По этой причине уменьшение размера зерен рассматривается как эффективный метод изменения свойств твердого тела. Имеются сведения о влиянии наносостояния на магнитные свойства ферромагнетиков, существенном изменении теплоемкости и твердости металлов, оптических и люминесцентных характеристик полупроводников, о появлении пластичности боридных, карбидных, нитридных и оксидных материалов, которые в обычном крупнозернистом состоянии достаточно хрупки. Наноматериалы отличаются исключительно

высокой диффузионной подвижностью атомов, на 5-6 порядков превосходящих таковую в обычных поликристаллах, однако механизмы диффузионных процессов в нанокристаллических веществах поняты далеко не полностью и в литературе по этому поводу имеются противоположные объяснения.

Особые сочетания характеристик и свойств материалов часто достигаются за счет наличия у вещества естественно или искусственно упорядоченной или неупорядоченной системы базовых элементов нанометровых характерных размеров.

Возможность практического использования наноматериалов обусловили интенсивное изучение их твердости, прочности, упругости, пластичности и других механических свойств. Независимо от области применения любые материалы должны отвечать определенным механическим характеристикам. Последнее определяет интерес к исследованию проблем в области конструкционных материалов, эксплуатация которых определяется, прежде всего, уровнем механических свойств. Наибольшее число работ посвящено исследованию механических свойств наноматериалов. Особенно привлекает исследователей и разработчиков возможность получения в наноструктурных материалах сочетания высоких прочностных и пластических свойств.

Проблема получения тонкодисперсных порошков металлов, сплавов и соединений и сверхмелкозернистых материалов из них, предназначенных для различных областей техники, давно обсуждается в литературе. Дисперсные системы и нанокластеры изучаются уже с начала XX века, а компактные наноматериалы стали объектом изучения в 80-х г.г. прошлого века. Структура и дисперсность, а, следовательно, и свойства наноматериалов зависят от способа их получения. Существенный прогресс в изучении нанокристаллического состояния был достигнут после 1985 года именно благодаря усовершенствованию известных и созданию новых методов получения нанокристаллических материалов [1-3].

Значительную роль в ускорении исследований наномира сыграли два события:

1. создание сканирующего туннельного микроскопа (G. Binnig, G. Rohrer, 1982 г.) и сканирующего атомно-силового микроскопа (G. Binnig, K. Kuatt, K. Gerber, 1986 г.) (Нобелевская премия 1992 г.);

2. открытие новой формы существования углерода в природе - фуллеренов (H. Kroto, J. Heath, S. O'Brien, R. Curl, R. Smalley, 1985 г.) (Нобелевская премия 1996 г.).

Разработка новых наноматериалов за последние годы вышла на промышленный уровень развития. Некоторые страны вкладывают сотни миллионов долларов в разработку исследований свойств наноматериалов, способов получения и в изготовление конструкций с применением наноструктурных материалов.

В настоящее время многие наноматериалы уже доступны на рынке и широко применяются в микроэлектронике и атомной энергетике, в качестве

сверхпрочных конструкционных материалов и износостойких покрытий. Из нанотрубок можно делать конструкции предельно высокой прочности: элементы турбин, несущие конструкции мостов, летательных аппаратов. [9]

Отличие свойств малых частиц от свойств массивного материала известно уже достаточно давно и используется в разных областях техники. [6] Примерами могут служить широко применяемые аэрозоли, красящие пигменты, получение цветных стекол окрашиванием их коллоидными частицами металлов. Малые частицы и наноразмерные элементы используются для производства различных авиационных материалов. Например, в авиации применяются радиопоглощающие керамические материалы, в матрице которых беспорядочно распределены тонкодисперсные металлические частицы.

Нитевидные монокристаллы (усы) и поликристаллы (волокна) обладают очень высокой прочностью, например, усы графита имеют прочность в 10 раз выше, чем прочность стальной проволоки. Благодаря этому они применяются в качестве наполнителей легких композиционных материалов аэрокосмического назначения. Суспензии металлических наночастиц (обычно железа и его сплавов) размером от 30 нм используются как присадки к моторным маслам для восстановления изношенных деталей непосредственно в процессе работы.

Очень важная и широкая область давнего и успешного применения малых частиц металлов, сплавов и полупроводников – катализ химических реакций. Гетерогенный катализ с помощью высокоэффективных катализаторов из тонкодисперсных порошков или керамики с зёрнами нанометрового размера – самостоятельный раздел физической химии. Катализ на малых частицах играет исключительно важную роль в промышленной химии. Катализируемые реакции обычно протекают при более низкой температуре и более селективны. Новой областью катализа на малых частицах является катализ с использованием полупроводниковых частиц и наноструктурных полупроводниковых плёнок, перспективный, например, для фотохимической очистки сточных вод от различных органических загрязнителей путем их фотокаталитического окисления и минерализации.

Наночастицы и нанослоя широко применяются в производстве современных микроэлектронных устройств. Примером могут служить слоисто-неоднородные наноструктуры – сверхрешетки, в которых чередуются твердые сверхтонкие слои толщиной 1-50 нм двух различных веществ, например, оксидов.

Керамические наноматериалы широко используются для изготовления деталей, работающих в условиях повышенных температур, неоднородных термических нагрузок и агрессивных сред. Сверхпластичность керамических наноматериалов позволяет получать из них применяемые в аэрокосмической технике изделия сложной конфигурации с высокой точностью размеров. Нанокерамика на основе гидроксипатита благодаря своей биосовместимости и высокой прочности используется в ортопедии для изготовления ис-

искусственных суставов и в стоматологии. Нанокристаллические ферромагнитные сплавы находят применение как превосходные трансформаторные магнитомягкие материалы с высокой магнитной проницаемостью.

Таким образом, прикладной интерес к наноматериалам обусловлен возможностью значительной модификации и даже принципиального изменения свойств известных материалов при переходе в нанокристаллическое состояние, новыми возможностями, которые открывает нанотехнология в создании материалов и изделий из структурных элементов нанометрового размера.

По словам академика Н.П. Лякишева, нанокристаллические материалы находятся на второй «стадии жизни» – интенсивных исследований. Можно ожидать, что в ближайшие годы интенсивность изучения нанокристаллических материалов будет возрастать.

#### Библиографический список

1. Полях О.А. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография: в 3т. Том 1: Микрокремнезем в производстве карбида кремния / О.А. Полях, В.В. Руднева. – М.: Флинта: Наука, 2007. – 248 с.
2. Полях О.А. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография: в 3т. Том 2: Плазмометаллургическое производство карбида кремния для гальванотехники // О.А. Полях, В.В. Руднева. – М.: Флинта: Наука, 2007. – 188 с.
3. Полях О.А. Карбид кремния. Нанотехнология и применение для гальванотехники // О.А. Полях, Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Deutschland, LAP LAMBERT Academic Publishing, 2015. – 142 с.
4. Полях О.А. Производство микро- и нанопорошка карбида кремния на основе техногенного микрокремнезёма / О.А. Полях, В.В. Руднева, Н.Ф. Якушевич. Г.В. Галевский // Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии. 2014. № 32. – С. 113-121.
5. Нанотехнология в ближайшем десятилетии. Прогноз направления исследований./ Под ред. М.К.Роко, Р.С.Уильямса и П.Аливисатоса. Пер. с англ. - М.: Мир, 2002. – 292 с.
6. Гусев А.И. Наноматериалы, наноструктуры, нанотехнологии / А.И. Гусев. — М.: ФИЗМАТЛИТ, 2001. — 224 с.
7. Рыбалкина М.А. Нанотехнологии для всех: Большое - в малом / Рыбалкина М.А. – М.: 2005. – 436 с.
8. Минько Н.И. Методы получения и свойства нанообъектов: учебное пособие. / Н.И. Минько [и др.] – М.: Флинта: Наука, 2009. – 163 с.
9. Харрис П. Углеродные нанотрубки и родственные структуры. Новые материалы XXI век / П. Харрис. – М.: Техносфера, 2003. – 336 с.
10. Бучаченко А.Л. Нанохимия – прямой путь к высоким технологиям / А.Л. Бучаченко // Успехи химии, 2003 . Т. 72. – С. 419.
11. Андриевский Р.А. Наноструктурные материалы / Р.А. Андриевский, А.В. Рагуля. – М.: Академия, 2005. – 192 с.

## **ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖИДКИХ ОТХОДОВ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА В СОСТАВЕ УГОЛЬНЫХ ШИХТ**

**Пономарев Н.С.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены особенности использования жидких отходов коксохимического производства в составе угольных шихт.

Ключевые слова: отходы, угольная шихта, брикетирование, фус, кислая смолка.

Использование отходов коксохимического производства является достаточно актуальным вопросом, широко обсуждаемым в литературе [1-7]. При коксовании каменных углей образуется значительное количество отходов, которые до настоящего времени не находят эффективного применения. Среди отходов коксохимического производства выделяются жидкие отходы (фусы, кислая смолка, полимеры и др.) и твердые отходы (коксовая пыль). [3, 4] Долгое время они накапливались в хранилищах (которые уже заполнены) или добавлялись в шихту без предварительной технологической подготовки. Другие способы уничтожения отходов (захоронение, сжигание, био-разложение) так же являются недостаточно неэффективными. Кроме того, значительно изменилась сырьевая база коксования и замена коксующихся марок угля на слабоспекающие марки требует изменений в технологии подготовки шихты.

Целью работы является анализ технологических предложений по эффективному использованию отходов коксохимического производства.

Современная угольная сырьевая база очень непостоянная по марочному составу и технологическим свойствам, уголь неравномерно поставляется на заводы, а шихта для коксования является многокомпонентной. Колебания качественных показателей шихты не могут быть ликвидированы только путем организационных мероприятий в угольной промышленности. Потому проблема получения доменного кокса из шихты современного марочного состава, который колеблется, с повышенным участием слабоспекающегося угля и угля, который не спекается, при слоевом процессе коксования может быть решена только путем внедрения новых эффективных технологических процессов подготовки этой шихты с повышением плотности загрузки [1, 2].

Для решения этой проблемы можно использовать отходы коксохимического производства в качестве связующего вещества при частичном брикетировании угольной шихты для коксования, что позволит увеличить количество слабоспекающихся марок угля при коксовании и утилизировать жид-

коподвижные отходы производства. Частичное брикетирование является способом уплотнения угольной шихты и добавки связующих веществ. Увеличение плотности шихты при этом составляет  $800\text{--}870\text{ кг/м}^3$ , приводит к повышению прочности кокса [2, 5-7].

Для использования в шихте для коксования угля отходы коксохимических производств можно подготавливать по схеме, приведенной на рисунке 1.

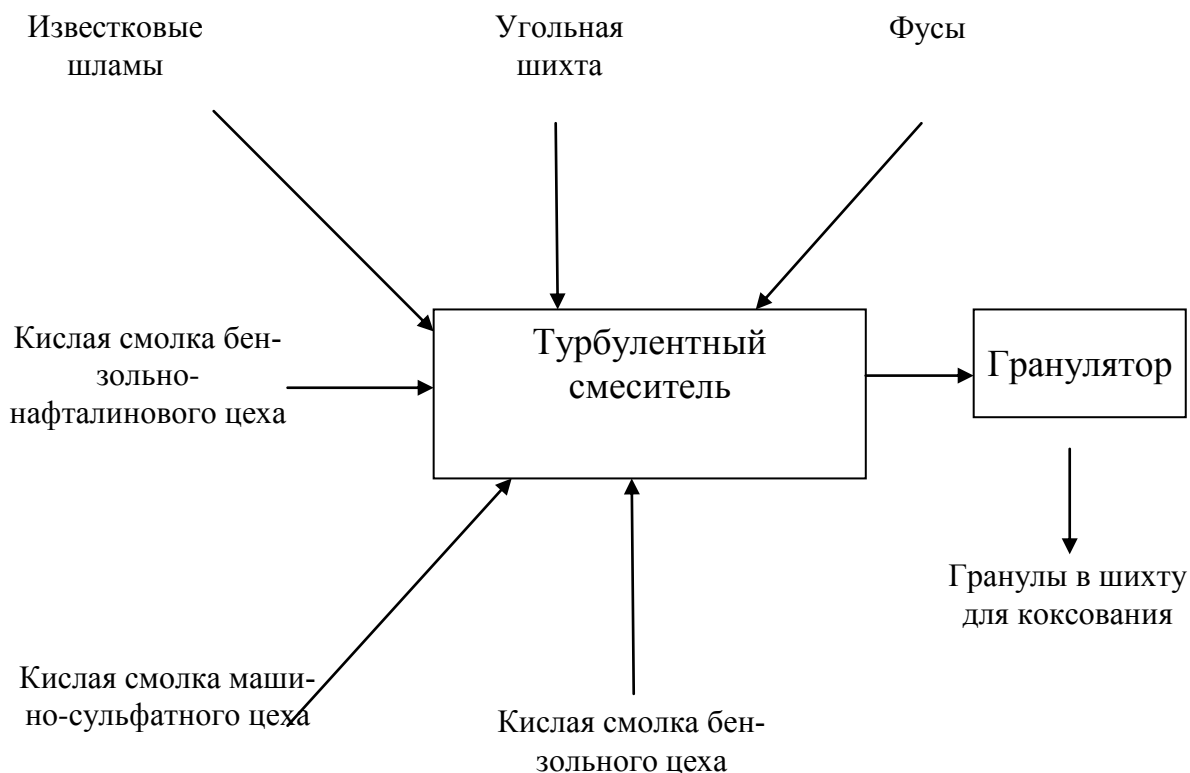


Рисунок 1 – Схема подготовки шихты из отходов коксохимического производства

Эффективность всех новых методов подготовки угольной шихты перед коксованием, в том числе и брикетирование, в значительной мере обусловлена повышением плотности угольной загрузки в печных камерах. При этом повышение плотности не только служит средством увеличения производительности печей, но и улучшает условия спекания продуктов деструкции угольных зерен разной крупности и степени метаморфизма, а, следовательно, механической прочности кокса. Частичное брикетирование является способом уплотнения угольной шихты и добавки связующих веществ.

При взаимодействии смолистых продуктов коксового газа с серной кислотой в процессе получения сульфата аммония в качестве отхода образуется кислый гудрон. Кислые смолистые отходы в виде густых темных масс получают также при очистке сырого бензола или его фракций от сернистых и непредельных углеводородов концентрированной серной кислотой в бензольно-ректификационных отделениях коксохимических и сланцепере-



рабатывающих производств. Использование гудронов так же возможно в качестве добавок (после нейтрализации) к шихте для коксования (газификации) [2].

Одной из насущных проблем коксохимической промышленности является проблема расширения сырьевой базы коксования путем привлечения в шихту для коксования угля низкого качества, вместо дефицитного. Для решения этой проблемы используют разные методы подготовки угольной шихты для коксования, в частности – уплотнение угольной загрузки с добавлением жидких отходов коксохимического производства.

#### Библиографический список

1. Браун Н.В., Глущенко И.М. Перспективные направления развития коксохимического производства. – М.: Металлургия, 1989. – 271 с.

2. Ухмылов Г.С. Освоение прогрессивных процессов расширения сырьевой базы коксования за рубежом/ Г.С. Ухмылов // Обзорная информация ин-т «Черметинформация». Серия коксохимическое производство. Вып. 1. – М., 1987. – 45 с.

3. Пономарев Н.С. О возможности применения высокодисперсных техногенных отходов как сырья электротермических процессов / Н.С. Пономарев, О.А. Полях // в сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых / под общей ред. М.В. Темлянцева. – Новокузнецк, СибГИУ, 2015. – С. 246-248.

4. Полях О.А. Применение отходов коксохимического производства в электротермии карбида кремния / О.А. Полях, А.Е. Аникин, Н.Ф. Якушевич, Г.В. Галевский // В сб.: Современные проблемы производства кокса и переработки продуктов коксования. Сборник материалов II Всероссийской научно-практической конференции/ Отв. Редактор В.Ю. Блюменштейн. – Кемерово, 2014. – С. 10-15.

5. Терентьева И.М. Особенности процесса коксования угольных шихт с использованием отходов коксохимического производства / И.М. Терентьева, О.А. Полях // в сб.: Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения. Всероссийская научная конференция студентов, аспирантов и молодых ученых / под общей ред. Л.П. Мышляева. – Новокузнецк, СибГИУ, 2012. – С. 26-29.

6. Глущенко И.М. Исследование частичного брикетирования угольной шихты и связующих материалов для заводов Приднестровья / И.М. Глущенко // Кокс и химия, 1988. – С. 27.

7. Дюканов А.Г. Брикетирование угольных шихт перед коксованием и перспективы его совершенствования. / А.Г. Дюканов [и др.] // Кокс и химия, 1990. – С. 13.

## ОСОБЕННОСТИ САТУРАТОРНОГО И БЕССАТУРАТОРНОГО СПОСОБОВ ПОЛУЧЕНИЯ СУЛЬФАТА АММОНИЯ

Попов А.С.

Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Ширяева Л.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены технологии производства сульфата аммония сатураторным и бессатураторным способом. Приведены характеристики сырья и готовой продукции при производстве сульфата аммония. На основании полученных данных определены особенности сатураторного и бессатураторного способов производства сульфата аммония в цехах химического улавливания.

Ключевые слова: сульфат аммония, сатураторный способ, бессатураторный способ, испаритель.

Сульфат аммония – аммонийная неорганическая соль серной кислоты, которая широко используется в качестве удобрения. Получение сульфата аммония в лабораторных условиях возможно путем воздействия концентрированной серной кислотой  $2\text{NH}_3$  на концентрированный раствор  $\text{H}_2\text{SO}_4$ . Среди основных способов получения сульфата аммония, которые наиболее часто используются в химической промышленности, имеются сатураторный и бессатураторный способы [1].

На коксохимических предприятиях и коксохимических производствах металлургических предприятий осуществляется очистка газа от аммиака, в результате которой образуется сульфат аммония. Существующие в настоящее время классические схемы очистки коксового газа от аммиака (сатураторная и бессатураторная) обладают целым рядом недостатков, связанных с большим количеством парогазовых выбросов, трудноутилизируемых отходов, значительной коррозией оборудования, металлоконструкций. В связи с этим целью настоящей работы является определение особенностей сатураторного и бессатураторного способов производства сульфата аммония.

На большинстве коксохимических заводов применяется сатураторный метод производства сульфата аммония из аммиака коксового газа. Особенность этого метода состоит в том, что процессы абсорбции аммиака и образования кристаллов сульфата аммония осуществляется в одном аппарате – сатураторе. При барботаже газа через насыщенный раствор сульфата аммония, содержащий 4-6% свободной серной кислоты, аммиак поглощается с образованием сульфата аммония, в результате чего его концентрация становится выше равновесной (пересыщенное состояние раствора) и происходит образование кристаллов. Кристаллы сульфата аммония из кристаллоприёмника поступают на центрифугу непрерывного действия, где происходит отделение их от раствора и промывка водой, подогретой до 60-80°C. На рисун-

ке 1 представлена технологическая схема сатураторной установки.

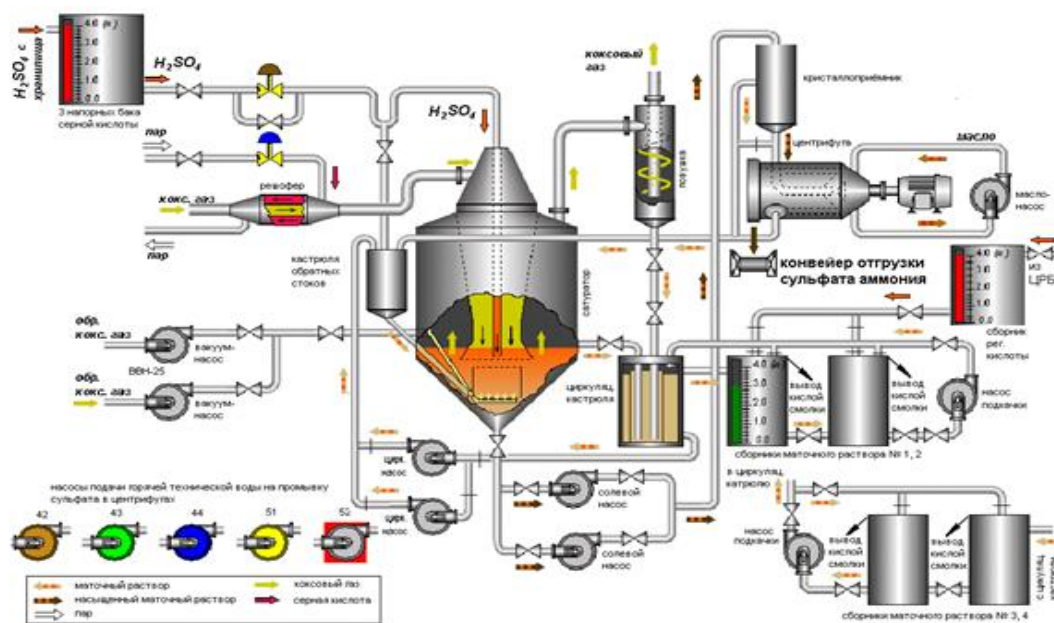


Рисунок 1 – Технологическая схема сатураторной установки

Для получения кристаллического продукта по этому методу не требуется охлаждение раствора, как это имеет место при изогидрической кристаллизации, или упаривание его, как при изотермической кристаллизации. Поэтому затраты энергии и тепла на производство единицы продукции по сатураторному методу являются наименьшими, что является важным преимуществом этого процесса. В тоже время, сатураторный метод имеет ряд существенных недостатков, основными из которых являются:

- Периодическое нарушение режима работы сатуратора из-за необходимости ежесуточных промывок с целью удаления солевых отложений. При этом процесс кристаллизации сульфата аммония становится периодическим, что затрудняет автоматизацию работы сатуратора и получение качественного продукта.

- Образование множества центров кристаллизации из-за резкого охлаждения пересыщенного раствора на стенках сатуратора и в циркуляционных трубопроводах, что обуславливает получение мелкокристаллического продукта.

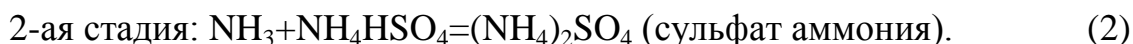
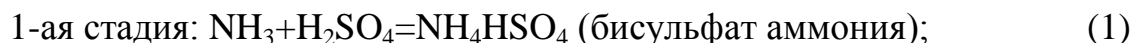
- Повышенная кислотность раствора в сатураторе также препятствует росту кристаллов и требует промывки сульфата аммония водой в центрифуге, что приводит к обводнению системы.

- Вода, поступающая в систему, может быть удалена только путем испарения в сатураторе, что требует подвода дополнительного тепла в сатуратор и приводит к увеличению тепловой нагрузки конечного газового холодильника и количества сточных вод [1].

- В Новокузнецком коксохимическом заводе освоена бессатураторная схема получения сульфата аммония, по которой улавливание аммиака про-

изводится в форсуночных скрубберах ненасыщенным раствором сульфата аммония, содержащим 1-2% серной кислоты в первой ступени, происходит улавливание основного количества аммиака из коксового газа и 1-4% во второй ступени, предназначенной для доулавливания аммиака.

Реакция взаимодействия аммиака с серной кислотой в абсорбере протекает в две стадии:



Циркуляционный раствор из каждой ступени абсорбера после улавливания им аммиака выводится через гидравлические затворы в соответствующие циркуляционные сборники I и II ступеней, откуда насосами вновь возвращается на орошение. Кислотность циркуляционного раствора после гидрозатвора I ступени 0,8 – 1,0 %. Сборник циркуляционного раствора I ступени постоянно пополняется, по перетоку циркуляционным раствором из сборника II ступени. На рисунке 2 представлена схема очистки коксового газа от аммиака бессатураторным способом [2]. Часть циркуляционного раствора, из верхней части циркуляционного сборника I ступени по перетоку поступает самотёком в смолоотделитель, откуда после отстоя и отделения от кислой смолки также самотёком перетекает в сборник, питающий испаритель. Маточный раствор, содержащий около 40% сульфата аммония, из сборника, питающего испаритель, подаётся насосом в нижнюю часть конуса испарителя. Испаритель – технологический аппарат, от работы которого, в основном, зависит получение крупнокристаллического сульфата аммония. В испарителе, благодаря интенсивной циркуляции маточного раствора, происходит выпаривание кристаллов сульфата и их дальнейший рост.

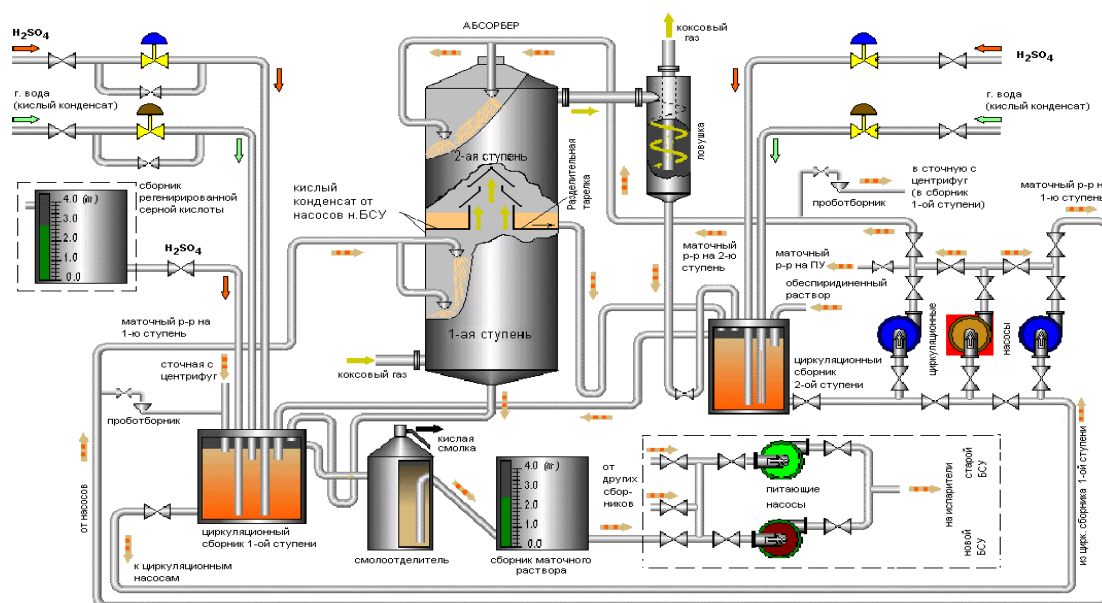


Рисунок 2 – Принципиальная схема очистки коксового газа от аммиака бессатураторным способом.

Циркуляция маточного раствора в испарителе происходит за счёт подогрева его низким паром в трубчатом подогревателе и разности плотностей раствора, благодаря чему в трубках подогревателя происходит кипение раствора и перемещение его по высоте [2].

Крупный недостаток сатураторного метода производства сульфата аммония состоит в том, что применение его связано с большим расходом энергии для проталкивания газа через сатуратор и ловушку, общее сопротивление которых составляет до 700 мм вод. ст. При бессатураторном методе получения сульфата аммония этот недостаток устраняется.

Применение насадочных или форсуночных абсорберов позволяет резко понизить гидравлическое сопротивление системы до 50 – 100 мм вод. ст [1]. Раздельное улавливание из газа аммиака обеспечивает низкие их потери с обратным газом.

Орошение абсорберов ведется ненасыщенным маточным раствором, имеющим по сравнению с насыщенным большую упругость водяных паров, что повышает интенсивность испарения из него воды, соль сульфата аммония получается лучшего гранулометрического состава. Достоинством этого бессатураторного метода получения сульфата аммония является возможность получения крупнокристаллического сульфата аммония.

В сатураторном способе получения сульфата аммония кристаллы сульфата имеют недостаточно замороженную кристаллическую структуру, так как улавливание аммиака при низких температурах и при минимальной и постоянной кислотности маточного раствора, одновременное улавливание из газа аммиака и пиридиновых оснований затрудняет ведение процесса кристаллизации в нужном направлении.

#### Библиографический список

1. Кауфман А.А. Технология коксохимического производства/ А.А Кауфман, Г.Д Харлампович – Екатеринбург: 2005. – С.288.
2. Дмитриев М.М. Краткий справочник коксохимика. Химическая промышленность/ М.М. Дмитриев, Я.М. Обуховский. – М.: 1976. – С.197.
3. Лейбович Р.Е. Технология коксохимического производства/ Р.Е. Лейбович, Е.И. Яковлева, А.Б. Филатов. – М.: 1982. – С.360.

## СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СУШИЛЬНЫХ УСТАНОВОК

Раскова Е.С.

Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрена классификация существующих сушильных установок, приведена их характеристика, отмечены основные параметры выбора наиболее оптимальной сушилки.

Ключевые слова: сушка, классификация сушилок, факторы сушки.

Процесс сушки широко используется в металлургии и химической технологии. Он часто является последней операцией на производстве, предшествующей выпуску готового продукта. При этом предварительное удаление влаги обычно осуществляется более дешевыми механическими способами (например, фильтрованием), а окончательное – сушкой. Сушка – это процесс удаления влаги из твердого или пастообразного материала путем испарения содержащейся в нем жидкости за счет подведенного к материалу тепла. В ходе сушки происходит улучшение физико-механических свойств материала, снижение веса материала, придание материалу транспортабельности и т. д.

Для сушки материалов применяются различные типы и конструкции сушильных установок, классификация которых приведена в таблице 1 [1, 2].

Классификация аппаратов ведется по многим параметрам, наиболее распространена классификация по конструкционным особенностям [1, 2]:

- камерные сушилки. Эти сушилки являются аппаратами периодического действия, работающими при атмосферном давлении. Они используются в производствах небольшого масштаба для материалов, допускающих невысокую температуру сушки, например красителей. Сушилка работает с промежуточным подогревом и частичной рециркуляцией воздуха, т.е. по варианту, обеспечивающему низкую температуру и более мягкие условия сушки;

- туннельные сушилки. Сушилки обычно работают с частичной рециркуляцией сушильного агента, используются для сушки больших количеств штучных материалов, например, керамических изделий. По интенсивности сушки туннельные сушилки мало отличаются от камерных;

- ленточные сушилки. Сушка материалов производится непрерывно при атмосферном давлении, осуществляется горячим воздухом или топочными газами, которые движутся противотоком или перекрестным током к направлению движения материала;

- распылительные сушилки. Распылительная сушка используется для жидких и пастообразных материалов и заключается в том, что материал диспергируют специальными устройствами и высушивают в потоке газообразного теплоносителя;

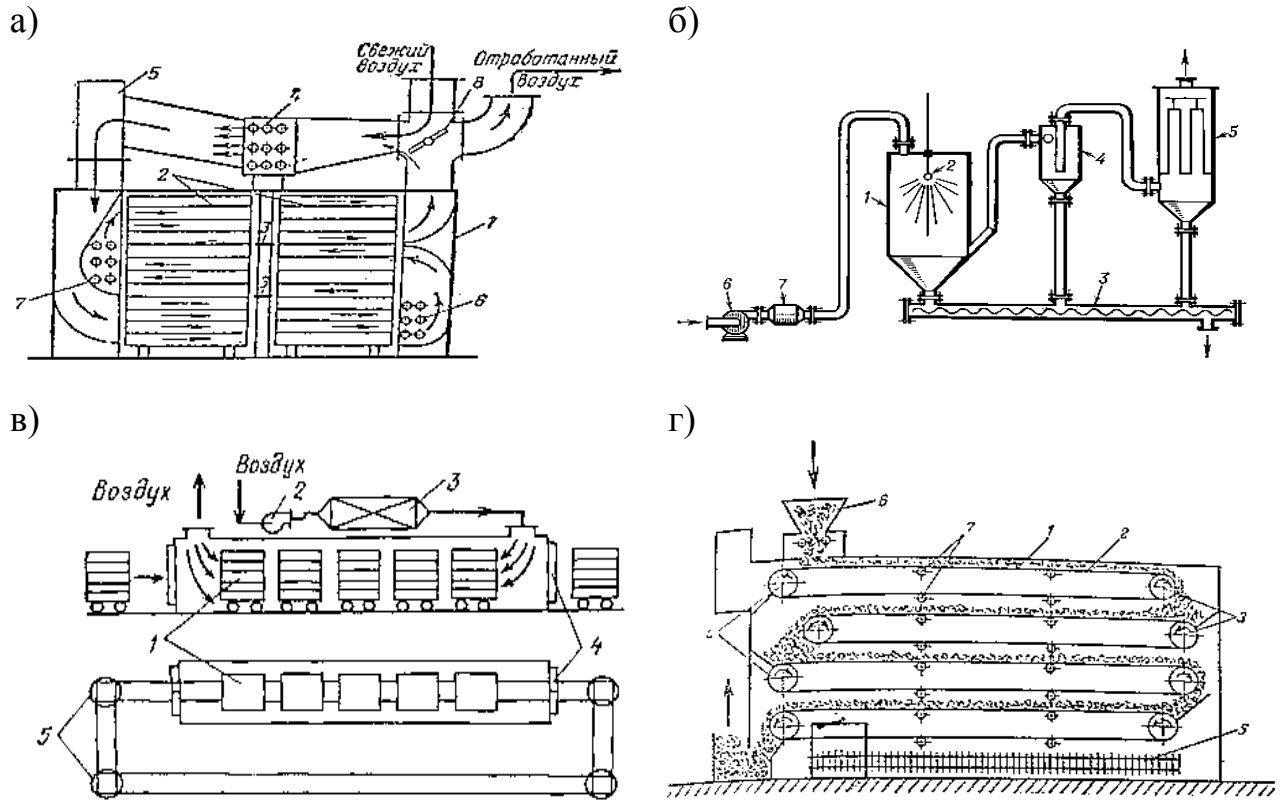
- барабанные сушилки. Эти сушилки широко применяются для непрерывной сушки при атмосферном давлении кусковых, зернистых и сыпучих материалов. Типы промышленных барабанных сушилок разнообразны: сушилки, работающие при противотоке сушильного агента и материала, с использованием воздуха в качестве сушильного агента, контактные барабанные сушилки и др.

Таблица 1 - Классификация сушилок

Признак классификации	Тип сушилок
Давление в рабочем пространстве	Атмосферные вакуумные, глубоковакуумные - сублимационные
Режим работы	Периодического и непрерывного действия
Сушильный агент	Воздушные, на дымовых или инертных газах, на смеси воздуха с топочными газами, на перегретом паре, на жидких средах
Направление движения сушильного агента относительно материала	С прямотоком, противотоком, перекрестным током и реверсивные
Способ нагрева сушильного агента	С паровыми воздухонагревателями, огневыми воздухонагревателями - рекуператорами, путем смешения с топочными и дымовыми газами, с электронагревом
Схема нагрева агента сушки	С централизованным подогревом, индивидуальными агрегатами и с промежуточным подогревом
Кратность использования сушильного агента	Однократные и с циркуляцией
Способ удаления влаги из сушилки	С воздухообменом, конденсационные и с химическим поглощением влаги
Способ подвода тепла к материалу	Конвективные, контактные, с лучистым нагревом, с нагревом токами высокой частоты, акустические и ультразвуковые
Вид высушиваемого материала	Кусковой, ленточный, паста или жидкий раствор
Конструкция	Коридорные, камерные, шахтные, ленточные, конвейерные, барабанные

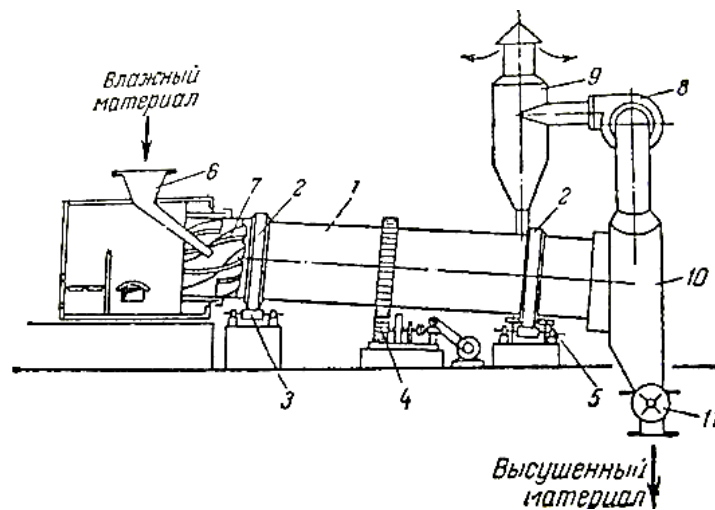
В зависимости от конструкции сушилки сушку проводят при прямоточном, противоточном и смешанном токе материала и агента сушки. Схемы сушильных установок приведены на рисунках 1, 2.





а) камерная сушилка; б) туннельная сушилка;  
 в) ленточная сушилка; г) распылительная сушилка

Рисунок 1 – Схемы сушильных установок



1- барабан; 2 – бандаж; 3 – опорные ролики; 4 - передача;  
 5 – опорно-упорные ролики; 6 – питатель; 7 – лопасти; 8 – вентилятор;  
 9 – циклон; 10 – разгрузочная камера; 11 – разгрузочное устройство

Рисунок 2 – Барабанная сушилка



Сушилка должна работать так, чтобы высушиваемый материал или изделия равномерно высушались во всем объеме сушильной камеры. Для этого необходимо точно поддерживать соответствующий режим сушки, т.е. устанавливать вполне определенные, оптимальные при данных условиях значения температуры, влажности и скорости сушильного агента [3].

Для сушки и прокаливания углеродистых материалов в производстве анодной массы применяют печи различных конструкций; чаще всего – трубчатые вращающиеся печи. Такая печь представляет собой стальной цилиндр, изнутри выложенный огнеупорным кирпичом. При помощи электродвигателя цилиндр печи вращается со скоростью 1–2 оборота в минуту. Прокаливаемый материал загружается в верхний конец печного барабана и при вращении печи медленно продвигается к нижнему его концу, где расположены форсунки, отапливаемые газом или мазутом. После выхода из печного барабана прокаленные материалы через специальное устройство попадают в холодильник, где их температура понижается. Последний представляет собой стальной барабан, расположенный под печью. Он имеет наклон и приводится во вращение электродвигателем. Холодильник снаружи обильно орошают водой [4].

Таким образом, при выборе сушилки следует стремиться к достижению минимальных затрат на электроэнергию, топливо или пар, на материалы и зарплату персонала и наименьших первоначальных затрат. Возможная компактность установки, удобство ее обслуживания также являются требованиями, которые должны быть учтены при проектировании и сооружении сушильного устройства.

#### Библиографический список

1 Юренин В.Н. Теплотехнический справочник / Под общ. ред. В.Н. Юренина и П.Д. Лебедева.- М.: Энергия. Т.2. изд.2-е, перераб. 1976.- 896с.

2 Семакина О.К. Машины и аппараты химических производств. Часть 1: Учеб. пособие / О.К. Семакина.– Томск: Том. политехн. ун-т, 2003. – 118 с.

3 Космачева Э.М. Промышленные тепломассообменные процессы и установки: учеб.-метод. комплекс / Э.М. Космачева. - Минск: Белорус. национ. технич. ун-т, 2014. - 225 с.

4 Галевский Г.В. Технология производства электродных масс для алюминиевых электролизеров / Г.В.Галевский, В.М. Жураковский, Н.М.Кулагин – Новосибирск, Наука, 1999. – 438 с.

## ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ КОЛОННЫХ ФЛОТОМАШИН В ПРОИЗВОДСТВЕ ВТОРИЧНОГО КРИОЛИТА

**Силова Т.И.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены типы флотационных машин, применяемых в производстве фтористых солей при утилизации угольной пены и других фторуглеродсодержащих отходов алюминиевого производства.

Ключевые слова: угольная пена, флотация, аэрация, пульпа, флотационные машины.

Около 20 % от всех отходов, образующихся при производстве цветных металлов в нашей стране, приходится на алюминиевую промышленность. В суммарном объеме отходов, образующихся в ходе производства алюминия, примерно 35 % составляют сырьевые отходы – это отходы, имеющие в своем составе такие компоненты, которые могут быть выделены в процессе переработки в виде вторичного сырья для использования на других предприятиях или в собственном производстве. К основным отходам электролизного производства алюминия относятся: хвосты флотации угольной пены, отработанная футеровка электролизеров, углеродистые шламы и пыль газоочистки.

Электролитная угольная пена является одним из первых отходов алюминиевого производства, переработка которого была освоена в промышленном масштабе на большинстве алюминиевых заводов, оборудованных электролизерами с самообжигающимися анодами. Экономическая целесообразность переработки пены обусловлена тем, что в её состав входит до 70 % ценных для производства алюминия компонентов. Угольная пена имеет следующий состав, % масс.: F – 29-31; Na – 15-18; Al – 10-13; Ca – 0,8-1,5; Mg – 0,2-0,5; SiO<sub>2</sub> – 0,2-0,5; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – 0,2-0,8; C – 28-30.

В настоящее время процесс разделения углеродистой и электролитной составляющих угольной пены чаще всего осуществляется методом флотационного обогащения. Аппараты, в которых производится процесс флотации называются флотационными машинами. Основные требования к флотационным машинам:

- обеспечение необходимого перемешивания пульпы с целью поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии;
- насыщение пульпы пузырьками воздуха (аэрация) для подъема минеральных частиц в пенный слой;
- возможность отстаивания минерализованной пены с целью самопроизвольного удаления из нее механически увлеченных зерен минералов пустой породы;

- непрерывная раздельная выгрузка из машины пенного и камерного продуктов.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа аэрации и перемешивания пульпы. По этому признаку машины разделяют: на *механические* – перемешивание пульпы и засасывание воздуха осуществляется импеллером; *пневмомеханические* – перемешивание пульпы осуществляется импеллером, а воздух подается принудительно; *пневматические* – перемешивание и аэрация пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха.

В настоящее время на большинстве предприятий переработка угольной пены осуществляется с использованием пневмомеханических и механических флотационных машин импеллерного типа, методом обратной флотации (рисунок 1).

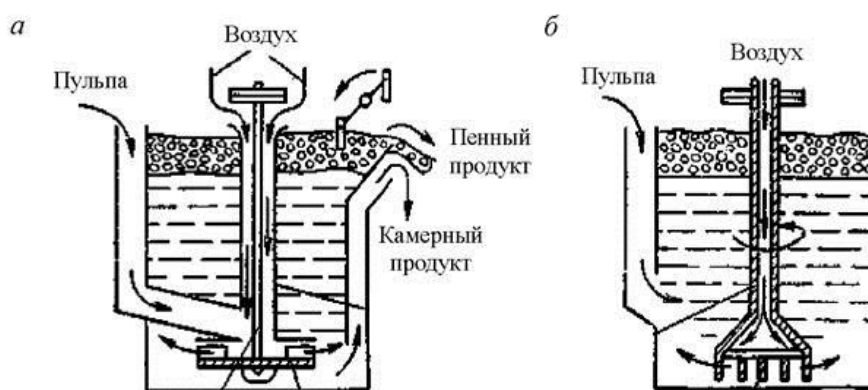
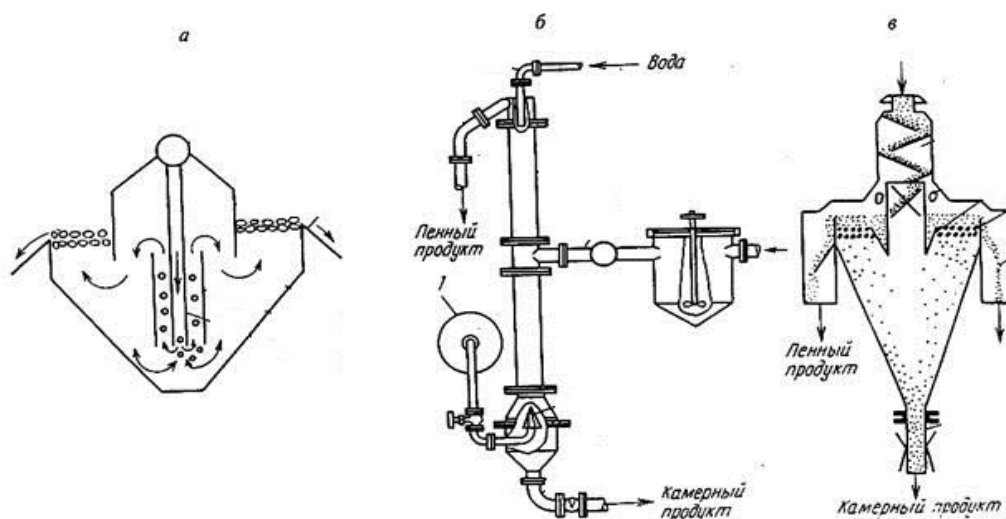


Рисунок 1 – Схемы механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

В результате обогащения получают целевой продукт – флотационный криолит и отход производства – хвосты флотации угольной пены. Ряд авторов предлагают перерабатывать по этой же технологии шлам и пыль газоочистки с получением фтор – глиноземного концентрата (ФГК)[1, 2]. Флотационный криолит возвращают в процесс электролиза для компенсации потерь фтора, а отвальные углеродсодержащие хвосты сбрасывают на шламовые поля.

На шламовых полях алюминиевых заводов скопилось большое количество углеродсодержащих продуктов, которые можно было бы использовать в качестве топлива или восстановителя в различных пирометаллургических процессах. Однако этому препятствует высокое содержание фтора в хвостах. Дофлотация хвостов в механических флотомашинах не позволяет понизить содержание фтора до необходимого уровня.

Для повышения эффективности флотационного отделения фтористых солей из угольной пены, шламов газоочистки и из лежалых шламовых полей предлагается применять пневматические флотационные машины (рисунок 2).



а –аэролифтная, б – флотационная колонна, в – пенной сепарации  
Рисунок 2 – Схемы пневматических флотомашин

На ряде предприятий начато освоение технологии флотации угольной пены в колонных флотомашинах с нисходящим пульпо – воздушным потоком с последующей дофлотацией хвостов в агрегатах такого же типа [3].

Перспективы внедрения колонных флотомашин на алюминиевых предприятиях обусловлены тем, что при высоких качественных и количественных показателях флотации угольной пены они, по сравнению с импеллерными аппаратами, занимают меньшую площадь, не имеют вращающихся частей и механизмов, потребляют меньше электроэнергии и поддаются полной автоматизации. Дополнительным преимуществом использования флотомашин колонного типа является повышенное извлечение в концентрат частиц криолита тонких классов, которое трудно реализовать на действующих механических флотомашинах. Специфические особенности конструкции колонных аппаратов открывают возможность их применения для переработки тонкодисперсных фторуглеродосодержащих отходов алюминиевого производства, таких как пыль электрофильтров, шлам газоочистки, хвосты флотации угольной пены. Только дофлотация в колонных аппаратах хвостов, сбрасываемых после механической флотомашин, позволяет получить пенный продукт с содержанием углерода 93,2 % при снижении содержания фтора с 8 до 3,5 % [4].

#### Библиографический список

1. Черных С.И. Принципы расчета и компоновки пневматических флотационных машин // М.: Цветные металлы, 1999. – 326 с.
2. Самыгин В. Д. Основы обогащения руд: учебн. пособие для вузов / В.Д. Самыгин, Л.О. Филиппов, Д.В. Шехирев. – М.: «Альтекс», 2003. – 304 с.
3. Рубинштейн Ю.А. Пенная сепарация и колонная флотация / Ю.А. Рубинштейн, В.И. Мелик, С.Б. Леонов. – М.: Недра, 1989. – 304 с.
4. Полонский С.Б. Теория и практика колонных флотационных аппаратов с нисходящим пульпо–воздушным потоком. – Иркутск: ИрГТУ, 2011. – 104 с.

## **СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СУХОГО И МОКРОГО ТУШЕНИЯ КОКСА**

**Старцев С.С.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Ширяева Л.С.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

При производстве каждой тонны кокса образуется 0,3 – 0,4 м<sup>3</sup> химически загрязненных сточных вод. Вода поступает в технологический процесс с сырьем (с угольной шихтой) и образуется в процессе коксования. После биохимической очистки сточные воды коксохимии не могут быть сброшены непосредственно в водоемы. Очищенные стоки направляют на контактное охлаждение (тушение) выданного из камер коксования кокса [1].

Ключевые слова: сухое, мокрое, тушение кокса, недостатки, достоинства.

Целью настоящей работы является сравнительный анализ сухого и мокрого тушения кокса, определение достоинств и недостатков рассматриваемых методов.

Недостатком мокрого тушения кокса является неравномерная влажность кокса из отдельных печей. Это объясняется тем, что для тушения кокса устанавливается одинаковое время для всех печей, а загрузка в камерах может колебаться так же, как и температура кокса. Кроме того на влажность отдельных участков кокса, выданного из одной печи, влияет характер заполнения тушильного вагона, который в свою очередь зависит от скорости его передвижения при выдаче кокса. Для мокрого тушения характерна значительная разница во влажности кокса крупных и мелких классов. К недостаткам этого способа тушения относится и резкий тепловой удар при охлаждении кокса, снижающий его прочность, унос в атмосферу вредных веществ содержащихся в сточных водах и коксовой мелочи, а также безвозвратная потеря тепла почти 40 %, затраченного на коксование [1].

Основным достоинством метода сухого тушения кокса является значительная экономия тепла. Отсутствует тепловой удар во время тушения. Кокс во всей массе имеет одинаковое содержание влаги, которая поглощается охлажденным коксом из воздуха и составляет не более 0,1 – 0,2 %. В результате механической обработки кокса в процессе прохождения его в шахте камеры тушения, прочность кокса повышается [2]. Происходит реализация трещин, уменьшается выход мелочи при истирании. Недостаток этого метода выражается в том, что выход кокса существенно снижается. Это явление получило название «угара» кокса, который может составлять от 0,5 % до 1,6% на плохо работающих установках. Угар кокса происходит по следующим причинам. В камере тушения может происходить реакция (1).



Кроме того, часть кокса выгорает при соприкосновении его с кислородом воздуха, который может увлекаться в камеру тушения при загрузках, поступать в систему путем подсоса через не плотности, при реакции кокса с водяными парами, которые могут попадать в систему с воздухом и при не плотностях труб котла-утилизатора. Уменьшение количества кокса при прохождении через УСТК может происходить просто за счет дополнительного выделения летучих веществ кокса[3].

В таблице 1 приведены объемы четырех выборок показателей качества промышленных коксов мокрого и сухого тушения, средние значения, а также интервалы значений показателей механических свойств кокса ( $M_{25}$  и  $M_{10}$ ), а также показателей реакционной способности (CRI) и прочности после реакции с  $\text{CO}_2$  (CSR)[4].

Таблица 1 – Характеристика исследованной выборки показателей качества кокса

Показатели, %	Способ тушения	Число значений	Значение показателя,%				$K_{\text{осн}}$ , %
			средн	макс	мин	интервал	
$M_{25}$	Мокрое	46	86,4	88,7	84	4,7	5,44
	Сухое	22	87,1	89,2	86,5	2,7	3,1
	Оба вида	68	86,6	89,2	84	5,2	-
$M_{10}$	Мокрое	51	8	9	6,3	2,7	33,75
	Сухое	22	7,7	8,3	7,1	1,2	15,58
	Оба вида	73	7,8	9	6,3	2,7	-
CSR	Мокрое	45	50,6	56,3	43,4	12,9	25,49
	Сухое	36	52,4	62,1	46,8	15,3	29,2
	Оба вида	81	51,4	62,1	43,4	18,7	-
CRI	Мокрое	34	33,4	38,2	29,1	9,1	27,2
	Сухое	36	32,6	37,9	26,6	11,3	29,82
	Оба вида	70	33	38,2	26,6	11,6	-

Исследования полномерных кусков кокса при различных способах тушения показали, что зольность по длине куска изменяется примерно одинаково, независимо от способа.

Сернистость средней и приосевой частей кусков при мокром тушении несколько ниже (на 0,07-0,09 %), чем при сухом. Значительная разница выход летучих веществ и структурная прочность кокса. Если при мокром тушении выход летучих веществ от головочной к приосевой части кусков увеличивается от 0,5 до 1,0 %, то при сухом он практически не изменяется (0,3-0,5 %). Структурная прочность снижается в этом же направлении для кокса мокрого тушения от 81,3 до 73 %, а для сухого тушения кокса – от 83,3 до 78,2 %.

Использование способа сухого тушения наиболее перспективно при кок-

совании слабоспекающихся шихт, из которых при слоевом коксовании получаются куски с большой степенью анизотропности. Влияние сухого тушения на свойства кокса иллюстрируются данными, приведенными в таблице 2 [3].

Таблица 2 – Качество кокса сухого и мокрого тушения

Показатели	Тушение	
	Мокрое	Сухое
Технический анализ, %:		
Влажность	3,2	0,3
Зольность	10,5	10,4
Выход летучих	0,9	0,9
Сернистость	0,53	0,53
Показатели испытания в большом колосниковом барабане, кг:		
Остаток	334	343
Класс 0-10 мм в провале	33	38
Показатели испытания в малом барабане, %		
M <sub>40</sub>	73,6	79,3
M <sub>10</sub>	7,6	7,2
Состав, % по классам, мм:		
Более 80	11,8	8,5
60-80	36,0	34,9
40-60	41,1	44,8
25-40	8,7	9,5
0-25	2,4	2,3
Средняя крупность, D <sub>ср</sub> , мм	53,4	52,8
Коэффициент однородности	3,71	4,49
Показатели газопроницаемости	262	286
Реакционная способность, мл/(г*с)	0,629	0,541
Истинная плотность, г/см <sup>3</sup>	1,108	1,120
Пористость, %	41,6	41,3

Несмотря на многие очевидные преимущества сухого тушения кокса, мокрое тушение будет также использоваться в настоящее время и в дальнейшем будущем [5]. Очевидна высокая эффективность применения процесса сухого тушения кокса, но значительные капитальные затраты на эти установки не позволяют предприятиям в настоящее время реализовать данный способ тушения кокса. Также при сухом тушении кокса возникает проблема использования или отвода сточных вод.

#### Библиографический список

1. Лейбович Р. Е. Технология коксохимического производства / Лейбович Р. Е. Яковлева Е. И. Филатов А. Б. – М.: Металлургия, 1982. – 360 с.

2. Иванов Е.Б. Технология производства кокса/ Е.Б. Иванов, Д.А. Мучник. – Киев.: Высшая школа, 1976. – 232 с.

3. Харлампович Г.Д. Химическая технология твердых горючих ископаемых/ Г.Д. Харлампович, Г.Н. Макаров. – М.: Химия, 1986. – 393с.

4. Улановский М.Л. Взаимосвязь показателей механических и физико-механических свойств кокса мокрого и кокса сухого тушения// Кокс и химия. – 2010.- №6 – с. 17–23.

5. Гилёва Н.А. Технология сухого тушения кокса: преимущества и недостатки / Н.А. Гилёва, О.А. Полях // В сб.: Наука и молодёжь: проблемы, поиски, решения. Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых учёных / Под. общ.ред. Л.П.Мышляева. – Новокузнецк, 2012. – С. 19–23.

УДК 661.655

## **ПРОИЗВОДСТВО И ПРИМЕНЕНИЕ ПОРОШКА МОЛИБДЕНА: ОЦЕНКА, ТЕНДЕНЦИИ И ПРОГНОЗЫ**

**Фомин М.С.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Ширяева Л.С.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Молибден широко применяется в различных отраслях промышленности, что обусловлено его уникальными физико-химическими свойствами, такими как высокая прочность, коррозионная стойкость и температура плавления. Большинство жаростойких сплавов содержит молибден, он входит в состав наиболее кислотостойких сплавов, сопротивляющихся действию всех минеральных кислот, кроме плавиковой [1].

Ключевые слова: порошковая металлургия, молибден, плазменный синтез, реактор.

Целью настоящей работы является анализ современного состояния производства и применения порошка молибдена.

Основной промышленный способ производства молибдена - восстановление чистого триоксида молибдена водородом, в результате которого получают порошкообразный металл, превращаемый потом в компактные заготовки методом порошковой металлургии или плавкой [2].

Триоксид молибдена восстанавливают водородом в многотрубных печах с непрерывным или периодическим передвижением лодочек с восстанавливаемым материалом вдоль трубы или в трубчатых вращающихся печах непрерывного действия. Сухой водород подают в печи противоточно движению материала. Процесс можно проводить в одну или две стадии. Предпочтение отдается двухстадийному восстановлению, в особенности в том слу-



чае, когда необходимо получить тонкодисперсный порошок определенной зернистости, предназначенный для превращения в компактный металл методом порошковой металлургии [2].

При одностадийном процессе получают грубозернистые порошки вследствие того, что водород, содержащий пары воды, в этом случае находится в длительном контакте с восстанавливаемыми оксидами молибдена. Это благоприятствует росту зерен. Кроме того, при одностадийном восстановлении низкая производительность печей обусловлена большим различием в насыпной массе триоксида молибдена (0,4 – 0,5 г/см) и молибденового порошка (2,5 г/см<sup>3</sup>).

Известны и другие промышленные способы получения молибдена: восстановление триоксида молибдена углеродом или металлами (кальцием, магнием); термическая диссоциация или восстановление галогенидов молибдена; электролиз расплавленных сред [3].

Порошок молибдена традиционной гранулометрии, полученный промышленными способами производства, широко применяется для улучшения свойств стали и упрочнения металлических изделий.

Молибден существенно улучшает свойства стали, придавая ей однородную мелкокристаллическую структуру. Понижая температуру эвтектоидного распада стали, молибден расширяет температурный интервал закалки и отпуска и влияет на глубину прокаливаемости стали. Молибден повышает механические свойства стали – предел упругости, сопротивление износу и удару. Одно из наиболее ценных свойств молибдена – его способность устранять хрупкость при отпуске хромникелевой стали. Молибден применяют также для легирования чугуна. Введение в чугун 0,2-0,5 % молибдена уменьшает размер зерна серого чугуна, улучшает его свойства при высоких температурах и износоустойчивость. Из кремнемолибденового чугуна изготовляют кислотостойкую аппаратуру.

Разработка новых металлических материалов с высокими физическими свойствами по существу исчерпала все возможности существовавших до сих пор классических металлургических процессов. Настоящие и будущие требования относительно повышения прочности, коррозионной стойкости, магнитных и электрических свойств и других физических параметров могут быть выполнены путем применения новых нетрадиционных способов производства чистых металлов и сплавов. К таким способам относится плазмометаллургическое получение нанодисперсных порошков. Получаемый традиционным способом порошок молибдена не соответствует современным требованиям по дисперсности, поэтому в настоящее время существует устойчивый спрос на НДП (нанодисперсный порошок) молибдена, особенно на территории России, что обусловлено отсутствием его производителей [4]. Поэтому становится актуальной задача получения молибдена в наносостоянии.

Технология, описанная в работах [5,6], позволяет получать нанодисперсные порошки тугоплавких металлов и соединений. Для генерации плаз-

менного потока используются три электродуговых плазмотрона ЭДП-104А, в качестве плазмообразующего газа используется азот [7]. Технологическая сущность заключается в следующем: триоксид молибдена и углеводород вводят в предварительно нагретый до 4273 – 5273К инертный газ (азот), процесс восстановления ведут при 2073 – 2773К с последующим охлаждением продукта со скоростью  $10^4 - 10^5$  К/с. м. Данный способ даёт возможность получать НДП молибдена с размером частиц 30 – 50 н.

Особенные свойства получаемых методами плазменного восстановления и синтеза порошков металлов и соединений дают основание прогнозировать их применение:

- в области основного химического синтеза неорганических и металлоорганических соединений, где следует ожидать: воздействия на кинетику и термодинамику химических реакций - упрощении технологии синтеза и осуществлении ранее не возможных прямых синтезов;

- в порошковой металлургии для улучшения качества изделий, ранее получаемых на основе крупных металлических порошков, например, трудносжигаемых; интенсификации процессов спекания и соединения разнородных материалов; получения материалов с особыми свойствами, например, постоянных магнитов с высокой коэрцитивной силой; использование порошков для дисперсионного упрочнения металлов и сплавов; применение порошков для создания высококачественных покрытий поверхностей изделий;

- в радиоэлектронике для получения магнитодиэлектриков и искусственных диэлектриков с высокой диэлектрической проницаемостью, ферритов из высокодисперсных металлов, материалов с особыми полупроводниковыми свойствами. При применении нанодисперсных порошков возможно получение высокоплотных изделий без предварительного фракционирования частиц и при существенно меньшей плотности первичного брикета. Наряду с другими достоинствами нанодисперсные порошки должны иметь минимальное число объемных дефектов, что создает возможность получения материалов с плотностью, близкой к расчетной. Применение нанодисперсных порошков должно обеспечивать получение компактных металлов при температурах спекания существенно более низких, чем при использовании порошков стандартнойгранулометрии.

Одним из наиболее характерных свойств НДП молибдена, вследствие избыточной свободной энергии поверхности и неравновесности, присущей нанодисперсным системам, является повышенная химическая активность, наиболее часто проявляющаяся в активной окисляемости порошков, которая при неприятии специальных мер приводит к самовозгоранию. Анализ свойств плазменных порошков молибдена свидетельствует, что чистая, то есть не содержащая сорбируемых газовых примесей, поверхность, как правило, пирофорна. Пирофорность может быть связана с наличием метастабильных кристаллических фаз.

Порошки молибдена, полученные плазмометаллургическим восстановлением его триоксида углеводородами в азотной плазме не пиррофорны, что объясняется значительной пассивирующей способностью сорбированного оксида углерода.

НДП молибдена позволяет получать жаро- и кислотостойкие сплавы с повышенными коррозионными и физическими свойствами, которых не удастся достичь при использовании порошка молибдена, получаемого восстановлением его триоксида в атмосфере водорода, при этом требуется значительно меньшее его количество.

Эксплуатационные характеристики твердых сплавов на основе молибдена существенно зависят от дисперсности порошка молибдена и улучшаются с ее повышением.

Сопоставление технологических возможностей различных методов показывает, что самый высокий уровень дисперсности достигается при формировании частиц из парогазовой смеси, в процессах электронно-лучевого, лазерного и плазмометаллургического восстановления, который характеризуется относительной простотой аппаратного оформления и высокой производительностью.

#### Библиографический список

1. Зеликман А.Н. *Металлургия редких металлов*/ А.Н. Зеликман, Б.Г. Коршунов – М: *Металлургия*, 1991. – 432 с.
2. Лыкасов А.А. *Металлургия вольфрама и молибдена: уч. Пособие* / А.А. Лысаков, Г.М. Рысс, В.М. Жихарев. – Челябинск: ЮУрГУ, 2007 – 80 с.
3. Каренгин А.Г. *Плазменные процессы и технологии*/ А.Г. Каренгин; Томский Политехнический Университет. – Томск: ТПУ, 2009. – 144 с.
4. Каламазов Р.У. *Высокодисперсные порошки вольфрама и молибдена* / Р.У. Каламазов, Ю.В. Цветков, А.А. Кальков.- М: *Металлургия*, 1988.–360 с.
5. Ширяева Л.С. *Производство и применение карбида титана (оценка, тенденции, прогнозы)* / Л.С. Ширяева, А.К. Гарбузова, Г.В. Галевский // *Научно-технические ведомости Санкт-Петербургского государственного политехнического университета.* – 2014. – № 2 (195). – С. 100-108.
6. Ширяева Л.С. *Исследование плазменного синтеза нанокарбида хрома* / Л.С. Ширяева, И.В. Ноздрин, Г.В. Галевский, В.В. Руднева // *Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии.* – 2012. – № 29. – С. 94 –101.
7. Ноздрин И.В. *Исследование характеристик реактора для плазмометаллургического производства тугоплавких боридов и карбидов* / И.В. Ноздрин, Л.С. Ширяева, Г.В. Галевский, В.В. Руднева // *Известия высших учебных заведений. Черная металлургия.*– 2011.– № 8.– С. 27-32.

## **КАРБИД ЦИРКОНИЯ: СВОЙСТВА И ВОСТРЕБОВАННОСТЬ В «ЭКСТРЕМАЛЬНОМ» МАТЕРИАЛОВЕДЕНИИ**

**Алексеева Т.И.**

**Научные руководители: д-р техн. наук, профессор Галевский Г.В.,  
д-р техн. наук, профессор Руднева В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Проведена систематизация и анализ сведений о физико-химических свойствах карбида циркония: кристаллохимических, термодинамических, теплофизических, химических, механических. Определена прикладная значимость наиболее важных из них.

Ключевые слова: карбид циркония, физические, химические, механические и адгезионные свойства, анализ, систематизация.

Целью настоящей работы является анализ сведений о физико-химических свойствах карбида циркония: кристаллохимических, термодинамических, теплофизических, химических, механических, а так же их систематизация и оценка прикладной значимости.

По своей структуре ZrC может быть отнесен к фазам внедрения. Атомы циркония образуют плотную кубическую упаковку (K12). Отношение атомных радиусов равно 0,48. Атомы углерода размещены в октоэдрических промежутках решетки с координационным числом 6. Структура ZrC очень похожа на основную решетку атомов циркония, в промежутках которой расположены атомы углерода.

Физические, химические, механические и адгезионные свойства карбида циркония представлены в таблице 1.

Карбид циркония входит в группу материалов, соответствующих категориям «тугоплавкость», «сверхтвердость», «жаростойкость» и «жаропрочность», без которых невозможно решение многих инновационных задач. Для карбида циркония характерно сочетание высокой твердости с износостойкостью, реализуемое в ряде материалов абразивного назначения и процессах композиционного упрочнения. Однако анализ научно-технологической и патентной литературы свидетельствует о весьма ограниченном применении карбида циркония в «экстремальном» материаловедении, что обусловлено, по-видимому, технологическими проблемами его производства, так и не преодоленными в течение последних 50 лет, т.е. с момента введения его в обращение в порошковой металлургии. Наряду с этим в научной литературе крайне ограничено представлена современная информация о физико-химических свойствах карбида циркония.

Таблица 1 - Физические, химические, механические и адгезионные свойства карбида циркония

Свойства, ед. изм.	ZrC
Теплофизические свойства	
$T_{пл}, K$	3803
$T_{кип}, K$	5373
Теплоемкость- $C_{p298}, Дж/(моль \cdot K)$	37,91
Теплопроводность - $\lambda_{298}, Вт/(м \cdot K), T=300K$	11,6
$K/\Gamma$ терм.расш., $K^{-1}10^{-6}, T=300K$	7,01
Стойкость в жидких средах	
Растворитель	Нерастворимый остаток, %
$HNO_3 (1:1)$	76/6
$H_2SO_4$ (плотность 1,84)	97/Полное растворение
$H_2SO_4 (1:4)$	98/76
$H_3PO_4 (1:3)$	96/88
$HClO_4$ (плотность 1,35)	97/2
$HClO_4 (1:3)$	99/84
$HNO_3+HF (4:1)$	Полное растворение/97
$H_2SO_4+H_3PO_4 (1:1)$	97/Частичное растворение
NaOH: 20%-ный раствор 20%+бромная вода (4:1)	100/100 93/87
Стойкость против окисления	
Температура, K/Время окисления, ч	Изменение массы, кг/м <sup>2</sup>
1273/5	$\sim 20 \cdot 10^{-2}$
1373/1,5	$\sim 22,5 \cdot 10^{-2}$
1373/3	$\sim 40 \cdot 10^{-2}$
1373/5	$\sim 55 \cdot 10^{-2}$
Механические свойства	
Плотность, $\rho \cdot 10^3, кг/м^3$	6,66
Модуль упругости, $E, ГПа$	4,12
Предел прочности при растяжении, $\sigma \cdot 10^{-8}, Па (T=300K)$	10,5
Предел прочности при сжатии, $\sigma \cdot 10^{-8}, Па (T=300K)$	18,0
Предел прочности при изгибе, $\sigma \cdot 10^{-8}, Па (T=298K)$	4,4-6,0
Микротвердость, $H_{\mu}, Па \cdot 10^{-9}$	29,0
Адгезионные свойства	
Расплавленный металл	Угол смачивания, град / Температура, K
Al	вакуум 50/1173
Si	вакуум 22/1773
Ni	вакуум 23/1723 аргон 25/1723
Fe	вакуум 40/1823 аргон 125/1823
Co	вакуум 30/1723 аргон 16/1723

Проведенный анализ доступной научно-технической и технологической литературы, содержащей результаты исследования свойств карбида циркония, подтверждает, что основные представления по этим вопросам сформулированы в 60-70-х годах XX столетия главным образом усилиями научной школы члена-корреспондента АН Украины Самсонова Г.В., содержат характеристики свойств крупнозернистых порошков и компактированных образцов. Системные исследования карбида циркония в нанокристаллическом состоянии с использованием современной приборно-аналитической базы практически не проводились, в связи с чем отсутствуют технические рекомендации по эффективному его применению. Представляется, что уникальное сочетание практически значимых свойств (твердости, тугоплавкости, коррозионной стойкости в жидких и газовых средах, износостойкости) и наноразмерность может обеспечить существенные преимущества при введении в обращение карбида циркония в таких сферах, как технологии металлокерамических материалов конструкционного назначения, функциональных защитных покрытий, модифицирование металлов и сплавов.

УДК 621.762

## **СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРОИЗВОДСТВА КАРБИДА ЦИРКОНИЯ**

**Алексеева Т.И.**

**Научные руководители: д-р техн. наук, профессор Галевский Г.В.,  
д-р техн. наук, профессор Руднева В.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Проведены анализ и систематизация сведений о способах производства карбида циркония, их востребованности и перспективе применения.

Ключевые слова: Карбид циркония, производство, карботермический синтез, плазмосинтез, механосинтез, анализ, систематизация, перспективы.

Целью данной работы является анализ сведений о способах производства карбида циркония. Для анализа было отобрано более 20 научных статей и монографий, опубликованных в период с 1968 по настоящее время.

Проведенный анализ научно-технической литературы свидетельствует о том, что базовым способом получения карбида циркония является печной карботермический синтез, реализуемый в следующих технологических вариантах:

- из диоксида и сажи при температуре 2173 К, в вакууме в течении 1,5 часа (промышленный уровень);

- из высокодисперсной шихты ( $ZrO_2+C$ ), полученной золь-гель способом при температуре 1373 К в вакууме (давлении 0,5 кПа) (лабораторный

уровень);

- из цирконового песка ( $ZrO_2+SiO_2$ ) и угля или углеродистых отходов при расплавлении в дуговой электропечи и последующей кристаллизации (промышленный уровень);

- из диоксида циркония и углеродсодержащего вещества при нагревании компактированной шихты на водоохлаждаемой медной подложке плазменной струей аргона до температуры 2770 К;

- из диоксида циркония и углеродсодержащего вещества (нефтяной кокс, малозольный угольный карбонизат рексила) в электротермическом кипящем слое при температуре 1673-2073 К;

Применение плазменного нагрева для реализации этого способа промышленного распространения не получило. Плавление в дуговой электропечи с последующей кристаллизацией расплава в настоящее время является единственным способом получения карбида циркония при использовании его в составе материалов для абразивной обработки, напыления и наплавки, защитных покрытий. Промышленные перспективы применения для получения карбида циркония реактора с электротермическим кипящим слоем, характеризующимся наличием высокорекреационной среды – микроплазма, образующаяся при электрических разрядах между псевдосжижаемыми углеродсодержащими частицами, не ясны. Первый вариант карботермического синтеза карбида циркония, насчитывающий фактически 60-летнюю технологическую историю, составляет основу современной промышленной технологии получения его микропорошков. При этом восстановительный синтез требует достаточно высоких температур и технологического вакуума, а также механического диспергирования продуктов карбидизации, приводящее для сверхтвердых карбидов к их существенному загрязнению за счет намола мелющих тел и поверхностного окисления. Указание особенности способа создают значительные технологические трудности и, по-видимому, тормозят более широкое применение карбида циркония в современном материаловедении.

Способ получения карбида циркония самораспространяющимся высокотемпературным синтезом (СВС – процесс), включающий смешение порошка циркония крупностью до 50 мкм и углеродистого вещества крупностью до 1 мкм, загрузку подготовленной шихты в реактор, синтез в газовой атмосфере, охлаждение, механическое диспергирование и классификацию порошков карбида циркония, не нашел широкого применения и востребован весьма ограниченно для получения главным образом препаративных объемов в исследовательских целях. В то же время этот способ может оказаться весьма востребованным для СВС-компактирования конструктивных элементов специального назначения, содержащих в своем составе карбид циркония.

Механосинтез карбида циркония, реализуемый обычно в высокоэнергетических мельницах с использованием шихты цирконий-углерод, ориентированный преимущественно на получение препаративных количеств нанопорошка карбида размерного диапазона 5-200 нм для исследования особенно-

стей его физико-химических свойств в наносостоянии и обоснованного поиска новых областей применения, в течение последних 20 лет не претерпел существенных технологических и аппаратурных изменений и модернизаций и по своим показателям по-прежнему может быть отнесен к лабораторным.

Плазмосинтез карбида циркония – первая в его технологической истории попытка создания непрерывного процесса. Технологические основы плазмосинтеза, заложенные на рубеже 70-80 годов прошлого столетия, предполагают совместную переработку  $ZrCl_4$  и пропан-бутановой технической смеси в плазменном потоке аргона и водорода, закалку продуктов плазмобработкой и их улавливание, внереакторная термическая обработка в инертной среде. Сам способ, оборудование и аппаратурно-технологическая схема для его реализации были освоены сначала для производства заказных партий в условиях СКТБ неорганических материалов АН Латвии, а затем позднее и в настоящее время для малотоннажного производства в условиях фирмы «NEOMAT Co» (Латвия). Достигнутые показатели позволяют рассматривать плазмосинтез как наиболее перспективный из известных способов получения карбида циркония в наносостоянии.

Способ получения карбида циркония осаждением из парогазовой фазы  $ZrCl_4 + CH_4 + H_2$  при температуре порядка 1573К ориентирован главным образом на формирование карбидных пленочных покрытий на изделиях-подложках и самостоятельного значения в валовом производстве карбида циркония не имеет.

УДК 661.715

## **ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ПРОИЗВОДСТВА БЕНЗОЛЬНЫХ УГЛЕВОДОРОДОВ**

**Бычков В.Е.**

**Научный руководитель: канд. техн. наук, доцент Полях О.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет,  
г. Новокузнецк, e-mail: kafcmet@sibsiu.ru*

Рассмотрены история и перспективы развития производства бензольных углеводородов. Описаны способы их производства и значимость для народного хозяйства.

Ключевые слова: бензол, производство бензола, бензольные углеводороды.

Простейший ароматический углеводород бензол входит в состав бензина, широко применяется в промышленности, является исходным сырьём для производства лекарств, различных пластмасс, синтетической резины, красителей. Хотя бензол входит в состав сырой нефти, в промышленных масштабах он синтезируется из других её компонентов. Токсичен, канцеро-



генен. Впервые бензолсодержащие смеси, образующиеся в результате перегонки каменноугольной смолы, описал немецкий химик Иоганн Глаубер в книге *Furni novi philosophici*, опубликованной в 1651 году. Бензол как индивидуальное вещество был описан Майклом Фарадеем, выделившим это вещество в 1825 году из конденсата светильного газа, получаемого коксованием угля. Вскоре, в 1833 году, получил бензол — при сухой перегонке кальциевой соли бензойной кислоты — и немецкий физик-химик Эйльгард Мишерлих. Именно тогда вещество стали называть бензолом [1, 2].

Производство бензола основано на переработке целого ряда сырьевых компонентов: нефти, толуола, тяжелой фракции пиролиза, смолы коксования угля, поэтому выпуск бензола ведется как на предприятиях нефтехимии, так и на металлургических заводах. В зависимости от технологии получения и назначения бензол подразделяют на бензол нефтяной и каменноугольный «высшей очистки», «для синтеза», «высшего сорта», «первого сорта», «для нитрации», «технический», «сырой». Наиболее «старый» метод промышленного получения бензола – выделение его из предварительно охлажденных пирогазовых продуктов коксования каменных углей абсорбцией органическими поглотителями, например, маслами каменно-угольного и нефтяного происхождения; для отделения поглотителя используют перегонку с водяным паром. От примесей (например, тиофена) сырой бензол отделяют гидроочисткой [1–5].

Основное количество бензола получают каталитическим риформингом (470–550 °С) нефтяной фракции, выкипающей при 62–85 °С. Бензол высокой чистоты получают экстрактивной перегонкой с диметилформамидом. Бензол выделяют и из жидких продуктов пиролиза нефтепродуктов, образующихся в производствах этилена и пропилена. Этот способ является более выгодным экономически, поскольку в образующейся смеси продуктов на долю бензола приходится около 40 % (3 % при риформинге). Однако сырьевые ресурсы для этого способа весьма ограничены, поэтому большую часть бензола производят риформингом. При избытке ресурсов толуола бензол производят также деалкилированием, которое проводят термическим способом при 600–820 °С в присутствии водорода и водяного пара или каталитически при 227–627 °С в присутствии цеолитов или оксидных катализаторов.

Доля коксохимического бензола в общем балансе невелика и составляет порядка 6–7 % [2].

Для получения кокса на металлургических предприятиях используют сухую перегонку каменного угля, который представляет собой, в основном, смесь полиядерных ароматических соединений с высокой молекулярной массой. В процессе сухой перегонки каменный уголь нагревают без доступа воздуха до 1200–1500 °С. Из 1 тонны угля можно получить около 680 кг кокса и 227 кг каменноугольного газа, каменноугольной смолы и каменноугольного масла. Каменноугольное масло (сырой бензол) – это смесь бензола (63 %), толуола (14 %) и ксилолов (7 %).

Для коксохимического бензола необходима более глубокая очистка от ненасыщенных углеводородов, особенно от н-гептана и метилциклогексана. Коксохимический бензол подвергается ректификации трижды: при отборе сероуглеродной фракции, перегонке очищенной фракции БТК – получение бензола «для нитрации» – и окончательном выделении бензола после дополнительной очистки – получение бензола высших марок. Получение бензола коксованием угля является традиционным и наиболее «старым» способом, однако в 1950-е годы стал терять актуальность, так как рынок бензола стал расти существенно быстрее, чем рынок стали и появилось производство бензола на основе переработки нефти. Так, США – в силу особенностей природных условий быстро переориентировались на производство бензола из нефтяного сырья, как более дешевого. И если в 1960 году в Западной Европе даже не задумывались о получении ароматических соединений из сырой нефти, в США уже 83 % этих веществ получали именно из нее. К 1990 году США полностью отказались от использования каменноугольного сырья в производстве ароматических углеводородов, а в Западной Европе к этому времени из нефти получали 93 % бензола и его гомологов. В настоящее время в Европе существует только четыре производства бензола, работающих на каменноугольном сырье: в Германии, Польше, Чехии и Бельгии. Производство бензола в России еще тесно связано с конъюнктурой рынка металлов [2, 5].

В настоящее время на заводах России применяются различные способы производства бензола. На АО «ЕВРАЗ ЗСМК» применяют следующую технологию.

Улавливание бензольных углеводородов из коксового газа в скрубберах I, II, III очередей происходит по одинаковым технологическим схемам. Обратное поглотительное масло, освобожденное от бензольных углеводородов («дебензине») и охлажденное до температуры 30–50 °С, подается на последний по ходу газа скруббер. Пройдя последовательно все три скруббера, а на I очереди – 2 скруббера, масло, насыщенное бензольными углеводородами (масло «бензине») из нижней части первого по ходу газа скруббера поступает на дистилляционную установку. Масло «бензине» насосами подается на масляные дефлегматоры дистилляционной установки I, II, и III очередей, где за счёт тепла отходящих паров бензольных углеводородов нагревается до температуры 70–75 °С.

После дефлегматора масло «бензине» проходит последовательно теплообменники по 3 аппарата. Масло «бензине» по I–III очередям подается в трубное пространство масляного теплообменника, где за счёт тепла обезбензоленного масла нагревается до температуры 105–130 °С и затем поступает в трубчатый змеевик беспламенного подогревателя для нагрева до 160 °С. Нагретое масло после беспламенных подогревателей поступает в бензольную (дистилляционную) колонну. Для отдувки бензольных углеводородов из масла «бензине» в нижнюю часть колонны подается острый пар.

Охлажденное масло «дебензине» после холодильников поступает на

скрубберы для улавливания бензольных углеводородов. Вода на охлаждение масла «дебензине» подаётся насосами с прямков градирни оборотного цикла. Пары бензольных углеводородов, воды, лёгких погонов масла, нафталина из бензольных колонн поступают в дефлегматоры, где конденсируются унесённые масла, нафталин и, частично, вода. Температура паров на выходе из дефлегматоров регулируется количеством подаваемого пара в бензольную колонну. Образующийся при охлаждении паров конденсат (флегма) отводится в сепаратор флегмы, вода – в сборник сепараторных вод, откуда насосом подаётся в конечные газовые холодильники.

Несконденсированные пары бензольных углеводородов с температурой 89–98 °С после дефлегматоров поступают в разделительную колонну или ректификационные колонны. В колоннах сырой бензол разделяется на первый (сырой лёгкий) и второй (сырой тяжёлый) бензол. Разделительная колонна состоит из 2 частей – верхней (ректификационной) и нижней (испарительной). Из верхней части разделительной и ректификационных колонн пары I бензола с температурой 70–78 °С поступают в конденсаторы–холодильники.

После конденсаторов–холодильников первый бензол поступает в сепараторы, где отделяется от воды. Из сборников сырой бензол насосом откачивается для дальнейшей переработки или хранилище, сборники сольвент–нафты отделения переработки смолы. Все пары бензольных углеводородов и неконденсирующиеся пары из сепараторов, конденсаторов–холодильников через воздушники поступают в ловушки паров, где орошаются технической водой, конденсируются и конденсат поступает в сепараторы бензола.

Отрицательная сторона применения данной технологии состоит в том, что на одной из стадий получения бензола коксовый газ охлаждается в холодильных установках открытого цикла охлаждения. Конечный газовый холодильник (КГХ) представляет собой цилиндрический вертикальный аппарат, состоящий из двух частей – газовой, имеющей 21 полку, и нафталинового промывателя, имеющего 6 полок. Охлаждающая вода подается на верх КГХ, газ поступает снизу. В результате теплообмена газ охлаждается до 20–30 °С, одновременно из него водой вымывается часть нафталина. После прохождения холодильника вода из нафталинового промывателя перетекает в водоотстойник, где дополнительно отстаивается от масла. После чего нагретая и включающая в себя вредные соединения и примеси отправляется для охлаждения на градирню. Вода охлаждается на градирне до температуры 20–30 °С. Охлаждение воды происходит за счет теплообмена между распыленной на капли жидкостью и воздухом. [2, 3]

Все эти процессы негативно сказываются на окружающей среде и, как следствие, на здоровье человека. Основными источниками вредных выбросов (аммиак  $\text{NH}_3$ , циановодород  $\text{HCN}$ , сероводород  $\text{H}_2\text{S}$ , фенолы) в атмосферу являются градирня конечных газовых холодильников и воздушники емкостного оборудования. При неправильной организации процесса горения

коксового газа в трубчатых печах вредными выбросами с продуктами горения могут быть оксид углерода CO, оксид и диоксид азота (NO и NO<sub>2</sub>). Основным сбросом производственной сточной воды при производстве сырого бензола является избыточная вода цикла КГХ, которая сбрасывается в колодец. При грамотном ведении технологического процесса параметры этих выбросов остаются на оптимальном уровне. Существуют и альтернативные варианты, например, на предприятии ОАО «АЛТАЙ-КОКС» применяются более прогрессивные технологии охлаждения коксового газа, в так называемых установках «закрытого типа» в которых исключены вредные выбросы в атмосферу [4].

#### Библиографический список

1. Кутепов А.М. Общая химическая технология / А.М Кутепов, Т.И Бондарева, М.Г Беренгартен. – М.: Химия, 1990. – 520 с.
2. Бензол: технологии производства [Электронный ресурс]. – Режим доступа: [http://www.newchemistry.ru/printletter.php?n\\_id=663](http://www.newchemistry.ru/printletter.php?n_id=663).
3. Скобло А.И. Процессы и аппараты нефтеперерабатывающей и нефтехимической промышленности / И.А Трегубова, Ю.К Молоканов. – М.: Химия, 1982. – 584 с.
4. Электронный каталог России [Электронный ресурс]. – Режим доступа <http://chemistry.narod.ru/>.
5. Новые перспективные технологии получения бензола [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.creonenergy.ru/upload/iblock/b42/>.

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>I. ЕСТЕСТВЕННЫЕ НАУКИ</b> .....	3
<b>Кобзарева Т.Ю.</b> Модифицирование поверхности титанового сплава ВТ6 двухкомпонентным электровзрывным легированием и последующей электронно-пучковой обработкой.....	3
<b>Гавриш М.К.</b> Волновая теория Эллиотта и последовательность Фибоначчи.....	6
<b>Аксёнова К.В.</b> Природа повышения усталостного ресурса силумина электронно-пучковой обработкой.....	9
<b>Аксёнова К.В.</b> Деградация структуры и свойств поверхностного слоя рельсов при длительной эксплуатации.....	12
<b>Никитина Е.Н., Аксёнова К.В.</b> Эволюция структуры и фазового состава стали с бейнитной структурой при пластической деформации.....	15
<b>Шляров В.В., Анучина Е.А.</b> Влияние магнитного поля 0,4 тл на микротвердость технически чистого титана ВТ1-0.....	18
<b>Романов Д.А., Гончарова Е.Н.</b> Исследование структуры и трибологических свойств электроэрозионного покрытия Mo-Ni-Cu, сформированного на меди комбинированным методом.....	22
<b>Зайцев Н.С., Бендре Ю.В., Зенцова С.В.</b> Электрическая ёмкость и энергетические характеристики химического реактора с подводом к металлу, при его окислении в реакторе газом, электрического потенциала от внешнего источника.....	25
<b>Кувшинникова Н.И., Модзелевская О.Г., Проводова А.А.</b> Минералогия барийстронциевого карбонатита.....	30
<b>Гагарин А.Ю.</b> Модернизация оборудования для изучения электростимулированной пластической деформации.....	33
<b>Кормышев В.Е., Осинцев К.А., Капралов Е.В.,</b>	36

**Комиссарова И.А.**

Изменение структурно-фазового состояния и трибологических свойств стали Hardox 450 при нанесении С-V-Cr-Nb-W наплавочных покрытий.....

**Комиссарова И.А., Сизов В.В., Бессонов Д.А.,****Воробьев С.В., Осинцев К.А., Косинов Д.А.**

Влияние электронно-пучковой обработки на многоцикловую усталость металлов и сплавов..... 38

**II. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ..... 41****Абрамов К.Е., Малофеев Д.В.**

Использование электрогидравлических экскаваторов на открытых горных работах..... 41

**Баданов А.С., Малофеев Д.В.**

Анализ существующих типов крутонаклонных конвейеров для применения на карьерах..... 43

**Бурова А.О., Малофеев Д.В.**

Способы искусственного укрепления откосов уступов на карьерах..... 47

**Горобец А.Н., Малофеев Д.В.**

Перспективные направления технического перевооружения на карьерах ..... 50

**Кашин В.И., Малофеев Д.В.**

Технологии будущего в горной промышленности..... 54

**Шарков Н.А., Малофеев Д.В.**

Анализ способов производства контурного взрывания при ведении взрывных работ..... 57

**Семин А.А.**

Проявление сейсмических колебаний в эпицентре подземного массового взрыва ..... 61

**Макарова Н.А.**

Использование методов линейного программирования при обосновании параметров подземной комбинированной технологии..... 68

**Блохина Ю.А., Макарова Н.А., Никитина А.М.**

К вопросу предотвращения самовозгорания угля в условиях шахт Кузбасса..... 71

73

<b>Горбунова А.Р.</b> Анализ существующих технологий рекультивации нарушенных земель.....	
<b>Куликова Е.Н., Никитина А.М., Риб С.В., Борzych Д.М.</b> Разработка мероприятий по совершенствованию системы приемки, погрузки и отправки угольной продукции потребителям.....	76
<b>Басов В.В., Риб С.В.</b> Пучение пород почвы в подготовительных горных выработках.....	79
<b>Басов В.В., Риб С.В., Никитина А.М., Борzych Д.М.</b> Влияние угла наклона крайних анкеров в кровле выработки на распределение вертикальных напряжений.....	83
<b>Борzych Д.М., Риб С.В., Никитина А.М., Басов В.В.</b> Разработка мероприятий по повышению устойчивости слоевых выемочных выработок.....	87
<b>Елхимов Д.Е., Риб С.В.</b> Исследование влияния минерализованных включений в угольном целике на состояние горной выработки.....	91
<b>Елхимов Д.Е., Денисов М.А.</b> Анализ опыта применения анкерной крепи на угольных шахтах.....	95
<b>Риб В.С., Говорухин Ю.М.</b> Использование компьютерных технологий при освоении образовательных программ в Вузе.....	99
<b>Риб В.С., Говорухин Ю.М.</b> Моделирование пластовых месторождений и горных выработок.....	103
<b>Киселёв Д.А.</b> О возможности применения программного комплекса «Геомеханика» для численного моделирования процессов формирования зоны обрушения.....	106
<b>Афонин Д.В., Стружук М.С.</b> Разработка методики прогноза распределения опорного давления при работе комплексно-механизированных очистных забоев.....	110
<b>Брыксин Н.С., Бызов С.И., Велякина Г.Ф., Шаркунова Н.Ю., Володина А.В.</b> Возможности инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения на рудниках Горной шории и Хакасии.....	113

<b>Ильина Е.Н.</b> Угольная промышленность США: история, состояние и перспективы развития.....	116
<b>Косинова Н.С., Кравченко А.Е.</b> Выбор способа кондиционирования пульпы перед процессом флотации углей.....	119
<b>Громолук Т.А., Кравченко А.Е.</b> Методика проведения опытно-промышленных испытаний флотационных реагентов.....	123
<b>Полковникова Е.С. Кравченко А.Е.</b> Факторы, влияющие на флотацию руды .....	126
<b>Кирьянов И.С.</b> Флотационные методы обогащения угля состояние и перспективы развития.....	131
<b>Куракин С.А.</b> Сравнительная оценка результатов различных форм итоговой аттестации по специальным дисциплинам направления подготовки 130400 «Горное дело» специальности «Подземная разработка пластовых месторождений» .....	135
<b>Богаченко А.И., Партилов М.В., Матвеев А.В.</b> Разработка прикладных программ для горного производства.....	138
<b>Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.</b> Современные способы управления электродвигателями.....	141
<b>Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.</b> Обзор новой линейки карьерных экскаваторов и автосамосвалов.....	144
<b>Синичкин И.В., Партилов М.В., Матвеев А.В.</b> Планирование горных работ с применением 3D моделирования.....	146
<b>Катин А.А., Тарасов А.Г., Матвеев А.В.</b> Методика расчета плановых показателей работы технологического транспорта.....	150
<b>Катин А.А., Тарасов А.Г., Матвеев А.В.</b> Правила разработки документации на процессы экскавации.....	152
<b>Романов М.М., Ермилов В.В., Годовалов Т.С., Матвеев А.В.</b> Рыхление горных пород малой и средней крепости без применения взрывной технологии с использованием фрезерных рыхлителей.....	155



<b>Громолук Т.Д. Полковникова Е.С. Кравченко А.Е.</b> Факторы, влияющие на реагентный режим флотации угля.....	159
<b>Харыбин Т. А.</b> Использование ГИС – технологий для анализа данных с шахты «Красноярской» .....	162
<b>III. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ТЕХНОЛОГИИ, МАТЕРИАЛЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.....</b>	165
<b>Калиногорский А.Н.</b> Инновационные вихревые технологии нанесения огнеупорных покрытий на футеровку конвертеров.....	165
<b>Медведева К.С., Ходосов И.Е.</b> Использование техногенного сырья в процессах металлизации.....	168
<b>Ходосов И.Е.</b> Применение металлизированных рудо-угольных окатышей при выплавке синтетического чугуна.....	172
<b>Числавлев В.В., Глушков С.В.</b> Моделирование процессов гидродинамики при непрерывной разливке стали.....	175
<b>Думова Л.В.</b> Исследование ликвационных процессов при различных режимах кристаллизации крупнотоннажных слитков .....	178
<b>Думова Л.В.</b> Исследование влияния технологических параметров выплавки стали в кислородном конвертере на качество поверхности заготовок.....	181
<b>Думова Л.В.</b> Разработка модели прогнозирования технико- экономических показателей работы дуговой электропечи при изменяющемся составе металлозавалки.....	184
<b>Лазаревская М.Н.</b> Совершенствование способа производства хромового КХО путем вовлечения в технологический процесс техногенного сырья.....	187
<b>Лазаревская М.Н.</b> Алюминотермическая выплавка хрома металлического с применением хромового концентрата химического обогащения.....	194

<b>Лазаревская М.Н.</b> Ресурсосберегающие технологические решения получения хромового концентрата химического обогащения.....	198
<b>Сивушов А.А.</b> Расчетные данные эффективности применения красного шлама с учетом уменьшения содержания железа и мелкой фракции в агломерате.....	203
<b>Коноз К.С.</b> Снижение окисления и обезуглероживания рессорно-пружинной стали при высокотемпературном нагреве под прокатку на основе применения защитных покрытий.....	209
<b>Шадринцева Д.А.</b> Испытания горелки со встроенным радиационным рекуператором.....	213
<b>Елескина Н.Ю.</b> Применение теплового насоса для отопления с использованием тепла грунтовых вод.....	216
<b>Скрябина Е.А.</b> Работа воздушного теплового насоса с подпиткой гелиоэнергией.....	218
<b>Чинокалов Е.В.</b> Особенности получения длинномерных винтовых профилей волочением.....	220
<b>Сметанин С.В., Полевой Е.В., Филиппова М.В.</b> Повышение качества трамвайных рельсов.....	223
<b>Филиппова М.В., Сметанин С.В., Прудкий Е.Е.</b> Комплекс полугорячей объемной штамповки.....	227
<b>Долгополов А.Е., Мамедов Р.О.</b> Физико-механический анализ и расчет скорости движения дисперсных частиц в кислородной зоне шахтной печи.....	230
<b>Модзелевская О.Г., Куценко А.А.</b> Квантово-механическая интерпретация влияния барий-стронциевого карбоната БСК-2 на металлические расплавы.....	233
<b>Долгополов А.Е., Мамедов Р.О.</b> Численный расчет скорости движения твердых дисперсных частиц методом последовательных приближений.....	237

<b>Прудников В.А., Богонос Е.В.</b> Влияние температуры отжига на удельное электрическое сопротивление листовой термоциклически деформированной Стали 10.....	240
<b>Прудников В.А., Сазонов М.С.</b> Изучение влияния температуры нормализации на коэрцитивную силу листовой Стали 10.....	242
<b>Прудников В.А., Духанин Ф.А.</b> Строение и свойства слитков полунепрерывного литья из заэвтектического силумина.....	245
<b>Малюх М.А.</b> Влияние магния на линейное расширение сплава Al-20%Si.....	247
<b>Иванов А.А., Симачёв А.С.</b> Исследование структуры нержавеющей стали 12X18H10T после ионного азотирования.....	250
<b>Дюкова Н.А.</b> Влияние термоциклической обработки на тепловое расширение деформированных высококремнистых силуминов.....	253
<b>Мальцева В.Г.</b> Особенности влияния условий кристаллизации на свойства заэвтектических сплавов Al-Si.....	256
<b>Шевченко Р.А.</b> Совершенствование технологии сварки рельсовой стали с увеличенным содержанием хрома.....	259
<b>Липатова У.И., Акимченко Р.И., Кислов А.И.</b> О влиянии фракционного состава флюса на основе шлака производства силикомарганца на качество сварного шва.....	262
<b>Липатова У.И., Матинин И.В., Проводова А.А., Кузьменко Д.И.</b> Влияние добавки барий-стронциевого карбонатита во флюс на качество сварного шва.....	266
<b>Осетковский И.В., Гусев А.И.</b> Изучение свойств металла наплавленного порошковой проволокой системы С- Si-Mn-Cr-Mo-Ni-V.....	268
<b>Махин Д.И., Айматов В.Г., Чинин Н.А.</b> Флюсы на основе ковшевого сталеплавильного шлака .....	271
<b>Гусев А.И., Осетковский И.В.</b> Изучение свойств металла наплавленного порошковой проволокой системы С-Mn-Si-Cr-V-Mo-Co.....	274

<b>Шишкин П.Е.</b> Современные методы неразрушающего контроля сварных и литых изделий.....	276
<b>Бурнаков М.А., Наумчик А.Д., Бояринцев С.Е.</b> Использование флюсов при сварке.....	279
<b>Мухамадаминов У.Х.</b> Силовые транзисторы в источниках питания для сварки.....	282
<b>Габитов Э.К., Садыров Р.К.</b> Сварка с полным проваром толстолистовых изделий.....	285
<b>Дмитриева А.В.</b> Применение сварки «холодной» дугой.....	288
<b>Карцев Д.С., Филимоненко А.Г.</b> Применение наноразмерных частиц тугоплавких соединений в порошковых проволоках.....	290
<b>Федотов Е.Е., Фоменко А.А., Непомнящих А.С.</b> Наноматериалы в литейном и сварочном производстве.....	298
<b>Патрушев А.О., Михно А.Р., Корчагин К.П.</b> Использование нанотехнологий в литейном и сварочном производстве.....	301
<b>Титов Д.А., Гусев А.И.</b> Изучение карбидных фаз в структуре наплавляемой стали 35В9Х3СФ.....	304
<b>Титов Д.А., Осетковский И.В.</b> Исследование характеристик карбидов в структуре наплавленного слоя из стали системы С-Si-Mn-Cr-V-Mo.....	307
<b>Алексеева Т.И.</b> Термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системе Zr – O – C – H – N.....	309
<b>Басирова Д.Р.</b> Выщелачивание как способ обогащения и переработки руд цветных металлов.....	312
<b>Ефимова К.А.</b> Термодинамика высокотемпературных взаимодействий в системе Ti-V-Si-H-N .....	315
<b>Ефимова К.А.</b> Модельно-математическое исследование взаимодействия сырьевого и плазменного потоков при плазмометаллургическом получении диборида титана.....	318

<b>Жищенко В.В.</b> Экологические аспекты очистки сточных вод коксохимического производства.....	321
<b>Комрони М.</b> Перспективы развития технологии получения молибденовых концентратов.....	324
<b>Комрони М.</b> Извлечение молибдена из концентратов и промпродуктов.....	327
<b>Коновалова Х.А.</b> Экологические аспекты утилизации и применения промышленных отходов коксохимии.....	330
<b>Полях К.Е.</b> Нанокристаллические материалы: история, тенденции и прогнозы.....	334
<b>Пономарев Н.С.</b> Особенности использования жидких отходов коксохимического производства в составе угольных шихт.....	339
<b>Попов А.С.</b> Особенности сатураторного и бессатураторного способов получения сульфата аммония.....	342
<b>Раскова Е.С.</b> Сравнительный анализ сушильных установок.....	346
<b>Силова Т.И.</b> Перспективы применения колонных флотомашин в производстве вторичного криолита.....	350
<b>Старцев С.С.</b> Сравнительный анализ сухого и мокрого тушения кокса.....	353
<b>Фомин М.С.</b> Производство и применение порошка молибдена: оценка, тенденции и прогнозы.....	356
<b>Алексеева Т.И.</b> Карбид циркония: свойства и востребованность в «экстремальном» материаловедении.....	360
<b>Алексеева Т.И.</b> Современное состояние производства карбида циркония.....	362
<b>Бычков В.Е.</b> История и перспективы развития производства бензольных углеводородов.....	364

Научное издание

**НАУКА И МОЛОДЕЖЬ: ПРОБЛЕМЫ, ПОИСКИ, РЕШЕНИЯ**

**ЕСТЕСТВЕННЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ**

**Часть III**

*Труды Всероссийской научной конференции студентов,  
аспирантов и молодых ученых*

**Выпуск 20**

Под общей редакцией	М.В. Темлянцева
Технический редактор:	Г.А. Морина
Компьютерная верстка	Н.В. Ознобихина

Подписано в печать 29.05.2016 г.

Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая. Печать офсетная.  
Усл. печ. л. 22,06 Уч.-изд. л. 24,52. Тираж 300 экз. Заказ № 451

Сибирский государственный индустриальный университет  
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42  
Издательский центр СибГИУ