

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ

**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ»**

**Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«КУЗБАССКАЯ ГОСУДАРСТВЕННАЯ ПЕДАГОГИЧЕСКАЯ
АКАДЕМИЯ»**

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

ЕСТЕСТВЕННЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ

ЧАСТЬ II

*Труды Всероссийской научной конференции
студентов, аспирантов и молодых ученых
12-15 мая 2012 г.*

выпуск 16

**Новокузнецк
2012**

ББК 72.4(2)713660

Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения: Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых / Под общей редакцией Л.П. Мышляева; СибГИУ. – Новокузнецк, 2012. – Вып. 16. – Ч. II. Естественные и технические науки. – 273 с.

Редакционная коллегия:

д.х.н., профессор Горюшкин В.Ф. (секция «Естественные науки»), к.т.н., доцент Власкин Ю.К. (секция «Перспективные технологии разработки месторождений полезных ископаемых»), д.т.н., профессор Протопопов Е.В., д.т.н., профессор Галевский Г.В. (секция «Металлургические процессы, технологии и оборудование»), д.т.н., профессор Афанасьев В.К. (секция «Новые материалы и упрочняющие технологии»), д.т.н., профессор Дворников Л.Т., д.т.н., профессор Воскресенская Т.П. (секция «Теория механизмов, машиностроение и транспорт»), д.т.н., профессор Кулаков С.М., к.т.н., доцент Кунинин П.Н. (секция «Новые информационные технологии и системы автоматизации управления»).

Под общей редакцией Л.П. Мышляева

В сборнике представлены труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых по результатам научно-исследовательских работ.

II часть сборника посвящена актуальным вопросам в области естественных и технических наук: перспективных технологий разработки месторождений полезных ископаемых, металлургических процессов, технологии и оборудования, новых материалов и упрочняющих технологий, теории механизмов, машиностроения и транспорта, теории механизмов, машиностроения и транспорта, новых информационных технологий и систем автоматизации управления.

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

ISBN 5-7806-0244-4

Сибирский государственный
индустриальный университет
2012

I. ЕСТЕСТВЕННЫЕ НАУКИ

УДК 539.098

ВЛИЯНИЕ МАГНИТНОГО ПОЛЯ НА МИКРОТВЕРДОСТЬ АЛЮМИНИЯ РАЗНОЙ СТЕПЕНИ ЧИСТОТЫ

Загуляев Д.В., Комиссарова И.А., Мясникова В.И.

**Научные руководители: д.ф.-м.н., профессор Громов В.Е.,
к.т.н., доцент Коновалов С.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Магнитное поле влияет на прочностные и пластические характеристики разнообразных диа- и парамагнитных материалов. Особенно эффективно магнитное поле влияет на ферромагнетики. В данной связи проведение исследований, направленных на установление влияния магнитного поля на парамагнитный металл с разным содержанием примесей, становится актуальным.

Целью данной работы является исследование влияния примесей на механические характеристики алюминия при воздействии слабым магнитным полем.

Поскольку в Al основными трудновыводимыми примесями являются Fe и Si, в работе использовались образцы с их разным содержанием, имеющие размеры $0,5 \times 2 \times 1$ см³. Образцы перед испытаниями отжигались при температуре 773 К в течение 2 часов с последующим охлаждением в печи, механически полировались и химически травились в растворе Бонера (0,2 мл HF; 0,9 мл HNO₃, 2,6 мл HCl, 100 мл H₂O) для выявления зеренной структуры материала.

В качестве источника магнитного поля использовали электромагнит, имеющий возможность регулирования индукции магнитного поля. Образцы располагались в магнитном поле таким образом, чтобы линии индукции были перпендикулярны стороне образца с размерами 2×1 см² и пронизывали ее. Геометрия магнитного поля не изменялась во всех испытаниях. Индукция магнитного поля измерялась миллитесламетром с точностью до $1 \cdot 10^{-5}$ Тл и составляла 0,3 Тл.

Измерения микротвердости проводились с помощью микротвердомера HVS-1000 для трех случаев: 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 во всех испытаниях составляла 0,01 Н, время нагружения, выдержки под нагрузкой и разгрузки совпадало, и составляло 10 с. Измерения микротвердости проводили внутри зерна. Температура испытаний по всех экспериментах оставалась неизменной и составляла 298 К.

Количественно эффект влияния магнитного поля характеризовался относительным изменением микротвердости, рассчитываемым по соотношению:

$$\delta = \frac{\langle HV \rangle - \langle HV_0 \rangle}{\langle HV_0 \rangle},$$

где $\langle HV \rangle$ – значение микротвердости образца, выдержанного в магнитном поле, $\langle HV_0 \rangle$ – исходное значение микротвердости, которое зависит от степени чистоты Al. Оно составляло для Al марки А0 с содержанием Fe 0,59 % – 236 ± 3 МПа; А5 – 226 ± 3 МПа; А0 с содержанием Fe 0,19 % – 227 ± 3 МПа; А7 – 207 ± 3 МПа; 5N – 157 ± 3 МПа.

Установлено, что характер влияния магнитного поля заключается в снижении микротвердости с последующим возвращением ее значения к исходному. Однако отметим, что для образцов Al с содержанием Fe 0,59% возвращение значения микротвердости к исходному происходит немонотонно (с изменением знака эффекта при значении времени, прошедшего после обработки 2,5 часа).

Зависимости относительного изменения микротвердости от времени прошедшего после обработки магнитным полем Al с содержанием Fe 0,19% и 0,1255% в течение 2 часов – совпадают. Время, необходимое для достижения микротвердости исходного значения, составляет 1 час.

Исследования характера поведения микротвердости при действии магнитного поля на Al с содержанием Fe 0,001 %, показали, что начальный эффект составляет 5% и затухает за время 5 часов.

Образцы алюминия с содержанием Fe 0,26 % подвергались троекратному, двухчасовому воздействию магнитным полем. Время, прошедшее между экспозициями образцов, составляло 72 часа. После каждой выдержки в магнитном поле фиксировалась зависимость относительного изменения микротвердости от времени, прошедшего после магнитной обработки.

Анализ установленных зависимостей показал, что каждая последующая обработка приводит к снижению начального эффекта магнитного воздействия и времени, необходимого для достижения микротвердости исходного значения. Установлена линейная зависимость начального относительного изменения микротвердости от числа обработок магнитным полем, которая носит линейный характер. Показано, что максимальный эффект магнитное поле оказывает при первом воздействии.

Исследованы зависимости относительного изменения микротвердости от массового содержания Fe и Si в образцах Al, при времени обработки магнитным полем 2 часа и 0,25 часа. Установлено, что зависимости относительного изменения микротвердости от содержания Fe и Si в образцах Al имеют экстремальный характер при двухчасовой обработке магнитным полем. Максимальное снижение значения микротвердости наблюдается при содержании Fe 0,26% и Si 0,069%. При уменьшении времени воздействия

магнитным полем с 2 часов до 0,25 часа характер зависимостей относительного изменения микротвердости от содержания Fe и Si меняется. Зависимость $\delta(m)$ для Si приобретает вид кривой с насыщением, которое наступает при содержании Si 0,069%. В интервале значений $0,1255\% < m < 0,26\%$ эффект магнитного воздействия незначителен и составляет 1%, что укладывается в погрешность измерения микротвердости. Дальнейшее увеличение массового содержания Fe приводит к линейному возрастанию эффекта.

Исследования влияния времени выдержки в магнитном поле на микротвердость алюминия с разным содержанием железа показали, что для Al с содержанием Fe 0,59%; 0,19%; 0,1255% и 0,0001% зависимости относительного изменения микротвердости от времени выдержки в магнитном поле имеют вид кривых с насыщением. Исключением является зависимость $\delta(\tau)$ при содержании Fe 0,26%, которая начиная со значения времени выдержки 0,25 часа носит линейный характер. Отметим, что зависимости $\delta(\tau)$ для содержания Fe 0,59% и 0,19% совпадают в пределах погрешности измерения, а насыщение наблюдается при времени выдержки 0,25 часа. Максимальный эффект влияния магнитного поля для различного времени выдержки в нем наблюдается на образцах Al с содержанием Fe 0,001% и 0,26%.

Статистическая оценка полученных в работе значений микротвердости по ϵ – критерию Стьюдента показывает, что взаимно соответствующие значения $\langle HV_0 \rangle$ и $\langle HV \rangle$ в каждой паре принадлежат к выборкам из различных генеральных совокупностей, то есть различаются значимо.

Возможно, физический механизм влияния магнитного поля на микротвердость алюминия связан с изменением состояния дефектной субструктуры.

В процессе пластической деформации происходят непрерывные взаимодействия дислокаций друг с другом и с точечными дефектами. Если предположить, что эти взаимодействия носят не только упругий характер, а сопровождаются образованием и разрывом ковалентной связи, то это является дополнительным фактором торможения дислокации. Следовательно, процесс пластической деформации сопровождается многократно повторяющимися химическими реакциями. Магнитное поле, воздействуя на ковалентную связь, переводит радикальную пару из синглетного состояния в триплетное, что облегчает ее разрыв, поскольку энергия необходимая для разрыва радикальной пары находящейся в синглетном состоянии больше, чем в триплетном [1]. Это приводит к увеличению подвижности дислокаций и как следствие снижению микротвердости.

Работа выполнялась при частичной финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013 г.г.» (госконтракт 16.740.11.0314)

Библиографический список

1. Альшиц В.И. Магнитопластический эффект: основные свойства и физические механизмы / В.И. Альшиц [и др.] // Кристаллография. – 2003. – №5. – С. 826–854.

УДК 544-971:669.046.58

ОЦЕНКА ОТНОСИТЕЛЬНОЙ АКТИВНОСТИ ФОСФОРА ЖЕЛЕЗО-УГЛЕРОДИСТЫХ РАСПЛАВОВ В ПРОЦЕССЕ ДЕФОСФОРАЦИИ

Зенцова С.В., Мухарлямов С.А.

Научный руководитель: к.т.н., профессор Рыбалкин Е.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В физико-химических исследованиях сталеплавильных процессов большое внимание уделяется реакциям дефосфорации.

Удаление фосфора обычно описывается реакцией:



или простейшей моделью, описываемой в реакции:



Для определения равновесной концентрации фосфора в металле по мнению авторов достаточно исходить из условия равновесия реакции и изменения активности (P_2O_5) при его растворении в шлаке [1, 2]. Следует ожидать, что компоненты шлака, которые обнаруживают тенденцию к соединению с оксидом фосфора, будут вызывать заметное понижение активности последнего. Температурная зависимость константы равновесия реакции дефосфорации может быть описана уравнением:

$$\lg K = \frac{36850}{T} - 29,07, \quad (3)$$

а константа равновесия для реакции (2):

$$\lg K = \frac{a_{P_2O_5}}{[\%O]^5 [\%P]^2}, \quad (4)$$

а для реакции (1):

$$k = \frac{a_{Ca_3PO_4}^{0,5} \cdot a_{Fe}^{2,5}}{a_P a_{CaO}^{1,5} \cdot a_{FeO}^{2,5}}, \quad (5)$$

С использованием данных [3] температурных зависимостей энтальпии и энтропии компонентов рассчитаем зависимость изменения энергии Гиббса и логарифма константы равновесия от температуры:

$$\Delta G_T^\circ = 277788 + 107,22T, \lg K = -\frac{14377}{T} - 5,61, \quad (6)$$

Известно, что железистые шлаки не обеспечивают необходимую степень удаления фосфора. Это обусловлено большой энергией взаимодействия ионов Fe^{2+} и O^{2-} , в связи с чем анион PO_4^{3-} оказывается малоустойчивым в составе с катионом железа. Это подтверждается значительно меньшим тепловым эффектом образования фосфатов железа (319–462 кДж/моль) по сравнению с фосфатами кальция (680,4–722,4 кДж/моль). Высокую степень дефосфорации металла обеспечивают присутствующие в шлаке катионы Mg^{2+} , Ca^{2+} , Mn^{2+} , которые не так сильно взаимодействуют с анионами O^{2-} . Наиболее слабым в этом отношении является катион кальция с наибольшим радиусом. Кальций образует в шлаке трех- или четырехкальциевые фосфаты. Результирующий процесс дефосфорации обычно отражается реакциями:



или



В жидких шлаковых расплавах более вероятной является реакция (7). Соединение $Ca_3P_2O_8$ в расплавах более устойчиво, имеет острый максимум на диаграмме состояния $CaO-P_2O_5$, а соединение $Ca_4P_2O_9$ плавится инконгруэнтно. Согласно работе [4] окисления фосфора возможно кислородом, растворенном в металле, на границе шлак-металл, с участием оксида кальция шлака:



Нами были рассчитаны термодинамические характеристики реакции (9):

$$\Delta G_T^\circ = -803478 + 285,1T, \lg K = -\frac{41694}{T} - 14,89, \quad (10)$$

$$\Delta G_T^\circ = -162596, \lg K = -\frac{84920}{T} - 38,38. \quad (11)$$

Активности компонентов шлака рассчитывали по теории совершенных ионных растворов [5], по теории регулярных ионных растворов [6] и как фазы с коллективной электронной системы [7]. Активности компонентов металлического расплава (фосфора и кислорода) рассчитывали по параметрам взаимодействия e_i^j Вагнера. Для сопоставления результата по различным теориям использовали данные о химическом составе металла и шлака на промежуточных повалках и в конце продувки промышленных плавов проведенных в ККЦ-2 ЗСМК (таблицы 1 и 2), а также данные о равновесном распределении фосфора в системе $Fe-P-O/FeO-P_2O_5$, приведенные в работе [7]:

$$\lg \frac{(P)}{[P]} = 22350/T + 2,51 \lg(Fe) + 7 \lg(CaO) - 23. \quad (12)$$

Результаты расчетов приведены в таблице 1. Значение равновесных концентраций фосфора, найденные из опыта, и рассчитанные по различным методикам приведены в таблице 2. Металлический расплав, состоящий из Fe и P, находится в равновесии со шлаком следующего состава: 20 % FeO, 55 % CaO, 16,7 % P₂O₅ и 8,3 % SiO₂. Концентрации фосфора в металле, равновесные со шлаком и рассчитанные, более близки к результатам анализа промышленных плавов к концу периода продувки, соответствующим в наибольшей степени к условиям равновесия.

Таблица 1 – Составы металла и шлака в конвертере на промежуточной повалке (I) и в конце конвертированная (II)

№ п/п	Тем пера тура °С	Повалка	Состав металла, %				Состав шлака, %						CaO/SiO ₂	[P]
			[C]	[Mn]	[P]	[S]	CaO	SiO	FeO	MnO	MgO	P ₂ O ₅		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
1	1490	I	1.19	0.24	0.015	0.037	51.1	18.2	14.9	5.0	2.3	2.0	2.81	0.0106
	1625	II	0.09	0.11	0.007	0.017	54.2	15.3	18.4	3.9	3.0	1.4	3.54	0.005
2	1490	I	1.28	0.18	0.021	0.043	69.6	11.1	4.6	1.9	1.9	0.8	6.27	0.0045
	1610	II	0.18	0.11	0.006	0.018	54.3	15.0	21.0	3.1	2.1	1.3	3.62	0.0128
3	1485	I	1.26	0.22	0.021	0.036	46.5	19.9	12.9	5.7	1.7	3.0	2.34	0.0153
	1605	II	0.14	0.15	0.007	0.017	54.3	15.7	18.3	4.2	1.9	1.3	3.46	0.0072
4	1450	I	1.24	0.25	0.017	0.036	50.8	18.8	11.6	5.4	1.8	3.3	2.70	0.0005
	1595	II	0.06	0.06	0.003	0.015	49.2	13.4	21.6	4.2	1.9	1.8	3.67	0.0013
5	1460	I	1.46	0.15	0.038	0.042	45.6	20.7	14.1	7.3	1.3	2.9	2.20	0.008
	1595	II	0.09	0.09	0.006	0.021	53.7	16.1	22.1	3.0	2.2	1.2	3.33	0.0021
6	1460	I	1.42	0.27	0.015	0.028	45.6	18.6	14.3	6.7	2.0	3.5	2.45	0.009
	1640	II	0.07	0.06	0.005	0.013	50.3	13.6	21.3	4.1	3.2	1.5	3.70	0.005
7	1495	I	1.17	0.23	0.042	0.025	45.2	19.8	14.2	6.4	3.2	2.6	2.28	0.016
	1620	II	0.12	0.09	0.006	0.014	48.9	14.7	20.4	4.5	3.1	2.0	3.33	0.012
8	1540	I	0.45	0.40	0.038	0.034	61.7	14.6	9.5	4.2	2.7	2.5	4.23	0.016
	1610	II	0.09	0.13	0.009	0.019	4.8	15.6	18.3	5.4	2.2	1.9	3.06	0.005
9	1490	I	1.17	0.18	0.054	0.044	45.9	21.2	13.6	6.4	1.8	3.7	2.17	6.019
	1620	II	0.08	0.12	0.010	0.013	50.1	16.1	8.4	5.1	2.1	3.0	3.11	0.007
10	1585	I	0.17	0.34	0.049	0.032	56.3	24.8	6.3	5.1	2.4	2.5	2.27	0.012
	1630	II	0.04	0.06	0.008	0.018	48.0	14.4	0.6	3.8	2.0	1.8	3.87	0.0015
11	1490	I	1.49	0.23	0.026	0.046	47.3	20.3	14.1	6.8	1.5	2.2	2.33	0.0106
	1610	II	0.20	0.13	0.005	0.018	57.4	17.4	3.0	38	1.2	2.8	3.30	0.033
12	1470	I	1.52	0.30	0.025	0.04	47.8	17.6	2.8	4.2	1.9	3.2	2.72	0.013
	1640	II	0.19	0.14	0.006	0.02	57.0	16.4	3.7	4.3	1.6	2.3	3.48	0.054
13	1450	I	1.52	0.25	0.076	0.032	43.2	24.2	0.8	8.3	2.4	2.5	1.79	0.0054
	1575	II	0.41	0.18	0.014	0.019	51.9	18.9	2.2	5.0	2.8	3.1	2.75	0.045
14	1500	I	1.89	0.11	0.076	0.034	53.7	16.2	3.0	4.7	3.2	3.4	3.31	0.037
	1630	II	0.08	0.07	0.005	0.010	55.2	1.66	3.0	4.7	3.2	3.4	3.33	0.0108
15	1490	I	1.39	0.30	0.008	0.028	51.0	17.4	4.6	1.7	6.2	2.8	2.93	0.0167
	1550	II	0.12	0.09	0.003	0.016	48.4	16.1	20.6	5.4	1.5	2.5	3.01	0.0023
16	1500	I	1.19	0.19	0.009	0.033	52.9	18.3	4.1	4.1	3.3	1.6	2.89	0.011
	1650	II	0.11	0.11	0.008	0.015	56.1	15.6	7.1	3.6	2.0	1.4	3.60	0.045

Таблица 2 – Равновесные концентрации фосфора рассчитанные по различным методикам

Температура, °С	[P]*, %	[P]*, Пономор.	[P]*, Смирнг.	[P.]*, по Кожеур.
1550	0,006	$2,4 \cdot 10^{-3}$	$1,38 \cdot 10^{-3}$	$3,6 \cdot 10^{-3}$
1650	0,016	$17 \cdot 10^{-3}$	$6,003 \cdot 10^{-3}$	$6,086 \cdot 10^{-3}$
1725	0,028	$66 \cdot 10^{-3}$	$17 \cdot 10^{-3}$	$8,78 \cdot 10^{-3}$

Библиографический список

1. Потапов А.В. К расчету циркулярного движения расплава в кислородном конвертере / А.В. Потапов, В.П. Коваль // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 1981. – №1. – С. 24–27.
2. Tuskogan E.T. Iron steel Just / E.T. Tuskogan, I. J. Pearson. – London, 1953. – №173. – P. 398-401.
3. Хироки Г. Термодинамическое исследование дефосфорации жидкого чугуна известковым флюсом / Г. Хироки // Тэцу то хаганэ. J. Iron steel Inst. Jap., 1983. – №12. – P. 955.
4. Попель С.И. Теория металлургических процессов / С.И. Попель, А.И. Сотников, В.Н. Бороменков. – М., Металлургия, 1988. – 463 с.
5. Казачков Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов / Е.А. Казачков. – М.: Металлургия, 1988. – 288 с.
6. Кожеуров В.Н. Термодинамика металлургических шлаков / В.Н. Кожеуров. – И.: Металлургиздат, 1955. – 166 с.
7. Пономоренко А.Г. Вопросы термодинамики фаз переменного состава, имеющих коллективную электронную систему / А.Г. Пономоренко // ЖКХ. – 1974. – №77. – 1668 с.

УДК 669.04: 539.388

СТРУКТУРНО-ФАЗОВОЕ СОСТОЯНИЕ АУСТЕНИТНОЙ СТАЛИ, ПОДВЕРГНУТОЙ УСТАЛОСТНОМУ РАЗРУШЕНИЮ ПОСЛЕ ЭЛЕКТРОННО-ПУЧКОВОЙ ОБРАБОТКИ

Сизов В.В., Воробьев С.В., Гришунин В.А., Комиссарова И.А.
Научные руководители: д.ф.-м.н., профессор Иванов Ю.Ф.*, д.ф.-м.н., профессор Громов В.Е.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

**Национальный исследовательский Томский политехнический университет
г. Томск*

Для повышения усталостной долговечности металлов и сплавов в последнее время активно используются различные методы поверхностной обработки, в том числе и облучение импульсными электронными пучками. Электронно-пучковая обработка обеспечивает сверхвысокие скорости

нагрева (до 10^8 К/с) поверхностных слоев, формирование предельных градиентов температуры (до $10^7 - 10^9$ К/м) и охлаждение за счет теплоотвода в основной объем материала со скоростями $10^4 - 10^8$ К/с, что создает условия для образования субмикро- и нанокристаллической многофазной структуры.

Целью работы являлось исследование структуры и фазового состава стали аустенитного класса 20Х23Н18, подвергнутой облучению высокоинтенсивным электронным пучком (ЭПО) и последующему испытанию в условиях многоциклового нагружения.

Усталостные испытания проводились на установке для асимметричного консольного изгиба с параметрами: напряжение нагрузки 20 МПа, частота повторения 20 Гц, температура испытания 293 К, число циклов до разрушения $\sim 1.5 \cdot 10^5$. Образцы имели концентратор напряжений в виде выреза полуокружностью радиуса 10 мм. Предварительная термическая обработка стали заключалась в следующем: охлаждение на воздухе после выдержки 2 ч при температуре 1150 °С. Перед усталостными испытаниями часть образцов подвергали облучению высокоинтенсивным электронным пучком на установке «СОЛО» (ИСЭ СО РАН) при следующих параметрах: энергия электронов 18 кэВ; плотность энергии пучка электронов 30 Дж/см²; длительность и частота следования импульсов воздействия пучка электронов 50 мкс и $0,3 \text{ с}^{-1}$; количество импульсов воздействия пучка электронов – 3. Выбранный режим обработки обеспечивал увеличение числа циклов до разрушения в 1,3 раза по сравнению с необработанной сталью ($N=1,9 \cdot 10^5$ и $1,5 \cdot 10^5$ циклов, соответственно).

Исследования структуры стали в исходном состоянии и после усталостных испытаний осуществляли методами сканирующей и просвечивающей электронной дифракционной микроскопии.

Предварительная термическая обработка привела к формированию в стали поликристаллического состояния. В объеме зерен присутствует дислокационная субструктура в виде сеток; скалярная плотность дислокаций $\sim 4,0 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$. Термическая обработка стали сопровождается двойникованием; выявляются микродвойники одной, реже, двух систем двойникования. Вдоль границ зерен выявлены частицы карбидной фазы $(\text{Cr, Fe})_{23}\text{C}_6$.

ЭПО поверхности стали сопровождалась высокоскоростным плавлением и кристаллизацией поверхностного слоя толщиной до 10 мкм. Анализ поверхности облучения выявил формирование разнотермической структуры. Размеры зерен поверхностного слоя изменяются в пределах от 10 мкм до 100 мкм. В объеме зерен обнаруживается структура ячеистой кристаллизации, размеры ячеек изменяются от 200 нм до 400 нм.

В результате ЭПО в поверхностном слое формируется структура ячеистой кристаллизации. Усталостные испытания стали привели к частичному разрушению данной структуры. Лишь в отдельных случаях, преимущественно вблизи границ зерен, выявляется структура ячеистой кристаллизации, сформировавшаяся в результате скоростного охлаждения материала, иницированного ЭПО. Размеры ячеек изменяются от 250 нм до

400 нм, что близко к размерам ячеек, выявленным в облученном электронами образце. Ячейки кристаллизации практически не разориентированы друг относительно друга, о чем свидетельствует отсутствие особенностей в виде тяжелой рефлексов микроэлектрограмм. В стыках границ ячеек кристаллизации выявляются частицы второй фазы $(Cr, Fe)_{23}C_6$, размеры которых изменяются от 20 до 60 нм. В объеме ячеек кристаллизации наблюдается дислокационная субструктура в виде сеток. Скалярная плотность дислокаций составляет $\sim 5,2 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$.

Вторым характерным элементом структуры являются микродвойники деформационного происхождения. В объеме зерна присутствуют одновременно две-три системы двойников. В объеме стали, содержащем микродвойники, наблюдается сетчатая дислокационная субструктура, скалярная плотность дислокаций достигает $\sim 8 \cdot 10^{10} \text{ см}^{-2}$. Взаимодействие микродвойников приводит к фрагментации структуры стали. Размеры фрагментов изменяются от 75 нм до 220 нм.

Структура, формирующаяся на глубине ~ 10 мкм, отличается от структуры поверхностного слоя лишь в количественном отношении: наблюдается образование структуры с относительно высоким уровнем разориентации, формирующейся в зернах с микродвойниками. Установлено существенное диспергирование фрагментов, формирующихся в зоне взаимодействия микродвойников.

Работа выполнена при финансовой поддержке ФЦП «Научные и научно-педагогические кадры инновационной России на 2009-2013 г.г.» (гос. контракт №02.740.11.0538).

УДК 544.911:669.046.58

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ И КИНЕТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ДЛЯ РЕАКЦИЙ ДЕСУЛЬФУРАЦИИ И ДЕФОСФОРАЦИИ В ЖЕЛЕЗО-УГЛЕРОДИСТЫХ РАСПЛАВАХ

Синкин К.Е.

Научный руководитель: к.т.н., профессор Рыбалкин Е.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

При проведении спланированного эксперимента условное окончание продувки фиксировали при достижении концентрации углерода в металле $[C]_k = 0,05 \%$. Это позволило выявить влияние передувов на выходные параметры процесса.

Для выявления возможности ускорения процессов рафинирования и увеличения степени десульфурации и дефосфорации металла за счет изменения управляющих воздействий в различные периоды продувки скорости гетерогенных реакций десульфурации и дефосфорации

представили формальными кинетическими уравнениями, как произведение трех факторов: кинетического k_i , гидродинамического S_{M-III} и термодинамического $([i] - [i]^*)$: $W_i = k_i \cdot S_{M-III} \cdot ([i] - [i]^*)$. Значение этих величин зависят не только от q и h_{ϕ} , но и меняются по ходу продувки (таблица 1).

Так на рисунках 1 и 2 представлены зависимости скоростей десульфурации и дефосфорации, а также фактических концентраций $[S]$ и $[P]$, термодинамических, кинетических и гидродинамических факторов от времени продувки для условий обычной технологии.

Передув в условиях обычной и «жесткой» продувок оказывает благоприятные действия на процессы десульфурации и дефосфорации. Содержание серы и фосфора при этом уменьшается. При обычной технологии за счет передува концентрация серы уменьшается до 0,0146 %, а фосфора до 0,013 %. Однако, выход жидкого металла тоже снижается на 0,6%, температура расплава увеличивается до 1635°C. В условиях «жесткой» продувки при $[C] = 0,05$ % содержание серы $[S] = 0,0148$ %, фосфора $[P] = 0,03$ %, температура металла $t_m = 1580$ °C, выход жидкого составляет 92,28 % ($V_{ж} = 92,85$ % при окончании продувки на $[C] = 0,1$ % в этих условиях). В условиях мягкой продувки передув позволяет получить содержание серы в металле $[S] = 0,0148$ %, высокий выход жидкого (до 94,31 %). При этом температура расплава достигает 1700 °C, что резко отрицательно сказывается на содержании фосфора $[P] = 0,058$ %.

Для снижения температуры расплава во второй половине продувки можно рекомендовать загрузку части лома, лучше легковесного на 7 – 9 минутах продувки. Для обеспечения безопасной работы обслуживающего персонала лом должен быть тщательно приготовлен. Возможно в качестве охладителя использование окалины прокатного производства.

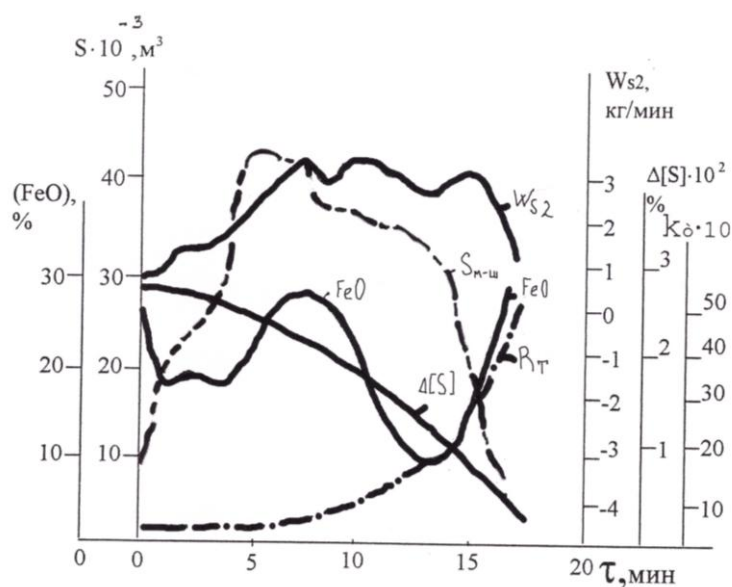


Рисунок 1 – Изменение термодинамических, кинетических и гидродинамических характеристик реакции десульфурации по ходу кислородно-конвертерного процесса

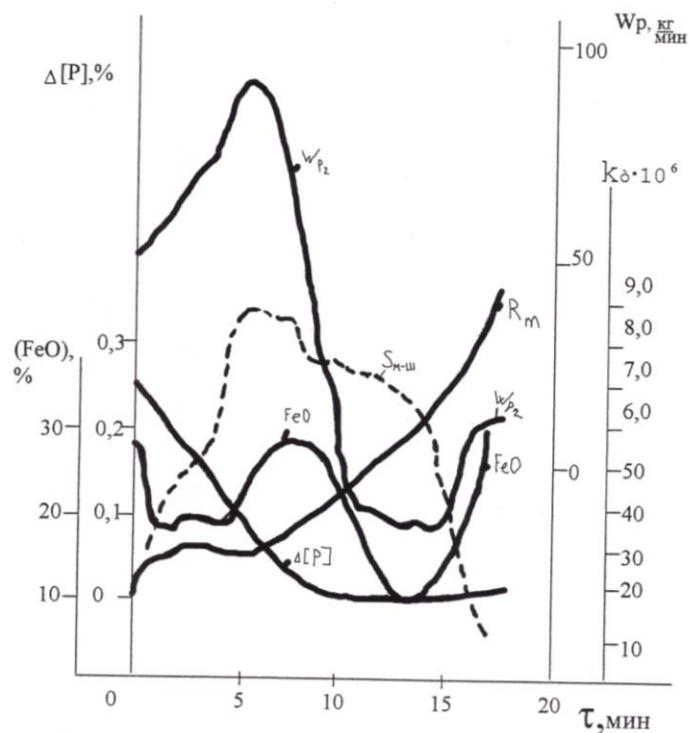


Рисунок 2 – Изменение термодинамических, кинетических и гидродинамических характеристик реакции дефосфорации по ходу кислородно-конвертерного процесса

Анализ зависимостей, представленных на рисунке 1 показывает, что движущая сила процесса дефосфорации $[P]$ в течение первых четырех минут продувки полностью не используется. Это вызвано теми же причинами, что и низкая скорость десульфурации в начале плавки. Увеличить скорость дефосфорации в этот период можно за счет увеличения температуры, содержания (FeO) в шлаке, путем добавления окалины прокатного производства или применяя технологию с оставлением конечного шлака. После 10-той минуты возможен процесс дефосфорации. Для сведения дефосфорации к минимуму необходимо поддерживать температуру ванны ниже $1500\text{ }^\circ\text{C}$, либо $\Delta[P] \geq 0$, что может обеспечить введение в ванну дополнительной порции извести, окалины или других охладителей. Кроме того, изменение температуры ванны возможно за счет управляющих воздействии. Снижение высоты фурмы с одновременным уменьшением расхода окислителя приводит к понижению температуры, увеличению времени продувки, что способствует глубокой десульфурации и дефосфорации.

Однако, при этом реакция десульфурации приближается к равновесию. Снизить равновесную концентрацию серы в металле можно за счет изменения химического состава шлака. Аналогично можно воздействовать и на фосфор. Сочетание изменения управляющих воздействий с введением химических охладителей в ванну могло бы обеспечить наиболее благоприятные условия для одновременного удаления серы и фосфора.

Таблица 1 – Количественные характеристики процессов десульфурации и дефосфорации

N п/п	N плавки	Показатели дефосфорации				Показатели десульфурации			
		степень дефосфорации		скорость дефосфорации		степень десульфурации		скорость десульфурации	
		α_p		$W_p \cdot 10^4, \%/C$		α_s		$W_s \cdot 10^4, \%/C$	
		α_p^1	α_p^2	W_p^1	W_p^2	α_s^1	α_s^2	W_s^1	W_s^2
1	495010	0,850	0,533	1,334	0,294	0,098	0,541	0,147	0,735
2	495012	0,790	0,714	1,24	0,577	-0,228	0,581	-0,125	0,962
3	495013	0,905	0,667	3,05	0,515	-0,285	0,528	-0,123	0,699
4	495014	0,922	0,824	3,13	0,409	-0,241	0,583	-0,11	0,614
5	495015	0,827	0,842	2,813	0,930	-0,448	0,50	-0,201	0,610
6	495023	0,921	0,667	2,89	0,258	-0,473	0,536	-0,148	0,388
7	495027	0,809	0,827	2,74	1,254	-0,250	0,440	-0,08	0,383
8	495127	0,827	0,763	2,397	2,132	-0,545	0,441	-0,158	1,103
9	495128	0,743	0,815	2,230	1,406	0	0,477	0	0,671
10	495129	0,755	0,837	1,87	2,515	0,179	0,438	0,087	0,859
11	459130	0,876	0,808	2,852	0,724	-0,278	0,609	-0,155	0,966
12	495131	0,861	0,760	1,37	0,543	-0,333	0,500	-0,159	0,571
13	404465	0,696	0,815	2,867	1,925	-0,364	0,406	-0,132	0,404
14	404466	0,696	0,934	3,101	1,944	-0,478	0,706	-0,196	0,656
15	495009	0,963	0,625	3,47	0,135	0,034	0,429	0,016	0,324
16	495011	0,910	-0,890	1,41	-2,40	0,25	0,545	0,171	0,372
17	495024	0,800	-1,0	1,22	-0,643	0	0,512	0	0,675
18	495026	0,860	0,780	2,68	0,661	-0,1	0,364	-0,031	0,240
19	495028	0,905	0,474	2,79	0,221	-0,3	0,462	-0,093	0,295
20	495132	0,947	-0,100	2,951	-0,031	-0,45	0,552	-0,148	0,492

Исследование закономерностей изменения по ходу традиционной конвертерной плавки термодинамических, кинетических и гидродинамических параметров позволило разработать технологические приемы, обеспечивающие одновременное повышение эффективности удаления из металла серы и фосфора и выхода жидкой стали. Они заключаются в изменении параметров дутьевого режима в направлении интенсификации массообменных процессов между металлом и шлаком, а также возможности использования охладителей во второй половине периода продувки. Этим достигается повышение эффективности использования еще достаточно большой движущей силы по сере, увеличение константы распределения фосфора между шлаком и металлом в результате снижения температуры ванны.

Кроме того, в модель включили уравнение, позволяющее определять высоту шлако-металлической эмульсии в ходе конвертерной плавки.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ДИБОРИДА ХРОМА ИЗ ТРИХЛОРИДА ХРОМА МЕТОДОМ ПЛАНИРУЕМОГО ЭКСПЕРИМЕНТА

Терентьева М.А., Михайлова С.С.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Диборид хрома CrB_2 обладает высокой твердостью и износостойкостью, жаропрочностью и химической инертностью, в связи с чем находит применение в изготовлении покрытий, противостоящих абразивному износу газовой коррозии. Сочетание этих свойств делает диборид хрома также востребованным в технологиях наплавки композиционных жаропрочных и износостойких покрытий, плазменного напыления, порошковой металлургии. Известные способы его получения и основные области применения могут быть представлены следующим образом (рисунок 1) [1].

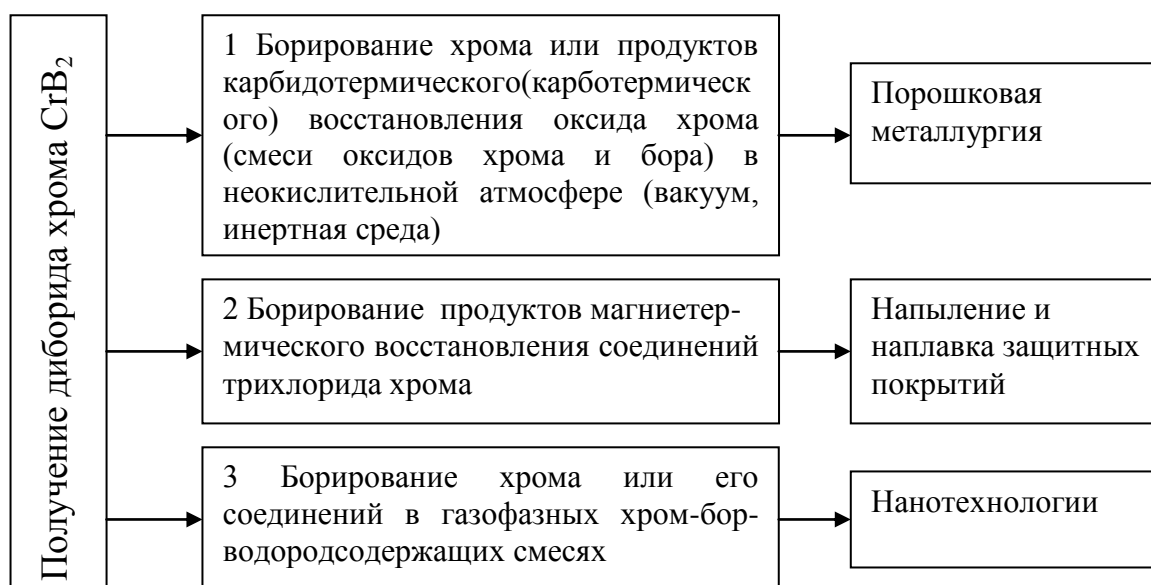


Рисунок 1 – Классификация способов получения диборида хрома CrB_2

Целью настоящей работы является определение характеристик плазмохимического реактора для синтеза диборида хрома и оптимальных условий проведения процесса.

Значительные перспективы применения диборида хрома связаны с производством его в виде нанопорошка. Технология предусматривает использование в качестве плазмообразующего газа азота технической чистоты, сырья (CrCl_3 и В) и восстановителя. Технологический модуль создан на основе трехструйного прямоточного реактора. Плазменный поток

генерируется тремя электродуговыми подогревателями (плазмотронами) ЭДП-104А суммарной мощностью до 150 кВт, установленными в камере смешения под углом 30° к оси реактора. Для тепловой защиты стенки канала реактора и снижения размеров пристеночной низкотемпературной зоны канал реактора футеровался цилиндрическими вставками из диоксида кремния SiO₂ с толщиной стенок 0,005 м и наружным диаметром 0,064 м, уменьшающим его диаметр до 0,054 м.

Выбор диоксида кремния в качестве теплоизолирующего материала определяется такими его свойствами, как тугоплавкость (температура плавления 1990 К), низкая теплопроводность (коэффициент теплопроводности при температуре 1400 К составляет 2,25 Вт/(м·К)), высокая химическая устойчивость в условиях, реализуемых в плазменном реакторе [2].

С целью экспериментальной оценки эффективности тепловой защиты футеровки для футерованного и нефутерованного реактора при массовом расходе азота 0,009 кг/с методом секционного калориметрирования исследовано продольное распределение теплового потока, среднемассовой температуры и температуры внутренней поверхности футерованной и нефутерованной стенки реактора [3]. Основные результаты исследования представлены на рисунке 2.

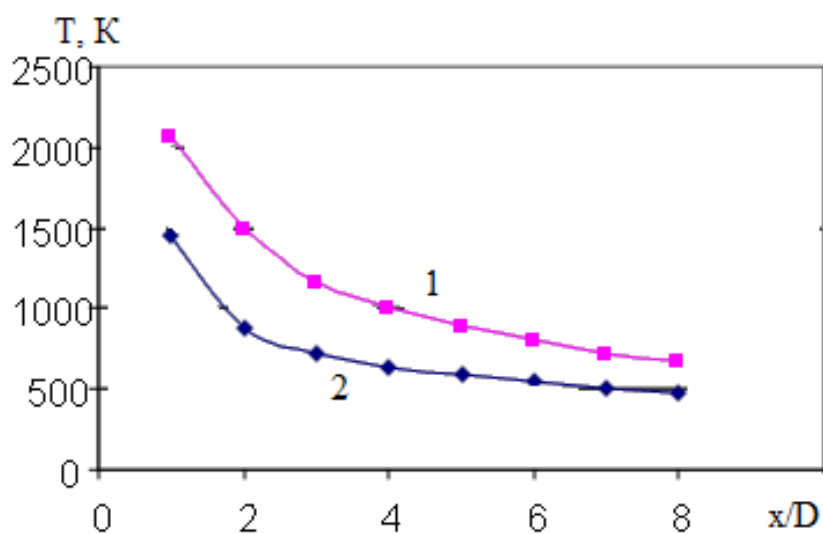
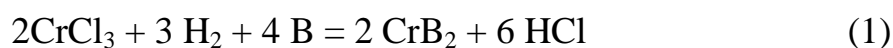


Рисунок 2 – Продольное распределение температуры внутренней стенки футерованной диоксидом кремния (1) и нефутерованной стенки реактора (2)

Из рисунка можно видеть, что применение футеровки из диоксида кремния обеспечивает повышение температуры стенки: на длине реактора 8 калибров температура стенки изменяется с 2064 К до 679 К в случае (1), и с 1449 К до 477 К в случае (2).

Исследование процесса синтеза диборида хрома выполнено методом направленного планирования эксперимента [4]. Процесс можно представить реакцией:



Эксперименты проводились в трехструйном прямоточном реакторе. В качестве плазмообразующего и транспортного газа использовался технический азот (ГОСТ 9293-74, изм.) с содержанием кислорода не более 0,5 % об., восстановителя – водород (ГОСТ 3022-80, изм.) с содержанием водорода не менее 99,8 % об. Начальная температура 5200-5600 К.

Исследовалось влияние на содержание в продуктах синтеза диборида хрома и свободного бора начальной температуры плазменного потока (T_0 , К), температуры закалки (T_3 , К), содержания в шихте бора (в % от стехиометрически необходимого на диборид ($[B]$), количества восстановителя от стехиометрически необходимого для восстановления $CrCl_3$ ($\{H_2\}$, %). При проведении эксперимента реализован полный факторный эксперимент 2^4 .

Анализ полученных данных показал следующий возможный путь повышения содержания в продуктах синтеза диборида хрома: увеличение начальной температуры плазменного потока, количества восстановителя и уменьшение содержания в шихте бора. При этом следует ожидать уменьшения содержания свободного бора. Лимитирующей стадией синтеза является перевод исходных реагентов в паровую фазу. В продуктах синтеза присутствует только одна боридная фаза – CrB_2 . Средний размер частиц нанопорошка, рассчитанный по величине удельной поверхности, составляет 74 нм.

Экстраполяционная зависимость, описывающая процесс синтеза диборида хрома, имеет вид [5]:

$$[CrB_2] = -3,149 + 0,015 \cdot T_0 + 0,016 \cdot \{H_2\} - 0,056 \cdot [B] \quad (2)$$

На рисунке 3 показана зависимость содержания диборида хрома в продуктах синтеза от содержания в шихте бора от стехиометрически необходимого на диборид ($[B]$, %) и от количества восстановителя ($\{H_2\}$, % от стех. необх.).

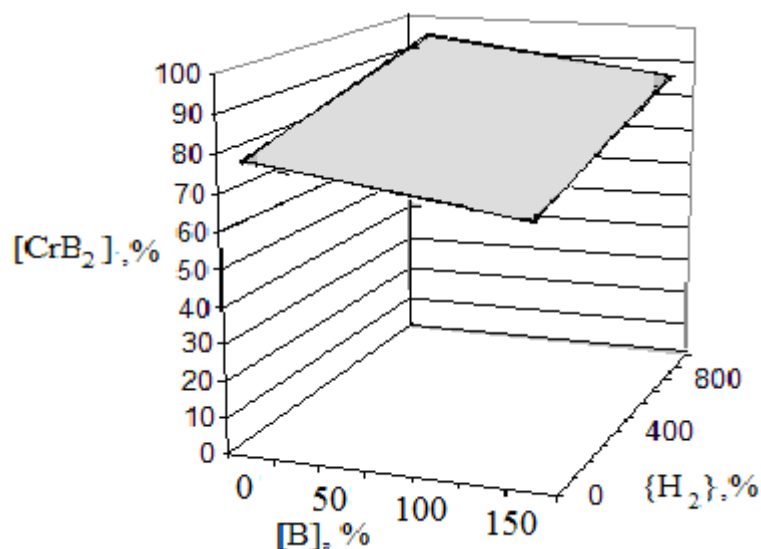


Рисунок 3 – Содержание диборида хрома в продуктах синтеза при $T_0=5400$ К

Основные технико-экономические показатели плазмохимического синтеза диборида хрома представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Технико-экономические показатели плазмохимического синтеза диборида хрома (на 1 кг CrB₂)

Показатели	Значения
Расход хромосодержащего сырья, кг	1,99
Расход бора, кг	0,28
Расход азота, кг	15,43
Расход водорода, кг	0,37
Производительность, кг/ч	1,76

Заключение

Исследован с привлечением метода направленного планирования эксперимента синтез диборида хрома. Получена математическая модель, описывающая влияние параметров синтеза на содержание в продуктах диборида хрома и примесей. Установлены способы повышения содержания диборида хрома в продуктах синтеза.

Библиографический список

1. Серебрякова Т.И. Высокотемпературные бориды : монография / Т.И. Серебрякова, В.А. Неронов, П.Д. Пешев. - М.: Металлургия, Челябинское отделение, 1991. - 368 с.
2. Электронный каталог России [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://ru.wikipedia.org/wiki/> - Загл. с экрана.
3. Расчет характеристик трехструйного прямоточного плазменного реактора в среде Microsoft Access : метод. указ. / О.А. Полях, Г.В. Галевский, В.В. Руднева. – Новокузнецк: СибГИУ, 2006. – 35 с.: ил.
4. Галевский Г.В. Исследование плазмохимического синтеза тугоплавких соединений методом планируемого эксперимента: методические указания : метод. указ. / Г.В. Галевский, Т.В. Киселева, В.В. Руднева; СибГИУ. – Новокузнецк: СибГИУ, 2010. – 31 с.
5. Костин В.Н. Статистические методы и модели : учеб. пособие / В.Н. Костин, Н.А. Тишина. – Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. – 138 с.

ТЕХНОЛОГИЯ СУХОГО ТУШЕНИЯ КОКСА: ПРЕИМУЩЕСТВА И НЕДОСТАТКИ

Гилева Н.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Полях О.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Существует два метода охлаждения кокса: мокрое и сухое тушение. В настоящее время доминирующим способом тушения кокса остается классическое мокрое тушение.

Целью данной работы является рассмотрение технологии сухого тушения кокса и анализ преимуществ и недостатков сухого тушения по сравнению с мокрым.

Технология сухого тушения кокса

Сухое тушение может осуществляться инертным газом, образовавшимся при пуске установки сухого тушения кокса (УСТК) в процессе сгорания некоторой части кокса, или циркулирующим газом, с подпиткой азотом, поступающим с кислородных установок, которые поставляют кислород конвертерам, производящим сталь [1].

Рассмотрим способ, который заключается в том, что охлаждение проводится путем продувки инертного газа, циркулирующего в замкнутой системе, через слой раскаленного кокса. Принципиальная схема УСТК системы Гипрококка представлена на рисунке 1.

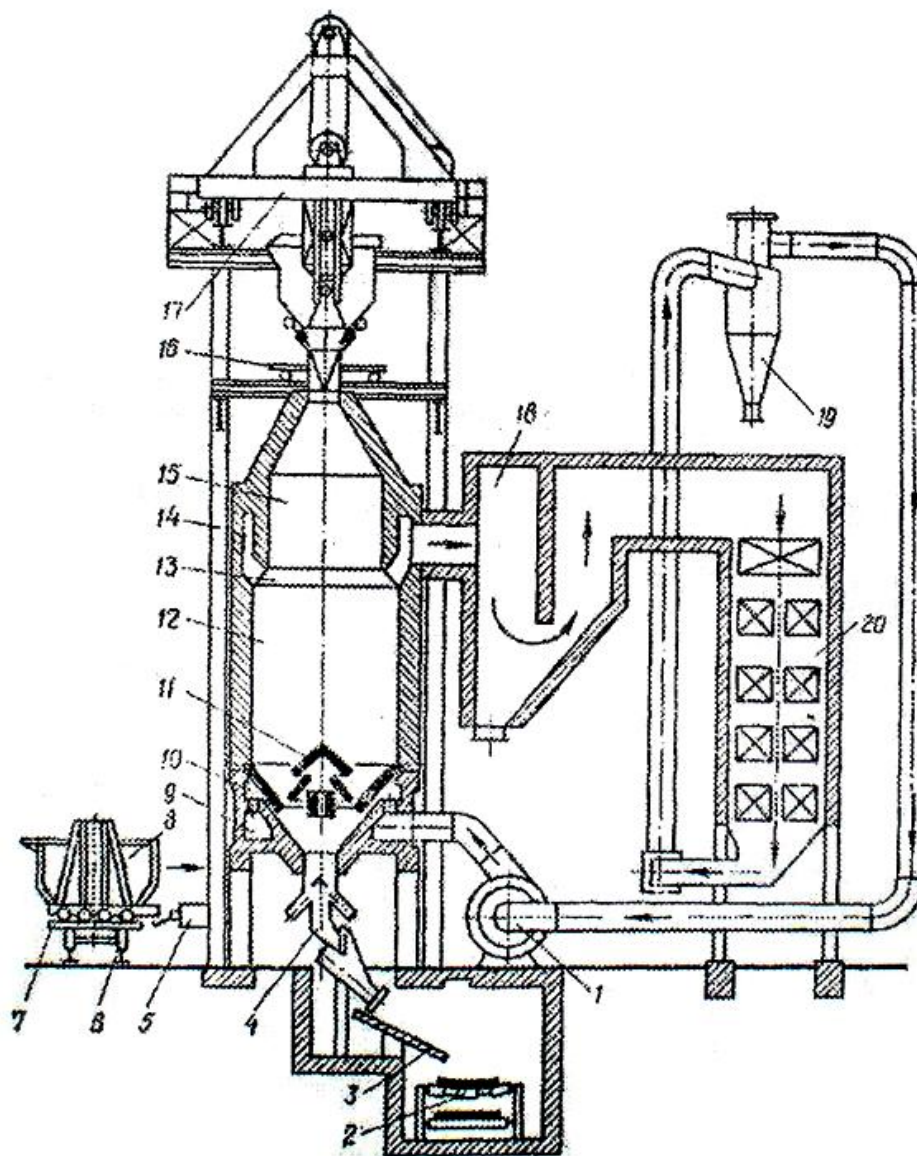
Кокс из коксовых печей выдается в приемный кузов 8 коксовозного вагона. Коксовозный вагон доставляется электровозом к подъемной шахте УСТК. Платформа 7 с кузовом стягивается с лафета коксовозного вагона 6 механизмом 5 для передвижения платформы с кузовом и устанавливается по оси подъемника 17. Подъемник поднимает кузов на верх камер тушения и перемещает его к одной из загружаемых камер. При подходе подъемника к загружаемой камере приводится в действие загрузочное устройство 16. При этом снимается крышка загрузочного люка, а на ее место устанавливается направляющая воронка для пропуски кокса из кузова в камеру тушения.

После загрузки в камеру горячего кокса загрузочное устройство устанавливает крышку на загрузочный люк.

Камера тушения состоит из двух секций: собственно камеры тушения 12 и форкамеры 15, благодаря которой повышается качество кокса за счет выравнивания его готовности. Из форкамеры кокс по мере выгрузки опускается в камеру тушения, где охлаждается, отдавая теплоту циркулирующим газам. Примерный состав циркулирующего газа следующий, % [1]: CO_2 – 5, CO – 18, H_2 – 10, O_2 – 0,4, N_2 – 66,6 [2].

После прохода камеры тушения кокс с температурой 180-250 °С через разгрузочное устройство 4 выходит на рампу 3 и ленточным конвейером 2

транспортируется на коксо-сортировку. Газ с температурой 180-220 °С нагнетается дымососом 1 в распределительные каналы 9 и через периферийные щели 10 и центральное дутьевое устройство 11 поступает в зону тушения кокса.



- 1 – дымосос, 2 – ленточный конвейер, 3 – рампа, 4 – разгрузочное устройство, 5 – механизм для передвижения платформы с кузовом, 6 – лафет, 7 – платформа, 8 – приемный кузов, 9 – распределительные каналы, 10 – периферийные щели, 11 – дутьевое устройство, 12 – камера тушения, 13 – косые ходы, 14 – кольцевой канал, 15 – форкамера, 16 – загрузочное устройство, 17 – подъемник, 18 – инерционный пылеотделитель (циклон), 19 – котел-утилизатор

Рисунок 1 – Схема установки сухого тушения кокса системы Гипрококса

Газ для охлаждения в камере тушения движется снизу вверх и, забирая теплоту кокса, нагревается до температуры 750-800 °С. Из камеры тушения

нагретый газ через косые ходы 13 и кольцевой канал 14 в кладке камеры поступает в инерционный пылеотделитель 18, где за счет изменения скорости газового потока по величине и направлению происходит отделение крупной коксовой пыли. Далее газ проходит котел-утилизатор 20, где отдает теплоту воде и водяному пару, циркулирующим по трубам, и охлаждается до температуры 180-220 °С. После котла-утилизатора газ проходит циклон 19, где очищается от мелкой пыли, и дымососом снова возвращается в нижнюю часть камеры тушения [3].

Преимущества и недостатки сухого тушения кокса по сравнению с мокрым

В России и странах СНГ 80 % произведенного кокса охлаждают мокрым тушением. При этом при производстве каждой тонны кокса образуется 0,3 – 0,4 м³ 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. Все его тепло расходуется на испарение воды в атмосферу. Однако при таком способе охлаждения ухудшаются прочностные характеристики кокса. Образуется мощный выброс вредных веществ в атмосферу из-за выделений этих компонентов из кокса, а также из-за остаточного содержания аммиака и других веществ в воде, поступающей на тушение [2].

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. 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 $\text{CO}_2=2\text{CO}-Q$. 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 неплотности, при реакции кокса с водяными парами, которые могут попадать в систему с воздухом и при неплотностях труб котла-утилизатора. Уменьшение количества кокса при прохождении через УСТК может происходить просто за счет дополнительного выделения летучих веществ кокса [1].

Использование способа сухого тушения наиболее перспективно при коксовании слабоспекающихся шихт, из которых при слоевом коксовании получают куски с большой степенью анизотропности. Влияние сухого

тушения на свойства кокса иллюстрируются данными, приведенными в таблице 1.

Таблица 1 – 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 ₄₀	73,6	79,3
M ₁₀	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 _{ср} , 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 ³	1,108	1,120
Пористость, %	41,6	41,3

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 (на 0,07-0,09 %) ниже, чем при сухом. Значительно разнится 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 кокса сухого тушения – от 83,3 до 78,2 % [4].

Несмотря на многие очевидные преимущества сухого тушения, мокрое тушение остается в настоящее время и будет в обозримом будущем доминирующим способом.

Библиографический список

1. Харлампович Г.Д. Технология коксохимического производства: учеб. пособие / Г.Д. Харлампович, А.А. Кауфман. – Екатеринбург: ВУХИН-НКА, 2005. – 288 с.
2. Лейбович Р.Е. Технология коксохимического производства / Р.Е. Лейбович, Е.И. Яковлева, А.Б. Филатов. – М.: Metallurgy, 1982. – 360 с.
3. Вирозуб И.В. Расчеты коксовых печей и процессов коксования с применением ЭВМ: учеб. пособие / И.В. Вирозуб, Н.С. Ивницкая, Р.Е. Лейбович. – Киев: Выща школа, 1989. – 303 с.
4. Мучник Д.А. Теория и техника охлаждения кокса / Д.А. Мучник, Ю. С. Постольник. – Киев: Высшая школа, 1979. – 160 с.

УДК 622.655

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЛАЗМОХИМИЧЕСКОГО СИНТЕЗА ДИБОРИДА ХРОМА МЕТОДОМ ПЛАНИРУЕМОГО ЭКСПЕРИМЕНТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХРОМ-БОР СОДЕРЖАЩЕЙ ШИХТЫ

Гилева Н.А., Лапуха А.Е., Терентьева М.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью данной работы является исследование плазмохимического синтеза диборида хрома из хром-бор содержащей шихты методом планируемого эксперимента.

Новые этапы развития современной техники требуют создания материалов с высокими эксплуатационными свойствами. Бориды все активнее используются в различных областях техники и промышленности при разработке на их основе композиционных материалов с пластичной связкой.

В системе хром – бор образуется шесть фаз (Cr_2B , Cr_5B_3 , CrB , Cr_3B_4 , CrB_2 , CrB_4) и твердые растворы (Cr) и (B). Из указанных выше соединений CrB и CrB_2 плавятся конгруэнтно при 2100 и 2200 °С, соответственно, Cr_2B , Cr_5B_3 и Cr_3B_4 образуются по перитектическим реакциям, а CrB_4 существует только в твердом состоянии [1].

Взаимодействие между атомами металла и бора в бориды относительно слабое, поэтому их структуру рассматривают как две слабо связанные подрешетки. Структура низших боридов определяется металлической подрешеткой, высших – борной. По мере увеличения содержания В структура боридов существенно усложняется. Так, в MB_2 атомы В образуют плоские сетки [2].

Диборид хрома обладает высокой износостойкостью. Растворимость бора в хроме чрезвычайно мала. Цвет диборида хрома – серый. Температура плавления 2200°С. Плотность пикнометрическая 5,22 г/см³ [3].

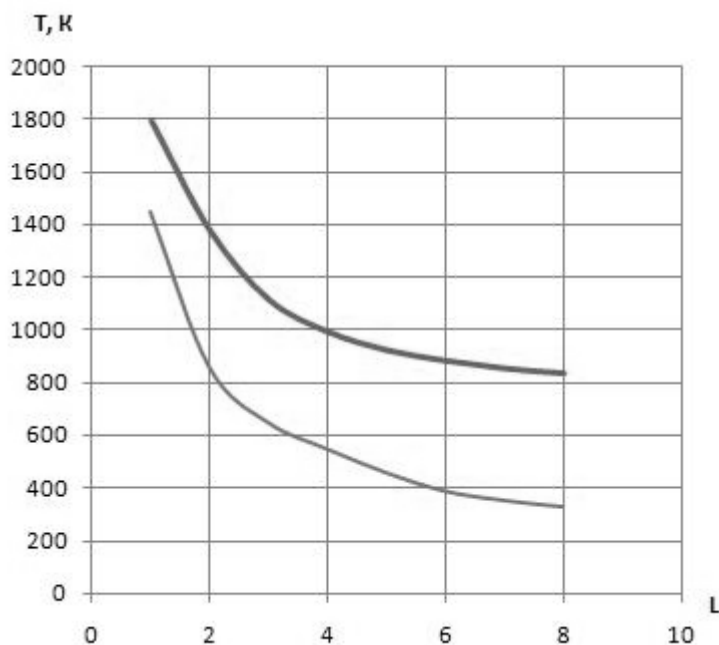
Диборид хрома используется в качестве материала конструкционного назначения при упрочнении поверхностей металлургического оборудования, в составе жаропрочных композиционных материалов, работающих в условиях больших нагрузок и высоких температур. Используется в составе износостойких защитных покрытий.

Классификация методов получения диборида хрома основана на различных типах химического взаимодействия. Основными являются синтез из элементов, взаимодействие металлосодержащих и борсодержащих соединений, летучих соединений металла и бора в присутствии водорода, электролиз расплавленных сред [4].

Одним из самых удобных методов, обеспечивающих наиболее точный состав и максимальную степень чистоты боридов, является синтез боридов из элементов.

Для синтеза диборида хрома используется трехструйный прямоточный реактор. В качестве плазмообразующего и транспортного газа используется азот, сырьё – Cr и B.

С целью экспериментальной оценки эффективности тепловой защиты футеровки для футерованного и нефутерованного реактора исследовано продольное распределение теплового потока, среднемассовой температуры и температуры внутренней поверхности футерованной и нефутерованной стенки реактора. В качестве футеровки выбран Al_2O_3 с теплопроводностью 7,58 Вт/м·К. Результаты исследований представлены на рисунке 1.



1 – футерованный реактор, 2 – нефутерованный реактор

Рисунок 1 – Распределение температуры внутренней поверхности футерованного и нефутерованного реактора по длине реактора

На рисунке видно, что при использовании футеровки температура стенки изменяется от 1793,8 К до 832 К, а при отсутствии изоляции – от

1448,75 до 330,99 К. Применение футеровки обеспечивает снижение плотности теплового потока и повышение температуры внутренней поверхности стенки, способствуя тем самым максимальному приближению характеристик к характеристикам идеального реактора.

Исследование процесса синтеза диборида хрома выполнено методом направленного планирования эксперимента. Процесс можно представить реакцией



Эксперимент проводился в трехструйном прямоточном реакторе, с использованием в качестве плазмообразующего и транспортного газа технического азота, а восстановителя – водорода. Исследовалось влияние на выход диборида хрома начальной температуры плазменного потока ($T_0=5600\div5200$ К), температуры закалки продуктов синтеза ($T_3=2800\div2000$ К), содержания в шихте бора от стехиометрически необходимого на диборид ($125\div100\%$), концентрации водорода в плазмообразующем газе ($25\div0$ %об.).

Анализ полученных данных показал следующий возможный путь повышения содержания в продуктах синтеза диборида хрома: увеличение начальной температуры плазменного потока, концентрации водорода в плазмообразующем газе; уменьшение содержания в шихте бора. При этом следует ожидать уменьшение содержания свободного бора.

Обработкой экспериментальных данных получена экстраполяционная зависимость, описывающая процесс синтеза [5]:

$$[\text{CrB}_2] = 140,28 - 0,5128 \cdot [\text{B}] + 0,1736 \cdot [\text{H}_2] \quad (2)$$

Зависимость содержания диборида хрома в продуктах синтеза от содержания в шихте бора от стехиометрически необходимого на диборид ($[\text{B}]$, %) и от концентрации водорода в плазмообразующем газе ($[\text{H}]$, %) показана на рисунке 2.

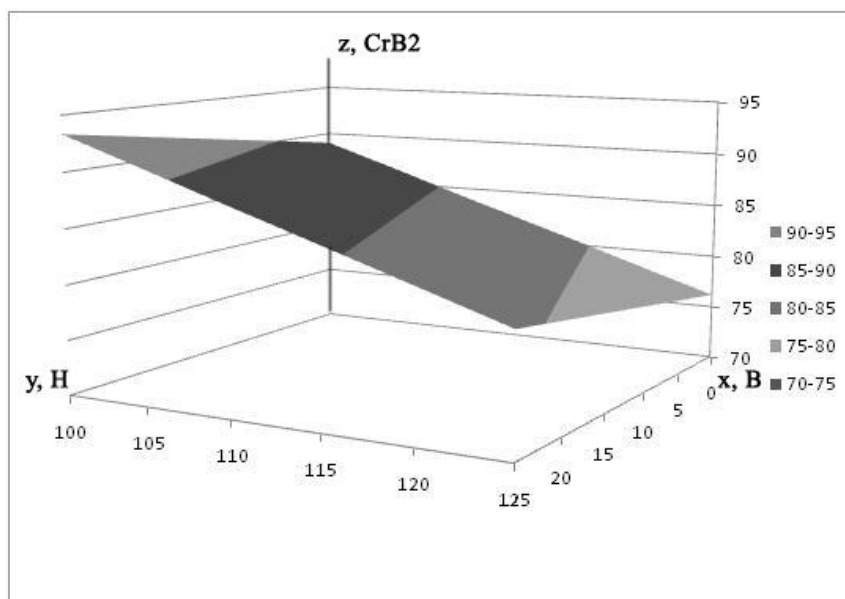


Рисунок 2 – Зависимость выхода диборида от концентрации водорода и бора

Проверены гипотезы об адекватности модели с использованием критерия Фишера, на основании чего сделан вывод, что модель можно считать адекватной.

Реализация предлагаемой технологии в полном объеме делает ее экологически безопасной, обеспечивающей получение нанодисперсных порошков боридов [6].

Библиографический список

1. Диаграммы состояния двойных металлических систем: справочник : в 3 т.: Т. 1 / под общ. ред. Н.П. Лякишева. – М.: Машиностроение, 1996. – 992 с.

2. Кузьма Ю.Б. Кристаллохимия боридов / Ю.Б. Кузьма. – Львов: Высшая школа, 1983. - 160 с.

3. Самсонов Г.В. Тугоплавкие соединения: справочник / Г.В. Самсонов, И.М. Виницкий. - 2-е изд. - М.: «Металлургия», 1976. - 560 с.

4. Серебрякова Т.И. Высокотемпературные бориды / Т.И. Серебрякова В.А. Неронов, П.Д. Пешев. - М.: Metallurgy, 1991.-368 с.

5. Костин В.Н. Статистические методы и модели: учеб. пособие /В.Н. Костин, Н.А. Тишина. – Оренбург: ГОУ ОГУ, 2004. – 138 с.

6. Плазмохимический синтез ультрадисперсных порошков и их применение для модифицирования металлов и сплавов / В.П. Сабуров [и др.]. – Новосибирск: Наука. Сибирская издательская фирма РАН, 1995. – 344 с.

УДК 621.921.34.002.2

ОСОБЕННОСТИ ПРОЦЕССА КОКСОВАНИЯ УГОЛЬНЫХ ШИХТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТХОДОВ КОКСОХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Терентьева И.М.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Полях О.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Одной из насущных проблем коксохимической промышленности является проблема расширения сырьевой базы коксования путем привлечения в шихту для коксования угля низкой спекаемости (газового и слабоспекающегося) вместо дефицитного хорошо спекающегося. Для решения этой проблемы используют разные методы подготовки угольной шихты для коксования, в частности – уплотнение угольной загрузки путем ее частичного брикетирования. Наиболее эффективным представляется брикетирование шихты со связующим веществом: добавка связующего вещества обеспечивает получение крепких брикетов, снижая тем самым

часть шихты, которая поддается брикетированию, и повышает спекаемость частично брикетированной шихты, что должно способствовать увеличению прочности кокса из нее. В качестве связующих веществ применяются каменноугольный пек и битумы. Однако эти продукты используются в других весьма важных отраслях промышленности. В то же время ежегодно на коксохимических заводах образуется значительное количество смолистых отходов, которые не находят, в большей части, должного применения. Отсутствие эффективного способа утилизации смолистых отходов является основной причиной того, что на большинстве коксохимических заводов эти отходы вывозят в отвал. Приходится констатировать, что и другие способы уничтожения отходов (захоронение, сжигание биоразложения) в данном случае являются абсолютно неэффективными.

Целью данной работы является исследование процесса коксования угольных шихт с использованием отходов коксохимического производства.

Современная угольная сырьевая база очень непостоянна по марочному составу и технологическим свойствам, уголь неравномерно поставляется на заводы, а шихта для коксования является многокомпонентной. На дестабилизацию качественных показателей шихты заметно влияют поставки бинарных смесей состава марок Г + Ж, которые колеблются. Кроме того, на заводы прибывает до 10–15 % угля внеплановых поставок, марочная структура которых отличается от плановой пониженным содержанием хорошо спекающегося угля. 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. Одним из таких процессов является процесс частичного брикетирования шихты со связующим [1, С. 179-182].

Технологическая эффективность коксования трамбуемой шихты обусловлена одним основным фактором – сокращением расстояния между отдельными частицами уплотняющегося в 1,4–1,5 раза угольного пирога. В результате облегчается равномерное деление и смачивание поверхности разнохарактерных угольных зерен жидкой фазой пластичной угольной массы, создаются благоприятные условия протекания реакций распада – синтеза, снижается усадка структуры полукокса, кокса, который образуется. То есть во всем массиве коксуемой загрузки улучшаются условия спекания угольных зерен разного размера и степени метаморфизма, что по своему технологическому эффекту равнозначно повышению спекаемости начальной угольной шихты. Эффективность коксования частично брикетированных шихт в значительной степени также определяется увеличением плотности коксуемой угольной загрузки [4, С. 10-18].

Наиболее существенное заключается в том, что частично брикетированная угольная шихта очень неоднородная по плотности, повышение которой в целом обусловлено введением в шихту брикетов с высокой плотностью. Потому эффект улучшения спекаемости, характерный для шихты, уплотненной трамбованием, сказывается прежде всего для брикетированной части шихты. Другое отличие технологии частичного брикетирования шихты – дополнительный эффект связующего как спекающей добавки для брикетированной части шихты. Но этим роль связующего не ограничивается. Связующее также инициирует вспучивание брикетов, первичный объем которых растет при коксовании в 1,2–1,6 раза в зависимости от вида связующего. В результате дополнительно уплотняется не брикетированная шихта в промежутках между брикетами (при 30 % брикетов в шихте и увеличении их объема в 1,3 раза на $\sim 0,6 \text{ г/см}^3$), то есть улучшается ее спекаемость [5, С. 143-149].

Исследования в этом направлении велись во многих странах (КНР, Венгрии, Индии, США, Австралии, ЮАР). В промышленных условиях метод брикетирования шихты применяется в Германии (без связующего) и особенно широко в Японии (со связующим) [3, С.12-13].

Наиболее важные вопросы, которые возникают при разработке этого метода и требуют изучения и решения:

- эффективный марочный состав шихты;
- повышение насыпной плотности шихты и производительности коксовых печей;
- частичное брикетирование;
- эффективность брикетирования части шихты или угольных смесей;
- выбор связующих веществ и их части в брикетах;
- эффективность брикетирования без связующего и со связующим [2, С. 24-27].

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. Увеличение плотности шихты при этом составляет $800\text{--}870 \text{ кг/м}^3$, приводит к повышению прочности кокса [6, С. 31].

Способ использования отходов коксохимического производства в качестве связующего вещества при частичном брикетировании угольной шихты перед коксованием является реализованным для промышленного использования, что дает возможность использовать отходы коксохимического производства, тем самым снижая влияние отходов на

окружающую среду.

Библиографический список

1. Перспективные направления развития коксохимического производства / Н.В. Браун [и др.]. – М.: Металлургия, 1989. – 271 с.
2. Глущенко И.М. Исследование частичного брикетирования угольной шихты и связующих материалов для заводов Приднестровья / И.М. Глущенко. – М.: Кокс и химия, 1988. – С. 27.
3. Брикетирование угольных шихт перед коксованием и перспективы его совершенствования. / А.Г. Дюканов [и др.]. – М.: Кокс и химия, 1990. – С. 13.
4. Частичное брикетирование шихты и перспективы его внедрения на южных коксохимических заводах / А.Г. Дюканов [и др.]. // Новые технологии в углекоксовом производстве: тематический сб. науч. тр. – М., 1988. – С. 18.
5. Повышение эффективности процесса слоевого коксования / Б.И. Мениович [и др.]. – К.: Техника, 1985. – 230 с.
6. Освоение прогрессивных процессов расширения сырьевой базы коксования за рубежом / Г.С. Ухмылов [и др.]. – М., 1987. – 45 с.

II. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.6

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРИНЦИПЫ ОТБОРА МЕТАНА ИЗ ИСХОДЯЩЕЙ ВОЗДУШНОЙ СТРУИ ШАХТЫ

Хворов К.О.

Научный руководитель: доцент Маринченко В.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

По причине происходящих климатических изменений (не только потепление) цена углеводородов, в том числе метана, будет возрастать. Именно по этой причине всякое предложение по увеличению добычи газа любым способом должно быть рассмотрено.

Различают промышленную и попутную добычу метана при эксплуатации угольных шахт.

Промысловая добыча – это добыча метана «Газпромом» из газовых месторождений.

Попутная добыча – это получение метана различными способами на действующей шахте параллельно с добычей угля.

В настоящей работе предлагается способ отбора метана из исходящей струи шахты.

Исходными условиями являются газовая шахта с нагнетательным способом проветривания. Для выполнения расчетов принимается абстрактная ситуация, количество воздуха, выдаваемое из шахты по бремсбергу 5000 м^3 при содержании CH_4 – 0,75%.

Принятые количественные данные не являются чрезвычайными для действующей шахты.

Количество метана, выдаваемое из шахты в этом случае определяется выражением:

$$Q_{\text{сут}} = \frac{5000 \cdot 0,75}{100} \cdot 60 \cdot 24 = 54000 \text{ м}^3 ;$$

$$Q_{\text{год}} = 365 \cdot 54000 = 19710000 \text{ м}^3 .$$

Для улавливания и утилизации такого колоссального количества метана на бремсберге необходимо провести некоторые работы и смонтировать механизмы согласно нижеприведенной схеме (рисунок 1).

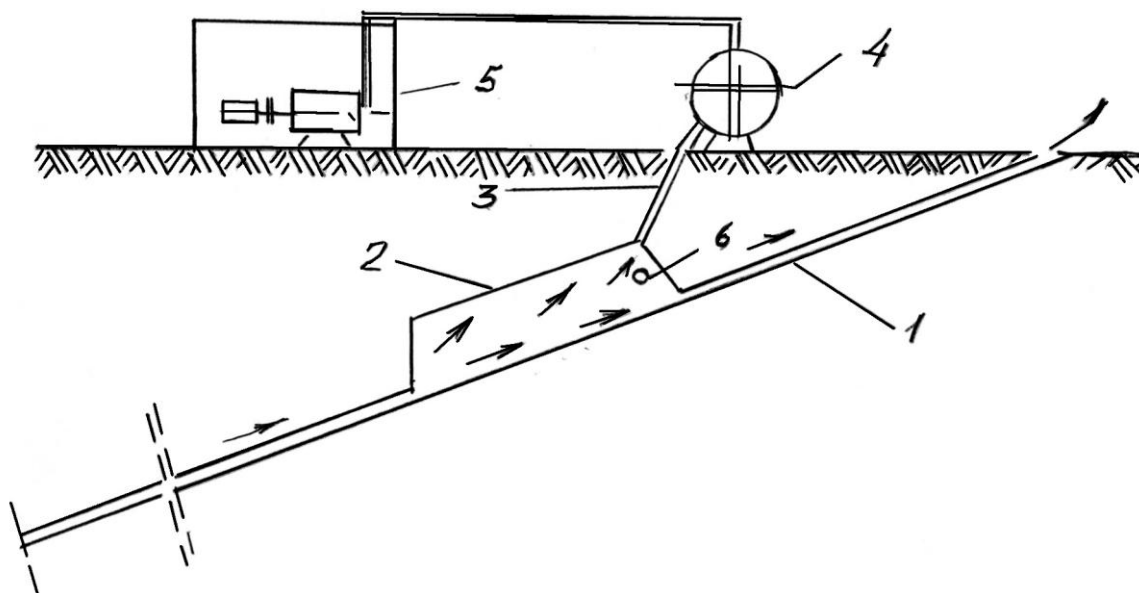


Рисунок 1 – Схема отбора метана из исходящей струи шахты

Структурная схема предлагаемого способа получения метана включает в себя следующие элементы:

- бремсберг 1, по которому выдается исходящая струя шахты;
- ниша 2, пройденная в породах кровли. Длину ниши следует принять больше или равной скорости движения исходящей струи воздуха. Сечение ниши диктуется возможностями проходки;
- накапливаемый в нише метан по скважине 3 откачивается водокольцевым насосом 4 и подается на устройство 5, где происходит его сжижение.

Процесс откачки CH_4 из ниши контролируется датчиком 6.

Механизм накопления метана в нише объясняется следующим образом. Воздушная струя движется по бремсбергу 1 со скоростью V в турбулентном режиме. При входе потока в нишу скорость его движения резко уменьшается (так как сечение ниши больше, чем сечение бремсберга). Снижение скорости движения воздушно потока влечет изменение числа Рейнольдса, определяющего режим движения потока (турбулентный или ламинарный).

В данном случае воздушный поток при прохождении по нише приобретает ламинарный характер, происходит его расслоение и метан, который легче воздуха поднимается вверх и накапливается в нише, откуда через скважину 1 водокольцевым насосом 4 подается на установку 5, где происходит его сжижение.

Метан переходит в сжиженное состояние при давлении 3,5 МПа и температуре - 81,5 $^{\circ}\text{C}$.

Предлагаемый способ отбора метана не имеет аналогов, поэтому требует проведения эксперимента. Его привлекательность заключается в незначительных первоначальных затратах и несомненной выгоде в случае успеха.

УСТРОЙСТВА ПЛАВНОГО ПУСКА ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЕЙ ОБОРУДОВАНИЯ, ИСПОЛЬЗУЕМОГО В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Дидченко Л.Ю.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Громова О.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Асинхронные двигатели с короткозамкнутым ротором широко используются в шахтах опасных по газу и пыли из-за ряда преимуществ [1]:

1. Приблизительно постоянная скорость при разных нагрузках;
2. Возможность кратковременных механических перегрузок;
3. Простота конструкции;
4. Простота пуска и легкость его автоматизации;
5. Более высокие $\cos\phi$ и КПД, чем у двигателей с фазным ротором.

Но существуют и недостатки, такие как [1]:

1. Затруднения в регулировании скорости вращения;
2. Большой пусковой ток;
3. Низкий $\cos\phi$ при недогрузках.

Практически асинхронные электродвигатели с короткозамкнутым ротором применяются в тех случаях, когда не требуется регулирование скорости вращения двигателя.

Исходя из недостатков асинхронных двигателей, существуют различные способы их пуска [2].

Самым распространенным методом является пуск прямой подачей напряжения. При этом методе начальный крутящий момент больше необходимого, а пусковой ток превышает номинальный в несколько раз, что приводит к ненужным перегрузкам трансмиссии и приводных механизмов.

Далее применяют пуск переключением соединения звезда-треугольник. Такой метод пуска обеспечивает пониженный начальный крутящий момент, однако, при переключении на треугольник возникает как пиковый ток, что приводит к большой механической нагрузке на привод, и это в результате влечет большие расходы на ремонт.

Следующие методы – преобразователи частоты и системы плавного пуска. Используя представленные методы, можно уменьшить напряжение в начале процесса запуска, чтобы оно было достаточно низким и не возникало так называемых рывков. Так же плавно происходит остановка электродвигателя.

Использование устройств плавного пуска для двигателей основано на защите асинхронных электродвигателей от перегрузок и перегрева. Это позволяет значительно повысить срок эксплуатации электродвигателя и его частей. Следовательно, частотные преобразователи и устройства плавного

пуска для двигателей выполняют комплексную защиту всех механических узлов и непосредственно электрического двигателя.

Устройства плавного пуска и преобразователи частоты по характеристикам имеют такие достоинства, как [3]:

1. Высокая надежность;
2. Отсутствие перенапряжений;
3. Бесконтактная и бесшумная коммутация;
4. Большой ресурс работы;
5. Меньшее потребление электрической энергии.

В настоящее время существует множество устройств плавного пуска как импортного, так и отечественного производителя. Все они зарекомендовали себя на предприятиях по всему миру. Например, устройства плавного пуска используются а медном руднике Палабор в Южной Африке, (плавный пуск для конвейеров, дробилок и мельниц), в конвейерных системах открытого карьера добычи меди в Эль Абра (Чили), в системах для насосов откачивания воды Европейского туннеля (под проливом Ламанш).

Библиографический список

1. Кудрин Б.И. Электроснабжение промышленных предприятий: учебник для студентов высших учебных заведений/ Б.И. Кудрин. - М.: Интермет Инжиниринг, 2006. - 672 с.

2. Фираго Б.И. Теория электропривода/ Б.И. Фираго, Л.Б. Павлячик. – Техноперспектива, 2004. – 527 с.

3. Система плавного пуска: учебное пособие/ Компания АВВ. – АВВ Automation Technology Products АВ. – 90 с.

УДК 622.271 (075.8)

РЕКУЛЬТИВАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ В УСЛОВИЯХ РАЗРЕЗА ООО «СТЕПАНОВСКИЙ»

Дмитриева К.И.

Научный руководитель: к.б.н., доцент Семина И.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Кузбасс является крупнейшим угольным бассейном России, на долю которого приходится почти 40 % общей добычи и более 70 % добычи коксующихся углей. В настоящее время в области работает 71 угледобывающее предприятие. Подземную добычу ведут 47 шахт (из них 5 гидрошахт), открытую – 24 разреза, из которых 5 вскрышные работы осуществляют гидроспособом. В 2011 году в Кузбассе предполагается ввести в строй девять новых угольных предприятий. [4].

В настоящее время в Кузбассе добыто более 192 млн. т – это на

четверть выше рекордных показателей советского периода. В целом прибыль компаний в 2011 году возросла более чем в 1,5 раза и составила 122 млрд. рублей. Так, за последние пять лет производительность труда в угольной промышленности увеличилась почти на 30 % [5].

Однако, необходимо отметить, что угольная промышленность создает мощное техногенное воздействие на окружающую среду. Это воздействие проявляется в загрязнении атмосферного воздуха, образовании значительного объема загрязненных сточных вод, истощении и загрязнении подземных вод, изъятии из хозяйственного оборота земельных площадей, накоплении отходов производства.

Особо значителен уровень воздействия горного производства на земельные ресурсы. Землеемкость добычи угля в Кузбассе является одной из самых высоких в стране и превышает среднеотраслевую почти в 3 раза. Практически 25 % нарушенных земель в угольной промышленности приходится на разрезы нашего региона. В среднем за 5 лет площадь ежегодно нарушаемых земель в 1,5 раза превышает площадь рекультивированных. Из 808 га рекультивированных в 1998 г. земель возвращено под сельхозугодья 153 га, под лесные насаждения – 262 га, используется под водоемы и на другие цели – 393 га. В настоящее время необходима рекультивация, как минимум, на площади 55 тыс.га. [5].

Почвенный покров является одним из важнейших элементов биосферы и выступает в качестве основного средства производства в сельском и лесном хозяйстве.

Проведение рекультивационных работ намечается с целью приведения в порядок рельефа локальных техногенных нарушений и восстановления природных экосистем, улучшения условий окружающей среды и ландшафта территории, возвращения земель в хозяйственное использование.

Рекультивация нарушенных земель должна быть предусмотрена в два последовательных этапа: технический и биологический.

Технический этап предусматривает подготовку территории, планировку поверхностей, выполаживание откосов, снятие и нанесение плодородного слоя почвы и потенциально-плодородных пород, а также проведение других работ, создающих необходимые условия для дальнейшего использования рекультивируемых земель по целевому назначению или для проведения мероприятий по восстановлению плодородия почв.

Технический этап рекультивации является подготовительным звеном к биологической рекультивации. Основная задача этапа – техническое устройство нарушенной территории, подготовка условий для нормального роста и развития растительности. Главной целью технического этапа рекультивации земель является создание благоприятного рельефа и формирование верхнего слоя отвалов из пород, пригодных для восстановления нарушенных земель.

Известно, что высокая каменистость субстрата определяет неблагоприятные водно-физические свойства почвообразующих пород,

которые на начальных этапах лимитируют развитие растительных сукцессий и процессов почвообразования. Эти факторы обуславливают низкую экологическую эффективность рекультивации нарушенных территорий. Уничтоженный почвенный покров в процессе разработки месторождений полезных ископаемых и растительность, свойственная определенному региону не восстанавливается. Происходит формирование «экоклина» не свойственного данной природно-климатической зоне [2].

На основании проведенных исследований и данных исследований многих ученых, установлено, что почвенно-экологическая эффективность рекультивации нарушенных земель определяется скоростью развития фитоценозов и почвообразовательных процессов в техногенных ландшафтах и зависит от уровня использования природных ресурсов рекультивации нарушенных территорий в технологии рекультивации. При выполнении технического этапа рекультивации нарушенных земель необходимо учитывать важность создания на поверхности отвала благоприятного рельефа из пород пригодных для биологического этапа рекультивации, обладающего благоприятным гранулометрическим составом с высоким (35 – 40 %) содержанием фракции физической глины, меньшей уплотненностью субстрата, благоприятными физическими свойствами, а именно температурным режимом и влагообеспеченностью субстрата. Эти мероприятия позволяют существенно улучшить почвенно-экологическую эффективность рекультивации нарушенных земель и создают условия, и возможность по истечению определенного периода времени для восстановления уничтоженного почвенного покрова и фитоценоза [1].

В настоящее время проводятся исследования на ООО «Разрез Степановский». На разрезе функционирует участок открытых горных работ «Бунгурский Южный» и располагается он в пределах геологических участков Бунгурского Южного и Ананьинского Западного в центральной части Бунгуро-Чумышского геолого-экономического района Кузбасса, на землях Новокузнецкого района Кемеровской области.

Важно отметить, что угольный разрез находится в 3 км от жилого поселка Листвяги, и, следовательно, существенно увеличивается техногенная нагрузка на жилой массив.

Годовая мощность разреза предусматривается 1000 тыс. т угля. Годовой объем вскрыши составит 11500 тыс. м³. Отработка предусматривается в двух блоках – Южном и Северном. Складирование и использование вскрышных пород для технического этапа рекультивации намечается в выработанном пространстве соседнего участка «Ананьинский» (95000 тыс. м³, складирование ведется до 2017 года) и в выработанном пространстве блока Южный участка «Бунгурский Южный» (53100 тыс. м³ с 2018 года до 2024 года). Календарный план отработки участка рассчитан на 16 лет, с 2009 года по 2024 год.

В 2012 году разрезом планируется рекультивировать нарушенные территории, и передать основному землепользователю 191,47 га земель. Для

разработки рекомендаций по рекультивации нарушенных территорий с высоким экологическим эффектом в летний период времени будут проведены исследования физических и агрохимических свойств субстрата на поверхности отвала подлежащего рекультивации.

Таким образом, рекультивация нарушенных земель является актуальной проблемой и требует индивидуального подхода к каждому техногенному объекту. Для решения данной проблемы требуют постановки и исследования важных задач:

- оценка ресурсов рекультивации и горно-геологических условий объекта исследования;
- обоснование возможности сохранения ресурсов рекультивации и их использование при формировании верхнего слоя отвала;
- исследование физических свойств субстрата отвала с целью выявления лимитирующих факторов препятствующих развитию почвенно-экологического состояния ландшафта и восстановлению фитоценоза;
- разработка рекомендаций по вопросу восстановления техногенных ландшафтов в условиях ООО «Разрез Степановский» обеспечивающих экологическую эффективность рекультивации нарушенных земель.

Библиографический список

1. Андроханов В.А., Куляпина Е.Д., Курачѐв В.М. Почвы техногенных ландшафтов: генезис и эволюция. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2004. – 151 с.
2. Гаджиев И.М., Курачѐв В.М., Андроханов В.А. Стратегия и перспективы решения проблем рекультивации нарушенных земель. - Новосибирск: ЦЭРИС, 2001. – 37 с.
3. Проект по рекультивации нарушенных земель на разрезе ООО «Степановский».
4. [ru.Кузнецкий_угольный_бассейн];
5. [premier.gov.ru].

УДК 622.81: 622.235.2

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБОВ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ БЛОКОВ ПРИ ВСТРЕЧНОМ ОБУРИВАНИИ МАССИВА

Долматов М.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Волченко Г.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Железорудные месторождения Горной Шории и Хакасии разрабатываются системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды пучковыми скважинными зарядами взрывчатого вещества

(ВВ) на компенсационные камеры и зажатую среду. Очистная выемка ведется в условиях действия гравитационно–тектонических полей напряжений, при этом напряженно-деформированное состояние массива (НДС) характеризуется тем, что исходные горизонтальные сжимающие напряжения больше вертикальных в 3÷5 раз. На достигнутых в настоящее время глубинах отработки (600÷900м) они уже составляют половину значений пределов прочности пород на сжатие, что приводит к ухудшению горнотехнической обстановки и вызывает увеличение расхода ВВ на отбойку при использовании известных схем короткозамедленного взрывания (КЗВ). Взрывные работы приходится вести в условиях значительного горного давления, при этом, в большинстве случаев, воздействие горного давления на результаты взрыва при проектировании параметров буровзрывных работ не учитывается. При бурении пучков нисходящих скважин (до 50 м), как правило, скважины отклоняются от заданного вертикального направления, что в последствии делает массовый взрыв плохо управляемым. При несоблюдении планограммы выпуска, пустые породы массива зажимающей среды (МЗС) воздействуют на рудный поток в эллипсоидах выпуска и увеличивают потери и разубоживание руды.

На железорудной шахте Горно-Шорского филиала ОАО «Евразруда» при отбойке технологических блоков применяют технологию встречно направленного бурения пучков взрывных скважин, при которой снижается вероятность их отклонения от заданного направления, за счет снижения в два раза глубины бурения. При этом нисходящие и восходящие скважины бурят с пребуром на 1÷2 м, а помещенные в них заряды ВВ инициируют одной ступенью замедления. Недостатком такой технологии взрывной отбойки является то, что часть отбитой руды в объеме перебура излишне переизмельчается, что указывает на нерациональное использование энергии взрыва.

Предпосылки совершенствования известных технологий основываются на том, что с появлением новых систем инициирования (СИНВ-Ш и др.) и применением встречного обуривания, появилась возможность осуществлять дифференциацию масс зарядов ВВ по высоте для повышения эффективности (ресурсосбережения) взрывной отбойки с учетом его НДС, с обеспечением качественного разрыхления отбитой горной массы и создания условий (формирование барьерного целика в МЗС, за счет дифференцированного уплотнения МЗС взрывным способом), снижающих потери и разубоживание рудной массы в процессе выпуска.

При выборе и технико-экономическом обосновании предлагаемого технического решения для выполнения специальной части дипломного проекта базовая технология ведения взрывных работ комплексно совершенствовалась по следующим направлениям:

- повышение эффективности (ресурсосбережения) взрывной отбойки с учетом его НДС;
- встречное бурение взрывных скважин с недобуром 3÷5 м;

– одновременное взрывание зарядов ВВ в нисходящих и восходящих скважинах;

– создание барьерного целика в нижней части блока за счёт взрывного уплотнения МЗС.

В ходе проведенного патентного исследования были детально рассмотрены описания изобретений по данной тематике. Комплексный подход позволил отобрать для конструирования новой схемы КЗВ технологию формирования барьерного целика из массива МЗС взрывным способом [1], раздельное короткозамедленное взрывание зарядов ВВ во встречно направленных скважинах [2], повышения эффективности (ресурсосбережения) взрывной отбойки с учетом его НДС [3]. Данные технологии были взяты за основу решения технической задачи и реализации основной идеи специальной части дипломного проекта.

Экономический эффект (ресурсосбережение) от внедрения мероприятий планируется получить за счет снижения удельного расхода ВВ на вторичное дробление, снижения потерь и разубоживания рудной массы за счет формирования МЗС дифференцированной плотности, повышения производительности труда на выпуске и доставке горной массы.

Библиографический список

1. А.с. 1489241 СССР. МКИ¹ Е 21 С 41/06. Способ отбойки полезных ископаемых в подземных условиях [Текст] / Г. Н. Волченко, А.В. Дорошин, В.В. Болденков, ВостНИГРИ. - №4286268/23-03; заявл. 20.07.87. (ДСП).

2. Пат. 2232982 Российская Федерация, МПК⁷ Е21С 41/16 Способ отбойки полезных ископаемых в подземных условиях [Текст] / Г.Н. Волченко, Н.Г. Волченко, П.А. Филиппов и др., ВостНИГРИ.- 2002117603; заявл. 01.07.2002; опубл.20.07.2004, Бюл. №20.-бс.: 3 ил.

3. Пат. 2213222 Российская Федерация, МКИ Е 41С 41/22 Способ разрушения целиков [Текст] / Г.Н. Волченко, А.В. Дорошин, С.В. Фефелов и др., ВостНИГРИ.- 001107380/03; заявл. 19.03.2001;. опубл. 27.09.2003, Бюл. №27 – 4 с.: 3 ил.

УДК 622.27

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИ БЕЗОПАСНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Крылова Е.В.

Научный руководитель: Залесская О.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Многолетняя практика ведения горных работ показывает, что

массовые взрывы на карьерах являются крупным периодическим источником выделения пыли и ядовитых газов.

Самой опасной для здоровья человека является фракция разрушенной горной породы (70–80%), состоящая из частиц диаметром менее 10 мкм, которую принято называть пылью. Количество образовавшейся пыли и ее дисперсность изменяются в широких пределах и зависят в основном от типа и крепости взрываемых пород, степени их обводненности, удельного расхода ВВ и др.

Большинство вредных примесей, образовавшихся при взрыве, выбрасываются в атмосферу карьера с пылегазовым облаком (ПГО), которое, развиваясь, достигает значительной высоты (1,5–1,6 км) и распространяется в атмосфере на большие (8–12 км и более) расстояния.

Экономически целесообразным направлением решения задачи является обеспечение угольных разрезов Кузбасса высокоэффективными ВВ, реализация которого позволяет снизить себестоимость угля, обеспечить стабильность производственного процесса, повысить уровень безопасности и резко улучшить экологическую обстановку на местах ведения взрывных работ. Перспективным направлением в развитии экологически чистых ВВ стало создание эмульсионных ВВ (ЭВВ). ЭВВ стали революционным достижением науки о промышленных ВВ за последние 30 лет, что изменило концепцию организации и проведения взрывных работ на горных предприятиях и стимулировало развитие новых видов сырья, оборудования для производства взрывчатых материалов и зарядной техники.

Экологичность производства и применения эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) обусловлена, прежде всего, низким содержанием токсических веществ, как получаемых при производстве ЭВВ, так и выбрасываемых в атмосферу в процессе взрыва (в 20–30 раз ниже, чем при взрыве иных типов ВВ), что существенно снижает вредное влияние взрывных работ на окружающую среду.

Для массовых взрывов характерно вторичное газовыделение из взорванной горной массы, продолжающееся в отдельных случаях 10–15 ч. Максимальная концентрация окиси углерода во взорванной горной массе достигает 15–17 %, превышающая предельно допустимую, и наблюдается до 100 и более часов.

Состав атмосферы карьеров должен отвечать установленным нормативам по содержанию основных составляющих частей воздуха и вредных примесей (пыль, газы) с учетом требований ГОСТ 12. 1. 005–76 «Воздух рабочей зоны». В соответствии с «Едиными правилами безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом» (ЕПБ) содержание вредных газов в рабочей зоне карьера не должно превышать допустимых норм.

Основными вредными газами взрыва промышленных ВВ являются оксид углерода СО и оксиды азота NO_x (NO+NO₂). Загрязнение окружающей среды происходит за счет выделения вредных газов и пыли из

пылегазового облака (ПГО) и газов из взорванной горной массы (ГМ) (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Содержание вредных веществ в ПГО при использовании разных типов ВВ в г/м³

Наименование ВВ	Коэффициент крепости	Вредные вещества					
		ПГО(руд)		ПГО(гм)		Всего	
		СО	NO2	СО	NO2	СО	NO2
Гранулит УП	5 - 7	15,0	7,0	6,4	3,0	21,4	10,0
Эмульсионные ВВ		3,3	0,8	1,4	0,4	4,7	1,2

Параметры пылегазового облака и содержание в нем вредных веществ приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Параметры пылегазового облака и содержание в нем вредных веществ при использовании разных типов ВВ на Ерунаковском поле разреза «Талдинский»

Параметры ПГО и содержание в нем вредных веществ	Наименование взрывчатого вещества	
	Гранулит УП – 1	Сибирит 1200
Количество ВВ, кг	36500	28350
Масса вредных газов (оксид азота), выбрасываемых с пылегазовым облаком, т	0,35	0,03
Масса вредных газов (оксид углерода), выбрасываемых с пылегазовым облаком, т	0,68	0,12
Масса вредных газов (оксид азота), оставшихся во взорванной горной массе (ГМ) и постепенно выделяющаяся в атмосферу, т	0,55	0,51
Масса вредных газов (оксид углерода), оставшихся во взорванной горной массе (ГМ) и постепенно выделяющаяся в атмосферу, т	0,97	0,17
Масса твердых частиц (пыли), выбрасываемых с ПГО, т	5,52	2,55
Общая масса вредных газов, выделившихся при взрыве (по условной СО), т	7,18	2,3
Суммарная масса вредных веществ, выделившихся при одном взрыве, т	12,7	5,85
Объем пылегазового облака, м ³	3721594	2832761
Концентрация оксида азота в ПГО, мг/л	0,09	0,01
Концентрация оксида углерода в ПГО, мг/л	0,19	0,004
Концентрация пыли в ПГО, мг/л	14,83	9,0

В таблице 3 приведены годовые выбросы вредных веществ,

выбрасываемых в атмосферу при взрывных работах на Ерунаковском поле разреза «Галдинский» при применении разных типов ВВ.

Таблица 3 – Годовые выбросы вредных веществ выбрасываемых в атмосферу при ВР на Ерунаковском поле разреза «Галдинский»

Расход ВВ и содержание вредных веществ, выбрасываемых в атмосферу при ВР	Наименование взрывчатого вещества	
	Гранулит УП – 1	Сибирит 1200
Годовой расход ВВ, кг	3066000000	2381400000
Масса вредных газов (оксид азота), выбрасываемых с пылегазовым облаком, т	29,4	2,52
Масса вредных газов (оксид углерода), выбрасываемых с пылегазовым облаком, т	57,1	10,1
Масса твердых частиц (пыли), выбрасываемых с ПГО, т	463,7	214
Суммарная масса вредных веществ, выделившихся при одном взрыве, т	712	240,5

Вывод:

Применение на взрывных работах эмульсионных взрывчатых веществ позволяет сократить ущерб, причиняемый выбросами загрязнений в атмосферу, в 2,2 раза в сравнении с применением гранулита УП –1.

УДК 622.235.2:622.271

СОВРЕМЕННЫЕ ВЗРЫВЧАТЫЕ ВЕЩЕСТВА И УСЛОВИЯ ИХ ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Кулагин С.А.

Научный руководитель: Николаев Е.Д.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Основную долю производимых в мире промышленных взрывчатых веществ (ПВВ) расходуют в горном деле, так как разрушение скальных пород с помощью энергии взрыва является универсальным и практически единственным высокоэффективным способом их подготовки к выемке.

На протяжении многих лет создавались, улучшались и совершенствовались многие виды ВВ, от черного пороха до смесевых, впрочем, как и условия их эффективного использования. Наиболее перспективным путем развития на сегодняшний день можно считать

создание и использование в горном деле взрывчатых составов без взрывчатых компонентов – простейшие. Их компоненты по отдельности не обладают взрывчатыми свойствами, они не связаны между собой химически; одно из них выполняет функции горючего, другое – окислителя [1]. В рамках идеи создания взрывчатых составов (ВС) без взрывчатых компонентов, нашли практическое воплощение способы регулирования объемной концентрации, или запаса энергии ВВ в единице объема зарядной полости, вплоть до создания водосодержащих и эмульсионных ВВ. Взрывчатые свойства составов нового поколения ВВ позволяют реализовать их изготовление на местах использования. Непосредственно на горнодобывающих предприятиях изготавливают гранулированные, эмульсионные и водонаполненные ПВВ [2]. Можно констатировать устойчивую тенденцию перехода в мировой практике на использование бестротилового ВВ. Последнее достижение в области взрывных работ – это создание эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ), смесевых ЭВВ. Зарубежный опыт показывает, что доля их использования в карьерах составляет 12-18 %. Относительно дорогостоящие ЭВВ заряжают только в обводненные части скважин, а в сухие размещают ANFO. За счет этого затраты на отбойку горной массы на зарубежных карьерах относительно ниже, чем на отечественных. На крупных карьерах России комбинированная технология зарядки скважин может быть реализована за счет зарядки сухой части скважин бестротиловыми АС-ДТ, угленитами и гранулитами. При этом экономически целесообразно минимизировать или полностью исключить использование тротилсодержащих граммонитов, вследствие их высокой стоимости и вредного воздействия на здоровье работающих.

Опираясь на практические и экспериментальные данные, можно выделить следующий ряд особенностей в области современных ВВ и условий их эффективного применения на открытых горных работах:

- современные ВВ определяют концепцию развития буровой техники;
- достижения в области ВР позволили достичь механизации всех процессов, связанных с их использованием;
- следует отметить существенное снижение стоимости и повышение безопасности изготовления и использования ВВ без взрывчатых компонентов, по сравнению с заводскими ВВ, за счет высвобождения транспорта от перевозок взрывоопасных ПВВ, сокращения затрат потребителей на приобретение заводских ВВ и их хранение (складирование) и пр.;
- эволюция ВВ – разработка составов, допускающих их изготовление непосредственно на предприятиях – это особенно важное качество для крупных предприятий, с точки зрения экономической выгоды; для мелких и средних – наибольшую эффективность можно достичь при применении патронированных ВВ при прямых поставках с завода-изготовителя;
- благодаря формированию взрывной смеси лишь в процессе

заряжания скважин или непосредственно перед загрузкой в доставочно-зарядные машины, взрывник не имеет прямого и длительного контакта с ВВ;

- в стоимостном выражении ВВ без взрывчатых компонентов собственного изготовления по прямым затратам в 2-3 раза, а с учетом косвенных затрат — до 5 раз дешевле штатных ВВ заводского производства;

- благодаря применению современных ВВ, можно достичь улучшения дробления горной породы, сократить выход негабаритов в 1,5-2 раза, сократить ширину развалов горной массы от взрывов и соответственно — объемы зачистных работ, существенно снизилась загазованность карьеров продуктами взрыва. Все эти факторы прямопропорционально оказывают влияние на производительность выемочно-погрузочного оборудования;

- одними из самых перспективных современных ВВ можно считать — переход на эмульсионные и смесевые;

- эффективность действия взрыва ЭВВ по основным типам горных пород сопоставима с эффективностью заводских ВВ при существенном уменьшении количества выделяемых ядовитых взрывных газов (что особенно актуально для глубоких карьеров);

- патронированные ЭВВ позволяют сохранять свои свойства при длительном хранении, имеют большой температурный диапазон работ;

- при использовании ЭВВ – меньшая вероятность выгорания угля при взрывах, по сравнению с другими простейшими ПВВ;

- особо важное значение с экономической точки зрения в настоящее время принимает комбинированная технология заряжания скважин;

- разработка новых современных ВВ направлена не только на увеличение производительности (технический аспект), но и на повышение безопасности ведения взрывных работ, экологическую обстановку и экономическую выгоду и др.

На ряду с положительной динамикой развития ВВ, появляются и проблемы их эффективного использования. Первая – это сужение ассортимента ВВ. В настоящее время среди предприятий открытой добычи полезных ископаемых на территории РФ существует большой диапазон применения различных типов ВВ как современных, так и устаревших. К другой проблеме можно отнести комбинированную технологию заряжания скважин, которая требует более активного внедрения на территории нашей страны. Экономическую эффективность и актуальность данной проблемы можно обосновать, исходя из опыта ведения открытых горных работ других стран. Конструкция заряда – одна из главных глобальных проблем БВР. По своим энергетическим характеристикам современные ПВВ вполне пригодны для решения любых геотехнологических задач, но реальные возможности управлять этой энергией напрямую зависят от конструктивных форм и особенностей полостей, в которые их размещают, т. е. от конструкций зарядов. Учитывая, что коэффициент полезного действия энергии ВВ до сих пор остается крайне низким, особое значение приобретает создание таких конструкций, которые позволят в полной мере реализовать те или иные

свойства ВВ. Природа простейших составов такова, что позволяет управлять не только выделением энергии, но и перераспределением ее в массиве [1].

Разработка новых рецептур ВВ с выходом на конечный результат по схеме, в которой первым и важнейшим исследовательским звеном является ПВВ, позволит установить необходимые взрывчатые характеристики и требования к технологическим процессам его изготовления и применения.

Библиографический список

1. Взрывчатые вещества без взрывчатых компонентов – основа прогресса в горном деле / С.Д. Викторов, Б.Н. Кутузов, В.М. Закалинский // Горный журнал. – 2008. - №12.

2. Изготовление патронированных взрывчатых веществ на местах их использования / В.Н. Попов, М.К. Алипбергенов // Горный журнал. – 2008. - №12.

3. О применении патронированных эмульсионных ВВ на открытых горных работах / Н.И. Кореев, Б.Н. Кутузов, А.Л. Сорокин // Горный журнал. – 2006. - №1.

4. Совершенствование буровзрывных работ на основе применения новых видов взрывчатых материалов и зарядной техники / Б.Н. Кутузов, А.В. Старшинов, Ж. Жамьян, Ж. Батмунг // Горный журнал. – 2010. - №7.

5. Изменение ассортимента промышленных ВВ / Б.Н. Кутузов, Л.В. Корнеева // Горный журнал. – 2005. - №1.

6. Об оценке эффективности современных промышленных взрывчатых веществ / К.К. Шведов // Горный журнал. – 2006. - №12.

УДК 622.23.026.5:624.9

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ СЕЙСМИЧНОСТИ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ НА НАЗЕМНЫЕ СООРУЖЕНИЯ И НАСЕЛЕННЫЕ ПУНКТЫ

Кулагин С.А.

Научный руководитель: Малофеев Д.В., Семина И.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Одним из основных технологических процессов на открытых горных работах является проведение буровзрывных работ с целью разрыхления породы для дальнейшей экскавации путем проведения массовых взрывов. В современных условиях объем взрывчатого вещества, взрываемого за один массовый взрыв, достигает до 1000т. Сейсмическое воздействие крупных промышленных взрывов определяет целостность промышленных и жилых объектов, подземных и наземных сооружений.

В настоящее время оценка влияния сейсмичности является одной из актуальнейших проблем, требующих особого внимания. Особенно остро она

ощущается при непосредственной близости расположения населенных пунктов и мест проведения горных работ, то есть при возникновении прямых конфликтов населения и «предприятий», например: «Сосновка» и «Степановский»; «Костенково» и «Сибэнергоуголь», «Бунгурский-Северный»; «Недорезово» и «Южный»; «Малая Талда», «Большая Талда» и «Талдинский»; «Рассвет» и «Березовский», «Бунгурский-Северный» и др. Таким образом, возникает задача разработки методики и технологий взрывных работ, обеспечивающих снижение сейсмичности. Основной целью становится исключение воздействия массовых взрывов из факторов разрушения.

Возникающие при проведении промышленных взрывов сейсмические колебания, подчиняются общим законам, описывающим возникновение и распространение сейсмических волн в земной коре. Сейсмические колебания земной поверхности при промышленных взрывах в близкой зоне имеют сходство с колебаниями при землетрясениях, однако они менее продолжительны и в них преобладают высокие частоты [1].

Основным критерием оценки сейсмического действия взрыва в массиве горных пород является скорость колебаний (скорость смещения частиц грунта), которая пропорциональна разрушениям, возникающим при взрывах. Она определяет энергию сейсмических волн. При выборе безопасных режимов взрывания исходят из того, чтобы уровень сейсмического действия взрыва не превысил предельно допустимого значения, основываясь на существующих нормативных данных, фактическом состоянии охраняемых объектов, сроках их эксплуатации, степени ответственности. При выборе значений допустимой скорости колебаний в основании охраняемых сооружений необходимо учитывать назначение и состояние зданий и сооружений, конструктивные особенности строений, характеристику технического состояния объектов, имеющих в них деформаций, физико-механические и гидрогеологические свойства грунтов в основании охраняемых объектов, динамические характеристики.

На основе анализа влияния массовых взрывов вблизи охраняемых зданий и сооружений поселка Рассвет, проводимых разрезами «Березовский» и «Бунгурский-Северный», а также исследований массовых взрывов вблизи промышленных объектов разреза «Нерюнгринский» выявлено, что многократные взрывные воздействия повышают сейсмическое воздействие на 1-2 балла. И распространение взрывной волны пагубно влияет как и на наземные, в особенности промышленные, (в 4-7 раз превышают допустимые значения колебаний) так и на подземные сооружения. Главной и, до сих пор, не до конца изученной особенностью горных пород является накапливание напряжений, для которых массовый взрыв является «спусковым крючком». Такой же особенностью сейсмических волн является возможность ее многократного увеличения при прохождении по горным породам на дальние расстояния, это связано со свойствами конкретных горных пород, которые при расчете буровзрывных

работ нельзя учесть в полном объеме. И чем больше объемы взрываемого блока и взрывчатого вещества - тем больше сейсмическое воздействие, которое может распространяться на расстояния намного большие, чем рассчитываются в проекте. Следовательно, чем дальше от эпицентра взрыва, тем больше преобладает горизонтальное ускорение, являющееся наиболее опасным для зданий и сооружений, над вертикальным. Неоднократно замечено, что наибольшие разрушения происходят, не в эпицентре, а на некотором удалении от него и на значительно более обширных территориях, где еще велика общая интенсивность колебаний.

Сейсмическое воздействие прямо пропорционально зависит от объема взрывчатого вещества. Поэтому для его уменьшения следует разрабатывать либо новые технологии взрывных работ, либо вести разработку направлений по безвзрывной подготовке горных пород к выемке. Применение качественно новых взрывчатых веществ позволяет уменьшить общий объем ВВ при увеличении качества взрывания. В совокупности с применением большего количества очередей взрывания для массовых взрывов и мелкой сетки скважин с малыми диаметрами, позволят уменьшить объем ВВ, следовательно и сейсмическое влияние, так как установлено, что сейсмическое воздействие определяется массой заряда в одной (максимальной по массе ВВ) очереди и не зависит от общей массы взрываемого ВВ. При этом следует принимать такое время замедления, которое было бы оптимальным для данных условий, поскольку его увеличение приведет к увеличению сейсмического воздействия, а уменьшение - к некачественному дроблению.

Таким образом, были определены и классифицированы следующие факторы, влияющие на уровень сейсмических колебаний:

1. Сейсмический эффект взрыва зависит от геологического залегания, и строения массива горных пород и физико-механических свойств пород в месте проведения взрывов и по пути прохождения упругой волны и грунтов на поверхности, наличия тектонического поля напряжений и подрботки охраняемых сооружений.

2. К технологическим и конструктивным факторам, существенно влияющим на сейсмику взрыва относятся: общая масса заряда ВВ во взрываемом блоке; расстояние до взрыва; масса ВВ взрываема в одной ступени замедления; схема взрывания; ориентация взрываемого блока и рядов скважинных зарядов, т.е. направление отбойки; наличие свободных поверхностей и расположение блока и охраняемых сооружений у выработанного пространства.

3. К технологическим и конструктивным факторам, незначительно влияющим на сейсмический эффект взрыва относятся: линия наименьшего сопротивления; глубина заложения зарядов; конструкция заряда; тип ВВ.

Снижение сейсмического воздействия может быть достигнуто, в результате проведения следующих мероприятий:

- снижение массы ВВ в ступени замедления;

- увеличения ступеней замедления;
- применение качественно новых типов ВВ;
- разработка новых методик, позволяющих более полно и тщательно учитывать влияние сейсмичности, как следствие порождающей комплекс мероприятий по борьбе с ней.

Библиографический список

1. Медведев С.В. Сейсмика горных взрывов [Текст]. – М.: Недра, 1964.-188с.
2. Сейсмическое действие взрыва в горных породах [Текст] / А.А. Кузьменко, В.Д. Воробьев, И.И. Денисюк, А.А. Дауетас.- М.: Недра, 1990.-173с.
3. Черных Е.Н., Павленов В.А., Чечельницкий В.В., Масленикова Г.Н. Текущий контроль состояния сооружений и технологического оборудования при проведении взрывных работ в условиях действующего производства // Город: прошлое, настоящее, будущее. Иркутск, 2000.-102-105с.
4. К.К. Шведов. Современные состояния и проблемы использования энергии взрыва ВВ в горнодобывающей промышленности. Физические проблемы разрушения горных пород. Сб. трудов четвертой международной конференции 2005 г., М., ИПКОН РАН, с. 51.

УДК 622.6

ОТРАБОТКА ВЫКЛИНИВАЮЩИХСЯ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ В УСЛОВИЯХ ТАШТАГОЛЬСКОГО РУДНИКА

Неронова Д.Ю.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Володина А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

На Таштагольском руднике значительная часть запасов участка «Восточный» сосредоточена в слепых рудных телах, которые выклиниваются выше откаточного горизонта на 35-40 м. Отработка выклинивающихся участков камерной системой разработки с образованием в подстилающих породах промежуточного горизонта выпуска и доставки по сравнению с отработкой блока без промежуточного горизонта сопровождается увеличением материально-трудовых затрат на подготовительно-нарезные работы, ухудшением комфортных условий труда и снижением безопасности ведения горных работ в связи с преждевременным разрушением выработок доставочного горизонта и как следствие, увеличением трудозатрат на их крепление, а в отдельных случаях – росту потерь руды.

Для улучшения технико-экономических показателей работы предприятия, полноты и качества извлечения балансовых запасов на основе

исследований и разработанных рекомендаций [1, 2] был запроектирован блок, расположенный на северном фланге участка «Восточный» в этаже (-210) – (-280), представленный на рисунке.

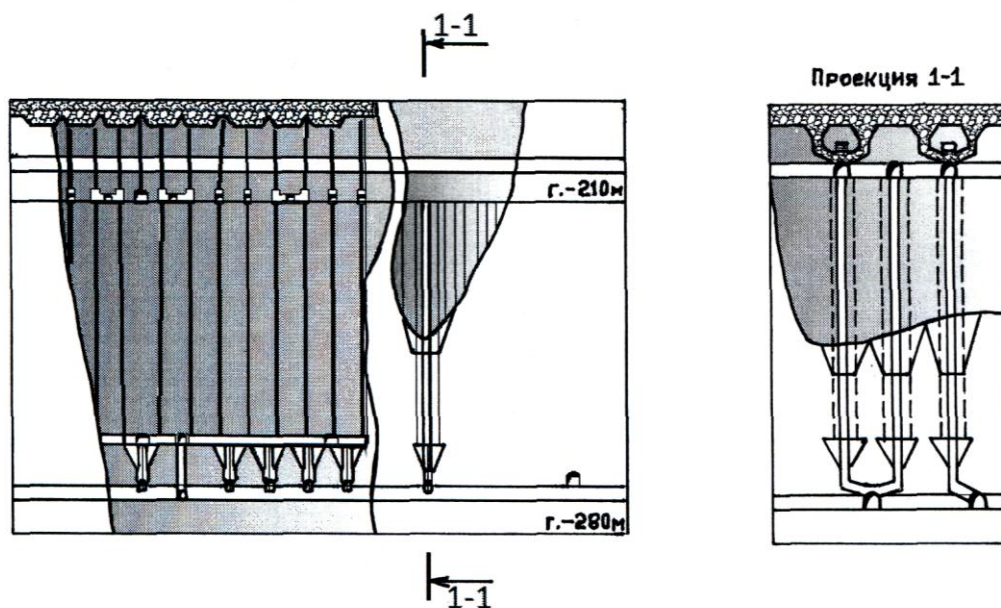


Рисунок – Технология отработки блока в этаже (-210) – (-280) участка «Восточный» - вариант выемки выклинивающей залежи с доставочно-выпускными рудоспусками

Отработать блок предлагается системой этажно-принудительного обрушения с отбойкой на компенсационные камеры. Технологические решения для выемки выклинивающихся участков блока заключаются в том, что для выпуска взорванного рудного тела в днище блока создают специальные доставочно-выпускные выработки, которые проводят непосредственно от каждой рудоприемной воронки. Верхнюю часть доставочно-выпускной выработки оформляют в виде воронки. Для образования доставочно-выпускных выработок проходятся три отрезных восстающих общей длиной 153 м сечением 2,83 м². На образованные отрезные восстающие путем короткозамедленного взрывания одиночных нисходящих и восходящих скважин создаются три компенсационные камеры. Компенсационные камеры, пройденные по породе (до выклинки рудной залежи) используются в дальнейшем в качестве доставочно-выпускных рудоспусков. Отбойка руды осуществляется слоями на компенсационные камеры. Для разбуривания запасов предусмотрено пучковое расположение глубоких скважин диаметром 105 мм, пробуренных из буровых выработок горизонта - 210 м.

Сравнительная оценка технологии отработки выклинивающихся залежей Таштагольского рудника без промежуточного горизонта с традиционной технологией выемки показала (таблица), что внедрение новой технологии позволит обеспечить улучшение технико-экономических показателей отработки: снижение удельного расхода подготовительно-

нарезных работ, а также себестоимости добычи 1 т руды в 1,2 раза, потерь и разубоживания соответственно на 3,6 и 1,9 %.

Таблица – Сравнительная таблица вариантов отработки выклинивающихся рудных залежей

Показатели	Значение	
	с промежуточным горизонтом выпуска и доставки	с доставочно-выпускными рудоспусками
Погашаемые балансовые запасы руды, тыс.т (в том числе в выклиниваемомся участке)	473,7 (247,7)	473,7 (247,7)
Балансовые запасы руды, подлежащие выпуску, тыс.т	421,5	421,5
Содержание Fe в балансовой руде, %	54,7	54,7
Сырая руда, подлежащая выпуску, тыс.т	508,0	508,0
Расчетный нормативный коэффициент потерь	5,9	2,3
Разубоживание от налегающих обрушающихся пород	0,38	0,2
Конструктивное разубоживание, %	18,8	19,0
Общее разубоживание, %	21,1	19,2
Себестоимость добычи 1 т сырой руды, руб/т		
- по подготовительным работам	20,23	16,46
- по нарезным работам	16,44	12,9
- по буровым работам	12,4	11,1
- по блоку	49,07	40,46

Экономический эффект от применения технологии выемки выклинивающихся залежей с доставочно-выпускными рудоспусками рассчитывается по формуле

$$\Delta \mathcal{E} = C_1 - C_2 = 49,07 - 40,46 = 8,61 \text{ руб/т.} \quad (1)$$

где C_1 - себестоимость добычи 1 т руды технологией с промежуточным горизонтом выпуска и доставки (по опыту работы рудника);

C_2 - себестоимость добычи 1 т руды по рекомендуемой технологии.

При годовой производительностью рудника 2 млн. т. годовой экономический эффект составит 17,22 млн. рублей в год.

Библиографический список

1. Патент на изобретение № 2193661. Способ подготовки днища блоков при отработке выклинивающихся рудных тел / В.С. Шеховцов, Г.М. Бурмин, С.А. Корочкин, Л.А. Щуцкий, В.Д. Царегородцев, А.В. Деркаева. Оpubл. 27.11. 2002 Бюл. № 33.

2. Деркаева А.В. Разработка технологии выемки выклинивающихся рудных залежей с выпуском руды через трубообразные доставочно-выпускные выработки [Текст] / А.В. Деркаева // Нетрадиционные и

интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых: Труды IX Международной научно-практич. конф. 7-8 декабря 2004 г. - Новокузнецк, 2004. - С. 21-23.

УДК 622.6

ДОЗАКЛАДКА ОСТАВШИХСЯ ПУСТОТ ПРИ КАМЕРНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

Неронова М.Ю.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Володина А.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

При отработке запасов участка «Северо-Западный» и части запасов участка «Восточный» Таштагольского месторождения системами с обрушением вмещающих пород в зону обрушения попадают такие объекты как река Кондома, сооружения промплощадки и частично гражданское жилье. Для сохранения земной поверхности целесообразно применение систем разработки с твердеющей закладкой, которые обеспечивают надежный способ управления горным давлением, безопасность очистных работ и полноту извлечения полезных ископаемых. Применение камерной системы с закладкой позволит Таштагольскому филиалу подготовить и отработать запасы железной руды с высокими качественными показателями (содержание железа 47,4 %), в количестве 36717 тыс. т, находящиеся в охранных целиках.

Одним из основных требований, предъявляемых к совершенствованию технологии закладки, является полнота заполнения выработанного пространства, т. е. дозакладка отработанных камер. Для безопасности отработки месторождений системами с закладкой необходимо заполнять очистные камеры закладочной смесью под кровлю, так как это улучшает условия передачи нагрузок от вышележащего горного массива на искусственный, предупреждает самообрушение пород кровли, снижает величину сдвижения кровли и земной поверхности на подработанных участках. Недозакладка пустот может послужить причиной серьезных осложнений при ведении горных работ (проседание массива и соответственно нарушение его сплошности, а также образование каналов для прорыва воды). Таким образом, изыскание и разработка технологии дозакладки отработанных камер представляет актуальную проблему и является предметом исследований многих заинтересованных научно-исследовательских и проектных организаций.

Причинами возникновения недозакладки являются несоответствие фактических контуров кровли камер углам растекания закладки;

недостаточное совершенство методов оперативного учета и маркшейдерских съемок пустот, а также организационно-технические причины.

Существуют различные способы дозакладки отработанных камер:

- способ дозакладки отработанных камер, заключающийся в бурении скважин и подаче по ним твердеющей закладочной смеси под кровлю камеры;

- способ дозакладки, заключающийся в бурении скважин, подаче по ним твердеющей закладочной смеси под кровлю камеры, опускании после этого по скважине заряда взрывчатого вещества в камеру, его взрывания и дополнительной подаче после этого твердеющей закладочной смеси в образовавшуюся от взрыва воронку;

- способ заполнения выработанного пространства твердеющей закладкой через закладочную щель с помощью магистрального закладочного трубопровода, обеспечивающего подачу закладочного материала в очистную выработку до тупиковых точек;

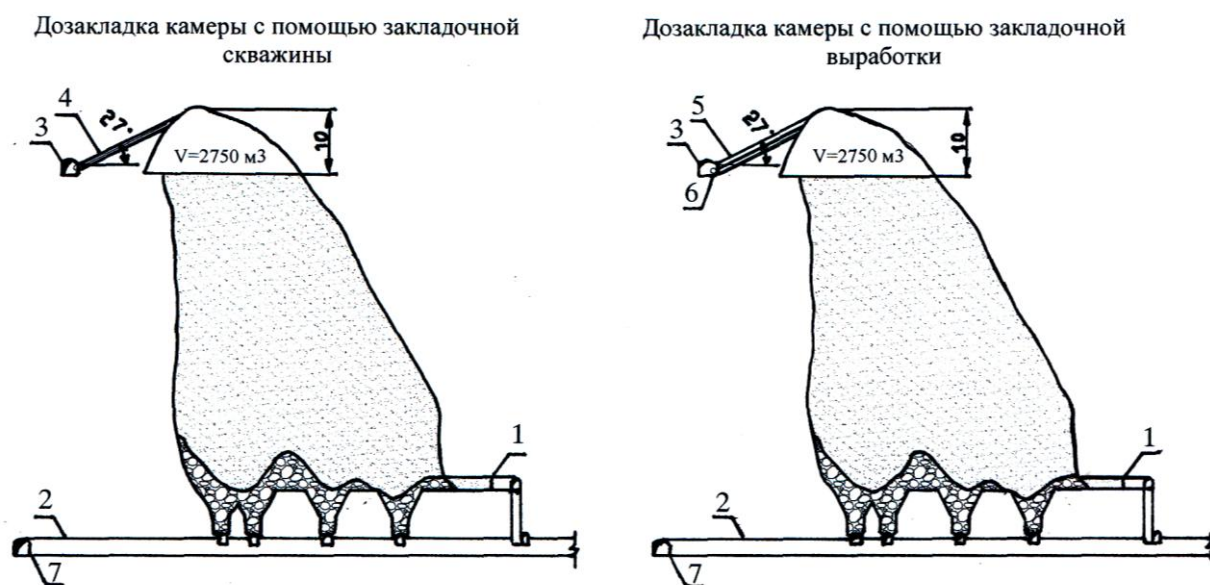
- способ дозакладки с применением горизонтального закладочного трубопровода с патрубками, которые закреплены крестообразно по окружности става и имеют переменный диаметр, увеличивающийся к свободному концу става, т.е. по направлению истечения смеси по длине трубопровода. Верхние патрубки имеют различную длину и ориентированы соответственно конфигурации кровли. Это обеспечивает равномерное истечение смеси по всему объему камеры. Закладочная смесь поступает в став, затем в нижние, боковые и верхние патрубки, обеспечивая заполнение всей камеры.

Для дозакладки отработанных камер на Таштагольском руднике рекомендуется использовать закладочные выработки и закладочные скважины. Закладка камеры твердеющей смесью в блоке 13 (этаж (-210) - (-140) м, северо-западный участок) осуществляется в соответствии с принятой технологией и в определенном порядке, и прекращается в тот момент, когда расстояние от кровли камеры до уровня пульпы составит 1,5-2 м. При подаче закладки из одного пункта под кровлей камеры остается незаложенным пространство объемом 2750 м³. Через 2-3 суток производится дозакладка камеры.

Способы технологии дозакладки камер с помощью закладочной выработки или закладочной скважины заключаются в изменении схемы подготовительно-нарезных работ (рисунок). Верхнюю часть камеры соединяют с закладочным штреком скважинами, одна из которых служит для выхода воздуха (схема 1) или наклонной выработкой (схема 2). Наклонная выработка для дозакладки камеры предназначена для размещения в ней трубопровода, по которому подается закладочная смесь под кровлю камеры.

При дозакладке камеры закладочный став разъединяется и в него устанавливается вставка такого же диаметра с отводом меньшего диаметра, от которого монтируется трубопровод для дозакладки камеры. На отводе вставки на расстоянии 0,7-0,8 м от основной магистрали устанавливается пневморезка, которая, работая по принципу эжектора, отбирает часть смеси

из главной магистрали и подаёт её в дозакладываемую камеру. При дозакладке камер рекомендуется использовать трубы диаметром меньше, чем у главной магистрали (труба диаметром 159 мм обеспечивает часовую производительность закладочного комплекса 45 м³/час). На полноту дозакладки, значительно влияет скопление воды в камере. Поэтому дозакладку купола камеры следует вести с минимальной производительностью и двойным расходом цемента, увеличив тем самым угол растекания смеси и уменьшив количество скапливающейся в процессе закладки воды.



- 1 – деревянные перемычки; 2 – орт № 13; 3 – штрек № 2;
 4 – закладочная скважина; 5 – закладочная выработка;
 6 – пневморезка; 7 – северо-западный штрек № 2

Рисунок – Схемы дозакладки пустот при камерных системах разработки с твердеющей закладкой

Как показывают расчеты себестоимости способов дозакладки по двум схемам дозакладка с использованием закладочной скважины обеспечивает минимальные затраты, чем при дозакладке с помощью закладочной выработки. Учитывая, что наклонная закладочная выработка не предназначена на длительный срок, для заполнения пустот рекомендуется способ дозакладки камеры с помощью закладочной скважины. При этом следует отметить достоинства способа дозакладки камеры с использованием закладочной выработки - возможность визуального наблюдения за процессом заполнения камеры и лёгкость монтажа-демонтажа трубопровода при ликвидации закупорки.

Применение камерной системы разработки с твердеющей закладкой и заполнением очистных камер закладочной смесью под кровлю позволит повысить безопасность ведения горных работ, снизить вредное влияние горного давления, предотвратить дальнейшее сдвигание земной поверхности, улучшить условия труда и положительно повлияет на охрану

окружающей среды.

УДК 622.831

АНАЛИЗ СУЩЕСТВУЮЩИХ ИНЖЕНЕРНЫХ МЕТОДОВ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ В СКАЛЬНЫХ МАССИВАХ

Неудакина Я.Г.

Научный руководитель: Малофеев Д.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Массив горных пород на карьере представляет собой динамичную систему, основные элементы которой – борта карьеров – изменяются в пространстве и во времени и определяют изменяющееся неравномерное объемное напряженное состояние горных пород. Состояние массива зависит от физико-географических, природно-геологических, гидрогеологических, инженерно-геологических и горно-технических факторов [1].

Существующие методы расчета устойчивости откосов базируются на теории предельного равновесия «сыпучей среды», включающей также и предельное равновесие связной среды с трением, к которой относится массив горных пород.

Механико-математической основой расчетов устойчивости откосов является теория предельного равновесия грунтовых масс (сыпучей среды), в которой рассматриваются две группы задач, принципиально отличающиеся решениями:

1) задачи, в которых условие предельного равновесия удовлетворяется в каждой точке некоторой области (метод предельного напряженного состояния сыпучей среды);

2) задачи, в которых условие предельного равновесия удовлетворяется лишь по внутренней границе области (метод предельного равновесия сыпучей среды).

Вторая группа задач при открытых разработках находит большее применение в связи с удовлетворительным решением при неоднородной сложной среде.

Эта группа задач решается методами:

– алгебраического сложения сил по круглоцилиндрической поверхности скольжения;

– многоугольника сил;

– алгебраического сложения сил по монотонной криволинейной поверхности скольжения;

– комбинацией перечисленных методов и метода предельного напряженного состояния.

Наиболее часто применяются первые два метода.

Из упрощенных методов расчета устойчивости откосов или их углов наиболее распространен *метод круглоцилиндрической поверхности скольжения*, основанный на допущении, что поверхность возможного скольжения является круглоцилиндрической, а ограниченный ею массив является «жестким клином».

При таких условиях ожидаемое смещение массива рассматривается как вращение «жесткого клина» вокруг оси, параллельной откосу и служащей осью кругового цилиндра, поверхность которого является поверхностью скольжения. При высоте откосов до 100 м и небольших значениях углов трения пород (менее 20°) этот метод дает достаточно надежные результаты.

К недостаткам *метода круглоцилиндрической поверхности скольжения* и *алгебраического сложения сил* можно отнести занижение величин нормальных напряжений в области призмы активного давления и завышение в области призмы упора вследствие неучёта реакций между смежными блоками. Это приводит к тому, что коэффициент запаса, рассчитанный методом алгебраического сложения сил, заведомо меньше фактического, а степень этого несоответствия зависит от высоты откоса, его угла и углов внутреннего трения пород и может колебаться от 3 до 20 %.

В тех случаях, когда в массиве пород, слагающих откос, имеется ряд поверхностей ослабления, по которым сопротивление сдвигу значительно меньше, чем по другим направлениям, поверхность скольжения может частично или полностью проходить по этим поверхностям ослабления. В этих случаях расчет устойчивости откоса производится по условию предельного равновесия *методом многоугольника сил (векторного сложения сил)*, который строится для каждого блока породы с учетом реакций со стороны смежных блоков (рис. 1). Данный метод является универсальным и в то же время математически обоснованным, что обуславливает его широкое применение как в отечественной, так и в зарубежной практике.

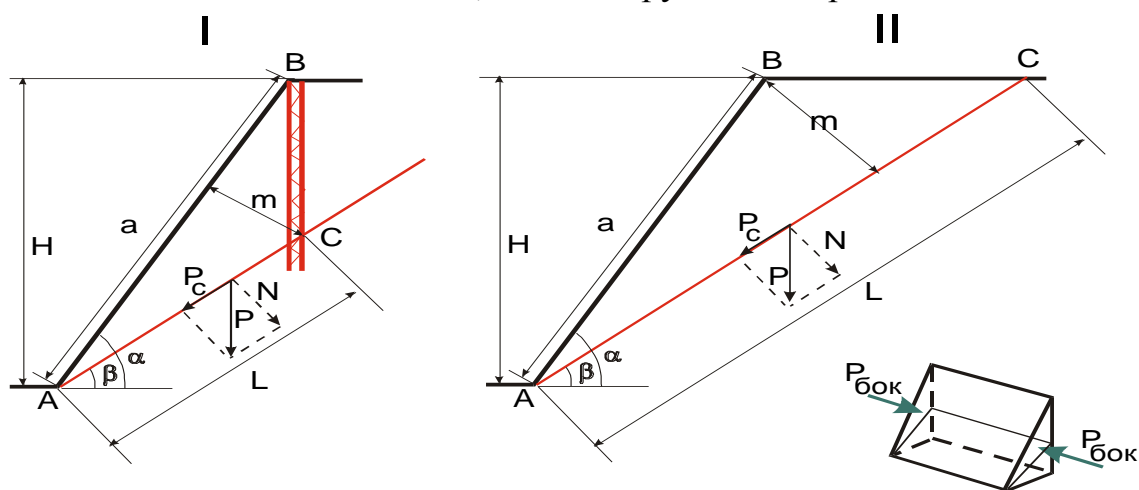


Рисунок 1 – Схема расчета устойчивости борта карьера

В середине 80-х годов XX века встал вопрос более тщательного рассмотрения вопроса определения углов наклона бортов карьера на конечном контуре рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК» [2].

Учеными Кольского научного центра РАН было предложено создание *иерархически-блочной модели*, позволяющей обоснованно определять вид и параметры эффективных структурных неоднородностей. Расчет устойчивости с использованием иерархически-блочной модели состоит в сравнении сдвигающих и удерживающих сил по граням выделенного расчетного блока с учётом нормативно заданного коэффициента запаса устойчивости, блоки ограничиваются земной поверхностью, открытым очистным пространством и поверхностями эффективных структурных неоднородностей.

Описанная выше методика имеет ряд достоинств: простота расчётов, возможность учёта реакции между смежными блоками, а также то, что она разработана для конкретных горно-геологических условий.

В результате исследований, проведенных на руднике «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК» (рис. 2) стало известно, что увеличение угла наклона конечного борта карьера на 10° приводит:

1. к сокращению объёма вскрыши на 40% (примерно 4% на 1° увеличения угла) при сохранении прежней глубины разработки;
2. к увеличению запасов руды на 40% при сохранении прежних размеров карьера по поверхности.



Рисунок 2 – Участок борта рудника «Железный» ОАО «Ковдорский ГОК» с применением вертикальных откосов уступов высотой 24 метра

Библиографический список

1. Гальперин, А.М. Геомеханика открытых горных работ: Учебник для вузов [Текст] / А.М. Гальперин. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 473 с.
2. Козырев, А.А. О новых подходах к оценке устойчивости бортов карьеров в скальных породах [Текст] / А.А. Козырев, Э.В. Каспарьян, В.В. Рыбин // Труды международной конференции «Геодинамика и напряженное

состояние недр земли» – Новосибирск: Изд-во: Институт горного дела СО РАН, 2004. – С. 231 – 237.

УДК 622. 271

ОСОБЕННОСТИ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

Неудакина Я.Г.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Николаев Е.Д.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Глубокий карьер — условно выделяемая категория карьеров с глубиной свыше 200 м. Увеличение глубины открытой разработки сопровождается уменьшением параметров рабочей зоны карьера, интенсификацией расстояния транспортирования горной массы на поверхность, увеличением количества рабочих горизонтов и транспортных площадок, усложнением вскрытия глубоких горизонтов и др. С глубиной, как правило, повышается крепость и водообильность горных пород, ухудшаются условия естественного проветривания рабочей зоны [1].

В глубоких карьерах усложняется взрывная отбойка горных пород, повышаются расходы на транспортирование горной массы с рабочих горизонтов на поверхность (на глубине 200-250 м на его долю приходится около 40-45% общей стоимости добываемого полезного ископаемого, на глубине 300-400 м — 60-70%).

На глубоких карьерах применяют железнодорожный, автомобильный, конвейерный и комбинированный (автомобильно-железнодорожный, автомобильно-конвейерный, железнодорожно-конвейерный, автомобильно-скиповой) виды транспорта. Наиболее прогрессивен комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт.

Системы разработки, используемые на глубоких карьерах разделяются на сплошные, углубочные и углубочно-сплошные.

Наиболее перспективна циклично-поточная и поточная технологии ведения горных работ.

Проветривание глубоких карьеров, как правило, естественное. Искусственная вентиляция осуществляется свободными струями, создаваемыми вентиляторными установками, в основе конструкций которых вентиляторы шахтного типа, авиационные винты с электроприводом или двигателями внутреннего сгорания, турбовинтовые и турбореактивные двигатели.

Одна из проблем глубоких карьеров — предотвращение осыпаний и обрушений бортов карьеров, которые наблюдаются в слабых, полускальных породах и приводят к образованию и развитию обрушений, оползней,

просадок, осыпей и др. Для укрепления ослабленных участков бортов глубоких карьеров применяют сваи, штанги, подпорные стенки; упрочняют породы цементным и другими связывающими растворами, изолируют покрытиями из набрызг-бетона по металлической сетке с помощью битумизации и др. Укрепляют борта механическими средствами с упрочняющими или изолирующими покрытиями и др.

Добычу полезных ископаемых открытым способом на крутопадающих месторождениях осуществляют по технологиям, реализующим принцип полного удаления из карьера вмещающих пород и размещения их на поверхности во внешних отвалах[2].

Поиск технических решений снижения затрат на вскрышные работы ведется в основном по трём направлениям:

- рациональное сочетание разных типов транспортных средств;
- увеличение угла откоса нерабочего борта;
- размещение вскрышных пород в выработанном пространстве карьера (при углубочно – сплошных системах разработки).

Первое направление тесно связано с созданием горнотранспортной техники, преимущественно автомобильного и конвейерного видов.

Научно – технические разработки второго направления на отдельных карьерах позволили уменьшить объёмы извлечения вскрышных пород на 90 – 100 млн. м³, что способствовало значительному снижению затрат на добычу полезного ископаемого.

Разработки третьего направления ориентированы на подготовку и использование внутрикарьерного пространства для размещения в нем пород и некондиционного полезного ископаемого в процессе эксплуатации месторождения. Внутрикарьерное пространство рассматривается как техногенный и экологический ресурс, позволяющий существенно снизить затраты на вскрышные работы, добычу полезного ископаемого и ограничить отрицательное воздействие на окружающую среду.

При отработке месторождений глубокими карьерами расходы на перемещение горной массы в общей себестоимости добычи полезных ископаемых достигают 70%, при этом производительность карьера и темп углубления горных работ снижаются [3].

Достижение и надёжное поддержание проектной производительности карьера по горной массе в значительной степени определяется решениями по системе разработки и транспортной схеме карьера.

Основная тенденция при отработке месторождений глубокими карьерами – применение комплексов циклично-поточной технологии (ЦПТ). Но данная технология влечет за собой увеличение темпа углубления карьера, в связи с этим разработано новое специализированное оборудование.

К такому типу оборудования относятся ленточные крутонаклонные конвейеры (КНК), передвижные дробильно-перегрузочные пункты (ПДПП) в модульном исполнении, дробилки с загрузкой на горизонте их установки и др.

В связи с увеличением глубины открытой разработки, переход от

существующих транспортных схем с применением автомобильного, железнодорожного транспорта и конвейеров традиционного исполнения на новые транспортные схемы, в том числе и схемы, основанные на применении КНК и ПДПП является неизбежным процессом или же существующие транспортные схемы будут работать за пределами их рациональной области применения.

Создаётся также специальная технология работ с применением гусеничных транспортных средств, которая используется на ряде кимберлитовых месторождений. Она позволяет значительно сократить объём вскрышных работ в контурах отрабатываемых карьеров, а также увеличить предельную глубину открытых горных работ.

Основные преимущества гусеничного движителя перед колесным позволят гусеничному самосвалу успешно производить транспортировку горной массы с места выемки до перегрузочных пунктов или складов. А именно:

- высокие тяговые возможности гусеничного движителя смогут обеспечить преодоление крутых уклонов на номинальных режимах работы двигателя и трансмиссии на сравнительно высоких скоростях движения;

- проходимость и приспособляемость гусеничного самосвала к неровностям пути способны исключить затраты на подготовку и специальное покрытие дорог;

- характерная, для машины на гусеничном ходу, маневренность позволит с минимальными потерями времени совершать подъезд под погрузку и разгружаться;

- сравнительно низкое удельное давление на грунт обеспечит более безопасное перемещение по узким транспортным магистралям [4].

Наряду с основными функциями гусеничный самосвал сможет выполнять вспомогательные операции, такие как буксировка оборудования, эвакуация застрявших машин, доставка людей к месту работы и т. д.

Библиографический список

1. <http://www.mining-enc.ru/g/glubokij-karer/>;
2. Курленя М.В., Медведев М.Л. – Технология и исследование разработки нижней части карьерного поля на рудном крутопадающем месторождении, Известия ВУЗов Горный Журнал, 2009, № 4, с. 24 – 33;
3. Филиппов С.А., Куролов А.А. – Повышение эффективности работы экскаваторно-автомобильных комплексов при формировании транспортной схемы глубоких карьеров технологическими модулями, Горный информационно – аналитический бюллетень, 2007, № 5, с. 14 – 20;
4. Тарасов П.И., Фурин В.О., Ворошилов А.Г., Глебов А.В. – Необходимость создания новых углубочных комплексов для кимберлитовых карьеров Якутии, Горный информационно – аналитический бюллетень, 2006, № 3, с. 277 – 282.

**ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА ДОБЫТОЙ РУДНОЙ МАССЫ
ЗА СЧЕТ СОЗДАНИЯ ЗАЩИТНОГО СЛОЯ МЕЛКОДРОБЛЕНОЙ
РУДЫ В ВЕРХНЕЙ ЧАСТИ БЛОКА, В УСЛОВИЯХ
ШЕРЕГЕШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Перекрысов И.Н.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Власкин Ю.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
Новокузнецк*

В настоящее время формирование качества добытой рудной массы с целью обеспечения установленного стандарта осуществляется путем межблокового усреднения.

На основании проведенного анализа по методике, представленной в работе [1, с 23-28] установлено, что степень сложности разрабатываемых рудных тел колеблется от простой до высокой, с коэффициентом породности от 5 до 10%.

В применяемой системе разработки этажного принудительного обрушения фактический показатель процентного содержания железа в выпускаемой рудной массе в среднем составляет 26,5 %, в руде месторождения – 35,1%.

При проектной годовой производительности рудника 3,5 млн.т., возможно производство первичного концентрата 1,6 млн.т. с процентным содержанием Fe 43%. Данный объем первичного концентрата возможно получить из рудной массы с более высоким содержанием железа, которое может быть достигнуто путем снижения разубоживания руды на стадии выпуска из блока.

Проведенный анализ показал, что снижение разубоживания в выпускаемой рудной массе согласно исследованиям [2, с.169-185] возможно путем применения варианта системы разработки с предварительным созданием защитного слоя мелкодробленой руды в верхней части блока.

Применение данной технологии позволяет повысить процентное содержание железа в добытой рудной массе до 27% за счет снижения разубоживания в процессе выпуска на 2,4%.

Проведенный технико-экономический анализ (таблица) показал, что при увеличении процентного содержания железа в добытой рудной массе возможно производство такого же объема первичного концентрата 1600 тыс.т., при годовой производительности рудника 3,15 млн.т. в год, что позволяет при некотором увеличении себестоимости 1т. руды по системе разработки, снизить себестоимость производства первичного концентрата до 562,38 руб/т и получить годовой экономический эффект 17,47 руб/т.

Таблица – Техничко-экономические показатели

Наименование показателей	Показатели	
	Система разработки без применения защитного слоя из мелкодробленой руды	Система разработки с применением защитного слоя из мелкодробленой руды
Производственная мощность предприятия по сырой руде $A_{\text{год}}$, млн.т.	3,5	3,15
Производственная мощность предприятия по концентрату $A_{\text{конц.}}$, млн.т.	1,6	1,6
Содержание железа в сырой руде, %	26,5	27
Содержание железа в концентрате, %	43	43
Себестоимость сырой руды, руб/т.	458,3	482,54
Полная себестоимость товарного концентрата, руб/т.	579,8	562,38

Дальнейшее совершенствование систем разработки и соответствующее снижение разубоживания руды, позволит получать требуемое количество первичного концентрата при еще меньших объемах добычи рудной массы в шахте и в целом повысить эффективность ведения горных работ.

Библиографический список

1. Власкин Ю.К. Управление качеством рудной массы [Текст]–Учебное пособие.–Новокузнецк: СибГИУ. 1992.–81с.
2. Шеховцов В.С. Подземная разработка сложноструктурных рудных залежей под мощными рыхлыми отложениями. [Текст]–Монография.–Новокузнецк: СибГИУ. 1999.–241с.

УДК 622.35

ВЕДЕНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УГЛЕНАСЫЩЕННОЙ ЗОНЕ

Рогов К.Д.

Научный руководитель: Залесская О.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Одной из специфических особенностей угольных месторождений, в частности месторождений Кузбасса, является свитовое залегание пластов, когда продуктивная толща представлена иногда четырьмя-пятью пластами

разной мощности и более, расположенными на различном расстоянии друг от друга.

При наклонном и крутом залегании пластов свиты, особенно при ограниченной их мощности и несогласном с направлением фронта горных работ простираении, потери угля при буровзрывных и выемочно-погрузочных работах резко возрастают, а в ряде случаев пласты мощностью до 3–5 м теряются полностью. В таких условиях со всей очевидностью проявляется противоречие между стремлением к повышению интенсивности дробления пород взрывом и обеспечением сохранности угольных пластов. Этим объясняются особые требования к выбору параметров буровзрывных работ в угленасыщенной зоне

Подобными условиями характеризуются месторождения Центрального Кузбасса. В свите пластов наклонного и крутого падения (угол падения 45–90°) наряду с пластами мощностью >16 м имеется много пластов малой мощности (<5 м), в которых сосредоточено около 30–35 % всех запасов, предназначенных для открытой разработки.

Общие потери угля при разработке таких пластов слагаются из потерь, обусловленных технологией их выемки, и потерь, причиной которых является разрушение пласта в результате буровзрывных работ.

Потери угля от разрушения уменьшаются с увеличением мощности пласта и возрастают с увеличением угла между направлением экскаваторной заходки и простираением пласта, угла падения пласта и размеров сетки скважин.

Совершенствование параметров и организации буровзрывных работ при разработке свиты пластов ограниченной мощности является одним из наиболее значительных резервов снижения потерь угля на разрезах.

При существующей практике ведения горных работ в зоне маломощных пластов обуривание заходки, включающей пласт, осуществляется обычно вертикальными скважинами.

Практика бурения и заряжания вертикальных скважин в угленасыщенной зоне помимо больших потерь угля приводит также к увеличению объема буровых работ, поскольку часть скважин, попадающих в угольный пласт не заполняется взрывчатым веществом.

С целью снижения разрушающего действия взрыва на пласт вертикальные скважины бурят только до того момента, когда скважины встречают пласт. В подавляющем большинстве случаев все скважины бурятся на всю высоту уступа, независимо от того, располагаются они только в породе или и в породе, и в угле. В последнем случае зарядание скважин производится выборочно. Заряд помещают только в том случае, если пройденная по породе часть скважины составляет половину или более половины ее длины. Естественно, что при таком обуривании блока и зарядании скважин пласт при взрыве чаще всего попадает в зону разрушения как с висячей, так и с лежащей стороны, в результате чего в процессе выемки он лишается устойчивости, обрушается, уголь

разубоживается либо целиком поступает во вскрышные породы.

Таким образом, применение вертикально расположенных скважин в этих условиях не только не обеспечивает повышения качества взрывной подготовки пород, но и приводит к значительным потерям угля.

При производстве буровзрывных работ на контакте с угольным пластом значения радиусов зон дробления могут служить основой для определения параметров расположения скважин. Однако окончательное решение этого вопроса должно базироваться на учете различия в акустических свойствах вмещающих пород и угольных пластов и характера разрушающего действия взрыва на пласт.

При разработке крутых пластов ограниченной мощности производство буровзрывных работ часто осложняется многообразием пространственного положения пластов. Особенно это характерно для угольных разрезов Центрального Кузбасса. Буровзрывные работы по породам междупластий в этих условиях должны обеспечивать как эффективность последующих технологических процессов, так и уменьшение потерь угля при выемке.

При производстве взрывных работ в зоне пластов необходимо управлять действием взрыва прежде всего за счет правильного расположения взрывных скважин относительно угольного пласта. Во-первых, необходимо применять наклонные скважины, располагаемые под углом, равным или близким углу падения пласта. Только в этом случае возможно обеспечить равномерное воздействие на пласт и вмещающие породы по всей высоте уступа. Во-вторых, расстояние скважин от пласта нужно выбирать с таким расчетом, чтобы при взрыве обеспечивалось, с одной стороны, качественное дробление вмещающих пород, а с другой – исключалось бы дробящее действие зарядов на угольный пласт.

Уменьшение этих расстояний с улучшением взрываемости пород связано с различием акустических свойств пород и углей. Интервал расстояний определяется разностью между углом падения пласта и углом наклона скважин.

Рассмотренные рекомендации по отбойке горных пород в угленасыщенной зоне предлагаются при проведении массового взрыва на блоке №507 ОАО «Разрез Шестаки» горизонт +71,0 - +83,0, профили 216+00 – 217+60. Вмещающие породы представлены песчаником – крепость, $f=9.0$, $S_{сжмах}=90$ МПа и алевролитом – крепость, $f=8.0$, $S_{сжмах}=80$ МПа. Объем взрываемого массива – 17000 т.

Отбойку предлагается вести наклонными скважинами, количество скважин 86, глубина скважин 7,0 – 8,5 м, диаметр скважин – 216 мм, объем бурения – 666,0 п.м. При отбойке рекомендуется применять взрывчатое вещество – Сибирит 1200, масса скважинных зарядов – 15943 кг, в качестве средств инициирования скважинных зарядов приняты ИСКРА С и ИСКРА П, длина заряда 3,9 – 4,5 м, длина забойки 3,1 – 4,0 м.

Применение предлагаемой технологии позволит снизить потери и засорение угля (таблица 1).

Таблица 1 – Показатели по потерям и засорению

Пласт	Факт		Проект	
	Потери, %	Засорение, %	Потери, %	Засорение, %
Горелый	8,9	5,3	6,7	4,1
Лугутунский	10,5	4,5	7,7	3,4

Вывод: Благодаря применению при обурировании блока наклонных скважин, уменьшаются потери и засорения угля при буровзрывных работах. Засорение уменьшается на 1,2% на пласте Горелый и на 1,1% на пласте Лугутунский. Потери уменьшаются на 2,2% на пласте Горелый и на 3,2% на пласте Лугутунский. Экономический эффект от внедрения предложенных технологий увеличивается за счет повышения коэффициента извлечения полезного ископаемого.

УДК:568.1:551.736.3(571.1)

ПЕРМСКИЕ РЕПТИЛИИ КУЗБАССА (СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ИЗУЧЕННОСТИ И ПЕРСПЕКТИВЫ НАХОДОК)

Сергеев А.А.

Научный руководитель: д.геолого-мин.н., профессор Гутак Я.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Настоящее сообщение представляет собой анализ данных о пермских рептилиях Кузнецкого каменноугольного бассейна. Его актуальность обуславливается крайне незначительным объемом информации по объекту, и важностью находок ископаемых рептилий для понимания истории развития жизни на древнем Сибирском континенте.

Первое и единственное упоминание о находках рептилий в угленосных отложениях Кузбасса относится к началу тридцатых годов прошлого столетия. Это небольшая заметка палеонтолога Н.А.Рябина в журнале Известия Всесоюзного геологоразведочного объединения [1]. Эта публикация не получила надлежащего резонанса среди палеонтологов Советского Союза. Можно отметить только одну ссылку на нее в небольшой работе Л.Л. Халфина 1950 г. [2]. Все дальнейшие палеонтологические исследования Кузнецкого каменноугольного бассейна были направлены в сторону стратиграфически важных групп окаменелостей, позволяющих определить относительный возраст слоев (растения, споры, двустворчатые моллюски). Отложения, вмещающие эти окаменелости, содержат многочисленные слои каменного угля и, по этой причине, мало перспективны на обнаружение костей наземных животных.

Указанные Н.А. Рябиным находки фрагментов рептилий

принадлежат толще красноярских песчаников (безугольная фацция ильинской свиты, верхняя пермь). При этом указываются два местонахождения костей:

– первое локализовано в слое серо-зеленых песчаников в правом борту р. Томь напротив деревни Шевели. Здесь П.И. Бутов (известный геолог, гидрогеолог, соратник Л.И. Лутугина, нашел фрагмент клыка *Theriodontia* длиной около 4,5см.

– второе местонахождение локализовано в правом борту р. Томь в 500м выше д. Журавлевой. Здесь студентом Ленинградского горного института Б. Сергиевским был обнаружен фрагмент кости. Находка локализована в красноярских песчаниках в линзе конгломератов, несколько ниже по разрезу от слоя, содержащего клык.

Описывая фрагмент клыка, Н.А. Рябинин указывает, что он очень сильно похож на клык *Inostrancevia* из группы *Theriodontia*. Сохранившаяся верхняя часть (вероятно, половина) коронки данного зуба не превышает 45мм; ее длина (по челюсти) не более 18,5мм, ее толщина у обломанного конца 10мм. Поперечный профиль зуба уплощенный с одной стороны. На заднем ребре его можно наблюдать зубчатость в виде насечки, перпендикулярно расположенной к краю зуба и сходной с типом зубчатости у зубов *Inostrancevia*, но стертой и менее резко выраженной. На протяжении 10мм от края зуба насчитывается 17-18 зубчиков.

По второй ископаемой кости Н.Я. Рябинин указывает ее принадлежность наземной рептилии, скорее всего, часть переднего пояса.

Толща, получившая название красноярских песчаников, развита на севере Кузнецкого бассейна. Она совершенно не содержит угольных пластов и резко отличается от пород угленосного разреза. Стратотип красноярских песчаников обнажается с небольшими перерывами по правому берегу р. Томи на 5 - 6км вверх по течению от г. Кемерово. В этом разрезе непрерывные обнажения имеются несколько выше д. Красный Яр, у д. Журавлевой, дальше вверх от д. Елыкаевой до д. Старо-Чертовой. Между последней и п. Городок обнажения отсутствуют. Классический разрез свиты (почти на всю мощность) протягивается на 12км вверх по течению реки от д. Городок до контакта красноярских песчаников с кузнецкой свитой в 1,5км ниже устья р. Спускской. В обнажениях красноярские песчаники – это очень однообразная темно-серая толща пород, среди которой, даже дистанционно хорошо видно напластование различных слоев, выделяющихся по прочности, текстуре и частично окраске пород. Вблизи пачки песчаников отчетливо отличаются по составу. Наблюдаются различные переходы от монолитных крепких неслоистых песчаников через резко косослоистые слабые рухляки до более или менее правильно слоистых разностей, у которых слоистость приближается к горизонтальной. В кровле таких относительно правильно слоистых песчаников, иногда в средней части слоя наблюдаются горизонты окатанных сферосидеритов в виде цепочки небольших овальных линз диаметром 0,03-0,2 м, реже до 0,5-1,0 м. В обнажении поверхность сферосидеритов покрыта тонкой корочкой бурых

окислов железа. В сферосидеритах встречается редкая фауна двустворчатых моллюсков, остракод и чешуя рыб. В ряде случаев горизонты сферосидеритов связаны со скоплениями окаменелых стволов деревьев *Mesopitys tschihatscheffii*, иногда на поверхности с неправильными корочками (линзочками) каменного угля толщиной обычно нескольких миллиметров и лишь в отдельных случаях до 1-3см. Очень часты среди песчаников невыдержанные прослои и неправильные линзы конгломератов, состоящие из галек сферосидеритов, сцементированных теми же песчаниками, но более тонкими их разностями.

По характеру и смене структурных типов пород разреза, типам слоистости и составу красноярские песчаники относятся к дельтовым, главным образом подводнодельтовым отложениям.

Мощность толщи красноярских песчаников меняется в широких пределах. По данным В.И. Яворского, она составляет на участке р. Спускоская – г. Кемерово 1600м.

Красноярские песчаники по нашему мнению наиболее перспективный объект для новых находок наземных рептилий. Особый интерес следует обратить на горизонты сферосидеритов. Центром кристаллизации этого минерала в данном случае почти всегда выступают органические остатки (двустворки, остракоды, чешуя рыб, а в крупных конкрециях, возможно, и кости наземных животных).

Вторым, перспективным для обнаружения рептилий районом Кузбасса следует считать его восточную часть, примыкающую к горным сооружениям Кузнецкого Алатау. Здесь мы наблюдаем резкое сокращение мощности пермских отложений и заметное ослабление угленасыщенности. В этом плане детальному изучению должны быть подвергнуты разрезы пермских отложений по рекам Нижняя, Средняя и Верхняя Терсь и другим притокам, берущим свое начало с Кузнецкого Алатау.

Библиографический список

1. Рябинин А.Н. О находке остатков *Theiodontia* в угленосной серии осадков Кузнецкого бассейна [текст] / А.Н. Рябинин // Изв. ВГРО, т.1, вып.82, 1932. – С. 1237-1238.

2. Халфин Л.Л. Заметка о фауне красноярских песчаников Кузнецкого бассейна [текст] / Л.Л. Халфин // Известия Томского политехнического института [Известия ТПИ] / Томский политехнический институт (ТПИ) . — Изд-во ТПИ: , 1950 . — Т. 65, вып. 2. – С. 137-139.

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭЛЕКТРОДЕТОНАТОРОВ ЭЛЕКТРОННОГО ЗАМЕДЛЕНИЯ

Зенчук Д.И.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Волченко Г.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

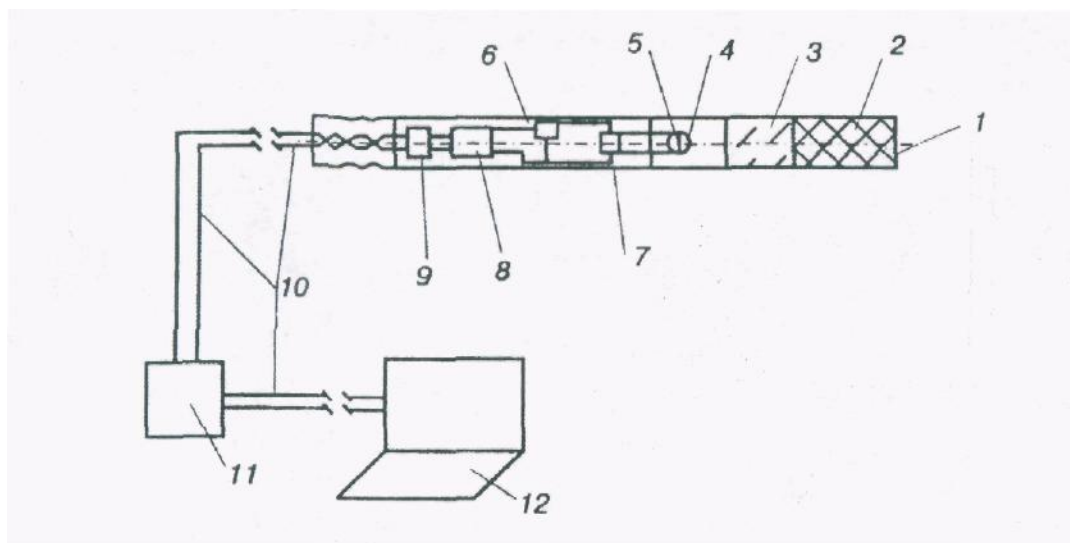
Технология и номенклатура взрывчатых веществ, не изменявшаяся многие десятилетия, в настоящее время переживает активную модернизацию. Вместо тротилсодержащих взрывчатых веществ (ВВ) на горных предприятиях для производства взрывных работ все больше используются эмульсионные ВВ. Развитие техники и технологии средств инициирования также не стоит на месте. Вместо огневых, электрических и с применением детонирующего шнура (ДШ) систем взрывания, имеющие большой разброс времени срабатывания, всё чаще применяются более современные неэлектрические (СИНВ, ЭДЕЛИН, НОНЕЛЬ и др.) и электронные (ОРИКА, ИСКРА и др.) системы взрывания повышенной точности и безопасности. Однако до сих пор основной причиной нестабильности качества дробления взрываеваемого массива, по нашему мнению, является разброс времени срабатывания применяемых средств взрывания (СВ). При соответствии фактических параметров применяемых СВ их паспортным данным, действительные интервалы замедления между взрывами скважинных зарядов в блоке не соответствуют проектным. Нарушается заданный режим короткозамедленного взрывания (КЗВ) зарядов в блоке и последовательность взрывания скважин, снижается качество дробления горной массы в целом [1].

Фактический интервал замедления (время срабатывания) неэлектрических детонаторов и пиротехнических реле является случайной величиной и колеблется около среднего значения близкого к номиналу СВ. Причина этого состоит в использовании специальных замедляющих составов или пиротехнических замедлителей в этих СВ. Создать равномерно горящие составы практически невозможно, поэтому разработчики и производители ограничивались гарантией того, что не произойдет взаимного наложения времени срабатывания соседних серий замедления.

На сегодняшний день электронная система взрывания является новой технологией для ведения взрывных работ, обеспечивающей повышение управляемости массовых взрывов с большим числом ступеней замедления, за счет возможности задания точных и оптимальных, а не определяемой номенклатурой заводов изготовителей, интервалов замедления при проектировании параметров БВР. За счет этого достигается повышение КПД использования энергии взрыва, повышение дробящего и снижение

сейсмического эффектов. Электронная система взрывания позволяет осуществлять контроль взрывной сети перед взрывом и оперативно корректировать параметры БВР для конкретных горно-технических условий.

Качественно новое решение состояло в отказе от замедляющих составов и использовании вместо них микропроцессора 8 (рисунок). Это позволило создать новый класс электродетонаторов – с электронным замедлением (ЭДЭЗ), которые позволяют программировать время срабатывания при минимальном шаге КЗВ 1 мс с точностью до 1 мс в диапазоне от 0 до 12 с. Кроме того, в отличие от электродетонаторов короткозамедленного взрывания (ЭДКЗ) с пиротехническим замедлением, электрический ток в ЭДЭЗ, обуславливающий срабатывание мостика накаливания 5 и зажигание воспламеняющегося состава 4, формируется при разряде конденсатора 7, размещенного в гильзе детонатора (в обычном ЭДКЗ конденсатор располагается во взрывной машинке и подсоединяется к мостику накаливания магистральной двухпроводной линией). Наличие микропроцессора 8 дает возможность еще в процессе производства ЭДЭЗ присваивать каждому из них индивидуальный идентификационный номер. Благодаря этому номеру оператор может обращаться к тому или иному детонатору независимо от остальных, включенных в линию, а в случае хищения позволяет проследить пути их миграции [2].



1 – гильза; 2 – заряд бризантного ВВ; 3 – колпачок с зарядом инициирующего ВВ; 4 – воспламенительный состав; 5 – мостик накаливания; 6 – транзисторный ключ; 7 – конденсатор; 8 – микропроцессор; 9 – логическая цепь заряда и управления; 10 – двухпроводная линия связи для передачи импульсных сигналов; 11 – согласующее устройство; 12 – управляющий компьютер.

Рисунок – Схема взрывной сети с использованием ЭДЭЗ

В процессе выполнения патентного поиска, на тему: «Электродетонатор с электронным замедлением» – выбран электродетонатор

с электронным замедлением Новосибирского механического завода «ИСКРА», по причине доступности, и оптимального соотношения «цена / качество». Основная идея разработки специальной части дипломного проекта: на базе внедрения новой системы инициирования, позволяющей комплексно применять уже проверенные ранее, известные технические решения (активная забойка и многоточечное инициирование), разработать инструментарий регулирования дробящего эффекта взрыва, позволяющий снизить себестоимость взрывных работ.

Известно, что одновременное двухстороннее инициирование зарядов ВВ позволяет значительно улучшить дробление: при одноточечном инициировании удлинённого заряда ВВ на забойку действует импульс взрыва от всего заряда ВВ, а при двухточечном – лишь часть этого импульса. В специальной части дипломного проекта предлагается конструкция скважинного заряда ВВ с верхним и нижним промежуточными детонаторами, инициируемыми ЭДЭЗ. Причем верхний ЭДЭЗ инициирует с замедлением 1÷5мс (в зависимости от длины скважин) по отношению к нижнему.

При осуществлении предлагаемого технического решения, после инициирования промежуточных детонаторов, благодаря взаимодействию детонационных и ударных волн по длине заряда ВВ, в зарядной камере (скважине) создаётся своего рода «газодинамический затвор». Происходит более длительная герметизация зарядной камеры и увеличение продолжительности действия импульса взрыва на среду. Повышается как давление, так и время его действия, что значительно увеличивает величину общего импульса взрыва и долю полезно используемой энергии взрыва на дробление. Опытные – промышленные испытания аналогичных конструкций зарядов ВВ, проведенные на карьерах Алмалыкского комбината, а также на Красногорском и Междуреченском угольных разрезах [1, 2], показали улучшение степени дробления пород.

Несмотря на относительно высокую стоимость ЭДЭЗ, порядка 5% от всей себестоимости взрыва, установлено, что использование таких изделий экономически оправданно. Ожидаемый экономический эффект – снижение затрат на БВР до 30%.

Библиографический список

1. Андреев В.В. Опыт применения электродетонаторов с электронным замедлением в ОАО «Взрывпром Юга Кузбасса» [текст] / В.В. Андреев, В.Н. Таекин// Горный журнал, М. – 2007. – №4. – С. 54 – 61.
2. Гришин А.Н. Применение программируемой электронной системы взрывания на карьерах строительных материалов [текст] / А.Н. Гришин// Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, ИГД СО РАН, Новосибирск. –2007. – №6. – С. 45–48

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЧИСТОЙ ВОДЫ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Литвинов А.М.

Научный руководитель: доцент Маринченко В.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Пресной воды становится всё меньше и её цена постоянно увеличивается. Пересыхают моря, реки превращаются в сточные каналы, высыхают ручьи, исчезают ключи. Основная причина заключается в безжалостном засорении водоёмов неочищенными стоками производства, вырубке лесов и тотальном издевательствах над природой. Сегодня на повестку дня все более ставится вопрос о спасении от загрязнения озера Байкал.

Не прошла эта беда и мимо нашего Кузбасса. Его водные ресурсы активно истощаются не только под воздействием традиционных техногенных факторов, но и вследствие наличия особых, присущих Кузбассу специфических причин. Имеются в виду горные работы как открытые, так и подземные. В Кузбассе существует более 110 горных предприятий. Каждое из них имеет в своём составе структуру, которая называется водоотливом. Некоторые предприятия характеризуются очень высокими, более 2 тыс. м³/час водопритоками, другие более скромными 200-300 м³/час. Приняв усреднённую величину водопритока на угольном предприятии 300 м³/час, за год необходимо выдать на поверхность около 300 млн. м³ воды. Таким количеством воды можно поить жителей Кузбасса в течение всего года! К сожалению, эта вода уходит в никуда, в речку, засоряя русла, способствует обмелению рек. Следует принимать во внимание, что водоотлив и очистка вод – процессы высоко-затратные для каждого предприятия. Таким образом, осуществляется два бесхозяйственных действия – истощаются запасы подземных вод и откачиваемая из горных выработок в огромных количествах вода не используется человеком как полезное ископаемое. И если горные работы в обозримом будущем прекратить не представляется возможным, то переадресовать потоки воды в русло полезного использования не только возможно, но и необходимо. Рассмотрим механизм появления воды в шахте. Продуктивные угленосные толщи в Кузбассе (рис. 1) ориентированы в направлении с юга на север по долине реки Томи.

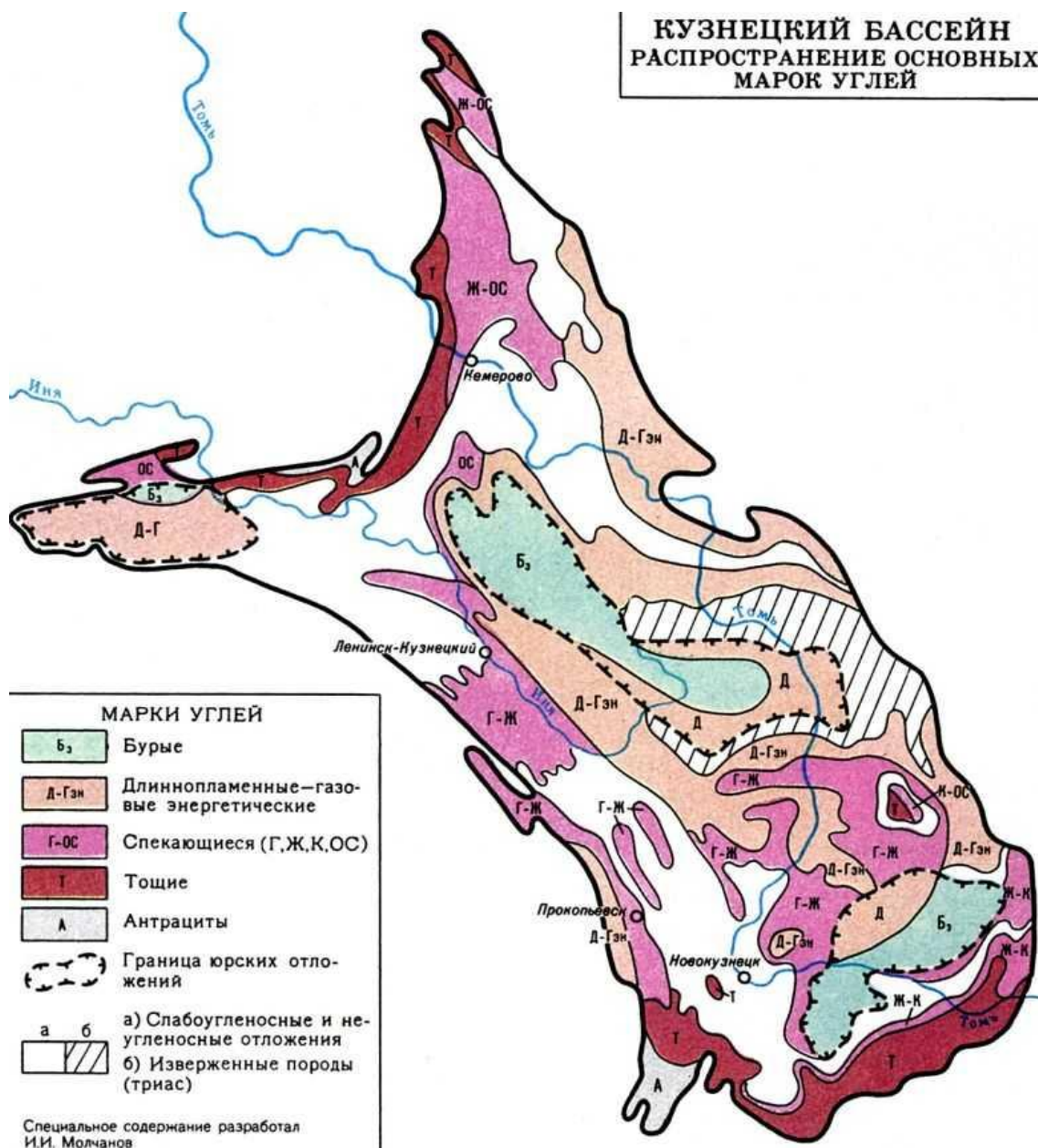


Рисунок 1 – Продуктивные угленосные толщи Кузбасса

С востока располагаются горы Кузнецкого Алатау, с запада Салаирского кряжа. На рисунке 2 представлена схема (гипотетический разрез), на котором изображено шахтное поле в процессе его эксплуатации. До начала отработки вода естественным образом фильтруется по водоносным пластам, пополняя реки и ручьи. При ведении очистных работ происходит подработка и надработка водоносных пластов и вода дренирует в выработанное пространство шахтного поля, где аккумулируется в водосборниках, откуда выдаётся на поверхность. Из рисунка становится понятно подтопление горных отводов закрытых и ликвидируемых шахт (закон сообщающихся сосудов), для предотвращения которых требуется сохранять откачку воды из шахт. Повторное использование этой воды – крайняя редкость. А ведь это полезные ископаемые!

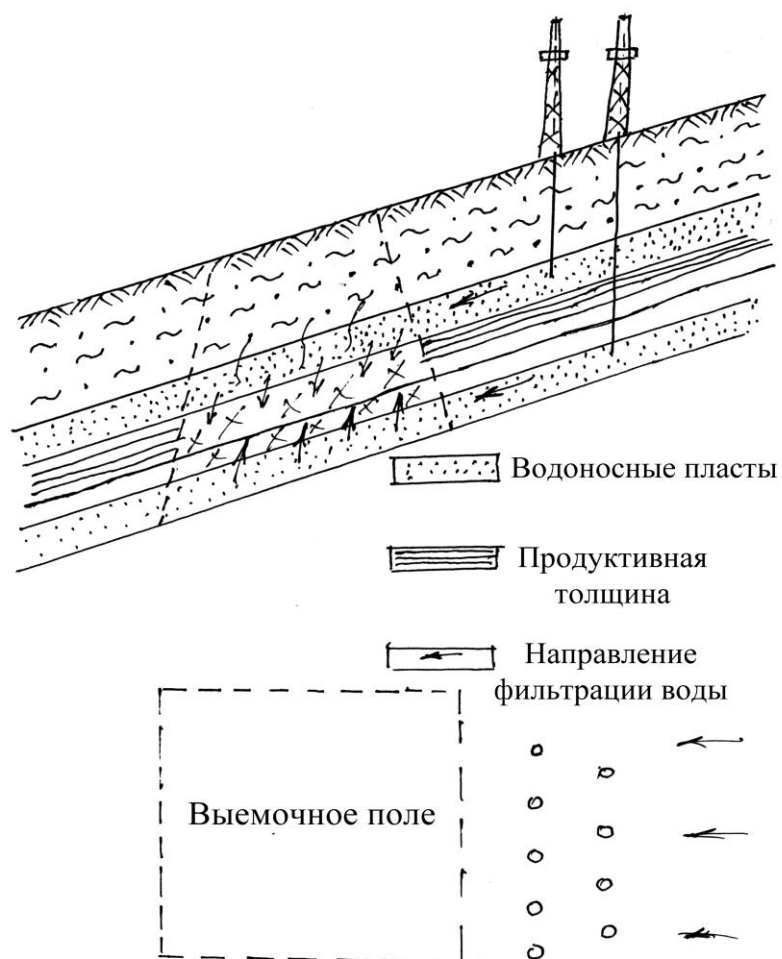


Рисунок 2 – Схема притока воды в выработанное пространство шахты

И пришла пора бережного к нему отношения. Возможны два пути реализации этой проблемы. Первый - законодательно запретить сброс шахтных вод (даже очищенных) в естественную среду. Обязать собственников каждый кубометр воды очищать, доводить до определённого стандарта качества и использовать в хозяйстве для питания тепловых электростанций, котельных и решения других технических задач. Второй путь – улавливать фильтрующуюся в выработанное пространство шахт и карьеров воду рядами гидрогеологических скважин (рис. 2). Бурение можно осуществлять передвижными буровыми установками типа УРБ. Обсадку скважин производить трубами из композитных материалов как более долговечных и дешёвых, откачку предусматривается производить погружными насосами. Расстояние между скважинами, определяется радиусом воронок депрессии. Затем, отдельные скважины объединяются в систему и вода направляется потребителям. Направление фильтрации воды очевидно, места заложения рядов скважин не будут представлять трудности для геологов шахт и разрезов. Реализация настоящего предложения снижает затраты на добычу угля, так как водопритоки в шахту резко сократятся. Кроме того представляется возможность получить неограниченный объём качественной питьевой воды.

III. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ

УДК 669.046.587.004.14

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЛАВКИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ТЕХНОГЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Андриянова В.В.

Научный руководитель: к.т.н. Фейлер С.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В мире насчитывается более 1000 наименований техногенных продуктов, перспективных для применения в виде вторичного сырья. Из этого количества 700 наименований включены в базы данных как предмет использования, но лишь 60 из них утилизируются тем или иным способом.

Расчеты показывают, что комплексное использование сырья и техногенных продуктов дает возможность увеличить выпуск многих видов продукции на 25-30 %, снизить ее себестоимость в 2-4 раза.

При производстве тонны стали образуется около 910 тонн твердых отходов. В общем объеме твердых отходов металлургической отрасли 70 % приходится на шлак, а общее его количество в 2,6 раза выше общеевропейских норм. Около 11 % твердых отходов приходится на пыль шлам [1, 2]. Учитывая, что, как и шлак, основная часть пыли и шлама относится к технологическим отходам, определить их количество можно на основании расчета материального баланса процесса, а сократить образование совершенствованием технологических операций.

В связи с этим задачи управления твердыми отходами с целью снижения их негативного воздействия на производство и окружающую среду является одной из важнейших задач металлургической отрасли. Как показывает изучение мирового опыта, решение проблем твердых отходов ведется как в направлении сокращения их образования, так и в направлении разработки технологий их переработки. Низкий удельный выход твердых отходов при высокой доле их переработки является одним из показателей эффективно работающего производства [3-5].

Использование техногенных отходов в конвертерной плавке способствует решению следующих основных задач [6]:

- экономии энергосырьевых ресурсов;
- утилизации отходов;
- улучшению экологической обстановки в регионе.

Для оценки возможности рециклинга техногенных материалов, образующихся на ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК», были исследованы шлаки,

образованные при выплавке стали в конвертере, обработке на установке доводки металла (УДМ) и агрегате «Ковш-печь» (АКП), а также железосодержащий концентрат У4 цеха шлакопереработки.

На первом этапе исследования выполнен рентгенофазный анализ перечисленных материалов, результаты которого показали наличие железосодержащих оксидов в этих материалах.

Для количественной оценки общего содержания железа был выполнен химический анализ техногенных материалов, результат которых приведен в таблице 1, из которой видно достаточно высокое содержание общего железа в конвертерном шлаке и концентрате У4.

Таблица 1 – Химический состав материалов

Наименование материала	Массовая доля элементов, %									
	Fe _{общ}	Fe _{мет}	FeO	P ₂ O ₅	MnO	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	MgO	S
Шлак конвертерный	28,77	1,08	19,6	1,43	4,78	11,77	32,03	3,39	10,41	0,12
Шлак УДМ	6,0	-	5,42	0,254	3,19	23,22	34,14	22,75	5,10	0,15
Шлак АКП	1,55	-	1,14	0,045	Нет	4,50	54,98	27,50	10,87	0,53
Концентрат У4	40,5	13,42	14,4	0,5	3,35	14,29	17,11	4,80	7,86	0,1

Для определения возможности рециклинга конвертерного шлака при производстве стали в кислородно-конвертерном цехе №2 ОАО «ЕВРАЗ ЗСМК» был выполнен расчет материального баланса конвертерной плавки с использованием шлакостальных коржей (ШСК). Среднее содержание металлической части в этом материале составляет 75 %, шлаковой – 25 %. Расчет выполнен при использовании ШСК в качестве заменителя стального лома в количестве 0, 5, 10, 15, 20, 25 кг/100 кг металлозавалки. Результаты расчета приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Материальный баланс конвертерной плавки

Доля ШСК, %	Жидкий металл, %	Количество образующегося шлака, т	[S], %	[P], %	Расход кислорода на плавку, м ³	Расход извести, кг/т
0	90,88	44,11	0,01440	0,010	7,704	58,2
5	91,018	51,42	0,01443	0,0092	7,632	64,9
10	91,148	58,72	0,01445	0,0085	7,561	71,6
15	91,278	66,03	0,01447	0,008	7,489	78,3
20	91,41	73,34	0,01448	0,0075	7,417	85,0
25	91,54	80,63	0,0145	0,0072	7,345	91,7

Результаты выполненных исследований, показали возможность переработки шлакостальных коржей в кислородном конвертере до полной

замены металлолома, что особенно актуально в условиях работы цеха при дефиците металлолома.

Библиографический список

1. Довгопол В.И. Использование шлаков черной металлургии / В.И. Довгопол - М.: Металлургия, 1978. - 106 с.
2. Панфилов М.И. Металлургический завод без шлаковых отвалов / М.И. Панфилов - М.: Металлургия, 1978. - 248 с.
3. Югов П.И. Технологические аспекты переработки техногенных отходов в конвертерах / Югов П.И. Шаманов Г.А., Баева Л.А.// Металлург. – 2000. – № 5. – С. 29-30.
4. Носков В.А., Бобылев В.П., Петренко В.А. Циклонная плавка железосодержащих отходов и применение их в конвертерном производстве //Металл и литье Украины, – № 5. – 2004. – С. 21-23.
5. Буторина В.И. Основы устойчивого развития металлургического производства. – Донецк: Каштан, 2005. – 332 с.
6. Матвеев Н.Г., Галиуллин Т.Р., Комшуков В.П. Опыт работы ОАО «ЗСМК» с различным содержанием металлолома в металлической шихте//Ч.м.:бюл. НТИ. – 2007. – №10. – С. 36-38.

УДК 669.184.124.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МАГНЕЗИАЛЬНЫХ ШЛАКОВ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ СТОЙКОСТИ ФУТЕРОВКИ КОНВЕРТЕРОВ

Калиногорский А.Н.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Ганзер Л.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Стойкость футеровки кислородных конвертеров оказывает существенное влияние на себестоимость стали, поэтому ее повышению постоянно уделяется серьезное внимание. Традиционный путь решения этой задачи – разработка и использование высококачественных огнеупорных материалов, обеспечивающих большую продолжительность кампании конвертера. Такое направление связано с весьма значительными капитальными затратами и в настоящее время на предприятиях отрасли себя практически исчерпало в связи с применением для футеровки конвертеров периклазоуглеродистых огнеупоров зарубежного производства.

Распространенным способом продления срока службы футеровки агрегатов остается локальное торкретирование ее наиболее изношенных мест, однако наиболее эффективным направлением достижения высокой стойкости футеровки конвертеров является формирование магнезиальных

шлаков в процессе рафинирования металла и нанесение защитного гарнисажного слоя на огнеупорную кладку агрегата.

В качестве магнезиальных материалов для выплавки стали в конвертерах используют как сырой, так и обожженный, а также ожелезненный доломит и магнезиальные флюсы – ФОМ, ФМБУЖ, ФОМИ, ФМ-1. При этом содержание MgO в шлаке стараются поддерживать на довольно высоком уровне (в среднем 12-15%), а FeO – 26-27 %.

Учитывая, что в начальный период продувки плавки единственно возможной защитой футеровки конвертера является гарнисаж, сформированный на основе известково-магнезиальных железистых шлаков, считается что его стойкость в основном зависит от содержания MgO в шлаке. Магнезиальные шлаки содержат большое количество дисперсной твердой фазы, придающей шлаку способность образовывать гарнисажное покрытие, но затрудняют получение низкого содержания вредных примесей в выплавляемой стали.

Термодинамические расчеты, выполненные для условий продувки металла в 350-т конвертерах ОАО «ЕвразЗСМК», показали, что при увеличении содержания MgO в шлаке выше 6-8% значительно уменьшаются коэффициенты распределения серы и фосфора, а равновесное содержание MgO в шлаке в конце продувки, несколько ниже чем фактическое (см. рисунок).

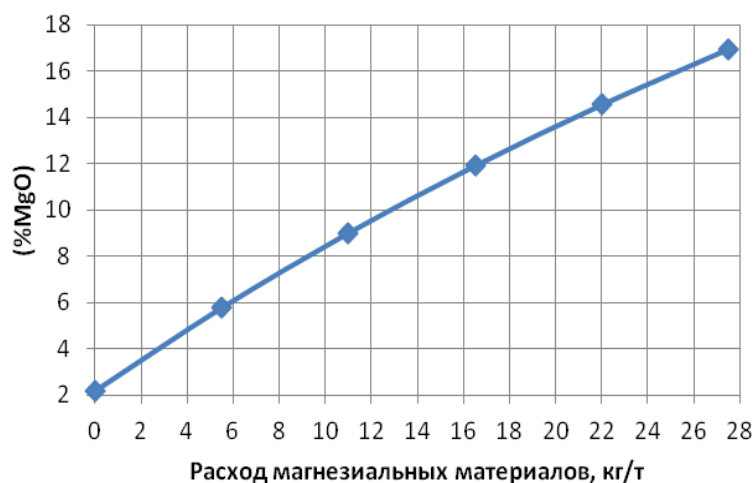


Рисунок – Равновесное содержание MgO в конвертерных шлаках

В таблице представлены результаты опытно-промышленных исследований эффективности использования магнезиальных материалов (ФОМИ/ ФМБУЖ/ ФОМИ+ФМ-1) для повышения стойкости футеровки большегрузных конвертеров ОАО «ЕвразЗСМК».

Из таблицы видно что при расходе флюсов в среднем 13-17 кг/т стали содержание MgO в конвертерном шлаке примерно одинаковое и составляет 12-12,4%. Основность конвертерного шлака, в частности, при использовании

ФОМИ превышает 3 единицы, и коэффициент распределения серы при этом составляет 4,2 (содержание серы в металле 0,020%).

Максимальный коэффициент распределения фосфора при этом составляет 141,2, а содержание фосфора в металле на повалке 0,010%. Что касается варианта 1, здесь показатели несколько ниже, что обусловлено более высоким содержанием серы во флюсе, варианты 2 и 3 характерны близкими показателями.

Безусловно, состояние шлака – один из наиболее важных параметров процесса, но для образования износостойчивого гарнисажа на поверхности футеровки конвертеров недостаточно идти только по пути повышения концентрации MgO в шлаке. Основная задача заключается в формировании в конечных твердых шлаках высокой доли высокотемпературных ферритных фаз.

При этом важен и режим присадки магниезиальных материалов: в конце плавки, когда весь оксид кальция полностью прореагировал, и шлакообразование практически закончилось, введение магниезиального флюса позволяет синтезировать огнеупорную фазу, во-первых, в условиях повышенной окисленности шлака и, во-вторых, благодаря добавкам, которые можно специально вводить в состав модификатора.

Таблица – Технологические показатели продувки металла в 350-т конвертерах с использованием магниезиальных материалов

Технологические параметры	ФОМИ	ФМБУЖ	ФОМИ+ФМ-1
Температура чугуна, °С	1399	1425	1410
Химический состав чугуна, %			
Si	0,57	0,53	0,51
Mn	0,41	0,43	0,43
S	0,017	0,015	0,02
P	0,091	0,091	0,09
Температура на повалке, °С	1622	1645	1633
Химический состав металла на повалке, %			
C	0,05	0,05	0,05
Mn	0,10	0,11	0,10
S	0,020	0,025	0,020
P	0,010	0,014	0,010
Химический состав шлака, %			
FeO	25,2	26,6	26,7
MgO	12,3	12,4	12,1
MnO	4,2	4,8	4,4
P ₂ O ₅	1,46	1,33	1,41
S	0,085	0,085	0,078
Основность	3,1	2,5	2,9

Продолжение таблицы

Технологические параметры	ФОМИ	ФМБУЖ	ФОМИ+ФМ-1
Расход чугуна, кг/т	819	823	813
Расход металлома, кг/т	281	261,4	298
Присадки в конвертер, кг/т			
ФОМИ	14,8	-	13,2
ФМБУЖ	-	15,3	-
ФМ-1	-	-	3,7
Известь	51,2	52,1	49
Уголь	6,0	6,8	6,5
Выбойка	3,5	2,2	3,4
Коэффициенты распределения:			
(S)/ [S]	4,2	3,4	4,0
(P ₂ O ₅)/[P]	141,2	95	145

В связи с тем, что на металлургических предприятиях шлаки имеют различный химический состав и свои особенности, подбор магнезиальных флюсов по виду, количественному содержанию компонентов и режиму присадки в должен производиться индивидуально.

Только такой подход позволит повысить эффективность использования магнезиальных материалов для повышения стойкости футеровки агрегатов.

УДК 669.1.046

ОПТИМАЛЬНОЕ СОДЕРЖАНИЯ КРЕМНИЯ В ЧУГУНЕ ИНДУКЦИОННОЙ ПЛАВКИ

**Иванова А.А., Малык А.В., Лубяной Д.Д., Лубяная А.В.
Научный консультант: доцент Синявский И.А.**

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Данные по эксплуатационной стойкости поддонов с содержанием кремния 0.8-1.0%, представленные на (рис. 1) говорят о том ,что с увеличением содержания кремния в чугуне стойкость поддонов увеличивается. Для дальнейшего изучения влияния кремния на эксплуатационную стойкость поддонов были отлиты опытные поддоны ,на которых варьировалось содержание кремния от 0,97% до 1,3%.(рис .2)

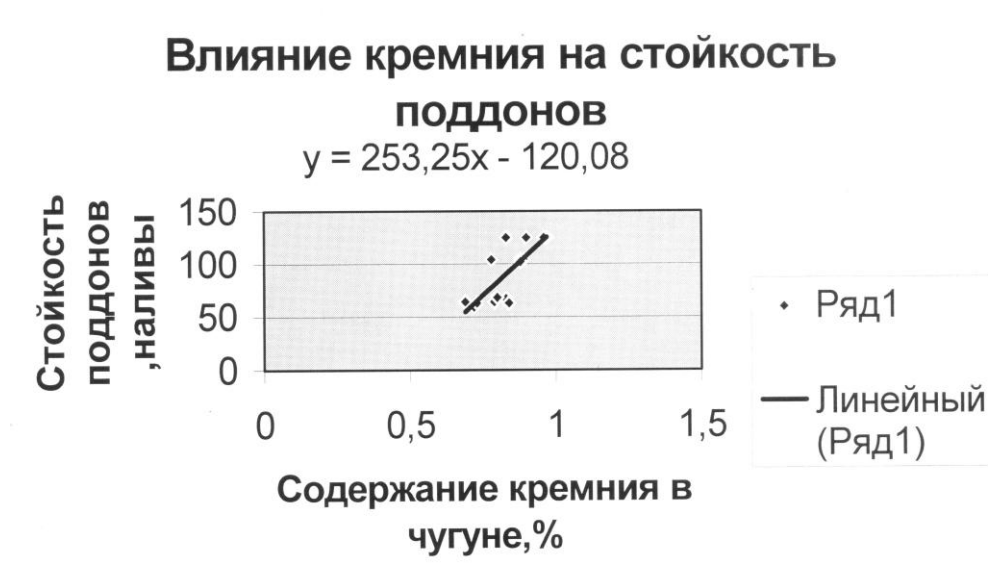


Рисунок 1 – Влияние содержания кремния на стойкость поддонов

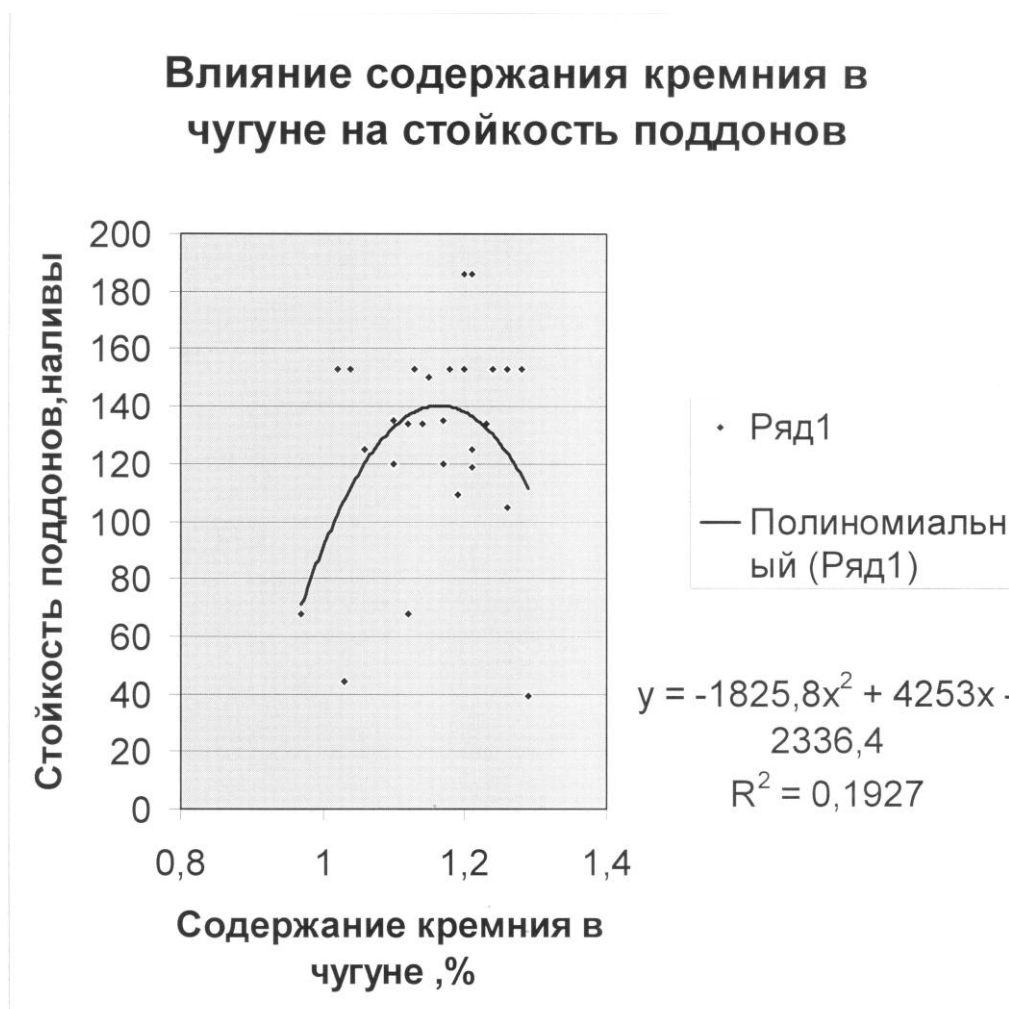
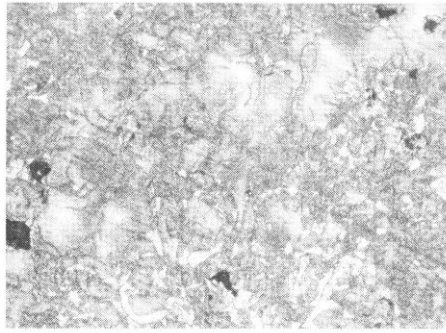
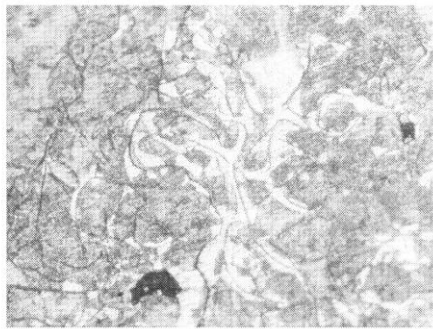


Рисунок 2 – Влияние содержания кремния на стойкость поддонов

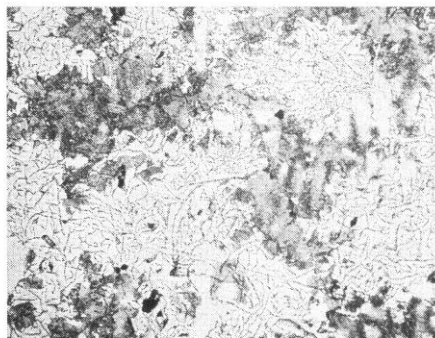
Данные представленные на этом рисунке говорят о том, что с увеличением содержания кремния в чугуна стойкость поддонов увеличивается до оптимального значения 1,15-1,2%.



а



б



в

Рисунок 3 – Влияние кремния на металлическую основу и графитную фазу высокостойких поддонов (хЮО)

а - Si-1,02%, V-0,04%, $M_{\text{ЭКВ}}$ - 0,59%;

б - Si-1,10%, V-0,05%, $M_{\text{ЭКВ}}$ - 0,73%;

в- Si-1,21%, V-0,07%, $M_{\text{ЭКВ}}$ - 0,70%

Статистической обработкой выявлено оптимальное содержание кремния в чугунах (рис.2). Сопоставляя данные химического анализа с параметрами микроструктуры (рис.3) можно констатировать следующее:

1. Повышение стойкости поддонов при увеличении содержания кремния с 0.97% до 1.15% объясняется исключением цементитной составляющей в структуре чугуна увеличением размера включений графита с 25-40 до 90- 180, наличием в структуре чугуна преимущественно перлитной (70-92%) составляющей. Повышение марганцевого эквивалента способствует

увеличению перлитной составляющей в структуре чугуна .

2.Снижение стойкости поддонов при увеличении содержания кремния с 1.15% до 1.3% объясняется увеличением в структуре чугуна ферритной составляющей и увеличение размера графитных включений, что приводит к падению прочностных свойств, что приводит к увеличению размыва поддонов.

С учетом всех выявленных зависимостей предложен примерный химический состав серого термостойкого чугуна для литья сменного сталеразливочного оборудования (таблица1).

Таблица 1 – Экономнолегированный чугун для поддонов, изложниц, крышек промежуточных ковшей МНЛЗ

C	Si	Mn	Cr	Ti	V
3,8 - 4,0	0,8 - 1,05	0,4-0,7	<0,15	0,02 - 0,06	0,02 - 0,05
3,8 - 4,0	1,05-1,3	0,4 - 0,6	<0,15	0,06-0,15	0,06-0,15

УДК 621.74

ФИЗИЧЕСКИЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ НА РАСПЛАВЫ И КАЧЕСТВО ПОЛУЧАЕМЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

**Деев В.Б., Пономарева К.В., Прохоренко А.В.,
Алхимов В.Н., Воробьева Д.В.**

Научный руководитель: д.т.н., профессор Селянин И.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Использование повышенного количества лома и отходов при производстве отливок из алюминиевых сплавов способствует насыщению расплавов неметаллическими включениями, газами и микронеоднородностями различных размеров и составов, приводит к увеличению содержания в сплавах нежелательных примесей, грубокристаллическому строению структуры, пористости и другим негативным явлениям. Все это значительно снижает качество литых изделий.

Исследование влияния различной шихты на свойства сплава АК7ч показало (таблица 1), что чем больше в шихте содержится лома и отходов, тем ниже уровень механических свойств в литом состоянии и повышенное содержание неметаллических включений. При этом химический состав полученных сплавов интервалов соответствовал составу АК7ч. То есть, попадание в регламентируемые ГОСТ 1583-93 интервалы содержания основных и примесных компонентов еще не гарантируют получение мелкозернистой структуры и качественного литья. Рафинирование сплавов

(таблица 1) не дает достаточного эффекта при содержании в шихте вторичных материалов более 30 %.

Таблица 1 – Свойства сплава АК7ч при различном содержании лома и отходов в шихте

Используемая шихта, %	Свойства сплава (без рафинирования / с рафинированием) ¹		
	σ_B , МПа	δ , %	Al ₂ O ₃ , %
100 чушковых материалов	202/210	4,3/5,0	0,032/0,028
70 чушковых материалов + 30 лома и отходов ²	186/197	3,6/4,2	0,044/0,034
50 чушковых материалов + 50 лома и отходов	178/190	3,2/3,5	0,052/0,043
30 чушковых материалов + 70 лома и отходов	162/170	2,3/2,7	0,061/0,054
100 лома и отходов	149/155	1,5/1,8	0,068/0,063
¹ рафинирование осуществляли флюсом «МХЗ»; ² лом и отходы во всех вариантах составляли: 50...55 % – мелкого лома и отходов сплава АК7ч, 45...50 % – брикетированной стружки состава АК7ч			

Следует заметить, что отдельные неудачи по работе с вторичными материалами создали о них мнение как о нежелательных составляющих шихты. Между тем, разница в цене между чушковыми и вторичными материалами составляет, в среднем, в 2...2,5 раза. И если бы удалось увеличить их содержание в шихте до 80...100 % при гарантированном получении необходимого уровня механических свойств (не ниже требований ГОСТ 1583-93), то это позволило бы получить существенную экономию при производстве отливок.

Представляется, что для получения качественных отливок с использованием повышенного количества лома и отходов помимо тщательной организации сбора, сортировки и подготовки шихтовых материалов и учетом наследственности используемой шихты необходимо создание эффективных технологий рафинирующей и модифицирующей обработки расплавов в процессе плавки, заливки в литейные формы, кристаллизации. Из всех существующих способов обработки металлических расплавов перспективы имеют физические воздействия, которые показали [1, 2] свою эффективность в технологиях получения качественного литья.

Физические (или внешние) воздействия на расплавы при плавке, заливке, кристаллизации (температурная обработка – термовременная (ТВО), термоскоростная (ТСО) и др.; ультразвук; вибрация; электрические и магнитные поля; несинусоидальные электромагнитные импульсы и т.д.) относят к технологиям физического модифицирования структуры (хотя термин этот в настоящее время еще не совсем «прижился» в производственной среде), оптимальная реализация которых позволяет использовать повышенное количество лома и отходов при плавке, нивелировать действие нежелательных примесей и получать алюминиевые

сплавы с мелкозернистой структурой, заданным химическим составом, требуемым уровнем содержания газовых и неметаллических включений и комплекса свойств [3]. Физические воздействия имеют неоспоримые преимущества по сравнению с другими способами обработки расплавов – более благоприятная экологическая обстановка; не используются дорогостоящие модификаторы; не изменяется химический состав расплава во время плавки, что, в отличие от технологий с использованием элементов-модификаторов, не приводит к накоплению в сплавах при дальнейших переплавах излишнего количества примесей. Но практическое применение таких ресурсосберегающих технологий для фасонного литья из алюминиевых сплавов сдерживается из-за недостаточной изученности процессов.

Физические воздействия на расплавы могут осуществляться во время плавки, заливки в литейную форму, кристаллизации. Однако теоретическое описание влияния данных технологий на процессы структурообразования и получения мелкозернистой структуры сплавов является весьма дискуссионным, и единого мнения у разных исследователей до сих пор нет. Между тем, понимание сущности процессов обработки и создания единого подхода к получаемым в дальнейшем явлениям позволит более глубоко подойти к созданию обобщенной теории модифицирования сплавов физическими воздействиями.

На кафедре литейного производства СибГИУ за период 2001–2011 гг. проведены исследования влияния различных способов обработки расплавов физическими воздействиями: при плавке (термовременная обработка (ТВО)), заливки (магнитное поле), кристаллизация (вибрация, электрический ток), а также различные комплексные воздействия. Результаты показали, что тщательный анализ всего технологического процесса, включающий сортировку шихты с учетом наследственности, оптимизацию температурных режимов плавки (проведение ТВО), выбор рациональной технологии рафинирования (которое является обязательной операцией), использование электромагнитных воздействий, позволит заложить требуемый «резерв» в качество получаемого литья. Особую целесообразность имеет применение ТВО расплава в комплексе с электромагнитными воздействиями [4, 5] – магнитным полем при заливке, электрическим током при кристаллизации (для этого были сконструированы специальные устройства). При этом обработка расплава электрическим током при кристаллизации должна учитывать конфигурацию и массу обрабатываемой отливки с целью рационального подвода токопроводящих элементов и равномерной обработки расплава током определенной плотности в полости формы. Как правило, оптимальные режимы обработки определяются дополнительными экспериментами в каждом конкретном случае.

Вышеперечисленные технологии способствуют снижению пористости, формированию в сплаве мелкозернистой структуры и повышению механических, технологических и эксплуатационных свойств. Количество

вторичных материалов в шихте (особенно при использовании комплексной обработки с обязательной ТВО расплава) может быть повышено (в среднем) – до 70...90 %. При этом при использовании физических воздействий (как отдельно, так и в комплексе) – ТВО, магнитного поля при заливке, электрического тока при кристаллизации у сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5 выявлено устойчивое повышение механических свойств в литом состоянии (в среднем): σ_B – на 17...35 %; δ – на 40...100 %; повышение жидкотекучести – на 10...30 %; снижение пористости (до 1-2 балла).

Библиографический список

1. Специальные способы литья: справочник / В.А. Ефимов, Г.А. Анисович, В.Н. Бабич и др.; под общ. ред. В.А. Ефимова. – М.: Машиностроение, 1991. – 736 с.
2. Ершов Г.С. Высокопрочные алюминиевые сплавы на основе вторичного сырья / Г.С. Ершов, Ю.Б. Бычков. – М.: Metallurgia, 1979. – 192 с.
3. Ловцов Д.П. Перспективные технологические методы управления качеством отливок / Д.П. Ловцов // Литейщик России. 2004. № 6. С. 8–10.
4. Цецорина С.А. Исследование влияния магнитного поля на свойства литейных алюминиевых сплавов и разработка ресурсосберегающей технологии их получения. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. 19 с.
5. Деев В.Б. Влияние электромагнитных воздействий на свойства литейных алюминиевых сплавов / В.Б. Деев // Вестник горно-металлургической секции РАЕН: сб. науч. тр. Вып. 27 – М.: Новокузнецк: СибГИУ, 2011. С. 117–122.

УДК 621.74

КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ АЛЮМИНИЕВЫХ РАСПЛАВОВ, ОБРАБОТАННЫХ ФИЗИЧЕСКИМИ ВОЗДЕЙСТВИЯМИ ПРИ ПЛАВКЕ И ЛИТЬЕ

**Деев В.Б., Пономарева К.В., Прохоренко А.В.,
Воробьева Д.В., Бинас О.В.**

Научный руководитель: д.т.н., профессор Селянин И.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время физические модифицирующие воздействия (тепловые, электромагнитные, механические и др.) на алюминиевые расплавы показали [1, 2] свою эффективность в технологиях получения качественных отливок.

Тепловой обработкой расплавов на основе алюминия занимались А.Г. Спасский, Д.П. Ловцов, Г.Г. Крушенко, В.З. Кисунько, И.А. Новохатский,

П.С. Попель, О.А. Чикова, Ри Хосен, Г.С. Ершов, И.В. Гаврилин, В.И. Никитин, Н.М. Кочегура, И.Г. Бродова, А.Г. Пригунова, И.Ф. Селянин, Ф.М. Котлярский и др. Ими проведены масштабные исследования по влиянию температурной обработки (ВТВО, ТВО, ТСО и их разновидностей) на свойства сплавов и отливок в твердом и жидком состояниях. Показано, что использование температурной обработки при повышенном содержании лома и отходов в шихте позволяет уменьшить микронеоднородное состояние расплава и оказывает модифицирующее влияние на структуру получаемых сплавов и, соответственно, повышает служебные и механические свойства литых изделий.

Перспективными способами физического воздействия на расплав являются обработка расплавов электрическим током, магнитными полями и импульсами, теоретические и технологические основы которых развиваются в работах В.А. Ефимова, Л.А. Верте, И.Л. Повха, В.И. Дубоделова, Ри Хосена, Г.П. Борисова, В.В. Крымского, Л.Г. Знаменского, Б.А. Кулакова, В.И. Якимова, Г.Н. Миненко и др.

Теоретическое описание модифицирующего влияния физических воздействий на процессы кристаллизации и структурообразования и получение мелкозернистой структуры в сплавах является весьма дискуссионным и единого мнения по этому вопросу до сих пор нет. Ряд исследователей считает, что после некоторых физических воздействий (например, ТВО, ТСО и т.д.) мелкозернистая структура формируется за счет изменения степени переохлаждения более гомогенного расплава, которое, в свою очередь, определяет характер кристаллизации. Другие полагают, что модифицирующий эффект после обработки физическими воздействиями (электромагнитные поля, вибрация, ультразвук и др.) проявляется в результате ускорения процесса кристаллизации за счет обламывания образующихся дендритов и замешивания их мелких обломков в расплав, что способствует интенсификации зародышеобразования. Существует также мнение, что электромагнитные воздействия уменьшают межфазовую поверхностную энергию на границе «зародыш – расплав», что способствует формированию дополнительных центров кристаллизации, блокируя при этом рост дендритных ветвей за счет интенсификации массопереноса.

Экспериментальные результаты по исследованию термоЭДС и процесса кристаллизации показали [3, 4], что применение физических воздействий (ТВО при плавке, магнитное поле при заливке, электрический ток при кристаллизации) для обработки расплавов состава АК7ч, АК5М2, АМ5 уменьшает температурный интервал кристаллизации на 6...11 °С, а комплексная технология обработки расплавов ТВО, магнитным полем или электрическим током – на 8...15 °С. Было выявлено увеличение полного времени затвердевания сплавов $\tau_{\text{п}}$ (которое отсчитывается от температуры заливки до окончания «стояния» температуры конца кристаллизации) после обработки расплавов ТВО в сравнении с исходным в 1,11...1,16 раз, после комплексной обработки ТВО, магнитным полем или электрическим током –

в 1,19...1,28 раз. Увеличению $\tau_{\text{Д}}$ способствует рост времени кристаллизации, которое увеличивается за счет уменьшения конвективной теплопроводности, повышения вязкости кристаллизующегося расплава. Изменение параметров кристаллизации рассматриваемых сплавов способствуют формированию мелкозернистой структуры последних, что было подтверждено металлографическими исследованиями.

На основании исследования процесса кристаллизации и свойств сплавов был предложен следующий механизм влияния физических модифицирующих воздействий на кристаллизацию металлических расплавов.

Физические модифицирующие воздействия (ТВО, электромагнитные поля, вибрация) на расплавы при плавке, заливке, кристаллизации способствуют их перемешиванию, увеличению турбулизации и гомогенизации. В результате в процессе кристаллизации расплава уменьшаются продольные и поперечные температурные и концентрационные градиенты (замедляется скорость разделительной диффузии компонентов), увеличивается энтропия системы, то есть – время существования жидкой фазы (увеличивается время кристаллизации и полное время затвердевания). При минимальном температурном градиенте dT/dx конвективные потоки практически отсутствуют; разделительная диффузия в ламинарной пленке на фронте кристаллизации замедляется и принимает молекулярный характер.

Таким образом, согласно предлагаемому механизму, физические воздействия гомогенизируют расплавы по концентрации и температуре, увеличивают энтропию системы и устойчивость жидкого состояния. Уменьшение температурных (dT/dx) и концентрационных (dC/dx) градиентов приводит к уменьшению конвективных и концентрационных потоков в расплавах в период кристаллизации от жидкой фазы к фронту кристаллизации или к отдельному зародышу («строительный» материал поступает неориентированно за счет концентрационных и тепловых флуктуаций). Вследствие уменьшения градиентов dT/dx , dC/dx кристаллизация переходит от стадии фронтально-дендритной к стадии объемной с образованием мелкозернистой неориентированно-дендритной структуры. При этом подавляются ликвационные процессы.

Результаты исследований [5 – 7] влияния физических воздействий (ТВО, электрического тока, магнитного поля), шихтовых заготовок (с эффектом ТВО) на процессы кристаллизации и структурообразования, а также на механические и технологические свойства литейных алюминиевых сплавов АК7ч, АК5М2, АМ5 позволили разработать ресурсосберегающие технологии в соответствии с рассмотренными выше положениями. Данные технологии реализованы в условиях нескольких промышленных предприятий при получении тонкостенных отливок (как в кокиль, так и в песчано-глинистую форму) различного назначения.

Использование ТВО при плавке промышленных алюминиевых сплавов

позволило повысить качество отливок, полученных литьем по газифицируемым моделям.

Библиографический список

1. Специальные способы литья: справочник / В.А. Ефимов, Г.А. Анисович, В.Н. Бабич и др.; под общ. ред. В.А. Ефимова. – М.: Машиностроение, 1991. – 736 с.
2. Ершов Г.С. Высокопрочные алюминиевые сплавы на основе вторичного сырья / Г.С. Ершов, Ю.Б. Бычков. – М.: Metallургия, 1979. – 192 с.
3. Башмакова Н.В. Исследование влияния электрического тока на свойства алюминиевых сплавов с повышенным содержанием железа. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2007. 18 с.
4. Цецорина С.А. Исследование влияния магнитного поля на свойства литейных алюминиевых сплавов и разработка ресурсосберегающей технологии их получения. Автор-т дисс. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук. – Новокузнецк: СибГИУ, 2008. 19 с.
5. Деев В.Б. Особенности использования лома и отходов при получении качественных литейных алюминиевых сплавов / В.Б. Деев, И.Ф. Селянин, С.А. Цецорина и др. // Сборник трудов всероссийской научно-практической конференции «Теория и практика литейных процессов». – Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2012. С. 83–86.
6. Деев В.Б. Получение герметичных алюминиевых сплавов из вторичных материалов / В.Б. Деев // Монография. – М.: Флинта: Наука, 2006. – 218 с.
7. Деев В.Б. Влияние электромагнитных воздействий на свойства литейных алюминиевых сплавов / В.Б. Деев // Вестник горно-металлургической секции РАЕН: сб. науч. тр. Вып. 27 – М.: Новокузнецк: СибГИУ, 2011. С. 117–122.

УДК 621.784.063

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА АУСТЕНИТА ОСТАТОЧНОГО В КОНСТРУКЦИОННЫХ И ИНСТРУМЕНТАЛЬНЫХ СТАЛЯХ ПОСЛЕ ЗАКАЛКИ В ВОДОПОЛИМЕРНОЙ СРЕДЕ «ТЕРМОВИТ-М» И ИНДУСТРИАЛЬНОМ МАСЛЕ И-20А

**Пронягина Т.И., Чеглакова Е.А., Боровых О.Ф.
Научный руководитель: Шорохова О.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Закалка представляет собой термическую операцию, состоящую в нагреве выше температуры превращения с последующим достаточно быстрым охлаждением для получения структурно-неустойчивого состояния

сплава. Для углеродистых сталей это охлаждение проводят чаще в воде, а для легированных в масле или других средах. Структура закаленной стали – мартенсит и остаточный аустенит – является неравновесными фазами. Количество остаточного аустенита в закалённых сталях является важным технологическим параметром, влияющим на механические свойства готовых изделий [1].

В связи с существенными недостатками и ограничениями по применению масел и воды давно уже исследуются различные закалочные среды, представляющие собой растворы полимерных соединений и органических веществ [2]. Закалочная среда, используемая вместо индустриального масла, должна обладать характерными особенностями, основными из которых являются:

охлаждающая способность в температурной области перлитного превращения должна быть выше, чем у минеральных масел; охлаждающая способность в области температур мартенситного превращения должна быть близкой к охлаждающей способности масел; нейтральность и безвредность для обслуживающего персонала и природной среды [3].

Целью настоящей работы является определение количества остаточного аустенита в легированных сталях, как после закалки в масле, так и после закалки в 4 % водном растворе «Термовит-М».

Водополимерная закалочная среда «Термовит-М» является улучшенной модификацией среды серии «Термо», которая относится к новому типу карбоксилатных закалочных сред, аналогом которых является закалочная среда ПК-2. Однако при использовании закалочной жидкости ПК-2 возникают трудности, связанные с нестабильностью результатов закалки, а наличие хлористого натрия увеличивает коррозионные свойства среды и вызывает коагуляцию содержащегося полимера. Среда «Термовит-М» лишена этих недостатков, а также превосходит минеральные масла и другие среды на основе водорастворимых полимеров по продолжительности эксплуатации. Расход рабочих растворов составляет в среднем 2,5 кг на 1 тонну закалённых деталей. Унос рабочих растворов составляет от 0,15 до 2,75 % в зависимости от сложности конфигурации и массы. Закалочная среда «Термовит-М», в отличие от масла, не требует периодически полной замены и утилизации, производится только корректировка раствора добавлением воды или концентрата.

Исследованию подвергались образцы из сталей марок 40Х, ШХ15 и 6ХВ2С. В качестве закалочных сред использовали 4 % водный раствор полимера «Термовит-М» и индустриальное масло И-20 А, нагретые в диапазоне температур 20 – 60 °С.

Количества остаточного аустенита в закалённых сталях определяли с помощью оптического микроскопа OLYMPUS GX-51 с использованием специальной программы «SIAMS Photolab», при этом получали изображение исследуемой микроструктуры и выводили его на экран компьютера. При помощи специальной функции «пороговая сегментация» цветное

изображение микроструктуры переводили в бинарное. Затем, для определения количества аустенита остаточного, использовали функцию «доля фазы», которая показывает отношение суммарной площади всех белых частиц на изображении к площади изображения.

По полученным данным, представленным в таблице 1, видно, что количество остаточного аустенита в сталях, закалённых в водном растворе полимера «Термовит-М» значительно меньше, чем в сталях, закалённых в индустриальном масле И-20А.

Таблица 1 – Количество остаточного аустенита в сталях после закалки в масле и водополимере «Термовит-М» при различной температуре охлаждающей среды

Сталь	Закалочная среда	Кол-во остаточного аустенита, %	Твёрдость, НРС
40X	масло при 20 °С	9,7	51
	«Термовит-М» при 20°С	7,7	56
	масло при 40 °С	8,7	51
	«Термовит-М» при 40°С	4,9	57
	масло при 60 °С	7,4	54
	«Термовит-М» при 60°С	5,5	54
ШХ15	масло при 20 °С	11,4	61
	«Термовит-М» при 20°С	7,9	63
	масло при 40 °С	12,4	61
	«Термовит-М» при 40°С	7,7	62
	масло при 60 °С	11,2	60
	«Термовит-М» при 60°С	6,8	62
6ХВ2С	масло при 20 °С	12,7	62
	«Термовит-М» при 20°С	7,2	62
	масло при 40 °С	7,5	61
	«Термовит-М» при 40°С	2,9	61
	масло при 60 °С	6,7	60
	«Термовит-М» при 60°С	2,5	61

Известно, что твёрдость аустенита значительно меньше твёрдости мартенсита, следовательно, и твёрдость закалённой стали, в структуре которой присутствует остаточный аустенит, получается меньше [4]. Подтверждением этому служат значения твёрдости, полученные после закалки образцов в масле и водополимере (таблица 1).

Таким образом, проведённые исследования количества остаточного аустенита свидетельствуют о том, что для закалки сталей марок 40X, ШХ15 и 6ХВ2С, вместо индустриального масла И-20 А, может успешно использоваться 4 % водный раствор полимера «Термовит-М», нагретый в

диапазоне температур 20 – 60 °С.

Библиографический список

1. Люты В. Закалочные среды / В. Люты. – Челябинск: Изд-во Metallургия, 1990. – 192 с.
2. Шорохова О.В., Осколкова Т.Н. Особенности охлаждающей способности водного раствора полимера «Термовит-М» // Известия ВУЗов. Чёрная металлургия. – 2011. - № 8. – С. 28 – 31.
3. Горюшин В.В. О применении синтетических закалочных сред в промышленности (В помощь ИТР промышленных предприятий) // МиТОМ. – 1991. - № 4. – С. 10 – 13.
4. Арзамасов Б.Н. Материаловедение. Учеб. для технических вузов. /Б.Н. Арзамасов, В.И. Макарова, Г.Г. Мухин, Н.М. Рыжов и др. – М.: МГТУ имени Н.Э. Баумана, 2004. - 648с.

УДК 669.14

ЭКСПЕРТИЗНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИЧИНЫ РАЗРУШЕНИЯ ФИТИНГА

Крыгина Е.С.

Научный руководитель: к.ф.-м.н. Морозов В.П.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

На экспертное исследование был предоставлен разрушенный сантехнический фитинг для определения возможных причин разрушения.

Цель исследования: анализ поверхности излома детали для определения причин разрушения.

Сведения о документах, рассмотренных в процессе исследования:

Данные о марке сплава и технические условия изготовления детали отсутствуют.

Объект экспертизы: фитинг - муфта соединительная сантехническая типа «фланец-фланец»

Материал: деталь изготовлена, предположительно, из латуни, на поверхность нанесено серебристое покрытие - никелированная латунь неизвестной марки.

Фрактографическое исследование поверхности излома проводилось с помощью микроскопа «ЛабoМет-И» при увеличении x100 и x500.

Результаты металлографического исследования поверхности излома.

При макроскопическом (визуальном) анализе поверхности разрушения изделия было установлено (рис. 1):

- разрушение произошло по резьбовой части муфты;

– вся поверхность места разрушения металла имеет ярко выраженный хрупкий излом – поверхность излома блестящая, без видимых следов пластической деформации;

– поверхность излома имеет два различных участка, светлый – соответствующий полному разрушению и темный участок – со следами интенсивной коррозии металла (рис.1, участок l). Темный участок на поверхности излома, по-видимому, является поверхностью дефекта типа несплошности, образовавшегося в процессе изготовления детали;

– размер дефекта $l=(1,1 \times 7)$ мм;

– направление развития хрупкой трещины поперечно по отношению к центральной продольной оси детали.

При микроскопическом анализе поверхности излома было установлено:

– отсутствуют следы пластической деформации, что подтверждает хрупкий характер разрушения металла;

– вся поверхность места разрушения металла имеет выраженный хрупкий излом – поверхность излома блестящая, без видимых следов пластической деформации.

– отсутствуют следы пластической деформации, что подтверждает наличие хрупкого разрушения металла (рис. 2).

ВЫВОД:

Наиболее вероятной причиной разрушения фитинга является наличие дефекта, образовавшегося в процессе изготовления детали. Данный дефект уменьшил эффективную толщину сечения детали и, следовательно, конструктивную прочность фитинга. В процессе эксплуатации, являясь концентратором напряжений, дефект привел к образованию трещины и к катастрофическому хрупкому разрушению детали.



Рисунок 1 – Общий вид поверхности разрушения фитинга (бочонка)

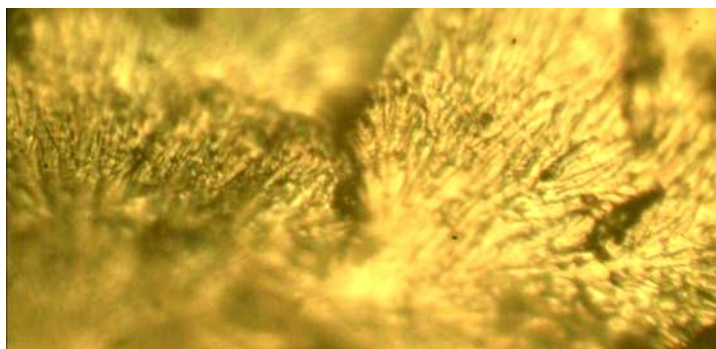


Рисунок 2 – Вид излома при увеличении $\times 500$

Библиографический список

1. *Металловедение и термическая обработка металлов* / Под редакцией Бернштейна М.Л. – Т.1. - М. : Metallurgiya, 1953. – 352 с.
2. *Фрактография и атлас фрактограмм* / Под редакцией Дж. Феллоуз – М. : Metallurgiya, 1982. – 285 с.

УДК 622.791

ВЛИЯНИЕ УГЛЕРОДФТОРСОДЕРЖАЩИХ ДОБАВОК ВО ФЛЮС НА СОСТАВ ШВОВ И ШЛАКОВ¹

Голдун З.В., Крюков Р.Е.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Игушев В.Ф.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках реализации госзаказа 7.5021.2011¹. Цель работы: создание флюсов для сварки при низких температурах.

К металлоконструкциям, которые эксплуатируются при низких температурах, предъявляются повышенные требования по механическим свойствам, и особое внимание уделяется ударной вязкости при отрицательных температурах. Чтобы уменьшить содержание неметаллических включений, а, следовательно, увеличить значение ударной вязкости, в данной работе в сочетании с флюсом АН-348А использовали углеродфторсодержащие флюсовые добавки. Основу флюсовых добавок составляют соединения фтора, алюминия, натрия, углерода и небольшое количество соединений кальция, магния, железа и примесь сера и фосфор. Добавку к флюсу готовили следующим образом: в отходы добавляли 10-12% жидкого стекла, тщательно перемешивали и затем помещали в печь для просушки. После полного удаления влаги и спекания добавку охлаждали и дробили. Затем добавку смешивали с флюсом в специальном смесителе в определенном строго заданном соотношении.

Эксперименты проводились на образцах из стали 09Г2С толщиной

16мм размером 200×500мм. Сварка стыковых швов без разделки кромок проводилась с двух сторон. В качестве присадочного металла использовалась проволока Св-08ГА диаметром 5мм. Для исследования были использованы следующие флюсы: АН-348А – базовый вариант, флюс АН-348А с добавкой отходов алюминиевого производства в количестве 1, 3, 5, 7 и 10%. Сварку образцов под разными флюсами проводили на одинаковых режимах.

После сварки отбивали шлаковую корку, изучали поверхность металла шва и шлаковую корку со стороны, прилегающей к шву. Все флюсы имели хорошую отделимость шлака. Поверхность металла шва была гладкая без дефектов. Шлаковые корки были пористые, что говорит о газовыделении из металла при кристаллизации, причем с увеличением добавки во флюсе размеры пор в шлаке увеличивались.

Из сваренных пластин были вырезаны образцы и выполнены следующие исследования: рентгеноспектральный анализ состава металла швов, флюсов, шлаков, определены механические свойства сварных соединений и ударная вязкость металла швов при температуре 20⁰С и –40⁰С.

Наибольший интерес представляет поведение оксидов железа, марганца, кремния, алюминия, а именно их распределение между металлом и шлаком. Как показали результаты экспериментов содержание оксидов железа во флюсе, и в шлаке незначительно увеличивается по мере возрастания количества флюсовой добавки. Отметим также, что в шлаке оксидов железа больше, чем во флюсе. Это говорит о том, что при сварке оксиды железа переходят в шлак. Содержание оксидов марганца в шлаке меньше чем во флюсе, что связано с частичным восстановлением марганца при сварке под флюсом. Содержание оксидов кремния в шлаке во всех экспериментах превышало их содержание во флюсе, что может свидетельствовать о большем раскислении металла кремнием. Снижение содержания оксидов алюминия в шлаке по сравнению с флюсом может быть связано с тем, что часть этих оксидов остается в металле шва.

Анализ изменения содержания основных легирующих элементов в швах при сварке под флюсами с добавками показывает, содержание кремния и углерода практически не изменяется, содержание марганца немного повышается. При сварке под окислительными флюсами протекают окислительно-восстановительные процессы с участием кремния и марганца. В результате этих процессов марганец частично переходит в металл из шлака. Кремний имеет большое сродство к кислороду по сравнению с марганцем, поэтому кремний в большей степени участвует в раскислении металла и содержание его не изменяется. Содержание оксидов кремния в шлаке увеличивается вследствие выгорания ряда элементов из флюса при плавлении.

Заметного повышения углерода в металле шва не произошло, несмотря на значительное его содержание во флюсе. Углерод в флюсе находится в связанном состоянии CF_x , во время сварки углерод раскисляет металл и удаляется в виде окислов СО или СО₂. Образующиеся пузырьки газа

способствовали удалению неметаллических включений, что подтверждено металлографическими исследованиями металла шва. С увеличением количества добавки во флюсе уменьшалось количество включений и средний размер их.

В работе были исследованы механические свойства и ударная вязкость металла швов при температуре 20⁰С и -40⁰С. Результаты исследований показали, добавка углеродфторсодержащих отходов во флюс АН-348А позволила получить более чистый металл шва по неметаллическим включениям и повысить на 20-25 МПа предел прочности и предел текучести металла. Ударная вязкость металла шва при температуре -40⁰С составила 120-125 Дж/см². В образцах сваренных под флюсом АН-348А ударная вязкость при температуре -40⁰С равнялась 67-73 Дж/см². Увеличение механических свойств и особенно ударной вязкости при отрицательной температуре связано с уменьшением неметаллических включений в швах, полученных при сварке под флюсами с добавками.

УДК 622.791

ВЛИЯНИЕ ФЛЮСОВЫХ ДОБАВОК НА РАФИНИРОВАНИЕ МЕТАЛЛА СВАРНОГО ШВА¹

Крюков Р.Е., Голдун З.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Козырев Н.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В работе исследовали влияние введения углеродфторсодержащих добавок во флюс АН-348А на качественные характеристики металла шва, полученного при сварке. ¹Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки РФ в рамках реализации госзаказа 7.5021.2011.

Химический состав используемого флюса и углеродфторсодержащей добавки приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав компонентов

Компоненты	Массовая доля элементов, %											
	Fe ₂ O ₃	MnO	CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	F	C	S	P
АН-348А	1,9	31,6	11,3	44,0	4,1	2,7	0,57	1,28	2,11	0,21	0,032	0,18
Добавка	2,27	0,07	2,1-2	2,4-8	36-42	0,2-7	7-10,2	0,63	17	27	0,17	0,12

Смешивая добавку с флюсом АН-348А в определенных пропорциях, получили различные композиции флюсов (Таблица 2). В качестве связующего вещества использовали жидкое стекло с плотностью 1,30 г/см³ и

силикатным модулем равным 3.

Таблица 2 – Композиции флюсов

№ композиции	Флюс АН-348А, %	Углеродфторсодержащая добавка, %
Композиция №1	99	1
Композиция №2	97	3
Композиция №3	95	5
Композиция №4	93	7
Композиция №5	90	10

После смешивания, флюсы просушивали 30-40 минут при $T=250-300^{\circ}\text{C}$ до полного удаления влаги. После охлаждения смеси дробили до получения гранул размером до 3 мм. Для сварки образцов, изготовленных из стали 09Г2С толщиной 16мм размером 200 х 500мм, применяли двустороннюю автоматическую дуговую сварку под флюсом встык, без разделки кромок. Сварку осуществляли с помощью сварочного трактора АСАW 1250, проволокой Св-08ГА, диаметром 5 мм., под различными композициями флюсов. Сварка проводилась во всех случаях на одинаковых режимах: $I=650\text{ А}$; $U=36\text{ В}$; $V_{\text{св}}=34\text{ м/ч}$.

После сварки отбивали шлаковую корку, изучали поверхность металла шва и шлаковую корку со стороны, прилегающей к шву. Во всех случаях шлак хорошо отделялся. Шлаковые корки имели пористый вид, причем с повышением концентрации добавки во флюсе, увеличивались размеры пор в шлаке (Рисунок 1)

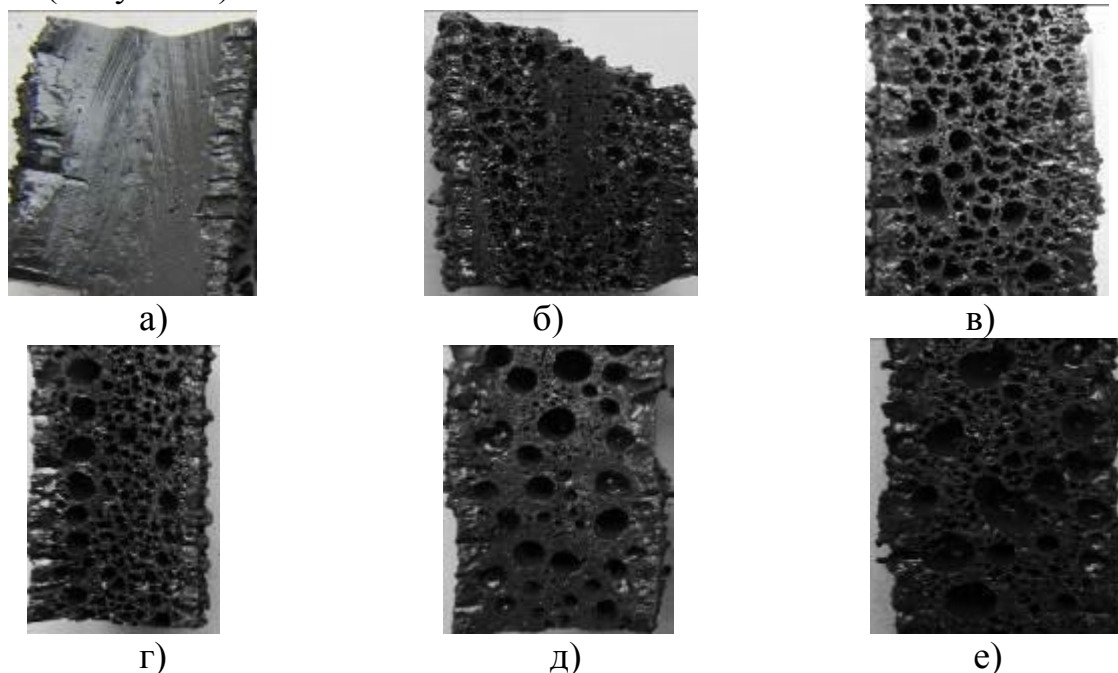


Рисунок 1 – Вид шлаковой корки со стороны сварного шва
а) флюс АН-348А; б) композиция №1; в) композиция №2;
г) композиция №3; д) композиция №4; е) композиция №5

Внешний вид швов показан на рисунке 2. При сварке под композицией №5 (10% добавки) наблюдались следы побежалости.

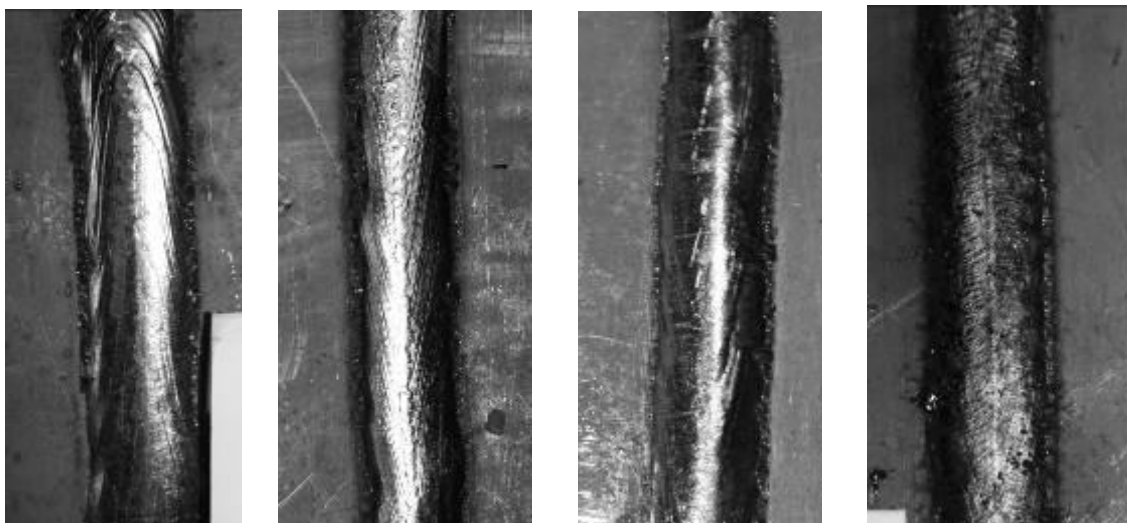


Рисунок 2 – Внешний вид сварного шва
а) флюс АН-348А; б) композиция №1; в) композиция №3; г) композиция №5

Поры на шлаковых корках, по – видимому, связаны с интенсивным выделением газов из металла шва. По видимому, углерод, содержащийся в добавке, взаимодействует с растворенным в металле кислородом, образуя газообразные соединения CO и CO_2 , что также предопределяет, кроме удаления кислорода из металла сварного шва, образование пор на шлаковой корке. Следует также отметить, что взаимодействие фтора с водородом приводит к образованию газообразного соединения HF способствующему удалению водорода из металла сварного шва. Оба этих процесса приводит к рафинированию металла сварного шва. Поверхности металла швов были во всех опытах гладкие, без визуальных дефектов. Проведенный металлографический анализ выявил, что уровень загрязненности металла неметаллическими включениями снизился, содержание водорода в металле шва уменьшилось с $1 \text{ см}^3/100\text{г}$ металла (сварка под флюсом АН-348А) до $0,4-0,8 \text{ см}^3/100\text{г}$ металла.

Проведенные исследования показали, что углеродфторсодержащие добавки в окислительный флюс АН-348А способствуют уменьшению неметаллических включений в шве, получению сварных швов с пониженным содержанием неметаллических включение и повышенными значениями механических свойств, в частности ударной вязкости при отрицательных температурах. Результаты исследований будут использованы для разработки технологий сварки конструкций и резервуаров в северном исполнении.

80 ЛЕТ АЛЮМИНИЕВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ РОССИИ

Логачев М.А., Трубин К.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью данной работы является анализ истории возникновения, развития и современного состояния алюминиевой промышленности России.

Выдающийся вклад в развитие электрометаллургии алюминия в России внесли экспериментальные исследования Павла Павловича Федотьева – профессора Петербургского политехнического института. В марте 1929 г. на опытной установке, построенной на заводе «Красный выборжец» (Санкт-Петербург), под руководством П.П. Федотьева на электролизерах, рассчитанных на силу тока 2 кА, было получено 8 кг первого российского алюминия.

В августе 1929 г. было принято решение Правительства СССР о строительстве первых алюминиевых заводов. В мае 1930 г. в г. Ленинграде был пущен «Опытный алюминиевый завод», а в 1931 г. был создан научно-исследовательский и проектный институт «Гипроалюминий», впоследствии – Всесоюзный алюминиево-магниевого институт, сыгравший большую роль в разработке технологии и в подготовке квалифицированных кадров инженеров и рабочих. Строительство первых алюминиевых заводов осуществлялось на базе мощных гидроэлектростанций, ввод которых был предусмотрен планом ГОЭЛРО. Одновременно сооружались мощности по производству глинозема, электродной продукции и фторидов.

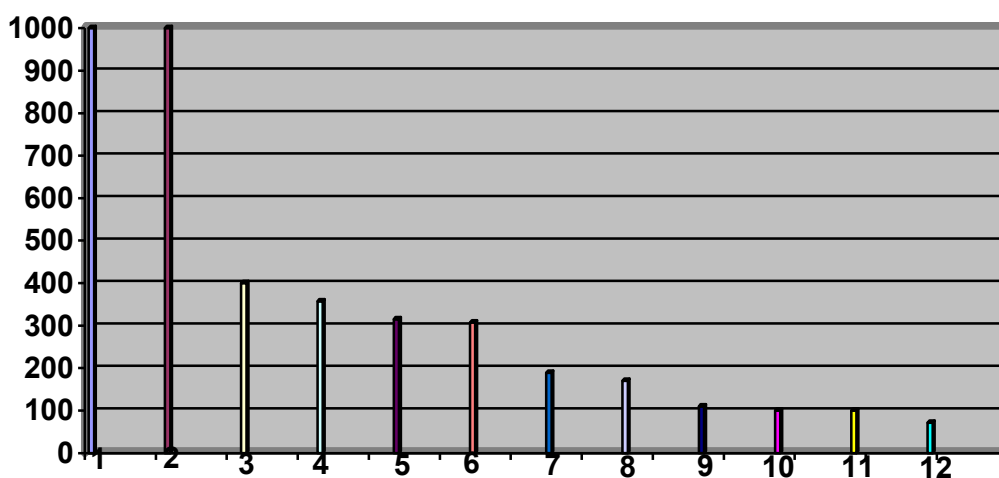
14 мая 1932 г. выдал первый алюминий Волховский алюминиевый завод (ВАЗ) – первенец алюминиевой промышленности России, и эта дата является днем рождения отечественной алюминиевой промышленности. В 1933 г. был пущен Днепровский алюминиевый завод (ДАЗ, г. Запорожье, Украина), использующий электроэнергию Днепрогэса. В 1939 г. было начато строительство Уральского алюминиевого завода (УАЗ, г. Каменск-Уральский, Свердловская обл.). Во время Великой отечественной войны Волховский и Днепровский алюминиевые заводы оказались на оккупированной территории, и Правительством были приняты меры по форсированному строительству алюминиевых заводов в Кузбассе и на Урале. Новокузнецкий алюминиевый завод (НКАЗ) был введен в эксплуатацию в 1943 г., а Богословский алюминиевый завод (БАЗ, г. Краснотурьинск, Свердловской обл.) выдал первый металл в День Победы – 9 мая 1945 г. В послевоенные годы были построены алюминиевые заводы в г. Кандалакша (КАЗ, Мурманская обл.), Канакере (КанАЗ, Армения), Надвойцы (НАЗ, Карелия), Сумгаите (САЗ, Азербайджан), Волгограде (ВгАЗ), Шелехове (ИркаАЗ, Иркутская обл.), Красноярске (КраАЗ), Братске

(БрАЗ), Турсун-Заде (ТадАЗ, Таджикистан) и Саяногорске (СаАЗ, Хакасия), Хакасский алюминиевый завод (ХАЗ, Хакасия).

В конце XX века на Канакерском алюминиевом заводе, расположенном в пригороде г. Еревана, электролизный цех был закрыт по экологическим соображениям. В настоящее время практически на всех алюминиевых заводах проводится реконструкция, модернизация оборудования, строительство газоочистных сооружений и т.д.

В производстве алюминия используются две принципиально различные конструкции: электролизеры с самообжигающимися анодами (СОА, или аноды Содерберга), которые, в свою очередь, делятся на электролизеры с боковым (БТ) и верхним (ВТ) подводом тока, и электролизеры с предварительно обожженными анодами (ОА). Экологические и технические показатели заметно выше у электролизеров с ОА, но себестоимость 1 т алюминия на 50-100 долларов меньше на электролизерах с анодами Содерберга.

Алюминиевая промышленность считается в нашей стране едва ли не самой благополучной подотраслью металлургии и промышленности в целом. Это практически единственная отрасль России, которой, несмотря на спад внутреннего потребления, удалось сохранить объемы производства. Алюминий в настоящее время производят 11 заводов России, а их суммарная производительность превышает 3 млн. т первичного алюминия в год (рисунок 1).



1 – Братский; 2 – Красноярский; 3 – Саянский; 4- Иркутский; 5 – Хакасский; 6 – Новокузнецкий; 7 – Богословский; 8 – Волгоградский; 9 – Уральский; 10 – Надвоицкий; 11 – Кандалашский; 12 – Воховский

Рисунок 1 – Производственные мощности алюминиевых заводов России (2008 г.)

Размещение алюминиевых заводов зависит, в первую очередь, от наличия источников электроэнергии и стоимости доставки глинозема. Поэтому наши крупнейшие алюминиевые заводы расположены на

территории Восточной Сибири, где имеются источники гидроэлектроэнергии. Отличительной особенностью отечественной алюминиевой промышленности является отсутствие крупных месторождений бокситов – основного вида руд, содержащих оксид алюминия, который является основным сырьем для электролитического производства алюминия. Экспортная ориентация отрасли может явиться причиной того, что новые алюминиевые заводы будут строиться с учетом нового фактора – близости морских портов [1].

Тяжелые 90-е годы прошлого века, годы «перестройки» тяжело отразились на состоянии народного хозяйства России и на ее алюминиевой промышленности. Резко упал уровень отечественного потребления алюминия – с 2,9 млн. т в 1988 г. до 525 тыс. т в 1996 г. В результате потребление алюминия на душу населения в России составило менее 5 кг, в то время как в США, Японии, Канаде и в ряде других стран, этот показатель составлял 25-35 кг. Такая ситуация привела к резкому экспорту алюминия, который в 1996 г составил 2,5 млн. т [2].

В эти годы алюминиевые заводы России, не имея единого технического и организационного управления, существовали сами по себе. Лишь 11 лет назад была создана компания «РУСАЛ», которая, быстро окрепнув, объединила все российские и ряд зарубежных алюминиевых, глиноземных, электродных заводов и бокситовых рудников.

Все это привело к тому, что лишь в 2009 г., почти через 30 лет после пуска СаАЗа, был введен в эксплуатацию Хакасский алюминиевый завод (ХАЗ), оснащенный современными мощными электролизерами типа РА – 300. В прошлом году вошла в строй 5-я серия ИркАЗа, в которой установлены электролизеры на силу тока 300 кА. Так же, на стадии строительства находятся Тайшетский завод (Иркутская область) и Богучанский завод (Иркутская область), проектная мощность которых составляет 750 тыс. т/г. Предполагается строительство еще двух заводов: в районе г. Находки (на базе строительства АЭС) и в Саратовской области (на базе строительства Балаковской АЭС – самого большого в мире завода производительностью 1,05 млн. т/г).

Последствия «перестройки» сказываются и до сих пор – в 2010 г. мировое производство алюминия выросло до 40,43 млн. т, а на долю России приходится только 4,1 млн. т, то есть около 10 % против 13,8 % в 1996 г.

В России в начале 2010 г. алюминий и его сплавы производились на 12 заводах. Характеристика установленных на них электролизеров приведена в таблице 1 [3].

Почти 80 % электролизеров, установленных на заводах России, спроектированные и введенные в эксплуатацию более полувека назад, морально и физически устарели и не отвечают современным технико-экономическим и экологическим требованиям. Несмотря на это, к своему юбилею алюминиевая промышленность России подходит с внушительными показателями. Прделана основательная работа по освоению производства

продукции с добавочной стоимостью – сплавы, фольга и т.д. К сожалению, экономический кризис 2008 – 2009 гг. не позволил начать крупномасштабные работы по реконструкции старых заводов, но уже намечается вывод устаревших мощностей из-за резкого подорожания электроэнергии.

Таблица 1 – Парк электролизеров на заводах России

Завод	Тип, количество и ток электролизеров					
	БТ		ВТ		ОА	
	кол-во	ток, кА	кол-во	ток, кА	кол-во	ток, кА
ВАЗ	-	-	-	-	160	50
УАЗ	272	72	-	-	162	162
НКАЗ	328	104	351	140	-	-
НАЗ	260	76	-	170	-	90
КАЗ	330	85	-	-	98	-
БАЗ	360	76	-	-	-	-
	180	95	-	-	-	-
ВГАЗ	-	-	246	130	-	-
	-	-	176	160	-	-
ИркаЗ	-	-	178	130	200	320
	-	-	368	160	-	-
КРАЗ	-	-	1858	160	278	130
БРАЗ	-	-	2160	160	-	-
	-	-	142	105-125	-	-
САЗ	-	-	-	-	344	175-190
	-	-	-	-	338	255
ХАЗ	-	-	-	-	336	320
Итого	1730	-	5479	-	1916	-

Для подъема технического и экологического уровня отрасли, наряду с вводом новых мощностей, необходимо использовать положительный опыт Китая по снижению удельного потребления электроэнергии, а также форсировать вывод из строя устаревшей техники

Библиографический список

1. Галевский Г.В. Металлургия алюминия. Технология, электроснабжение, автоматизация : учебное пособие для вузов. – 3-е изд., перераб. и доп. / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис, Г.А. Сиразутдинов. – М.: Флинта: Наука, 2008. – 529 с.
2. <http://www.rusal.ru>
3. Галевский Г.В. Металлургия алюминия: Справочник по технологии и оборудованию / Г.В.Галевский, М.Я.Минцис, Г.А.Сиразутдинов; СибГИУ. – Новокузнецк, 2009. – 251 с.

ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ОБЖИГА МОЛИБДЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОМОЛИБДЕНА

Стародубова Д.Э.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Окислительный обжиг молибденитовых концентратов осуществляют несколькими способами, каждый из которых обладает определенными преимуществами. Основное применение полученного огарка – производство ферромолибдена, для выплавки которого необходимо использовать обожженный молибденитовый концентрат с минимальным содержанием серы.

Цель – сравнить технологии обжига молибденовых концентратов и определить, какая из них наиболее предпочтительна для производства ферромолибдена из полученного продукта обжига.

Процесс окислительного обжига может быть осуществлен следующим образом:

– в многоподовых печах: характерны относительно низкая производительность (70-80 кг/м² пода печи в сутки), пылевынос до 10-15 %, малое извлечение рения (< 60 %), содержание серы в огарке < 0,2 %, что позволяет использовать его для производства ферромолибдена;

– в печах кипящего слоя: обеспечивается высокая производительность (1200-1300 кг/м² пода печи в сутки), извлечение рения достигает 85 %, однако пылевынос составляет - 40 % (уловленная пыль возвращается на повторный обжиг), содержание серы в огарке 2,0-2,5 %, поэтому для выплавки ферромолибдена он не пригоден;

– во вращающихся трубчатых печах: производительность в этом случае почти такая же, как у многоподовых печей, в огарке остается 1,0-1,5 % общей серы, возгонка рения не превышает 50 %;

– в вихревых обжиговых устройствах.

Если концентрат предназначен для выплавки ферромолибдена, основная задача обжига – достаточно полно удалить серу без существенной возгонки триоксида молибдена. Для этого обжиг молибденитовых концентратов проводят на ферросплавных предприятиях в многоподовых печах, оборудованных циклонами и электрофильтрами. Извлечение молибдена при этом составляет 97,3 - 97,5% , а полученный огарок содержит низкое количество общей серы (0,05 - 0,20%), что трудно достигнуть при обжиге в кипящем слое.

Обжиг в многоподовых вертикальных печах

Полный противоток газов и обжигаемого материала, интенсивное

окисление во взвешенном состоянии в моменты пересыпания материала с пода на под обеспечивают в многоподовых печах возможность ведения процесса за счет теплоты реакции. Разогрев форсунками, устанавливаемыми, например, на четных подах, необходим только при запуске печи. Однако на нижних подах для доведения содержания серы в огарках до установленных кондиций (0,05-0,325% $S_{\text{общ}}$) форсунки постоянно работают. Температура на подах не должна превышать 800-590°C. Производительность печей по концентрату 70-80 кг на 1 м² в сутки.

Обжиг в горизонтальных подовых печах [1]

Перегревание концентрата на подах производится с периодичностью 10-15 минут, для наиболее полного контакта концентрата с кислородом. Для перегревания и перемещения концентрата используются скребки. В первой зоне печи происходит сушка концентрата и выгорание масел. Во второй зоне печи при температуре 250-400° С происходит реакция горения серы с большим количеством выделяемого тепла, при этом приход тепла становится ненужным. В третьей, а особенно в четвертой, пятой и шестой зонах, из-за малого остаточного содержания серы, необходим большой приход тепла для продолжения процесса горения серы. Температурный режим 3, 4, 5 зон 500-580°C. Повышение температуры выше 620 °С недопустимо, т.к. это вызывает размягчение, сплавление и окомкование огарка. Содержание серы при выгрузке концентрата из обжиговой печи находится в пределах 1-2 % (технический триоксид молибдена). Такое содержание серы в огарке велико для использования его в качестве исходного сырья для получения ферромolibдена. Поэтому в качестве второй стадии обжига является дообжиг (расплавление).

Технический триоксид молибдена подвергается дообжигу (расплавлению) в трубчатых печах производительностью 0,75 т/сут. За счет операции расплавления триоксида молибдена содержание серы – менее 0,08 %.

Обжиг в кипящем слое (КС) [2]

Для получения огарков с высоким содержанием выщелачиваемого молибдена необходимо проводить обжиг при строго определенной температуре, не допуская спекания материала, и при возможно меньшем контакте частиц между собой (для сведения к минимуму образования молибдатов). В наибольшей степени эти условия соблюдаются при обжиге в кипящем слое.

Содержание выщелачиваемого молибдена (извлечение в раствор аммиака) в огарках кипящего слоя составляет 90-93 %, что на 10-12 % выше, чем в огарках подовых печей. Это объясняется существенными отличиями в рациональном составе огарков. Огарки, полученные при обжиге концентратов в кипящем слое, не содержат двуоксида молибдена, тогда как в огарках подовых печей содержание MoO_2 составляет 4-4,6 %. Большая часть кальцита при обжиге в подовых печах реагирует с MoO_3 , образуя $CaMoO_4$, что существенно снижает степень извлечения молибдена в аммиачные

растворы. Между тем при обжиге в кипящем слое подавляющая часть кальцита реагирует с SO_3 , образуя CaSO_4 .

При обжиге в кипящем слое условия благоприятны для образования SO_3 : температуру обжига строго поддерживают в пределах 560-570 °С, взвешенные частицы MoO_3 играют роль катализатора для реакции $\text{SO}_2 + \frac{1}{2} \text{O}_2 = \text{SO}_3$. Большая часть меди в огарках подовых печей содержится в составе CuMoO_4 , а в огарках КС — в составе CuSO_4 . При обжиге в подовых печах значительная часть оксидов железа реагирует с MoO_3 , образуя молибдаты, тогда как при обжиге в КС вследствие отсутствия постоянного тесного контакта между частицами и исключения спекания материала нет условий для образования молибдатов железа.

Недостаток обжига в КС – высокое содержание в огарках общей серы (2-2,5 %, из которых 1,5-2 % – сульфатная сера). Это объясняется тем, что при обжиге в КС подавляющая часть кальцита реагирует с SO_3 с образованием CaSO_4 , тогда как при обжиге в подовых печах кальцит, находящийся в контакте с MoO_3 , переходит в CaMoO_4 . Вследствие высокого содержания серы огарки КС непригодны для выплавки ферромolibдена. На ферросплавных заводах обжиг ведут в многоподовых печах.

Обжиг в вихревых обжиговых устройствах [4]

Метод позволяет использовать потенциал аэродинамических вихрей, которые улучшают контакт обрабатываемого материала с окислителем и удерживают этот материал во взвешенном состоянии в процессе обжига в специальном вихревом устройстве необходимое время.

При выдержке молибденитового концентрата в течение 0,5 ч в потоке окислителя при $t = 600$ °С реакция превращения MoS_2 в MoO_3 проходит на 98,7 %, а рений возгоняется в газовую фазу в виде высшего оксида на 85 %. Содержание общей серы (сульфидной и сульфатной) в огарке составляет < 1,8 %. Способ отличается простотой. Для его реализации не требуются дорогое оборудование и большие затраты на эксплуатацию. Процесс обжига молибденового концентрата в вихревом потоке окислителя при температуре 600 °С с использованием предварительно подогретого воздуха является эффективным.

Проанализировав технологии окислительного обжига, можно сделать вывод, что для производства ферромolibдена наиболее предпочтительны технологии с применением многоподовых печей. На рисунке 1 представлено сравнение способов обжига молибденовых концентратов в зависимости от их пригодности для выплавки ферромolibдена.



Рисунок 1 – Сравнение технологий обжига молибденовых концентратов

Библиографический список

1. Технологическая инструкция «Производство ферромolibдена». - Сорск: ООО «СФЗ», 2006. – 42 с.
2. Зеликман А.Н. Молибден / А.Н. Зеликман. - М.: Metallургия, 1970. – 440 с.
3. Зеликман А.Н. Metallургия редких тугоплавких металлов / А.Н. Зеликман, Б. Г. Коршунов. - М.: Metallургия, 1991. – 431 с.
4. Овцын Д. В. Способ обжига молибденовых концентратов // Изв. вузов. Цветная metallургия. - 2009 г. - № 3. - С. 18-20.

УДК 622.6

ПРИМЕНЕНИЕ ВТОРИЧНОГО АЛЮМИНИЯ В ТОВАРНОЙ ПРОДУКЦИИ

Миклашевич В.Г.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью настоящей работы является изучение применения вторичного алюминия в товарной продукции.

С коммерческой точки зрения алюминий оказался особенно интересным именно благодаря простоте его утилизации, которая позволяет, прежде всего, существенно снизить энергозатраты, по сравнению с производством первичного металла. В силу сложившегося дисбаланса между локальным спросом и предложением сегодня производство вторичного алюминия приобретает все большую важность [1].

Переработка алюминия требует на 95 % меньше энергии и генерирует на 95 % меньше парниковых газов, чем производство первичного алюминия.

Главным потребителем вторичного алюминия является автомобильная промышленность. Компоненты современного автомобиля содержат более 110 кг алюминия. Автомобилестроительные компании непрерывно ведут работы по увеличению использования алюминиевых сплавов в конструкции автомобиля. Использование алюминия лежит в основе снижения загрязнения атмосферы. Если бы все автомобили на дороге сегодня использовали доступные алюминиевые компоненты, то их вес был бы уменьшен примерно до 25 процентов, что в свою очередь привело бы к уменьшению потребления бензина приблизительно на 275 миллионов баррелей в год. Например, для США потребление бензина снизилось бы на 13 процентов. В России более десяти вторичных алюминиевых заводов ведут переработку отходов во вторичные алюминиевые сплавы. Основными потребителями продукции этих заводов являются западные автомобилестроители [2].

Используя крылатый металл, можно снизить массу грузовика или автобуса на 1800-1900 кг, что позволяет перевозить значительно больше груза. Сэкономленная при этом энергия в 6-12 раз превышает энергию, необходимую для производства задействованного алюминия. Известно, что понижение веса автомобиля на 100 кг экономит 0,6 л бензина каждые 100 км, а чем меньше расходуется топлива, тем меньше оксида углерода попадает в атмосферу.

При проектировании современных автомобилей учитывается важная способность легкого металла поглощать кинетическую энергию. Во время автомобильных аварий удар, в основном, «сглаживают» именно алюминиевые элементы конструкции. Значит, использование этого материала существенно повышает безопасность автомобиля.

Кроме того, алюминиевые компоненты придают автомобилям современный высокотехнологичный вид. Чтобы в этом убедиться, достаточно посмотреть на Jaguar XJ-Туре, ставший символом нового этапа в автомобильном дизайне. Его кузов полностью изготовлен из легкого металла.

Недавние исследования показали, что за последние годы использование алюминия европейскими автоконcernами резко возросло. В 1990 году на один автомобиль приходилось около 50 кг этого материала, а в 2009 — уже 132 кг. Эксперты считают, что к 2015 году этот показатель вырастет еще на 35 кг.

Российский автомобиль пока в среднем содержит всего 40 кг металла. Но здесь имеется солидный потенциал для роста: в производство

запускаются новые отечественные модели, а иностранные производители проявляют все более и более активное участие в российской автомобильной индустрии. По оценкам экспертов, к 2025 году Россия займет четвертое место в мире по числу автомобилей. И к этому времени доля алюминия в каждом из них увеличится в разы [4].

За год 58% алюминиевых банок подвергаются вторичной переработке – это самый высокий показатель за последние 10 лет. В целом, алюминиевые банки подвергаются переработке в два раза чаще, чем любая другая тара для напитков. По данным Ассоциации алюминия (Aluminium Association) и Института производителей алюминиевой тары (Can Manufacturers Institute), в Америке за 2010 год было переработано 56 млрд алюминиевых банок, что составляет 58,1% от общего объема. Использование вторичного алюминия на 95% снижает уровень энергозатрат, что, в свою очередь, позволило в 2010 году сэкономить 17 млн баррелей нефти.

В 2008 году Ассоциация алюминия поставила целью достичь уровня в 75% по переработке алюминиевых банок к 2015-му году. В то время этот показатель составлял 54 %, и с тех пор неуклонно возрастает. «Мы довольны темпами роста переработки алюминиевой тары за прошлый год – это настоящий бум нашей отрасли, и еще одно неоспоримое доказательство того, что алюминиевые банки – это наилучшая упаковочная опция с точки зрения экологии и переработки», – прокомментировал президент Ассоциации алюминия Стив Ларкин [3].

Из легкого металла делают вагоны суперскоростных поездов и современные вагоны метро — легкие, устойчивые к сжатию и сильнейшим вибрациям и при этом обеспечивающие низкий расход электричества. Поэтому для железнодорожников алюминий — настоящий материал будущего.

Сегодня из легкого металла производят 50 % подвесных моторов. А еще он активно используется при строительстве скоростных паромов, для которых критичен легкий вес. В современном пароме может содержаться до 400 тонн алюминия.

И, конечно же, алюминий широко используют при создании космических кораблей — с тех пор как на заре космической эры оболочку первого искусственного спутника Земли, запущенного в 1957 году, изготовили из алюминиевых сплавов, этот металл стал незаменим для открытий будущего. На алюминий приходится от одной двадцатой до половины веса ракеты и до 90% веса «шаттла» [4].

Однако, в последние годы наблюдается тенденция роста потребления вторичных алюминиевых сплавов и внутри страны. Крупнейшие потребители сплавов активно внедряют в свое производство вторичные сплавы, заменяя ими более дорогостоящие первичные. Активные иностранные инвестиции в Российскую автомобилестроительную промышленность и создание совместных предприятий приведет к еще более быстрому росту потребления вторичных алюминиевых сплавов [1].

Библиографический список

1. Металлы и цены [Электронный ресурс]. - Режим доступа: http://metal4u.ru/articles/by_id/224
2. ЗАО «ПЕРМЦВЕТМЕТ» [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://uralmet.com/page5>.
3. Ньюсленд [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.newsland.ru/news/detail/id/804852/>
4. Сайт про алюминий [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://www.aluminiumleader.com/around/transport/>

УДК 622.6

«АЛЮМИНИЕВОЕ БУДУЩЕЕ» НОВОКУЗНЕЦКА

Хвостенко А.Е., Шперлинг П.С.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью настоящей работы является оценка состояния алюминиевого производства в городе Новокузнецке в настоящий момент и перспектив его развития в будущем на примере функционирования Новокузнецкого алюминиевого завода (ОАО «РУСАЛ - Новокузнецк»). Данные, использованные в настоящей работе, взяты из источников [1-4].

В настоящее время алюминий является самым востребованным среди цветных металлов – его мировое потребление превышает 40 млн. т. в год. Несмотря на кризис, прирост потребления алюминия в 2010 г. составил около 7,0 % [1].

Новокузнецкий алюминиевый завод (НкАЗ, в н. в. «РУСАЛ - Новокузнецк») был пущен в эксплуатацию 7 января 1943 г. (электролизный цех № 1, 1-я промплощадка). С этого времени Новокузнецк стал поставщиком не только броневое, но и крылатого металла. В 60-х годах производились интенсивные работы по строительству и пуску электролизного цеха № 2 (2-я промплощадка) [1]. С момента пуска завод использует технологию Содерберга и электролизеры с боковым (цех № 1) и верхним (цех № 2) токоподводом на силу тока 88 и 140 кА соответственно. Мокрая газоочистка обеспечивает частичное обеспыливание и обезвреживание отходящих технологических газов.

По данным [2] в настоящее время Новокузнецкий алюминиевый завод выпускает следующую продукцию: первичный алюминий, алюминиевые сплавы (в форме мелкой, крупногабаритной и Т-образной чушки, цилиндрических слитков), потребителями которой являются авиационная, автомобильная, строительная и электротехническая промышленность. Мощность производства на данный момент составляет 322 тыс. тонн

алюминия в год.

Затрагивая «алюминиевое будущее» Новокузнецка, нельзя не сказать об экологии, поскольку это один из важнейших показателей предприятий алюминиевой промышленности. Предположительно, закрытие 1-й промплощадки и реконструкция 2-й промплощадки (перевод четырех корпусов на технологии обожженного анода и еще двух корпусов на технологию экологического Содерберга) улучшит экологическую обстановку в городе, снизит энергозатраты производства и улучшит санитарно-гигиенические условия труда у персонала, т.к. на данный момент оборудование, которое использует алюминиевый завод, устарело. Так, например, электролизеры, используемые в настоящее время на Новокузнецком алюминиевом заводе, были спроектированы и введены в эксплуатацию более 60 лет назад [3]. Электролизеры с анодом Содерберга и боковым подводом тока требуют высоких энергозатрат, затрат на вентиляцию, сбор и очистку отходящих газов. Для завода дополнительным стимулом для вывода электролизеров этого типа из эксплуатации является крайне высокая стоимость электроэнергии, которая более чем на 40 % выше по сравнению с электроэнергией для мощностей, установленных на 2-ой промплощадке завода [4].

Вывод мощностей 1-ой промплощадки должен проводиться постепенно, по мере реконструкции 2-ой, что обеспечит сохранение объема производства. Реконструкция мощностей 2-ой промплощадки должна проводиться с целью обеспечения экологической безопасности производства и улучшения его технико-экономических показателей, повышения производительности, снижения энергопотребления и т.д. По данным алюминиевого дивизиона «Восток» ОК «РУСАЛ» известно, что объем инвестиций в модернизацию Новокузнецкого алюминиевого завода в 2012-2014 годах составит около 6 млрд. рублей, при этом в рамках модернизации планируется перевести четыре корпуса на технологии обожженного анода, а два корпуса – на технологию экологического Содерберга. Кроме того, на предприятии уже в этом году планировалась начать строительство очистных сооружений стоимостью более 200 млн. рублей [3].

Такая реконструкция позволит обеспечить производительность завода по первичному алюминию на уровне 270-290 тыс. т/год. При этом по основным экологическим показателям реализуемая технология будет соответствовать международным согласованным стандартам для алюминиевой промышленности, и будут прекращены выбросы наиболее агрессивных и высокотоксичных веществ.

Согласно [1] приведены настоящие и прогнозируемые после реконструкции параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров НкАЗа (см. таблицу 1).

Так же говоря о будущем, следует отметить, что в настоящее время на НкАЗе ведется производстве нового поршневого сплава. Это сплав с высоким содержанием кремния, меди и никеля, который используется при

изготовлении поршней для двигателей большегрузных автомобилей. Представители «Federal Mogul» (ведущий мировой производитель автокомпонентов) провели на НкАЗе технологический аудит, в ходе которого подтвердили соответствие уровня организации производственных процессов и контроля качества требованиям компании. Предполагается, что объем производства поршневых сплавов на НкАЗе может составить до 200 т в месяц [4].

Таблица 1 – Настоящие и прогнозируемые после реконструкции параметры, технико-экономические и экологические показатели электролизеров НкАЗа

Параметры и показатели	Электролизеры			
	в настоящее время		после реконструкции	
	С-3	С-8БМ	С-3	С-8БМ
Сила тока, кА	141,0	170,0	175,0	220,0
Производительность, кг/сут.	1015	1210	1300	1630
Выход по току, %	89,1	88,4	92,0	92,0
Расход технологической электроэнергии, кВт-ч/кг Al	15,5	15,9	14,0	14,0
Площадь анода, м ²	18,738	23,94	20,3	26,39
Анодная плотность тока, А/см	0,75	0,71	0,862	0,833
Площадь подины, м ²	30,720	38,728	27,82	33,46
Соотношение площадей анод/подина	0,61	0,62	0,73	0,788
Срок службы электролизера, сут.	1800	1800	2500	2500
Периодичность загрузки Al ₂ O ₃ , раз/сут	8,5	9	АПГ	АПГ
Частота анодных эффектов, раз/сут.	1,27	1,33	0,1	0,1
Число электролизеров в серии	160-180	180	160-180	180
Выбросы, кг/т Al:				
пыль	63,4		18	
фтористые соединения	5,3		0,4	
фторуглеродистые соединения	0,8		0,06	
Полициклические ароматические углеводороды (ПАУ)	0,06		0	

Выводы: в настоящее время алюминиевое производство города Новокузнецка модернизируется (ввод технологий экологического Содерберга и обожженного анода), благодаря чему улучшится экологическая обстановка и увеличатся производственные мощности. Начатое производство нового поршневого сплава позволит расширить рынок сбыта продукции НкАЗа, что увеличит прибыль предприятия.

Библиографический список

1. Вестник горно-металлургической секции Российской академии естественных наук. Отделение металлургии [Текст]: сб. науч. тр. Вып. 27 /

под ред. Л.П. Мышляева. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2011. – 262 с., ил.

2. <http://www.rusal.ru/about/40.aspx>

3. <http://www.rusal.ru/development/ecology/soderberg.aspx>

4. <http://www.novokuznetsk.su/news/city/1293479087>

УДК 622.6

СОЗДАНИЕ ИНЕРТНОГО АНОДА ДЛЯ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ: ОЦЕНКА РЕАЛИЙ И ПЕРСПЕКТИВ

Герлейн П.О., Лукашенко А.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

С экологической точки зрения современные электролизеры далеки от совершенства. Действительно, весь кислород, содержащийся в глиноземе, соединяется с углеродом и без очистки в виде оксидов выбрасывается в окружающую среду, усиливая парниковый эффект.

Целью настоящей работы является оценка реалий и перспектив создания инертного анода для алюминиевых электролизеров.

На существующих электролизерах расход анода составляет от 410 до 550 кг/т Al, т.е. используется так называемый расходуемый анод. Проведенные исследования дают основания полагать, что в обозримом будущем найдут применение нерасходуемые аноды [1]. Кроме того, с ростом производства алюминия уже сейчас ощущается дефицит каменноугольного пека и электродных (особенно пековых) коксов.

В связи с этим в настоящее время большое внимание уделяется разработке перспективных материалов инертных анодов для алюминиевых электролизеров, которые должны обладать следующими свойствами [2]:

- скорость износа менее 1 см/год;
- электросопротивление (при рабочей температуре – 960 °С) менее 50 мкОм·м;
- изменение электросопротивления в течение 1 года работы не более чем на 10 %;
- термостойкость не менее 100 теплосмен;
- прочность при сжати не менее 50 МПа;
- трещиностойкость не менее 1,5 МПа·м^{1/2};
- сохранение геометрических размеров при T ≤ 1000 °С;
- возможность сварки или механической обработки для создания конструкции анода.

Производство алюминия с использованием инертного анода –

революционная технология, не имеющая аналогов с точки зрения экологического эффекта.

При получении алюминия с помощью инертных анодов побочным продуктом становится не углекислый газ, а кислород. Один электролизер сможет вырабатывать такой же объем кислорода, как 70 гектаров леса. Кроме того, инертный анод не расходуется и не требует замены, что существенно снижает операционные затраты.

Основные преимущества:

- полное исключение выбросов парниковых газов и полиароматических углеводородов при производстве алюминия;
- снижение себестоимости производства более чем на 10 % за счет экономии анодов и электроэнергии;
- сокращение капитальных затрат при строительстве новых заводов более чем на 30 %.

Капитальные затраты, связанные с переводом на инертные аноды действующих заводов, оцениваются 6-22\$ на тонну производимого алюминия [3]. Сокращение капитальных вложений при строительстве нового завода может составить 117-147\$ на тонну производимого алюминия.

Исследовательские работы по нерасходуемым анодам проводились в основном по трем классам материалов, а именно: металлам, оксидам и керметам [1].

Металлические аноды. Практически все металлы имеют высокую электропроводность, но подвергаются интенсивному окислению и коррозии, будучи анодно-поляризованными в криолитовых расплавах. Единственным металлом, который удовлетворяет большинству требований, предъявляемых к нерасходуемым анодам, является платина при плотности тока до 5 А/см². Однако, по понятным причинам, она не может быть использована в качестве нерасходуемого анода. Проведенные исследования по покрытию стали, меди и графита различными металлами и оксидами также не дали положительных результатов [4].

Оксидные аноды устойчивы к выделяющемуся на аноде кислороду. Поэтому они исследовались на пригодность их применения в виде нерасходуемых анодов. Однако почти все материалы, исследованные в настоящее время, имеют определенную растворимость в расплавленном криолите и загрязняют электролитически полученный алюминий. Оксиды имеют также высокое омическое сопротивление. Чтобы оксиды могли применяться в составе инертного анода, эти материалы должны иметь скорость коррозии не более 1-3 см/год.

Имеются и обнадеживающие результаты. Так, де Нора с сотрудниками [4] получили патент на спеченные аноды с матрицей триоксида иттрия и с другими соединениями с электронной проводимостью и с электрокаталитическим материалом на рабочей поверхности. Было заявлено, что электроды являются инертными, размерно-стабильными и могут быть использованы для электролитического производства алюминия из

расплавленных солей. При этом потеря их массы не превышает 0,02 – 0,1 г/см² после 2000 часов электролиза.

Керметные аноды являются классом материалов, в котором присутствуют как металлические, так и керамические компоненты. В идеале они должны были бы иметь свойства и металлических материалов и керамических. С точки зрения их использования в качестве нерасходуемых анодов оксиды должны иметь желательные коррозионные свойства, а металлические материалы – высокую электропроводность и механические свойства.

По данным [1], в России в настоящее время разработкой инертных анодов на основе керметов занимаются Институт металлургии и материаловедения им. А.А. Байкова РАН (г. Москва), Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», инженерно-технологический центр ОАО «Русский алюминий» и Сибирский Федеральный университет (г. Красноярск). По их предварительной оценке, скорость коррозии образцов анодов при низкотемпературном электролизе составила 1,8-2,5 см/год, что позволяет прогнозировать износ около 5,4-7,5 см/год для промышленного электролиза при 950-960°C. В совместной работе российских и норвежских специалистов по изучению поведения инертных анодов на основе ферритов никеля и меди в низкотемпературных электролитах также получена скорость около 2 см/год. Значительное внимание разработке материалов для создания инертного анода уделяют в США, Канаде, Франции и Китае.

Библиографический список

1. Галевский Г.В. Металлургия алюминия (мировое и отечественное производство: оценка, тенденции, прогнозы) : учеб. пособие / Г.В. Галевский, Н.М. Кулагин, М.Я. Минцис. – М. : Флинта, Наука, 2004. – 169 с.
2. Лайнер Ю.А. Разработка и синтез инертных анодов для алюминиевой промышленности / Ю.А. Лайнер, Н.П. Лякишев, М.И. Алымов // Известия вузов. Цветная металлургия. - 2004. – № 3. – С. 50.
3. Инертные аноды в электролизерах для производства алюминия // Информационный бюллетень №5(11). IX – X. - СПб. : РусАл, 2000. – 45 с.
4. Чанг Х. Материалы, используемые в производстве алюминия методом Эру-Холла : учеб. пособие / Х. Чанг, В. Де Нора, Дж.А. Секхар. – Красноярск : КГУ, 1998. – 153 с.

УТИЛИЗАЦИЯ ОТРАБОТАННОЙ КАТОДНОЙ ФУТЕРОВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ ЭЛЕКТРОЛИЗЕРОВ

Праскурина М.Л.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Промышленные отходы представляют серьезную экологическую опасность. Проблема утилизации отработанной футеровки электролизера (ОФЭ) является общей для всех производителей алюминия. Отработанная футеровка с отключенных на капитальный ремонт электролизеров имеет наиболее сложный вещественный состав из всего спектра отходов алюминиевого производства. Типичный усредненный состав отходов футеровки составляет: около 30 % углерода, 30 % огнеупоров и 40 % солей фторидов. Эти данные лишь приблизительно отражают состав ОФЭ, а фактическое содержание компонентов зависит от конкретных заводских условий: параметров работы ванн, конструкции и срока службы футеровки, качества футеровочных материалов и т.д.

Отработанную футеровку можно разделить на две части – угольная и огнеупорная. Угольная футеровка в среднем содержит 30 % углерода, 26 % глинозема, 13 % криолита, 8 % фтористого натрия, 3 % фтористого кальция, 6 % соды, 3 % кварца и остальных примесей около 11 %. Огнеупорная же часть футеровки содержит 55 – 70 % оксида кремния, а остальная часть приходится приблизительно поровну на глинозем и фторсодержащие соли.

Целью настоящей работы является анализ способов утилизации отработанной катодной футеровки алюминиевых электролизеров.

Существуют различные способы переработки ОФЭ, основанные на ее утилизации в смежных отраслях промышленности или нейтрализации цианидов и водорастворимых фторидов. Имеются также способы извлечения полезных веществ, например, фторидов, и их использования в производстве алюминия. Из имеющегося опыта известны несколько способов переработки ОФЭ, основные сведения о которых приводятся ниже [1].

Процесс КОМПТОР. Австралийская компания Comalko Ltd разработала процесс КОМПТОР, предназначенный для разложения цианидов и извлечения фторидов, используя при этом метод кальцинации отходов. При подогреве отходов подины до температуры 550 °С в присутствии кислорода и воды цианидные соединения разлагаются на CO₂ и N₂, но при этой температуре еще не происходит агломерация частиц, препятствующая дальнейшему извлечению фторидов. Основным недостатком этого процесса является необходимость измельчения материала футеровки до крупности зерен менее 1 мм, что представляет значительные трудности.

Использование ОФЭ при производстве чугуна и стали. Плавиковый

шпат является дефицитным и дорогостоящим продуктом, а отходы ИФЭ, содержащие значительное количество F, Al и Na, могут заменить его. ОФЭ с добавками известняка оказалась хорошим заменителем плавикового шпата при производстве серого чугуна в вагранках. Такие же результаты получены в промышленных дуговых печах. При этом установлено, что уровень выброса цианидов с дымовыми газами не изменился.

Значительно хуже обстоит дело с переработкой огнеупорной части ОФЭ — в литературе нет примеров ее практической утилизации, имеются лишь отдельные попытки ее использования для приготовления шамотной крупки, применяемой при монтаже электролизеров.

Сжигание отходов в кипящем слое. При сжигании ОФЭ в кипящем слое толщиной 900 мм при температуре 760 °С сгорает 99,99 % цианидов, а 99 % фторидов остается в кипящем слое в невыщелачиваемом виде. Газообразный фтор улавливается рукавным фильтром влажного скруббера. Для реализации этого способа используется установка производительностью 10 тыс. т в год, в которой использованы отдельные передвижные модули (дробилки, установки для сжигания, лаборатория и т.д.).

Способ гипсования ОФЭ. Химический состав фторида существенно отличается от состава цианида. Компания «Alcan» предложила разные способы переработки этих вредных примесей в процессе переработки в кипящем слое. Цианиды эффективно разлагаются паром при атмосферном давлении. Около 99,5 % цианида, содержащегося в ОФЭ, разрушается при 300 °С, а при 400 °С в течение часа разрушается 99,8% цианидов.

В качестве способа обработки фторида применили обработку ОФЭ серной кислотой с последующей нейтрализацией гидроксидом кальция и карбонатом кальция. В результате этого большинство фторидных соединений превращается в нерастворимый фторид кальция. Процесс утилизации ИФЭ превращает отходы футеровки в материал, стойкий к выветриванию без нарушения требований экологических стандартов.

Способ выщелачивания. По технологии, предложенной компанией «Alcoa», извлечение фторидов из отходов считается невыгодным. Поэтому в дальнейшем внимание было сосредоточено на разрушении сложных цианидов. Наиболее перспективным оказался способ химического окисления при каталитическом действии ультрафиолетовых лучей. Процесс выщелачивания ОФЭ был организован так, что в обработанных отходах содержался несвязанный в комплексных соединениях цианид, который легко окисляется химически. Для этого ОФЭ обрабатывают известью с осаждением фторида в виде CaF_2 и гипохлоритом для окисления цианида. Количество извести превышает стехиометрическую дозу, необходимую для образования CaF_2 , а избыток извести идет на снижение уровня фтора и других анионов до требований ПДК с целью утилизации.

Добавки ОФЭ в аноды или анодную массу. Сравнительно успешно испытаны аноды с добавками 1,5 % ОФЭ. Это естественно, так как при такой небольшой доле добавок трудно ожидать явно выраженных изменений, но

совершенно очевидно, что организационные трудности превысят возможный эффект от утилизации такого небольшого количества отходов.

Существуют или прошли промышленные испытания несколько способов извлечения фтористых соединений — криолита, фтористого алюминия и фтористого натрия из ОФЭ.

Способ регенерации криолита. На одном из криолитовых заводов в Норвегии отходы ОФЭ подвергались экстракции раствором каустической соды, что приводило к образованию углеродного и минерального остатка ОФЭ с очень низким содержанием фторида. Поэтому в экстракт добавляют NaF с целью достижения определенного соотношения F : Al, при этом силикатные примеси выделяются при обработке. Криолит осаждают на следующей стадии путем нейтрализации щелочного раствора газом CO₂ с образованием раствора NaOH, возвращаемого в стадию выщелачивания. Из-за избытка NaF (по отношению к составу криолита) в составе ОФЭ избыток NaOH образуется на этапе образования каустика. Цианид частично разлагается при проведении этого процесса, а остаток удаляется в результате окисления его перекисью водорода H₂O₂.

Пиросульфолит ОФЭ. Фирмой «Мартин Мариетта» разработан процесс утилизации ОФЭ с помощью пиросульфолита путем впрыскивания в реактор серы S или ее соединений (SO₂, H₂SO₄ и т.д.) при сжигании ОФЭ. При этом цианиды разрушаются полностью.

Значительная часть ОФЭ (в основном огнеупорная ее часть), а иногда и вся футеровка отправляется в промышленный отвал или на полигон для хранения твердых отходов, так как стоимость переработки ОФЭ достигает 400 долл./т. До настоящего времени не предложено универсально технического решения, которое решило бы все проблемы, связанные с отработанной катодной футеровкой. Поэтому наряду с созданием новых технологий по утилизации футеровки, одним из вариантов смягчения проблемы видится повышение срока службы алюминиевых электролизеров за счет использования прогрессивных технологий и новых материалов при монтаже катодов.

Библиографический список

1. Галевский Г. В. Экология и утилизация отходов в производстве алюминия: учеб. пособие / Г. В. Галевский, Н. М. Кулагин, М. Я. Минцис. – 2-е изд. – М.: Флинта: Наука, 2005. – 272 с.
2. Куликов Б.П. Переработка отходов алюминиевого производства / Б.П. Куликов, С.П. Истомин. – 2-е изд. - СПб.: Изд. МАНЭБ, 2004. - 477 с.

АЛЮМИНИЕВАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ КИТАЯ В XXI ВЕКЕ

Сорокин А.С., Филиппов В.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью данной работы является анализ современного состояния алюминиевой промышленности Китая и оценка перспектив развития.

С началом XXI века бесспорный лидер мировой алюминиевой промышленности прошлого века США уступили пальму первенства Китаю, который с 2001 г. стал крупнейшим мировым производителем первичного алюминия, а с 2004 г. и крупнейшим его потребителем. В 2002-2006 гг. потребление алюминия в стране росло в среднем на 19 % в год, в то время как в мире – на 7,5 %. По некоторым оценкам, потребление алюминия Китаем составит около 30 % от мирового потребления металла. В 2004 г. на душу населения Китая потреблялось 4,6 кг алюминия, в 2007 г. – уже 8,6 кг, тем не менее, это намного меньше, чем в США (30 кг), Японии (31 кг) и странах Западной Европы (15-35 кг), что указывает на огромные возможности дальнейшего роста использования алюминия в стране [1].

Алюминиевая промышленность Китая развивается в последние годы невероятно высокими темпами. Нарастив огромные мощности по производству алюминия и глинозема, Китай год от года потрясает мировую алюминиевую промышленность своими гигантскими шагами. До 2003 г. быстрый рост алюминиевой промышленности Китая происходил благодаря следующим факторам:

- беспроцентным ссудам на развитие инфраструктуры, модернизацию оборудования, усовершенствование технологий и расширение предприятий;
- субсидиям и ссудам под невысокий процент от провинциальных и местных властей для стимулирования занятости;
- низким ценам на глинозём в период с августа 2000 г. по декабрь 2002 г.;
- низким удельным капитальным затратам на строительство предприятий;
- интеграции ряда электростанций с алюминиевыми заводами;
- импортным пошлинам на алюминий в размере 9 % до января 2002 г. и 5 % после этой даты;
- возврату 15 %-ного налога на добавленную стоимость на экспортируемый металл до января 2004 г., что способствовало строительству заводов, производящих первичный алюминий на экспорт;
- крупным вложениям китайского правительства в развитие инфраструктуры.

С 2003 г. Государственная политика в алюминиевой отрасли Китая была направлена на торможение её роста и сдерживание инвестиций, а также на укрупнение предприятий алюминиевой промышленности: подлежали закрытию заводы мощностью менее 25 тыс. т/год алюминия, не разрешалось строить заводы мощностью менее 100 тыс. т/год. С 1 января 2005 г. введен 5%-ный налог на экспорт алюминия, с 22 августа запрещены толлинговые операции в алюминиевой промышленности. С ноября 2006 г. экспортная пошлина на первичный алюминий была увеличена. С 1 августа 2007 г. введена экспортная пошлина на нелегированный алюминиевый пруток и отменена импортная пошлина на первичный алюминий. Эти меры направлены на ограничение экспорта энергоемкой продукции с низкой добавленной стоимостью, снижение энергопотребления и содействие импорту сырья.

Благодаря предпринятым макроэкономическим мерам с 2003 г. в Китае было прекращено или временно остановлено сооружение 23 алюминиевых заводов, были закрыты мощности по производству 1,2 млн т/год первичного алюминия на действующих предприятиях с устаревшим оборудованием, высокими выбросами загрязняющих веществ, высоким энергопотреблением и высоко затратным производством, в основном это заводы, работавшие по технологии Содерберга (с самообжигающимися анодами). Если в 1998 г. в Китае действовали 396 алюминиевых заводов, то в 2002 г. их количество выросло до 487, а в 2003 г. уменьшилось втрое – до 147. К концу 2005 г. осталось 94 завода с годовой мощностью 10,3 млн т/год.

Исследования и разработки энергосберегающей технологии в алюминиевой промышленности Китая привели к тому, что в октябре 2007 г. национальная комиссия по развитию и реформам заявила следующие «Требования к алюминиевой промышленности»:

- выход по току > 94%;
- коэффициент анодных эффектов < 0,08;
- энергопотребление < переменный ток 14300 кВтч/т – Al.

В мае 2009 г. Государственный совет заявил о «Планировании регулирования и восстановления цветной металлургии»:

- основные алюминиевые заводы соответствуют требованиям по потреблению постоянного тока менее 12500 кВтч/т – Al;
- особая поддержка и укрепление для развития базовых технологий с потреблением постоянного тока менее 12000 кВтч/т – Al.

Развитие новейших технологий электролиза SAMI представлено в таблице 1.

Китайское правительство также поощряет развитие промышленности по вторичной переработке алюминия и намеревается увеличить потребление вторичного алюминия к 2010 г. Основными потребителями вторичного алюминия в Китае являются автомобильная промышленность и промышленность по производству строительных материалов.

Таблица 1 – Технологические параметры новейших электролизеров

	SY400	SY400 с пониженным напряжением	SY500
Сила тока (кА)	400	400	500
Плотность тока на аноде (А/см ²)	0.815	0.815	0.80 А/см ²
Выход по току	94.16%	~ 93%	94%
Производство Al (кг Al/сутки)	3 033	2 995	3 785
U _{ср.} на электролизере (В)	4.190	~ 4.0	<3.94
Частота АЭ	0.08	0.08	0.05
Энергопотребление (пост. ток кВтч/т - Al)	13263	<13000	<12500
Состояние	9 заводов введены в эксплуатацию, 8 в стадии строительства		1 в стадии строительства

В стране действует около 2 тыс. мелких заводов по производству вторичного металла, из которых только около 30 предприятий имеют мощность более 10 тыс. т/год. Лидером в производстве вторичного алюминия в Китае является компания Shanghai Sigma Metals, имеющая мощности по производству 300 тыс. т/год металла. Компания Chalco начала строительство первого завода по производству вторичного алюминия производительностью 200 тыс. т/год в провинции Шаньдун рядом с портом Циндао; введение его в эксплуатацию было намечено на октябрь 2007 г. Компания будет наращивать производство алюминия из металлолома и намеревается через пять лет довести его до 10 % от общего производства алюминия.

Библиографический список

1. Алюминиевая промышленность Китая в XXI веке [Электронный ресурс]: Analytics worldtrend 122-173 алюминиевая промышленность Китая. – Электрон. дан. (1 файл) – М., - Режим доступа: [<http://www.mineral.ru/Analytics/worldtrend/122/173/aluminievaya%20promyshlennost%20kitaya.pdf>; 18.12.2011.] – Загл. с экрана.

2. Проект «Электролизер для производства алюминия: Новая технология энергосбережения - Разработки и Применение» // SAMI's Technology R&D Dept. - Шэньян, Китай.

ПРОИЗВОДСТВО АЛЮМИНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОЛЛОИДНОГО АНОДА – ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВ

Малахов А.С., Горюшкин В.Н.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

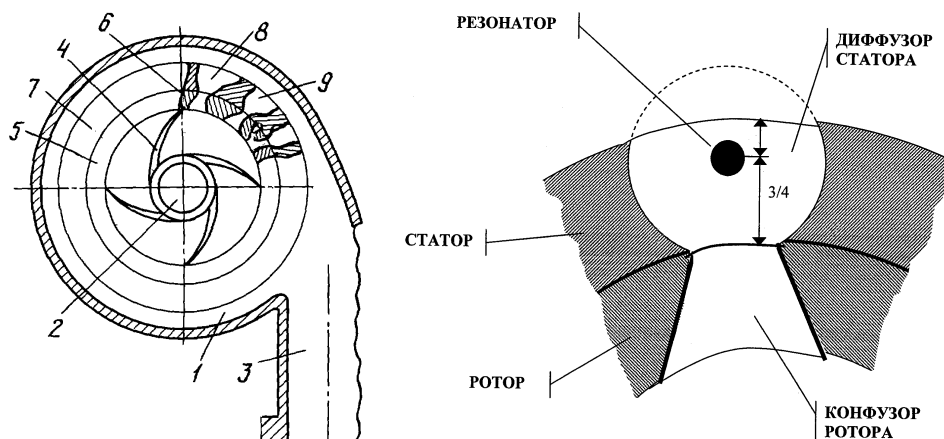
Целью данной работы является сопоставительное сравнение и анализ технологии производства алюминия с использованием коллоидного анода по сравнению с известными и оценка её среднесрочных прогнозов.

Около 72 % производимого алюминия в России приходится на электролизеры с самообжигающимся анодом или, как его чаще называют с анодом Содерберга. Именно К. Содербергом была изобретена технология самообжигающегося анода для ферросплавного производства, а в 1927 году стала использоваться для электролиза алюминия. Основным недостатком технологии электролиза с анодом Содерберга являются высокие выбросы смолистых веществ в окружающую среду. К недостаткам этой технологии следует также отнести большое количество тяжелого ручного труда при обслуживании электролизера, высокий удельный расход сырья и электроэнергии и существенно меньший, чем на электролизерах с предварительно обожженными анодами, выход по току.

Проблемным местом технологии анода Содерберга является нестабильность свойств анодной массы, обусловленная изменчивостью сырьевой базы и технологией непрерывного смешения. К недостатком сырьевой базы следует отнести низкую термостабильность российских пеков и большое количество типов коксов, вовлекаемых в производство анодной массы. При непрерывном смешении анодной массы наблюдается недостаточная пропитка пеком коксовой шихты, особенно ее пылевой фракции. При плавлении анодной массы в зоне коксо-пековой композиции (КПК) анода происходит допропитка пеком пылевой фракции. Образующийся при этом дефицит пека в межчастичном пространстве приводит к потере анодной массой пластичности. Кроме этого, вязкость каменноугольного пека с низкой термостабильностью быстро увеличивается при нагреве, что затрудняет заполнение полостей и эвакуацию газов из зоны КПК. В результате формируется пористый анод с высокой газопроницаемостью и осыпаемостью.

Для повышения эффективности смешения пыли и пека этот процесс выделили в отдельную операцию. Поэтому производство анодной массы можно разделить на два технологических процесса: подготовку пыле-пековой композиции (ППК) и ее смешение с зерновыми фракциями кокса. Основу процесса смешения пыли и пека составляют технология и оборудование, работающее на принципе механоактивации [1]. Основным

аппаратом является диспергатор центробежного типа (рисунок 1) [2].



1 – корпус; 2 – входной патрубок; 3 – выходной патрубок; 4 – лопасти центробежного насоса; 5 – ротор с сужающимися каналами; 6 – конфузоры; 7 – статор с расширяющимися каналами; 8 – диффузоры; 9 – резонаторы

Рисунок 1 – Гидроударно-кавитационный диспергатор

В процессе механоактивации смеси коксовой пыли и пека происходит как минимум три подпроцесса:

- модификация пека, при которой температура размягчения пека возрастает на 10-12 градусов, и удаляются легкие смолы;

- процесс диспергации, при котором разрушается коксовая пыль с образованием новых поверхностей без адсорбированного на их поверхности кислорода, а это создает качественно новые условия для смачивания поверхности частички коксовой пыли и пека. В результате этого получается продукт по своим характеристикам сравнимый со свойствами суспензий, относящихся по своей структуре к коллоидным системам, что и послужило основанием к названию – «коллоидный анод»;

- гомогенизация: сущность этого процесса заключается в равномерном распределении твердых частиц кокса в объеме жидкости.

Технологическая схема производства коллоидной анодной массы представлена на рисунке 2 [2].

Реализация технологии коллоидной анодной массы будет обеспечена проведением следующих основных мероприятий и технических решений.

При подготовке анодной массы:

- деление пылевой фракции на две части: фракцию - 212 + 45 мкм и фракцию менее 45 мкм, и их отдельное дозирование;

- подготовка гомогенной пыле-пековой композиции;

- подача ППК на смешение с зерновыми фракциями в смеситель.

В контроле производства анодной массы:

- контроль и управление составом пылевой фракции в режиме on-line лазерным гранулометром;

– контроль вязкости пыле-пековой композиции вискозиметром в режиме on-line.

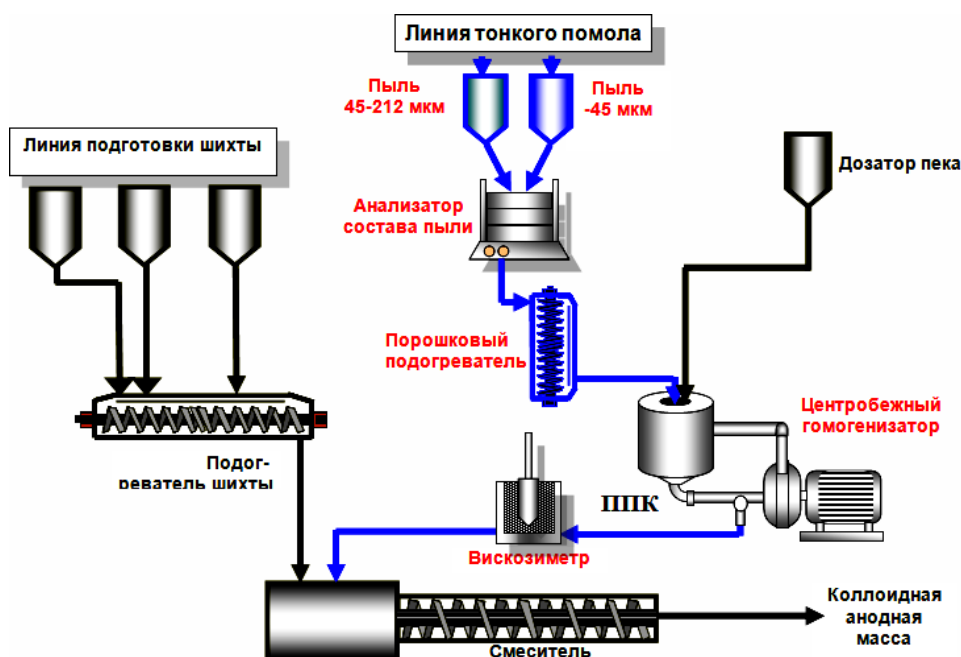


Рисунок 2 – Технологическая схема производства коллоидной анодной массы

Для управления составом пылевой фракции в технологической схеме предусмотрено разделение мельничной пыли на фракцию + 45- 212 мкм и фракцию - 45 мкм. Дозирование каждой фракции осуществляется отдельно в сборный шнек. Содержание частиц размером менее 45 мкм в составе пылевой фракции может составлять 20-80 %. Состав пылевой фракции определяется необходимой вязкостью пыле-пековой композиции при фиксированном содержании связующего.

Для получения коллоидной анодной массы подготовленная ППК подается на смешение с зерновыми фракциями кокса в смеситель непрерывного действия.

Экологические показатели электролизера с анодом Содерберга и с технологией предварительно обожженного анода приведены в таблице 1.

Результатом создания коллоидной анодной массы являются: соответствие современным экологическим требованиям; более низкая стоимость перевода на электролизеры с коллоидным анодом по сравнению с технологией ОА (в 2-3 раза); конкурентоспособные технико-экономические показатели (ТЭП) по сравнению с технологией ОА (таблица 2); более низкая себестоимость алюминия по сравнению с технологией ОА.

Таблица 1 – Экологические показатели электролизера с анодом Содерберга и с технологией предварительно обожженного анода

Выбросы вредных веществ (кг/т Al)	Электролизер с сухим анодом Содерберга	Электролизер с коллоидным анодом Содерберга	РА 300 (ОА)
HF	0,7	0,24	0,2
F _{ТВ}	0,92	0,36	0,4
F _{всего}	1,62	0,6	0,6
СО	78,9	53,5	27,2
бенз(а)пирен	0,002	0,001	0

Таблица 2 – Сравнительная оценка электролизера с анодом Содерберга с электролизером ОА

Показатели	Электролизер с коллоидным анодом Содерберга	Электролизер с сухим анодом Содерберга	Электролизер с обожженным анодом (РА 300)
Сила тока, кА	185	174,7	320
Выход по току, %	91,5	87,7	94,7
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т Al	15500	16102	13746
Производительность, кг/сут	1320	1233	2442
Съем угольной пены, кг/т Al	15,1	31,5	0
Удельный расход анодной массы, кг/т Al	506	526	400
Удельный расход пека, кг/т Al	124,5	152,7	135

Экологические и технико-экономические показатели технологии позволяют успешно эксплуатировать электролизеры с анодом Содерберга еще в течение 20-30 лет.

В настоящее время один корпус Красноярского алюминиевого завода переведен на технологию коллоидного анода. В дальнейшем на технологию Содерберга с коллоидным анодом планируется перевести Братский, Иркутский, Новокузнецкий и Волгоградский алюминиевые заводы.

Библиографический список

1. Фризоргер В.К. Технология коллоидного анода, произведенного на основе механоактивации смеси кокса и пека / В.К. Фризоргер,

А.М. Константинов, Е.М. Маракушена и др. // ТЭВ. – 2005. - № 3.

2. Пат. 2317849 Россия, МПК В01F7/26. Гидроударно-кавитационный диспергатор для приготовления углеродных композиций / В.К. Фризоргер, В.Х. Манн, А.Н. Анушенков и др. - № 2005128169/15; заявл. 12.09.2005; опубл. 27.02.2008. – 5 с.; 4 л. ил.

УДК 661.665:621.793.3

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ УТИЛИЗАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ КОКСОХИМИИ

Головина М.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Полях О.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Современный этап развития производства в нашей стране сопровождается высоким риском техногенных аварий. Это приводит к увеличению техногенных загрязнений окружающей среды, негативно влияющих на экологическое равновесие в природе. Поэтому постоянно растет роль коррозионной и экологической науки, как основного фундамента безопасности жизни и деятельности людей [4, С. 500-503].

Целью настоящей работы является анализ экологических аспектов утилизации промышленных азотсодержащих отходов коксохимии.

В последние десятилетия проявились технократический уклон, пренебрежительное отношение к решению экологических проблем, продолжает проводиться практика неразумного «покорения природы», «варварских» способов обработки и использования природных ресурсов. По предварительным оценкам ученых, улучшение экономики при помощи затратного механизма, развитие производства «взаймы» привело бы к разрушению природы уже через 15-20 лет. Поэтому крайне необходимо внедрение новейших природоохранительных технологий, обеспечивающих эффективную очистку, обезвреживание, улавливание вредных выбросов и отходов, что позволит одновременно решить проблему охраны окружающей среды от загрязнений и проблему ресурсосбережения и расширения сырьевой базы промышленного комплекса.

Анализ нынешнего состояния производства показывает, что в настоящее время в России сложилась критическая ситуация с промышленными отходами. Причем, особо актуальны вопросы охраны окружающей среды в коксохимии, которая вносит большой негативный вклад в загрязнение атмосферы, водного бассейна и почвы. В современных условиях дефицита и высокой стоимости сырья и материалов экологическое и экономическое значение этой проблемы трудно переоценить, так как проводимая в последнее время переработка угля с точки зрения достаточно

полной утилизации коксохимического сырья весьма несовершенна. Необходимость утилизации отходов коксохимической промышленности связана, с одной стороны, с увеличивающимися темпами роста промышленных отходов, а с другой – с экономией их расходования, поскольку запасы вторичного сырья неограничены, а цены на него и затраты на воспроизводство ресурсов непрерывно растут. Применительно к коксохимии это означает обеспечение термической переработки каменного угля при минимальных энергетических затратах и максимальном извлечении полезных веществ, особенно азотсодержащих. При этом поиск новых способов рационального использования промышленных отходов в качестве противокоррозионных материалов, в том числе ингибиторов коррозии, несомненно, важен.

На основе многолетних исследований промышленных азотсодержащих отходов коксохимического производства, в частности, легких и тяжелых пиридиновых оснований, было установлено, что они содержат целый ряд веществ, способных служить основой для производства различных химических реагентов: ингибиторов коррозии и солеотложения в различных коррозионно-агрессивных средах, дезактиваторов и т.п. Такое использование азотсодержащих отходов и побочных продуктов коксохимической промышленности обусловлено наличием следующих преимуществ: чрезвычайно высокой термо- и химической стойкостью, многопрофильности использования, потенциальной возможности промышленного выделения из каменноугольной смолы на стандартном оборудовании по простой технологии и др. Однако, как показывает практика, сами отходы производства в исходном состоянии в большинстве случаев использоваться не могут ввиду загрязненности и, соответственно, невысокой эффективности. После соответствующей технологической переработки отходов (растворение, нейтрализация, термообработка, разделение на фракции и т.д.) образуются вещества, из которых путем научно обоснованного и целенаправленного синтеза можно получить новые соединения с заранее заданными свойствами: противокоррозионными, деэмульгирующими, биоцидными, моющими, протипарафинистыми и др.

Хроматографически (длина колонки 3 м, диаметр 4 мм, неподвижная фаза – 5 %-ный полиэтиленгликоль адипинат, нанесенный на хроматон N-AW, температура 100-200 °С, газ-носитель – гелий 50 мл/мин) были выделены и изучены фракции каменноугольных пиридиновых и хинолиновых оснований, представляющие собой сложные по составу смеси и содержащие тяжелые пиридиновые основания (выход в % от смолы): легкая фракция 0,4-0,8, фенольная – 1,5-2,5, нафталиновая – 9-12, поглотительная – 9-13, антраценовая – 19-24 [3, С. 19-27].

Следует отметить, что благодаря различной растворимости отдельных составляющих фракций в воде, водно-метанольной смеси и углеводородах, различной адсорбируемости на поверхности металла и другим различиям в свойствах ингибиторные композиции на основе фракций легких и тяжелых

пиридиновых оснований могут обладать высоким защитным эффектом в широких границах применения.

Была изучена противокоррозионная активность производных пиридина и хинолина, входящих в состав коксохимических фракций, в условиях сернокислотной (сталь 20, 0.1 М раствор H_2SO_4 , концентрация азинов 0,01 моль/л, температура 30 °С, время эксперимента 4 ч) и сероводородной (сталь 20, рН раствора H_2S в воде равно 5, концентрация азинов 0,005 моль/л, температура 30 °С, время эксперимента 20 ч) коррозии. Обнаружена высокая противокоррозионная эффективность замещенных пиридинов и хинолинов в различных коррозионно-активных средах, что дает основание для использования промышленных отходов и побочных продуктов коксохимии, содержащих в своем составе соединения аналогичного строения, в качестве эффективных ингибиторов коррозии металлов. Причем, пиридины с донорными заместителями – для эффективной защиты от разрушающего действия сероводорода, а с акцепторными – в ингибиторных композициях кислотной коррозии. В то же время защитное действие ингибиторов на основе пиридиновых оснований во многом определяется и биоцидными свойствами соединений, входящих в их состав, а также характером влияния их на процессы жизнедеятельности бактерий [1, С. 60-672; 2, С.360-364].

Таким образом, перспективным и экономически выгодным направлением в создании ингибиторов коррозии является применение малоиспользуемых продуктов и отходов коксохимического производства.

Библиографический список

1. Дорошенко Т.Ф. Влияние природы коррозионной среды на скорость и механизм ингибиторной защиты азинами / Т.Ф. Дорошенко, Ю.Г. Скрыпник, В.М. Жовнирчук // Физико-химическая механика материалов. - 1996. - Т.32. - № 5. - С. 60-67.

2. Дорошенко Т.Ф. О роли структуры замещенных азинов в ингибировании кислотной коррозии / Т.Ф. Дорошенко, Ю.Г. Скрыпник, С.Н. Ляшук // Защита металлов. – 1995. - Т.31. - № 4. – С. 360-364.

3. Скрыпник Ю.Г. Каменноугольные хинолиновые основания – перспективное сырье для производства ингибиторов коррозии / Ю.Г. Скрыпник, Т.Ф. Дорошенко // Физико-химическая механика материалов. – 1996. – Т.32. - № 4. – С. 19-27.

4. Разработка новых антикоррозионных материалов и ингибиторов солеотложения на основе отходов химических производств / В.Ф. Толстых [и др.] // Физико-химическая механика материалов. Спец. выпуск: «Проблемы коррозии и противокоррозионной защиты материалов». – 2000. - № 1. – С. 500-503.

КАРБИДОКРЕМНИЕВАЯ КОНСТРУКЦИОННАЯ КЕРАМИКА: ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ПРИМЕНЕНИЯ В РОССИИ

Головина М.А., Рахимзянова Д.Д.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время одной из наиболее динамично развивающихся областей применения карбида кремния является производство износостойкой керамики для нефтяного и химического машиностроения. Отечественные профильные предприятия реализуют технологию производства износостойкой карбидокремниевой керамики, ориентированную на использование керамического сырья – микронизированного карбида – и технологического оборудования с очень высокими термосиловыми параметрами компактирования, поставляемых зарубежными предприятиями.

Целью работы является оценка состояния производства и применения в России карбидокремниевой конструкционной керамики.

Карбид кремния (SiC) кристаллизуется в двух модификациях: при температурах менее 2000°C — в кубической типа сфалерита (β -SiC), и при более высоких температурах — в гексагональной (α -SiC). Карбид кремния тугоплавок ($t_{пл}=2830^\circ\text{C}$), химически стоек, по твердости уступает лишь алмазу и нитриду бора: твердость по Моосу – 9,1-9,5; микротвердость 3300-3600 кгс/мм². Карбид кремния обладает высокой термической, химической и радиационной стойкостью, выделяется своей устойчивостью к окислению среди многих окислостойких сплавов и химических соединений. Карбид кремния не реагирует с минеральными кислотами любых концентраций, включая и плавиковую кислоту. Карбид кремния активно разлагается с образованием соответствующих силикатов при сплавлении с едкими и углекислыми щелочами и перекисями.

Поликристаллический карбид кремния получают в электрических печах при температуре 1800-2300 °C путем восстановления диоксида кремния углеродом: $\text{SiO}_2 + 3\text{C} = \text{SiC} + 2\text{CO}$ [1].

Благодаря своим свойствам карбид кремния широко применяется при производстве керамических материалов. В настоящее время к керамическим относятся поликристаллические материалы, получаемые спеканием неметаллических порошков природного или искусственного происхождения. К преимуществам керамики по отношению к альтернативным металлическим материалам можно отнести доступность сырья, более низкую энергоемкость производства, экологическую безопасность, комплекс высоких физико-химических и механических свойств (твердость, тугоплавкость, коррозионную, термическую и радиационную устойчивость и

др.). Современные виды керамики подразделяют на две группы: конструкционную и функциональную. К конструкционной относится керамика, используемая для создания механически стойких конструктивных элементов устройств, а к функциональной – керамика, обладающая специфическими электрическими, термическими, оптическими и магнитными функциями. В свою очередь конструкционную керамику делят на оксидную и бескислородную (на основе карбидов, нитридов, боридов).

Конструкционная керамика широко используется при нормальных температурах и условиях, требующих от материала твердости, прочности и стойкости к истиранию. Коррозионная стойкость материалов на основе карбидокремниевой керамики позволяет применять их для производства уплотнений насосов и деталей клапанов, подвергаемых абразивному воздействию суспензий и жидкостей. В машиностроении конструкционные керамические материалы применяются благодаря высокотемпературной прочности и сопротивлению ползучести. Керамика на основе карбида кремния используется в дизельных и газотурбинных двигателях. В военной промышленности конструкционные керамические материалы вследствие их твердости и прочности применяют для изготовления средств индивидуальной защиты и бронирования военной техники. Керамический бронежилет на основе композиции карбида и нитрида кремния обладает на 40 % меньшей массой по сравнению с металлическими аналогами и предусматривает возможность практически полной защиты биологических объектов, что в целом позволяет по оценкам экспертов уменьшить число смертей и тяжелых ранений в результате осколочных поражений на 80 % [2, С. 23 – 24].

В настоящее время в России производство конструкционной карбидокремниевой керамики осуществляется с использованием двух основных технологий – горячего прессования в ООО «Завод технической керамики» и твердофазного спекания в ООО «Вириал».

Компания ООО «Завод технической керамики» (г. Москва) создана в 1992 г. и занимается производством керамических режущих сменных многогранных пластин и износостойких изделий для различных отраслей промышленности и техники, а также разработкой новых композиционных материалов для режущих инструментов. Производство керамических изделий имеет полный технологический цикл: от размола и обжига керамического куска до производства готовых шлифованных изделий, включая высокотемпературное газостатическое доуплотнение изделий.

Карбид кремния в виде микропорошка используется для производства элементов запорной и регулирующей арматуры, а также керамических подшипников.

Компания ООО «Вириал» (г. Санкт-Петербург), созданная в 1991 г., занимает устойчивое лидирующее положение в отечественном секторе износостойкой керамики для машиностроения. Основные направления работы предприятия – производство и поставка изделий из износостойкой машиностроительной керамики крупнейшим предприятиям страны,

изготавливающим мощные погружные центробежные насосы для добычи нефти, торцевые уплотнения и запорную арматуру [2, С. 35 – 36].

Таким образом, керамические материалы обладают рядом весьма ценных эксплуатационных свойств, что позволяет рассматривать их как наиболее перспективные материалы XXI века. В России научно-исследовательские работы по созданию и использованию новых керамических материалов проводится в соответствии с различными федеральными программами, входят в «Перечень критических технологий Российской Федерации», утвержденный в 2002 г., и отнесены к приоритетным, которые в настоящих условиях развития науки и техники весьма тесно взаимосвязаны с нанотехнологиями. По оценкам экспертов, в настоящее время научный уровень российских теоретических исследований в области нанокерамики соответствует мировому. Однако реализация и коммерциализация полученных результатов в масштабах промышленного производства существенно отстает [2, С. 25].

Библиографический список

1. Карбид кремния конструкционного назначения. – Режим доступа: URL: http://support.sibsiu.ru/imm/index.php?option=com_content&view=article&id=217:2011-11-18-00-49-46&catid=18:-07&Itemid=40. – Загл. с экрана.

2. Руднева В.В. Наноматериалы и нанотехнологии в производстве карбида кремния: монография. В 3 т. Дополнительный том. Плазменный синтез и компактирование нанокарбида кремния / В.В. Руднева, Е.К. Юркова; науч. ред. Г.В. Галевский. – Новокузнецк: Изд. центр СибГИУ, 2011. – 241 с.

УДК 621.921.34.002.2

АНАЛИЗ ОТЕЧЕСТВЕННОГО ПРОИЗВОДСТВА И ПРИМЕНЕНИЯ НАНОАЛМАЗОВ

Калеканова О.В., Терентьева И.М.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Детонационные наноалмазы (НА) впервые были синтезированы взрывным разложением мощных смесевых взрывчатых веществ (ВВ) с отрицательным кислородным балансом в неокислительной среде более 30 лет назад. НА сочетают в себе наноразмерность, химическую стойкость алмазного ядра и активность периферической оболочки.

Целью данной работы является проведение анализа отечественного производства наноалмазов и основных областей их применения.

В настоящее время известны три основных способа детонационного синтеза НА:

- в среде собственных продуктов детонации или в среде инертных газов;

- в водной оболочке вокруг заряда ВВ;
- в ледяной бронировке заряда.

Водяная или ледяная оболочки обеспечивают максимальный выход НА. Синтез позволяет получить лишь первичный углеродный материал – т.е. алмазосодержащую шихту (АШ), в состав которой входит собственно НА, графитообразные структуры и техногенные загрязнения [1].

Для получения максимального выхода НА и АШ необходимы:

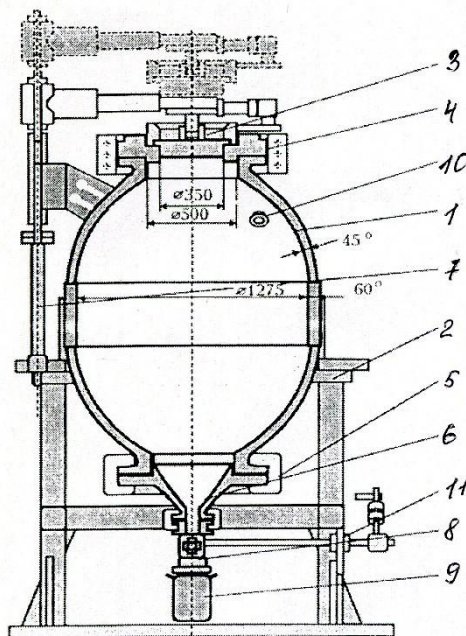
- 1) максимально возможная плотность заряда;
- 2) взрыв заряда в оболочке из воды и льда;
- 3) максимально сильный инициирующий импульс подрыва заряда;
- 4) оптимальная форма в виде удлинненного цилиндра.

Производство НА включает в себя: детонационный синтез, химическую очистку и отмывку НА от кислоты и кондиционирование продукта.

Процесс промышленного детонационного синтеза проводят периодически, каждый раз вручную загружая заряд ВВ, снабженный электрическим капсюлем-детонатором, через верхний люк герметически закрываемой взрывной камеры. В зависимости от принятой на предприятии технологии заряд в виде цилиндра без какой-либо бронировки или в воде или во льду подвешивают на специальных лентах к крюку, приваренному в верхней части камеры. Подрыв осуществляют из другого взрывозащищенного помещения путем подачи электрического импульса на капсюль-детонатор.

Конструкция взрывной камеры играет важную роль в синтезе НА.

Схема взрывной камеры приведена на рисунке 1.



- 1 – корпус камеры; 2 – рама; 3 – затвор; 4 – замок верхний;
 5 – замок нижний; 6 – затвор; 7 – механизм подъема; 8 – сборник продукта;
 9 – контейнер; 10 – клапан; 11 – привод

Рисунок 1 – Взрывная камера [1]

В общем случае технология очистки НА включает в себя проведение

10 видов работ.

1. Предварительная подготовка шихты.
2. Приготовление водных растворов азотной кислоты.
3. Приготовление подвижных гомогенизированных суспензий АШ в водных растворах азотной кислоты.
4. Проведение термоокислительной обработки суспензий шихты в непрерывном режиме в аппаратах под давлением.
5. Разделение продуктов термоокислительной обработки.
6. Организация кислотооборота по азотной кислоте.
7. Отмывка НА от кислот.
8. Переработка отходов.
9. Получение нормализованных стабилизированных суспензий НА в дистиллированной воде.
10. Получение НА в виде сухого однородного порошка.

НА представляют собой очень сложный объект, имеющий трехслойную структуру:

- 1) алмазное ядро размером 4-6 нм, охватывающее 70-90 % углеродных атомов;
- 2) переходную углеродную оболочку вокруг ядра из рентгеноморфных структур углерода толщиной 0,4 – 1,0 нм, в которую может входить 10-30 % углеродных атомов;
- 3) поверхностный слой, включающий, кроме углеродных атомов и другие гетероатомы (N, O, H), образующие широкий спектр разнообразных функциональных группировок [1].

При стоимости шихты от 300 до 500 долларов за килограмм цена на наноалмазы составляет от 3 до 20 тыс. долларов за килограмм [2].

Объем производства детонационных наноматериалов стабилен на протяжении нескольких последних лет. Возможности российских производителей по выпуску наноалмазов сейчас составляют около 5 тонн в год. Стоит отметить, что большая часть производственных мощностей была установлена еще в советское время. Крупнейшими российскими компаниями являются: НПО «Алтай» (Алтайский край) – 2 т/год, «Алмазный центр» (Санкт-Петербург) – 1,5 т/год, комбинат «Электрохимприбор» (Свердловская область) – 500–700 кг/год, Федеральный центр двойных технологий «Союз» (Московская область) – 400 кг/год, «Реал-Дзержинск» (Нижегородская область) – 240 кг/год. Вследствие того, что наноалмазы не нашли пока емких рынков сбыта как в России, так и за рубежом, загрузка производственных мощностей составляет всего 20 % [2].

Несмотря на большое число разрабатываемых сфер применения НА в настоящий момент лидируют 3 основных направления. Примерно 70 % используемых НА приходится на финишное полирование, около 25 % НА используется в гальванике и около 5 % – в масляных композициях. В ближайшей перспективе емкими областями применения могут стать полимер-алмазные композиции, катализаторы с переносом заряда и модифицированные биостойкие бетоны.

Библиографический список

1. Долматов В.Ю. Современная промышленная технология получения детонационных наноалмазов (НА) и основные области их использования / В.Ю. Долматов [и др.]. // Нанотехнологии – производству: тр. конф. (Фрязино). – М.: «Янус - К», 2006. – 428 с.

2. Электронный каталог «Все о технике». – М., [2012]. – Режим доступа: [<http://clubs.ya.ru/4611686018427437084>; 24.04.2012.] – Загл. с экрана.

УДК 661.6

КАРБИД ТИТАНА В СОВРЕМЕННОМ МАТЕРИАЛОВЕДЕНИИ

Пулотова З.М.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Галевский Г.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Карбид титана TiC благодаря своим свойствам – износостойкости и коррозионной стойкости, твердости, высокой тугоплавкости, химической инертности – востребован в различных областях для изготовления твердых сплавов, металлокерамического инструмента, жаропрочных изделий, защитных покрытий металлов.

Целью работы является анализ современного состояния технологии производства карбида титана и областей его применения.

Классификация известных способов получения карбида титана TiC с точки зрения агрегатного состояния исходной реакционной шихты и основных областей применения представлена на рисунке 1.

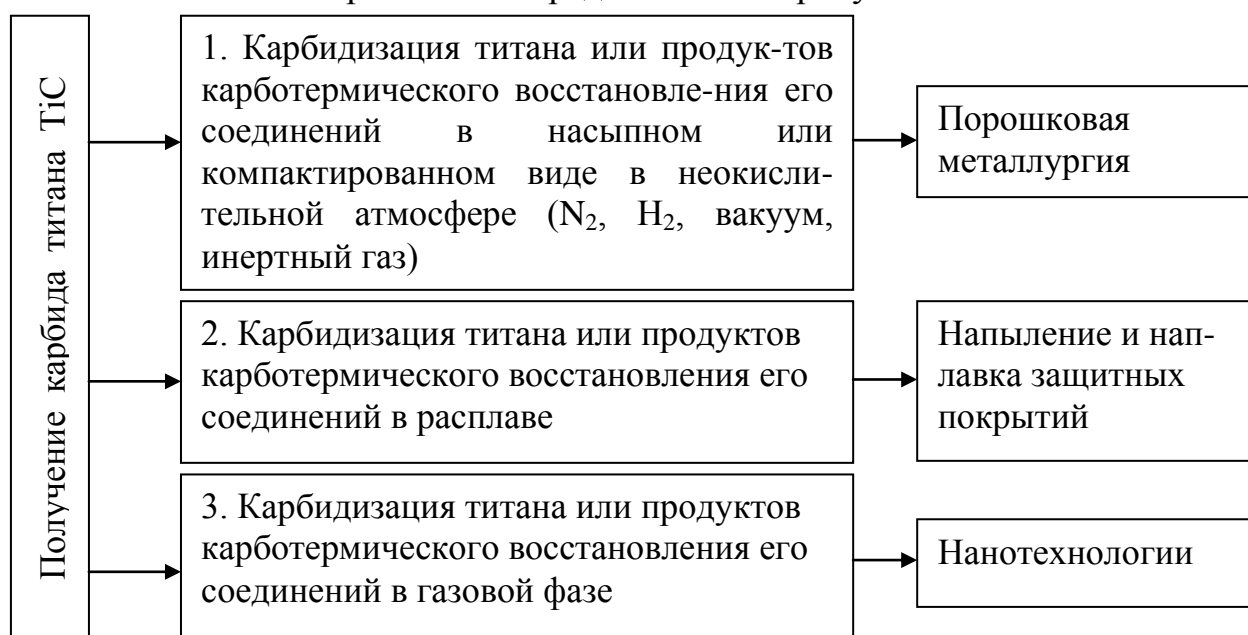


Рисунок 1 – Классификация способов получения карбида титана

Карбид титана, полученный карботермическим восстановлением его соединений в насыпном или компактированном виде в неокислительной атмосфере (N_2 , H_2 , вакуум, инертный газ), в основном применяется в порошковой металлургии. ПАО «Запорожабразив» применяет карбид титана в технологии производства твердых сплавов для обработки стали. Разрабатываются также высокожаропрочные и окалиностойкие твердые сплавы на основе карбида титана с кобальтовой или хромоникелевой связкой [1]. На ООО «Томскнефтехим» производят износостойкий композиционный материал, который изготавливается методами порошковой металлургии из шихты на основе карбида титана. Область использования – армирование кромок ножей грануляторов нефтехимического оборудования, дисковых пил деревообрабатывающего оборудования, изготовление вставок в трубные ключи буровых установок, активных частей гвоздильных автоматов [2]. Порошки карбида титана TiC используются для приготовления абразивных паст, а также применяются при получении дисперсноупрочненных сплавов, твердосплавного инструмента и изделий. Абразивные пасты КТ предназначены для операций шлифования, доводки и притирки деталей из стали, чугуна, цветных металлов и их сплавов: подшипников, деталей топливной аппаратуры (плунжерные пары, клапаны), запорно-тормозной аппаратуры, узлов пневмоприводов, инструментальной оснастки, деталей авиационной техники, а также для обдирки крупногабаритных деталей и узлов [3]. В США (фирма «Ferro-TiC») в промышленных масштабах выпускается большая номенклатура карбидосталей (торговая марка «Ferrotic») на основе инструментальных, конструкционных, нержавеющей сталей с содержанием карбида титана до 33 % (мас.). В Германии (фирма «Deutsche Edeltahlwerke GmbH») для аналогичных целей выпускаются карбидостали с карбидом титана, а также с карбонитридом титана в количестве 30 – 34 % (мас.) (торговая марка «Ferrotitanit»). В качестве примера можно привести карбидосталь производства США марки С (легированная сталь (Cr – 3 %, Mo – 3 %, C – 0,6 %) – 33 % TiC), которая используется для изготовления конструкционных деталей повышенной жесткости. В отожженном состоянии она обладает способностью поглощать вибрации. Применяется для изготовления шлифовальных оправок, расточных шпинделей и буровых штанг, что позволяет повысить точность обработки поверхностей [4]. Карбонитриды титана в настоящее время как обладающие рядом преимуществ перед карбидом титана используются в качестве основы сплавов для изготовления режущего инструмента. Кроме того, сплавы на основе карбонитридов применяют для изготовления быстроизнашивающихся деталей, напорных втулок, в буровых инструментах и др. [5].

Карбид титана, полученный путем карботермического восстановления его соединений в расплаве, используется главным образом для напыления и наплавки защитных покрытий. Напыление карбида титана позволяет создавать на поверхности тонкое износостойкое покрытие, многократно

увеличивающее жизненный цикл детали и изделия в целом. В исследовательском центре ВНИИТС разработан процесс, дающий повышение эксплуатационных свойств твердых сплавов с помощью нанесения на пластины износостойких слоев толщиной до 10 мкм, состоящих из карбида и карбонитрида титана. Этот тип покрытия имеет высокую твердость и низкую теплопроводность при температуре ~1273 К, он обеспечивает значительный рост износостойкости инструмента при одновременном повышении прочности [6].

Карбид титана TiC в виде нанодисперсных порошков, который получают путем карботермического восстановления соединений титана в газовой фазе, применяется в композиционных материалах. Основная область применения нанопорошков карбида титана – модифицирование сплавов. Применение нанопорошков карбида титана в технологии модифицирования сплавов дает возможность получать отливки с заранее заданной структурой и стабильными свойствами, способствующими более широкому применению литых заготовок в ответственных конструкциях, машинах и механизмах [7]. В работе [8] исследовали введение в алюминиевые деформируемые и литейные сплавы, а также в серый чугун нанопорошки карбонитрида титана, в результате чего происходит измельчение структуры литых изделий, повышается уровень характеристик механических свойств, пластичности и износостойкости. Карбид титана также применяют для нанесения защитных покрытий с использованием вакуумных ионно-плазменных методов напыления. В работе [9] исследовано ионно-плазменное покрытие на основе нитрида и карбида титана. Исследования оценки прочности сцепления ионно-плазменных покрытий методом царапания установили, что наибольшей адгезионной прочностью обладают многокомпонентные TiCN, а наименьшей – TiC и TiN. Этот способ является одним из самых современных способов обработки поверхности.

Библиографический список

1. Свойства порошков металлов, тугоплавких соединений и спеченных материалов / И.М. Федорченко [и др.]. – К.: Наук. думка, 1978. – 184 с.
2. Износостойкий композиционный материал / Академия наук СССР ордена Ленина Сибирское отделение Республиканский инженерно-технический центр по восстановлению и упрочнению деталей машин и механизмов. – Томск, 1985. – 1 с.
3. Электронный каталог ГПНТБ России [Электронный ресурс]: база данных содержит сведения о всех видах лит., поступающей в фонд ГПНТБ России. – Режим доступа: [<http://www.ehk.ru/products/titanium-carbide-and-abrasive-paste/>; 22.02.2012] – Загл. с экрана.
4. Электронный каталог ГПНТБ России [Электронный ресурс]: база данных содержит сведения о всех видах лит., поступающей в фонд ГПНТБ России. – Режим доступа: [http://www.nbu.gov.ua/portal/natural/Nn/2002_2009/

statti/vup25/25-1/03. pdf; 17.04.2012] – Загл. с экрана.

5. Пат.2175021 РФ, МПК С 22 В 34/12. Способ получения карбонитрида титана / С.В.Александровский, В.М. Сизяков, Д.В. Ли, М.Б. Гейликман, А.Х. Ратнер; Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В. Плеханова. - № 2000125114/02, заявл. 04.10.2000 , опубл. 20.10.2001. – 1 с.

6. Клячко Л.И. Обзор свойств и способов производства твердых сплавов и направления их совершенствования / Л.И. Клячко // Цветные металлы. – 2006. – № 3. – С. 61-67.

7. Галевский Г.В. Некоторые вопросы применения наночастиц тугоплавких соединений в качестве модифицирующих комплексов различного назначения / Г.В. Галевский, В.В. Руднева // Вестник горно-металлургической секции РАЕН. Отделение металлургии: сб. науч. трудов // СибГИУ. – Новокузнецк, 1999. – Вып. 8. – С.46-53.

8. Решетникова С.Н. Применение нанопорошков химических соединений для повышения качества металлоизделий: автореф. дис.... канд. техн. наук / С.Н. Решетникова; Сибирский государственный аэрокосмический университет имени академика М.Ф. Решетнева. – Красноярск, 2008. – 17 с.

9. Романенко Е.Ф. Повышение работоспособности и качества поверхности инструментальных материалов электрофизическими покрытиями и комбинированной обработкой: автореф. дис.... канд. техн. наук / Е.Ф.Романенко; Юго-Западный государственный университет. – Курск, 2011. – 19 с.

IV. НОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ И УПРОЧНЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ

УДК 621.78

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА БЫСТРОРЕЖУЩЕЙ СТАЛИ Р6М5

Евдокимова И.Н.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью данной работы является изучение влияния процесса предварительного нагрева на свойства быстрорежущей стали Р6М5 при выборе оптимальных режимов химико - термической обработки.

Таблица 1 – Основные элементы быстрорежущей стали Р6М5 [1]

Марка стали	С	Cr	W	Mo	V	Co
Р6М5 (ЭИ298)	0,82-0,90	3,8-4,4	5,5-6,5	5,0-5,5	1,7-2,1	-

Структура быстрорежущей стали **после закалки** такова: мартенсит с включенными в него карбидами; при этом границы исходного аустенитного зерна хорошо выявлены.

После отпуска быстрорежущие стали имеют структуру, состоящую из мартенсита отпуска и карбидов, и твердость 63-65 HRC.[2]

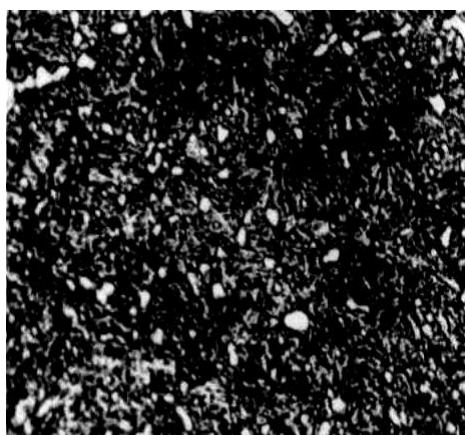


Рисунок 1 – Микроструктура быстрорежущей стали Р6М5 после закалки $\times 500$

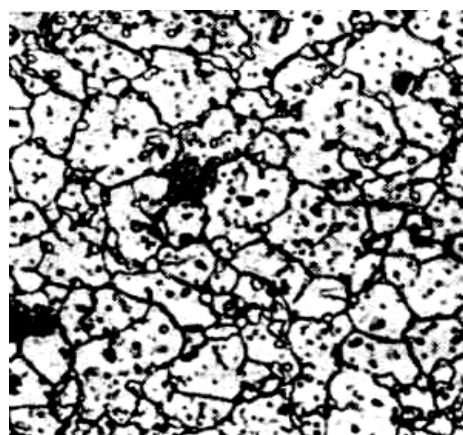
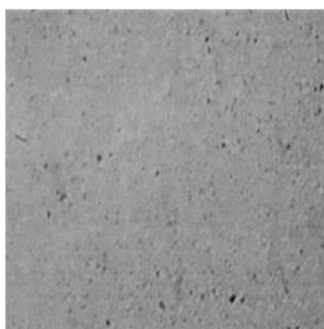
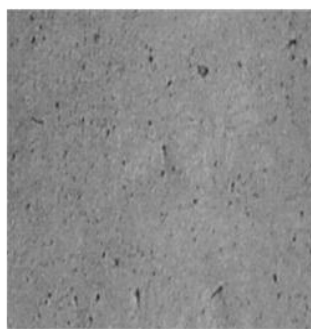


Рисунок 2 – Микроструктура быстрорежущей стали Р6М5 после закалки и трехкратного отпуска $\times 500$

Для того что бы сократить обработку по времени и по цене нами были проведены следующие методы:

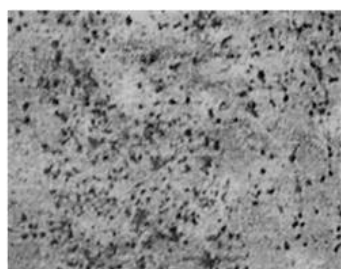


Центр x 80

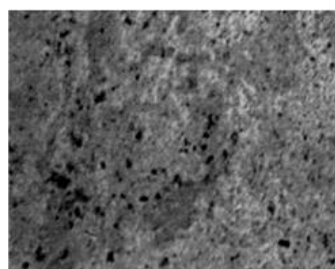


Край x 80

Рисунок 3 – Влияние обработки в золе (1100°С, 1 ч, зола + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером) на микроструктуру стали Р6М5



Центр x 80

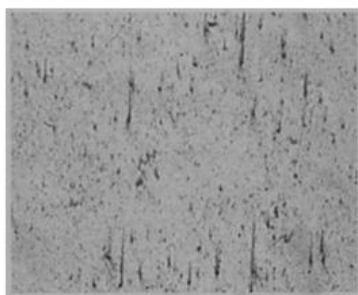


Край x 500

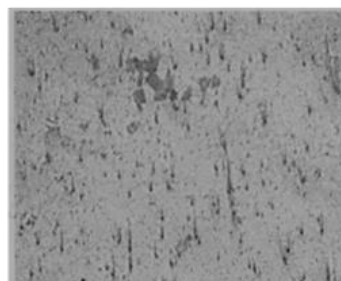
Рисунок 4 – Влияние обработки в песке (1100°С, 1 ч, молотый песок + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером) на микроструктуру стали Р6М5

На поверхности образца наблюдаются включения карбидов крупных (темные) и мелкие (белые). В центральной части карбидных включений больше, чем на поверхностной.

Отличие поверхностного слоя и центрального не выражены ярко.

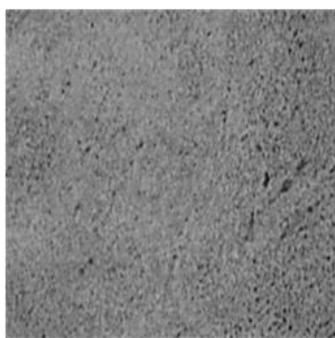


Центр x 80

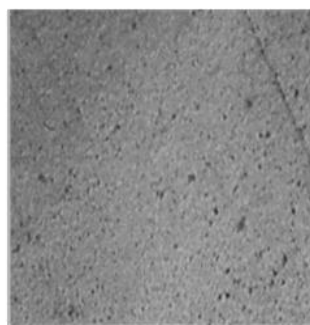


Край x 80

Рисунок 6 – Влияние обработки в глине (1100°С, 1 ч, глина + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером) на микроструктуру стали Р6М5



Центр x 80



Край x 80

Рисунок 7 – Влияние обработки в древесном угле (1100°C, 1 ч, молотый древесный уголь + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером) на микроструктуру стали P6M5

Размеры карбидных включений разные.

Наибольший эффект получен при обработки в древесном угле. Отмечают равномерные и дисперсионно мелкие карбиды, как в центральной части, так и на поверхности.

Вывод:

Общий характер распределения и формы карбидов схожи, но наиболее равномерное распределение дисперсно-мелких карбидов наблюдается при обработкой в древесном угле.

Приведенные выше данные показывают целесообразность и эффективность применения методов химико-термической обработки и, в частности, влияния обработки в древесном угле она должна быть не только более эффективной, но и экономически выгодной.

Но есть и недостаток этой стали, она является дорогостоящей, так как состоит из очень дорогих элементов.

Библиографический список

1. Лахтин Ю.М. Материаловедение: учебник для вузов [Текст] / Ю.М. Лахтин. – М.: Машиностроение, 1990. – 528с.
2. Гуляев А.П. Металловедение: учебник для вузов [Текст] / А.П. Гуляев. – М.: Металлургия, 1986. – 544с.

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВО СТАЛИ У8

Скачкова А.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Сталь У8 – это углеродистая инструментальная сталь, выпускаемая по ГОСТам 1435-99 и 1435-54.

Таблица 1 – Химический состав

Сталь	Массовая доля элемента, %				
	углерод	кремний	марганец	сера	фосфор
У8	0,75 – 0,84	0,17 – 0,33	0,17 – 0,33	не более 0,028	не более 0,030

Так же входят никель (не более 0,25%), хром (до 0,2%), медь (до 0,25%).

В работе изучалось влияние среды нагрева на свойства стали У8, что в дальнейшем позволит найти оптимальный способ повышения механических свойств.

Влияние режимов нагрева на прочностные свойства

Прочностные свойства оценивались двумя характеристиками: временное сопротивление разрыву (σ_b) и условным пределом текучести ($\sigma_{0,2}$). Зависимость характеристики σ_b от температуры нагрева стали У8 в среде песка и на воздухе представлена на рисунке 1.

Анализируя полученные данные, можно сказать, что нагрев стали У8 на воздухе последовательно снижает временное сопротивление разрыву вплоть до максимальной температуры нагрева (700°C). При этом σ_b составляет 420 – 440 МПа.

Использование в качестве среды кварцевого песка (SiO_2) приводит к появлению на кривой $\sigma_b - T$ явно выраженного максимума при температуре выдержке 200°C и небольшого повышения σ_b после выдержки при температурах 400 и 500°C (на 18% при 200°C и 11,5% при 400°C по сравнению с σ_b после выдержки в воздушной атмосфере.)

Сравнивая ход кривых на рисунке 1, видно что нагревающая среда оказывает заметное влияние на прочностные свойства стали У8. Разупрочняющий эффект 10 часовой выдержки замедляется уже начиная с 300°C и вплоть до 700°C, что приводит к превышению временного сопротивления разрыву после нагрева и выдержке в кварцевом песке по сравнению с воздушной атмосферой в среднем на 11,5 – 16%.

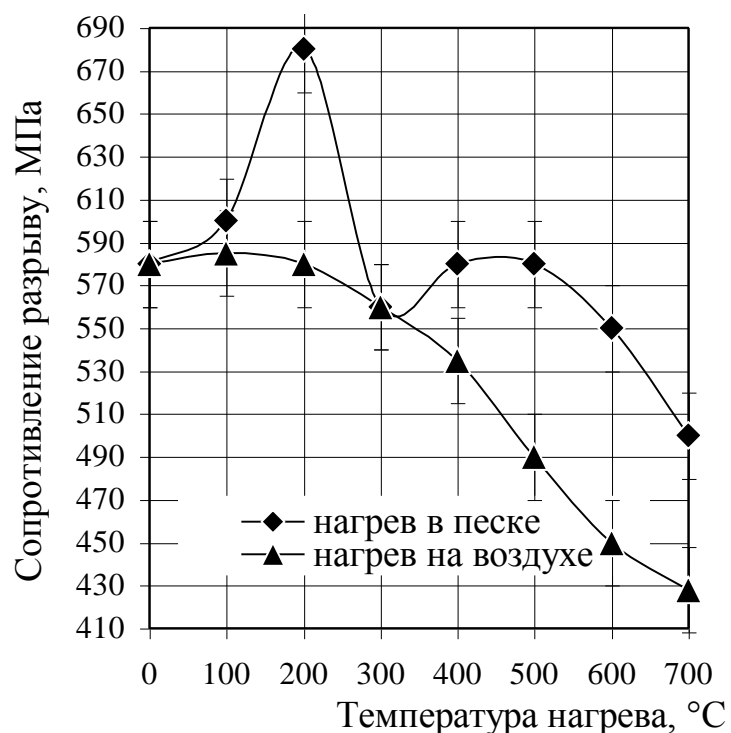


Рисунок 1 – Изменение временного сопротивления разрыву σ_B стали У8 в зависимости от температуры предварительного нагрева в течение 10 часов

Влияние режимов нагрева на пластичность

Влияние температуры нагрева и выдержки в течении 10 ч на воздухе и в среде кварцевого песка на изменение относительного удлинения (δ) и сужения (ψ) образца из стали У8.

Нагрев как в песке, так и на воздухе вызывает немонотонное изменение пластичности стали. Наблюдается два провала пластичности при температурах 200 и 400 °C при нагреве образцов на воздухе и при 200 и 600 °C при нагреве образцов в песке.

Относительное удлинение стали У8 после её нагрева на воздухе в интервале температур до 200 °C падает слабо. Нагрев же стали в песке приводит к усилению провала относительного удлинения при 200°C. Нагрев образцов в песке по сравнению с нагревом на воздухе не изменяет величину провала пластичности (относительного сужения) и усиливает примерно в 3 раза провал относительного удлинения при температуре 200°C.

Влияние различных режимов нагрева оказывают одинаковое действие при 200°C, а с повышением температуры нагрев в песке уменьшает величину второго провала пластичности примерно в 2,5 раза.

Влияние режимов нагрева на содержание водорода

Для определения количества экстрагированного водорода использовали метод вакуумной экстразии. Полученные результаты приведены на рисунке 2. Следует отметить, что используемый метод определения количества водорода (вакуумный нагрев) позволяет определить количество водорода, растворенного в решетке металла (в протонном

состоянии). Водород, находящийся в коллекторах (в молекулярном состоянии) данным методом не определяется. С изменением температуры нагрева в песке в течении 10 часов меняется количество водорода, находящегося в твердом растворе. В исходном состоянии в стали У8 количество растворенного водорода составляет $\sim 0,7 \text{ см}^3/100\text{г}$. В результате нагрева образцов при 100°C содержание водорода в стали У8 снижается до значений до $0,4 \text{ см}^3/100\text{г}$. Повышение температуры нагрева и выдержки до 200°C характеризуется тем, что количество экстрагированного водорода падает до $0,1 \text{ см}^3/100\text{г}$. В дальнейшем нагрев до 300°C приводит вновь к увеличению количества водорода, растворенного в решетке. При этом содержание водорода в стали У8 составило $1,8 \text{ см}^3/100\text{г}$. Нагрев и выдержка при 400°C приводит к тому, что содержание водорода в образцах из стали У8 $0,4 \text{ см}^3/100\text{г}$.

Нагрев образцов стали У8 при 500°C обуславливает содержание в твёрдом растворе $1,3 \text{ см}^3/100\text{г}$ водорода. Увеличение температуры нагрева с 500 до 600°C сопровождается уменьшением содержания водорода растворенного в решетке с $1,3$ до $0,6 \text{ см}^3/100\text{г}$. Дальнейшее повышение температуры с 600 до 700°C сопровождается увеличением до $1,8 \text{ см}^3/100\text{г}$.

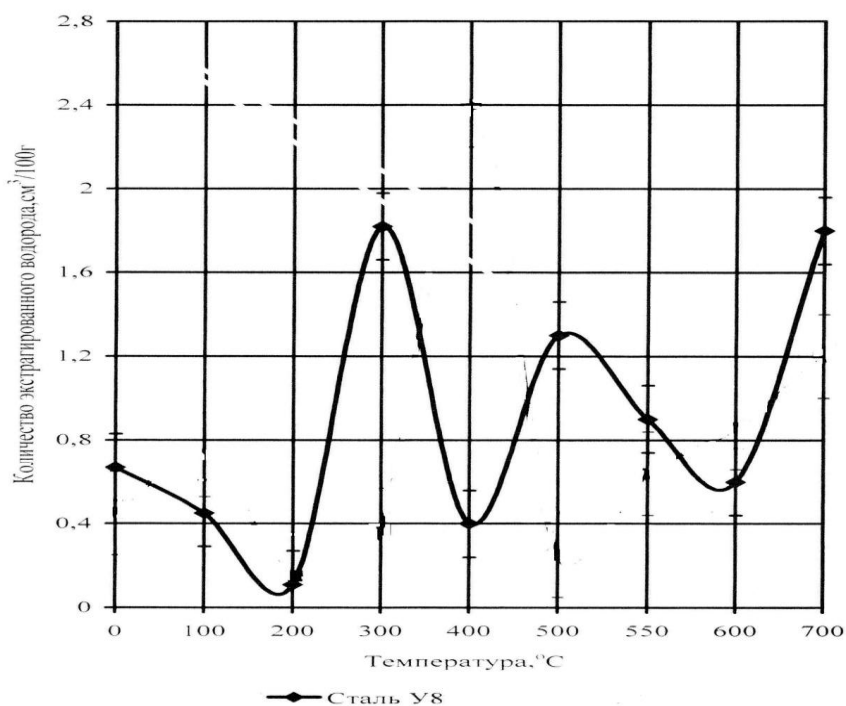


Рисунок 2 – Влияние температуры нагрева и выдержки в течении 10ч в кварцевом песке на содержание экстрагированного водорода в образцах из стали У8

В работе проведено изучение влияния времени выдержки при температуре 700°C в воздушной атмосфере и в среде кварцевого песка на содержание экстрагированного водорода в образцах из стали У8: содержание экстрагированного водорода от времени выдержки для разных сред имеют

аналогичный вид – монотонное возрастание содержания экстрагированного водорода до времени выдержки 20ч., при котором наблюдается максимум, и снижение количества водорода при дальнейшем увеличении времени до 25 ч.

Максимальное содержание экстрагированного водорода при этом составляет в воздушной атмосфере $3,0 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ и $2,3 \text{ см}^3/100 \text{ г}$ для выдержки в среде кварцевого песка, что в 4 и 3 раза выше, чем в исходном состоянии.

Влияние среды (кварцевого песка), в которой проводится выдержка, проявляется в несколько меньшем содержании экстрагированного водорода по сравнению с воздушной атмосферой практически при всех длительностях выдержки за исключением 25 ч. Кроме того, длительные выдержки возвращают газосодержание стали к исходным значениям ($\sim 0,7 \text{ см}^3/100 \text{ г}$).

Библиографический список

1. Лахтин Ю.М. Материаловедение: учебник для вузов [Текст] / Ю.М. Лахтин. – М.: Машиностроение, 1990. – 528с.
2. Гудцов Н.Т. Металловедение и термическая обработка стали и чугуна: справочник [Текст] / Н.Т.Гудцов [и др.]. – М.: Metallurgizdat, 1957. – 1204с.

УДК 621.78

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО – ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СТРУКТУРУ И СВОЙСТВА ВЫСОКОЧИСТОГО ЖЕЛЕЗА 008ЖР

Котова М.О.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время теория и практика создания новых материалов развивается по двум направлениям:

1. Создание материалов с повышенными механическими свойствами (конструкционные и инструментальные материалы для нужд машиностроения и сельскохозяйственной промышленности).

2. Создание материалов с особыми физическими свойствами (приборная техника, а также космическая и криогенная отрасли).

В мировой практике создание этих материалов базируется на легировании, т.е. введение в железную матрицу десятков % редких дорогостоящих элементов. Этот подход имеет ряд существенных недостатков, таких как: резкое увеличение стоимости материалов, которые в конечном итоге отражаются на стоимость готовой продукции, вплоть до товаров повседневного использования. Также усложняется технология получения материала и наносится вред окружающей среде. [1]

В связи с этим нами была поставлена задача разработать материалы, не содержащие легирующих элементов, с высокими физико-механическими свойствами.

Целью работы является: 1) получить структуру железа 008ЖР с повышенными механическими свойствами; 2) подобрать оптимальные режимы обработки для повышения физико-механических свойств железа.

В связи с этим были поставлены следующие задачи: изучить влияние ХТО на линейное расширение и микроструктуру железа 008ЖР.

Микроструктура железа 008ЖР представляет собой ферритные зерна с четко видимыми границами. Наряду со светлыми зернами в структуре находятся несколько темные зерна; это связано с тем, что зерна располагаются под углом друг к другу (это выявляется при травлении шлифа). В структуре также видны точечные включения, являющиеся следствием неизбежного присутствия в металле примесей, в том числе и неметаллических включений.[2]

На кафедре физики металлов и новых материалов проводились работы с целью повышения физико-механических свойств железа путем химико-термической обработки.

Проводилась цементация при температурах 1000 °С – 1100 °С, 1 ч, охлаждение на воздухе, было установлено, что объемная доля перлита увеличивается во всем объеме образца, вероятно, это связано с насыщением металла углеродом и элементами внедрения. Увеличение перлита приводит к повышению механических свойств, после проведения дополнительных операций термической обработки.

Для дальнейшего эксперимента были выбраны различные среды (окислы) – песок, глина и зола.

Микроструктура железа 008ЖР после обработки в молотом песке, смоченным пересыщенным водным раствором мочевины, с добавлением пластика при 1100 °С в течение 1 ч (охлаждение на воздухе с контейнером): в центре шлифа наблюдается небольшое количество перлита и увеличение объемной доли перлита к краю шлифа.

После обработки в глине, смоченной пересыщенным водным раствором мочевины с добавлением пластика при температуре 1100 °С в течение 1 ч, охлаждение на воздухе с контейнером также наблюдается появление перлита, причем по краю шлифа его больше, чем в центре.

На следующем этапе проводилась обработка железа 008ЖР в золе, смоченной пересыщенным водным раствором мочевины, с добавлением пластика, обработка проводилась при температуре 1100 °С, 1 ч, охлаждение на воздухе с контейнером. В этом случае наблюдается появление перлита по всему объему образца (рисунок 1).

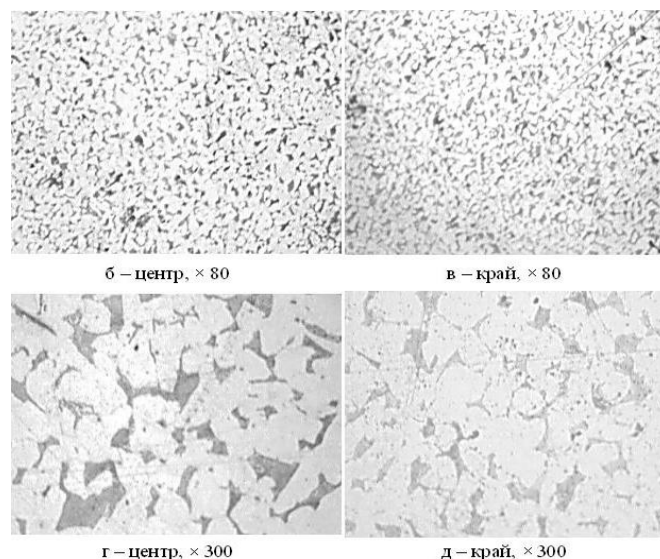


Рисунок 1 – Микроструктура железа 008ЖР после обработки в золе

При обработке в песке наблюдается небольшое увеличение объемной доли перлита, в глине увеличивается незначительно по сравнению с обработкой в песке. Максимальное количество перлита наблюдается после обработки в золе.

На рисунке 2 показано влияние химико-термической обработки (цементация 1000 °С и 1100 °С, 1 ч, охлаждение на воздухе; зола, смочена пересыщенным водным раствором мочевины, 1100 °С, 1 ч, охлаждение на воздухе с контейнером) на коэффициент линейного расширения (КЛР) железа 008ЖР.

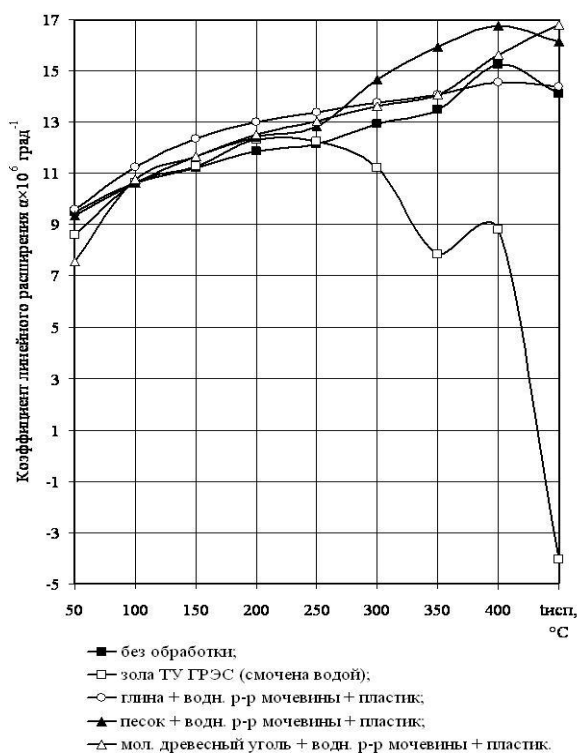


Рисунок 2 – Влияние химико-термической обработки на коэффициент линейного расширения высокочистого железа 008ЖР

Обработка приводит к снижению КЛР во всем температурном интервале испытания. Максимальное снижение достигается при температуре испытания 200 °С, при этом КЛР снижался со значения $\alpha = 12,5 \times 10^{-6}$, град⁻¹ до $\alpha = 11,1 \times 10^{-6}$, град⁻¹. Установлено, что обработка в глине и песке не оказывает существенного влияния на коэффициент линейного расширения. А обработка в золе, смоченной пересыщенным водным раствором мочевины с добавлением пластика при температуре 1100 °С, в течение 1 ч, с охлаждением на воздухе с контейнером, приводит к снижению коэффициента при температурах испытания 250 °С – 450 °С: вплоть до отрицательных значений при температуре 450 °С: $\alpha = -4,1 \times 10^{-6}$, град⁻¹.

Установлено, что обработка в глине и песке не оказывает существенного влияния на коэффициент линейного расширения. А обработка в золе, смоченной пересыщенным водным раствором мочевины с добавлением пластика при температуре 1100 °С, в течение 1 ч, с охлаждением на воздухе с контейнером, приводит к снижению коэффициента при температурах испытания 250 °С – 450 °С: вплоть до отрицательных значений при температуре 450 °С: $\alpha = -4,1 \times 10^{-6}$, град⁻¹.

Установлено, что обработка в золе, смоченной пересыщенным водным раствором мочевины с добавлением пластика при температуре 1100 °С, в течение 1 ч, с охлаждением на воздухе с контейнером, также снижает КЛР при температуре испытаний 450 °С до $\alpha = -0,6 \times 10^{-6}$, град⁻¹.

Выводы.

Наиболее эффективной является обработка в золе. Параметры обработки: зола, смочена пересыщенным водным раствором мочевины с добавлением пластика при температуре 1100 °С, в течение 1 ч, с охлаждением на воздухе с контейнером. Обработка по выбранному режиму приводит к появлению перлита в железе 008ЖР.

Видно, что обработка во всех выбранных средах приводит к резкому увеличению количества перлита, как в центре, так и по краю шлифа. Наиболее эффективной можно считать обработку в золе, т.к. эта обработка не только максимально увеличивает количество перлита, но является одним из новых способов переработки техногенных отходов.

Библиографический список

1. Афанасьев В.К. Некоторые итоги и перспективы металлургии [Текст] / В.К. Афанасьев // Изв. вузов. Черная металлургия. -2000. - № 8. – С. 59 – 62.
2. Лахтин Ю.М. Материаловедение: учебник для вузов [Текст] / Ю.М. Лахтин. – М.: Машиностроение, 1990. – 528с.

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА БЕЛОГО НЕЛЕГИРОВАННОГО ЧУГУНА

Шаповал Е.К.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Попова М.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Белые износостойкие чугуны, которые по выпуску занимают одно из первых мест среди чугунов со специфическими свойствами. Это объясняется повышенным спросом на них в связи с острой актуальностью проблемы повышения стойкости деталей машин, работающих в условиях интенсивного абразивного изнашивания.

Применение белых износостойких чугунов позволило в 3 - 10 раз увеличить срок службы быстроизнашиваемых деталей по сравнению с ранее применявшимися из углеродистой стали, стали 110Г13Л и других материалов. Зачастую лишь белые износостойкие чугуны в состоянии обеспечить надежную эксплуатацию самой разнообразной техники, работающей в жестких условиях интенсивного абразивного износа.

Современные белые износостойкие чугуны — сложнелегированные многокомпонентные сплавы, разнообразные по структуре и свойствам. Они представляют собой отдельную группу промышленных сплавов, при отверждении которых формируется карбидная фаза. Именно она определяет специфические свойства белых износостойких чугунов и в то время создает значительные трудности при производстве и эксплуатации этих сплавов.

В качестве материала исследования был использован передельный чугун, произведенный на ОАО «НКМК» и ОАО «ЗСМК» следующего состава, который приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав передельных чугунов, использованных в качестве шихты для получения чугуна без выделений графита [1, с.2]

№ состава	Предприятие-производитель	Содержание элементов, %								
		C	Mn	Si	P	S	Cr	Ni	Cu	V
1	ОАО «НКМК»	3,57	0,32	0,94	0,10	0,02	-	-	-	-
2	ОАО «ЗСМК»	4,15	0,30	0,90	0,10	0,02	-	-	-	-
3	ОАО «ЗСМК»	4,09	0,76	0,53	0,13	0,03	0,25	0,06	0,02	0,4

Авторами работы [2] в индукционной печи емкостью 160 кг проводилась продувка расплава доменного чугуна ЗСМК кислородом и водяным паром. Продувка кислородом осуществлялась с помощью фурмы в течение четырех минут. После взятия проб оставшийся металл продувался водяным паром из специального устройства. Заготовки заливались в медную

изложницу и на чугунную подложку.

В последующем из них вырезались образцы для металлографического анализа в сыром и термически обработанном состояниях. Проводилась термическая обработка следующих трех видов:

1. Обработка в древесном угле (1100 °С, 1ч., молотый древесный уголь + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером).

2. Обработка в песке (1100 °С, 1ч., молотый песок + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером).

3. Обработка в глине (1100 °С, 1ч., глина + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером).

Подробный металлографический анализ проводился с целью установления возможности растворения выделений цементита. В результате было установлено следующее.

В исходной структуре чугуна (рисунок 1), продутого кислородом, наблюдается ледебуритная структура без выделений графита. Ледебурит имеет колониальное строение, где четко наблюдаются дендриты твердого раствора, а в междендритных участках — выделения цементита. Выявлено изменение микроструктуры после различной термической обработки, предусматривающей нагрев в интервале 700—1000 °С. Здесь можно заметить плавное изменение конфигурации цементита от межосного расположения до компактных выделений в металлической основе. После нагрева с последующим охлаждением на воздухе цементит частично растворяется.

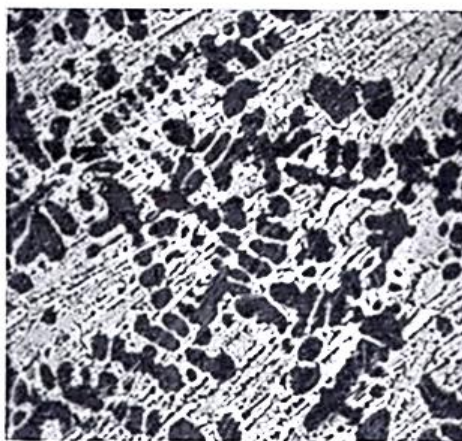


Рисунок 1 – Микроструктура нелегированного белого чугуна, $\times 750$

Во всей серии образцов из чугуна, прожаренных и водяным паром, не обнаруживается колониальная ледебуритная структура, а часто вместо характерного дендритного структурных составляющих (твердый раствор и цементит можно наблюдать узкие значительной протяженности полосы).

Приведенные здесь данные о растворении цементита открывают

большую перспективу белых чугунов в качестве конструкционного материала многоцелевого назначения, содержащего в качестве легирующего элемента водород, который снижает термическую активность первичного цементита.

Металлографический анализ передельного чугуна после продувки, $O_2 + H_2O$) позволил установить повышение эффективности термической обработки с целью растворения выделений графита и цементита.

Таким образом, было установлено:

1. Продувка расплава кислородом резко увеличивает объемную долю цементита и приводит к получению ледебуритной структуры и $\sigma_B = 470—520$ МПа вместо 50—100 МПа для чугуна с выделениями графита. Обработка расплава, заключающаяся в первоначальной продувке кислородом и последующей продувке водяным паром, приводит к формированию ледебуритной структуры и может полностью предотвратить выделение графита;

2. Происходит растворение цементита при нагреве при температурах выше $1000^\circ C$ предварительной обработкой расплава средой, включающей водяной пар.

Библиографический список

1. Долгова С.В. (под рук. В.К. Афанасьева) Белый нелегированный чугун – инструментальный материал нового поколения // Тезисы X международной научно-технической конференции молодых специалистов. Евраз. Новокузнецк, 2012. – 125 с. – С. 24-26.
2. Доменный чугун- металл будущего / В.К. Афанасьев, С.А. Гладышев, Л.А. Годик и др. под научн. ред. В.К. Афанасьева.- Кемерово: «Кузбассвуиздат», 2005.- 343 с.

УДК 621.785.5

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА НЕРЖАВЕЮЩЕЙ СТАЛИ X18H10T

Рудник А.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Материалом исследования была выбрана нержавеющая сталь X18H10T, химический состав приведен в таблице 1. Выбор материала обусловлен широкой областью применения, например, для приготовления химической аппаратуры, деталей двигателей внутреннего сгорания, газовых турбин стационарных силовых установок и современных авиационных двигателей, котлотурбинных установок, печного оборудования, предметов

домашнего обихода [1].

Таблица 1 — Химический состав стали X18H10T [ГОСТ 5632-72]

Элемент	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Cu	Ti
Содержание, % по масс. Все остальное Fe	до 0,12	до 0,8	до 2	9-11	до 0,02	до 0,035	17-19	до 0,3	0,52 - 0,7

X18H10T - сталь аустенитного класса, при высоких кислотостойкости и окалиностойкости обладает очень высокой пластичностью и вязкостью при пониженном пределе текучести. Характеристики прочности повышают добавочным легированием металла и созданием двухфазных сплавов (аустенит + феррит).

Аустенитные стали используют как жаропрочные при температурах до 600°C. Основными легирующими элементами являются Cr-Ni. Однофазные стали имеют устойчивую структуру однородного аустенита с незначительным содержанием карбидов Ti (для предупреждения межкристаллитной коррозии. Такая структура получается после закалки с температур 1050°C-1080°C). Стали аустенитного и аустенитно-ферритного классов имеют относительно небольшой уровень прочности (700-850 МПа).

Общеизвестно, что изменения свойств материала наиболее эффективно по средствам химико-термической обработки [2]. В настоящей работе изучались последствия влияния химико-термической обработки, заключающейся в нагреве в золе (1100°C, 1 час, зола + вода, охлаждение на воздухе с контейнером), на линейное расширение нержавеющей стали X18H10T. Выбор среды обусловлен ключевым влиянием элементов внедрения на свойства материала, выбрана среда, состоящая из алюмосиликатов, т.е. групп силикатов, комплексные анионы которых содержат кремний и алюминий ($[AlSiO_4]^-$, $[AlSi_4O_{10}]^-$, $[Al_2Si_3O_{10}]^{2-}$), являющиеся тугоплавкими, термически стойкими соединениями [3, 4]. Результаты представлены в таблице 2 на рисунке 1.

Установлено, что выбранная обработка позволяет снизить КЛР стали X18H10T на 15% при температурах испытания 50-100°C. Этот факт указывает на перспективы проведения поисковых работ по исследованию влияния химико-термической обработки на линейное расширение, в связи с тем, что тепловое расширение материала коррелирует, являясь мерой сил межатомной связи, со всеми физическими, химическими и механическими свойствами [5, 6], и может быть использована для косвенной оценки коррозионной стойкости.

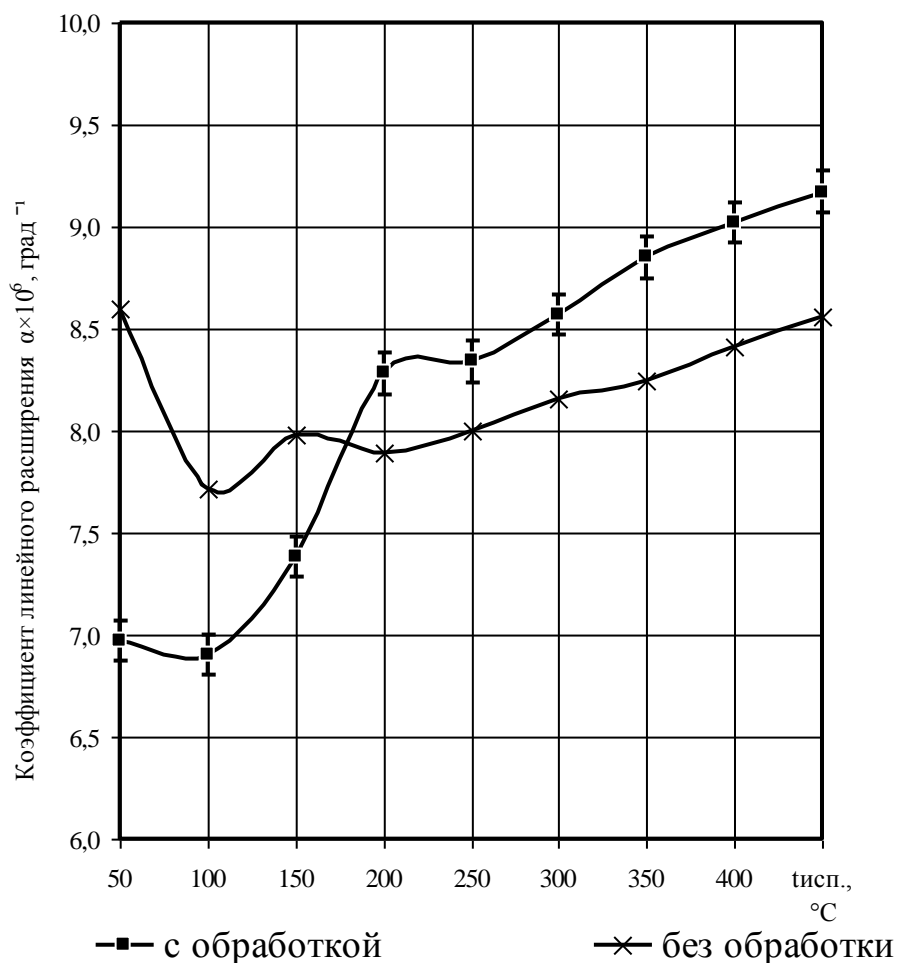


Рисунок 1 — Влияние нагрева в золе (1100°C, 1 час, зола + вода, охлаждение на воздухе с контейнером), на изменение линейного расширения стали X18H10T

Таблица 2 — Влияние нагрева в золе (1100°C, 1 час, зола + вода, охлаждение на воздухе с контейнером) на коэффициент линейного расширения стали X18H10T

Термообработка	Коэффициент линейного расширения $\alpha \times 10^6$, град ⁻¹ , температура нагрева, °C									
	50	100	150	200	250	300	350	400	450	
Без термообработки	8,60	7,72	7,98	7,89	8,00	8,16	8,25	8,41	8,56	
С термообработкой	6,97	6,90	7,38	8,28	8,34	8,57	8,85	9,02	9,17	

Библиографический список

1. Химушин Ф.Ф. Нержавеющие стали [Текст]: Изд. 2-е, перераб. и доп. / Ф.Ф. Химушин. - М. : Металлургия, 1967. - 798 с.
2. Химико-термическая обработка металлов и сплавов : справочник [Текст] / под ред. Г.В. Борисенок, Л.А. Васильев, Л.Г. Ворошнин. - М. : Металлургия, 1981. - 424 с.

3. Афанасьев В.К. Некоторые итоги и перспективы металлургии [Текст] / В.К. Афанасьев // Изв. вузов. Черная металлургия. -2000. - № 8. – С. 59 – 62.

4. Афанасьев В.К. Водородная платформа периодической системы элементов [Текст] / В.К. Афанасьев // Металлургия машиностроения. – 2011. - № 2. - С. 21 – 26.

5. Захаров А.И. Физика прецизионных сплавов с особыми тепловыми свойствами [Текст] / А.И. Захаров. – М. : Металлургия, 1986. – 239 с.

6. Афанасьев В.К. Инвары : учеб. пособие [Текст] / В.К. Афанасьев, М.В. Попова, С.А. Гладышев [и др.] ; Сиб. гос. индустр. ун-т. – Новокузнецк : СибГИУ, 2006. – 126 с.

УДК 621.785.5

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СТАЛИ 20

Николаева М.И.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Сталь 20 является качественной низкоуглеродистой сталью. В таблице 1 представлен ее химический состав. При комнатной температуре сталь 20 обладает невысокой прочностью и высокой пластичностью ($\sigma_b = 410$ МПа, $\delta = 25$ %). На рисунке 1 представлена микроструктура стали 20 после отжига.

Таблица 1 – Химический состав

Марка стали	Содержание элементов, %						
	С	Mn	Si	S	P	Cr	Ni
				не более			
20	0,15-0,25	0,35-0,65	0,17-0,37	0,045	0,040	0,030	0,030

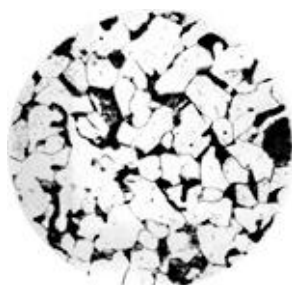


Рисунок 1 – Микроструктура стали 20, X 260

Применяют сталь 20 без термообработки или в нормализованном состоянии для малоответственных деталей (крюки кранов, муфты, вкладыши

подшипников), а также в цементованном состоянии для ответственных конструкций и деталей машин (шестерни, червячные пары, трубопроводы для атомных станций, химических и нефтехимических производств).

В данной работе исследовалось влияние режимов нагрева на свойства стали 20:

- **Изменение предела прочности в зависимости от среды, в которой проводился нагрев** в течение 10 ч представлено на рисунке 2. Так σ_B после нагрева в песке практически при всех исследуемых температурах имеет заметно большее значение по сравнению с аналогичными - полученными после нагрева образцов на воздухе. Максимальное превышение σ_B , вызванное нагревом стали в песке наблюдается при температурах 200°C и 550°C и составляет 75 и 100 МПа.

Сопоставление хода кривых позволяет предположить, что окружающая среда в виде окислов SiO_2 усиливает развитие процессов, протекающих в стали 20 в интервалах температур 100-300°C, что обуславливает появление в этом интервале температур пика прочности после нагрева в песке.

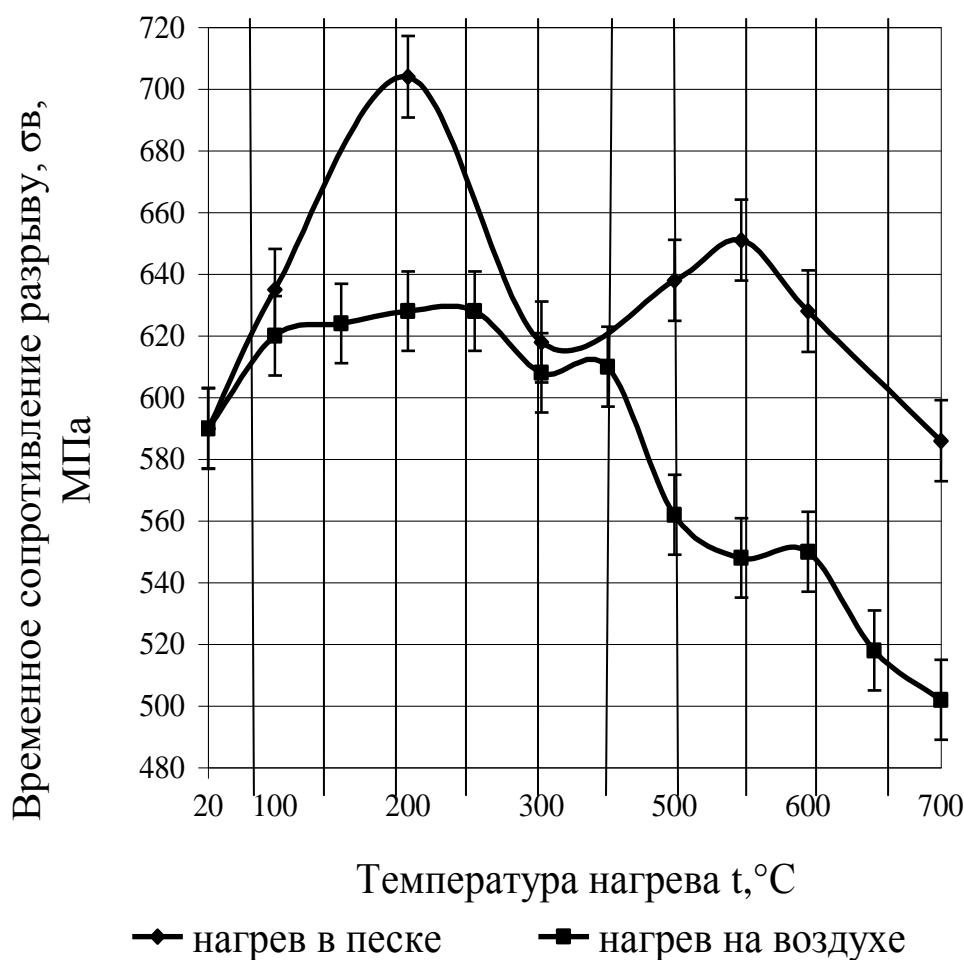


Рисунок 2 – Изменение временного сопротивления разрыву σ_B стали 20 в зависимости от температуры предварительного нагрева в течение 10 ч.

• **Влияние режимов нагрева на содержание водорода.** Количество экстрагированного водорода в зависимости от среды нагрева до 700°C и времени выдержки представлены на рисунке 3.

В исходном состоянии содержание водорода в стали 20 составляет ~ 0,4 см³/100 г. После нагрева в течение 5 часов в песке содержание водорода составило 0,5 см³/100 г, а на воздухе 0,8 см³/100 г. С увеличением времени выдержки от 5 до 25 часов содержание водорода в образцах, нагретых как в песке, так и на воздухе изменяется по кривой с одним максимумом. Максимум наблюдается при 15-ти часовой выдержке. Величина пика содержания водорода в образцах не одинакова (на воздухе 3,6 см³/100 г, в песке 1,7 см³/100 г). С увеличением времени выдержки содержание водорода в образцах уменьшилось и в результате 25-ти часовой выдержки образцов оказалось одинаковым и равным 0,6 см³/100 г.

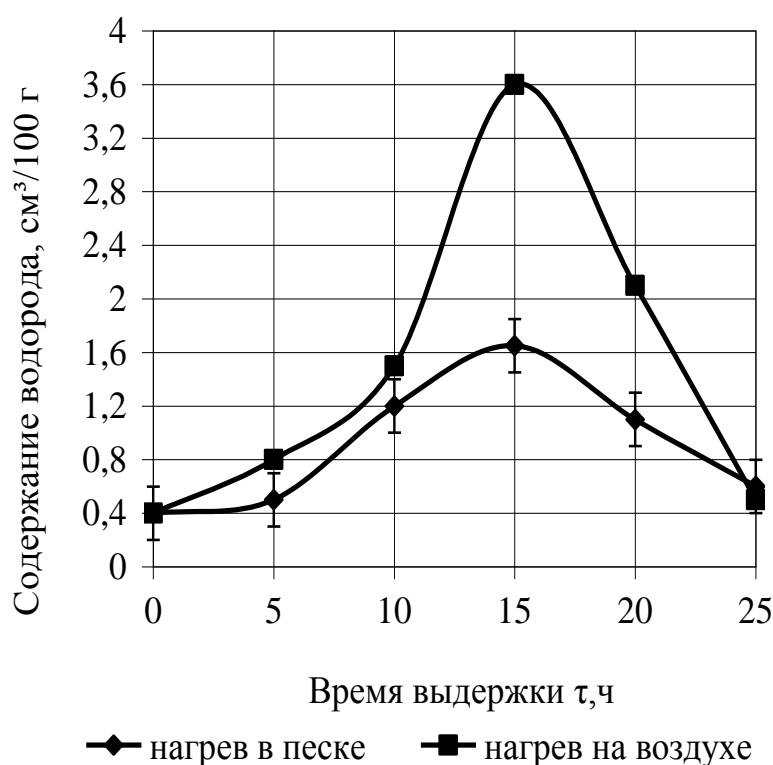


Рисунок 3 – Изменение количества экстрагированного водорода в стали 20 в зависимости от выдержки образцов при 700°C

Наблюдаемое изменение поведения материалов при их нагреве при 700°C в течение разного времени, в связи с изменением среды нагрева с воздуха на песок, может быть связано с активностью влияния среды нагрева на поведение водорода в металле. Показано, что если нагрев металла производится в кислородосодержащей среде, то повышенное содержание кислорода в окружающей среде усиливает диффузию водорода, находящегося в металле и ускоряет развитие процессов, обусловленных диффузией водорода. Этим можно объяснить наблюдаемое ускорение структурных изменений и соответствующее изменение механических свойств при нагреве, изученных материалов, в песке при 700°C.

Библиографический список

1. Лахтин Ю.М. Материаловедение: учебник для вузов [Текст] / Ю.М. Лахтин. – М.: Машиностроение, 1990. – 528с.
2. Гуляев А.П. Металловедение: учебник для вузов [Текст] / А.П. Гуляев. – М.: Металлургия, 1986. – 544с.
3. Гудцов Н.Т. Металловедение и термическая обработка стали и чугуна: справочник [Текст] / Н.Т.Гудцов [и др.]. – М.: Металлургиздат, 1957. – 1204с.

УДК 669.13.018.256

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА СВОЙСТВА БЕЛОГО ЧУГУНА

Долотов Е.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Чугунами называются железоуглеродистые сплавы, содержащие более 2,14% С и затвердевающие с образованием эвтектики. Благодаря сочетанию высоких литейных свойств, достаточной прочности, износостойкости, а также относительной дешевизне чугуны получили широкое распространение в машиностроении. Их используют для производства качественных отливок сложной формы при отсутствии жестких требований к габаритам и массе деталей.

В зависимости от того, в какой форме присутствует углерод в сплавах, различают белые, серые, высокопрочные чугуны, чугуны с вермикулярным графитом и ковкие чугуны.

Белыми называются чугуны, в которых весь углерод находится в связанном состоянии в виде цементита. Согласно диаграмме состояния Fe - Fe₃C белые чугуны подразделяют на доэвтектические эвтектические и заэвтектические. [1]

Механические свойства белого чугуна характеризуются высокой твердостью, умеренной прочностью при растяжении и изгибе и практическим отсутствием пластичности и зависят, в основном, от типа, количества и размера карбидов, которые в свою очередь, определяются химическим составом чугунов и технологией изготовления деталей. [2]

Увеличение срока службы современного оборудования, машин и механизмов тесно связано с повышающимися требованиями к качеству и эксплуатационным характеристикам чугунов, которые требуют постоянного совершенствования их состава и технологии производства. Борьба с изнашиванием, коррозией и окислением металлов и сплавов - один из важнейших резервов повышения долговечности изделий, уменьшения

расходов материалов на запасные части, комплексного улучшения качества и надежности машин и механизмов. В этой связи важной является проблема повышения служебных свойств (износостойкости, жаростойкости и коррозионностойкости) чугунных отливок, которая актуальна для многих отраслей промышленности - машиностроительной, металлургической, горнодобывающей, химической и др.

Белый чугун все более широко применяют как материал для деталей машин и механизмов, подвергающихся интенсивному изнашиванию, окислению и коррозии, хотя традиционно относили его к хрупким и низкопрочным материалам, что существенно ограничивало области его использования. Достигнутые в последние годы успехи в области легирования и термической обработки белых чугунов значительно меняют наши представления об их свойствах и возможных сферах применения.

Разработка принципов композиционного упрочнения сплавов, а также сочетания нескольких видов упрочнения (например, композиционного и дисперсионного, композиционного и деформационного) значительно облегчили оптимизацию микроструктуры и химических составов белых чугунов в зависимости от условий их эксплуатации. Структуры чугунов с эвтектическими композициями на базе специальных карбидов обеспечивают сочетание необычно высоких механических и эксплуатационных свойств. Такие белые чугуны могут обладать повышенной пластичностью, вязкостью и удароустойчивостью, но в то же время сохранять основные преимущества белых чугунов - высокую твердость и износостойкость, и проявление композиционного упрочнения при повышенных температурах и термоциклировании.

Перспективным направлением является разработка оптимального режима химико-термической обработки образцов из нелегированного белого чугуна, направленная на снижение коэффициента линейного расширения белых чугунов. Было показано, что путем химико-термической обработки можно оказывать в нужном направлении воздействие на структуру и свойства белого чугуна, и, в том числе, на коэффициент линейного расширения без привлечения различных легирующих элементов (часто довольно дорогих и дефицитных).

Ниже приведен рисунок со значениями коэффициента линейного расширения белого нелегированного чугуна после химико-термической обработки (обработки (1100 °С, 1 час, молотый древесный уголь + водный раствор мочевины + пластик, охлаждение на воздухе с контейнером) и без нее.

Сравнивая эти значения, можно увидеть, что значение КЛР нелегированного белого чугуна после химико-термической обработки в интервале температур 50 – 100 °С и 200 – 300 °С ниже значения КЛР нелегированного белого чугуна без обработки.

Таким образом показана принципиальная возможность влиять на значение КЛР нелегированного белого чугуна в заданном направлении

посредством применения химико-термической обработки.

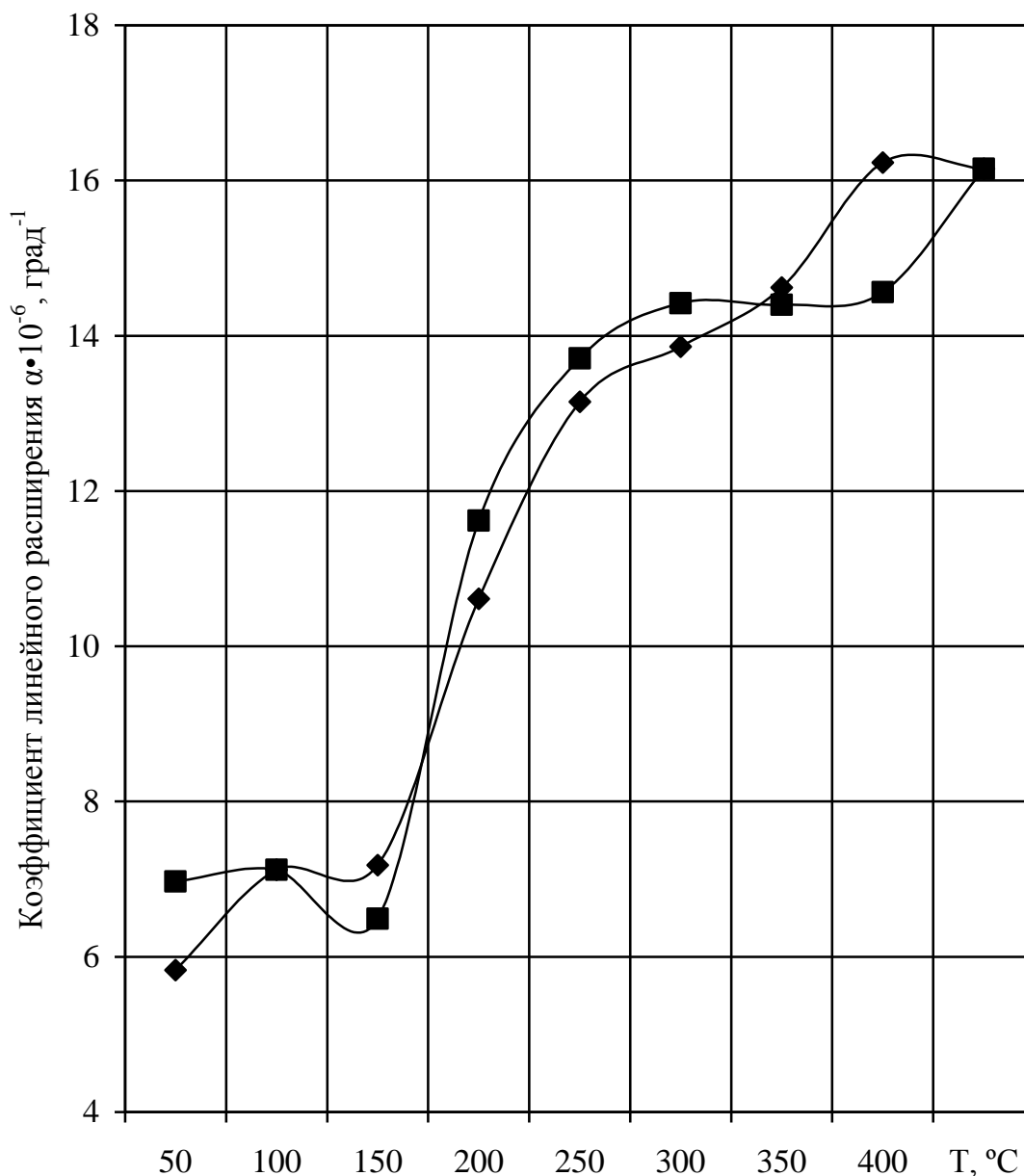


Рисунок 1 – Коэффициент линейного расширения белого нелегированного чугуна: -■- без обработки, -◆- после химико-термической обработки (1100 °C, 1 час, молотый древесный уголь + водный раствор мочевины + пластик, охлаждение на воздухе с контейнером)

Библиографический список

1. Афанасьев В.К. Свойства чугунов. Ч.2. Механические свойства: Учебное пособие/ В.К. Афанасьев, М.В. Чибряков и др. СибГИУ. - Новокузнецк, 2002. 136 с.
2. Арзамасов Б.Н. Материаловедение: Учебник для вузов/ Б.Н. Арзамасов, В.И. Макарова, Г.Г. Мухин и др. – М.: Издательство МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2008. 648 с.

ВЛИЯНИЕ ХИМИКО-ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СТАЛИ 3

Базайкин Ф.Ю.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Афанасьев В.К.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Сталь 3 относится к стали конструкционной углеродистой обыкновенного качества. Основной данного сплава является феррит, но в виду его недостаточной прочности и пластичности, в чистом виде он не используется и производится его насыщение углеродом. В сплаве используют так же никель, хром, медь, марганец, кремний, сера, фосфор и мышьяк. Прочность и пластичность этой марки зависит от количества фосфора и серы. [1]

По состоянию на 2011 год цена на Сталь 3 составит от 25200 до 31600 рублей, спокойной и полуспокойной категорий.[2]

Влияние химико-термической обработки на структуру стали 3

На рисунке 1 приведена стандартная химико-термическая обработка стали 3.

Выделяют три разновидности термообработки стали: отжиг, закалка и отпуск.

Отжиг применяется для получения равномерной структуры и уменьшения ее пластичности.

Закалка стали представляет собой термообработку с целью получения нетипичных характеристик и неравновесной структуры.

Отпуск стали позволяет снизить ее внутренние напряжения, полученные во время закалки с полиморфным превращением. В результате сплав получает максимальную твердость, становится прочным, теряя свою пластичность.

В последнее время используются сложные химические реагенты. В целях термообработке выбран следующий комбинированный состав:

- 1) Пластик (полиэтилен $(\text{CH}_2)_n$)-продукт полимеризации.
- 2) Зола.

Зола и пластик смачиваются пересыщенным водным раствором мочевины для насыщения поверхности H,N,O.

В ходе термообработки происходит насыщение поверхности углеродом. На микроструктуре резко увеличивается количество перлита, что дает право говорить об улучшении механических свойств материала и возможности применения как замены более дорогих марок стали (рисунок 2).

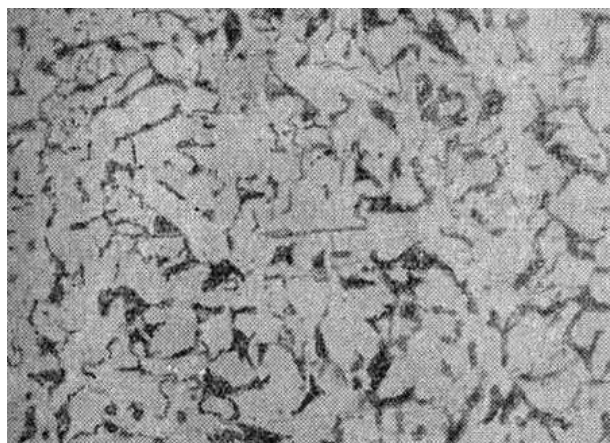


Рисунок 1 – Микроструктура после термической обработки стали 3 (микрошлиф X 80)

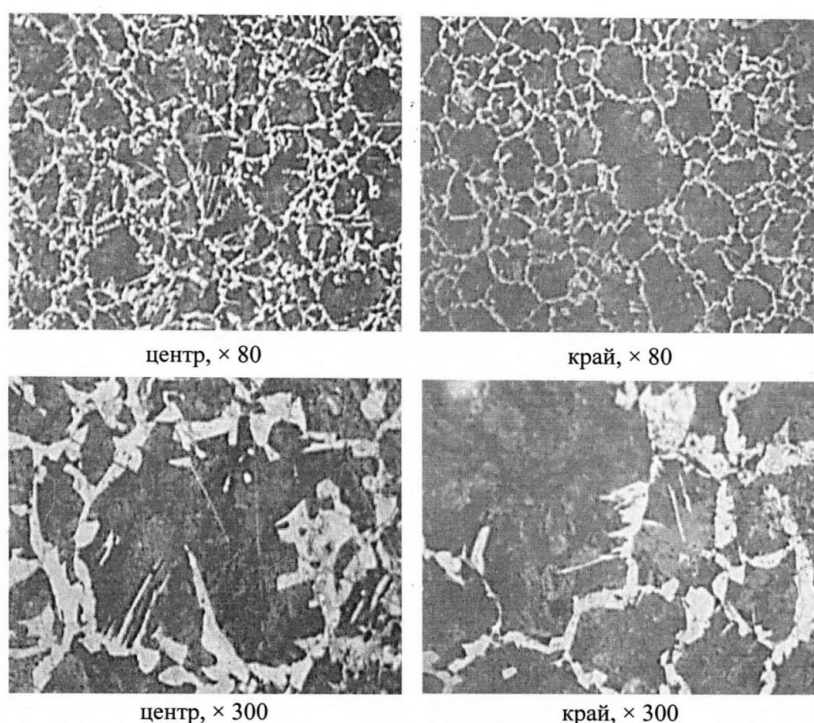


Рисунок 2 – Влияние обработки в золе (1100°C, 1 ч, зола + пластик, смоченные пересыщенным водным раствором мочевины, охлаждение на воздухе с контейнером) на микроструктуру стали 3.

В дальнейшем будут проведены механические испытания, а также поиск оптимального соотношения количества золы и пластика для получения искомой структуры с улучшенными физико-механическими свойствами.

Библиографический список

1. <http://promkom.su/stay/stal-3-kharaktjeristiki-zakalka-stali/>
2. <http://stalnoy-dom.ru/metaloiprodukcija/kachestvennnye-stali/konstrukcionnaya-stal-2/677>

ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОГО СЛОЯ НА СТАЛИ 20 МЕТОДОМ ЭЛЕКТРОННОЛУЧЕВОЙ ОБРАБОТКИ

Достовалов Р.А., Лосинская А.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Батаев В.А.

*Новосибирский государственный технический университет
г. Новосибирск*

Технология вневакуумной электроннолучевой обработки обладает рядом преимуществ при создании высокопрочных покрытий: 1) высокий к.п.д. промышленного ускорителя электронов; 2) высокая производительность; 3) малые потери исходного наплавочного материала; 4) нанесение покрытий вне вакуума [1, С. 14-15].

В работе представлен анализ экспериментальных исследований по получению высокоуглеродистого слоя на стали 20 методом оплавления порошковых композиций. Приготовленный для наплавки порошок, состоящий из углерода (25 % по массе), технического железа (25 % по массе), флюса MgF_2 (50 % по массе) помещался на поверхность основы (сталь 20, 50x10x100 мм); распределение по поверхности - 0,2 г/см². Обработка производилась на промышленном ускорителе электронов ЭЛВ-6М Института Ядерной Физики им. Г.И. Будкера СО РАН. Образец перемещался на координатном столе со скоростью 10 мм/с под выпущенным вертикально вниз сканирующим пучком. Сканирование осуществлялось электромагнитной разверткой. Энергия электронов в пучке - 1,4 МэВ. Мощность пучка регулировалась изменением его тока. Режимы обработки представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Режимы обработки

Образец №	1	2	3	4
Ток, мА	26	24	22	20
Частота развертки, Гц	50	50	50	50

Металлографическое исследование обнаруживает следующее строение обработанных образцов: верхний высокоуглеродистый слой, зона термического влияния, зона основного неизмененного металла. Верхний слой представляет собой структуру заэвтектоидной стали (перлит, вторичный цементит) - в образце 1, доэвтектического чугуна (дендриты перлита и вторичного цементита, эвтектика) - в образцах 2, 3, 4. Фаза вторичного цементита во всех образцах имеет видманштеттову морфологию. Макроскопические дефекты - трещины, поры - в обработанных образцах не обнаружены.

По результатам измерения микротвердости (рис. 1) для каждого

значения глубины построен интервал разброса по максимальному и минимальному показанию, кривая графика проведена по средним значениям. Разброс показаний составляет до 1500 МПа - в образце 1, до 3000 МПа в образцах 2 и 3, до 2000 МПа - в образце 4. По распределению микротвердости в образце можно судить о глубине высокоуглеродистого слоя: не менее 1,6 мм для образцов 1, 2, 3; не менее 1,1 мм для образца 4.

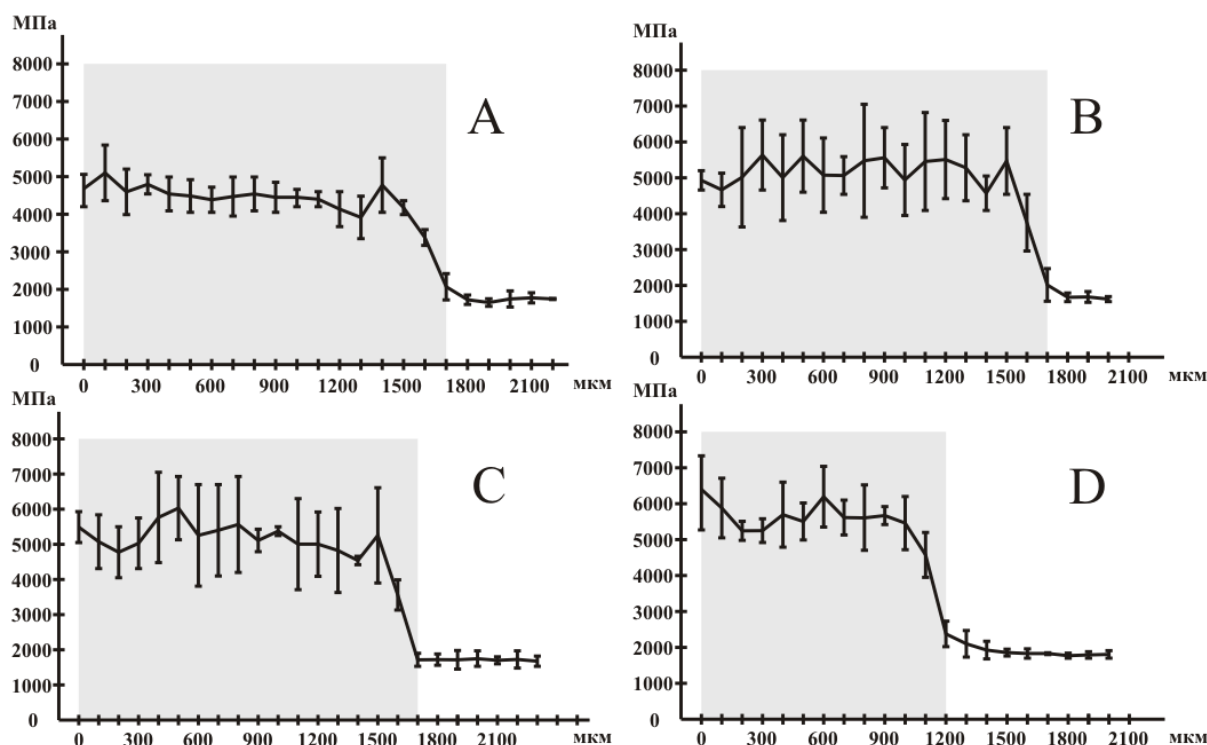


Рисунок 1 – Распределение микротвердости по глубине
обр. 1 (А), обр. 2 (В), обр. 3 (С), обр. 4 (D)

Коэффициенты вариации (K_n) микротвердости высокоуглеродистых слоев косвенно указывают на зависимость микронеоднородности от режима обработки. При коэффициенте вариации основного металла 0,04-0,06, высокоуглеродистый слой, полученный при режиме 26 мА, показывает малое повышение коэффициента (до 0,09); при режимах 24 мА, 22 мА - увеличение коэффициента вариации до 0,17; при режиме 22 мА - до 0,125 (рис. 2). Зависимость средней твердости поверхностного слоя от режимов обработки (рис. 2) показывает, что с уменьшением тока электронов твердость обработанного слоя возрастает. Учитывая данные металлографического исследования и расчет потерь порошка (значения потерь массы образца после удаления шлака составляют 7,56; 7,55; 7,19; 7,45 для образцов 1, 2, 3, 4 соответственно) можно сделать вывод, что повышение твердости связано с меньшим объемом расплавления основного металла - образованием более высокоуглеродистого слоя. Повышение коэффициента вариации при токах 22 мА, 24 мА (рис. 2) подтверждает повышение содержания углерода в поверхностном слое - образование структуры

дозвтектического чугуна. Дальнейшее снижение коэффициента вариации при режиме тока 20 мА можно объяснить большей дисперсностью фазы цементита.

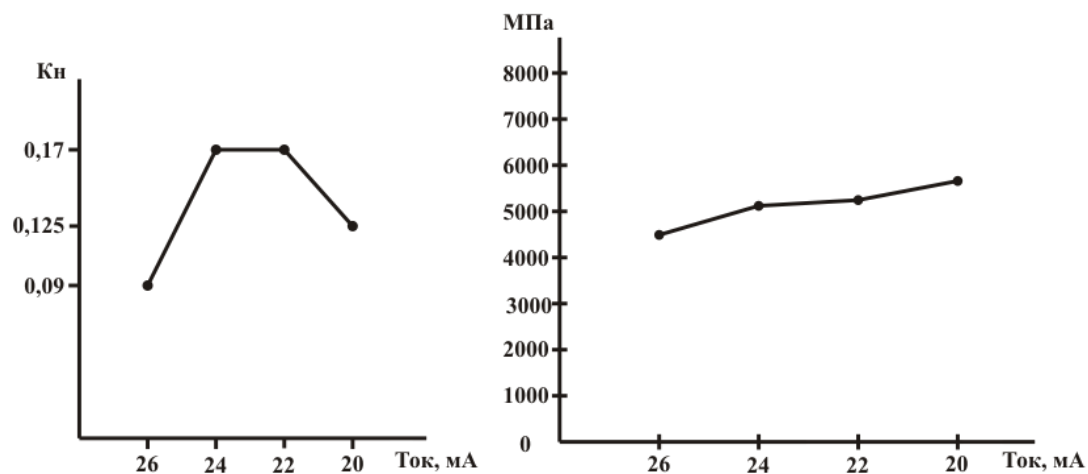


Рисунок 2 – Изменение коэффициента вариации микротвердости (слева) и средней твердости (справа) поверхностного слоя при различных режимах обработки

Таким образом, технология вневакуумного плавления порошковых композиций пучками электронов высокой мощности позволяет получить равномерные покрытия с толщиной до 1,6 мм при отсутствии раковин, трещин, при высокой производительности обработки - 10 мм/с. Средняя твердость полученных покрытий превышает твердость основного металла в 3 раза. Объем расплавленного основного материала варьируется через изменение тока электронов, что позволяет влиять на процентное содержание углерода в обработанном слое при постоянной поверхностной концентрации нанесенного порошка.

Библиографический список

1. Голковский М.Г. Физико-химические основы электроннолучевой вневакуумной наплавки защитных покрытий на титановые сплавы / М.Г. Голковский, Л.И. Тушинский, Н.М. Барис // Новые высокоэнергетические технологии упрочнения металлов / УНЦ новых высокоэнергетических технологий упрочнения металлов. - Новосибирск, 2000. - С. 14 - 27.
2. Батаев И.А. Морфология боридов железа в поверхностном слое, наплавленном электронным лучом / И.А. Батаев, Н.В. Курлаев, О.А. Бутыленкова, О.Г. Ленивцева, А.А. Лосинская // Обработка металлов. Технология. Оборудование. Инструменты. - 2012. - № 1(54). - С. 85-89.
3. Скринский А.Н. Высокопроизводительная наплавка и оплавление порошковых покрытий пучком релятивистских электронов / А.Н. Скринский, В.Г. Мизин В.Г, Л.П. Фоминский и др. // ДАН СССР. - 1985. - т. 283, № 4. - С. 865 – 869.

УДК 531.8

ИССЛЕДОВАНИЕ МАЛЫХ КОЛЕБАНИЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ С ОДНОЙ СТЕПЕНЬЮ СВОБОДЫ ОКОЛО ПОЛОЖЕНИЯ УСТОЙЧИВОГО РАВНОВЕСИЯ

Абрамов Р.А.

Научный руководитель: доцент Дадочкина Т.Н.

Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк

Исследуем малые колебания механической системы с одной степенью свободы около положения устойчивого равновесия. Вынужденные колебания возникают в результате задаваемого извне движения точки крепления пружины 2 $S(t) = S_0 \sin(pt)$, не зависящего от параметров системы (кинематическое возбуждение). Демпфер 4 создает силу линейного вязкого сопротивления, пропорциональную скорости движения штока 3.

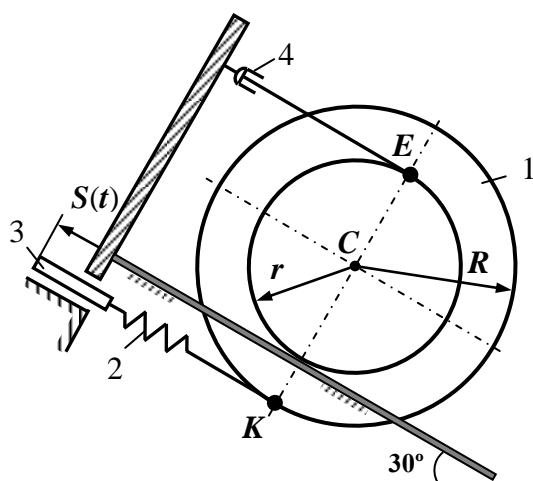


Рисунок 1 – Условие задачи

Двухступенчатый каток (рис. 1) массой $m = 6$ кг и радиусами ступеней r и $R = 1,5r = 0,3$ м может катиться без проскальзывания по наклонной плоскости.

Радиус инерции катка $\rho = \sqrt{R \cdot r}$. Ограничивают движение катка пружина 2 и демпфер 4. Пружина, статическая деформация которой $\Delta_{ст} = 0,06125$ м, связана со штоком 3, перемещающемся по закону $S(t) = S_0 \sin(pt)$, где $S_0 = 0,01$ м,

где $S_0 = 0,01$ м, $p = 6$ рад/с, коэффициент сопротивления демпфера $h_4 = 30$ Н·с/м. По истечении времени t^* амплитуда внешнего воздействия увеличивается в 2 раза, еще через такой же промежуток времени внешнее воздействие прекращается.

В начальный момент времени $t = 0$ центр C катка получил перемещение из положения равновесия вниз вдоль наклонной плоскости на $0,02$ м и скорость $|V_{C_0}| = 0,4$ м/с направленную вверх.

Дифференциальное уравнение малых колебаний механической системы с одной степенью свободы имеет вид:

$$a \ddot{q} + b \dot{q} + cq = Q(t), \tag{1}$$

где $q = q(t)$ – обобщенная координата, отсчитываемая от положения

устойчивого равновесия системы, $a > 0$ – обобщенный инерционный коэффициент, $b \geq 0$ – обобщенный коэффициент линейно-вязкого сопротивления, $c > 0$ – квазиупругий коэффициент, $Q(t)$ – обобщенная сила возмущающего воздействия.

Для составления дифференциального уравнения малых колебаний системы применяем уравнение Лагранжа второго рода:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{\partial T}{\partial \dot{q}} \right) - \frac{\partial T}{\partial q} = Q. \quad (2)$$

За обобщенную координату $q(t)$ примем перемещение x_C центра катка с учетом наложенных связей в соответствии с рисунком 2:

$$\varphi = \frac{x_C}{CP} = \frac{x_C}{r} = \frac{q}{r}, \quad x_E = \varphi \cdot EP = 2q, \quad |x_K| = \varphi \cdot KP = 0,5q, \quad \omega = \dot{\varphi} = \frac{\dot{q}}{r}$$

$$V_{E_x} = \dot{x}_E = 2\dot{q}, \quad V_C = \dot{x}_C = \dot{q}.$$

$$\text{Кинетическая энергия катка: } T = \frac{1}{2} m V_C^2 + \frac{1}{2} J_{C_z} \omega^2 \quad (3)$$

где $J_{C_z} = m\rho^2 = 1,5mr^2$.

$$\text{Следовательно: } T = \frac{1}{2} m \dot{q}^2 + \frac{1}{2} 1,5r^2 \left(\frac{\dot{q}}{r} \right)^2 = \frac{1}{2} 2,5m \dot{q}^2 \quad \text{или} \quad T = \frac{1}{2} a \dot{q}^2 \quad (4)$$

где $a = 2,5m = 15 \text{ кг}$.

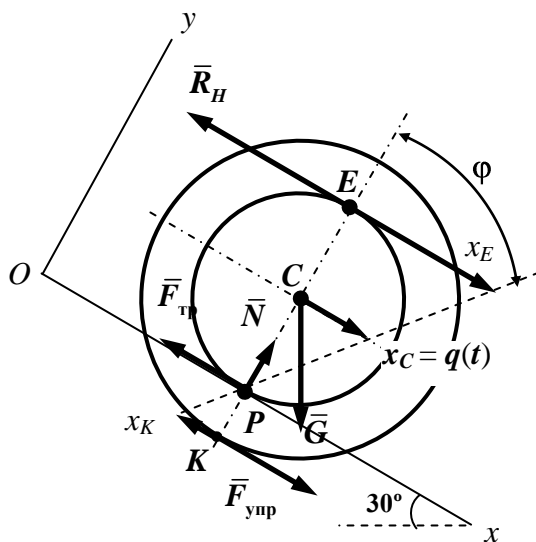


Рисунок 2 – Расчетная схема

Обобщенную силу вычислим по формуле: $Q = \frac{\sum \delta A_k}{\delta q}$.

Возможную работу на перемещении катка, связанном с вариацией обобщенной координаты $\delta q = \delta x_C$, совершают сила тяжести \bar{G} , упругая сила пружины $2 \bar{F}_{упр}$ и сила сопротивления демпфера \bar{R}_H .

В положении статического равновесия катка выполняется условие:

$$\sum m_p (\bar{F}_k) = 0, \quad F_{упр}^{cm} (R - r) - Gr \sin 30^\circ = 0,$$

$$\text{где } F_{упр}^{cm} = c_2 \Delta_{CT} \rightarrow c_2 \Delta_{CT} \cdot 0,5r = 0,5mgr.$$

Следовательно, коэффициент жесткости пружины:

$$c_2 = \frac{mg}{\Delta_{CT}} = \frac{6 \cdot 9,8}{0,06125} = 960 \text{ Н/м}. \quad (5)$$

При малых $q(t)$:

$$F_{упр_x} = c_2 \left[\Delta_{CT} + |x_k| - S(t) \right] = c_2 \left[\Delta_{CT} + 0,5q - S(t) \right], \quad R_H = -h_4 V_{E_x} = -h_4 2\dot{q}.$$

Сумма возможных работ приложенных сил:

$$\sum_k \delta A_k = mg \sin 30^\circ \cdot \delta x_C + F_{\text{упр}_x} \cdot \delta x_K + R_{H_x} \cdot \delta x_E,$$

где $\delta x_K = -\frac{\delta x_C}{2} = -0,5\delta q$, $\delta x_E = 2\delta x_C = 2\delta q$.

Тогда с учетом (3) получим:

$$\sum_k \delta A_k = -(0,25c_2 q - 0,5c_2 \cdot S(t) + 4h_4 \dot{q})\delta q, \quad Q = -cq - b\dot{q} + Q_0 \sin pt.$$

Вычислив: $c=0,25c_2=240\text{Н/м}$, $b=4h_4=120\text{Н}\cdot\text{с/м}$, $Q_0=0,5c_2S_0=4,8\text{Н}$, запишем дифференциальное уравнение: $15\ddot{q} + 120\dot{q} + 240q = 4,8\sin 6t$, или в канонической форме: $\ddot{q} + 2\varepsilon\dot{q} + \omega^2 q = f_0 \sin pt$.

где $\varepsilon = \frac{b}{2a} = 4\text{рад/с}$, $\omega = \sqrt{\frac{c}{a}} = 4\text{рад/с}$, $f_0 = \frac{Q_0}{a} = 0,32\text{м/с}^2$.

Имеем случай «критического» сопротивления $\varepsilon = \omega$, поэтому решение записываем в виде: $q(t) = e^{-\varepsilon t} (C_1 + C_2 t) + D \sin(6t - \gamma)$,

где амплитуда вынужденных колебаний $D = \frac{f_0}{\sqrt{(\omega^2 - p^2) + 4\varepsilon^2 p^2}} = 0,006\text{м}$,

сдвиг по фазе $\gamma = \text{arctg} \frac{2\varepsilon p}{\omega^2 - p^2} = \text{arctg}(-2,4)$. Поскольку γ изменяется в пределах $0 \leq \gamma \leq \pi$, то $\gamma = \pi - 1,176 = 1,966$ рад.

Постоянные интегрирования определяем для заданных начальных условий: при $t = 0$, $q_0 = 0,02\text{ м}$, $\dot{q}_0 = -0,4\text{ м/с}$. Получаем:

$$C_1 = q_0 = D \sin \gamma = 0,026\text{ м}, \quad C_2 = \dot{q}_0 + \varepsilon q_0 + D(\varepsilon \sin \gamma - p \cos \gamma) = -0,284\text{ м}.$$

Окончательное решение имеет вид:

$$q(t) = e^{-4t} (0,026 - 0,284t) + 0,006 \sin(6t - 1,966). \quad (6)$$

Вычислим добротность системы D и период вынужденных колебаний T_B :

$$D = \frac{\omega}{2\varepsilon} = 0,5, \quad T_B = \frac{2\pi}{p} = 1,046.$$

Движение на первом интервале времени от начального возмущения до момента времени $t^* = 4T_B + 3/\varepsilon = 4,934\text{ с}$ определяется выражением (6).

По наступлении времени t^* можно с высокой степенью точности сказать, что имеют место установившиеся вынужденные колебания, и поэтому отклонение системы и её скорость в данный момент можно определить по формулам: $q(t^*) = D \sin(pt^* - \gamma)$, $\dot{q}(t^*) = Dps \cos(pt^* - \gamma)$.

При $t = t^*$ $q(t^*) = 0,0035\text{ м}$, $\dot{q}(t^*) = -0,0303\text{ м/с}$, что позволяет, введя время $t_1 = t - t^*$, использовать на втором интервале движения решение в виде:

$$q(t_1) = e^{-\alpha} (C_{12} + C_{22}t_1) + 2D \sin(pt_1 - \gamma). \quad (7)$$

Постоянные интегрирования определяются аналогично предыдущим, с заменой q_0 на $q(t^*)$, \dot{q}_0 на $\dot{q}(t^*)$ и D на $2D$: $C_{12} = 0,015$ м, $C_{22} = 0,0576$ м, и, следовательно:

$$q(t_1) = e^{-4t_1} (0,015 + 0,0576t_1) + 0,012 \sin(6t_1 - 1,966). \quad (8)$$

В конце второго интервала при $t_1 = t^* (t = 2t^*)$ прекращается возмущающее воздействие. Отклонение системы в этот момент времени и её скорость могут быть определены по аналогии с (6) по формулам:

$$q(t^*) = 2D \sin(pt^* - \gamma), \quad \dot{q}(t^*) = Dps \cos(pt^* - \gamma),$$

$$\text{т.е. } q(t^*) = 0,007 \text{ м, } \dot{q}(t^*) = -0,0646 \text{ м/с.}$$

Введем время $t_2 = t_1 - t^* (t_2 = t - 2t^*)$, тогда решение на третьем интервале времени можно записать в зависимости от соотношения ε и ω в виде:

$$q(t_2) = e^{-\alpha_2} (C_{13} + C_{23}t_2)$$

Находим константы интегрирования по формулам:

$$C_{13} = q(t^*) = 0,007 \text{ м, } C_{23} = \dot{q}(t^*) + \varepsilon q(t^*) = -0,0326 \text{ м.}$$

Таким образом: $q(t_2) = e^{-4t_2} (0,007 + 0,0326t_2)$.

На рисунке 3 представлен график $q(t)$ на трех интервалах времени ($0 \leq t \leq 3t^*$):

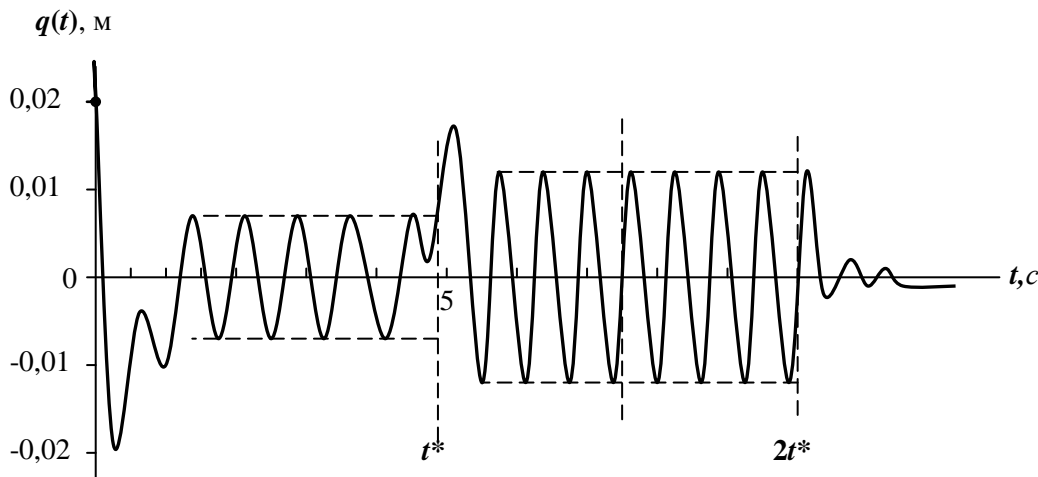


Рисунок 3 – Зависимость обобщенной координаты от времени

Для случая кинематического возбуждения коэффициент динамичности:

$$\lambda = \frac{D}{D_{cr}} = \frac{1}{\sqrt{(1-z^2)^2 + d^2 z^2}},$$

где $z = \frac{p}{\omega}$ – коэффициент расстройки, $d = \frac{2\varepsilon}{\omega}$ – безразмерный коэффициент сопротивления. Сдвиг по фазе: $\gamma = \arctg \frac{d \cdot z}{1 - z^2}$. В случае $d \geq \sqrt{2}$

максимальное значение $\lambda = \lambda_{\max}$ соответствует $z = 0$ и равно $\lambda_{\max} = 1$.

Амплитудно-частотная λ и фазочастотная γ характеристики системы, построенные по значениям, приведенным в таблице 1, изображены на рис. 4.

Таблица 1

z	λ	γ
0	1	0
0,5	0,8	0,93
1	0,5	1,57
1,5	0,31	1,96
2	0,2	2,21

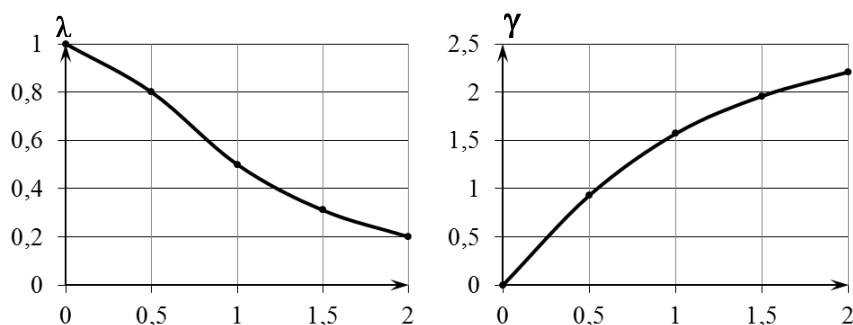


Рисунок 4 – Амплитудно-частотная и фазочастотная характеристики

Отметим, что фазочастотная характеристика не зависит от способа возбуждения колебаний.

УДК 539.3/8

РАСЧЕТ СТАТИЧЕСКИ ОПРЕДЕЛИМЫХ ПЛОСКИХ ФЕРМ МЕТОДОМ ВЫРЕЗАНИЯ УЗЛОВ

Семухин Р.О.

Научный руководитель: доцент Дадочкина Т.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Задача расчета фермы заключается в определении реакций опор и усилий во всех ее стержнях, возникающих под действием заданной нагрузки. При этом выполняются следующие условия: все стержни фермы прямолинейные; узлы являются идеальными шарнирами (силы трения отсутствуют); внешние заданные активные силы (нагрузки) приложены только в узлах фермы; собственный вес каждого стержня фермы настолько мал по сравнению с силами, приложенными в узлах, что им можно пренебречь.

Следовательно, при выполнении всех этих условий каждый стержень фермы будет испытывать только сжатие или растяжение и не будет подвергаться изгибу, в чем состоит основная особенность и главное преимущество фермы, как строительной конструкции. Заданные силы, приложенные к ферме, и опорные реакции являются для фермы внешними силами, а искомые усилия в стержнях фермы являются для нее внутренними силами.

При определении усилий в стержнях фермы способом вырезания узлов можно решать задачу и аналитически, и графически. Этот способ заключается в следующем: вырезают в последовательном порядке каждый из

узлов фермы и рассматривают силы, приложенные к вырезанному узлу. В число этих сил входят заданные внешние силы, приложенные в узлах фермы, опорные реакции и реакции перерезанных стержней, приложенных к вырезаемому узлу и направленные от узла, считая все стержни растянутыми. Если в результате расчета реакция стержня получается отрицательной, то соответствующий стержень будет сжат. При аналитическом решении задачи составляют уравнения равновесия плоской сходящейся системы сил и, решая эти уравнения, находят из них неизвестные силы. При этом всегда первым нужно вырезать тот узел, в котором соединяются только два стержня.

Определим опорные реакции и усилия в стержнях фермы методом вырезания узлов, если $P_1 = 20 \text{ Н}$, $P_2 = 40 \text{ Н}$, $\alpha = 30^\circ$, $a = 4 \text{ м}$ (рисунок 1).

1) Проверяем ферму на статическую определимость:

Число стержней в плоской простой ферме связано с числом узлов фермы выражением: $m = 2n - 3$, где m – число стержней; n – число узлов. Если $m < 2n - 3$, то имеем изменяемую стержневую систему, если $m > 2n - 3$, то имеем ферму с лишними стержнями. Ферма является жесткой без лишних стержней: $m = 2n - 3$, где $m = 7$, $n = 5$, $7 = 2 \cdot 5 - 3 = 7$.

2) Выделяем нулевые стержни.

Нулевые стержни – это стержни, усилия в которых равны нулю (не нагружены). Наличие в ферме нулевых стержней можно обнаружить сразу по трем признакам. В нашем случае в узле E , не нагруженном внешними силами, сходятся три стержня, из которых два направлены по одной прямой, следовательно, усилие в пятом стержне равно нулю: $S_5 = 0$, $S_7 = S_1$.

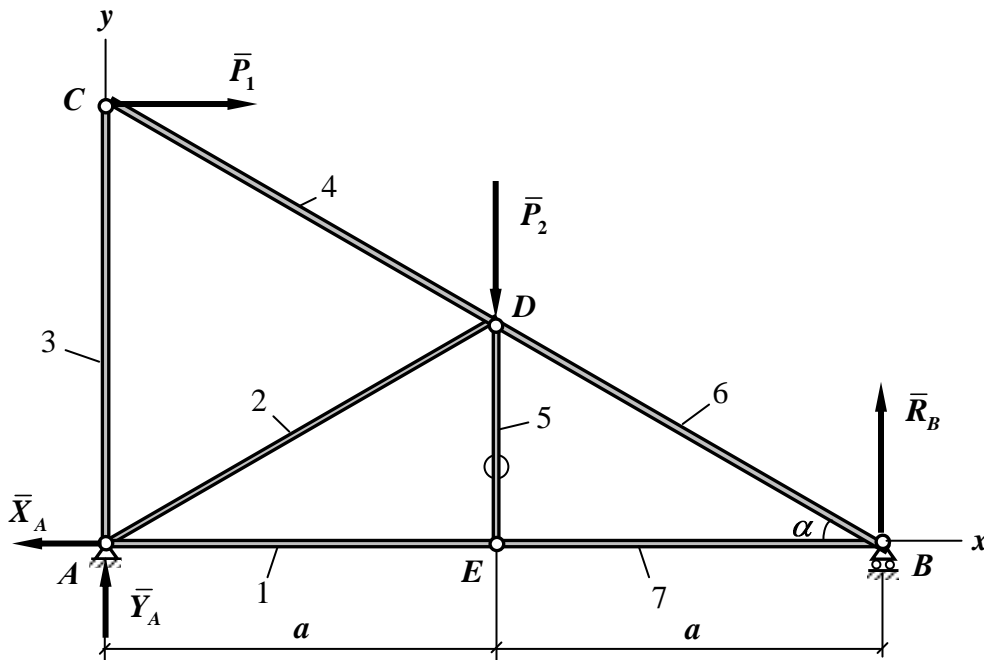


Рисунок 1 – Расчетная схема фермы

3) Для определения опорных реакций рассмотрим равновесие фермы, считая ее абсолютно твердым телом. Применяя принцип освобождаемости от связей, покажем реакции (рисунок 1). Ферма находится в равновесии под действием плоской произвольной системы сил. Составляем три уравнения

равновесия, из которых и определяем опорные реакции:

$$\begin{aligned}\sum m_B(\bar{F}_k) &= 0, P_2 \cdot BE - Y_A \cdot AB - P_1 \cdot AC = 0 \rightarrow Y_A = 8,45H, \\ \sum m_A(\bar{F}_k) &= 0, R_B \cdot AB - P_1 \cdot CA - P_2 \cdot AE = 0 \rightarrow R_B = 31,55H, \\ \sum F_{kx} &= 0, -X_A + P_1 = 0 \rightarrow X_A = 20H.\end{aligned}$$

4) Определяем усилия в стержнях фермы.

Вырежем узел B , заменив действие в нем отброшенной части фермы силами \bar{S}_6 и \bar{S}_7 , направленными вдоль стержней 6 и 7 (рисунок 2а). Для действующей на узел плоской сходящейся системы сил составим два уравнения равновесия:

$$\begin{aligned}\sum F_{kx} &= 0, -S_7 - S_6 \cos \alpha = 0, \\ \sum F_{ky} &= 0, S_6 \sin \alpha + R_B = 0 \\ S_6 &= -\frac{R_B}{\sin \alpha} = -63H, S_7 = -S_6 \cos \alpha = 54,6H\end{aligned}$$

Вырежем узел E , заменив действия на узел отброшенной части фермы силами \bar{S}_1 , \bar{S}_5 и \bar{S}_7 (рисунок 2б). Составим уравнение равновесия для узла E :

$$\sum F_{kx} = 0, S_7 - S_1 = 0 \rightarrow S_1 = S_7 = 54,6H$$

Вырежем узел A , к нему приложены пять сил, три из которых известны. Найдем оставшиеся две силы \bar{S}_3 и \bar{S}_2 (рисунок 2с). Составим два уравнения равновесия для узла A :

$$\begin{aligned}\sum F_{kx} &= 0, S_1 - X_A + S_2 \cos \alpha = 0, \\ \sum F_{ky} &= 0, S_3 + S_2 \sin \alpha + Y_A = 0.\end{aligned}$$

$$S_2 = \frac{X_A - S_1}{\cos \alpha} = -40H, S_3 = -S_2 \sin \alpha - Y_A = 11,5H$$

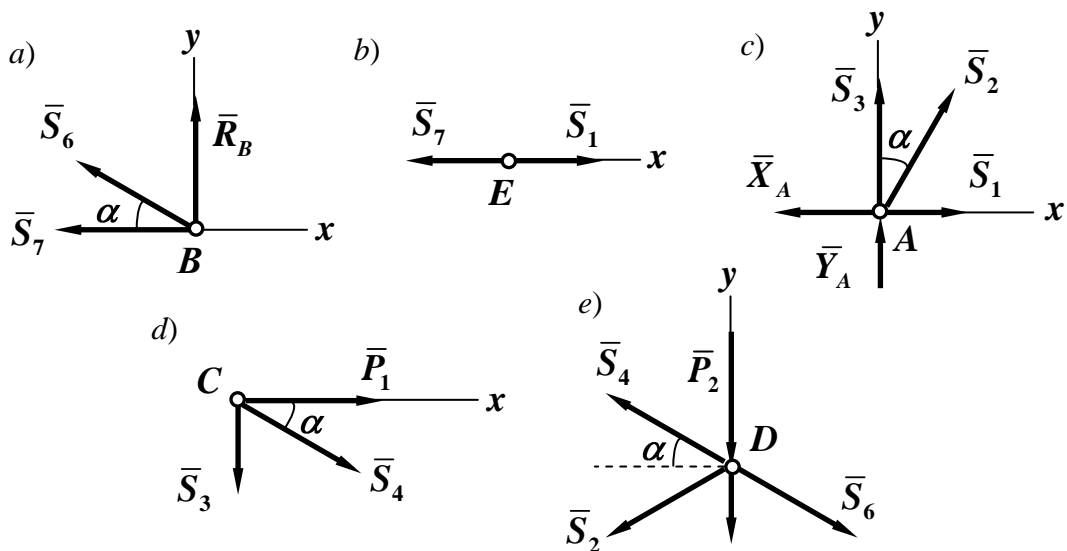


Рисунок 2 – Расчетные схемы для узлов фермы

Вырежем узел C , к которому приложены три силы, две из них известны (рисунок 2d), запишем уравнение равновесия для узла C :

$$\sum F_{kx} = 0, P_1 + S_4 \cos \alpha = 0, \rightarrow S_4 = -\frac{P_1}{\cos \alpha} = -23H.$$

Вырежем узел D . Этот узел является контрольным, т.к. все силы, приложенные к нему, уже определены. Выполним проверку, подставив полученные значения в уравнение равновесия узла (рисунок 2e). Если решение выполнено верно – получим тождество $0 \equiv 0$:

$$\sum F_{ky} = 0, S_4 \sin \alpha - S_2 \sin \alpha - P_2 - S_6 \sin \alpha = 0, \\ -23-80+40+63=0, -123=123, 0=0.$$

Знаки «минус» указывает на то, что данные стержни сжимаются.

Усилия в стержнях фермы можно рассчитать и графическим способом. Так как силы, приложенные к вырезаемому узлу, уравниваются, то многоугольники, построенные на этих силах, являются замкнутыми. На рисунке 3 приведены силовые многоугольники, построенные в масштабе для каждого узла, что подтверждает правильность решения.

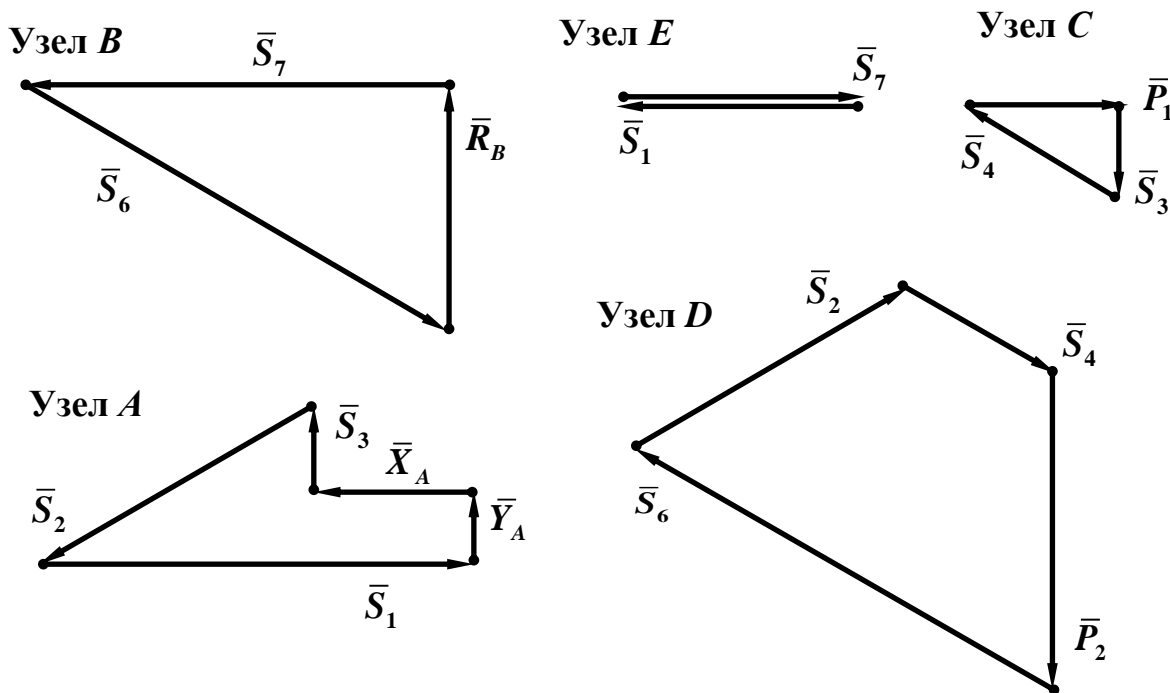


Рисунок 3 – Графический способ

Существенным недостатком графического способа вырезания узлов является то, что каждую силу (за исключением внешних сил) приходится изображать на чертеже два раза в противоположных направлениях, что при расчете ферм с большим количеством узлов усложняет работу. Кроме того, так как силовые многоугольники строятся отдельно для каждого узла, то мы не получаем единой общей картины распределения усилий в стержнях фермы.

О СУЩЕСТВОВАНИИ ЧЕТЫРЕХЗВЕННЫХ МЕХАНИЗМОВ ВТОРОГО ВИДА

Яскевич О.М.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Понятие «четырёхзвенные» означает, что механизм состоит из четырех звеньев, три из которых являются подвижными ($n = 3$) относительно четвертого неподвижного звена – стойки. В таких механизмах может быть использовано всего четыре кинематических пары (КП) ($p = 4$).

Понятие «механизм» указывает на параметр универсальной структурной формулы (W – подвижность механизма), которое будет принимать фиксированное значение $W_M = 1$.

Понятие «второй вид» указывает на параметр τ , который означает число геометрических элементов наиболее сложного звена. В настоящей задаче рассматриваются лишь звенья второго вида ($\tau = 2$), т.е. двухпарные.

Известно, что подвижность всего многообразия механизмов описывается универсальной структурной формулой В.В. Добровольского [1, с. 88], имеющей вид

$W_m = (6 - m)n - \sum (k - m)p_k$, при $k - m > 0$, где W_m – подвижность механизма,

m – параметр Добровольского, означающий число общих связей, накладываемых на весь механизм в целом,

k – класс кинематических пар, $k = 1, 2, 3, 4, 5$.

Академик И.И. Артоболевский в 1939 г. [2, с. 49-66] предложил классифицировать механизмы по параметру m формулы В.В. Добровольского на 5 семейств, нулевое ($m=0$), первое ($m=1$), второе ($m=2$), третье ($m=3$), четвертое ($m=4$), позже в статье [3, с. 186-191] было предложено дополнить классификацию семейств на подсемейства в зависимости от состава используемых в них кинематических пар. В четвертом семействе механизмов имеется единственное подсемейство:

$$W_{4(1)} = 2n - p_5, \quad (1)$$

в третьем семействе – три подсемейства:

$$W_{3(1)} = 3n - 2p_5 - p_4, \quad (2) \quad W_{3(3)} = 3n - p_4, \quad (4)$$

$$W_{3(2)} = 3n - 2p_5, \quad (3)$$

во втором семействе – семь подсемейств:

$$W_{2(1)} = 4n - 3p_5 - 2p_4 - p_3, \quad (5) \quad W_{2(5)} = 4n - 2p_4 - p_3, \quad (9)$$

$$W_{2(2)} = 4n - 3p_5 - 2p_4, \quad (6) \quad W_{2(6)} = 4n - 2p_4, \quad (10)$$

$$W_{2(3)} = 4n - 3p_5 - p_3, \quad (7) \quad W_{2(7)} = 4n - 2p_3, \quad (11)$$

$$W_{2(4)} = 4n - 3p_5, \quad (8)$$

в первом семействе – пятнадцать подсемейств:

$$W_{1(1)} = 5n - 4p_5 - 3p_4 - 2p_3 - p_2, \quad (12)$$

$$W_{1(2)} = 5n - 4p_5 - 3p_4 - 2p_3, \quad (13)$$

$$W_{1(3)} = 5n - 4p_5 - 3p_4 - p_2, \quad (14)$$

$$W_{1(4)} = 5n - 4p_5 - 3p_4, \quad (15)$$

$$W_{1(5)} = 5n - 4p_5 - 2p_3 - p_2, \quad (16)$$

$$W_{1(6)} = 5n - 4p_5 - 2p_3, \quad (17)$$

$$W_{1(7)} = 5n - 4p_5 - p_2, \quad (18)$$

$$W_{1(8)} = 5n - 4p_5, \quad (19)$$

$$W_{1(9)} = 5n - 3p_4 - 2p_3 - p_2, \quad (20)$$

$$W_{1(10)} = 5n - 3p_4 - 2p_3, \quad (21)$$

$$W_{1(11)} = 5n - 3p_4 - p_2, \quad (22)$$

$$W_{1(12)} = 5n - 3p_4, \quad (23)$$

$$W_{1(13)} = 5n - 2p_3 - p_2, \quad (24)$$

$$W_{1(14)} = 5n - 2p_3, \quad (25)$$

$$W_{1(15)} = 5n - p_2, \quad (26)$$

в нулевом семействе – тридцать одно подсемейство:

$$W_{0(1)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 3p_3 - 2p_2 - p_1, \quad (27)$$

$$W_{0(2)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 3p_3 - 2p_2, \quad (28)$$

$$W_{0(3)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 3p_3 - p_1, \quad (29)$$

$$W_{0(4)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 3p_3, \quad (30)$$

$$W_{0(5)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 2p_2 - p_1, \quad (31)$$

$$W_{0(6)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 2p_2, \quad (32)$$

$$W_{0(7)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - p_1, \quad (33)$$

$$W_{0(8)} = 6n - 5p_5 - 4p_4, \quad (34)$$

$$W_{0(9)} = 6n - 5p_5 - 3p_3 - 2p_2 - p_1, \quad (35)$$

$$W_{0(10)} = 6n - 5p_5 - 3p_3 - 2p_2, \quad (36)$$

$$W_{0(11)} = 6n - 5p_5 - 3p_3 - p_1, \quad (37)$$

$$W_{0(12)} = 6n - 5p_5 - 3p_3, \quad (38)$$

$$W_{0(13)} = 6n - 5p_5 - 2p_2 - p_1, \quad (39)$$

$$W_{0(14)} = 6n - 5p_5 - 2p_2, \quad (40)$$

$$W_{0(15)} = 6n - 5p_5 - p_1, \quad (41)$$

$$W_{0(16)} = 6n - 5p_5, \quad (42)$$

$$W_{0(17)} = 6n - 4p_4 - 3p_3 - 2p_2 - p_1, \quad (43)$$

$$W_{0(18)} = 6n - 4p_4 - 3p_3 - 2p_2, \quad (44)$$

$$W_{0(19)} = 6n - 4p_4 - 3p_3 - p_1, \quad (45)$$

$$W_{0(20)} = 6n - 4p_4 - 3p_3, \quad (46)$$

$$W_{0(21)} = 6n - 4p_4 - 2p_2 - p_1, \quad (47)$$

$$W_{0(22)} = 6n - 4p_4 - 2p_2, \quad (48)$$

$$W_{0(23)} = 6n - 4p_4 - p_1, \quad (49)$$

$$W_{0(24)} = 6n - 4p_4, \quad (50)$$

$$W_{0(25)} = 6n - 3p_3 - 2p_2 - p_1, \quad (51)$$

$$W_{0(26)} = 6n - 3p_3 - 2p_2, \quad (52)$$

$$W_{0(27)} = 6n - 3p_3 - p_1, \quad (53)$$

$$W_{0(28)} = 6n - 3p_3, \quad (54)$$

$$W_{0(29)} = 6n - 2p_2 - p_1, \quad (55)$$

$$W_{0(30)} = 6n - 2p_2, \quad (56)$$

$$W_{0(31)} = 6n - p_1, \quad (57)$$

Чтобы найти все возможные четырехзвенные механизмы второго вида, необходимо задаться критериями поиска. Для этого рассмотрим подробно физический смысл каждого из слагаемых универсальной структурной формулы В.В. Добровольского, состоящей

из W_m – подвижности механизма, или числа степеней свободы кинематической цепи относительно звена, принятого за неподвижное,

из $(6 - m) \cdot n$ – числа возможных движений для n звеньев кинематической цепи,

и из $\sum (k - m) p_k$ – общего числа условий связи.

Обозначим $\sum (k - m) p_k = S$, тогда универсальная структурная формула примет вид $W_m = (6 - m)n - S$, откуда $S = (6 - m)n - W_m$.

Рассматриваемые четырехзвенные механизмы ограничены условиями $W_m = 1$, $n = 3$, $p = 4$, а также тем, что решения универсальной структурной формулы должны быть лишь целочисленными и положительными.

С учетом заданных условий для каждого семейства механизмов общее число связей S принимает ряд фиксированных значений. Обозначим этот

параметр $S_{II} = (6 - m)n - W_m$ – число связей, *потребное* для реализации механизма. Ряд стандартных значений S_{II} занесен в таблицу 1.

Таблица 1 – Значения условий связи S_{II} для каждого семейства

Семейство (m)	0	1	2	3	4
S_{II}	17	14	11	8	5

С другой стороны параметр общего числа связей S выражается как $S = \sum (k - m)p_k$.

Так как состав и количественное соотношение КП в одном и том же семействе может быть различным, то этот параметр будет изменяться в зависимости от реализуемых КП. В связи с этим целесообразно обозначить этот параметр как S_p – *реализуемое* число связей.

Каждое подсемейство наглядно показывает, какие именно классы КП используются, а какие из них не используются. Классы КП представленные в подсемействе должны быть использованы хотя бы единожды.

При условии $S_{II} = S_p$ теоретически возможно существование четырехзвенных механизмов второго вида в рассматриваемом подсемействе.

Далее для каждого подсемейства была составлена таблица возможных комбинаций КП и соответствующих им значений S_p . В ходе исследования было отмечено, что в подсемействах, не имеющих в своем составе КП V класса, не могут быть реализованы четырехзвенные механизмы второго вида. Общий состав подсемейств, содержащих четырехзвенные механизмы второго вида следующий

В нулевом семействе

1. $W_{0(3)} = 6n - 5p_5 - 4p_4 - 3p_3$, – при использовании $p_5=2$, $p_4=1$, и $p_3=1$;
 2. $W_{0(7)} = 6n - 5p_5 - 4p_4$, – при использовании $p_5 = 1$, и $p_4 = 3$;
 3. $W_{0(13)} = 6n - 5p_5 - 2p_2$, – при использовании $p_5 = 3$, и $p_2 = 1$;
- в первом семействе
4. $W_{1(3)} = 5n - 4p_5 - 3p_4$, при использовании $p_5 = 2$, и $p_4 = 2$;
 5. $W_{1(5)} = 5n - 4p_5 - 2p_3$, – при использовании $p_5 = 3$, и $p_3 = 1$;
- во втором семействе
6. $W_{2(1)} = 4n - 3p_5 - 2p_4$, при использовании $p_5 = 3$, и $p_4 = 1$;
- в третьем семействе
7. $W_{3(1)} = 3n - 2p_5$, при использовании $p_5 = 4$.

Библиографический список

1. Артоболевский И.И. Теория механизмов. Изд-во «Наука», 1965.
2. Артоболевский И.И. Опыт структурного анализа механизмов // Добровольский В.В., Артоболевский И.И. структура и классификация механизмов. – М.-Л. Издательство АН СССР, 1939. – с. 49-66.
3. Дворников Л.Т. Обоснование принципов универсальной классификации механизмов // Современное машиностроение. Наука и

образование: материалы Международной научно-практической конференции. СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2011. с. 186-198.

УДК 621.01

ПОИСК МНОГООБРАЗИЯ МЕХАНИЗМОВ ЧЕТВЕРТОГО СЕМЕЙСТВА МЕТОДОМ ГРАФОВ

Гнездилов В.К.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
Новокузнецк*

Графом кинематической цепи является графическая схема, точки которой соответствуют звеньям цепи, а линии - кинематическим парам [1, с.9]. Предполагается что граф справедлив только для механизмов содержащих пары лишь одного класса, тогда все плоские клиновые и пространственно винтовые механизмы можно отображать с помощью графов.

Граф механизма является более информативным, чем схематический рисунок механизма. В графе наглядно выделяются замкнутые изменяемые контура, числа их сторон, количество выходов на стойку, количество звеньев и кинематических пар, соединяющих звенья между собой. Граф можно создать соединяя точки соответствующим количеством линий. Методом перебора можно найти все графы, состоящие из n точек, и отбраковать неработоспособные и повторяющиеся. Поскольку с ростом числа точек количество комбинаций их соединения растет в геометрической прогрессии, перебор и отбраковку можно задать программно.

Рассмотрим графы для некоторых кинематических цепей.

Простейший механизм четвертого семейства, состоящий из двух звеньев, соединенных между собой в пару, одно из которых является стойкой, то есть неподвижно, будет соответствовать граф, изображающий две точки соединенные линией, стойку будем отображать пустой точкой (рис. 1).

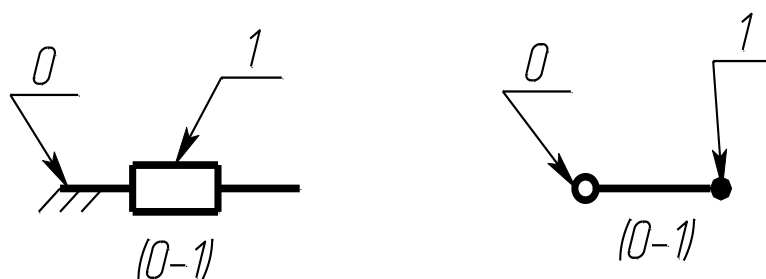


Рисунок 1 – Простейший клиновой механизм и его граф

Графы для 1, 3 и 4-звенных групп Ассур в отображены в таблице 1.

Таблица 1

	Клиновой механизм	Граф
1-звенная группа Ассура		
3-звенная группа Ассура		
4-звенная группа Ассура		

Присоединив 1-звенную группу Ассура к графу двухзвенного механизма получим трехзвенный граф (рис. 2).

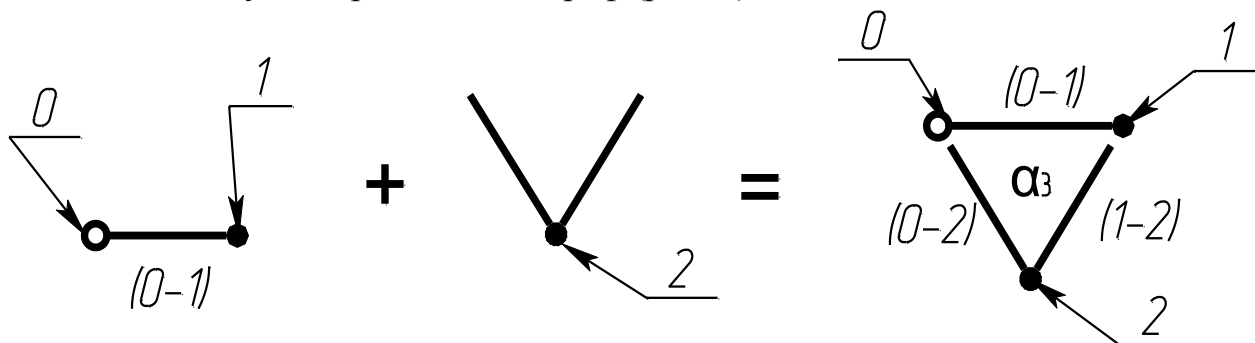


Рисунок 2 – Образование графа трехзвенного механизма

Покажем аналогию такого построения на клиновых механизмах (рис. 3).

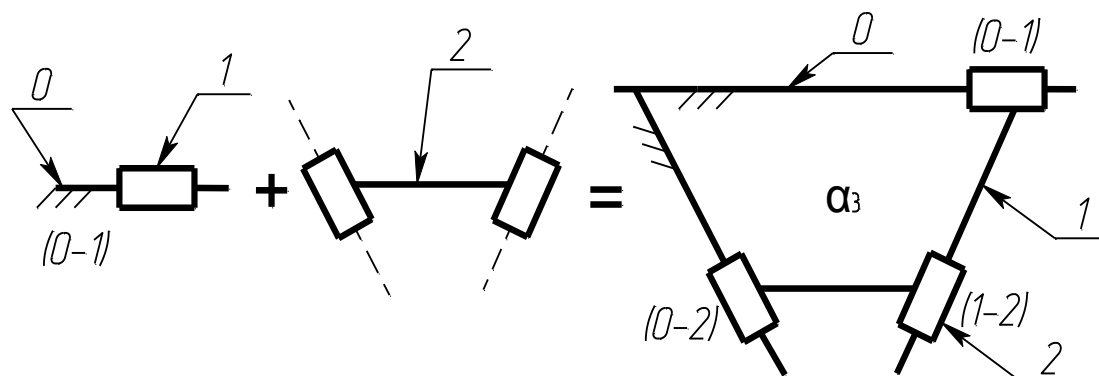


Рисунок 3 – Построение 3-звенного механизма путем присоединения 1-звенной группы Ассур

Граф одноподвижного механизма будет представлять собой кинематическую цепь с подвижностью $W=3$. Фиксируя одну из точек такого графа, будем получать одноподвижный механизм.

Библиографический список

1. Пейсах Э.Е., Нестеров В.А. Система проектирования плоских рычажных механизмов / Под ред. К.В. Фролова. М.: Машиностроение, 1988. – 232с.

УДК 621

РЕШЕНИЕ ГРУППЫ АССУРА ПРИМЕНИТЕЛЬНО К ТРЕХСАТЕЛЛИТНОМУ ПЛАНЕТАРНОМУ ЗУБЧАТОМУ МЕХАНИЗМУ

Герасимов С.П.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Г.

*Сибирский государственный индустриальный университет
Новокузнецк*

В работе [1] автором было показано, что при условии применения в планетарном редукторе более одного сателлита, механизм теряет свою подвижность. Чтобы этого не происходило, все сателлиты кроме основного следует связывать в кинематические цепи, обладающие нулевой подвижностью, т.е. группы Ассур.

На рисунке 1 приведена шестизвенная группа, как самоустанавливающаяся система четырех сателлитного планетарного редуктора, покажем кинестатическое решение такой группы.

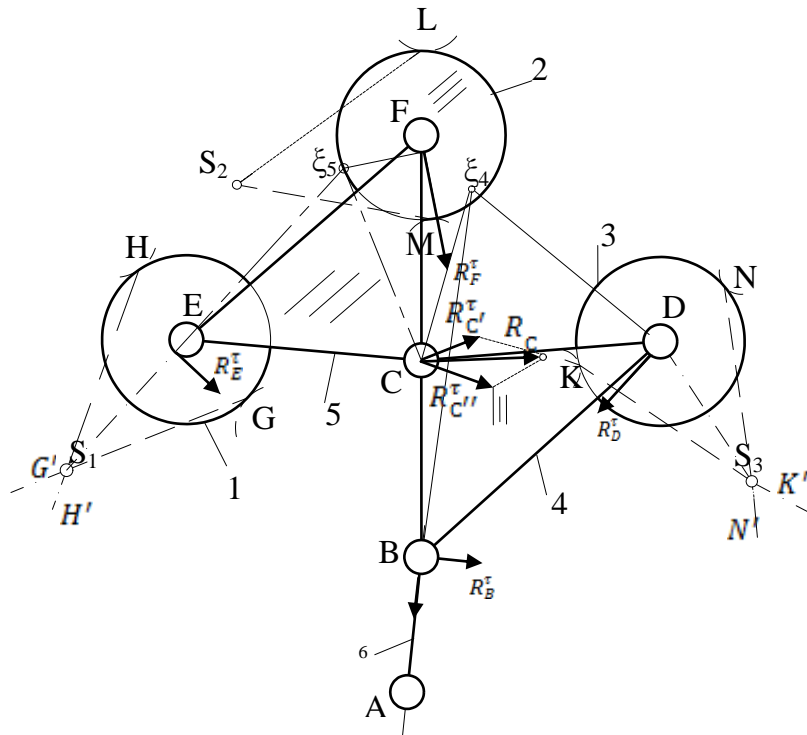


Рисунок 2

К звеньям группы прикладываются все внешние силы и моменты сил, известными приемами через заданные массы, моменты инерции масс и найденные ускорения центров масс звеньев вычисляются силы и моменты сил инерции и прикладываются в соответствующих точках всех звеньев. На продолжении линий зацепления сателлитов LL' и MM' , HH' и GG' , KK' и NN' фиксируются точки S_1 , S_2 и S_3 , относительно которых силы появляющиеся в зацеплениях колес, не дают моментов. Из уравнений равновесия моментов всех сил относительно обозначенных точек ($\sum M(A)=0$ и определяем, тангенциальные составляющие реакций: \vec{R}_E^r , \vec{R}_F^r , \vec{R}_D^r)

$$\sum_{3B1} M(S_1)=0, \sum_{3B2} M(S_2)=0, \sum_{3B3} M(S_3)=0,$$

Становится возможным определить тангенциальные составляющие реакции в опорах сателлитов $E(\vec{R}_E^r)$, $F(\vec{R}_F^r)$, $D(\vec{R}_D^r)$ сумма момента сил действующий на звено 5, составляем относительно точки ξ_5 т.е. точки пересечения перпендикуляров к реакциям \vec{R}_F^r и \vec{R}_E^r позволяют найти тангенциальную составляющую реакцию в шарнире С, $R_{C_1}^r$ соединяющего звено 5 и 4.

Далее, обратившись к поводу 6, из уравнения сумм моментов $\sum M = 0$ может быть найдена тангенциальная составляющая в шарнире \vec{R}_B^r ;

При известных радиусах \vec{R}_D^r в шарнире D и \vec{R}_B^r в шарнире B, составляем уравнения сумм моментов сил для звена 4 относительно точки ξ_4 , лежащей на пересечении перпендикуляров и названной реакцией, можно

найти вторую составляющую реакцию в точке С $\vec{R}_{C_2}^r$.

Геометрическое сложение $R_{C_1}^r$ и $\vec{R}_{C_2}^r$ дает возможность получить полную реакцию в шарнире С.

После того как реакция в шарнире С стала полностью известна, составляем уравнение равновесия всех сил действующих на звено 5 ($\sum_{зв5} F=0$) можно найти величины нормальных составляющих реакций в шарнирах Е и F, а значит и полная реакция всех сил. Аналогично, составляем уравнение сумм сил, действующих на звено 4, $\sum_{зв4} \vec{F} = 0$, из него находимся нормальные составляющие реакции в шарнирах D и В а следовательно и полная реакция в этих шарнирах.

Наконец из уравнения сумм сил, действующих на звено 6 ($\sum_{зв6} F=0$), легко находимся полная реакция в шарнире А.

Приведенный алгоритм силового анализа шестизвенной группы Ассура с шестью кинематическими парами четвертого класса может быть использован при силовом анализе сложных планетарных передач.

Библиографический список

1. Герасимов С.П. Дворникова Е.В. О группах Ассура применительно к планетарным зубчатым механизмам. Ж. Успехи современного естествознания. Научно теоретический журнал №6 2012г. Москва «Академия Естествознания»

УДК 531.8

УРАВНОВЕШИВАНИЕ СИЛ ИНЕРЦИЙ В САМОУСТАНОВЛИВАЮЩЕМСЯ ПЛАНЕТАРНОМ МЕХАНИЗМЕ

Андреева Я.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Жуков И.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Планетарный механизм – это, в общем случае, зубчато-рычажный механизм, состоящий из зубчатых колес с неподвижными геометрическими осями (центральное 1 и опорное 8 колеса), зубчатых колес с подвижными осями (сателлиты 2, 4, 5) и рычажного звена – водила 3.

Самоустанавливающийся трехсателлитный планетарный механизм (рис. 1), согласно [1], содержит в своем составе, помимо вышеуказанных звеньев, рычажные звенья: двухпарное 7 и трехпарное 6.

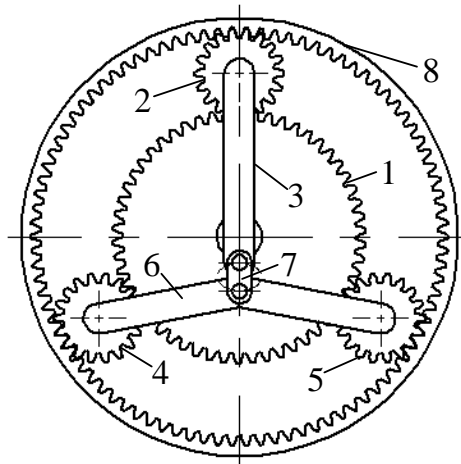


Рисунок 1 – Самоустанавливающийся планетарный механизм

При вращении звеньев механизма на его опоры действуют динамические реакции, т.е. реакции, зависящие от ускорений (иначе – от сил инерции). Для полного устранения этих реакции необходимо, чтобы главный вектор F_u и главный момент сил инерции M_u были равны нулю в любой момент движения:

$$\begin{aligned} F_u &= 0, \\ M_u &= 0. \end{aligned} \quad (1.1)$$

Иногда ограничиваются выполнением только условия (1.1), которое равносильно условию постоянства положения центра масс звена или, что то же, условию расположения центра масс на оси вращения звена.

Учитывая, что при установке трех сателлитов под углом 120° , силы инерции от них будут в сумме равны нулю ($\bar{F}_2 + \bar{F}_4 + \bar{F}_5 = 0$), тогда необходимо уравновесить лишь силы инерции от рычажных звеньев механизма (рисунок 2).

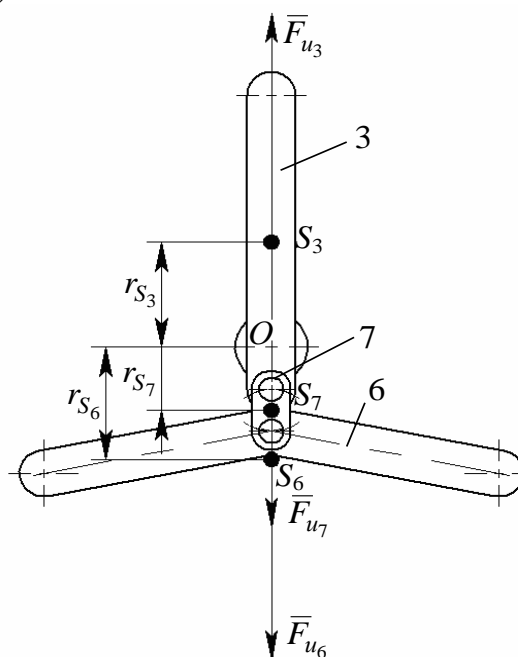


Рисунок 2 – Уравновешивание сил инерции

Для статического уравнивания необходимо в направлении, противоположном центру масс, установить корректирующую массу m_{Π} на расстоянии r_{Π} от оси вращения. Если будет выполнено условие

$$m_{\Pi}r_{\Pi} = -mr_s, \quad (1.2)$$

то при вращении звеньев сила инерции корректирующей массы окажется равной и противоположной силе инерции F_u неуравновешенных звеньев. Результирующая сила инерции при этом условии равна нулю.

Отсюда условие статического уравнивания механизма примет вид

$$\bar{F}_{u_{\Pi}} = \sum \bar{F}_u, \quad (1.3)$$

из которого определяются параметры необходимого противовеса.

В этом случае условие уравнивания запишется в виде

$$\bar{F}_{u_3} + \bar{F}_{u_6} + \bar{F}_{u_7} = \bar{F}_{u_{\Pi}}. \quad (1.4)$$

Т.к. силы инерции от рычажных звеньев фактически направлены по одной прямой, то данное уравнение может быть записано в скалярном виде с учетом соотношения знаков

$$m_3r_{s_3} - m_6r_{s_6} - m_7r_{s_7} = m_{\Pi}r_{s_{\Pi}}. \quad (1.5)$$

Из (1.5), принимая, к примеру, что противовес устанавливается на водило на расстоянии равным межосевому $r_{s_{\Pi}} = a_w$, определяется масса противовеса

$$m_{\Pi} = \frac{1}{a_w} (m_3r_{s_3} - m_6r_{s_6} - m_7r_{s_7}) \quad (1.6)$$

из которой в дальнейшем находят его размеры.

На рисунке 3 показан трехсателлитный планетарный механизм с установленным противовесом, смоделированный в системе T-Flex.

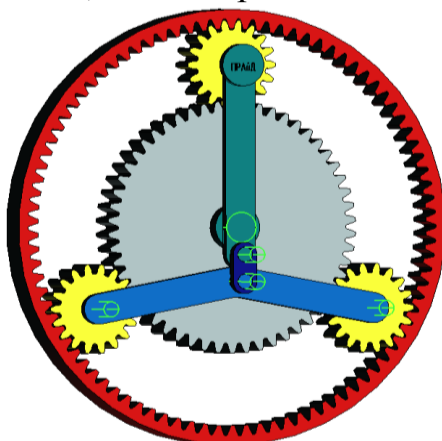


Рисунок 3 – Уравновешенный планетарный механизм

Посредством САПР T-Flex было определено место расположения центра тяжести всего механизма (рисунок 4). Анализ полученных результатов показал, что центр масс находится на геометрической оси

механизма, обеспечивая тем самым его статическое уравнивание.

Наименование	Значение	Едини...
Масса	5.9679	килогр...
Координата X центра масс	-0.000979557	миллим...
Координата Y центра масс	11.1503	миллим...
Координата Z центра масс	-0.00768134	миллим...
Момент инерции относительно оси X	26902.8	килогр...
Момент инерции относительно оси Y	51143.6	килогр...
Момент инерции относительно оси Z	26348.2	килогр...
Произведение инерции XY	-68.9915	килогр...
Произведение инерции YZ	1.67447e-005	килогр...
Произведение инерции ZX	0.0912377	килогр...

Рисунок 4 – Анализ характеристик механизма

Библиографический список

1. Патент №2419006. Самоустанавливающийся планетарный механизм / Дворников Л.Т., Дмитриев В.В., Андреева Я.А. (РФ) – приоритет от 04.03.2010; опубл. 20.05.2011, Бюл. №14.

УДК 621.01

РАЗВИТИЕ МЕТОДА М.ГРЮБЛЕРА ПРИ РЕШЕНИИ ЗАДАЧ СИНТЕЗА МЕХАНИЗМОВ ВТОРОГО СЕМЕЙСТВА

Фомин А.С., Парамонов М.Е.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

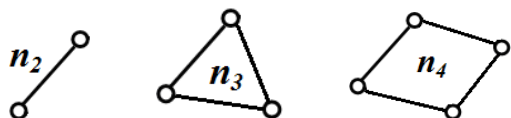
Одной из важных работ в теории структуры является работа М. Грюблера «Общие свойства принудительных плоских кинематических цепей» [1], опубликованная в 1883 году в Лейпциге. В этой работе автором был предложен подход, который основывается на использовании замкнутых кинематических цепей. Для того, чтобы получить плоский шарнирный механизм с одной степенью свободы ($W=1$) из плоской замкнутой кинематической цепи с вращательными парами, нужно одно из звеньев закрепить, то есть обратить в стойку, и еще одно звено принять в качестве входного. Подвижность таких цепей задавалась числом 4. Формула подвижности Грюблера записывалась в виде

$$3n_{Г}-2p_{5}=4, \quad (1)$$

где $n_{Г}$ – число звеньев по Грюблеру, p_{5} – число шарниров, 4 –

подвижность цепи.

Кроме формулы (1) Грюблер вывел еще две формулы, определяющие общее число кинематических пар – шарниров



$$2p_5 = 2n_2 + 3n_3 + 4n_4 + \dots, \quad (2)$$

и общее число звеньев n цепи

$$n = n_2 + n_3 + n_4 + \dots, \quad (3)$$

Рисунок 1 – Двухпарные n_2 , трехпарные n_3 , где n_2, n_3, n_4, \dots – двухпарные, трехпарные, четырехпарные и т.д. звенья, показанные на рис. 1.

Четверка в формуле (1) означает, что замкнутая кинематическая цепь имеет плоское движение, то есть два поступательных движения вдоль осей y и z и одно вращательное, вокруг оси x . Кроме того, такая цепь имеет еще одно относительное движение внутри цепи (рис. 2).

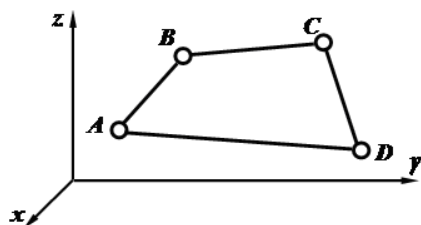


Рисунок 2 – Четырехзвенная замкнутая кинематическая цепь ABCD

Если в этой цепи Грюблера остановить, то есть сделать неподвижным любое из звеньев, то получится механизм с одной степенью свободы относительно звена, принятого за неподвижное. Так, если остановить звено AD в цепи, показанной на рис. 2, то получим четырехзвенник с тремя подвижными звеньями AB, BC и CD и с четырьмя шарнирами A, B, C и D. Эта

цепь приобретает подвижность, равную $W_3 = 3n - 2p_5 = 9 - 8 = 1$.

Метод Грюблера может быть применим не только при синтезе плоских механизмов третьего семейства, но и быть развит для всех пяти семейств механизмов. В настоящей работе рассматривается возможность применения этого метода ко второму семейству [2, С. 85], для которого формула (1) должна быть записана иначе, а именно, в ней должны быть учтены все виды кинематических пар, применяемые во втором семействе – это пары пятого p_5 , четвертого p_4 и третьего p_3 классов. Подвижность цепи, стоящая в правой части формулы (1), должна быть равна 5, так как в механизмах второго семейства, в отличие от плоских, воспроизводится четыре движения относительно осей трехмерного декартового пространства, где пятым движением (подвижностью) будет внутреннее движение цепи. Таким образом, формула Грюблера для второго семейства запишется в виде

$$4n_{\Gamma} - 3p_5 - 2p_4 - p_3 = 5, \quad (4)$$

откуда при задании числа звеньев цепи n_{Γ} , могут быть определены числа кинематических пар p_5, p_4 и p_3 , либо решена задача нахождения общего числа звеньев цепи при задании чисел кинематических пар.

Применим формулы (2), (3) и (4) для поиска структур механизмов второго семейства. Поставим условие, пусть все кинематические пары будут только парами пятого класса. Тогда формула (4) запишется в виде

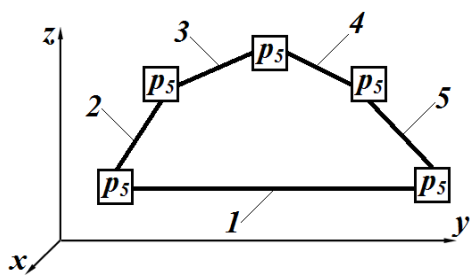


Рисунок 3 – Пятизвенная цепь второго семейства с виртуальными парами

$$4n_l - 3p_5 = 5,$$

откуда минимальным значением как для n_l , так и для p_5 будет 5. Из формул (2) и (3) следует, что в цепи при $n_l=5$ и $p_5=5$, кроме звеньев n_2 более никакие применяться не могут. Определим из (2), что $n_2=5$. По найденным параметрам построим замкнутую кинематическую цепь, и покажем ее на рис. 3. В этой цепи все пары пятого класса показаны в виде

виртуальных. На место виртуальной пары может быть введена любая из пар пятого класса: поступательная, вращательная, винтовая. Число вариаций таких цепей с различными парами пятого класса может быть определено методами комбинаторики. Введем на место виртуальных пар четыре вращательных и одну винтовую в следующем порядке: $B-B-Bm-B-B$, где B – вращательная пара, Bm – винтовая. Покажем на рис. 4 такую цепь Грюблера.

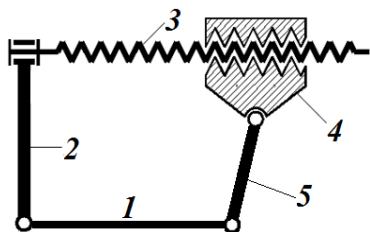


Рисунок 4 – Цепь Грюблера второго семейства с $n=5$ и $p_5=5$

Если остановить в этой цепи звено 1, то получим схему пространственного рычажно-винтового механизма, показанную на рис. 5 [2, С. 87]. Останавливая поочередно звенья 2, 3, 4 и 5 получим схемы абсолютно разных механизмов, показанные на рис. 6, 7, 8 и 9.

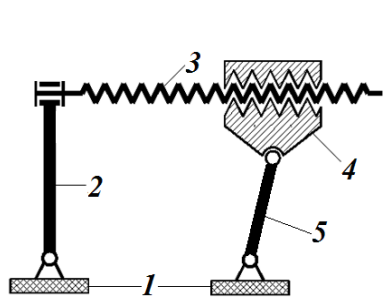


Рисунок 5 – Пространственный рычажно-винтовой механизм

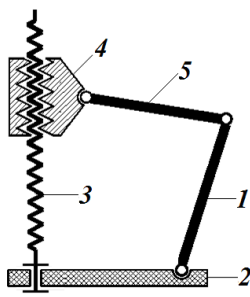


Рисунок 6 – Шестизвенный механизм с неподвижным звеном 2

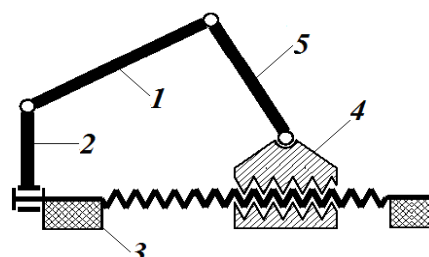


Рисунок 7 – Шестизвенный механизм с неподвижным звеном 3

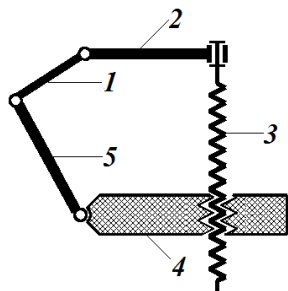


Рисунок 8 – Шестизвенный механизм с неподвижным звеном 4

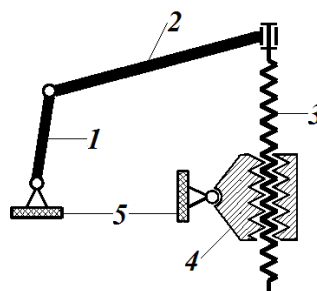


Рисунок 9 – Шестизвенный механизм с неподвижным звеном 5

На рис. 10 показана еще одна пятизвенная кинематическая цепь Грюблера с пятью парами пятого класса: четырьмя вращательными и одной винтовой. При этом последовательность расположения пар в цепи такая же, как и в цепи, изображенной на рис. 3, то есть *B-B-Vm-B-B*. Однако эти цепи имеют принципиальное отличие по ориентации кинематических пар в них. Ось вращательной пары звеньев 2-3 в цепи на рис. 4 повернута на 90° по сравнению с ориентацией этой же пары в цепи по рис. 10. Ось вращательной пары звеньев 4-5 также развернута на 90°.

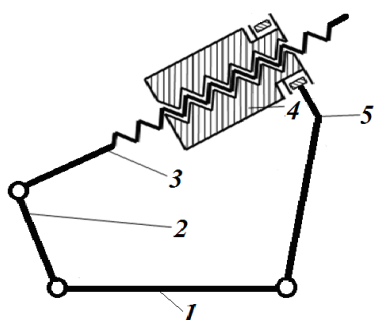


Рисунок 5 – Цепь Грюблера второго семейства с $n=5$ и $p_5=5$

Соответственно, механизмы, получаемые путем остановки каждого из звеньев в цепи, показанной на рис. 10, будут иметь принципиальные отличия от механизмов, полученных из цепи по рис. 4.

Таким образом, метод Грюблера может применяться при синтезе структур механизмов второго семейства.

Библиографический список

1. Grubler, M. Allgemeine Eigenschaften der zwanglaufigen ebenen kinematischen Ketten [Text] / M. Grubler // *Civilingenieur*. Leipzig.– 1883. – No. 29. – pp. 167-200.
2. Артоболевский, И.И. Теория механизмов [Текст] / И.И. Артоболевский. – М.: Наука, Гл. ред. физ.-мат. лит., 1965. – 776 с.

УДК 622.6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВРАЩАЮЩЕГО МОМЕНТА С ПОМОЩЬЮ ПРИНЦИПА ВОЗМОЖНЫХ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ

Волкова Е.А.

Научный руководитель: доцент Михайленко Н.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Для резки круглых, кольцевых и криволинейных заготовок с малым радиусом применяются ножницы с наклонным расположением верхнего и нижнего ножей. Толщина разрезаемого такими ножницами металла может быть до 20мм.

Положение ножей устанавливается в зависимости от толщины металла.

Работа на таких ножницах выполняется по разметке вручную или с помощью специальных приспособлений.

Недостатком таких ножниц является тот факт, что в процессе резки ножи получают искривления, что является следствием неправильного подбора режима резки. В данном случае актуальной является задача

определения зависимости вращающего момента от необходимого усилия резания.

Ножевая балка O_1B ножниц для резки прутков арматурной стали приводится в движение от мотора через ременную передачу (1,2), две пары зубчатых колес (3, 4 и 5, 6) с числами зубьев соответственно z_3, z_4 и z_5, z_6 и тягу AC . Определить, пренебрегая массами частей механизма и силами трения, какой вращающий момент надо приложить к валу мотора в положении механизма, изображенном на схеме, чтобы создать усилие P (P перпендикулярно к режущей поверхности ножа). Радиус шкива 1 вдвое меньше радиуса шкива 2. $O_1B = b$; $O_1C = c$; $OA = r$ (рисунок 1).

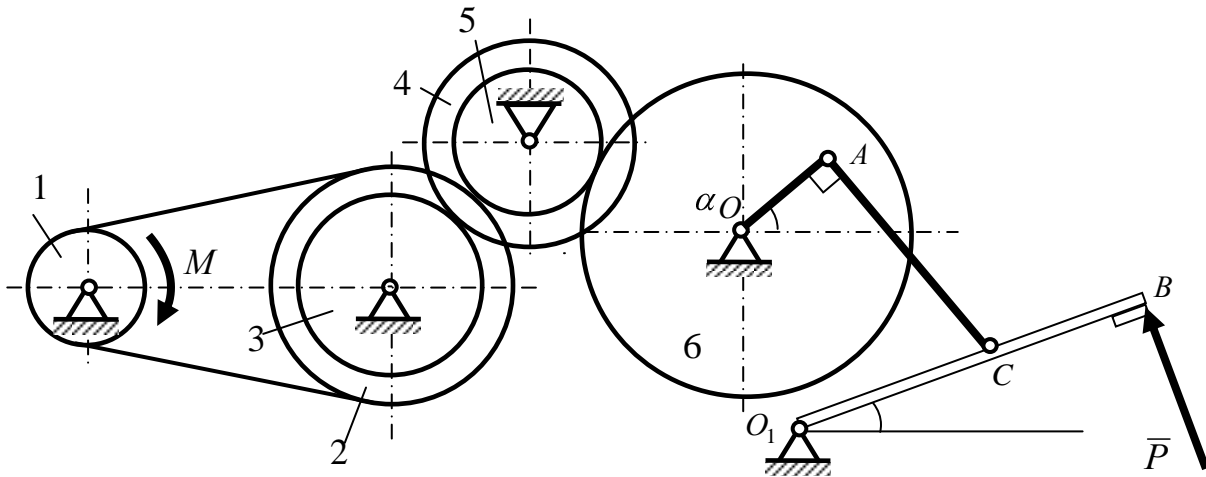


Рисунок 1 – Кинематическая схема механизма

Ножницы представляют собой сложный механизм с одной степенью свободы. Решение данной задачи с помощью уравнений статики будет громоздким. В этом случае целесообразно воспользоваться принципом возможных перемещений и для системы с одной степенью свободы записать одно уравнения работ, что значительно упрощает решение.

Для равновесия механической системы с идеальными связями необходимо и достаточно, чтобы сумма элементарных работ всех действующих на неё активных сил при любом возможном перемещении системы была равна нулю.

$$\sum_{k=1}^n \delta A(\bar{F}_k) = 0. \quad (1)$$

Тела 1, 2, 3, 4, 5, 6, OA , O_1B совершают вращательные движения; тело AC совершает плоскопараллельное движение. Сообщим телу O_1B возможное перемещение, повернем часть O_1B на угол $\delta\varphi_{O_1B}$.

Возможным перемещением тяги AC будет поворот на угол $\delta\varphi_{AC}$ вокруг мгновенного центра вращения (МЦВ). P_{AC} – точка пересечения перпендикуляров к $\delta\vec{r}_A$ и $\delta\vec{r}_C$.

На систему действуют активные силы: усилие резания \bar{P} ,

приложенное в точке B , и пара сил с моментом M , приложенная к колесу 1 (рисунок 2).

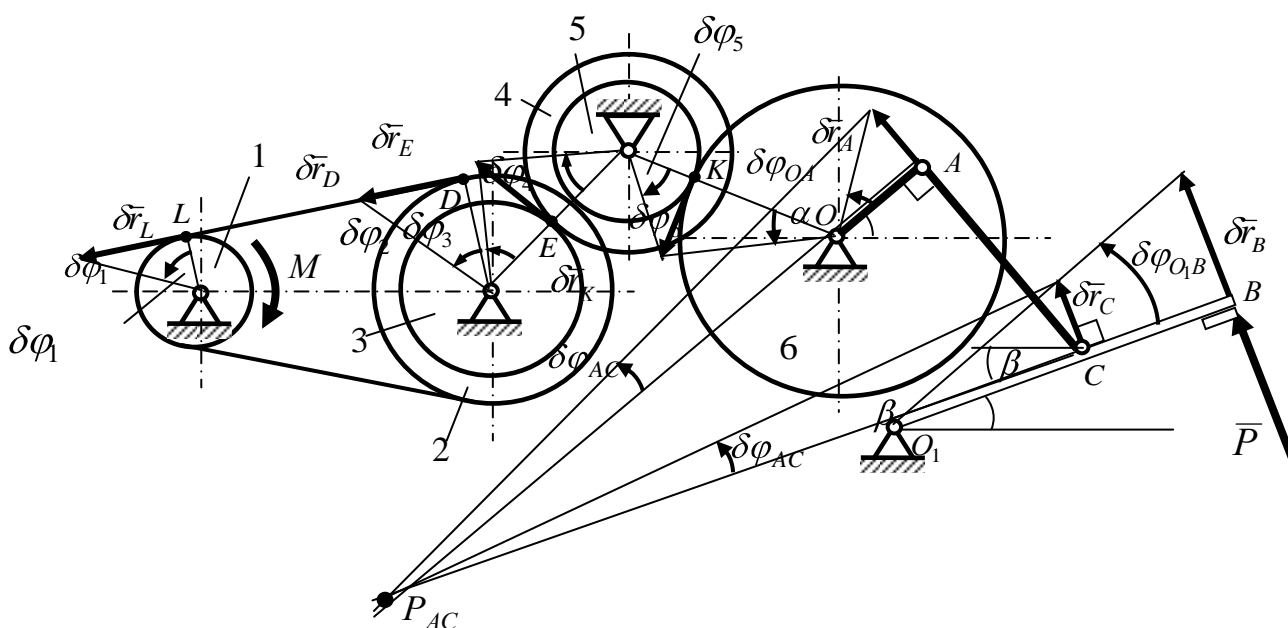


Рисунок 2 – Расчетная схема механизма

Для данной задачи уравнение 1 примет вид:

$$P \cdot \delta r_B - M \cdot \delta \varphi_1 = 0. \quad (2)$$

Из возможных перемещений $\delta \vec{r}_A$, $\delta \vec{r}_B$, $\delta \vec{r}_C$, $\delta \vec{r}_K$, $\delta \vec{r}_E$, $\delta \vec{r}_D$, $\delta \vec{r}_L$, $\delta \varphi_1$ независимым от других может быть только одно (у механизма одна степень свободы).

Примем $\delta \varphi_1$ за независимое возможное перемещение и выразим через него все остальные, учитывая, что угловые перемещения колес закрепленных на одном валу равны между собой: $\delta \varphi_2 = \delta \varphi_3$, $\delta \varphi_4 = \delta \varphi_5$. а также линейные перемещения точек зацепления двух колес одинаковы.

$$\delta r_L = \delta \varphi_1 \cdot r_1,$$

$$\delta r_D = \delta \varphi_2 \cdot r_2,$$

$$\delta r_L = \delta r_D,$$

$$\delta \varphi_1 \cdot r_1 = \delta \varphi_2 \cdot r_2 \Rightarrow \delta \varphi_2 = \frac{\delta \varphi_1 \cdot r_1}{r_2} = \frac{\delta \varphi_1 \cdot r_1}{2r_1} = \frac{\delta \varphi_1}{2}, \text{ т.к. } r_2 = 2r_1,$$

$$\delta r_E = \delta \varphi_3 \cdot r_3 = \delta \varphi_4 \cdot r_4 \Rightarrow \delta \varphi_4 = \frac{\delta \varphi_3 \cdot r_3}{r_4} = \frac{\delta \varphi_2 \cdot r_3}{r_4} = \frac{\delta \varphi_1 \cdot r_3}{2r_4},$$

$$\delta \varphi_5 = \delta \varphi_4 = \frac{\delta \varphi_1 \cdot r_3}{2r_4},$$

$$\delta r_K = \delta \varphi_5 \cdot r_5 = \delta \varphi_6 \cdot r_6 \Rightarrow \delta \varphi_6 = \frac{\delta \varphi_5 \cdot r_5}{r_6} = \frac{\delta \varphi_1 \cdot r_3 \cdot r_5}{2r_4 \cdot r_6}.$$

Кривошип OA закреплен на одном валу с колесом 6, поэтому

$$\delta\varphi_{OA} = \delta\varphi_6 = \frac{\delta\varphi_1 \cdot r_3 \cdot r_5}{2r_4 \cdot r_6}.$$

Перемещение точки A кривошипа $\delta r_A \perp OA$

$$\delta r_A = \delta\varphi_{OA} \cdot OA = \frac{\delta\varphi_1 \cdot r_3 \cdot r_5 \cdot r}{2r_4 \cdot r_6} \cdot OA.$$

Точки A и C принадлежат тяге AC .

По теореме о проекциях:

$$\delta r_A = \delta r_C \cdot \cos(90^\circ - (90^\circ - \alpha) - \beta) = \delta r_C \cdot \cos(\alpha - \beta).$$

Откуда

$$\delta r_C = \frac{\delta r_A}{\cos(\alpha - \beta)} = \frac{\delta\varphi_1 \cdot r_3 \cdot r_5 \cdot r}{2r_4 \cdot r_6 \cdot \cos(\alpha - \beta)} \cdot OA.$$

Точки B и C принадлежат ножевой балке O_1B возможным перемещением которой будет поворот вокруг оси O_1 , поэтому

$$\delta\varphi_{O_1B} = \frac{\delta r_C}{O_1C} = \frac{\delta r_B}{O_1B} \Rightarrow \delta r_B = \frac{\delta r_C \cdot O_1B}{O_1C}.$$

Учтем, что число зубьев колес передачи пропорциональны радиусам колес

$$\frac{r_3}{r_4} = \frac{z_3}{z_4}, \text{ а } \frac{r_5}{r_6} = \frac{z_5}{z_6},$$

и что согласно условию $O_1B = v$, $O_1C = c$, $OA = r$, окончательно получим:

$$\delta r_B = \frac{\delta\varphi_1 \cdot z_3 \cdot z_5 \cdot r \cdot v}{2z_4 \cdot z_6 \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot c}. \quad (3)$$

Подставим выражение (3) в уравнение (2) и вынесем $\delta\varphi_1$ за скобки

$$\left(P \frac{z_3 \cdot z_5 \cdot r \cdot v}{2z_4 \cdot z_6 \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot c} - M \right) \cdot \delta\varphi_1 = 0.$$

Так как $\delta\varphi_1 \neq 0$, то

$$P \frac{z_3 \cdot z_5 \cdot r \cdot v}{2z_4 \cdot z_6 \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot c} - M = 0.$$

Отсюда найдем

$$M = P \frac{z_3 \cdot z_5 \cdot r \cdot v}{2z_4 \cdot z_6 \cdot \cos(\alpha - \beta) \cdot c}. \quad (4)$$

Из уравнения (4) видно, что вращающий момент зависит не только от усилия резания, но и от положения ножей.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСИЛИЯ РЕЗАНИЯ НОЖА РЫЧАЖНО-КРИВОШИПНЫХ ЛЕТУЧИХ НОЖНИЦ

Юрченко К.Ю.

Научный руководитель: доцент Михайленко Н.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Летучие ножницы предназначены для резки металла на ходу («на лету») при его движении с большой скоростью.

Качество резки в большой степени зависит от усилия резания, которое, в свою очередь, определяется вращающим моментом на валу мотора.

Режущий механизм нижнего ножа рычажно-кривошипных летучих ножниц приводится в движение от мотора через зубчатые передачи, состоящие из колес 1, 2, 3, 4. В точке B втулки 5, жестко связанной с колесом 4, прикреплен рычаг ABC , конец которого A связан с кривошипом OA . На конце рычага BC прикреплен нож D . Крепления в точках A и B – шарнирные. При вращении втулки 5 точка C описывает эллипсовидную траекторию, которая на участке резания почти совпадает с горизонтальной прямой. Поэтому актуальной является задача определения усилия резания именно в этом положении.

Вращающий момент на валу мотора M , числа зубьев колес 1, 2, 3 и 4, соответственно, равны z_1 , z_2 , z_3 и z_4 . Расстояние O_1B равно l , в верхнем положении $OA \parallel O_1B$.

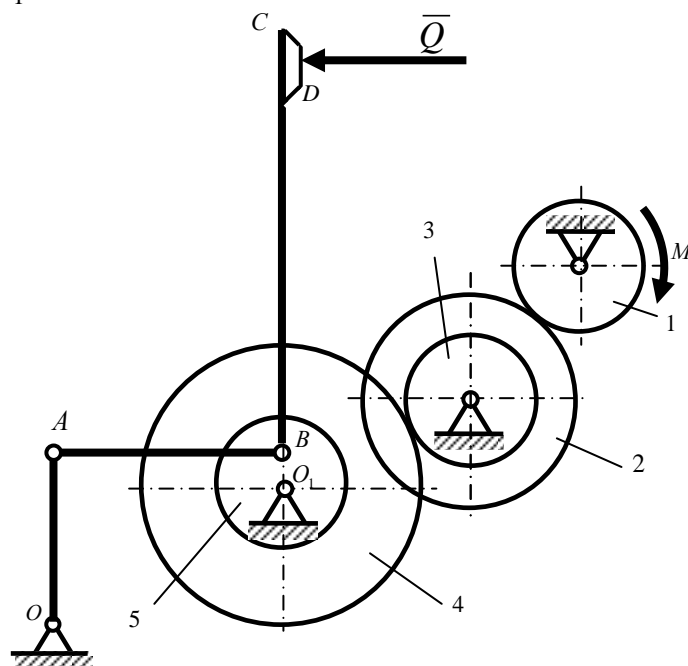


Рисунок 1 – Кинематическая схема механизма

Для решения задачи воспользуемся принципом возможных

перемещений, который устанавливает общее условие равновесия механической системы. Согласно этому принципу для равновесия механической системы с идеальными связями необходимо и достаточно, чтобы сумма элементарных работ всех активных сил, действующих на систему, на любом возможном перемещении была равна нулю:

$$\sum_{k=1}^n \bar{F}_k \cdot \delta \bar{r}_k = 0.$$

Количество уравнений, которые можно составить, равно числу степеней свободы системы.

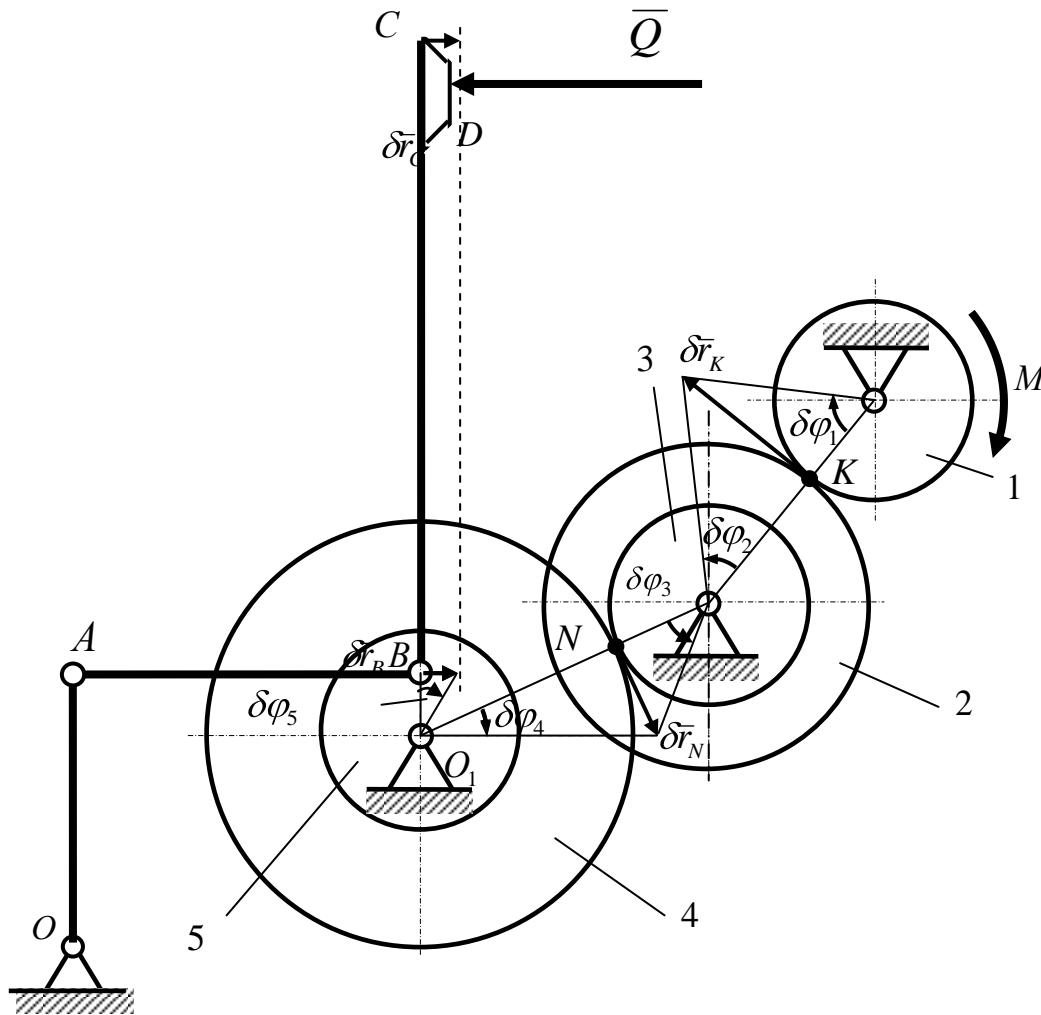


Рисунок 2 – Расчетная схема механизма

Определить число степеней свободы механизма можно по числу независимых возможных перемещений. Для этого остановим движение одного из звеньев механизма (мотор) и увидим, что весь механизм остановился.

Следовательно, механизм имеет одну степень свободы, активными силами являются усилие резания Q и вращающий момент M .

$$M \delta \varphi_1 - Q \delta r_C = 0. \quad (*)$$

Возможным перемещением каждого из колес 1, 2, 3, 4 и втулки 5,

вращающихся вокруг неподвижных осей будут их угловые перемещения $\delta\varphi_1, \delta\varphi_2, \delta\varphi_3, \delta\varphi_4, \delta\varphi_5$.

Точка K , соединяющая колёса 1 и 2, получит возможное перемещение δr_K .

$$\delta r_K = r_1 \cdot \delta\varphi_1 = r_2 \cdot \delta\varphi_2. \quad (1)$$

Так как колеса 2 и 3 закреплены на одном валу, то

$$\delta\varphi_3 = \delta\varphi_2. \quad (2)$$

Точка зацепления колес 3 и 4 получит возможное перемещение

$$\delta r_N = r_3 \cdot \delta\varphi_3 = r_4 \cdot \delta\varphi_4. \quad (3)$$

Так как колесо 4 и втулка 5 жестко соединены между собой, то

$$\delta\varphi_4 = \delta\varphi_5. \quad (4)$$

Возможное перемещение точки B втулки

$$\delta r_B = O_1B \cdot \delta\varphi_5 = l \cdot \delta\varphi_5. \quad (5)$$

И, наконец, возможным перемещением рычага ABC , а вместе с ним и ножа, будет поступательное движение, то

$$\delta r_C = \delta r_B = l \cdot \delta\varphi_5. \quad (6)$$

Так как система имеет одну степень свободы, то все перемещения нужно выразить через одно независимое. Примем $\delta\varphi_1$ (угол поворота колеса 1) за независимое возможное перемещение и выразим через него все остальные перемещения, а следовательно и δr_C .

С учетом равенств 1 – 6 получим:

$$\delta r_C = \delta r_B = l \cdot \delta\varphi_5 = l \cdot \delta\varphi_4 = \frac{l \cdot r_3 \cdot \delta\varphi_3}{r_4} = \frac{l \cdot r_3 \cdot \delta\varphi_2}{r_4} = \frac{l \cdot r_3 \cdot r_1 \cdot \delta\varphi_1}{r_4 \cdot r_2}. \quad (7)$$

С учетом свойства передач: $\frac{r_1}{r_2} = \frac{z_1}{z_2}$; $\frac{r_3}{r_4} = \frac{z_3}{z_4}$ равенство (7) можем записать следующим образом:

$$\delta r_C = \frac{l \cdot z_3 \cdot z_1 \cdot \delta\varphi_1}{z_4 \cdot z_2}. \quad (8)$$

Подставим (8) в уравнение (*):

$$M \cdot \delta\varphi_1 - \frac{Q \cdot l \cdot z_3 \cdot z_1 \cdot \delta\varphi_1}{z_4 \cdot z_2} = 0.$$

Вынесем $\delta\varphi_1$ за скобку

$$\delta\varphi_1 \left(M - \frac{Q \cdot l \cdot z_3 \cdot z_1}{z_4 \cdot z_2} \right) = 0.$$

Так как независимое возможное перемещение $\delta\varphi_1 \neq 0$, то $M - \frac{Q \cdot l \cdot z_3 \cdot z_1}{z_4 \cdot z_2} = 0$.

Отсюда выразим усилие резания Q :

$$Q = \frac{M \cdot z_4 \cdot z_2}{l \cdot z_3 z_1}.$$

Следовательно, усилие резания зависит не только от вращающего момента, но и от параметров зубчатых передач.

УДК 62 - 231.321

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТОСТАТИКИ ГИДРОДОМКРАТА СЕКЦИИ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ

Самосюк Д.А., Князев А.С.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Основной объем подземной добычи угля обеспечивается комплексами оборудования с механизированными крепями. В настоящее время в мировой практике применяются механизированные крепи различного вида с использованием гидродомкратов двухстороннего действия [1, стр.106, рис.2.24, б], обеспечивающих принудительное прямое и обратное движения поршня.

Недостатком в работе гидродомкратов является то, что при длительном нагружении кровли поршень гидродомкрата за счет перетечек жидкости через поршень может проседать и усилие, передаваемое на кровлю выработки изменится и хотя для этих целей используются специальные разгрузочные клапаны – гидрозамки, они не снимают всех проблем с герметичностью соединений. Эти проблемы связаны с размытием пластмассового седла или же герметичность теряется из-за попадания металлической стружки в поверхность рабочей кромки седла.

В силу вышесказанного, целесообразно совмещение в гидродомкратах как собственно гидродомкратов, так и устройств, обеспечивающих механическое самоторможение. Механическое самоторможение может быть введено в конструкцию гидродомкрата в виде дополнительного винтового механизма, например редуктора поступательного движения. Одно из таких технических решений приведено на рисунке 1.

Устройство [2] состоит из входного ползуна 1, выполненного за единое целое с поршнем и штоком, гайки 2, выходного ползуна 3, входного отверстия А и выходного отверстия В. За счет эффекта самоторможения обратное движение механизма не произойдет, оно будет возможно лишь тогда, когда через отверстие В будет подана рабочая жидкость в подпоршневую полость.

Гидроцилиндр и поршень гидроцилиндра на плоскости могут быть

представлены в виде поступательной пары, т.е. ползуна и неподвижной опоры. Аналогом пространственного винтового механизма на плоскости является клиновой механизм, показанный на рисунке 2. Механизм состоит из опоры 0, выходного звена 1, клина 2, входного звена 3.

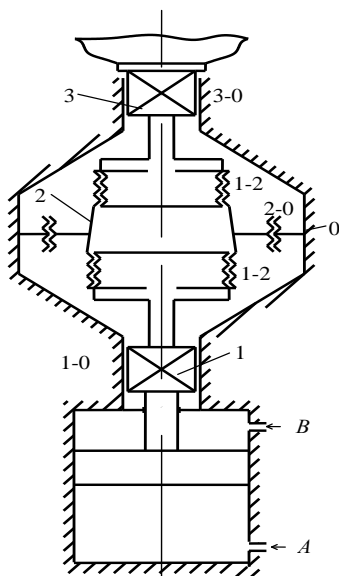


Рисунок 1 – Схема гидродомкрата секции механизированной крепи с редуктором поступательного движения

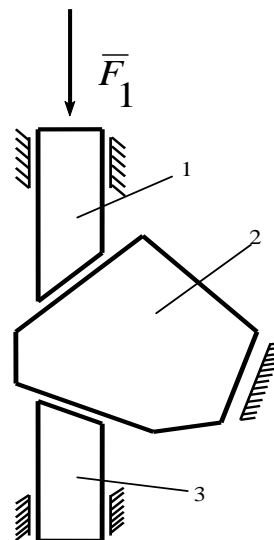


Рисунок 2 – Схема клинового механизма

Произведем кинестатическое исследование гидродомкрата секции механизированной крепи на плоском аналоге, т.е. на клиновом механизме. Решение будем производить в общем виде без конкретных значений нагрузок.

Для определения реакций возникающих между звеньями рассмотрим звено по отдельности. На рисунке 3 показаны силы, действующие на звено 1, где $F_{mp01} = R_{01} \cdot f$, $F_{mp21} = R_{21} \cdot f$.

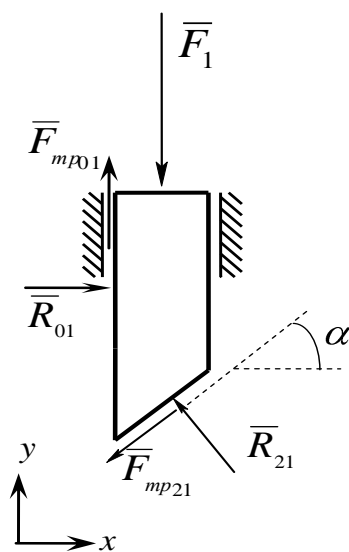


Рисунок 3 – Звено 1 с действующими на него силами

Спроецируем все силы на оси координат X и Y. Составим систему уравнений для звена 1.

$$\begin{cases} \sum F_x = 0 & R_{01} - R_{21} \sin \alpha - R_{21} \cdot f \cdot \cos \alpha = 0, \\ \sum F_y = 0 & R_{21} \cos \alpha - R_{21} \cdot f \cdot \sin \alpha - F_1 - R_{01} \cdot f = 0. \end{cases}$$

В данной системе два уравнения и две неизвестные R_{01} и R_{21} . Следовательно, система уравнений является статически определимой и решением данной системы являются величины реакции R_{01} и R_{21} .

По аналогии изобразим действующие силы на звенья 2 и 1 в отдельности и спроецируем все силы на оси координат.

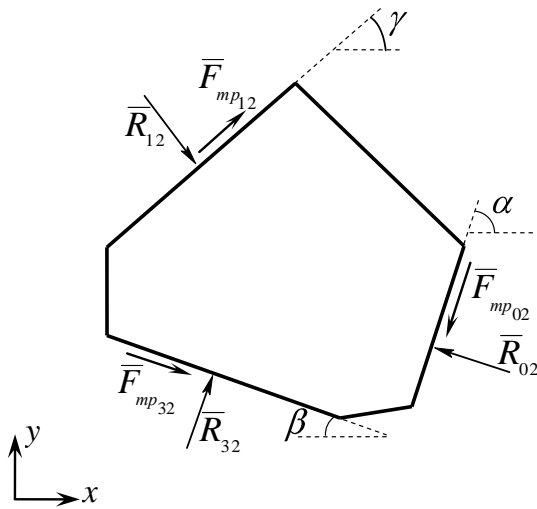


Рисунок 4 – Действующие силы на звено 2

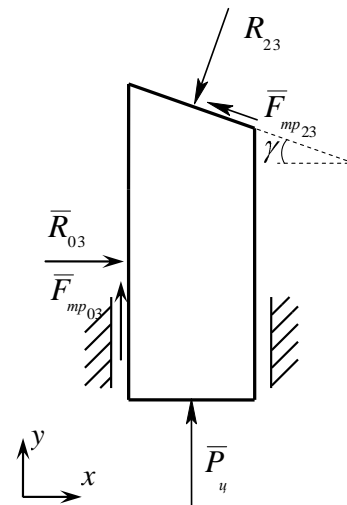


Рисунок 5 – Действующие силы на звено 3

$$\begin{cases} \sum F_x = 0 & R_{12} \cdot \sin \alpha + R_{12} \cdot f \cdot \cos \alpha - R_{02} \cdot \sin \beta - R_{02} \cdot f \cdot \cos \beta + R_{32} \cdot \sin \gamma + R_{32} \cdot f \cdot \cos \gamma = 0, \\ \sum F_y = 0 & -R_{12} \cos \alpha + R_{12} \cdot f \cdot \sin \alpha + R_{02} \cdot \cos \beta - R_{02} \cdot f \cdot \sin \beta + R_{32} \cdot \cos \gamma - R_{32} \cdot f \cdot \sin \gamma = 0, \\ \sum F_x = 0 & -R_{23} \sin \gamma - R_{23} \cdot f \cdot \cos \gamma + R_{03} = 0, \\ \sum F_y = 0 & -R_{23} \cos \gamma + R_{23} \cdot f \cdot \sin \gamma + R_{03} \cdot f + P_u = 0. \end{cases}$$

Решая данные системы, будут найдены соответственно реакции R_{02} , R_{32} и соответственно R_{03} , P_u .

Итак, все искомые величины реакций действующих в шарнирах найдены, что говорит о том, что задача кинестатики полностью решена.

Библиографический список

1. Кантович Л.И., Гетопанов В.Н. Горные машины. – М.: Недра, 1989. – 304 с.
2. Патент №2329381 Гидродомкрат секции механизированной крепи / Дворников Л.Т., Баклушин Д.С., Князев А.С. (РФ) – приоритет от 22.01.2007, опубл. 20.07.2008, Бюл. №20.

ПРИМЕНЕНИЕ ПРИНЦИПА ВОЗМОЖНЫХ ПЕРЕМЕЩЕНИЙ К ОПРЕДЕЛЕНИЮ ДАВЛЕНИЯ В МЕХАНИЗМЕ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ОТЛИВОК

Русских И.Ю.

Научный руководитель: доцент Михайленко Н.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В механизме для разделения отливок движение кривошипа OA передается через шатун AB и распорный механизм, состоящий из жесткого равностороннего треугольника BCD и стержня O_1C ползуну 1 (рисунок 1). Длина кривошипа $OA = r$, $O_1C = CD$). Определить силу давления ползуна на отливку 2 в положении равновесия, при котором $AB \perp O_1D$, $\angle OAB = 120^\circ$, $\angle DO_1C = 15^\circ$.

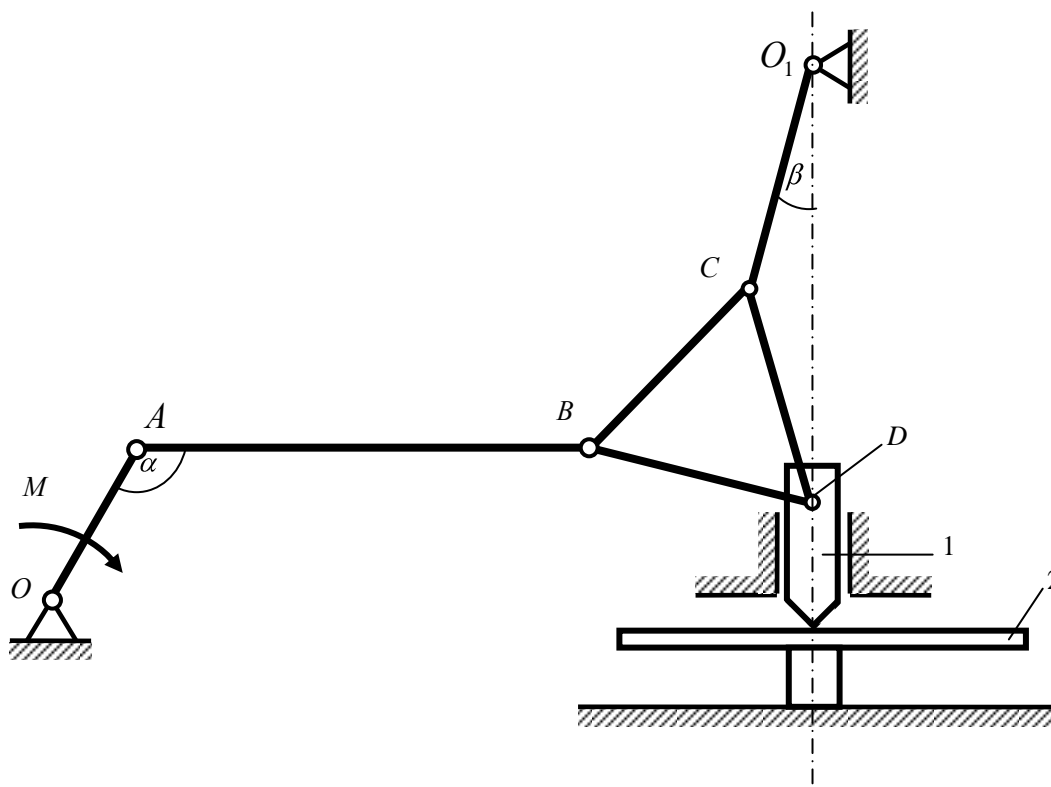


Рисунок –1 Кинематическая схема механизма

Механизм для разделения отливок представляет собой сложную механическую систему состоящую из нескольких тел. При решении данной задачи методами статики придётся рассматривать равновесие каждого из тел в отдельности, заменяя наложенные связи соответствующими наперед неизвестными реакциями. Когда число тел в системе велико, этот путь становится весьма громоздким и связан с необходимостью решать большое число уравнений со многими неизвестными. В данном случае целесообразно

воспользоваться принципом возможных перемещений.

Согласно этому принципу для равновесия механической системы с идеальными связями необходимо и достаточно, чтобы сумма элементарных работ всех действующих на неё активных сил при любом возможном перемещении системы была равна нулю

$$\sum_{k=1}^n \delta A(\bar{F}_k) = 0. \quad (1)$$

В данном случае на систему действует одна активная пара сил с моментом M .

Сила давления, которую требуется определить, приложена к отливке. По принципу равенства действия и противодействия $\bar{F}_{\text{давл}} = -\bar{N}$. Следовательно, определив нормальную реакцию поверхности, найдём и силу давления ползуна на отливку. Отбросим связь и заменим её действие нормальной реакцией поверхности \bar{N} , которая переходит в число активных сил. При этом система, освобожденная от связи, получает одну степень свободы (рисунок 2).

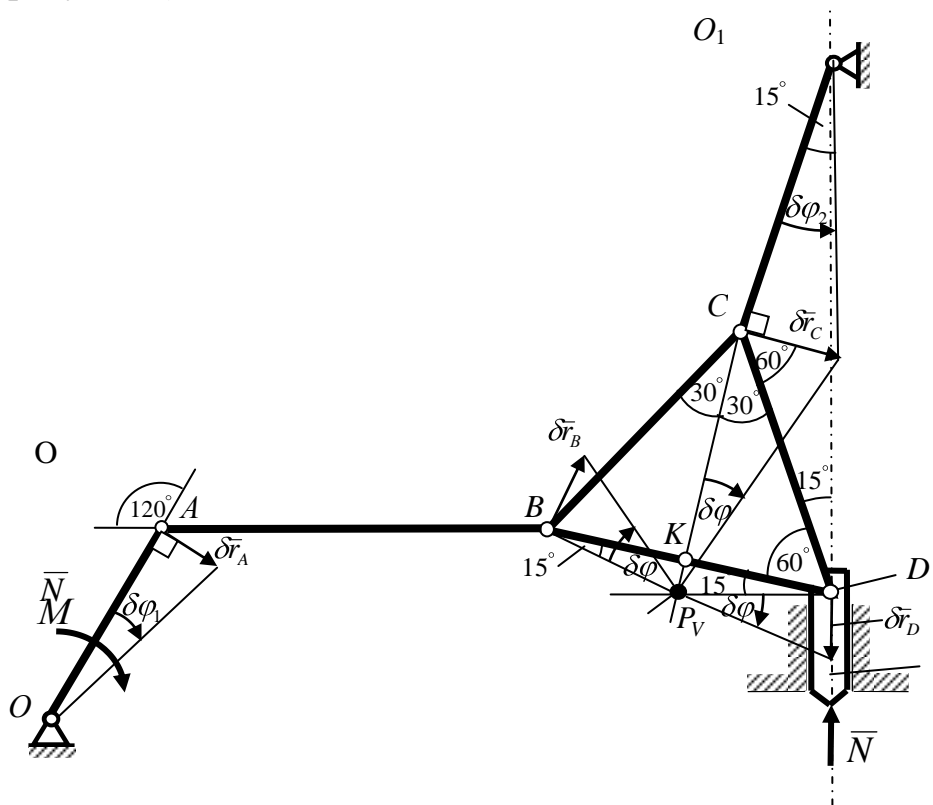


Рисунок 2 – Расчетная схема механизма

Для системы с одной степенью свободы достаточно составить одно уравнение

$$\sum_{k=1}^n \bar{F}_k \cdot \delta \bar{r}_k = 0. \quad (1)$$

Для решения задачи используем геометрический метод.

Дадим возможное перемещение кривошипу – малый поворот на угол $\delta\varphi_1$ вокруг точки O .

Точка A получит перемещение $\delta\vec{r}_A \perp AO$.

Точка C получит перемещение $\delta\vec{r}_C \perp O_1C$, так как возможным перемещением стержня O_1C является поворот вокруг точки O_1 на угол $\delta\varphi_2$.

Возможное перемещение ползуна 1 поступательное, а возможное перемещение точки D – $\delta\vec{r}_D$.

Возможным перемещением треугольника BCD будет поворот на угол $\delta\varphi$ вокруг мгновенного центра вращения (скоростей) P_V , который находится в точке пересечения перпендикуляров к $\delta\vec{r}_C$ и $\delta\vec{r}_D$, восстановленных из точек C и D .

Составим уравнение (1)

$$-N \cdot \delta r_D + M \cdot \delta\varphi_1 = 0 \quad (2)$$

За независимое возможное перемещение принимаем элементарный угол поворота кривошипа $\delta\varphi_1$.

Выразим все перемещения через независимое $\delta\varphi_1$.

$$\angle DCO_1 = (180^\circ - 15^\circ - 15^\circ) = 150^\circ$$

Так как треугольник BCD – равносторонний, то прямая CK является биссектрисой, медианой и высотой, следовательно, $\angle DCP_V = 30^\circ$.

Отсюда $\angle BKC = 90^\circ$, $BK = KD$

Треугольник BP_VD – равнобедренный, следовательно,

$$BP_V = P_VD \quad (3)$$

$$\angle KBP_V = \angle KDP_V = 15^\circ,$$

$$\delta\varphi = \frac{\delta r_D}{DP_V} = \frac{\delta r_B}{BP_V}.$$

Возможное перемещение шатуна AB плоскопараллельное.

По теореме о проекциях:

$$\delta r_A \cdot \cos(120^\circ - 90^\circ) = \delta r_B \cdot \cos(90^\circ - 15^\circ - 15^\circ) \quad \text{или}$$

$$\delta r_A \cdot \cos 30^\circ = \delta r_B \cdot \cos 60^\circ.$$

Откуда

$$\delta r_A = \frac{\delta r_B \cdot \cos 60^\circ}{\cos 30^\circ}.$$

С другой стороны точка A принадлежит кривошипу, возможное перемещение которого вращательное, поэтому

$$\delta r_A = AO \cdot \delta\varphi_1 = r \cdot \delta\varphi_1,$$

$$r \cdot \delta\varphi_1 = \frac{\delta r_B \cdot \cos 60^\circ}{\cos 30^\circ},$$

$$\delta r_B = BP_V \cdot \delta \varphi,$$

$$\frac{r \delta \varphi_1 \cdot \cos 30^\circ}{\cos 60^\circ} = BP_V \cdot \delta \varphi$$

Отсюда выразим $\delta \varphi$

$$\delta \varphi = \frac{r \cdot \delta \varphi_1 \cdot \cos 30^\circ}{BP_V \cdot \cos 60^\circ}$$

С учетом равенства (3)

$$\delta r_D = DP_V \cdot \delta \varphi = \frac{DP_V \cdot r \delta \varphi_1 \cdot \cos 30^\circ}{BP_V \cdot \cos 60^\circ} = \frac{r \cdot \delta \varphi_1 \cdot \cos 30^\circ}{\cos 60^\circ}$$

Подставим это в равенство (2) и вынесем $\delta \varphi_1$ за скобку

$$\left(M - N \cdot \frac{r \cdot \cos 30^\circ}{\cos 60^\circ} \right) \cdot \delta \varphi_1 = 0.$$

Так как $\delta \varphi_1 \neq 0$, то

$$\left(M - N \cdot \frac{r \cdot \cos 30^\circ}{\cos 60^\circ} \right) = 0,$$

отсюда с учётом того, что $F_{\text{давл}} = N$

$$F_{\text{давл}} = \frac{M \cdot \cos 60^\circ}{r \cdot \cos 30^\circ} = \frac{2M}{2r\sqrt{3}} = \frac{M}{r\sqrt{3}} = \frac{M\sqrt{3}}{3r}.$$

Следовательно, сила давления ползуна прямо пропорциональна вращающемуся моменту и обратно пропорциональна длине кривошипа.

УДК 621

РАСШИРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ТОКАРНОГО СТАНКА

Шолпанов Р., Смат А.

Научные руководители: Сарсенбаева Д.Н, Валяр В.А.

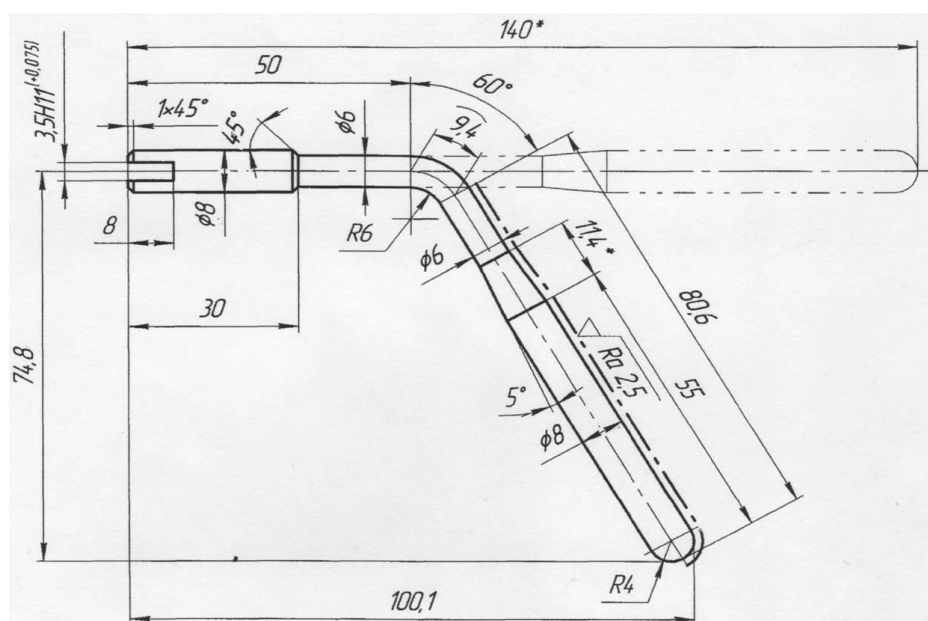
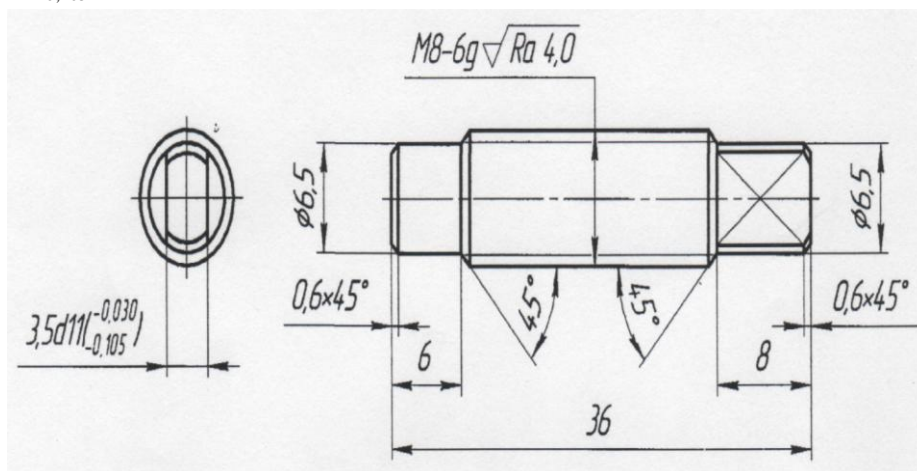
*Екибастузский профессиональный лицей № 18
г. Екибастуз*

Токарные станки предназначены для механической обработки поверхностей вращения. На этих станках обрабатывают самые разнообразные детали: валы и оси, втулки и зубчатые колеса, стаканы и т.д. Объединяет эти детали то, что они состоят в основном из поверхностей вращения.

Многие заготовки деталей типа колец, фланцев и втулок, имеющие малую жесткость в радиальном направлении, а также заготовки деталей

сложной формы не могут быть закреплены в самоцентрирующих патронах или в четырехкулачковых патронах с независимым перемещением кулачков. Среди приспособлений, используемых на токарных станках, важное место занимают конструкции, позволяющие повысить производительность обработки и расширяющие технологические возможности станка, т.е. дающее возможность выполнить на станке такие работы, которые требуют отдельной операции.

В производстве, где часто приходится обрабатывать плоские поверхности с малыми линейными размерами, значительно облегчает настройку станка специальное приспособление. Применение такого приспособления позволяет обработать плоскую поверхность шириной $B_1 = 3,5d_{11} \begin{matrix} -0,030 \\ -0,105 \end{matrix}$ и внутренний лаз глубиной $L=8$ и шириной $B_2 = 3,5H_{11} \begin{matrix} +0,075 \end{matrix}$

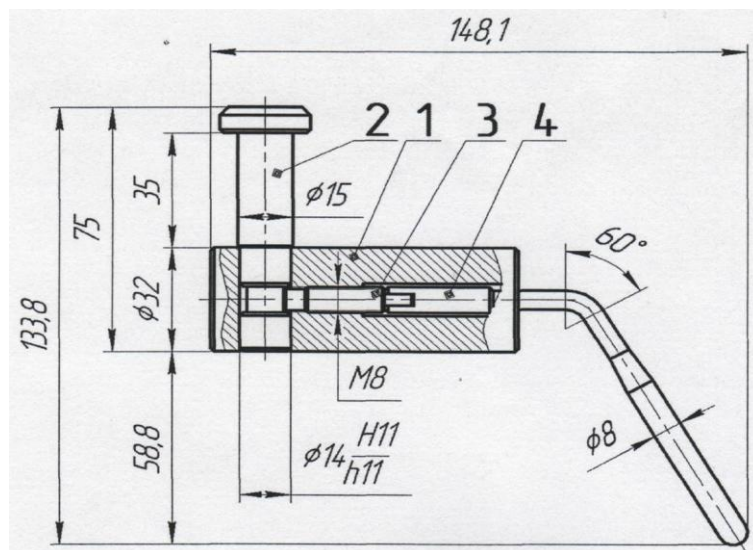


Цель данной работы – расширение технологических возможностей токарного станка с помощью применения специального приспособления.

Один из вариантов решения рассматриваемой проблемы – изготовление специального приспособления. Это приспособление позволяет, не снимая заготовку с токарного станка, обточить плоскую поверхность или

профрезеровать лаз в валике.

Предмет исследования – простейший замок.



Сложность обработки данной детали заключается в том, что она имеет малые размеры и по всей длине - резьбовую поверхность.

Постановка задачи:

- использовать имеющиеся режущие инструменты;
- расширить технологические возможности токарного станка;
- создание комплексного изготовления сборочной единицы;
- повысить производительность обработки.

Оригинальность конструкции нестандартного приспособления заключается в закреплении фрез на оправке с учетом ширины винта. Оправка закрепляется в токарном патроне, установленном на шпинделе, при этом образ фрезы выполняют вращательное движение. Обрабатываемая деталь закреплена в оправке. Оправка установлена в резцедержателе. Таким образом на заготовке образуется фрезерный лаз. Необходимая траектория движения заготовки задается по лимбу.

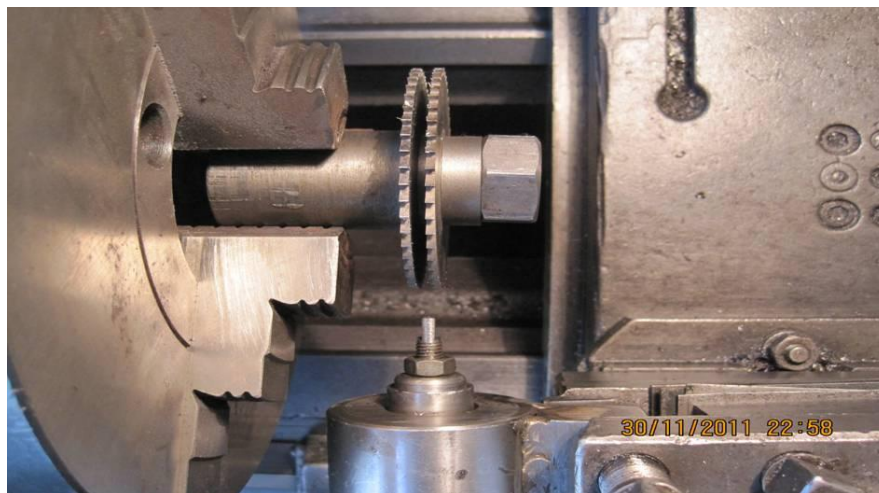


Рисунок 3 – Установка приспособления в токарном патроне

Применение данного приспособления позволяет повысить производительность обработки за счет сокращения времени на переустановку заготовки на фрезерном станке.

В результате обработки партии деталей установлено, что описанное приспособление может быть использовано для комплексного изготовления сборочных единиц.

Библиографический список

1. Тимешина Т.И. Токарные станки и работа на них - Москва, Машиностроение - 1990.
2. Захаров В.А. Токарь- Москва, Машиностроение -1989.
3. Черлов Н.Н. В помощи молодому токарю- Омское книжное издательство, Омск-1985.

УДК 621.01

КИНЕМАТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ЧЕТЫРЕХЗВЕННОГО КУЛАЧКОВОГО МЕХАНИЗМА МЕТОДОМ ОБРАЩЕННОГО ДВИЖЕНИЯ

Ермолаева Н.Ю., Суджаян А.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

На рисунке 1 представлен четырехзвенный кулачковый механизм с двумя высшими кинематическими парами [1]. В настоящей статье рассматривается кинематический анализ механизма методом обращенного движения с помощью программы T-Flex CAD.

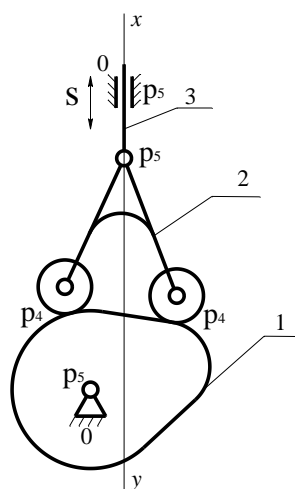


Рисунок 1 – Четырехзвенный кулачковый механизм

Для проведения исследования должны быть заданы: а) профиль кулачка; б) геометрические размеры промежуточного звена ABC, в) размер

эксцентриситета. Задача исследования – найти закон движения толкателя, а также построить график аналога скорости толкателя.

В рассматриваемом в данной статье примере принимаются следующие условия: а) профиль кулачка (кривая $\beta - \beta$) построен произвольно; б) известны размеры AC и BC сторон промежуточного трехпарного звена 2 (в дальнейшем на всех рисунках это звено будет изображаться в виде треугольника $\triangle ABC$), задано значение угла α между плечами AC и BC звена 2; в) размер эксцентриситета принят равным нулю, то есть, рассматривается аксиальный кулачковый механизм.

Алгоритм решения задачи следующий.

1. В поле 2D программы T-Flex вычерчивается профиль кулачка (кривая $\beta - \beta$, рис. 2), затем, помощью вызова команды «Построения – Путь» построенная кривая выделяется как «путь».

2. В редактор переменных вводятся значения переменных AC и BC , соответствующих длинам сторон AC и BC промежуточного звена, и значение переменной $alfa$, соответствующей углу α между плечами AC и BC звена 2.

3. В произвольном месте поля чертежа строится треугольник $\triangle ABC$ по заданным переменным AC , BC , $alfa$. С помощью вызова команды «Параметры – Измерить» измеряется расстояние AB между двумя вершинами треугольника $\triangle ABC$ и фиксируется в редакторе переменных как переменная AB .

4. Находятся два крайних положения толкателя, при которых расстояние OC от точки O , центра вращения кулачка, до точки C , принадлежащей толкателю, минимально ($r=OC_{min}$). Строится окружность радиусом $r=OC_{min}$ с центром в точке O .

5. Находятся два крайних положения толкателя, при которых расстояние OC от точки O , центра вращения кулачка, до точки C , принадлежащей толкателю, минимально ($r=OC_{min}$). Строится окружность радиусом $r=OC_{min}$ с центром в точке O .

6. Находятся два крайних положения толкателя, при которых расстояние OC от точки O , центра вращения кулачка, до точки C , принадлежащей толкателю, минимально ($r=OC_{min}$). Строится окружность радиусом $r=OC_{min}$ с центром в точке O .

7. Измеряется значение угла $\varphi_{раб}$ между прямыми OC_0 и OC_n и фиксируется в редакторе переменных как переменная F .

8. Угол $\varphi_{раб}$ делится на определенное количество равных частей (в рассматриваемом примере угол $\varphi_{раб}$ разбит на 24 равных угла, рис. 3), через точку O проводятся прямые, соответствующие каждому делению угла (прямые 1, 2, 3, ... 24 на рисунке 3).

9. На прямой l (рис. 2) строится узел C_1 на произвольном расстоянии L_1 от точки O . Расстояние L_1 задается в редакторе переменных как переменная L_1 .

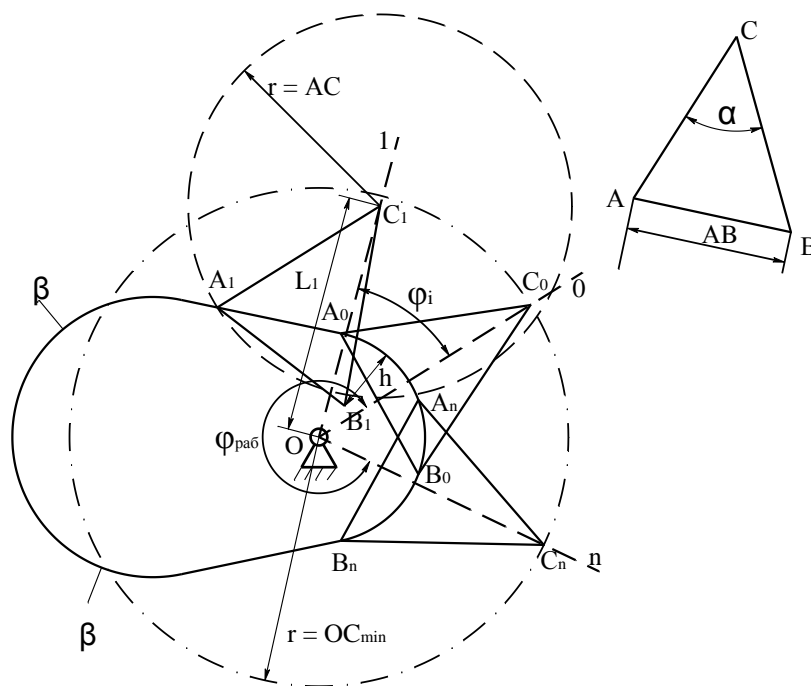


Рисунок 2 – Установка промежуточного звена 2 на профиль кулачка

10. Строится окружность радиусом AC с центром в точке C_1 . На пересечении этой окружности и пути, соответствующего профилю кулачка, фиксируется узел (точка A_1 на рисунке 2).

11. По заданным размерам - AC , BC , α , достраивается треугольник $\Delta A_1 B_1 C_1$. Так как расстояние L_1 (переменная L_1) от точки O до узла C_1 выбрано произвольно, то, в общем случае, после построения треугольника $\Delta A_1 B_1 C_1$ точка B_1 не лежит на профиле кулачка.

12. Измеряется расстояние h от точки B_1 до профиля кулачка $\beta - \beta$ и сохраняется в редакторе переменных как переменная h .

13. Переменная h приравнивается к нулю с помощью команды «Параметры – Оптимизация», в поле «Переменные» указывается приблизительный диапазон изменения переменной L_1 . В графе «Запускать» выбирается «При оптимальном пересчете модели». После выполнения этой операции точка B_1 треугольника $\Delta A_1 B_1 C_1$ легла на профиль кулачка, точка A_1 , переместившись, осталась на профиле кулачка, а точка C_1 переместилась строго вдоль прямой l .

14. Операции, аналогичные описанным в пунктах 7 – 11, повторяются для каждого деления угла $\varphi_{раб}$ (рисунок 3).

15. Измеряются расстояния S_i (рис. 3) от окружности радиусом $r = OC_{min}$ до точек C_i , соответствующим положениям нижней точки толкателя при поворотах кулачка на угол φ_i , и эти значения заносятся в базу данных нового файла T-Flex.

16. Измеряются расстояния S_i (рис. 3) от окружности радиусом $r = OC_{min}$ до точек C_i , соответствующим положениям нижней точки толкателя при поворотах кулачка на угол φ_i , и эти значения заносятся в базу данных нового файла T-Flex.

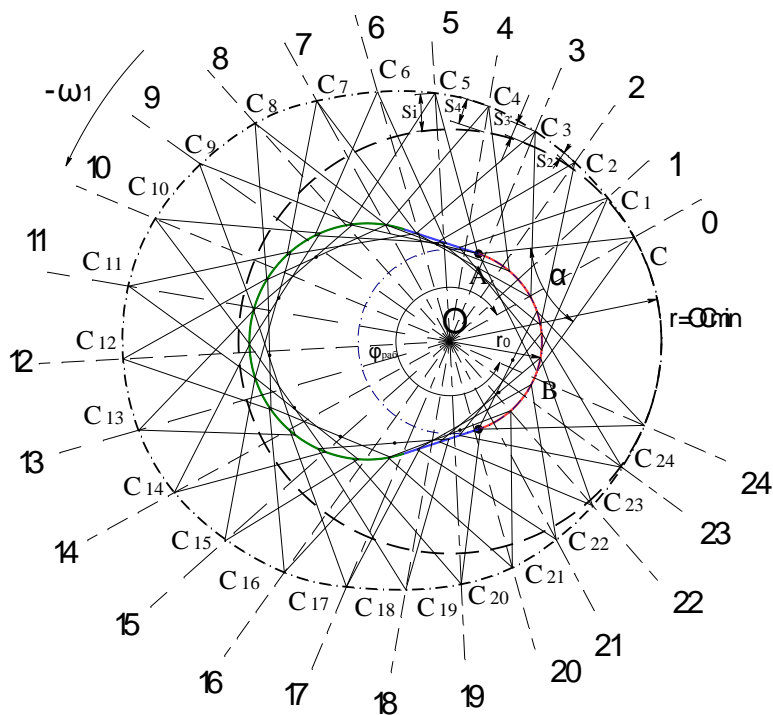


Рисунок 3 – Четырехзвенный кулачковый механизм в обращенном движении

17. Строится график $S(\varphi)$ перемещения толкателя 3.

18. Путем графического дифференцирования строится график аналога скорости. Графики $S(\varphi)$ и $\frac{dS}{d\varphi}(\varphi)$ в соответствующих масштабах μ_S , μ_V и μ_φ показаны на рисунке 4.

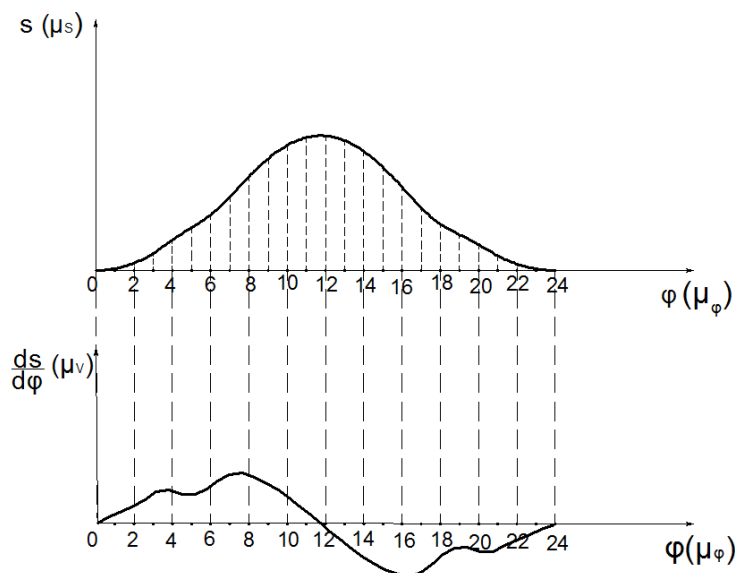


Рисунок 4 – Графики перемещения и аналога скорости четырехзвенного кулачкового механизма

Таким образом, при известном профиле кулачка и заданной геометрии промежуточного звена закон движения толкателя может быть найден с достаточно высокой степенью точностью.

Библиографический список

1. Патент № 2456491. Четырехзвенный кулачковый механизм / Дворников Л.Т., Ермолаева Н.Ю. – № 2010145405; Приоритет 08.11.2010; опубл. 20.07.2012, Бюл. №20.

УДК 622.6

РАСЧЁТ МЕХАНИЗМА ПОДЪЁМА ГРУЗА МОСТОВОГО КРАНА

Акст Д.В.

Научный руководитель: доцент Михайленко Н.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Мостовые краны являются одним из основных средств механизации погрузочно-разгрузочных и складских работ. Путь их движения не зависит от расположения технического оборудования, так как мостовые краны перемещаются, в основном, по специальным путям, расположенным под крышей здания. Часто краны мостового типа управляются с пола с помощью подвесного или стационарного пульта управления, представляя, таким образом, опасность для работающих внизу. Удержание груза в равновесии является главной задачей машиниста, так как раскачивание груза может привести к обрыву строп и падению груза.

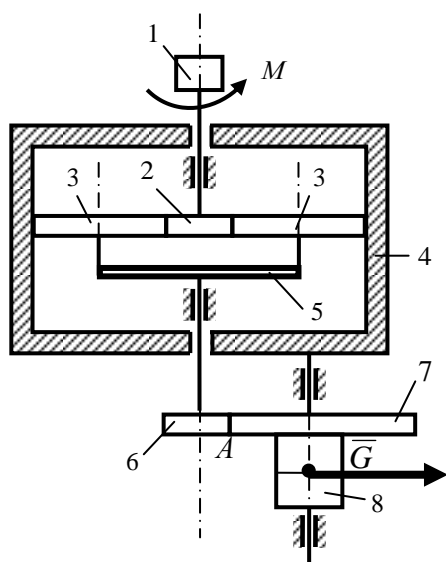


Рисунок 1 – Кинематическая схема механизма

В механизме подъема груза мостового крана (рисунок 1) вращение от мотора 1 передается валу барабана 8 через планетарный редуктор, состоящий из зубчатого колеса 2, закрепленного на валу мотора 1, двух сателлитов 3, катящихся по неподвижному венцу 4, водила 5, на валу которого насажено колесо 6, приводящее в движение колесо 7, жестко связанное с барабаном 8. Радиусы колес 2, 3, 6, 7 соответственно равны r_2 , $r_3 = 2r_2$, $r_6 = r_2$, $r_7 = 6r_2$, радиус барабана R . Определить какой вращающий момент нужно приложить к валу мотора для удержания груза весом \bar{G} в равновесии.

Данный механизм представляет собой сложную механическую систему из восьми тел с одной степенью свободы.

Для решения воспользуемся принципом возможных перемещений:

$$\sum_{k=1}^n \delta A(\bar{F}_k^a) = 0.$$

Сообщим конструкции возможное перемещение: повернем зубчатое колесо 2 на угол $\delta\varphi_2$. В результате сателлиты 3, перемещаясь плоскопараллельно, повернутся на угол $\delta\varphi_3$ вокруг мгновенного центра вращения P_3 , а водило 5 повернется на угол $\delta\varphi_5$ (рисунок 2).

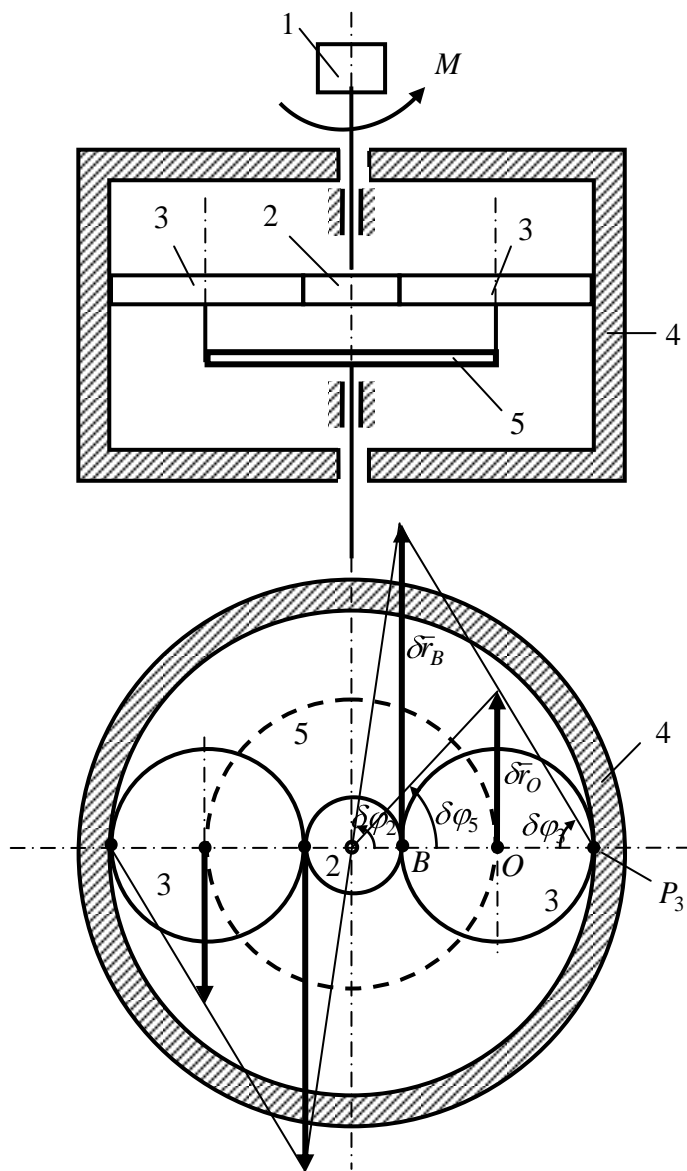


Рисунок 2 – Расчетная схема планетарного редуктора

Колесо 6, насаженное на один вал с водилом, повернувшись на угол $\delta\varphi_6$ приведет в движение колесо 7 а вместе с ним и барабан 8 (жестко связанный с этим колесом), возможные перемещения которых $\delta\varphi_7$ и $\delta\varphi_8$. Кроме того при повороте барабана 8 на угол $\delta\varphi_8$ точке A (точка схода троса с поверхностью барабана, в которой приложена сила \bar{G}), будет также сообщено возможное перемещение $\delta\bar{r}_A$ (рисунок 3).

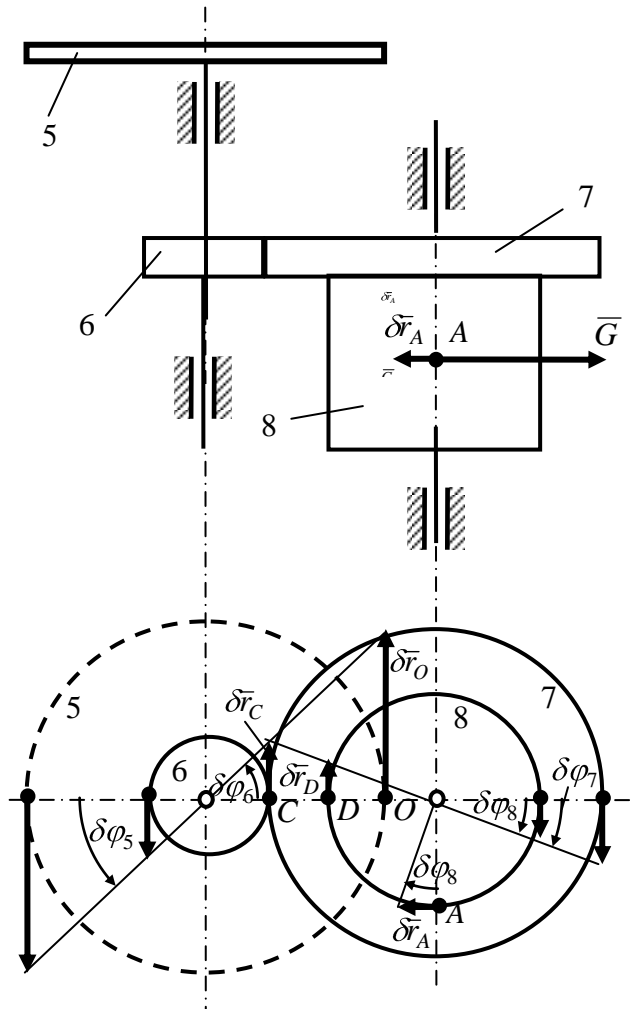


Рисунок 3 – Расчетная схема передаточного механизма

На систему действуют активные силы: сила тяжести груза \bar{G} и пара сил с моментом M .

Тогда основное уравнение примет вид:

$$M \cdot \delta\varphi_2 - G \cdot \delta r_A = 0. \quad (1)$$

Примем $\delta\varphi_2$ за независимое перемещение и выразим через него все остальные ($\delta\varphi_3, \delta\varphi_5, \delta\varphi_6, \delta\varphi_7, \delta\varphi_8, \delta r_A$), учитывая что точки зацепления получают равные перемещения перпендикулярные соответствующим радиусам.

$$\delta r_B = r_2 \cdot \delta\varphi_2 = BP_3 \cdot \delta\varphi_3,$$

$$BP_3 = 2r_3.$$

$$\text{Тогда } \delta\varphi_3 = \frac{r_2 \cdot \delta\varphi_2}{2r_3},$$

$$\delta r_O = r_3 \cdot \delta\varphi_3 = r_5 \cdot \delta\varphi_5 \Rightarrow \delta\varphi_5 = \frac{r_3 \cdot \delta\varphi_3}{r_5}.$$

Так как водило 5 и колесо 6 закреплены на одном валу, то

$$\delta\varphi_6 = \delta\varphi_5 = \frac{r_3 \cdot \delta\varphi_3}{r_5}.$$

Элементарное перемещение точки зацепления колес 6 и 7

$$\delta r_C = r_6 \cdot \delta\varphi_6 = r_7 \cdot \delta\varphi_7 \Rightarrow \delta\varphi_7 = \frac{r_6 \cdot \delta\varphi_6}{r_7} = \frac{r_6 \cdot r_3 \cdot \delta\varphi_3}{r_7 \cdot r_5} = \frac{r_6 \cdot r_3 \cdot r_2}{r_7 \cdot r_5 \cdot 2r_3} \cdot \delta\varphi_2 = \frac{r_6 \cdot r_2}{2r_7 \cdot r_5} \cdot \delta\varphi_2,$$

так как колесо 7 жестко связано с барабаном 8, то

$$\delta\varphi_8 = \delta\varphi_7 = \frac{r_2 \cdot r_6 \cdot \delta\varphi_2}{2r_5 \cdot r_7}, \quad \delta r_A = \delta\varphi_8 \cdot R = \frac{r_2 \cdot r_6 \cdot \delta\varphi_2}{2r_5 \cdot r_7} \cdot R.$$

Зная величины всех перемещений, запишем уравнение (1) в новом виде:

$$M \cdot \delta\varphi_2 - G \cdot \frac{r_2 \cdot r_6 \cdot \delta\varphi_2}{2r_5 \cdot r_7} \cdot R = 0.$$

Вынесем $\delta\varphi_2$ за скобки:

$$\delta\varphi_2 \cdot \left(M - G \cdot \frac{r_2 \cdot r_6}{2r_5 \cdot r_7} \cdot R \right) = 0.$$

Так как $\delta\varphi_2 \neq 0$, то $M - G \cdot \frac{r_2 \cdot r_6}{2r_5 \cdot r_7} \cdot R = 0.$

Зная из условия, что $r_3 = 2r_2, r_6 = r_2, r_7 = 6r_2$, а также учитывая, что $r_5 = r_3 + r_2 = 3r_2$, получим:

$$M - G \cdot \frac{r_2 \cdot r_2}{2 \cdot 3r_2 \cdot 6r_2} \cdot R = 0,$$

$$M - P \cdot \frac{r_2^2}{36r_2^2} \cdot R = 0,$$

$$M - \frac{G \cdot R}{36} = 0.$$

$$M = \frac{G \cdot R}{36}.$$

Окончательно получаем

Вращающий момент зависит не только от веса груза, но и от радиуса барабана.

УДК 656.073: 658.8

РАЦИОНАЛИЗАЦИЯ АВТОТРАНСПОРТНОГО ОБСЛУЖИВАНИЯ УГЛЕДОБЫВАЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Покровская О.Д., Заздравных Н.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Основными непроизводительными затратами при разработке месторождений открытым способом являются затраты, связанные с простоями карьерных автосамосвалов на линии, простоями экскаваторов в отсутствии автосамосвалов, нерациональными холостыми перегонами от одного экскаватора к другому, а также простоями в связи с ремонтом автомобилей. Это является следствием нерациональной организации технологических процессов на разрезе, то есть взаимодействия подразделений разреза и отдельных единиц техники на различных этапах добычи и транспортировки горной массы.

Целью работы является совершенствование организации перевозок угля и породы автотранспортом в условиях угледобывающего предприятия – филиал ОАО УК «Кузбассразрезуголь» «Краснобродский угольный разрез».

В работе рассмотрены участки, на которых осуществляются горные работы – Участок №1 и Участок №2 (см. рис.1).

Транспортировку угля от забоев до угольных складов осуществляют БелАЗ-7555, а породы – БелАЗ-75131. Полигон обслуживания представлен двумя участками разреза. Участок 1 – Новосергеевское поле, средняя длина ездки составляет 4 км. Участок обслуживается экскаваторами ЭКГ-12,5, ЭКГ-15, Liebherr 7,0. Участок 2 – Краснобродское поле, средняя длина ездки составляет 3 км. Участок обслуживается экскаваторами ЭКГ-10, ЭКГ-12,5, САТ 3,6.

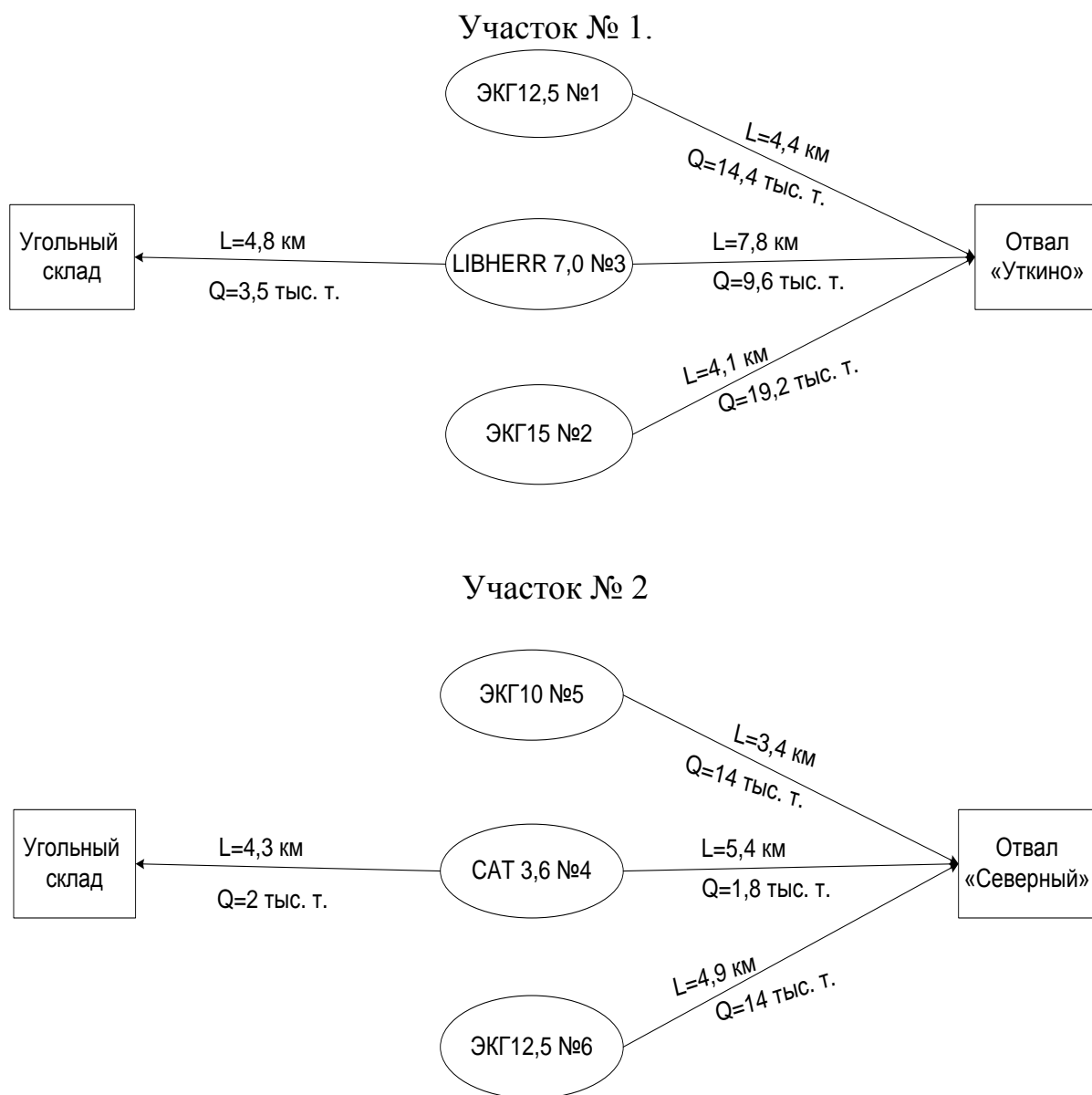


Рисунок 1 – Схема транспортных связей

Проведенные расчеты и анализ существующей технологии транспортного обслуживания показал, что данная технология является не достаточно эффективной. Предлагается для перевозки породы использовать БелАЗ 75306 грузоподъемностью 220 тонн, а для перевозки угля - БелАЗ 75138 грузоподъемностью 130 тонн, что увеличит производительность автомобильных перевозок и прибыль угольной компании. Грузовое оборудование (экскаваторы) и вместимость ковшей остаются неизменными. Одновременно решено реализовать 7 автомобилей БелАЗ–7555 и 25 автомобилей БелАЗ–75131 по остаточной стоимости. За счет этого будут снижены капитальные вложения. Технические характеристики используемого и предлагаемого подвижного состава даны в табл.1,2.

Таблица 1 – Технические характеристики используемого подвижного состава

Параметр, размерность	БелАЗ-7555 Углевоз	БелАЗ-75131 Породовоз
Грузоподъемность, т	55	131
Снаряженная масса, т	40,2	105
Полная масса, т	95,2	235
Двигатель	ЯМЗ-4Э845.10	CUMMINS KTA50-C
Максимальная мощность двигателя, кВт/ Номинальная частота, об./мин	537/2100	1716/1900
Максимальная скорость, км/ч	60	42
Габаритные размеры: длина, м ширина, м высота, м	8,85 4,40 4,32	11,500 6,900 5,720
Минимальный габаритный радиус поворота, м	10,5	13
Геометрический объем платформы, м ³ : вровень с бортами с «шапкой» 2:1	25,0 34,2	73,0
Погрузочная высота платформы, м	3,48	4,800
Время подъема платформы, с	15	20
Время опускания платформы, с	14	18
Шины	24,00 - 35	33.00-51

Таблица 2 – Технические характеристики предлагаемого подвижного состава

Параметр, размерность	БелАЗ-75306 Породовоз	БелАЗ-75138 Углевоз
Грузоподъемность, т	220	130
Снаряженная масса, т	150	105
Полная масса, т	370	235
Двигатель	CUMMINS QSK-60	CUMMINS KTA50-C
Максимальная мощность двигателя, кВт/ Номинальная частота, об/мин	1716/1900	1716/1900
Максимальная скорость, км/ч	41	42
Габаритные размеры: длина, м ширина, м высота, м	13,360 7,780 6,520	11,500 6,900 5,720
Минимальный габаритный радиус поворота, м	15	13
Геометрический объем платформы, м ³ : вровень с бортами с «шапкой» 2:1	92,0 130,0	50 73,0
Погрузочная высота платформы, м	5,810	4,800
Время подъема платформы, с	20	20
Время опускания платформы, с	23	18
Шины	40,00 - 57	33.00-51

Результаты проведенных в работе расчетов приведены в табл.3.

Таблица 3 – Техничко-экономические показатели

Показатели	1 вариант (существующий)	2 вариант (предлагаемый)
Автомобили, шт	32	16
БелАЗ-7555, шт	7	-
БелАЗ-75131, шт	25	-
БелАЗ-75138, шт	-	3
БелАЗ-75306, шт	-	13
Численность водителей, чел	128	64
Численность автослесарей, чел.	3	3
Доход от продажи БелАЗ 7555, 75131 тыс.у.е.	-	481500,0
Амортизационные отчисления тыс.у.е./год	213075	200000
Зарплата водителей, тыс.у.е./год	53651,09	26797,2
Зарплата ремонтников тыс.у.е./год	5024,46	2197,73
Сумма отчислений на социальное страхование (34%), тыс.у.е./год	19949,68	9858,26
Расходы на ТО и ТР, тыс.у.е./год	573899,62	416300,93
Расходы на ГСМ, тыс.у.е./год.	180 895,12	305800,09
Расходы на шины тыс.у.е./год.	57541,5	46543,2
Капитальные затраты, тыс.у.е.	-	772500,0
Эксплуатационные расходы тыс.у.е./год.	1 104 036,47	1 007 497,41
Приведенные затраты тус.у.е./год.	-	1100197,41
Себестоимость перевозки 1 тонны груза, у.е.	61,47	56,09
Приведенная себестоимость, у.е.	-	61,25

Таким образом, в результате увеличения грузоподъемности подвижного состава при экономическом сравнении вариантов транспортного обслуживания угледобывающего предприятия получено:

- 1) сокращение количества автомобилей на 16 единиц: количество углевозов сократилось на 4 единицы; количество породовозов – на 12 единиц;
- 2) сокращение эксплуатационных затрат при использовании автомобилей большей грузоподъемности на 96 539,1 тыс. у.е. в год;
- 3) снижение себестоимости перевозки 1 тонны груза на 5,38 у.е.

Перечисленное свидетельствует об экономической эффективности предлагаемой технологии транспортного обслуживания полигона.

УДК 656.073: 658.8

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕРМИНАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ОРГАНИЗАЦИИ АВТОТРАНСПОРТНОЙ ДОСТАВКИ ГРУЗОВ

Покровская О.Д., Тодышев А.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Целью работы является организация рациональной системы доставки

грузов в контейнерах с использованием терминальных технологий и самопогрузочных транспортных средств.

Задан полигон с постоянным объемом перевозок 46 контейнеров в сутки. Грузовые фронты отправителей и получателей грузов в контейнерах представлены открытой контейнерной площадкой, способной одновременно принять 4 автомобиля.

Рассмотрено 2 варианта организации транспортного обслуживания заданного полигона: 1 вариант – прямая схема доставки, 2 вариант – терминальная схема доставки.

Вариант 1 – существующий. Осуществляется перевозка контейнеров по прямому направлению без использования терминалов. Объем перевозок от всех поставщиков ко всем потребителям 46 контейнеров в сутки, работают 162 водителя и пробег составляет 10061 км. Капиталовложения отсутствуют. Задействованы 54 автомобиля марки FOTON Bj 1099 грузоподъемностью 6,3 т. Схема транспортных связей дана на рис.1.

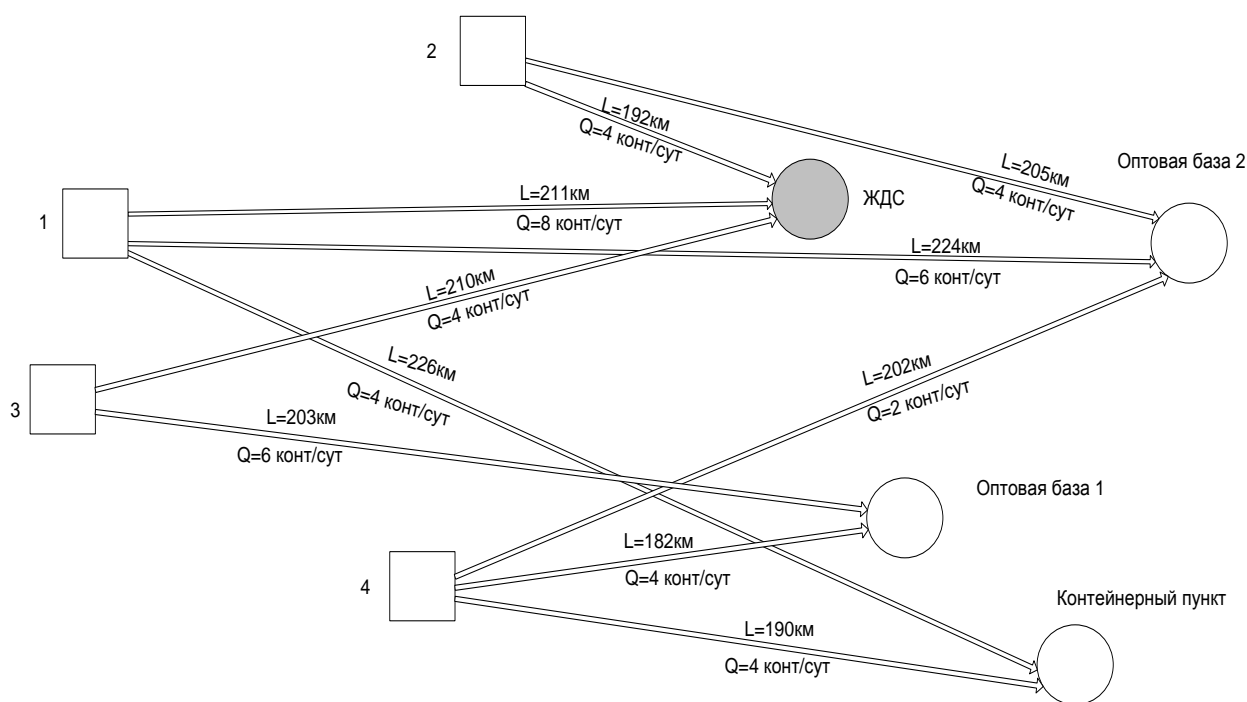


Рисунок 1 – Схема транспортных связей по существующему варианту

Вариант 2 – предлагаемый. Осуществляется перевозка по терминальной схеме доставки груза. Объем перевозок от всех поставщиков ко всем потребителям 46 контейнеров в сутки, должны работать 87 водителей и суммарный пробег составляет 2834 км. Приобретается новый подвижной состав: автомобили FORD CARGO 1832 HR грузоподъемностью 11,5 т, в количестве 19 единиц, и сооружаются два терминала. Ранее имевшиеся автомобили марки FOTON Bj 1099 в количестве 44 единицы реализуются по остаточной цене.

Предлагается организовать два контейнерных терминала: первый служит для сбора контейнеров от всех поставщиков, второй – для

дистрибуции потребителям. Один контейнерный терминал будет работать на сбор груза (Т-1), второй контейнерный терминал будет работать на распределение груза (Т-2).

Грузовой терминал – это специальный комплекс технических сооружений и устройств для грузонакопления, грузопереработки и грузораспределения с выполнением всех видов транспортно-экспедиционных и логистических услуг.

От поставщиков груза до контейнерного терминала (Т-1), работающего на сбор груза, и от контейнерного терминала (Т-2) до потребителей груза, работающего на распределение груза, работают автомобили-самопогрузчики Foton Bj 1099 с КМУ Amco Veba 807NT 2S грузоподъемностью 1 контейнер. Между контейнерными терминалами работают автомобили-самопогрузчики FORD CARGO 1832 HR с КМУ Palfinger грузоподъемностью 2 контейнера.

Груженные контейнеры поступают на терминалы строго по расписанию завоза. Контейнеры являются обезличенной транспортной тарой, что позволяет автомобилям не простаивать в грузовых пунктах в ожидании конкретного контейнера. Автомобили совершают обратный пробег в груженом состоянии: самопогрузочное оборудование позволяет достаточно быстро снять с борта груженный контейнер и поставить порожний контейнер.

Схема транспортных связей по предлагаемому варианту дана на рис.2.

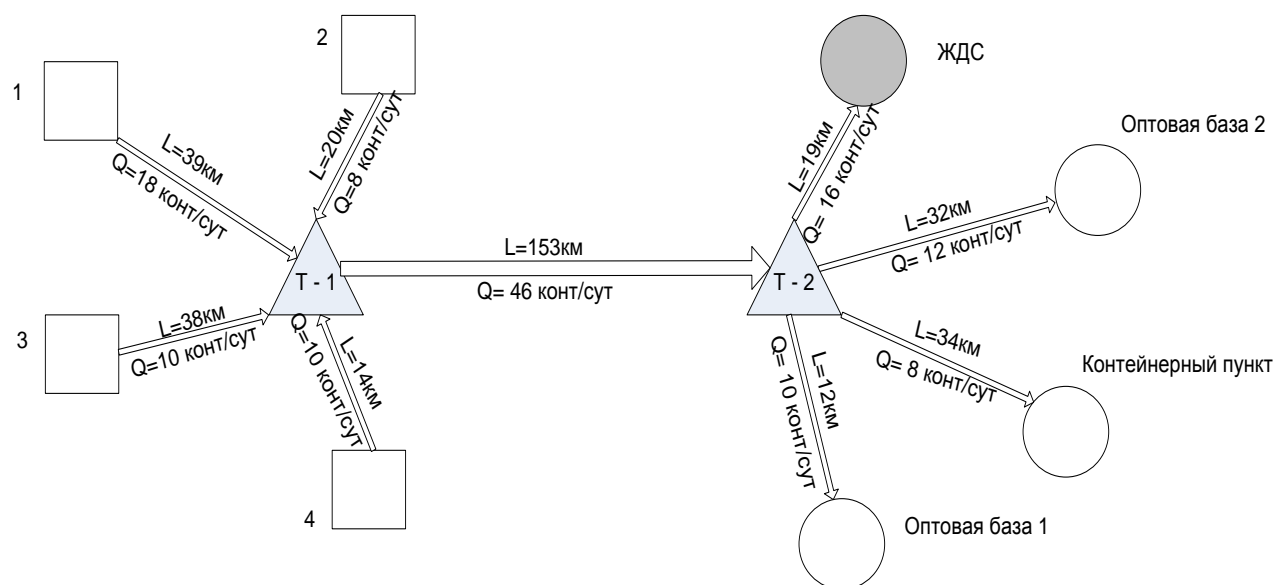


Рисунок 2 – Схема транспортных связей по предлагаемому варианту

Проведено сравнение технико-экономических показателей по прямой схеме без использования терминалов и с использованием терминалов (табл.1).

Таблица 1 – Техничко-экономические показатели

Экономический показатель	Существующий вариант	Предлагаемый вариант	
	FOTON (прямая доставка)	FOTON (сбор-развоз)	FORD CARGO (межтерм.)
Объем перевозок, конт./сут.	46	46	
Количество автомобилей, шт.	54	10	19
Грузоподъемность, тонн	6,3	6,3	11,5
Амортизационные отчисления, тыс. у.е./год	16 380	13 956	
Годовой фонд оплаты труда персонала, тыс. у.е./год	52 303,4	28 437,5	
Отчисления от фонда оплаты труда, тыс. у.е./год	17 783	9 668,8	
Расходы на ГСМ, тыс. у.е./год	10 210,8	3 558,3	
Расходы на износ и ремонт шин, тыс. у.е./год	2 552,7	889,6	
Плата за хранение груза на терминале, тыс. у.е./год	-	2 600	
Затраты на обслуживание двух терминалов, тыс. у.е.	-	12 500	
Затраты на строительство двух терминалов, тыс. у.е.	-	50 000	
Эксплуатационные расходы, тыс.у.е./год	111 421,4	76 802,4	
Капитальные затраты, тыс. у.е.	-	95 900 в том числе:	
- доход от продажи, тыс. у.е.	-	88 000	
- покупка машин, тыс. у.е.	-	133 900	
- строительство терминалов, тыс.у.е.	-	50 000	
Приведенные затраты, тыс. у.е.	-	88 310,4	
Себестоимость, тыс. у.е.	1,9	1,3	

Таким образом, система доставки грузов через терминалы стала рациональной, поскольку:

– количество подвижного состава для обслуживания потребителей уменьшилось на 25 автомобилей, в том числе, количество автомобилей Foton сократилось на 44 единицы.

– сокращение эксплуатационных затрат составило 34 619 тыс.у.е./год.

КИНЕТОСТАТИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ РОЛИКОВОГО КАНТОВАТЕЛЯ ПРОКАТНОГО СТАНА

Тутынин А.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Дворников Л.Т.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Кинестатическое исследование роликового кантователя прокатного стана [1, С. 375] позволяет определить реакции в кинематических парах, а также усилия, действующие на отдельные звенья механизма. Нахождение этих усилий необходимо при расчете звеньев на прочность и определении их рациональных конструктивных форм.

Проведем кинестатическое исследование роликового кантователя методом построения планов сил. Кинематический анализ рассматриваемого кантователя приведен в [2]. Исследование проведем для наиболее нагруженного режима работы роликового кантователя – режима кантовки заготовки.

Схема роликового кантователя с приложенными силами приведена на рисунке 1.

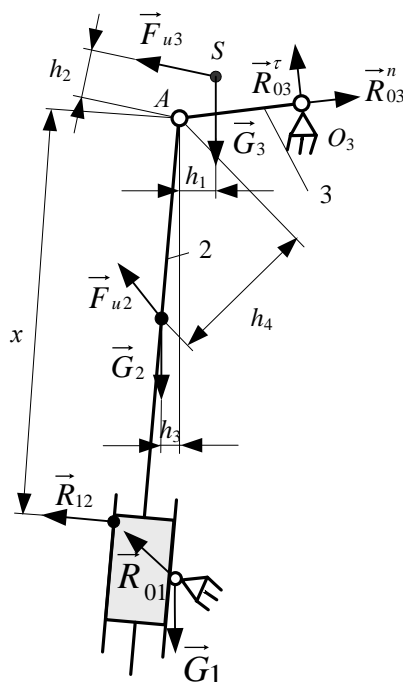


Рисунок 1 – Схема роликового кантователя с приложенными силами

Составим уравнение моментов сил относительно точки А для третьего звена

$$\sum_{3в.3} M(A) = 0, \quad G_3 \cdot h_1 - F_{u3} \cdot h_2 - R_{03}^{\tau} \cdot l_{AO_3} = 0. \quad (1)$$

Из уравнения (1) можно найти силу реакции R_{03}^τ

$$R_{03}^\tau = \frac{G_3 \cdot h_1 - F_{u3} \cdot h_2}{l_{AO_3}}. \quad (2)$$

Вес звеньев \vec{G} определяются как произведение массы звена на ускорение свободного падения $\vec{G} = m \cdot \vec{g}$, силы инерции \vec{F}_u – как произведение массы звена на ускорение центра масс $\vec{F}_u = -m \cdot \vec{a}_s$.

Запишем векторное уравнение сил, действующих на группу звеньев 2-3

$$\sum_{\Gamma p.2-3} \vec{F} = 0, \vec{R}_{03}^\tau + \vec{F}_{u3} + \vec{G}_3 + \vec{G}_2 + \vec{F}_{u2} + \vec{R}_{12} + \vec{R}_{03}^n = 0. \quad (3)$$

Построим план сил (рисунок 2, а) для уравнения (3). Поскольку значения сил \vec{F}_{u2} и \vec{F}_{u3} много меньше значения силы \vec{G}_3 , ими пренебрегаем. Из полюса плана в масштабе μ_F , Н/мм, отложим последовательно силы \vec{R}_{03}^τ , \vec{G}_3 и \vec{G}_2 . Из полюса проведем линию действия силы \vec{R}_{12} , а из конца вектора \vec{G}_2 – линию действия силы \vec{R}_{03}^n . Точка пересечения линий однозначно определит силы \vec{R}_{12} и \vec{R}_{03}^n . Сложив вектора \vec{R}_{03}^n и \vec{R}_{03}^τ , определим силу \vec{R}_{03} .

Векторная сумма сил, действующая на звено 3, запишется в виде

$$\sum_{3в.3} \vec{F} = 0, \vec{G}_3 + \vec{F}_{u3} + \vec{R}_{03} + \vec{R}_A = 0. \quad (4)$$

Построим план сил (рисунок 2, б) для уравнения (4). Из полюса плана в масштабе μ_F , Н/мм, откладываем известные силы \vec{G}_3 и \vec{R}_{03} (силой \vec{F}_{u3} пренебрегаем). Далее, соединим полюс плана и конец вектора \vec{R}_{03} , получим вектор силы \vec{R}_A .

Далее, составим уравнение моментов сил относительно точки А для второго звена

$$\sum_{3в.2} M(A) = 0, G_2 \cdot h_3 - F_{u2} \cdot h_4 - R_{12} \cdot x = 0. \quad (5)$$

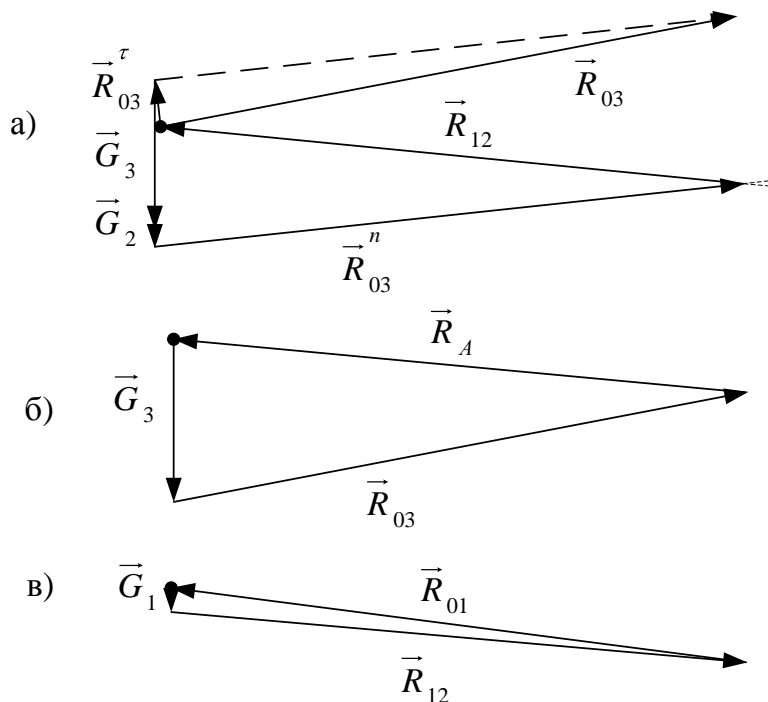
Из уравнения (5) определим плечо силы \vec{R}_{12}

$$x = \frac{G_2 \cdot h_3 - F_{u2} \cdot h_4}{R_{12}}. \quad (6)$$

Проведем силовой анализ начального звена. Запишем векторное уравнение сил, действующих на звено 1

$$\sum_{3\&.1} \vec{F} = 0, \vec{G}_1 + \vec{R}_{21} + \vec{R}_{01} = 0. \quad (7)$$

Строим план сил (рисунок 2, в) для уравнения (7) в масштабе сил μ_F , Н/мм, где замыкающий вектор определяет направление и величину опорной реакции \vec{R}_{01} .



а – план сил для уравнения (3); б – план сил для уравнения (4);
 в – план сил для уравнения (7)

Рисунок 2 – Планы сил

Аналогично можно провести кинетостатическое исследование и для других режимов работы роликового кантователя.

Библиографический список

1. Машины и агрегаты металлургических заводов: учебник для вузов. В 3 т. Т. 3 Машины и агрегаты для производства и отделки проката / А.И. Целиков [и др.] – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1988. – 680 с.: ил.
2. Тутьнин А.В. Кинематическое исследование роликового кантователя графо-аналитическим методом / А.В. Тутьнин, Л.Т. Дворников // Машиностроение: Материалы XXI региональной научно-практической конференции по проблемам механики и машиностроения. – Новокузнецк: Издательский центр СибГИУ, 2011. – № 21. – С. 61-74.

VI. НОВЫЕ ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ

УДК 004.312

УПРАВЛЕНИЕ СКОРОСТЬЮ АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ

Зыбенко Г.А.

Научный руководитель: профессор Кунин П.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В последние годы интенсивно развивается электропривод на базе асинхронного электродвигателя с короткозамкнутым ротором, модули управления которым построены на основе встроенных микропроцессорных систем. С расширением функциональности однокристальных микроконтроллеров, реализующих практически все функции контроллеров, целесообразно построение на их основе нового класса дешевых малогабаритных модулей управления асинхронным электроприводом.

Система управления содержит задающее устройство и регулятор, реализованные на основе микроконтроллера dsPIC33FJ32MC202, который содержит специализированный ШИМ для управления приводом (Motor Control PWM), при помощи которого генерируется трехфазное напряжение. Устройство генерирует трехканальный ШИМ сигнал, скважность каждого из каналов меняется по синусоидальному закону. При этом угол каждого последующего канала отличается на 120 градусов. В результате образуется три канала ШИМ, действующее значение которых образует трехфазное напряжение (рисунок 1). После усиления и фильтрации ШИМ сигнала получили трехфазное управляемое по частоте напряжение (рисунок 2).

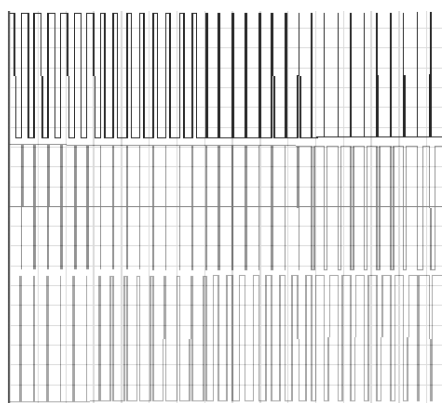


Рисунок 1 – Три канала ШИМ–напряжений, сгенерированные микроконтроллером dsPIC33FJ32MC202

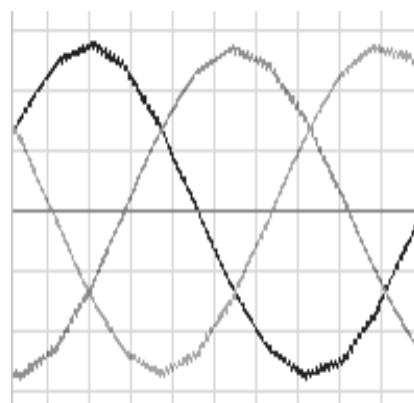


Рисунок 2 – Трехфазное напряжение, сгенерированное микроконтроллером dsPIC33FJ32MC202

Схема управления частотой и преобразованием ШИМ сигнала в трехфазное напряжение приведено на рисунке 3.

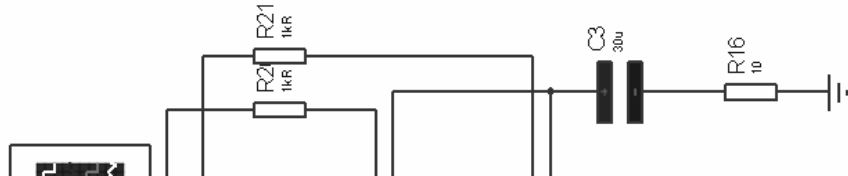


Рисунок 3 – Схема управления частотой ШИМ сигнала и преобразование в трехфазное напряжение

На данной схеме импульсы верхних ключей объединяются с импульсами нижних ключей. Происходит попеременное переключение транзисторов верхнего и нижнего плеча, с изменяемой по синусоидальному закону скважностью импульсов. К коллектору верхнего ключа подходит положительное напряжение, а к эмиттеру нижнего ключа отрицательное. В результате положительными импульсами с контроллера открываются транзисторы верхнего и нижнего плеча. Этот процесс происходит для каждого канала отдельно, в результате чего на выходе получается трехфазное напряжение.

Частоту генерируемой синусоиды можно менять, посредством нажатия кнопки, после чего в программе микроконтроллера множитель частоты синуса увеличивается на заданную определенную величину.

Программа, написанная для микроконтроллера, выполняет генерацию синусоидального ШИМ с заданной частотой. В программе реализован алгоритм перезадания частоты изменения скважности импульсов, по внешнему сигналу, то есть по нажатию кнопки.

Разработка программного обеспечения выполнена на базе системы Proteus, позволяющая моделировать работу микроконтроллеров Pic американской компанией Microchip Technology Inc. Программирование микроконтроллера произведено в среде языка программирования MikroC, который содержит множество библиотек, позволяющих гибко использовать программируемое устройство.

В программе синусоидальность изменения скважности ШИМ задается с помощью специальных функций стандартной библиотеки math. Такой подход прост в исполнении, но занимает значительную часть вычислительной мощности микроконтроллера. Если его ресурсы сильно ограничены то можно использовать выборку значений представленную в массиве.

Регулирование скорости при изменении частоты не сопровождается увеличением скольжения асинхронного двигателя, поэтому потери мощности при регулировании невелики.

Для получения высоких энергетических показателей асинхронного двигателя – коэффициентов мощности, полезного действия, перегрузочной способности – необходимо одновременно с частотой изменять и подводимое напряжение. Закон изменения напряжения зависит от характера момента нагрузки **Мс**:

$$\frac{U_1}{f_1} = const, \quad \frac{U_1}{f_1^2} = const, \quad \frac{U_1}{\sqrt{f_1}} = const.$$

Первое соотношение соответствует $M=const$, второе – вентиляторной нагрузке, третье – при моменте нагрузки, обратно пропорциональном скорости.

Таким образом, для плавного бесступенчатого регулирования частоты вращения вала асинхронного электродвигателя, преобразователь частоты должен обеспечивать одновременное регулирование частоты и напряжения

на статоре асинхронного двигателя. Для этого в свою очередь необходимо реализовать в системе управления ПИ-регуляторы.

УДК 62-83-52

СИНТЕЗ МИКРОКОНТРОЛЛЕРНЫХ РЕГУЛЯТОРОВ ПО АНАЛОГОВОМУ ПРОТОТИПУ

Михайлов А.А.

Научный руководитель: к.т.н., профессор Кунин П.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время все более широкое применение находят системы логического и контурного управления на программируемых логических контроллерах (ПЛК) и однокристальных микроконтроллерах (ОМК). Методы синтеза систем логического управления разработаны достаточно полно и легко реализуются как стандартными языками программирования МЭК 61131, так и на языках C и assembler. Особенно легко эти задачи решаются на PC-base совместимых ПЛК. Сложнее положение с созданием систем контурного управления повышенной точности. Существующие методы прямого цифрового синтеза систем основаны, как правило, на применении z-преобразования. Причем, предварительно синтезируется аналоговый регулятор с последующим преобразованием его передаточной функции в z-передаточную функцию, которая, в свою очередь, преобразуется в разностное уравнение. В многоконтурных системах возникает необходимость сохранения промежуточных координат объекта и применение покаскадного преобразования, что приводит к потере точности преобразования и к полной потере связь параметров регулятора с параметрами объекта управления.

В настоящей статье анализируется возможность синтеза цифровых алгоритмов регуляторов электропривода с вентильными электродвигателями на базе аналоговых прототипов с непосредственным преобразованием в разностные уравнения, исключая промежуточное покаскадное преобразование в z-передаточные функции.

Синтез аналоговых прототипов регуляторов выполним по широко известному методу синтеза систем подчиненного регулирования. Наиболее сложным является синтез пропорционально-интегрирующего (ПИ) регулятора. Поэтому метод синтеза алгоритма регулятора для ПЛК ОМК продемонстрируем на примере ПИ-регулятора.

Передаточная функция ПИ-регулятора имеет вид:

$$\frac{U_{\text{вых}}(p)}{U_{\text{вх}}(p)} = \frac{T_D p + 1}{T_I p}, \quad (1)$$

где $U_{\text{ВЫХ}}$, $U_{\text{ВХ}}$ - выходной и входной сигналы регулятора, T_D , T_I - постоянные времени форсирования и интегрирования.

Для программирования передаточную функцию (1) следует преобразовать в разностное уравнение. Для этого правую часть регулятора почленно разделим на знаменатель:

$$\frac{U_{\text{ВЫХ}}(p)}{U_{\text{ВХ}}(p)} = K + \frac{1}{T_I p} \quad (2)$$

Операторное уравнение разрешим относительно $U_{\text{ВЫХ}}$:

$$U_{\text{ВЫХ}}(p) = KU_{\text{ВХ}}(p) + \frac{U_{\text{ВХ}}(p)}{T_I p} \quad (3)$$

Уравнение (3) можно представить как сумму выходных сигналов двух регуляторов:

$$U_{\text{ВЫХ}}(p) = U_{\text{ВЫХ1}}(p) + U_{\text{ВЫХ2}}(p); \quad (4)$$

пропорционального

$$U_{\text{ВЫХ1}}(p) = KU_{\text{ВХ}}(p) \quad (5)$$

и интегрирующего

$$U_{\text{ВЫХ2}}(p) = \frac{U_{\text{ВХ}}(p)}{T_I p} \quad (6)$$

Уравнение (4) и пропорциональный регулятор (5) описываются алгебраическими уравнениями, для их записи в оригиналах достаточно заменить переменную p на переменную t . Для преобразования в разностное уравнение интегрирующего регулятора (6) перепишем его в форме дифференциального уравнения, разрешенного относительно производной. С этой целью левую и правую части (6) умножим на p :

$$pU_{\text{ВЫХ2}}(p) = \frac{1}{T_I} U_{\text{ВХ}}(p)$$

Формально оператор p в изображениях эквивалентен операции дифференцированию во временной области. Это дает возможность последнее уравнение переписать в виде дифференциального уравнения:

$$\frac{dU_{\text{ВЫХ2}}(t)}{dt} = \frac{1}{T_I} U_{\text{ВХ}}(t)$$

Период дискретизации в системах управления на ПЛК и ОМК не превышает одной миллисекунда. Поэтому с достаточной точностью производную в левой части уравнения можно заменить отношением приращений:

$$\frac{U_{\text{ВЫХ2T}}(t) - U_{\text{ВЫХ2P}}(t)}{T_T - T_P} = \frac{1}{T_I} U_{\text{ВХ}}(t),$$

где $U_{\text{ВЫХ}2T}$, $U_{\text{ВЫХ}2P}$ – значение выхода интегратора в текущем T_T и предыдущем T_P периодах дискретизации. Разрешив последнее уравнение относительно $U_{\text{ВЫХ}2T}$, получим следующее разностное уравнение:

$$U_{\text{ВЫХ}2T}(t) = U_{\text{ВЫХ}2P}(t) + \frac{T}{T_I} U_{\text{ВХ}}(t), \quad (7)$$

где $T = T_T - T_P$ - период дискретизации микроконтроллерной системы. На рисунке 1 приведены кривые переходных процессов по току, а на рисунке 2 – по скорости вентильного электропривода. С уменьшением T , уменьшается σ .

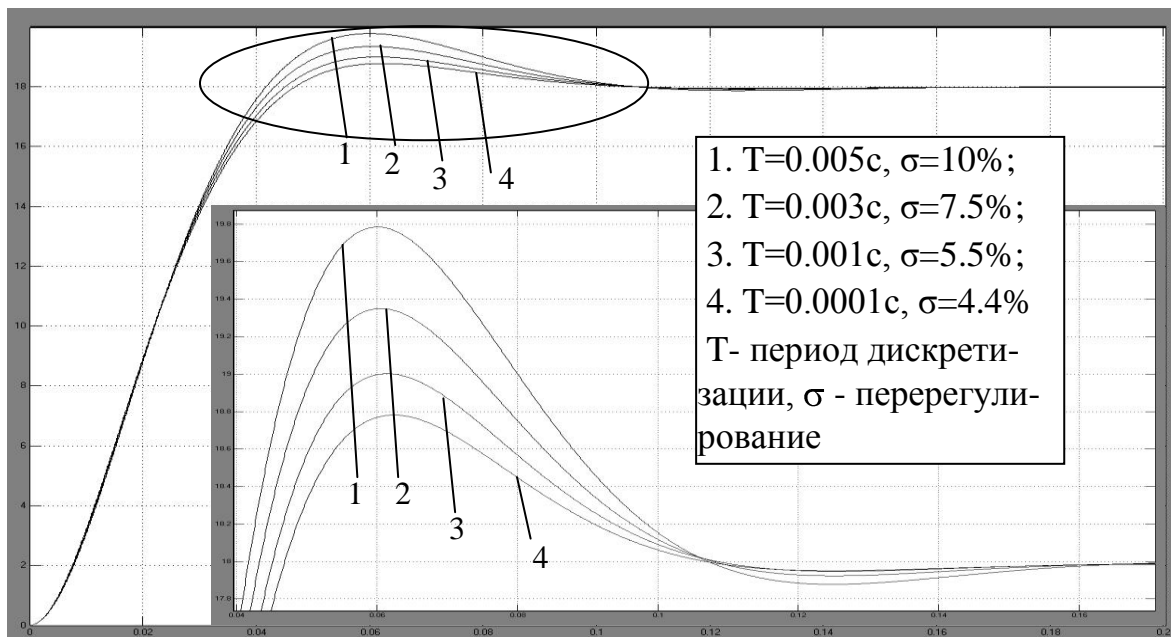


Рисунок 1 – Переходные функции тока двигателя

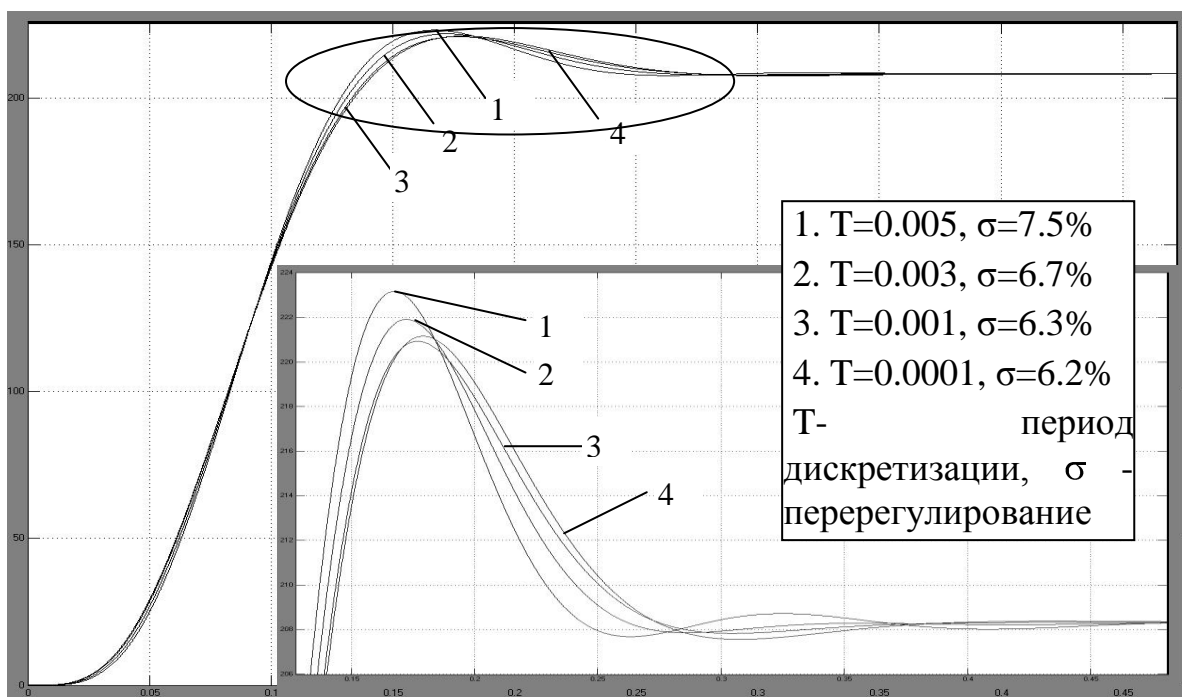


Рисунок 2 – Переходные функции скорости двигателя

Выводы. Уравнения (4), (5) и (7) являются эквивалентом передаточной функции ПИ регулятора (1), в которых сохранены параметры объекта и которые легко поддаются программированию.

УДК 621.31-83-52

ПРОТИВОНАКОПЛЕНИЕ МИКРОКОНТРОЛЛЕРНЫХ ИНТЕГРИРУЮЩИХ РЕГУЛЯТОРОВ АСИНХРОННЫХ ЭЛЕКТРОПРИВОДОВ

Ненашев А.М.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Кунинин П.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Системы векторного управления асинхронными электродвигателями с короткозамкнутым ротором, построенные на основе микроконтроллеров, находят все более широкое применение [1]. Структурная схема асинхронного электродвигателя во вращающейся системе координат содержит в качестве входных и выходных переменных проекции соответствующих пространственных векторов на оси вращающейся системы координат. Эти проекции векторов эквивалентны переменным постоянного тока, что позволяет строить систему управления асинхронным электродвигателем так же, как систему управления электродвигателем постоянного тока. При этом измеряемые трехфазные физические переменные предварительно преобразуются к двухфазным (двухполярным) переменным, а выходной двухполярный сигнал регулятора – в трехфазный [1].

Как и для двигателей постоянного тока, при векторном управлении асинхронными электродвигателями с короткозамкнутым ротором широко применяется принцип подчиненного регулирования. Для ограничения выходной величины внутреннего контура осуществляется ограничение выходного сигнала регулятора внешнего контура. Согласно [2], регуляторы скорости, положения, потока и момента электродвигателя используют такое ограничение, причем конкретный набор регуляторов определяется характером синтезируемой системы. Для обеспечения нулевой ошибки управления регуляторы имеют интегрирующую составляющую. В общем виде такой регулятор может быть представлен следующей передаточной функцией:

$$W_p(p) = \frac{Y(p)}{X(p)} = \frac{b_n p^n + b_{n-1} p^{n-1} + \dots + b_2 p^2 + b_1 p + b_0}{p(a_n p^{n-1} + a_{n-1} p^{n-2} + \dots + a_2 p + a_1)}, \quad (1)$$

где X , Y – входной и выходной сигналы линейного регулятора, $1/p$ – интегрирующая составляющая, причем согласно [3], порядок полинома числителя n равен порядку полинома знаменателя n , а функция ограничения выходной переменной линейной части регулятора Y осуществляется программным модулем с выходной переменной Y_p :

$$\begin{aligned}
 Y_P &= Y; & // \text{линейный режим, } k = Y_P/Y = 1 \\
 \text{if } |Y_P| > Y_M & // \text{режим ограничения} \\
 Y_P &= Y_M;
 \end{aligned}
 \tag{2}$$

где Y_M — абсолютное значение уровня ограничения выходной переменной Y_P .

Линейному регулятору (1) с модулем ограничения (2), поставим в соответствие структурную схему, изображенную на рисунке 1.

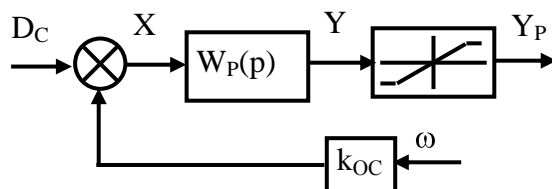


Рисунок 1 – Регулятор с ограничением выходной величины $Y_P \leq Y_M$ и цепями формирования входного воздействия $X = D_C - k_{OC}\omega$

Поскольку регулятор $W_P(p)$ интегрирующий, при наступлении ограничения $Y_P = Y_M$ сигнал Y продолжает нарастать, которое не прекратится до тех пор, пока разность $D_C - k_{OC}\omega = X$ не изменит знак на противоположный.

На рисунке 2 показаны переходные процессы пуска электродвигателя с пропорционально интегрирующим регулятором скорости, причем переменные с индексом n и сплошные кривые соответствуют режиму работы с ограничением выходного сигнала регулятора $Y_P = Y_M < Y$ и накоплением интегрирующей составляющей Y_n , которое в 2.6 раз превышает сигнал ограничения Y_{PM} . Накопление сигнала привело к более длительному сохранению уровня ограничения регулятора $Y_P = Y_{PM}$ и, как следствие, тока I_n , что привело к перерегулированию скорости ω_n на 48%.

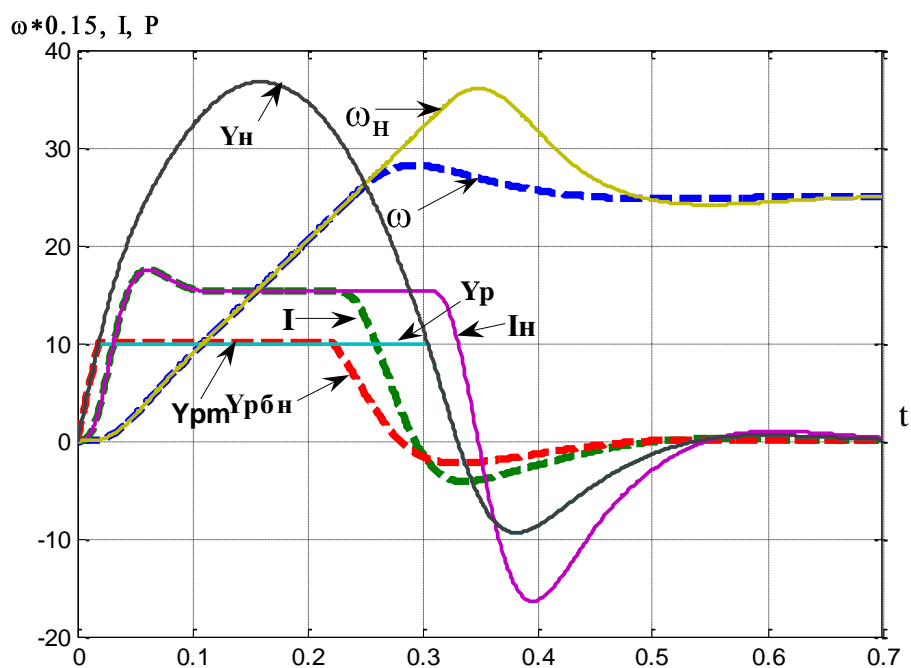


Рисунок 2 – Переходные процессы в системах с накоплением и без

На рисунке 2 показаны переходные процессы пуска электродвигателя с пропорционально интегрирующим регулятором скорости, причем сплошные кривые линии и переменные с индексом n соответствуют режиму работы с ограничением выходного сигнала регулятора $Y_P=Y_M<Y$ и накоплением интегрирующей составляющей Y_n , а режиму работы с ограничением, но без накопления соответствуют пунктирные кривые и переменные без индекса.

Сравнение кривых переходных процессов показывает, что устранение накопления существенно уменьшило время действия максимального значения тока I и также уменьшило величину тока противоположной полярности, вызванного необходимостью устранения перерегулирования скорости ω_n , причем перерегулирование скорости с 48% уменьшилось до 6.7%.

Уменьшение времени действия максимального значения тока, тока противоположной полярности, направленного на устранение перерегулирования скорости, и уменьшение перерегулирования скорости обеспечивают энергосберегающий режим работы электропривода и более плавные переходным процессам, замедляющие процесс износа электромеханического оборудования.

Библиографический список

1. Ross D. Using the dsPIC30F for Vector Control of an ACIM: [Электронный ресурс] / D. Ross, J. Theys, R. Rowling: Режим доступа: <http://www.microchip.com>.

2. Соколовский Г.Г. Электроприводы переменного тока с частотным регулированием: учебник для студ. высш. учеб. заведений [Текст] / Г.Г. Соколовский. – М.: Издательский центр «Академия», 2006. – 272 с.

3. Гудвин Г.К. Проектирование систем управления [Текст] / Г.К. Гудвин, С.Ф. Греббе, М.Э. Сальгадо.–М.:БИНОМ. Лаборатория знаний, 2004.– 911 с.

4. Лукас В.А. Теория управления техническими системами: Компьютерный учеб.курс для вузов.-3-е издание, перераб. и дополн.- Екатеринбург: Изд-во УГГА, 2002. 675 с.

УДК 62-83-52(075)

ФАЗЗИ УПРАВЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ ЧЕРЕЗ ИСПОЛНИТЕЛЬНЫЕ ЭЛЕКТРОПРИВОДЫ

Сковыро Д.В.

Научный руководитель: профессор Кунинин П.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В регулируемых технических объектах требуемый алгоритм управления является определенным законом регулирования. Данный закон

формируется программным или аппаратным способом фаззи регулятором (ФР на рисунке 1)), представляющим собой объединение на некоторой элементной базе трех блоков фаззи управления: *Ff*, *Inf*, *Dff*. Простейший, но достаточно распространенный ФР, имеет два входа и один выход со сводом правил, представленным в виде одной таблицы. В более общем случае (с n входов и m выходов) ФР оказывается многоканальным по числу выходов и функционально представляет собой m фаззи-регуляторов с m сводами правил и с общими n входами. Объединенные конструктивно данные ФР образуют управляющее устройство- фаззи контроллер.

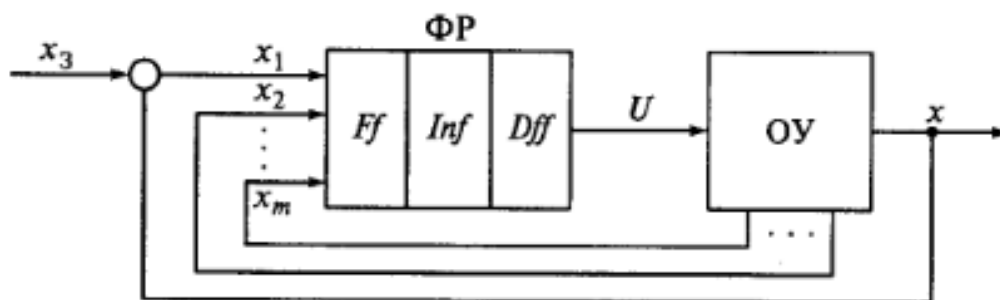


Рисунок 1 – Фаззи регулятор в замкнутой системе управления

Применительно к электроприводам можно выделить два уровня для фаззи управления:

верхний, при котором осуществляется управление технологическим процессом через электроприводы $ЭП_1, ЭП_2, \dots, ЭП_n$, являющиеся в данном случае непосредственными исполнительными электромеханическими устройствами этого процесса (рисунок 2);

нижний, при котором управление осуществляется непосредственно электроприводом. При этом ФР может быть как основным (рисунок 1), так и дополнительным средством управления (рисунок 3).

В первом варианте объектами воздействия фаззи-регулятора верхнего уровня могут быть простейшие нерегулируемые электроприводы, осуществляющие «мягкое», приближенное позиционирование рабочих органов по выходным командам (например, «приоткрыть немного вентиль», «открыть полностью», «прикрыть наполовину» и т. п.).

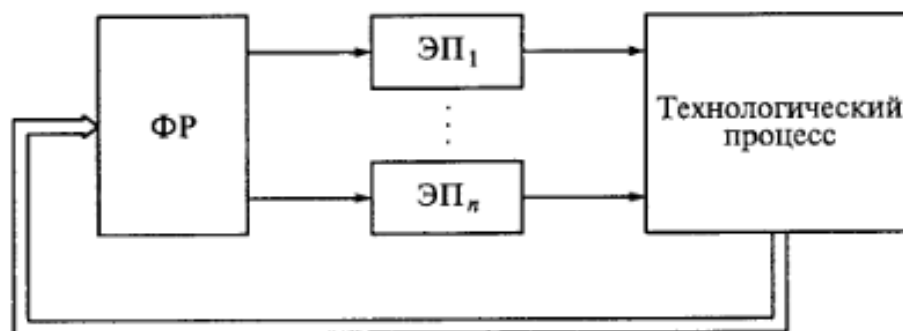


Рисунок 2 – Многоканальный фаззи регулятор электроприводов в системе управления технологическим процессом

Для управления технологическим процессом могут использоваться и регулируемые электроприводы, обеспечивающие требуемое изменение скорости рабочего органа по команде ФР (например, «уменьшить немного подачу насоса», «увеличить максимально» и т.п.). При этом системы регулирования каждого в отдельности электропривода могут выполняться и традиционными средствами, а фаззи-контроллер обеспечивает их взаимосвязанную работу в технологическом процессе.

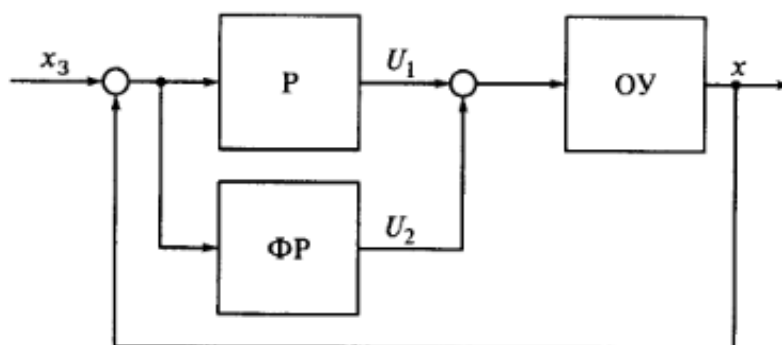


Рисунок 3 – Основной Р и дополнительный фаззи регулятор ФР в замкнутой системе управления

Рассмотрим в качестве примера дополнительный к традиционному регулятору фаззи регулятор в системе управления электроприводами автономной системы теплоснабжения. В данном примере ФР формирует задающие воздействия для электроприводов, регулирующих тепловой процесс, в качестве которых могут использоваться электроприводы циркуляционного насоса, задвижки трубопровода, вентиля горелки. Наиболее экономичным оказывается режим регулирования теплоснабжения путем изменения подачи насоса с дополнительным регулированием подачи топлива. Однако для этого требуется регулируемый электропривод насоса.

Для автономной системы теплоснабжения может решаться задача поддержания на минимально возможном уровне расхода тепловой энергии при сохранении комфортности температурного режима отапливаемых помещений П1, П2, П3 (рисунок 4). Потребность здания в теплоте существенно изменяется во времени даже при неизменной температуре наружного воздуха. Причины этого - изменяющиеся температурные режимы отдельных помещений из-за проветривания, открытие или закрытие вентиля отопительной батареи, изменения коэффициентов теплоотдачи стен от действия ветра, дождя, солнца. Следовательно, регулирование входной температуры подачи теплоты только в зависимости от наружной температуры не обеспечит оптимального теплоснабжения.

С помощью фаззи управления можно сформировать задание на подачу теплоты с учетом перечисленных факторов. Это позволит создавать для потребителя такой уровень теплоты, который соответствует, хотя и приближенно, фактической потребности в теплоте в данный интервал времени.

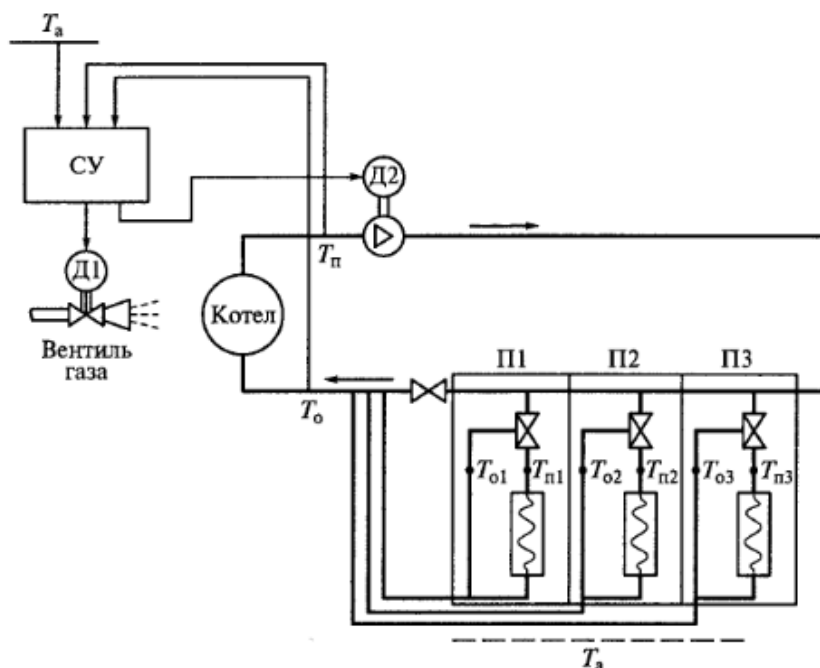


Рисунок 4 – Функциональная схема отопительной системы с электромеханическим фаззи управлением температурным режимом помещений

Влияние перечисленных факторов отражается, прежде всего, на обратной температуре системы теплоснабжения, т.е. на температуре обратных потоков воды, поступающих в котельную. Поэтому целесообразно формировать задание как на температуру $T_{п}$ в подающем трубопроводе, так и на температуру $T_{о}$ в обратном трубопроводе.

Библиографический список

1. Heidev If., Tryba V. Energiesparen durch einen adaptiven Fuzzy-Regler für Heizungsanlagen. Fuzzv-Logik, Theorie und Praxis.- Donmud: Springer Verlag, 1994.- 447 p.

УДК 62-83:621.3.07

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ АСИНХРОННОГО ДВИГАТЕЛЯ В ЕСТЕСТВЕННЫХ КООРДИНАТАХ

Степанов С.М.

Научный руководитель: профессор Кунинин П.Н.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Изучение литературных источников [1...4] и ряда других показало, что основное внимание уделено моделям, основанным на схемах замещения для скалярного управления, и моделям, построенным на основе двухфазной машины по результирующим векторам. Наиболее полная модель в

естественных координатах с периодическими значениями взаимных индуктивностей между обмотками статора и ротора приведена в работе [1]. Ее упрощенный вариант имеет место в работе [2], в которой влияние взаимных индуктивностей учтены их максимальными значениями, причем модель приведена в законченном виде без ее математического обоснования. Как в работе [1] так и в работе модель не доведена до практического применения.

Общим недостатком записи исходных дифференциальных уравнений электромагнитных цепей статора и ротора в работах [1, 2], а также в работах [3, 4], является то, что уравнения приведены для заторможенного электродвигателя и в силу этого в них не учитывается ЭДС вращения [5, 6]. Попытка выполнить модели [1, 2] для машин с конкретными числовыми данными к успеху не привела, как уже отмечалось выше, из-за не учета ЭДС вращения и дополнительно из-за ошибок в описании магнитных процессов в обмотке ротора. К положительному результату не привела модель в работе [2], преобразованная к форме Коши. Поскольку преобразование первой модели во вторую в работе [2] не приводится, выявить ошибки не удалось из-за явного несоответствия моделей по несовпадающим переменным, которые явно не вытекают одни из других.

В основу модели данной работы положена модель, предложенная в [2]. В этой модели уравнения электромагнитных процессов статор записаны в следующей форме:

$$u_{1a} = i_{1a}R_1 + \frac{d\psi_{1a}}{dt}; \quad u_{1b} = i_{1b}R_1 + \frac{d\psi_{1b}}{dt}; \quad u_{1c} = i_{1c}R_1 + \frac{d\psi_{1c}}{dt} \quad (1)$$

Согласно работам [4, 5] магнитное поле вращается относительно обмоток фаз статора и наводит в каждой из фаз ЭДС, которая определяется из следующего соотношения

$$E_{i1} = \omega_{0ЭЛ}\psi / \sqrt{2}.$$

Следовательно, для обмоток статора с учетом ЭДС вращения имеем:

$$\begin{cases} u_{1a} = i_{1a}R_1 + \frac{d\psi_{1a}}{dt} + \omega_{0ЭЛ}\psi_{1a} / \sqrt{2}; & u_{1b} = i_{1b}R_1 + \frac{d\psi_{1b}}{dt} + \omega_{0ЭЛ}\psi_{1b} / \sqrt{2} \\ u_{1c} = i_{1c}R_1 + \frac{d\psi_{1c}}{dt} + \omega_{0ЭЛ}\psi_{1c} / \sqrt{2}. \end{cases} \quad (2)$$

Уравнения для обмоток ротора авторы [1, 3, 4] записывают аналогичные уравнениям статора, также опуская ЭДС вращения. В работе [2] эти уравнения представлены в иной форме с учетом ЭДС вращения в обмотках ротора:

$$\begin{cases} 0 = i'_{2a}R'_2 + \frac{d\psi_{2a}}{dt} + \frac{\omega_{ЭЛ}}{\sqrt{3}}(\psi_{2b} - \psi_{2c}); & 0 = i'_{2b}R'_2 + \frac{d\psi_{2b}}{dt} + \frac{\omega_{ЭЛ}}{\sqrt{3}}(\psi_{2c} - \psi_{2a}); \\ 0 = i'_{2c}R'_2 + \frac{d\psi_{2c}}{dt} + \frac{\omega_{ЭЛ}}{\sqrt{3}}(\psi_{2a} - \psi_{2b}). \end{cases} \quad (3)$$

В соотношениях (1), (2) и (3) приняты следующие обозначения: u , i , ψ , – соответственно напряжение, ток, потокосцепление и сопротивление, причем индекс 1 относится к статору, а индекс 2 – к ротору; индексы a, b и c – означают отношение элемента к фазе; $\omega_{0ЭЛ}$ – скорость вращения магнитного поля, определяется частотой сети, питающей обмотки статора.

Уравнения ротора (3), если их использовать для построения модели в естественных координатах, также содержат ошибку. В них используется скорость вращения ротора в электрических градусах $\omega_{\dot{\gamma}E}$, а из курса электрических машин [5, 6] известно, что наводимая в обмотках ротора ЭДС определяется разностью между синхронной скоростью вращающегося поля и скоростью вращения ротора, выраженной в электрических градусах. Это означает, что в уравнениях (3) $\omega_{ЭЛ} = p\omega$, где p – число пар полюсов, ω – скорость вращения ротора электродвигателя, следует заменить следующим соотношением $\omega_{0ЭЛ} - p\omega$, при этом уравнения (3) преобразуются к виду:

$$\begin{aligned} 0 &= i'_{2a} R'_2 + \frac{d\psi_{2a}}{dt} + \frac{\omega_{0ЭЛ} - p\omega}{\sqrt{3}} (\psi_{2b} - \psi_{2c}) ; \\ 0 &= i'_{2b} R'_2 + \frac{d\psi_{2b}}{dt} + \frac{\omega_{0ЭЛ} - p\omega}{\sqrt{3}} (\psi_{2c} - \psi_{2a}) ; \\ 0 &= i'_{2c} R'_2 + \frac{d\psi_{2c}}{dt} + \frac{\omega_{0ЭЛ} - p\omega}{\sqrt{3}} (\psi_{2a} - \psi_{2b}) . \end{aligned}$$

В остальном модель асинхронного электродвигателя принята в соответствии с работой [2], причем модель в целом приведена к следующей видоизмененной форме, более удобной для имитационного моделирования:

$$\begin{aligned} \frac{d\psi_{1a}}{dt} &= u_{1a} - i_{1a} R_1 - \omega_{0ЭЛ} \psi_{1a} / \sqrt{3} ; \\ \frac{d\psi_{1b}}{dt} &= u_{1b} - i_{1b} R_1 - \omega_{0ЭЛ} \psi_{1b} / \sqrt{3} ; \\ \frac{d\psi_{1c}}{dt} &= u_{1c} - i_{1c} R_1 - \omega_{0ЭЛ} \psi_{1c} / \sqrt{3} ; \\ \frac{d\psi_{2a}}{dt} &= \frac{1}{\sqrt{3}} (\omega_{ЭЛ} - \omega_{p\Pi}) (\psi_{2c} - \psi_{2b}) - i'_{2a} R'_2 ; \\ \frac{d\psi_{2b}}{dt} &= \frac{1}{\sqrt{2}} (\omega_{ЭЛ} - \omega_{p\Pi}) (\psi_{2a} - \psi_{2c}) - i'_{2b} R'_2 ; \\ \frac{d\psi_{2c}}{dt} &= \frac{1}{\sqrt{2}} (\omega_{ЭЛ} - \omega_{p\Pi}) (\psi_{2b} - \psi_{2a}) - i'_{2c} R'_2 ; \\ M &= p_{\Pi} \frac{\sqrt{3}}{2} L_m \left[i_{1a} i'_{2c} + i_{1b} i'_{2a} + i_{1c} i'_{2b} - i_{1a} i'_{2b} + i_{1b} i'_{2c} + i_{1c} i'_{2a} \right] ; \\ \frac{d\omega}{dt} &= \frac{1}{J} (M - M_C) ; \quad \omega_p = \omega_{0ЭЛ} - p\omega ; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
i_{1a} &= \frac{1}{L_{1a}} \left[\psi_{1a} + \frac{L_m}{2} i_{1b} + \frac{L_m}{2} i_{1c} - L_m \left(i'_{2a} - \frac{1}{2} i'_{2b} - \frac{1}{2} i'_{2c} \right) \right]; \\
i_{1b} &= \frac{1}{L_{1b}} \left[\psi_{1b} + \frac{L_m}{2} i_{1c} + \frac{L_m}{2} i_{1a} - L_m \left(i'_{2b} - \frac{1}{2} i'_{2c} - \frac{1}{2} i'_{2a} \right) \right]; \\
i_{1c} &= \frac{1}{L_{1c}} \left[\psi_{1c} + \frac{L_m}{2} i_{1a} + \frac{L_m}{2} i_{1b} - L_m \left(i'_{2c} - \frac{1}{2} i'_{2a} - \frac{1}{2} i'_{2b} \right) \right]; \\
i'_{2a} &= \frac{1}{L_{2a}} \left[\psi_{2a} + \frac{L_m}{2} i'_{2b} + \frac{L_m}{2} i'_{2c} - L_m \left(i_{1a} - \frac{1}{2} i_{1b} - \frac{1}{2} i_{1c} \right) \right]; \\
i'_{2b} &= \frac{1}{L_{2b}} \left[\psi_{2b} + \frac{L_m}{2} i'_{2c} + \frac{L_m}{2} i'_{2a} - L_m \left(i_{1b} - \frac{1}{2} i_{1c} - \frac{1}{2} i_{1a} \right) \right]; \\
i'_{2c} &= \frac{1}{L_{2c}} \left[\psi_{2c} + \frac{L_m}{2} i'_{2a} + \frac{L_m}{2} i'_{2b} - L_m \left(i_{1c} - \frac{1}{2} i_{1a} - \frac{1}{2} i_{1b} \right) \right];
\end{aligned}$$

где обозначено: $L_{1a} = L_{1b} = L_{1c} = L_m = L_{1\sigma} = L_{1\Phi}$,

$L_{2a} = L_{2b} = L_{2c} = L_m = L_{2\sigma} = L_{2\Phi}$, $L_{1\Phi}$ - полная индуктивность фазы статора, $L_{2\Phi}$ - полная индуктивность фазы ротора, L_m - максимальное значение взаимной индуктивности между фазами статора и ротора, $L_{1\sigma}$ - индуктивность рассеяния фазы статора, $L_{2\sigma}$ - индуктивность рассеяния фазы ротора.

Библиографический список

1. Виноградов А.Б. Векторное управление электроприводами переменного тока [Текст] / ГОУВПО «Ивановский государственный энергетический университет имени В.И. Ленина». – Иваново, 2008. 298 с.
2. Фираго Б.И. Регулируемые электроприводы переменного тока [Текст] / Б.И. Фираго, Л.Б. Павлячик. Мн.: Техноперспектива, 2006. – 363 с.
3. Соколовский Г.Г. Электроприводы переменного тока с частотным регулированием [Текст]: учебник для студ. высш. учеб. заведений / В.В. Соколовский. – М.: Издательский центр «Академия», 2006. – 272 с.
4. Герман-Галкин С.Г. Компьютерное моделирование полупроводниковых систем в MATLAB 6.0 [Текст]: Учебное пособие. / С.Г. Герман-Галкин. – СПб.: КОРОНА принт, 2001. – 320 с.
5. Костенко М.П. Электрические машины [Текст]: ч.2, учебник / М.П. Костенко, Л.М. Пиотровский: М.-Л., Энергия, 1965. – 704 с.
6. Вольдек А.И. Электрические машины. Машины переменного тока [Текст]: Учебник для вузов / А.И. Вольдек, В.В. Попов. – СПб.: Питер, 2008. – 350 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДХОДА MVC (MODEL VIEW CONTROLLER) ДЛЯ СИНТЕЗА КОРПОРАТИВНЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ В СРЕДЕ WEB

Сидоров Н.В.

Научный руководитель: Добрынин А.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Часто веб-приложение является процессом, в котором время – критический фактор. Так как кодирование обычно является последним шагом, все соединяется вместе и обнаруживаются главные ошибки [3].

Работая в условиях ограниченного количества времени, разработчики часто прибегают к быстрым исправлениям. К концу проекта они оказываются в куче кода и это не только из-за изменений в последнюю минуту [3].

Подход MVC (MODEL VIEW CONTROLLER) был разработан, для того, чтобы избежать подобные проблемы. Основой паттерна является отделение модели данных приложения, его логики и представления данных друг от друга. Таким образом, следуя правилу «разделяй и властвуй», удастся строить стройное программное обеспечение, в котором, во-первых, модель не зависит от представления и логики, а во-вторых, пользовательский интерфейс надежно отделен от управляющей логики [5]. Это в целом попытка структурировать веб-приложение в три компонента:

– Модель в целом понимается как компонент администрирования данных. В большинстве веб-проектов это участие данных в реляционных системах баз данных, но оно может включать другие устойчивые бизнес-объекты, например, Enterprise Java Beans. Модель пассивна и ничего не запускает. Данные вызываются независимо от их вида (view); модель не знает ничего о представлении данных. Модель может работать с одним (отношения 1:1) или несколькими Видами и Контроллерами (отношения типа 1:n).

– Вид описывает визуальное представление Модели. В случае многих динамических веб-сайтов, вы можете представить один или два Вида в одной и той же Модели: в случае с этой статьей, одним Видом будет публичный – тот, в котором вы видите статью сейчас, и другим будет тот, в котором я могу ее создавать и редактировать. Конечно, есть много других возможностей: пользователи разных уровней, каждый с определенным набором прав; разные отображения одного и того же сайта для обычных пользователей; высокая контрастность для удобства чтения; Вид для печати без навигации и шапки, и так далее.

– Контроллер реализует всю логику приложения. Это активный компонент. Приложение получает запросы, передает их соответствующим подкомпонентам системы и, возможно, отправляет ответы обратно

пользователю. Контроллер производит различные манипуляции над Моделью для выполнения действий пользователя [3].



Рисунок 1 – Концепция Model-View-Controller

Основная цель применения этой концепции состоит в разделении бизнес-логики (модели) от ее визуализации (представления, вида). За счет такого разделения повышается возможность повторного использования. Наиболее полезно применение данной концепции в тех случаях, когда пользователь должен видеть те же самые данные одновременно в различных контекстах и/или с различных точек зрения. Пользователь, работая с интерфейсом, управляет контроллером, который перехватывает действия пользователя. Далее контроллер уведомляет модель о действиях пользователя, тем самым изменяя состояние модели. Контроллер также уведомляет представление. Представление, используя текущее состояние модели, строит пользовательский интерфейс [5]. В частности, выполняются следующие задачи:

1. К одной модели можно присоединить несколько видов, при этом, не затрагивая реализацию модели. Например, некоторые данные могут быть одновременно представлены в виде электронной таблицы, гистограммы и круговой диаграммы.

2. Не затрагивая реализацию видов, можно изменить реакции на действия пользователя (нажатие мышью на кнопке, ввод данных), для этого достаточно использовать другой контроллер.

3. Ряд разработчиков специализируются только в одной из областей: или разрабатывают графический интерфейс или разрабатывают бизнес-логику. Поэтому возможно добиться, что программисты, занимающиеся разработкой бизнес-логики (модели), вообще не будут осведомлены о том,

какое представление будет использоваться [2].

MVC задает не столько правила разделения приложения на отдельные компоненты, сколько правила их взаимодействия. В то время как представление и контроллер зависят от модели, модель не зависит ни от представления, ни от контроллера. Это ключевая особенность разделения, которая позволяет работать с моделью, а значит, и с бизнес-логикой приложения, независимо от визуального представления [6].

Фактически в подходе MVC не используется ни один объект, который бы напрямую относился к страницам. В приложении MVC пути в URL-адресе, который вводится в адресной строке браузера, не соответствует страница. Наиболее близким концептуально к понятию страницы в MVC является представление.

Входящие запросы браузера сопоставляются с действиями контроллера. Действие контроллера может возвращать представление. Однако действие контроллера может выполнять и действия другого вида, например, перенаправлять пользователя к другому действию контроллера.

Сложно не заметить плюсов использования паттерна MVC в больших проектах. С помощью данного паттерна программирования мы легко можем оперировать разными программными кодами отдельно друг от друга, не боясь навредить всей системе в целом. Неверно написав код контроллера страницы для авторизации, мы не заметим, неполадок находясь на странице каталога. И только когда будет вызван контроллер страницы авторизации, система выдаст ошибку [3].

Вносить изменения в конкретную часть сайта не переживая за работу других очень удобно, и именно это позволяет сделать система с реализацией MVC.

На данный момент паттерн MVC реализован в том или ином виде для большинства языков программирования используемых для разработки web-приложений [5]. Самое большое количество реализаций имеет PHP, но и для Java, Perl, Python, Ruby есть свои варианты.

Библиографический список

1. Стивен Уолтер. Обзор контроллеров ASP.NET MVC [Электронный ресурс]. /Стивен Уолтер //Центр разработки на ASP.NET. - Режим доступа: <http://msdn.microsoft.com/ru-ru/asp.net/gg433237/>.
2. Стивен Сандерсон. ASP.NET MVC Framework с примерами на C# для профессионалов. — М.: «Вильямс», 2009.
3. Матиас Виллерих. MVC в небольших web-приложениях [Электронный ресурс]. / Матиас Виллерих //Content with style.2005. - Режим доступа: <http://www.contentwithstyle.co.uk/content/mvc-in-smaller-web-applications/>.
4. Стивен Уолтер. Обзор ASP.NET MVC [Электронный ресурс]. /Стивен Уолтер //Центр разработки на ASP.NET. - Режим доступа: <http://msdn.microsoft.com/ru-ru/asp.net/gg433190/>.

5. MVC Framework: большое введение для начинающих [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://habrahabr.ru/post/49718/>.

6. Сергей Рогачев. Обобщённый Model-View-Controller 2007 [Электронный ресурс]. - Режим доступа: <http://rstdn.ru/article/patterns/generic-mvc.xml>.

УДК 681.5

СИСТЕМА ЕДИНОГО ПОЛЬЗОВАТЕЛЬСКОГО ИНТЕРФЕЙСА ДЛЯ ПЕРСОНАЛЬНЫХ УСТРОЙСТВ

Гусев М.М., Фисенко А.И.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Львова Е.И.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Достаточно быстрое развитие программно-технических средств привело к значительному расширению функциональных возможностей пользователей персональных устройств (персональных компьютеров, мобильных телефонов, смартфоном, планшетных персональных компьютеров, фотоаппаратов и т.д.). Однако использование устройств различных типов требует запуска большого количества соответствующих программных приложений, используя в качестве оболочки выбранную операционную систему. При этом существенным недостатком является отсутствие возможности переноса необходимых программных приложений между используемыми платформами. Для более удобной и эффективной работы пользователей предлагается создание системы единого пользовательского интерфейса (рисунок 1), которая по своей сути является оболочкой, запускаемой под любой операционной системой или автономно от неё, с подключением соответствующей библиотеки функциональных модулей, работающих под этой оболочкой. Каждый модуль представляет собой файл приложения, имеющий возможность запускаться в любой версии оболочки.

При проектировании системы единого пользовательского интерфейса были решены следующие задачи.

1. Изучение истории возникновения и развития интерфейсов, а также их классификация. Выбор нового трехмерного интерфейса в виде многогранников для хранения отображений используемых приложений.

2. Сравнение действующих систем интерфейсов и многокритериальный выбор наилучших свойств каждой из них. Оценка операционных систем (ОС) Windows, Android, Mac OS и Linux. Многокритериальная оценка ОС по кроссплатформенности, техническим характеристикам, удобству для пользователей, дизайну и функциональности. Выбор лучших вариантов.

3. Детальный анализ системы-прототипа - ОС Android и проектирование на ее основе ключевых алгоритмов работы системы. Изучена структура ОС, визуальное представление и совместимость с другими проектами компании-производителя. Используются лучшие решения для проектирования системы единого пользовательского интерфейса.

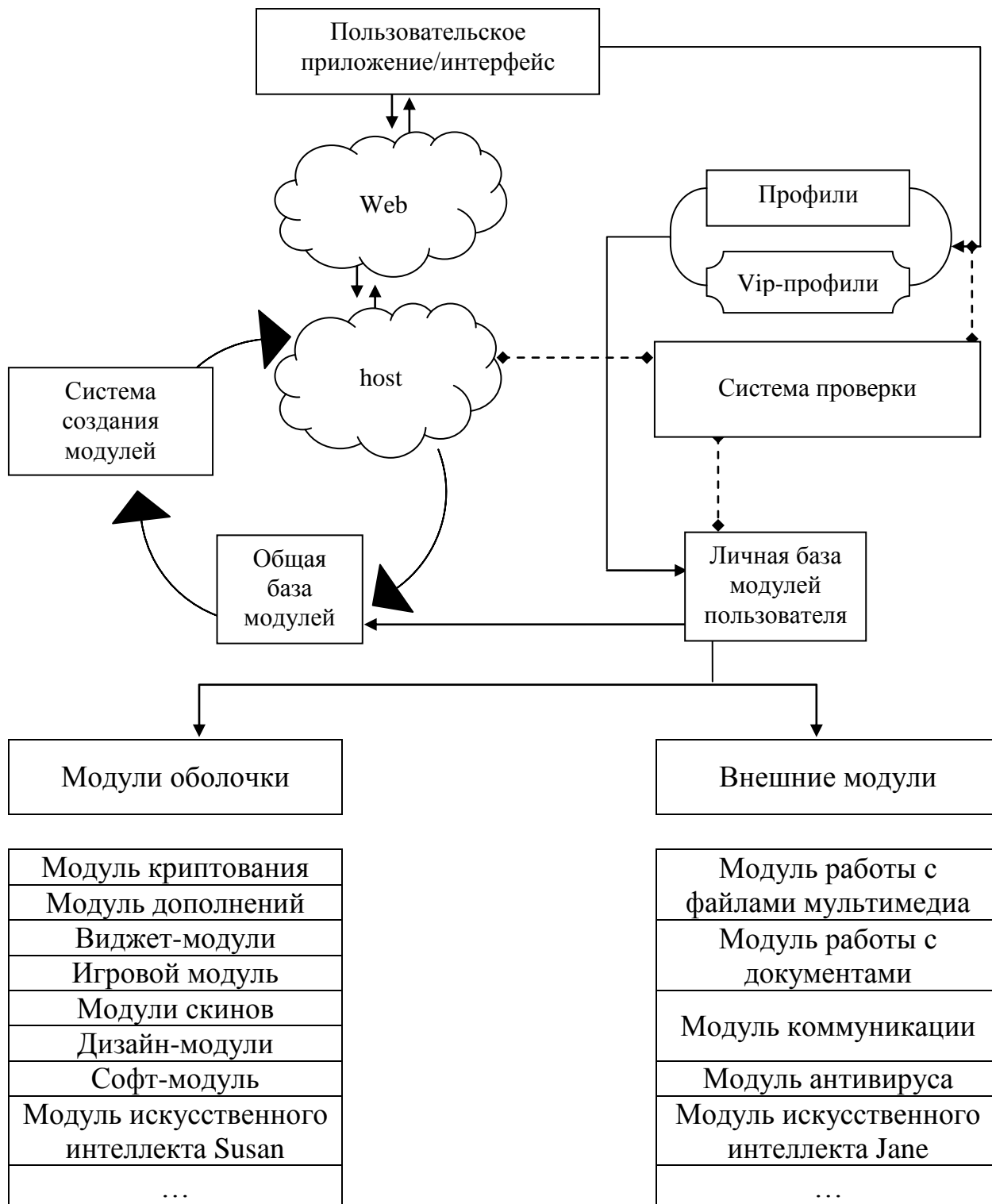


Рисунок 1 – Функциональная структура системы единого пользовательского интерфейса для персональных устройств

4. Социологическое исследование с целью выявления предпочтений пользователей к системам интерфейсов. Сформулированы гипотезы о типовом программно-техническом обеспечении рабочего ПК пользователя, цветовом предпочтении и используемых интернет-ресурсах. Гипотезы подтверждены результатами исследования.

5. Проектирование дизайна оболочки системы единого пользовательского интерфейса и внешнего отображения модулей-виджетов. Дизайн основан на 3D-элементах и псевдо-3D графике. Представлено презентационное видео.

6. Составлен сетевой график проектирования системы на основе бизнес-структуры. График подробно отражает последовательность этапов разработки проекта с датами и загруженностью работников.

В ходе дальнейшей работы предполагается реализовать процессы:

- создания оболочки системы единого пользовательского интерфейса под ОС Windows 7;

- создания оболочки с автономным ОС-ядром для запуска системы в обход предустановленной системы интерфейса;

- создания различных дизайн-подсистем, таких как виджеты и гаджеты;

- создания основных модулей-подсистем чата, браузера и текстового редактора;

- создания подсистемы искусственного интеллекта для оценки контента;

- создания и поддержки web-ресурсов, таких как, онлайн-база модулей, официальный сайт приложения и сайт технической поддержки.

Библиографический список

1. Волкова В.К. Системный анализ и принятие решений: словарь-справочник/ В.К. Волкова, В.Н. Козлов – Москва: Высшая школа, 2004. - 615 с.

2. CitectSCADA [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://www.elvac.eu/solutions/rus/reseni6.asp]

3. Microsoft Office [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://office.microsoft.com]

4. Adobe systems [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://www.adobe.com]

5. Qip [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://qip.ru]

6. Android [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://www.android.com]

7. Dalvik virtual machine [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://ru.wikipedia.org/wiki/Dalvik_virtual_machine]

8. Концепция единого интерфейса [Электронный ресурс].- Режим доступа: [workstudio.narod.ru/books/interface.doc]

9. Большая часть пользователей США использует Windows 7 [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://winarticle.ru/news/386-

УДК 004.42

АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ ИНФОРМАЦИОННАЯ СИСТЕМА РАСПОЗНАВАНИЯ АВТОМОБИЛЬНЫХ НОМЕРОВ НА ТЕРРИТОРИИ СИБГИУ

Поляков А.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Соловьева Ю.А.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Решение проблемы идентификации автомобиля по регистрационному номерному знаку является важным аспектом безопасности и контроля. Использовать систему распознавания можно в различных сферах, касающихся автотранспорта. Примером могут служить автотранспортные предприятия, заправочные станции, автомобильные стоянки, контроль въезда территория любого предприятия, на которую въезжают автомобили.

На территории СибГИУ пропускная система не является автоматизированной. Для построения более совершенной автоматизированной пропускной системы была выбрана система-прототип, в качестве которой взята действующая система.

Основными недостатками действующей системы является то, что распознавание, ввод, хранение и обработка данных ведутся в традиционной форме на бумажных носителях. В настоящее время вся система распознавания осуществляется сотрудником отдела правопорядка с помощью визуального сравнения пропуска и номера транспортного средства с записями в журнале пропусков автосредств, имеющих право въезда на территорию. Это повышает риск человеческих ошибок, что может приводить к снижению уровня безопасности. Поэтому рассматриваемая проблема является актуальной.

Предметом исследования является процесс нахождения и распознавания регистрационного номерного знака автомобиля в автоматизированном режиме.

Объект исследования – контрольно-пропускной пункт на территории СибГИУ.

Цель настоящего исследования заключается в том, чтобы рассмотреть и проанализировать основы организации эффективного функционирования механизма контрольно-пропускной системы, изучить известные математические методы распознавания и на их основе разработать программное обеспечение автоматизированной информационной системы распознавания номеров.

Для осуществления цели необходимо решить следующие задачи:

- выявить и проанализировать недостатки и достоинства действующей системы распознавания автомобильных номеров на территории СибГИУ;
- сделать постановку задачи построения базы данных контрольно-пропускной системы СибГИУ и решить эту задачу;
- сделать обзор известных математических методов распознавания символов;
- провести анализ процесса распознавания номерных знаков;
- решить задачу многокритериального выбора камер видеонаблюдения;
- сделать постановку задачи построения автоматизированной информационной системы распознавания автомобильных номеров и решить ее;
- разработать программное обеспечение автоматизированной информационной системы распознавания автомобильных номеров, с учетом ограничений и оптимизирующее критерий.

Процесс распознавания номерных знаков представлен в виде этапов, показанных на рисунке 1.

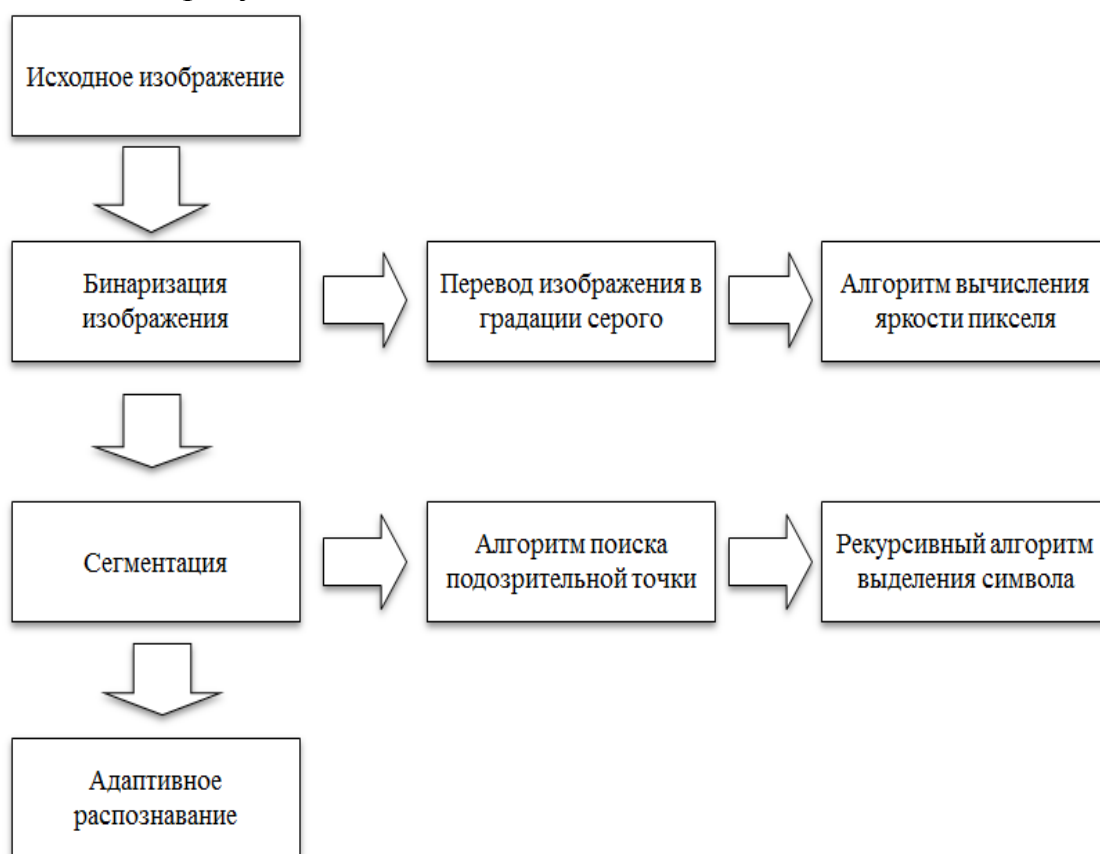


Рисунок 1 – Этапы построения процесса распознавания транспортных средств

На вход подается цветное изображение автомобиля с видимой частью номерной пластины. В качестве предварительной обработки изображение подвергается нескольким видам фильтрации.

Сегментация поиска номерной пластины основана на методе

наращивания границ. После этой процедуры происходит выравнивание на основе априорной информации о размерах и относительного положения символов на номерной пластине. Данные можно взять из ГОСТ Р 50577-93.

Процедуры сегментации и распознавания работают с бинарным изображением, т.е. только с черными и белыми пикселями. Поэтому прежде, чем запускать эти процедуры, нужно привести к бинарному виду исходное цветное изображение. Эта задача решается в два этапа.

На первом этапе цветное изображение превращается в черно-белое и представляется в градациях серого цвета. Вторым этапом является собственно бинаризация. Результат бинаризации зависит от заранее заданного параметра – соотношения черных пикселей и общего их количества на изображении.

Сегментация состоит из алгоритма поиска подозрительной точки и рекурсивного алгоритма выделения символа. В качестве распознавания используется адаптивное распознавание. В программе используется библиотека tessnet2, основанная на двигателе оптического распознавания символов Tesseract OCR. В 2006 году программа была усовершенствована Google, и на данный момент является одним из наиболее точных OCR движков, который доступен с открытым исходным кодом под лицензией Apache 2.0.

Практическая значимость выполненного исследования:

1. Были рассмотрены математические методы распознавания символов. За основу распознавания символов был взят адаптивный метод.

2. Автоматизированная информационная система распознавания автомобильных номеров реализована с помощью среды разработки Microsoft Visual Studio 2010. В качестве объектно-ориентированного языка программирования использовался C#. В работе описаны функции, реализованные в программе.

3. Основные положения, изложенные в работе, могут быть использованы в качестве рекомендаций по созданию и внедрению автоматизированной информационной системы распознавания автомобильных номеров на территории СибГИУ.

4. Методологические разработки могут использоваться в качестве учебно-методической базы для повышения уровня безопасности и контроля.

Библиографический список

1. ГОСТ 50577-93. Знаки государственные регистрационные транспортных средств типы и основные размеры. Технические требования. Введен 01.01.94. – М.: Издательство стандартов. – 33 стр.

2. Арлазаров В.Л., Троянker В.В., Котович Н.В. Адаптивное распознавание символов. [Электронный ресурс]. – <http://www.ocrai.narod.ru/adaptive.html>.

3. Лукошенко Г.Н. Распознавание скелетных образов. [Электронный ресурс]. – <http://www.ocrai.narod.ru/skeletrecognize.html>

4. Саймон Хайкин. Нейронные сети. Полный курс. – М.: Вильямс,

2005. – 1104 стр.

5. Афонсенко А.В. Обзор методов распознавания структурированных символов / А.В. Афонсенко, А.И. Елизаров // Доклады ТУСУРа. – 2008. – № 2 (18), ч. 1.

6. Гонсалес Р. Цифровая обработка изображений / Р. Гонсалес, Р. Вудс. – М. : Техносфера, 2005. – 1073 с.

УДК 519.2: 681.3

**ИССЛЕДОВАНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ И РЕАКТИВНОСТИ
СПЕКТРАЛЬНЫХ, СТАТИСТИЧЕСКИХ И НЕЛИНЕЙНЫХ
ПОКАЗАТЕЛЕЙ СЛОЖНЫХ СТРУКТУР ВРЕМЕННЫХ РЯДОВ
ВАРИАБЕЛЬНОСТИ РИТМОВ СЕРДЦА У ЛИЦ
С РИСКАМИ ОБМОРОКОВ**

Барсукова М.В.

**Научные руководители: д.м.н., профессор Флейшман А.Н.,
к.т.н., доцент Кораблина Т.В.**

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Актуальность темы связана с высокой социальной значимостью обмороков. По статистике примерно каждый третий взрослый человек теряет сознание хотя бы один раз на протяжении жизни. Актуальность диагностики и лечения обмороков обусловлена опасностью неблагоприятных последствий, как для самого больного, так и для окружающих, в случае если выполняемая им работа связана с обеспечением безопасности других людей.

Одной из технологий диагностики обмороков является вариабельность ритма сердца (ВРС) [1]. Эта неинвазивная технология позволяет в реальном масштабе времени оценивать состояние регуляторных систем пациента с решением многих прогностических, диагностических и лечебных задач. При анализе вариабельности ритмов сердца (ВРС) используются в основном методы спектрального оценивания.

Запись сигнала осуществляется с помощью аппаратно-программного комплекса, который работает совместно с компьютером. К человеку присоединяют прибор для измерения ЭКГ, а также тонометр для измерения артериального давления. Затем человек проходит некоторые тесты при непрерывной регистрации ЭКГ и периодической регистрации артериального давления.

Имеется выборка из 52 человек с нейрогенными обмороками. Также выделена контрольная группа из 26 человек – это практически здоровые люди трудоспособного возраста. Общее число наблюдаемых составило 78 человек в возрасте от 7 до 42 лет. С целью исследования возникновения обмороков для каждого исследуемого проводились обследования с помощью

спектральной экспресс-диагностики (СЭД) и ортостатической пробы.

СЭД применительно к изучению механизмов и причин возникновения обмороков используется для предварительной оценки рисков их возникновения, то есть используется как индикатор исходного состояния человека.

Ортостатическая проба является первым комплексным исследованием применительно к изучению механизмов и причин возникновения обмороков на основании изменений спектральных показателей ВРС для внедрения их в клиническую практику.

По СЭД оценивалось исходное состояние человека:

- нормальное состояние, когда амплитуда VLF-пика находится в интервале $30 \leq VLF \leq 100$;
- энергодефицитное состояние, когда амплитуда VLF-пика отвечает неравенству $VLF < 30$;
- гипердаптивное состояние, когда амплитуда VLF-пика больше 100.

В результате классификации по трем группам оценки исходного состояния в контрольной группе 50 процентов исследуемых исходно находились в гипердаптивном состоянии, а не в норме, как, казалось бы, должно было быть. С медицинской точки зрения это объясняется тем, что в составе контрольной группы преимущественно находятся лица молодого возраста от 19 до 25 лет, для которых заведомо характерно более высокие значения показателя VLF и высокая активность надсегментарных отделов вегетативной нервной системы. В группе лиц с обмороками 46 процентов обследованных исходно находились в нормальном состоянии. Данный факт говорит о том, что при обследовании на наличие обморока, не достаточно только лишь применения СЭД, необходимо применять и другие способы диагностики.

В ходе анализа результатов по ортостатической пробе было выделено три вида реакции на ортостатическую нагрузку:

- относительно адекватная, которая характеризуется снижением значений амплитуд HF- и LF-пиков при ортостатической нагрузке с относительным доминированием LF-пика;
- адекватная, характеризующаяся ростом значения амплитуды LF-пика при ортостатической нагрузке относительно его значения в исходном состоянии;
- парадоксальная, которая характеризуется либо ростом значения амплитуды HF-пика при ортостатической нагрузке, либо снижением значений амплитуд HF- и LF-пиков при ортостатической нагрузке с относительным доминированием HF-пика.

Нормальная физиологическая реакция на физическую нагрузку со стороны вегетативной нервной системы у здоровых лиц из контрольной группы заключается во временном повышении активности симпатического отдела регуляции с сохранением возможностей парасимпатического отдела, то есть в сохранении симпато-вагусного баланса. У пациентов с частыми

обмороками в большинстве случаев регистрировалось снижение и LF-, и HF-компонентов спектра, что свидетельствует о подавлении активности обоих отделов вегетативной системы, но на фоне более выраженного снижения активности парасимпатического влияния возникало относительное доминирование симпатического отдела.

Спектральный анализ кардиоритма дает возможность оценить нарушения вегетативного баланса. Полученные данные могут быть использованы при проведении дифференциальной диагностики приступов потери сознания, определении групп риска развития нейрогенных обмороков для их профилактики.

Интеллектуальный анализ собранных данных проведен с использованием технология Data Mining [2], а именно поставлены и решены задачи классификации и кластеризации. Кластеризация данных выполнена с помощью карт Кохонена и алгоритм k-means отдельно по СЭД и по ортостатической пробе. На вход при настройке алгоритмов подавались разные наборы статистических, спектральных и нелинейных показателей. При этом количество кластеров, на которые разбивалась выборка, варьировалось от 2 до 5, в ходе выполнения экспериментов установлено, что оптимальным считается разбиение на 3 или 4 кластера. Далее были выделены устойчивые группы людей – группы, в которые попали только лица с обмороками, и группы риска. Были выявлены причины попадания лиц в ту или иную группу, определены интервалы входных показателей, характеризующие каждый кластер.

Задача классификации данных решалась с помощью нейросетевых технологий на базе многослойного персептрона [3]. Выявлены входные показатели, определены оптимальные настроечные параметры, такие как момент, скорость обучения, число скрытых слоев и количество нейронов в них, активационная функция нейронов. Обученная нейронная сеть может быть использована в качестве советчика при постановке диагноза.

Таким образом, в работе показана целесообразность применения на практике методов интеллектуального анализа. Традиционно для постановки медицинских диагнозов используется визуальный анализ кардиограммы и показателей ВРС, а также опрос пациента о его симптомах. С использованием Data Mining расширяются возможности анализа, постановки раннего и более точного диагноза, профилактики риска обморока.

Библиографический список

1. Флейшман А.Н. Вариабельность ритма сердца и медленные колебания гемодинамики: нелинейные феномены в клинической практике [Текст] / А.Н. Флейшман. – Новосибирск: СО РАН, 2009. – 194 с.
2. Барсегян А.А. Технологии анализа данных: Data Mining, Visual Mining, Text Mining, OLAP [Текст] / А.А. Барсегян, М.С. Куприянов, В.В. Степаненко, И.И. Холод. – Минск: ВХВ, 2008. – 384 с.
3. Хайкин С. Нейронные сети: полный курс [Текст] / С. Хайкин. – М.:

УДК 622.6

АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПОДСИСТЕМЫ «ОПЕРАТИВНОЕ УПРАВЛЕНИЕ ПРОБЛЕМАМИ»*

Семёнова Е.А.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Кулаков С.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецка*

Весь бизнес, основанный на информационных технологиях подвержен инцидентам, снижающим производительность. Часто организации по поддержке клиентов концентрируются на восстановлении после инцидентов, а не на устранении их основных первопричин. Это приводит к повторению инцидентов, что снижает как степень удовлетворенности клиентов, так и экономическую эффективность процесса поддержки. Применяя процесс управления проблемами (УП) одновременно с процессом управления инцидентами, организации могут выявлять и устранять первопричины всех значительных и повторяющихся инцидентов, таким образом, снижая вероятность их повторения.

«Проблема» определяется как неизвестная причина одного или нескольких инцидентов. Областью определения процесса УП являются жизненные циклы всех проблем. Главной целью процесса УП является предотвращение проблем и возникновения связанных с ними инцидентов, исключение появления повторных инцидентов и отрицательного влияния тех инцидентов, которые не удалось предотвратить.

На ООО «ЕвразТехника» процесс УП реализован следующим образом. Целями процесса УП являются:

- обеспечить минимизацию количества и негативного влияния Инцидентов на пользователей путем выявления и устранения корневых причин повлекших за собой возникновения Инцидентов;
- обеспечение постоянного и обоснованного совершенствования предоставления ИТ-услуг;
- накопление статистики и предоставление на ее основе информации руководству ИТ и другим процессам управления.

Политики определяют общие принципы, правила и стандарты работы специалистов и служат основанием для разработки конкретных процедур, регламентирующих данный процесс.

1. Процесс УП является отдельным от процесса «Управление инцидентами».
2. Процесс УП является единым для всех подразделений ИТ-служб.
3. Все проблемы, а так же их решения регистрируются в единой базе

данных «Управление проблемами».

4. Регистрация «Проблемы» производится специалистами второй линии поддержки.

5. Процесс УП обеспечивает выявление корневых причин инцидентов и негативных тенденций на основе информации: процесса управления инцидентами; других источников; данных от систем мониторинга.

6. В рамках процесса УП должна быть обеспечена четкая связь между записями о «Заявках на обслуживание», «Инцидентах (автоматических)» и «Проблемах».

7. Закрытие «Проблемы» производится специалистами второй линией поддержки и только после подтверждения устранения корневой причины.

Выбор объекта исследования. В результате анализа информации о проблемах за 15 месяцев, выгруженной из системы Service Desk, были выявлены сервисы, для которых зарегистрировано максимальное количество проблем с категорией «Инцидент» (рисунок 1). Для исследования был выбран технологический процесс управления железнодорожным транспортом (УЖДТ). УЖДТ контролирует несколько автоматизированных систем: АС «Слежения за вагонами парка МПС», АС «Номерного учета вагонов и управления перевозочным процессом», АС «Сбора и передачи данных для производств комбината», АРМ «Диспетчер ГАЦ», АРМ «Приемосдатчик» и др.

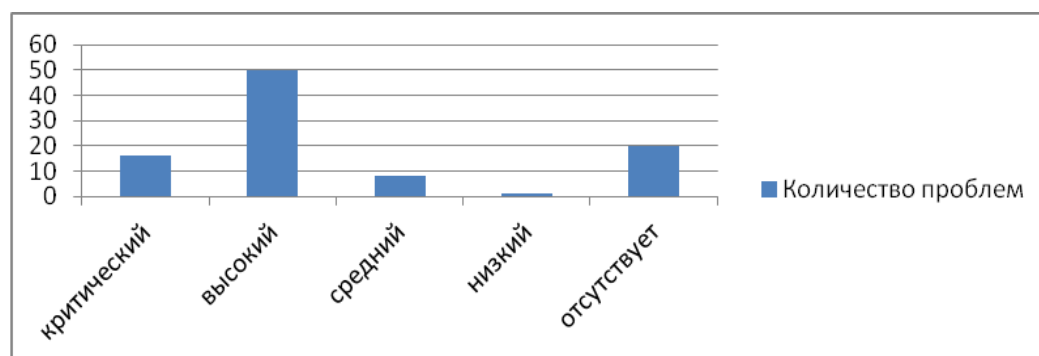


Рисунок 1 – Количество проблем с категорией «Инцидент» по УЖДТ за 15 месяцев

Временные ряды показателя эффективности. В ООО «ЕвразТехника» вводится ключевой показатель исполнения (KPI). KPI – это метрика, которая отражает эффективность и рентабельность процесса, ИТ – сервиса, работы. Процент инцидентов устраненных в срок за месяц является показателем в KPI. Поскольку инциденты, по которым открываются проблемы, считаются закрытыми, только после устранения проблемы, то KPI зависит от скорости устранения проблем. Сроки устранения соотносятся с приоритетом заявки: критичный (4 часа), высокий (6 часов), средний (8 часов), низкий (16 часов), отсутствует (24 часа). Таким образом,

$$KPI = \frac{N_c}{N_{общ}}$$

где N_c - инциденты, устраненные в срок за месяц; $N_{общ}$ – общее количество инцидентов за месяц. На рисунке 2 представлены графики значения KPI по проблемам и заявкам с декабря 2011 до марта 2012.

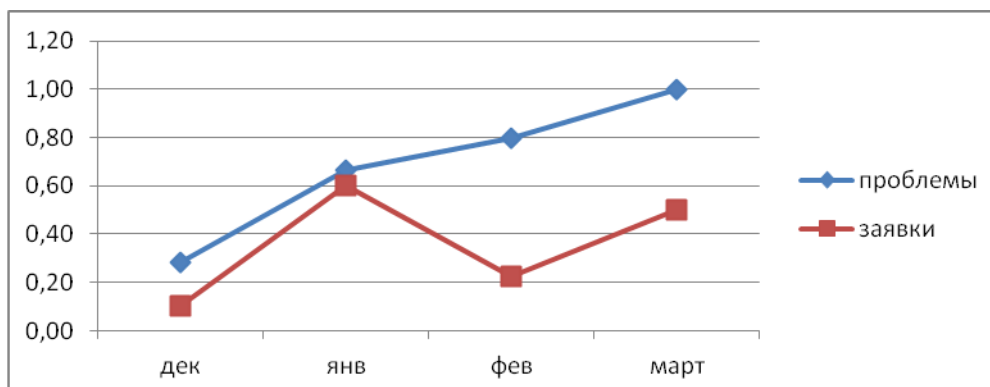


Рисунок 2 – График KPI по проблемам и заявкам

Проанализировав этот график можно сделать вывод: срок устранения заявки увеличивается за счет того, что сотрудники центра эксплуатации долго распознают проблему.

Стадия проектирования сервиса рассматривается как ключевая для минимизации количества проблем на последующих стадиях жизненного цикла. Следовательно, частое возникновение проблем на стадии эксплуатации сервиса говорит о некачественной работе разработчиков и тестировщиков ИТ-проектов (рисунок 3), а это порождает простои сервиса и, как следствие, потери бизнеса. В результате чего, можно ввести еще один коэффициент эффективности, зависящий от количества проблем и их влияния на бизнес.

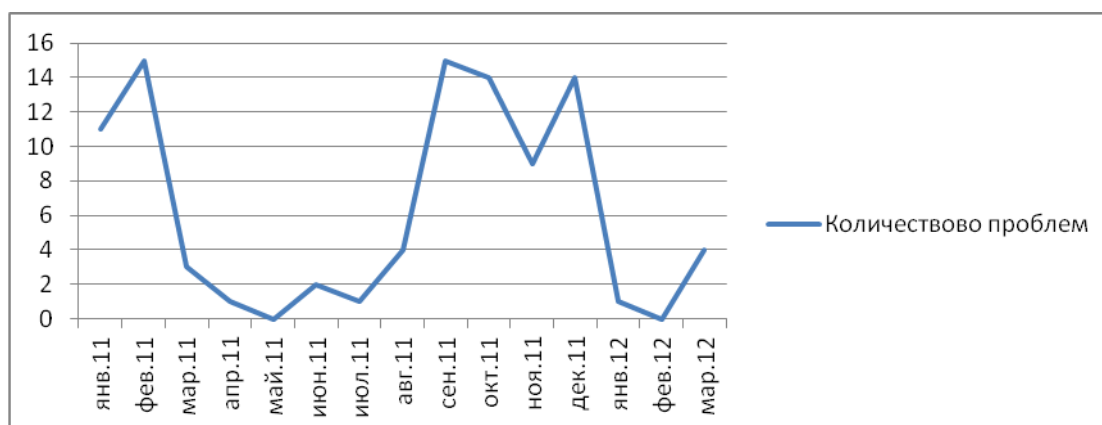


Рисунок 3 – Количество проблем по УЖДТ, возникших при эксплуатации из-за ошибок проектирования

Недостатки действующей системы. В результате анализа действующего на ООО «ЕвразТехника» процесса УП были выявлены следующие недостатки:

– неправильное понимание проблем в системе Service Desk (в данном случае проблемами считаются заявки, для которых требуется создание программного обеспечения, модификация программного обеспечения, настройка ПО, не являющееся компетенцией РЦЭ);

– неправильная регистрация проблем (в ООО«ЕвразТехника» нет практики создания инцидентов, связанных с одной проблемой. Таким образом, каждой проблеме соответствует одна заявка. В результате такой регистрации невозможно проследить, сколько инцидентов порождает проблема, как много времени уходит на поиски обходного пути для устранения инцидента).

– неправильный подсчет КРІ из-за неправильной регистрации проблем и заявок. Так как инцидент считается устраненным после закрытия проблемы, а не при нахождении обходного пути, то сроки устранения значительно увеличиваются, следовательно, становятся просроченными.

*Публикация подготовлена в рамках научного исследования, выполненного при поддержке государства, в лице Минобрнауки России.

Библиографический список

1. The Official Introduction to the IYIL, London: TSO, 2007.- 173p.
2. Репин В.В., Елиферов В.Г. Процессный подход к управлению. Моделирование бизнес-процессов, М: изд. Стандарты и качество, 2005.–408с.
3. Брукс П. Метрики для управления ИТ-услугами/ Питер Брукс; пер. с англ. – М: Альпина Бизнес Букс, 2008.- 283 с.

УДК 681.5

АНАЛИЗ ДОСТОИНСТВ И ПРОБЛЕМ ВНЕДРЕНИЯ ПРОТОКОЛА IPv6

Гущин И.С.

Научный руководитель: Добрынин А.С.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

В настоящее время подходит к концу адресное пространство IPv4. Для более эффективного использования адресного пространства стали применяться технологии CIDR и NAT, но они несут в себе ряд недостатков. Поэтому рано или поздно инженерам придется столкнуться с проблемой перевода сетевой инфраструктуры на новый протокол IPv6.

Переход к IPv6 имеет ряд преимуществ:

1. Поля адресов в заголовках пакетов IPv6 имеют длину 128 бит, в то время как поля адресов IPv4 имеют длину 32 бита. Это означает, что с введением протокола IPv6 на каждый квадратный метр поверхности земли можно будет выделить тысячи уникальных IP-адресов. При этом для написания 16-байтовых адресов была выработана новая нотация. Адреса

Ipv6 записываются в виде восьми групп по четыре шестнадцатеричных цифры, разделенных двоеточиями, например:

21DA:00D3:0000:0000:02AA:00FF:FE28:9C5A;

2. Более простой заголовок пакета, что обеспечивает более быструю обработку пакета маршрутизаторами. В заголовке пакета Ipv6 содержится всего 7 полей, в то время как у протокола Ipv4 содержится 13 полей. Ниже приведены Заголовок IP-дейтаграммы Ipv4 (рисунок 1) и Заголовок IP-дейтаграммы Ipv6 (рисунок 2).



Рисунок 1 — Заголовок IP-дейтаграммы Ipv4



Рисунок 2 — Заголовок IP-дейтаграммы Ipv6

3. Третьим достоинством является улучшенная поддержка необязательных параметров. Такое изменение было действительно

существенным, т.к. в новом заголовке требуемые раньше поля стали необязательными (потому что они и так использовались не часто);

4. Протокол IPv6 стал более безопасным (например была включена обязательная поддержка IPsec);

5. В новом протоколе уделено больше внимания качеству обслуживания;

6. Еще одним нововведением, которое также можно отнести к достоинствам, возможность настраивать IPv6 адреса без использования DHCP сервера. То есть, если в подсети есть маршрутизаторы, которые способны выделить префиксы /64 в эту подсеть, то компьютер может самостоятельно сформировать свой IPv6-адрес из 64-битного префикса, полученного от маршрутизатора, и мас-адреса, в соответствии с алгоритмом EUI-64.

В тоже время переход на новый протокол имеет ряд недостатков:

1. IPv6 несовместим с IPv4. Это означает, что устройство, поддерживающее только IPv4, не может непосредственно обмениваться данными с устройством IPv6;

2. На практике достоинства IPv6 оказались не такими уж и существенными. Например, заявления о повышенной безопасности IPv6 оказались преувеличенными. На практике технология IPsec, из-за которого и были сделаны заявления о повышенной безопасности IPv6, также применима и к IPv4, причем по функциональным возможностям она никак не уступает IPv6;

3. IPv6 является относительно новой технологией, и поэтому затраты на ее внедрения могут оказаться достаточно существенными.

4. Т.к. IPv6 является протоколом низкого уровня (сетевого), обычным пользователям, являющимися движущей силой рынка, совершенно без разницы, какой сетевой протокол используется в приложениях. Это, в свою очередь, может привести к тому, что затраты на преждевременное внедрение протокола IPv6 в инфраструктуру компании могут не окупиться.

Несмотря на достоинства IPv6 и относительную доступность получения IPv6 адресов, для ответа на вопрос о перспективности внедрения нового протокола, необходимо также посмотреть на динамику развития и степень внедрения протокола IPv6.

График распределения адресного пространства IPv6 (рисунок 3) дает хорошее представление о динамике выделения блоков адресов IPv6 региональными интернет-регистраторами, и, следовательно, косвенно дает представление о подготовке мировой сетевой инфраструктуры к переходу на IPv6. Можно сказать, что этот график показывает число сетевых операторов, которые приобрели блоки IPv6 адресов и, либо уже внедрили их в свою инфраструктуру, либо планируют внедрить.

Стоит также отметить, что большинство крупных IT корпораций, несмотря на огромные расходы, либо уже перешли на IPv6, либо ведут активный переход.

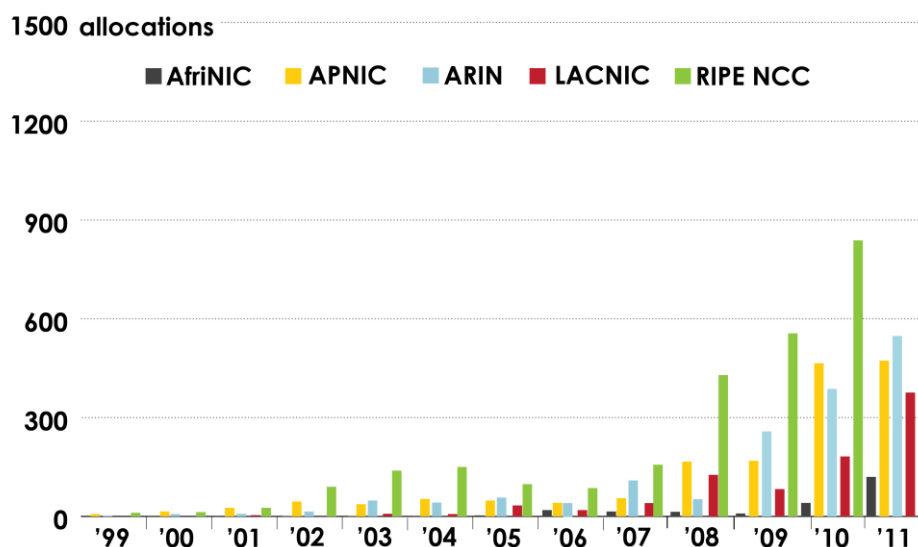


Рисунок 3 — Распределение адресного пространства IPv6 региональными интернет-регистраторами

Из анализа достоинств и недостатков протокола IPv6 можно сделать вывод, что хотя внедрение IPv6 в инфраструктуру компаний в данный момент является не такими уж и необходимым, в перспективе даст ряд преимуществ перед конкурентами.

Библиографический список

1. Олифер В.Г. Компьютерные сети. Принципы, технологии, протоколы/ В.Г. Олифер, Н.А. Олифер. - Спб.: Питер, 2001. - 672с.
2. Таненбаум Э. Компьютерные сети. 4-е издание/ Э. Таненбаум – Спб.: Питер, 2003. - 992 с.
3. Habrahabr.ru — Akamai и IPv6 [Электронный ресурс].- Режим доступа: [<http://habrahabr.ru/post/140983/>]
4. IPv6: вчера, сегодня, завтра [Электронный ресурс].- Режим доступа: [http://www.ripn.net/articles/IPv6_today/]

УДК 004.5

SCADA-СИСТЕМЫ КАК ОСНОВНОЙ ИНСТРУМЕНТ СОЗДАНИЯ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ СИСТЕМ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ

Головин Д.И.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Грачев В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

SCADA-система - программный пакет, предназначенный для разработки или обеспечения работы в реальном времени систем сбора,

обработки, отображения и архивирования информации об объекте мониторинга или управления [1].

SCADA-системы решают следующие задачи:

- обмен данными с RTU и PLC в реальном времени через драйверы ввода/вывода информации;
- обработка информации в реальном времени;
- логическое управление;
- отображение информации на экране монитора в удобной и доступной для восприятия форме;
- ведение базы данных реального времени с технологической информацией;
- аварийная сигнализация и управление тревожными сообщениями;
- подготовка и генерирование отчетов о ходе технологического процесса;
- осуществление сетевого взаимодействия между распределенными элементами SCADA-систем;
- обеспечение связи с уровнем MES, представленным, к примеру следующими приложениями: СУБД, электронные таблицы, текстовые процессоры.

Термин SCADA обычно относится к централизованным системам контроля и управления всей системой или комплексами систем, осуществляемого с участием человека [2, с. 6-8]. Большинство управляющих воздействий выполняется автоматически RTU или PLC. Непосредственное управление процессом обычно обеспечивается RTU или PLC, а SCADA-система управляет режимами работы. Например, PLC может управлять потоком охлаждающей воды внутри части производственного агрегата, а SCADA-система может позволить операторам изменять уставку для потока, менять маршруты движения жидкости, заполнять те или иные емкости, а так же следить за тревожными сообщениями (алармами), такими как – «потеря потока» и «высокая температура», которые должны быть отображены, записаны, и на которые оператор должен своевременно реагировать. Цикл управления с обратной связью проходит через RTU или PLC, в то время как SCADA-система контролирует полное выполнение цикла.

Сбор данных начинается в RTU или на уровне PLC и включает показания измерительного прибора. Далее данные собираются и форматируются таким способом, чтобы оператор диспетчерской станции, используя НМИ (*Human-Machine interface, человеко-машинный интерфейс*) мог принять контролирующие решения - корректировать или прервать стандартное управление средствами RTU/PLC. Данные могут также быть записаны в архив для построения трендов и другой аналитической обработки накопленных данных.

Базовый функциональный профиль SCADA-систем сформировался еще во времена первых управляющих вычислительных машин, снабженных монохромными алфавитно-цифровыми дисплеями (на которых усилиями

энтузиастов-разработчиков иногда создавались «псевдографические» изображения - прообраз современной графики).

Современные SCADA-системы хорошо структурированы и представляют собой готовые к применению и согласованные по функциям и по всем интерфейсам наборы программных продуктов и вспомогательных компонентов. В сетевых системах средствами SCADA-систем реализуются станции разного функционального назначения, взаимодействующие между собой в системах управления технологическими процессами. Они и включают в свою номенклатуру разные типы станций:

- станции-серверы и станции-клиенты, взаимодействующие в структуре «клиент-сервер»;
- АРМ'ы (автоматизированные рабочие места) – станции наблюдения (мониторинга) для руководящих работников;
- специальные станции сбора архивных данных и документирования данных и событий (рисунок 1).

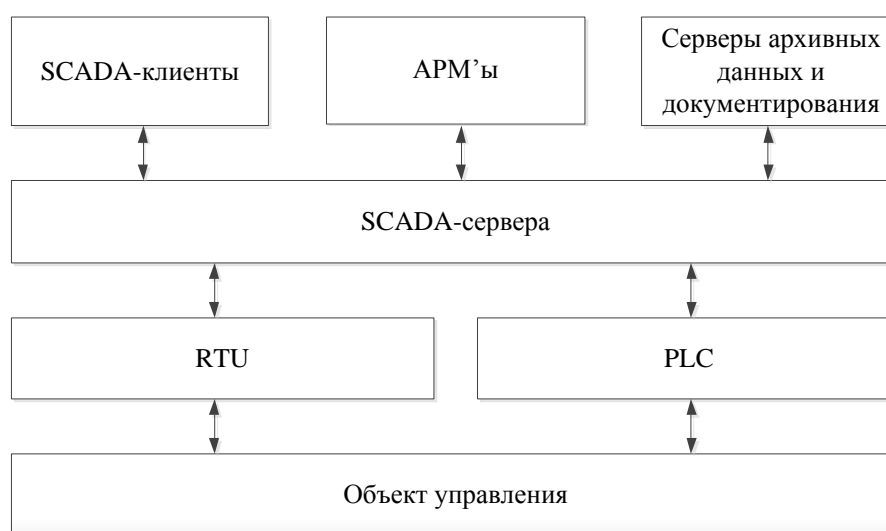


Рисунок 1 – Типовая структура обмена информации в SCADA-сети

В SCADA-системах широко применяется принцип модульного построения. Модульность реализуется в двух основных вариантах. В первом случае для системы, обеспечивающей полный набор базовых функций, создаются дополнительные функциональные пакеты - опции, реализующие необязательные в применении функции контроля и управления, например, SPC (*Statistical Process Control, статистическое управление процессом*), Batch Control (*управление партиями*). Во втором случае система создается полностью модульной, состоящей из функциональных модулей для реализации отдельных функций контроля и управления. Модули в достаточной мере независимы и могут применяться на отдельных функциональных станциях или свободно компоноваться в разных сочетаниях при разработке станций. Таким образом, могут создаваться, например, станции наблюдения (мониторинга), станции «слепой узел» (концентратор данных в сети) или станции со свободно формируемым

набором функций.

Еще один важный аспект в структурном построении сетевых систем управления - структура базы данных реального времени в сетевой системе управления, либо централизованная, либо децентрализованная. Каждая из двух основных структур в SCADA-системах реализуется разными разработчиками по-разному [3, с.12-13]. От реализации существенно зависят способы и эффективность обеспечения единства и целостности базы данных, ее надежность, возможности модификаций при необходимости и т.д.

Прогресс в области SCADA-систем в последние годы получил значительное ускорение. Привлечение разработчиками новейших информационных технологий, интеграция приложений, встраивание стандартных языковых средств для программирования пользовательских алгоритмов и экранных взаимодействий значительно повысили межсетевой архитектуры для корпоративных систем DNA (*Distributed Net Architecture, архитектура цифровой сети*) в среде MS Windows, комплексирование продуктов для управления технологией и офисов создают новые возможности в интеграции систем управления и перераспределения функций между ними. Теперь в дежурный список поддерживаемых системами технологий и интерфейсов дополнительно к уже ставшим традиционными DDE, DLL, OLE, ODBC/SQL включаются:

- объектные компонентные модели COM/DCOM с ActiveX;
- технологии Java;
- универсальный интерфейс связи с внешними устройствами OPC (OLE for Process Control, OLE для управления процессами);
- языки стандарта IEC 61131-3;
- языки описаний на основе Visual Basic for Applications;
- Internet/Intranet.

В распоряжении разработчиков и пользователей разных уровней оказывается мощный и пластичный инструментарий современных SCADA-систем, поддерживаемый средствами операционных систем и сетевых архитектур. Решения прикладных проблем в конкретных проектах становятся многовариантными благодаря таким возможностям, как распределение функций между станциями и формирование функциональных нагрузок станций; подключение внешних средств обработки данных (электронных таблиц, баз данных и др.) - статистической обработки, контроля технико-экономических показателей и т.д.

Библиографический список

1. SCADA – Википедия [Электронный ресурс]: Материалы свободной энциклопедии Википедия – Электрон. данные – Режим доступа: [<http://ru.wikipedia.org/wiki/SCADA>] – Загл. сэкрана.
2. Тарасов В.Б. Интеллектуальные SCADA-системы: истоки и перспективы [Текст]/ В.Б. Тарасов, М.Н. Святкина // Журнал наука и образование, МЕТУ им. Н.Э. Баумана, 2011 г. - №10 - С.3-15.

3. Соболев О.С. / Прогресс в области SCADA-систем и проблемы пользователей [Текст]/ О.С. Соболев// Мир компьютерной автоматизации, 1999 г. - №3 - С.11-16.

УДК 681:621.77

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ НАДЕЖНОСТИ УСТАНОВОК КОНТРОЛЯ ПРЯМОЛИНЕЙНОСТИ РЕЛЬСОВ*

Чабан Д.С.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Кулаков С.М.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Рассматривается задача сравнения качества работы двух линий неразрушающего контроля, а именно старой линии УЗК рельсов, рельсобалочного цеха ОАО «НКМК» «УМАР-1 + ЭЛЕКОН» и новой канадской линии NDT – Technologies Incorporated. В качестве основного критерия сравнения была выбрана надежность, то есть частота и продолжительность отказов. При этом отказы разделены на 2 группы, «программную» и «техническую». Период наблюдения: с 10-го апреля 2011 по 10 апреля 2012 года.

В итоге определено, что в рассматриваемый период на канадской линии контроля постоянно происходили неполадки, которые приходилось оперативно исправлять. Они были связаны с выходом из строя какого-либо оборудования или программного обеспечения, представляющие собой большое количество зависаний и «глюков».

На рисунке 1 представлен график возникновения и продолжительности «программных» простоев на линии NDT.

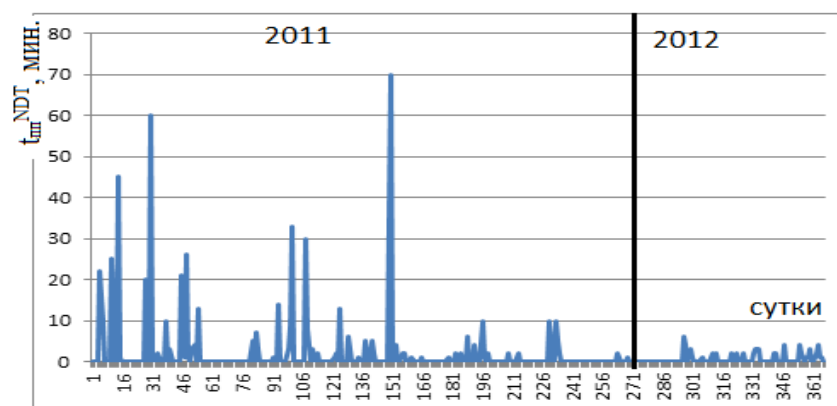


Рисунок 1 – Динамика продолжительности отказов программного обеспечения линии NDT

Как видно продолжительность простоев постоянно уменьшается, что

является результатом работы персонала ЛНК и канадских специалистов.

Канадская линия работает с августа 2010, так что ей потребовалось чуть больше года, чтобы избавиться от большинства программных неполадок.

На рисунке 2 представлен график возникновения и продолжительности технических простоев канадской линии.

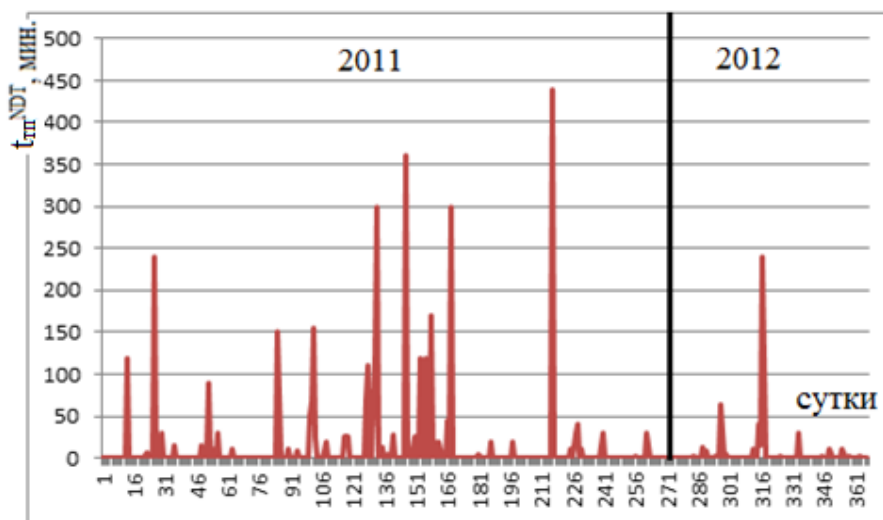


Рисунок 2 – Динамика отказов технического обеспечения линии NDT

Суммарная продолжительность простоев по техническим причинам в течение периода наблюдения значительно снизилась. Стоит отметить, что программные отказы – более частые, но их исправление не вызывает продолжительных простоев линии (примерно 5-10 минут). Их устранение осуществляется путем обычной перезагрузки. Технические же отказы более редки, но их исправление требует намного больше времени.

Из-за программных ошибок за период наблюдения линия простояла 6,5 часа, а из-за технических сбоев – 79 часов. Из этих цифр, а так же из рисунка 3, понятно чему стоит больше уделять внимание.

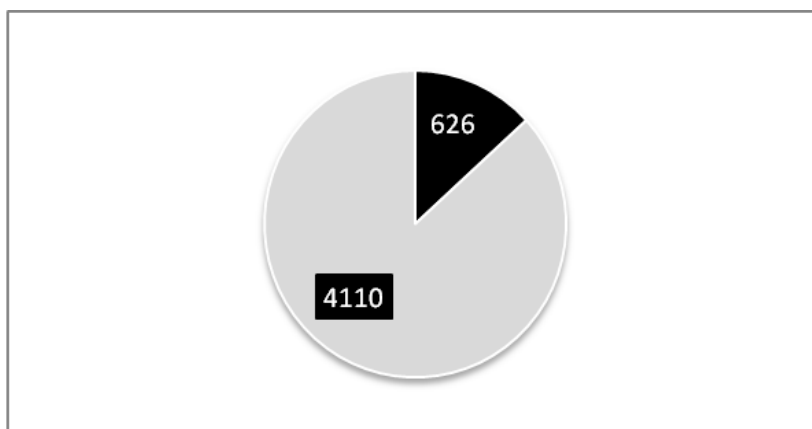


Рисунок 3 – Соотношение программных и технических сбоев (в минутах);
■ – технические простои; ■ – простои из-за программного обеспечения

В качестве объекта сравнения использовалась старая линия контроля. Хорошо автоматизированная и отлаженная линия «УМАР-1+ЭЛЕКОН».

На рисунке 4 представлен график возникновения программных неполадок на «старой» линии.

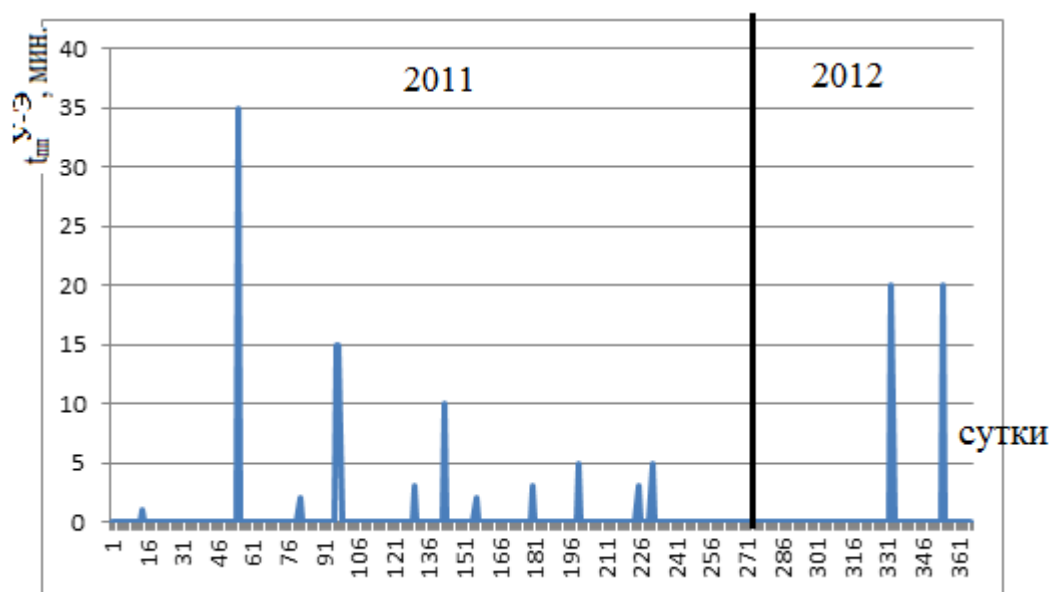


Рисунок 4 – Динамика программных простоев «старой» линии

Из рисунка 4 видно, что возникновение программных простоев случайно и менее интенсивно, что подтверждается данными о работе этой линии в течение многих лет.

На рисунке 5 представлен график возникновения технических неполадок на «старой» линии.

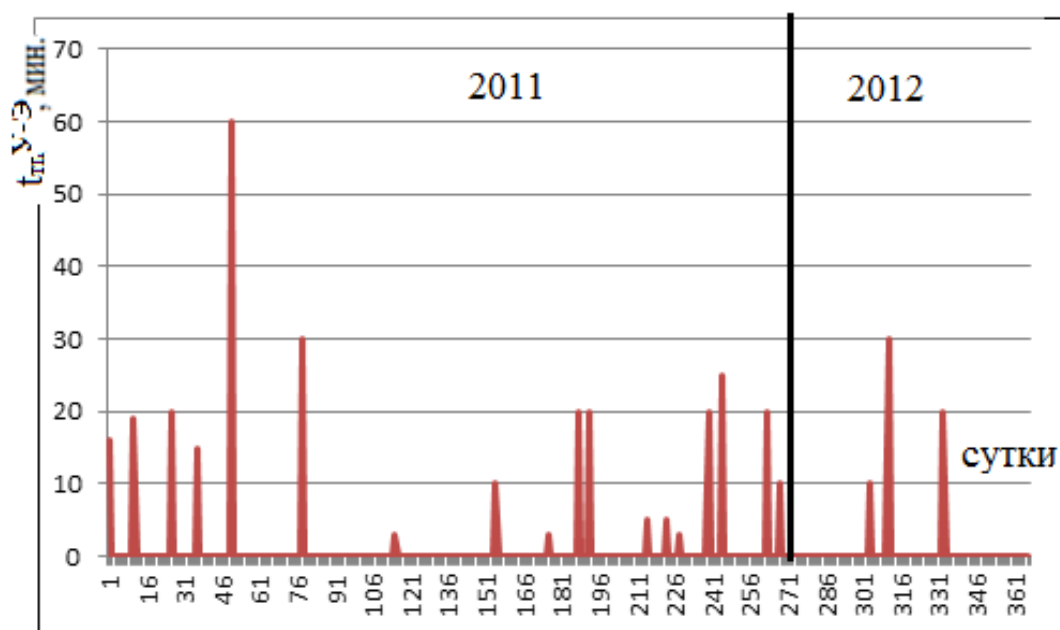


Рисунок 5 – Динамика технических простоев «старой» линии

Из этого графика так же видно, что возникновение технических неполадок является случайным и менее интенсивным, чем на линии NDT.

За год по программным причинам «старая» линия «УМАР-1 + ЭЛЕКОН» простояла чуть более 2х часов, а по техническим - чуть более 6-и часов. Что в 2 и в 13 раз меньше чем у канадской линии соответственно, рисунок 6.

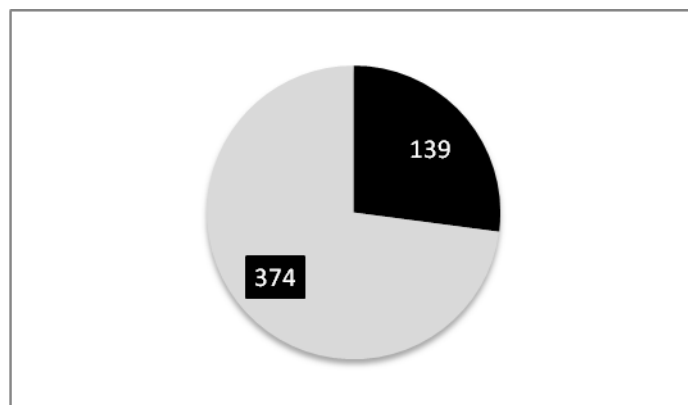


Рисунок 6 – Соотношение программных сбоев и технических на «старой» линии (в минутах);

- – технические простои; ■ – простои из-за программного обеспечения

Из всего вышесказанного следует вывод, что когда канадская линия контроля спустя некоторое время освоения будет обладать похожими с линией «УМАР-1 + ЭЛЕКОН» показателями, её можно будет считать окончательно введенной в эксплуатацию.

*Публикация подготовлена в рамках научного исследования, выполненного при поддержке государства, в лице Минобрнауки России.

Библиографический список

1. Интеллектуальная система распознавания поверхностных дефектов проката / С.М. Кулаков, В.Б. Трофимов, Н.Ф. Бондарь, С.В. Чабан // Информационные технологии. – 2008. – № 5. – С. 53 –

УДК 681.51:669.1

АВТОМАТИЗИРОВАННАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ КАЧЕСТВА ФЕРРОСИЛИЦИЯ

Шестаков А.А.

Научный руководитель: к.т.н. Трофимов В.Б.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Задача разработки автоматизированной системы контроля качества ферросилиция состоит в следующем.

Исходные данные и условия задачи.

1. Данные о марках и химическом составе ферросилиция.
2. Описание действующей системы выплавки ферросилиция в условиях ОАО «Кузнецкие Ферросплавы».
3. Государственные стандарты (ГОСТ 1415-93, ГОСТ 2787-75).
4. Методы и алгоритмы выделения информативных признаков и классификации Я.З. Цыпкина, Ю.И. Журавлева, Дуда, П. Харта и др.
5. Аппарат искусственных нейронных сетей (общие сведения, решаемые задачи, типовые архитектуры, типовые алгоритмы обучения).
6. Аппарат экспертных систем (общие сведения, решаемые задачи, классификация экспертных систем, методы извлечения знаний, типовые модели представления знаний) [1 – 3].
7. Среда разработки экспертных систем – Microsoft Visual Studio, объектно-ориентированный язык C#.
8. Среда проектирования искусственных нейронных сетей STATISTICA Neural Networks (типовые архитектуры, конструктор сети, алгоритмы обучения, способы формирования обучающей и контрольной выборки).
9. Критерий качества распознавания – отношение количества правильно опознанных образов (химического состава и марки ферросилиция, состояния печи) к общему их числу.
10. Ограничение – диагностические решения должны приниматься с упреждением на время, достаточное для принятия решений.

Требуется на базе общих структур технологического процесса и интегрированной информационно-управляющей системы разработать автоматизированную систему контроля качества ферросилиция в составе: подсистемы оперативного распознавания химического состава ферросилиция на основе искусственной нейронной сети; экспертной подсистемы распознавания марки ферросилиция; экспертной подсистемы диагностики состояния печи.

Предлагаемая схема интегрированной информационно-управляющей системы представлена на рисунке 1, на котором приняты следующие обозначения: СРХС – подсистема распознавания химического состава по предварительным анализам, основанная на искусственной нейронной сети – многослойном персептроне; ЭСДХП – экспертная подсистема диагностики хода ферросплавной печи; ЭСРМ – экспертная подсистема распознавания марки ферросилиция; Д1, ..., Д10 – датчики; 1 – диспетчерская станция плавильщиков; 2 – диспетчерская станция шихтовщиков; 3 – рабочая станция химико-аналитической лаборатории; 4 – рабочая станция лица, принимающего решения; 5 – сервер с базой данных технической информации, данных о расходах сырья и специальных выборок химических анализов; 6 – рабочая станция аналитического отдела; 7 – рабочая станция отдела технической документации; 8 – сервер с базой технологической информации, поступающей с КИП; 9 – сервер с базой данных, поступающих

от химико-аналитической лаборатории; 10 – сервер с базой документооборота и др. данных системы «SERP»; 11 – рабочая станция администратора; 12 – рабочая станция бухгалтерии; 13 – рабочая станция отдела снабжения; 14 – рабочая станция отдела по работе с клиентами; 15 – диспетчерская станция ЦПФ; 16 – рабочая станция диспетчера погрузочного пункта.

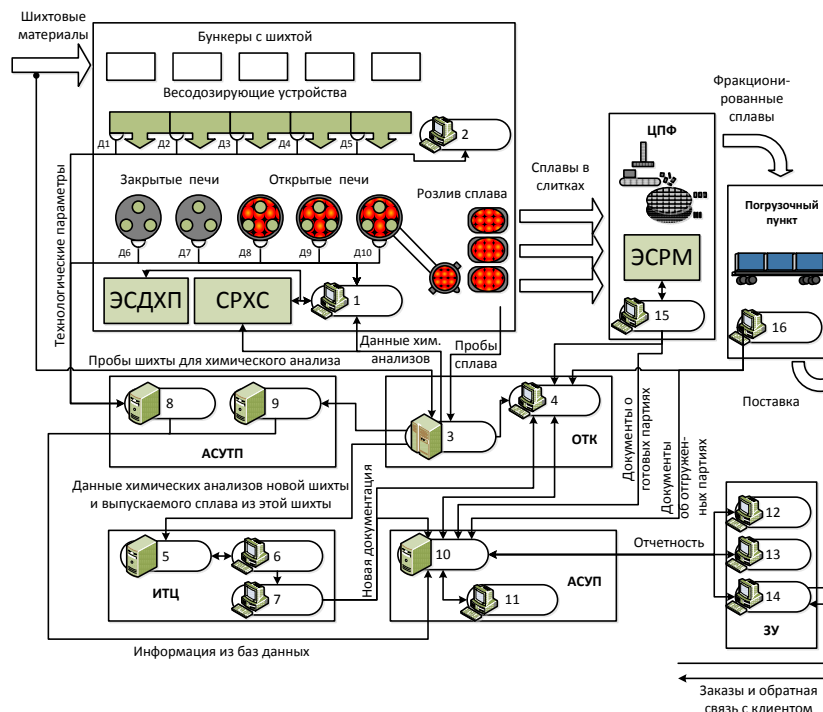


Рисунок 1 – Схема интегрированной информационно-управляющей системы

Подсистема распознавания химического состава ферросилиция учитывает предысторию работы объекта, использует данные экспрессного (Si) и оптического эмиссионного спектрального анализа (Al, Ca, Ti, Mn, Cr) предыдущих четырех выпусков, в том случае, если не планируется переход на выплавку другой марки или остановки печи. Полученная оценка химического состава ферросилиция позволит более тщательно контролировать ход технологического процесса, принять решение на повышение или снижение содержания кремния или алюминия, оперативно планировать работу и обслуживание печи, а также оценивать производственные показатели цеха.

Экспертная подсистема диагностики хода ферросплавной печи предназначена для классификации расстройств, определения их причин и выдачи рекомендаций по их устранению. Внедрение данной экспертной подсистемы позволит повысить профессионализм технологов, увеличить эффективность их действий при обнаружении расстройства, сократить время устранения расстройств, повысить качество продукции.

Экспертная подсистема распознавания марки ферросилиция (рисунок 2) – система, которая классифицирует марку, класс крупности по ГОСТу и дополнительным ограничениям, указанным потребителем в договоре. Такая

оперативная классификация поможет скоординировать потоки ферросилиция по потребителям, уменьшить время распознавания. Форма экспертной подсистемы классификации марки ферросилиция состоит из двух панелей, одна содержит поля для ввода результатов химического анализа, другая позволяет выбрать тип фракции и крупность, ввести данные о массе партии и отметить результаты визуальной оценки кусков ферросилиция. Форма содержит кнопку для классификации и проверки соответствия ГОСТу и ISO, кнопку проверки соответствия договорам, имеющимся в базе данных, кнопку для одновременной проверки соответствия ГОСТу и договорам, кнопку возврата на главную форму и кнопку выхода из приложения.

Рисунок 2 – Экранная форма экспертной подсистемы классификации марки ферросилиция

Библиографический список

1. Васильев С.Н. Интеллектуальное управление динамическими системами / С.Н. Васильев, А.К. Жерлов, Е.А. Федосов, Б.Е. Федунцов – М.: Физико-математическая литература, 2000. – 352 с.
2. Геловани В.А. Интеллектуальные системы поддержки принятия решений в нештатных ситуациях с использованием информации о состоянии природной среды / В.А. Геловани, А.А. Башлыков, В.Б. Бритков, Е.Д. Вязилов – М.: Эдиториал УРСС, 2001. – 304 с.
3. Охтилев М.Ю. Интеллектуальные технологии мониторинга и управления структурной динамикой сложных технических объектов / М.Ю. Охтилев, Б.В. Соколов, Р.М. Юсупов – М.: Наука, 2006. – 410 с.

ОБ АНАЛОГИИ МЕХАНИЗМОВ УПРАВЛЕНИЯ ЖИЗНЕННЫМ ЦИКЛОМ ИНФОРМАЦИОННО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ И ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ СЕРВИСОВ*

Зимин А.В., Селезнев А.А.

Научный руководитель: к.т.н., доцент Зимин В.В.

*Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

За последние 10 лет получены значительные результаты в разработке концептуальных основ и практических методов управления деятельностью ИТ-компаний (библиотека ITIL, версия 3 – 2007г), [1]. Представляет значительный интерес анализ возможностей и условий применения нормативных моделей и методов ITIL-3 для управления поставкой услуг по энергосбережению и повышению энергоэффективности.

В основе целостной конструкции управления ИТ-деятельностью ITIL-3 лежат две нормативные модели: модель ИТ-сервиса и модель его жизненного цикла (ЖЦС). Рассмотрим возможность использования этих моделей в качестве прототипов для описания услуг, имеющих целью энергосбережение и энергоэффективность

1. Определение понятия энергосберегающего сервиса (ЭС-сервиса.)

В соответствии с ITIL-3, с точки зрения потребителя информационно-технологической услуги, последняя определяется следующим образом:

«ИТ-сервис – информационно-технологическая система производства ценности, применение которой потребителем обеспечивает достижение необходимых результатов деятельности при пониженных специфических затратах и рисках».

Если определить полный перечень энергосберегающих активов (ЭС-активов), используемых при поставке услуг по энергосбережению и энергоэффективности, то вполне корректно по аналогии с понятием ИТ-сервиса, ввести понятие энергосберегающего сервиса (ЭС-сервиса):

«ЭС-сервис – система производства ценности для потребителя, применение которой потребителем обеспечивает достижение необходимых результатов деятельности по энергосбережению и энергоэффективности при пониженных специфических затратах и рисках».

Рассмотрим далее два основных свойства ИТ-сервиса (назначение, гарантированность) и их интерпретацию для ЭС-сервиса.

Назначение ИТ-сервиса – свойство, обеспечивающее получение положительного эффекта от использования сервиса, в частности, добавленной стоимости (при встраивании сервиса в бизнес-процесс компании-потребителя) или качества жизни (при потреблении сервиса физическим лицом). Это свойство интерпретируется как полезность ИТ-сервиса. Такое определение полезности сервиса может быть применено для

ЭС-сервисов, а именно: *полезность ЭС-сервиса интерпретируется как количество сэкономленной энергии или увеличение энергоэффективности в результате его применения.*

Гарантированность – *свойство сервиса, обеспечивающее получение положительного эффекта с требуемой степенью доступности, мощности, непрерывности (живучести) и безопасности.* Это свойство интерпретируется как *применимость сервиса.*

Доступность сервиса - *способность сервиса выполнить полезную функцию в согласованное время.* Предпочтительнее, с точки зрения потребителя, доступность сервиса измерять длительностью простоев сервиса в согласованный период времени его работы. Более предпочтительными показателями доступности являются те, которые учитывают потери потребителя из-за простоев сервиса.

Мощность сервиса – *производительность сервиса, обеспечивающая необходимую поддержку процесса потребителя.* Например, пропускная способность канала связи (для ИТ-сервиса) или электроэнергия, потребляемая сервером центра обработки данных (для ЭС-сервиса).

Непрерывность (живучесть) сервиса – *уровень поддержки сервисом безостановочной деятельности процесса потребителя, в который встроен сервис, при серьезных неисправностях и разрушительных событиях.*

Безопасность сервиса – *уровень защиты сервиса от различных рисков, связанных с безопасностью процесса потребителя, компонентом которого является сервис.*

Все четыре выше названные характеристики ИТ-сервиса применимы для ЭС-сервиса. Однако метрики для этих характеристик будут должны формироваться в зависимости от специфичности ЭС-активов и соответствующих им особенностей энергосберегающей деятельности. Таким образом, мы можем ввести понятие ЭС-сервиса, аналогичное понятию ИТ-сервиса:

ЭС-сервис – *система взаимодействующих ЭС-активов, создаваемая с целью производства ценности для потребителя, которая характеризуется полезностью, доступностью, мощностью, непрерывностью и безопасностью.*

2. Определение жизненного цикла ЭС-сервиса.

В соответствии со стандартом ISO 9004-1 - *жизненный цикл изделия (ЖЦИ) есть совокупность взаимосвязанных процессов, выполняемых от момента выявления потребностей в определенном продукте (услуге) до момента удовлетворения этих потребностей и утилизации продукта (услуги).*

В ITIL-3 предложена модель жизненного цикла ИТ-сервиса представляющая собой последовательную реализацию стадий *стратегии, проектирования, внедрения, эксплуатации и непрерывных улучшений сервиса.*

В этой модели в явном виде отсутствует стадия утилизации (вывода сервиса из эксплуатации), а регулярно выполняемые процедуры оптимизации сервисов и сервисных активов, обусловленные возникающими

потребностями у клиентов и стремлением поставщика услуг снизить собственные издержки, рассматриваются в качестве отдельной стадии жизненного цикла, хотя по сути своей таковой не является. Если отдельную модификацию сервиса определить как результат проектного цикла изменения, то непрерывное улучшение сервиса можно интерпретировать как упорядоченную во времени последовательность циклов изменения, порождающих новые версии сервиса.

На рисунке 1 представлена версионная структура жизненного цикла сервиса, которая не имеет недостатков модели ИТЛ-3 и отражает стадии жизненного цикла множества сменяющих друг друга или параллельно реализуемых версий сервиса [2].



Рисунок 1 – Версионная модель жизненного цикла ИТ- и ЭС-сервиса

На рисунке 1 используются следующие обозначения:

$s^{(\emptyset)}$ - «пустой» сервис, то есть сервис, все сервисные компоненты которого отсутствуют. Введение «пустого» сервиса позволяет рассматривать первые три стадии жизненного цикла сервиса (стратегию, проектирование и внедрение) как реализацию проектного цикла изменения сервиса относительно «пустого» сервиса $s^{(\emptyset)}$.

s_{ni}^o - n -я версия сервиса s_i (результат n -го цикла изменения сервиса). Версия s_{ni}^o описывает n -ю модификацию сервиса, которую применяет клиент в своем бизнес-процессе.

$s_{ni}^{pr} = (s_{ni}^{ss}, s_{ni}^{sd}, s_{ni}^{st})$ - n -й проектный цикл изменения сервиса s_i , включающий стадии стратегии (s_{ni}^{ss}), проектирования (s_{ni}^{sd}) и внедрения (s_{ni}^{st}).

$s_{ni} = (s_{ni}^{ss}, s_{ni}^{sd}, s_{ni}^{st}, s_{in}^o, s_{ni}^{su})$ - жизненный цикл n -й версии сервиса s_i , где s_{ni}^{su} - стадия утилизации. Цикл s_{ni} можно рассматривать как n -ой цикл развития сервиса s_i .

$s_i = (s_{ni} | n=1, \dots, N_i)$ - жизненный цикл сервиса s_i (упорядоченная

последовательность жизненных циклов его версий, то есть циклов развития), N_i – количество версий у сервиса s_i .

$T(s_{ni}) = (t_{ni}^H, t_{ni}^K)$ - период жизненного цикла n -ой версии s_{ni} сервиса s_i .

$T = T(s_i)$ – период жизненного цикла сервиса s_i .

В основе каждой стадии цикла развития лежит совокупность процессов, функций и механизмов управления с соответствующими метриками и их реализация посредством множества организационных ролей.

Заключение. На основе базовых моделей ITIL-3 для ИТ-сервиса и его жизненного цикла могут быть определены аналогичные (с точностью до структуры активов) понятия ЭС-сервиса и его жизненного цикла. Это позволяет со значительной долей уверенности предполагать, что основные подходы, модели, методы, механизмы функционирования и управления ИТ-менеджмента могут быть применены для эффективного управления деятельностью по энергосбережению и энергоэффективности.

*Публикация подготовлена в рамках научного исследования, выполненного при поддержке государства, в лице Минобрнауки России.

Библиографический список

1. 1. The Official Introduction to the ITIL Service Lifecycle, London: TSO 2007. – 173p.

2. Зимин В.В., Кулаков С.М., Зимин А.В. О структуризации системы управления деятельностью ИТ-провайдера, Системы управления и информационные технологии, №2.1(48), 2012. – с. 198-202.

УДК 681.51

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВРЕМЕННЫХ РЯДОВ ДАННЫХ С ЗАДАНЫМИ СТАТИСТИЧЕСКИМИ СВОЙСТВАМИ

Макаров Г.В., Буркова Е.В.

Научный руководитель: д.т.н., профессор Евтушенко В.Ф.

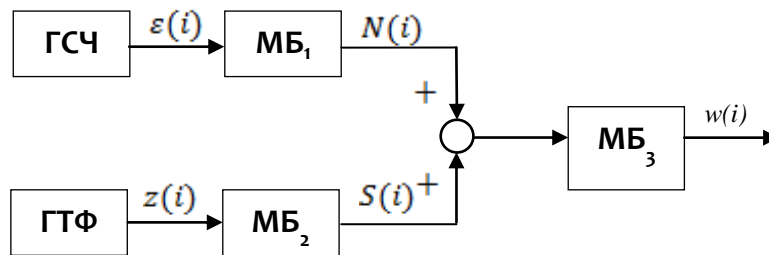
Сибирский государственный индустриальный университет

г. Новокузнецк

Для оценивания подобию динамических систем регулирования нередко требуется сравнивать их реакции на воздействия внешних возмущений, в частности контролируемых и приведенных, имеющих одинаковые статистические свойства и характер изменения, но при этом различных по значениям. Была поставлена цель моделирования таких числовых последовательностей, статистические свойства которых можно задавать или менять. Такими свойствами были выбраны математическое ожидание, дисперсия, АКФ. Выбросы в генерируемых последовательностях отсутствуют для упрощения исследования. *В дальнейшем планируется использовать еще и частотный спектр.*

Требуется, чтобы разброс дисперсий сгенерированных рядов

находился в пределах $\pm 5\%$, т.е. обеспечивалась воспроизводимость.



ГСЧ – генератор случайных чисел, МБ – масштабирующий блок,
ГТФ – генератор типовых функций.

$\varepsilon(i)$ – случайная нормально распределенная величина,
 $N(i)$ – масштабированное значение помеховой составляющей, $z(i)$ – заданная
типовая функция, $S(i)$ – масштабированное значение типовой функции,
 $w(i)$ – приведенное к выходу объекта или контролируемое возмущение.

Рисунок 1 – Вариант генератора №1

Математическая модель генератора приведенного к выходу объекта
возмущения:

$$w(i) = k_3 * [S(i) + N(i)];$$

$$S(i) = k_2 z(i);$$

$$N(i) = k_1 \varepsilon(i);$$

где k_1, k_2, k_3 – масштабирующие коэффициенты.

Данный генератор имеет в основе детерминированную составляющую,
поэтому, чем больше выборка данных, тем АКФ становится ближе к
константе в зависимости от соотношения дисперсий полезной и помеховой
составляющей в конечном сигнале, и задавать время спада не представляется
возможным. Чем больше масштабирующий коэффициент k_2 , тем большую
долю имеет в сгенерированном ряде детерминированная составляющая, тем
АКФ ближе к 1. Если масштабировать величину помехи, то при увеличении
 k_1 значения АКФ снижаются.

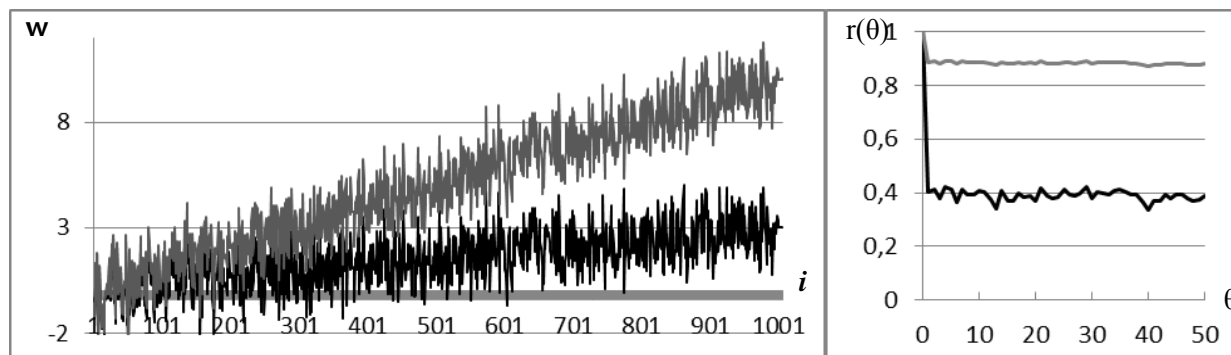
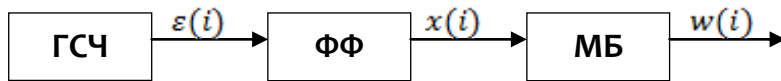


Рисунок 2 – Варианты сгенерированных рядов и их АКФ

Генератор с формирующим фильтром:



ФФ – формирующий фильтр

Рисунок 3 — Вариант генератора №2

Математическая модель авторегрессии:

$$x(i) = \alpha x(i - 1) + \beta \varepsilon(i);$$

где β – масштабирующий коэффициент, α – коэффициент авторегрессии.

В качестве формирующего фильтра были рассмотрены варианты авторегрессионной модели и ЭС-1. Сглаживание сильно изменяет частотные свойства ряда, т.к. гасит высокую частоту, поэтому было решено использовать авторегрессионную модель первого порядка.

Для выборок случайных чисел с одинаковыми свойствами (математическое ожидание, дисперсия, АКФ) предположим, что свойства выходных рядов данных будут одинаковы, либо колебаться в пределах $\pm 5\%$.

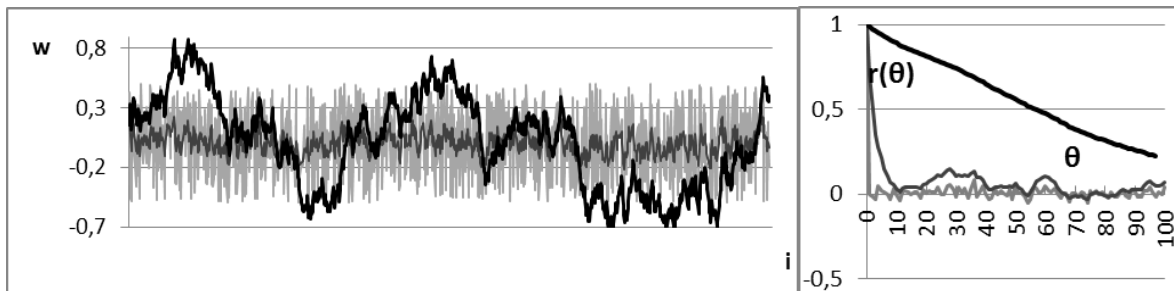


Рисунок 4 – Варианты сгенерированных рядов и их АКФ

АКФ линейно спадающая, но очень нестационарный сигнал.

При больших коэффициентах авторегрессии, приближающихся к 1, в генерируемом ряду появляются низкочастотные составляющие, носящие нестационарный характер. И при различных исходных данных с одинаковыми статистическими свойствами σ^2 , M , времени спада АКФ получают выходные ряды со значительно различающимися частотными свойствами.

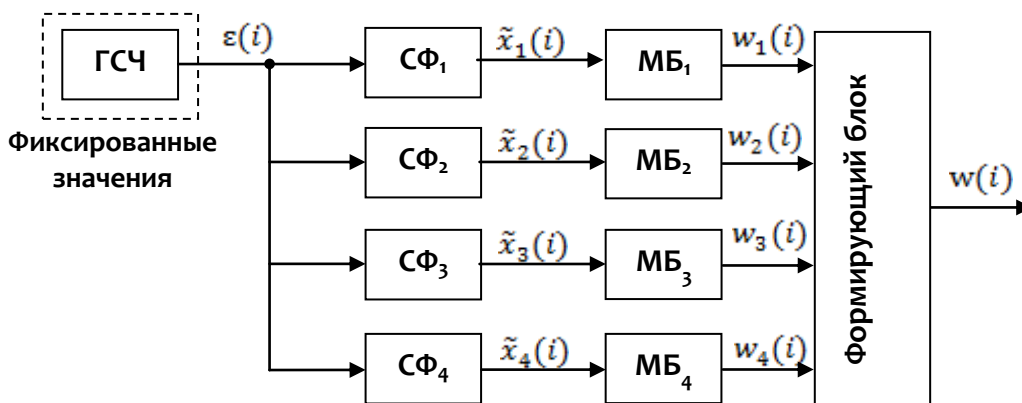


Рисунок 5 – Вариант генератора №5

Такой генератор позволяет составлять сигнал из колебаний различной частоты, полученных из одного исходного высокочастотного случайного сигнала, регулируя величину каждой составляющей с помощью масштабирующих блоков. Формирующий блок позволяет включать в сигнал только нужные для исследования составляющие.

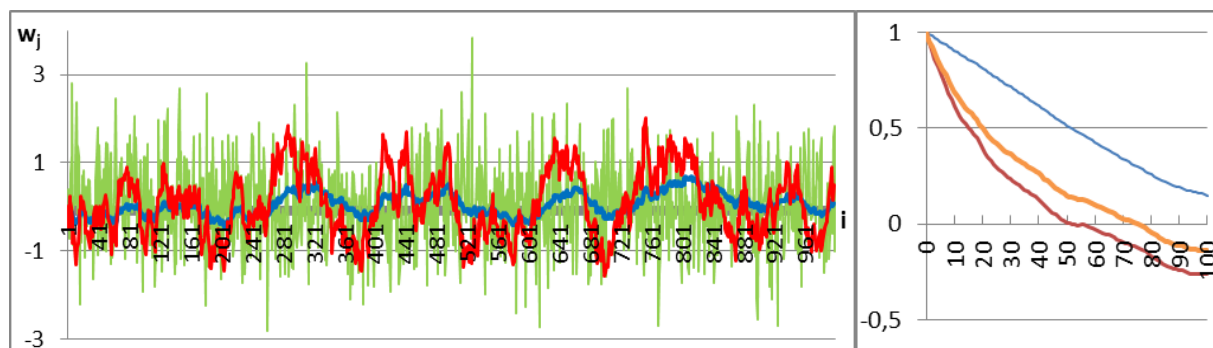


Рисунок 6 – Пример реализации работы генератора и АКФ

Оценить воспроизводимость результатов работы генератора на данном этапе не представляется возможным, поскольку не исследованы эффекты влияния частотных свойств контролируемых и приведенных возмущений в системах регулирования.

Перечисленные виды генераторов хоть и не дают 100% результат во всех случаях, но подходят для достаточно широкого спектра исследовательских задач.

Для реализации процесса с экспоненциальным спадом АКФ используем следующий алгоритм, позволяющий получить процесс Орнштейна-Уленбека:

$$y(i) = k_1 \varepsilon(i) + k_2 y(i - 1);$$

$$k_1 = \sqrt{\sigma^2(1 - k_2^2)}, k_2 = e^{-\alpha}.$$

$\varepsilon(i)$ – значение дискретного белого гауссового шума с нулевым математическим ожиданием и единичной дисперсией. Параметрами модели в данном случае являются дисперсия выходного моделируемого процесса σ и параметр α , который определяет статистическую связь соседних случайных отсчетов.

Процесс Орнштейна-Уленбека – гауссовский стационарный случайный процесс с нулевым математическим ожиданием и экспоненциально затухающей автокорреляционной функцией.

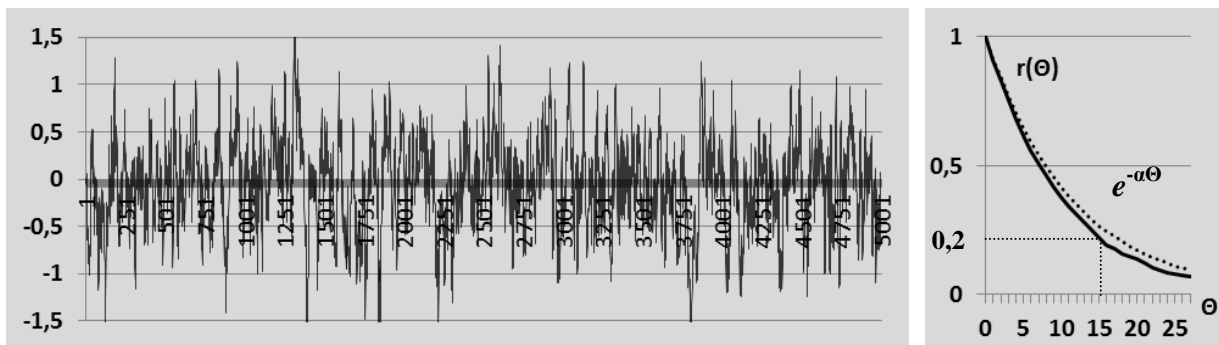


Рисунок 7 – Реализация и АКФ процесса

$$M = -0,061058836; \quad \sigma^2 = 0,230787441.$$

Характеристики у полученного процесса (дисперсия и коэффициент экспоненты формы спада АКФ) существенно отличаются от заданных. Реальный коэффициент устанавливается с помощью процедуры идентификации до времени спада АКФ (до значения $0,2 \div 0,1$) и может отличаться до 20%, что затрудняет использование сигнала с заданным значением α . Для подбора близких значений (разница не более 5%) воспользуемся процедурой покоординатного поиска для настроечного коэффициента α . Дисперсию будем менять с помощью масштабирования, которое существенно не влияет на остальные характеристики.

Для анализа стационарности процесса разобьем его на 3 участка:

	I	II	III	%, отклонения
M	-0,041	-0,039	-0,041	-6,15
σ^2	0,229	0,238	0,224	5,96

Отклонения между значениями АКФ составили 6,96%. Таким образом, можем считать, что полученный ряд стационарен и имеет заданные для исследования характеристики – нулевое математическое ожидание, стационарен по σ^2 , M, форме АКФ. При количестве точек менее 1500 характеристики имеют довольно большое расхождение, что говорит о нестационарности на выборке такого объема. Большее же количество точек существенно не меняет картину.

При равных α ($\pm 5\%$), СКО систем регулирования с оптимальным регулятором по Ротачу колеблется в среднем около 3%, что говорит о воспроизводимости ряда.

С помощью поисковых процедур подстройки коэффициентов данного генератора можно получать стационарные процессы с равной АКФ близкой к экспоненте ($\pm 5\%$), равными эффектами в системах регулирования. Данная модель генератора в дальнейшем используется при изучении совместного подобию.

СОДЕРЖАНИЕ

I. ЕСТЕСТВЕННЫЕ НАУКИ.....	3
Загуляев Д.В., Комиссарова И.А., Мясникова В.И. Влияние магнитного поля на микротвердость алюминия разной степени чистоты.....	3
Зенцова С.В., Мухарлямов С.А. Оценка относительной активности фосфора железо-углеродистых расплавов в процессе дефосфорации.....	6
Сизов В.В., Воробьев С.В., Гришунин В.А., Комиссарова И.А. Структурно-фазовое состояние аустенитной стали, подвергнутой усталостному разрушению после электронно-пучковой обработки.....	9
Синкин К.Е. Термодинамические и кинетические условия для реакций десульфурации и дефосфорации в железо-углеродистых расплавах.....	11
Терентьева М.А., Михайлова С.С. Исследование плазмохимического синтеза диборида хрома из трихлорида хрома методом планируемого эксперимента.....	15
Гилева Н.А. Технология сухого тушения кокса: преимущества и недостатки.....	19
Гилева Н.А., Лапуха А.Е., Терентьева М.А. Исследование плазмохимического синтеза диборида хрома методом планируемого эксперимента с использованием хром-бор содержащей шихты.....	23
Терентьева И.М. Особенности процесса коксования угольных шихт с использованием отходов коксохимического производства.....	26
II. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	30
Хворов К.О. Технологические принципы отбора метана из исходящей воздушной струи шахты.....	30
Дидченко Л.Ю. Устройства плавного пуска электродвигателей оборудования, используемого в горной промышленности.....	32
Дмитриева К.И. Рекультивация нарушенных земель в условиях разреза ООО «Степановский».....	33

Долматов М.А. Совершенствование способов взрывной отбойки технологических блоков при встречном обуивании массива.....	36
Крылова Е.В. Обоснование применения экологически безопасной технологии ведения взрывных работ с использованием эмульсионных взрывчатых веществ.....	38
Кулагин С.А. Современные взрывчатые вещества и условия их эффективного использования на открытых горных работах.....	41
Кулагин С.А. Оценка влияния сейсмичности массовых взрывов при открытых горных работах на наземные сооружения и населенные пункты.....	44
Неронова Д.В. Отработка выклинивающихся рудных залежей в условиях Таштагольского рудника	47
Неронова М.В. Дозакладка оставшихся пустот при камерных системах разработки с закладкой выработанного пространства.....	50
Неудакина Я.Г. Анализ существующих инженерных методов оценки устойчивости бортов карьеров в скальных массивах.....	53
Неудакина Я.Г. Особенности ведения горных работ на глубоких карьерах.....	56
Перекрысов И.Н. Повышение качества добытой рудной массы за счет создания защитного слоя мелкодробленой руды в верхней части блока, в условиях Шерегешевского месторождения.....	59
Рогов К.Д. Ведение взрывных работ в угленасыщенной зоне.....	60
Сергеев А.А. Пермские рептилии Кузбасса (современное состояние изученности и перспективы находок).....	63
Зенчук Д.И. Обоснование технологии ведения взрывных работ с применением электродетонаторов электронного замедления.....	66
Литвинов А.М. Технологические возможности получения чистой воды при ведении очистных работ в угольных шахтах.....	69

III. МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ, ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ.....	72
Андриянова В.В. Исследование технологических особенностей конвертерной плавки при использовании техногенных материалов.....	72
Калиногорский А.Н. Исследование физико-химических свойств магнезиальных шлаков для повышения стойкости футеровки конвертеров.....	74
Иванова А.А., Малык А.В., Лубяной Д.Д., Лубяная А.В. Оптимальное содержания кремния в чугуна индукционной плавки.....	77
Деев В.Б., Пономарева К.В., Прохоренко А.В., Алхимов В.Н., Воробьева Д.В. Физические воздействия на расплавы и качество получаемых алюминиевых сплавов.....	80
Деев В.Б., Пономарева К.В., Прохоренко А.В., Воробьева Д.В., Бинас О.В. Кристаллизация алюминиевых расплавов, обработанных физическими воздействиями при плавке и литье.....	83
Пронягина Т.И., Чеглакова Е.А., Боровых О.Ф. Определение количества аустенита остаточного в конструкционных и инструментальных сталях после закалки в водополимерной среде «Термовит-М» и индустриальном масле И-20А.....	86
Крыгина Е.С. Экспертизное исследование причины разрушения фитинга.....	89
Голдун З.В., Крюков Р.Е. Влияние углеродфторсодержащих добавок во флюс на состав швов и шлаков.....	91
Крюков Р.Е., Голдун З.В. Влияние флюсовых добавок на рафинирование металла сварного шва...	93
Логачев М.А., Трубин К.В. 80 лет алюминиевой промышленности России.....	96
Стародубова Д.Э. Выбор технологии обжига молибденитовых концентратов для производства ферромолибдена.....	100
Миклашевич В.Г. Применение вторичного алюминия в товарной продукции.....	103
Хвостенко А.Е., Шперлинг П.С. «Алюминиевое будущее» Новокузнецка.....	106

Герлейн П.О., Лукашенко А.В. Создание инертного анода для алюминиевых электролизеров: оценка реалитетов и перспектив.....	109
Праскурина М.Л. Утилизация отработанной катодной футеровки алюминиевых электролизеров.....	112
Сорокин А.С., Филиппов В.В. Алюминиевая промышленность Китая в XXI веке.....	115
Малахов А.С., Горюшкин В.Н. Производство алюминия с использованием коллоидного анода – оценка состояния и перспектив.....	118
Головина М.А. Экологические аспекты утилизации промышленных азотсодержащих отходов коксохимии.....	122
Головина М.А., Рахимзянова Д.Д. Карбидокремниевая конструкционная керамика: оценка состояния производства и применения в России.....	125
Калеканова О.В., Терентьева И.М. Анализ отечественного производства и применения наноалмазов.....	127
Пулотова З.М. Карбид титана в современном материаловедении.....	130
IV. НОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ И УПРОЧНЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ.....	134
Евдокимова И.Н. Влияние химико-термической обработки на механические свойства быстрорежущей стали Р6М5.....	134
Скачкова А.А. Влияние химико-термической обработки на свойства стали У8.....	137
Котова М.О. Влияние химико – термической обработки на структуру и свойства высококчистого железа 008ЖР.....	140
Шаповал Е.К. Влияние химико-термической обработки на свойства белого нелегированного чугуна.....	144
Рудник А.А. Влияние химико-термической обработки на свойства нержавеющей стали Х18Н10Т.....	146
Николаева М.И. Влияние химико-термической обработки на механические свойства стали 20.....	149

Долотов Е.В.	
Влияние химико-термической обработки на свойства белого чугуна.....	152
Базайкин Ф.Ю.	
Влияние химико-термической обработки на механические свойства стали 3.....	155
Достовалов Р.А., Лосинская А.А.	
Получение высокоуглеродистого слоя на стали 20 методом электроннолучевой обработки.....	157
V. ТЕОРИЯ МЕХАНИЗМОВ, МАШИНОСТРОЕНИЕ И ТРАНСПОРТ.....	160
Абрамов Р.А.	
Исследование малых колебаний механической системы с одной степенью свободы около положения устойчивого равновесия.....	160
Семухин Р.О.	
Расчет статически определимых плоских ферм методом вырезания узлов.....	164
Яскевич О.М.	
О существовании четырехзвенных механизмов второго вида.....	168
Гнездилов В.К.	
Поиск многообразия механизмов четвертого семейства методом графов.....	171
Герасимов С.П.	
Решение группы Ассура применительно к трехсателлитному планетарному зубчатому механизму.....	173
Андреева Я.А.	
Уравновешивание сил инерций в самоустанавливающемся планетарном механизме.....	175
Фомин А.С., Парамонов М.Е.	
Развитие метода М. Грюблера при решении задач синтеза механизмов второго семейства.....	178
Волкова Е.А.	
Определение вращающего момента с помощью принципа возможных перемещений.....	181
Юрченко К.Ю.	
Определение усилия резания ножа рычажно-кривошипных летучих ножниц.....	185
Самосюк Д.А., Князев А.С.	
Исследование кинестатики гидродомкрата секции механизированной крепи.....	188

Русских И.Ю.	
Применение принципа возможных перемещений к определению давления в механизме для разделения отливок.....	191
Шолпанов Р., Снат А.	
Расширение технологических возможностей токарного станка.....	194
Ермолаева Н.Ю., Суджаян А.А.	
Кинематическое исследование четырехзвенного кулачкового механизма методом обращенного движения.....	197
Акст Д.В.	
Расчёт механизма подъёма груза мостового крана.....	201
Покровская О.Д., Заздравных Н.В.	
Рационализация автотранспортного обслуживания угледобывающего предприятия.....	204
Покровская О.Д., Тодышев А.М.	
Применение терминальных технологий при организации автотранспортной доставки грузов.....	207
Тутынин А.В.	
Кинетостатическое исследование роликового кантователя прокатного стана.....	211
VI. НОВЫЕ ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ И СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ.....	214
Зыбенко Г.А.	
Управление скоростью асинхронного двигателя.....	214
Михайлов А.А.	
Синтез микроконтроллерных регуляторов по аналоговому прототипу...	217
Ненашев А.М.	
Противонакопление микроконтроллерных интегрирующих регуляторов асинхронных электроприводов.....	220
Сковыро Д.В.	
Фаззи управление технологическим процессом через исполнительные электроприводы.....	222
Степанов С.М.	
Математическая модель асинхронного двигателя в естественных координатах.....	225
Сидоров Н.В.	
Использование подхода MVC (MODEL VIEW CONTROLLER) для синтеза корпоративных приложений в среде WEB.....	229

Гусев М.М., Фисенко А.И. Система единого пользовательского интерфейса для персональных устройств.....	232
Поляков А.А. Автоматизированная информационная система распознавания автомобильных номеров на территории СибГИУ.....	235
Барсукова М.В. Исследование устойчивости и реактивности спектральных, статистических и нелинейных показателей сложных структур временных рядов вариабельности ритмов сердца у лиц с рисками обмороков.....	238
Семёнова Е.А. Анализ эффективности подсистемы «Оперативное управление проблемами».....	241
Гущин И.С. Анализ достоинств и проблем внедрения протокола IPv6.....	244
Головин Д.И. SCADA-системы как основной инструмент создания программного обеспечения систем автоматического управления.....	247
Чабан Д.С. Сравнительный анализ надежности установок контроля прямолинейности рельсов.....	251
Шестаков А.А. Автоматизированная система контроля качества ферросилиция.....	254
Зимин А.В., Селезнев А.А. Об аналогии механизмов управления жизненным циклом информационно-технологических и энергосберегающих сервисов.....	258
Макаров Г.В., Буркова Е.В. Моделирование временных рядов данных с заданными статистическими свойствами.....	261

НАУКА И МОЛОДЕЖЬ: ПРОБЛЕМЫ, ПОИСКИ, РЕШЕНИЯ**ЕСТЕСТВЕННЫЕ И ТЕХНИЧЕСКИЕ НАУКИ****Часть II**

*Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов
и молодых ученых*

Выпуск 16

Под общей редакцией Мышляева Л.П.

Технические редакторы Ознобихина С.П.
Морина Г.А.

Компьютерная верстка Морина А.С.

Издательская лицензия № 01439 от 5.04.2002 г.

Подписано в печать _____

Формат бумаги 60-84 1/16. Бумага писчая, ризография.
Усл.печ.л. 16,04 Уч.-изд.л. 17,4 Тираж 300 экз. Заказ № _____

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Сибирский государственный индустриальный университет»
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42
Издательский центр СибГИУ