

ВЕСТНИК

**Магнитогорского государственного
технического университета им. Г. И. Носова**

№ 1 (17) март 2007 г.

Журнал включен в Реферативный журнал и Базы данных ВИНТИ, а также в Перечень ведущих рецензируемых научных журналов и изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученых степеней кандидата и доктора наук (vak.ed.gov.ru). Электронные версии журнала размещаются на сетевом ресурсе Научной Электронной Библиотеки в сети Интернет.

Издается с марта 2003 года

Редакционная коллегия:

Главный редактор:

Б.А. Никифоров – проф., д-р техн. наук.

Заместители:

Г.С. Гун – проф., д-р техн. наук;

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

Члены редколлегии:

В.А. Бигеев – проф., д-р техн. наук;

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

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

В.М. Колокольцев – проф., д-р техн. наук;

С.И. Платов – проф., д-р техн. наук;

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

© ГОУ ВПО «МГТУ», 2007

Подписку можно оформить по общему каталогу изданий органов научно-технической информации «Почта России», подписной индекс журнала 73849 – для предприятий, 73856 – для индивидуальных подписчиков, либо приобрести непосредственно в редакции.

Адрес редакции:

455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38

Тел.: (3519) 29-85-17

Факс (3519) 22-41-46

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

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

Отпечатан на полиграфическом участке МГТУ.

Подписано к печати 19.03.2007.

Заказ 224. Тираж 500 экз.



СОДЕРЖАНИЕ

Разработка полезных ископаемых	3	для повышения служебных свойств продукции и результативности технологии	60
<i>Мельников И.Т.</i> Математическое описание технологии возведения намывных хвостохранилищ равнинного и нагорного типов	3	<i>Моллер А.Б., Тулунов О.Н., Лимарев А.С., Назаров Д.В.</i> Концепция построения современных моделей прокатки на сортовых станах.....	64
<i>Ивашов Н.А.</i> Обоснование способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров	9	<i>Урмаицких А.В., Шемишурова Н.Г.</i> Совершенствование конструкции и развитие технологии производства гнутых профилей повышенной жёсткости.....	67
<i>Айнбиндер И.И., Калмыков В.Н., Романько Е.А.</i> Пути снижения потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород ..	14	<i>Денисов С.В.</i> Разработка и освоение технологии производства рулонного проката повышенной прочности для изготовления труб	70
<i>Илимбетов А.Ф., Рыльникова М.В., Власов С.И.</i> Обоснование параметров технологии разработки открыто-подземного яруса при комплексном освоении медно-колчеданных месторождений	18	Технологии метизного производства	74
<i>Галиев С.Ж., Бояндинова А.А., Бояндинова Ж.А., Шабельников Е.А., Жусупов К.К., Ташишев Е.Н.</i> Комплексный подход к оценке эффективности организации горнотранспортных работ на открытых разработках	24	<i>Корчунов А.Г., Чукин В.В., Лебедев В.Н., Семенов В.Е., Слабожанкин Е.А.</i> Проектирование ресурсосберегающих режимов производства калиброванной стали для пружинных клемм.....	74
<i>Калмыков В.Н., Зубков А.А.</i> К вопросу повышения интенсивности отработки месторождений системами с закладкой выработанного пространства	28	<i>Закиров Д.М., Зоннтаг Б., Добровольский П.-Р., Юзикис П.</i> Опыт цинкования крепежных изделий в цианистых и кислых электролитах в ОАО «БелЗАН»	76
<i>Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г., Караулов А.Г.</i> Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья	31	Проблемы трибологии	80
Металлургия черных, цветных и редких металлов	36	<i>Анциупов А.В., Анциупов В.П., Анциупов А.В. (мл.), Налимова М.В., Губин А.С.</i> Методика прогнозирования надежности и оценка износостойкости деталей узлов трения металлургического оборудования	80
<i>Бигеев В.А., Агапитов Е.Б., Ерофеев М.М., Захаров И.М., Самойлин С.А.</i> Результаты обработки расплава стали на агрегате ковш-печь с полыми электродами.....	36	Материаловедение и литейное производство	84
<i>Никифоров Б.А., Бигеев В.А., Пантелеев А.В., Ушеров А.И.</i> Расширение шихтовой базы плавки стали в дуговых электропечах	38	<i>Ри Э.Х., Дорофеев С.В., Комков В.Г.</i> Исследование влияния продолжительности облучения расплава наносекундными электромагнитными импульсами (НЭМИ) на структурообразование и элементно-фазовый состав оловянистой бронзы	84
<i>Зиятдинов М.Х., Шатохин И.М., Бессмертных А.С., Коротких В.Ф., Кутищев А.В., Годына Е.П., Манашев И.Р., Букреев А.Е.</i> Производство азотированного ферросилиция в режиме горения.....	41	<i>Илларионов И.Е., Столяров А.М.</i> Исследование влияния электрических сил формовочных материалов на формирование физико-механических и технологических свойств смесей.....	88
<i>Вдовин К.Н., Точилкин В.В., Семенов М.В., Русаков А.Н.</i> Рафинирование металла в промежуточном ковше	43	<i>Колокольцев В.М., Петровичко Е.В., Воронков Б.В.</i> Особенности формирования структуры белых чугунов и их классификация	97
Обработка металлов давлением	47	Экономика, управление и рынок продукции	106
<i>Трофимов В.Н.</i> Модель накопления поврежденности при пластической деформации	47	<i>Кельчевская Н.Р., Медяник Ю.А.</i> Интеграция предприятий металлургии: причины и результаты.....	106
<i>Экк А.Е., Шеркунов В.Г.</i> Поведение заготовки и формоизменение металла при непрерывном равноканальном угловом прессовании с радиусами в углах пересечения канала	50	Технологии производства продуктов питания ..	109
<i>Румянцев М.И., Шубин И.Г., Носенко О.Ю.</i> Конструирование модели для расчета температуры низколегированных сталей при прокатке на ШСГП	54	<i>Варламова И.А., Калужина Н.Л.</i> Применение оптических методов для определения витамина Е в продуктах питания.....	109
<i>Сеничев Г.С., Шмаков В.И., Виер И.В., Квасов Д.В., Салганик В.М., Песин А.М., Жлудов В.В.</i> Проблемы оптимизации структуры разветвляющегося технологического потока горячекатаного проката ОАО «ММК»	58	<i>Коляда Л.Г., Катюшенко О.М., Салихова Л.Р.</i> Изучение защитных свойств комбинированных упаковочных материалов	110
<i>Румянцев М.И., Завалищин Г.А., Орлов Н.Б.</i> Моделирование элементов производства листовых стали с пониженным содержанием углерода		Экология металлургической отрасли	113
		<i>Медяник Н.Л., Гиревая Х.Я.</i> Извлечение ионов меди из сточных вод с помощью осадителей-восстановителей	113
		Рефераты	115
		Сведения об авторах	123

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.004.4

И. Т. Мельников

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВОЗВЕДЕНИЯ НАМЫВНЫХ ХВОСТОХРАНИЛИЩ РАВНИННОГО И НАГОРНОГО ТИПОВ

В современных условиях на каждого жителя планеты ежегодно приходится 45 т добываемого сырья, которое перерабатывается в продукты потребления с использованием 800 т свежей воды, 2,5 кВт мощности и отторжения 2 м² поверхности земли [1]. Только 2% добываемых твердых полезных ископаемых используются человечеством, остальные складываются в накопителях промышленных отходов. Для складирования отходов горно-обогатительного производства, обеспечения обогатительных фабрик оборотной технологической водой предназначены хвостохранилища, которые никогда не были статьёй дохода, а наоборот, требовали изъятия значительных площадей земель и являлись источниками загрязнения воздушного и водного бассейнов. Хвостохранилища занимают значительные площади: на Оленегорском горно-обогатительном комбинате (ГОКе) – 13,5 км², Ковдорском – 9,4 км², Костомукском – 43,2 км², Лебединском – 20,0 км², Михайловском – 9,6 км², Качканарском – 25 км². Около половины этих площадей занимают прудки-отстойники, в которых в общей сложности находится в обороте более 12 млрд м³ технической воды, так как запасы технологической воды на каждом ГОКе должны обеспечивать 10–15-суточные потребности обогатительных фабрик.

В отечественной и зарубежной практике наиболее широко распространены хвостохранилища намывного типа, требующие меньших капитальных и эксплуатационных затрат по сравнению с наливными. По мере наращивания хвостохранилищ поднимаются и прудки-отстойники, накапливая огромную потенциальную энергию и превращаясь в «бомбы замедленного действия». Прорыв вод из прудков-отстойников приводит к крупнейшим авариям на хвостохранилищах (1965 г. – Чили, рудник Эль-Кобре; 1972 г. – США, разрез Буффало-Крик; 1979 г. – Россия, Сорский молибденовый комбинат; 1999 г. – Россия, Качканарский ГОК), которые сопровождаются и человеческими жертвами, и значительными загрязнениями природной среды [2]. Основные причины катастрофического разрушения ограждающих дамб заключаются в недостаточном обосновании технологических параметров, проседании намывного массива из-за таяния криогенных конкреций, сейсмических колебаний, волнового воздействия со стороны верхнего бьефа, перелива воды через гребень дамб при необоснованной интенсивности возведения хвостохранилищ и других факторов.

В практике проектирования и эксплуатации хвостохранилищ возникает необходимость определения основных технологических параметров: удельных (на 1 м периметра хранилища) технологических и геометрических объемов как поярусных, так и суммарных, интенсивности возведения отвала (высоты намываемого яруса), коэффициента заполнения хвостохранилищ в зависимости от их конструктивных параметров и технологии намыва, рельефа местности, а также количества и свойств складываемого материала [3, 4]. Как правило, основные технологические параметры намывных хвостохранилищ принимаются постоянными и не учитывается динамичность работы горно-обогатительных комплексов и изменчивость конъюнктуры рынка на производимую продукцию. По мере заполнения хвостохранилищ равнинного типа периметр (длина) намывного фронта с каждым годом уменьшается, а для нагорного – возрастает. Количество складываемых хвостов может изменяться в зависимости от колебаний содержания полезных компонентов в исходной руде и объёмов её переработки, совершенствования обогатительного производства, требований рынка по качеству и количеству готовой продукции.

Площадь и форма земельного отвода под хвостохранилище, предельная высота намыва и проектная вместимость накопителя рассчитываются или задаются на первоначальной стадии проекта. Решение задачи по определению интенсивности возведения хвостохранилищ, длины фронта намыва и протяженности распределительных пульпопроводов является актуальной научно-производственной проблемой, так как позволяет прогнозировать на стадии проектирования и корректировать по ходу

заполнения основные технологические параметры накопителей промышленных стоков, обеспечивая их устойчивую работу в динамически изменяющейся системе.

Технология возведения намывных хвостохранилищ в климатических условиях России состоит из нескольких этапов. Первоначально возводится пионерная (насыпная) дамба из местных или привозных материалов (рис. 1). Затем наступает наливная стадия заполнения накопителя, когда пульпа подается на ложе хвостохранилища и происходит процесс накопления хвостов, из которых в дальнейшем возводятся дамбы обвалования и продолжается намывной процесс возведения хвостохранилищ. В летний период по всему периметру хвостохранилища возводится дамба обвалования на высоту, обеспечивающую годовой объем складирования хвостов, и на зимний период поднимается уровень воды в прудке-отстойнике, чтобы не допустить его промерзания и обеспечить бесперебойную работу системы обратного водоснабжения.

Необходимо отметить, что у хвостохранилищ равнинного типа, в отличие от нагорного и овражно-пойменного, всегда неизбежны две очереди намывного периода: первая – когда часть отходов производства еще укладывается на материнское основание накопителей промышленных стоков (см. рис. 1, ярус 1 и 2), вторая – когда все хвосты размещаются на искусственное основание, то есть на уже ранее намытые отходы (ярусы 3, 4 и др.). Разделом, или границей, обеих очередей намыва, является пунктирная линия 6–14.

Примем за ось ординат вертикаль, а за ось абсцисс – горизонталь, проведенные через нижнюю бровку внешнего откоса пионерной дамбы (см. рис. 1). Обозначим через $M = \text{ctg } \alpha$, $m_0 = \text{ctg } \alpha_0$, $m_1 = \text{ctg } \alpha_1$, $m_2 = \text{ctg } \alpha_2$, $m_3 = \text{ctg } \alpha_3$, $m = m_4 = \text{ctg } \alpha_4$; соответственно коэффициент заложения наружного откоса намывной части хранилища, его основания (ложа), внешнего и внутреннего откосов насыпной дамбы, внешнего и внутреннего откоса дамбы обвалования и надводно-подводного пляжа хранилища; i – порядковый номер яруса; n – общее количество ярусов дамб обвалования в хранилище; h_0, b_0 – высота и ширина бермы пионерной дамбы, м; h_i, b_i – высота и ширина бермы дамбы обвалования i -го яруса, м; $\sum h_{i1}, \sum h_{i2}$ – высота 1-й и 2-й очереди намывной части отвала, м; B, L – ширина и длина основания (дна) хранилища прямоугольной формы или P – периметр земельного отвода любой формы, м; $\sum h_i, h_0 + \sum h_i$ – соответственно суммарная высота намывной части гидроотвала и общая высота, м.

Возьмем произвольный i -й ярус. Площадь в плоскости чертежа между его контурно-граничными линиями разобьем на множество элементарно малых площадок с основанием Δx и текущей высотой y_k . Неограниченное увеличение количества элементарных площадок позволяет определить интегрированием удельный поярусный объем, который численно равен площади (см. рис. 1):

$$V_i = S_i \lim_{N \rightarrow \infty} \sum_{k=1}^{k=N} y_k \Delta x \int_1^4 (\bar{y}_6 - y_n) dx, \tag{1}$$

где y_6, y_n – текущие ординаты верхних и нижних контурных границ грунтового массива в i -ом ярусе; N – число сегментов технологических объемов намывных хвостохранилищ (насыпной, наливной, намывной) 1 и 2 очередей.

Особо следует отметить, что на стадии проектирования определяется устойчивая высота хвостохранилища $H_{уст}$ с учетом физико-механических свойств хвостов в теле ограждающих дамб и пород тела основания, положения депрессионной кривой, гидростати-

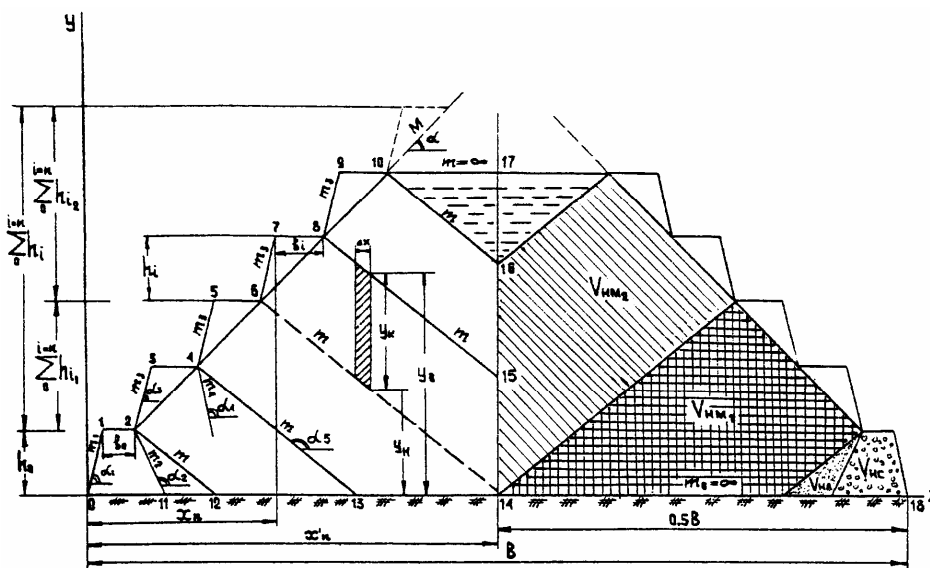


Рис. 1. Расчетная схема технологических параметров намывных хвостохранилищ равнинного типа

ческого и гидродинамического давления фильтрационного потока и должно выполняться условие $h_o + \sum h_i \leq H_{уст}$. Основные технологические показатели намывных хвостохранилищ равнинного типа определяются формулами, приведенными ниже.

После интегрирования выражения (1) с учетом граничных пределов и необходимых алгебраических преобразований искомый удельный поярусный технологический объем отходов, который можно уложить на надводно-подводный пляж любого возводимого i -го яруса хранилища, можно записать в окончательном виде:

$$V_i = 0,5(a - d + Ae) \left(\sum_{i=0}^{i=n} h_i - \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right)^2 + \left\{ f + (1-A)g + b[1-c(1-A)] \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right\} \cdot \left(\sum_{i=0}^{i=n} h_i - \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right). \quad (2)$$

Предельную или граничную высоту первой очереди намывного периода и критический порядковый номер яруса, который является границей раздела первой и второй очередей намывного периода эксплуатации хвостохранилища с постоянной высотой яруса $h_i = const$, следует определять по формулам:

$$\sum_0^{i=n} h_{i1zp} = [0,5B - (m + m_1)h_o - b_o] (m + m)^{-1}; \quad n_{kp} = [0,5B - (m + m_1)h_o - b_o] \cdot [(m + M)h_i]^{-1}. \quad (3)$$

Если суммарная высота намывной части хранилища равна или меньше предельно-граничной высоты первой очереди намыва, т.е. при $\sum h_i \leq \sum h_{i1zp}$, то $A = 1$; если $\sum h_i > \sum h_{i1zp}$, то $A = 0$.

Зная годовую производственную мощность эксплуатируемого объекта по отходам (массовую или объемную G, V), их плотность ν и пористость Π , а также длину разводящего замкнутого пульпопровода (периметр намывного фронта любого возводимого i -го яруса хранилища P_i), можно найти массу или объем золы, хвостов, породы или шлаков, удаляемых с объекта и укладываемых ежегодно на одном метре периметра хранилища по зависимости:

$$G_o = GP_i^{-1} \text{ или } V_o = G \left\{ \nu(1 - \Pi) 2 \left[B + L - 4 \left(m_1 h_o + b_o + M \sum_0^{i=n-1} h_i \right) \right] \right\}. \quad (4)$$

Длина фронта при намыве каждого яруса для горизонтального хвостохранилища определяется по формуле:

$$P_i = 2 \left[B + L - 4 \left(m_1 h_o + b_o + M \sum_0^{i=n-1} h_i \right) \right]. \quad (5)$$

Так как высота намываемого яруса определяется из расчета размещения заданного объема грунта в хвостохранилище за определенный период времени, то после совместного решения уравнений (2) и (4) получим аналитическое выражение для вычисления годовой интенсивности возведения накопителя:

$$h_i = \left(\sum_0^{i=n} h_i - \sum_0^{i=n-1} h_i \right) \left\{ \left[f + (1-A)g + b[1-c(1-A)] \sum_0^{i=n-1} h_i \right]^2 + (a-d+ Ae)G \left[\nu(1-\Pi) \left(K - 4M \sum_0^{i=n-1} h_i \right) \right]^{-1} \right\}^{1/2} - \left\{ f + ((1-A)g + b[1-c(1-A)] \sum_0^{i=n-1} h_i) \right\} \cdot (a-d+ Ae)^{-1}, \quad (6)$$

где $K = B + L - 4(m_1 h_o + b_o)$; a, b, c, d, e, f, g – постоянные параметры, учитывающие технологию возведения и конструктивные параметры хвостохранилищ, определяются по формулам; C, E, F – постоянные коэффициенты, равные 0 или 1; A – постоянный коэффициент, равный $\pm 1,0$.

Основные технологические показатели намывных хвостохранилищ нагорного типа определяются по зависимостям:

$$V_i = \frac{1}{2} \left[M - m_3 + \frac{(m + M)(m_0 - M)}{m + m_0} \right] \left(\sum_{i=0}^{i=n} h_i - \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right)^2 + \frac{m + M}{m + m_0} \left[(m_0 - m_1)h_0 - b_0 + (m_0 - M) \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right] \left(\sum_{i=0}^i h_i - \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right). \tag{10}$$

$$h_i = \left(\sum_{i=0}^{i=n} h_i - \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right) b^{-1} \left[\sqrt{\left(c + a \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right)^2 + 2bV_0} - \left(c + a \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right) \right]. \tag{11}$$

$$V_T = V_{HC} + V_{HL} + V_{HM} = (m_0 + m_2)^{-1} \left\{ A(m_0 - m_1) \left[0,5(m_1 + m_2)h_0^2 + b_0h_0 \right] - 0,5Ab_0^2 + 0,5(m - m_2)(m + m_0)^{-1} \left[(m_0 - m_1)h_0 - b_0 \right]^2 \right\} + (m + M)(m + m_0)^{-1} \left[(m_0 - m_1)h_0 - b_0 + 0,5(m_0 - M) \sum_{i=0}^{i=n} h_i \right] + 0,5(M - m_3) \sum_{i=0}^{i=n} (h_i)^2. \tag{12}$$

Длина фронта намыва каждого яруса хвостохранилища нагорного типа определяется по зависимости:

$$P_i = L - 2 \left(M \cdot \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i + b_0n \right) + 2m_0(1 + m)^{-1} \left[(m + m_1)h_0 + b_0 + (m + M) \sum_{i=0}^{i=n-1} h_i \right]. \tag{13}$$

Коэффициент заполнения хвостохранилищ определяется как отношение суммы удельных технологических объемов наливной и намывной частей к сумме их удельных геометрических объемов и характеризует степень заполнения внутренней его чаши твердыми отходами, ибо гидравлическим способом нельзя заполнить отвал по всей его площади до отметки гребня последней ограждающей дамбы обвалования из-за наличия водоема для обеспечения осаждения мельчайших частиц и осветления поступающей в него пульпы и создания возможности подледного намыва в зимний или морозный период.

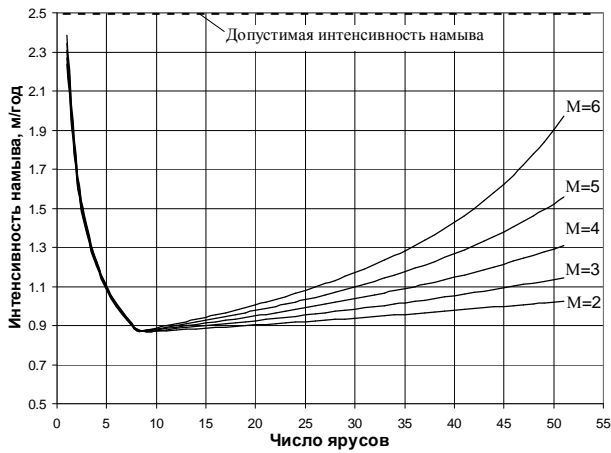
$$K = \frac{(V_{HL} + V_{HM})_m}{(V_{HL} + V_{HM})_{m=\infty}}. \tag{14}$$

Пусть требуется рассчитать для II отсека хвостохранилища ССГОКа годовые высоты ярусов и общую его высоту, а также удельный поярусный и суммарные технологические и геометрические объемы хранилища и его коэффициент заполнения отходами по следующим производственным, конструктивным, физико-механическим и технологическим данным: $G=12,4$ млн т отходов в год; $\Pi=0,46$; $\gamma=3,2$ т/м³; $h_0=4$ м; $b_0=8$ м; $M=5$; $m_1=2,5$; $m_2=3$; $m_3=2$; $m_4=2$; $m=57,3$; $m_0=\infty$; $n=50$; $B=1470$ м; $L=3218$ м. Для равнинных хвостохранилищ были выполнены расчеты основных технологических параметров при изменении коэффициента заложения внешнего M от 2 до 6, а для нагорных изменяли угол наклона основания к горизонту от 1° до 9°. Результаты расчетов приведены на рис. 3.

Анализ полученных результатов для равнинных намывных хвостохранилищ показывает, что в период первой очереди намыва интенсивность намыва снижается от 2,4 до 0,75 м и по мере наращивания начинает возрастать для второй очереди намыва до 1,6 м. Выполаживание внешних откосов ограждающих дамб приводит к увеличению интенсивности намыва.

Для нагорных же хвостохранилищ интенсивность намыва очень высока и растет с увеличением наклона площадки к горизонту. При допустимой интенсивности намыва (ДИН) не более 2,5 м/год за первые пять лет эксплуатации высота яруса может составлять 4–17 м при изменении α_0 от 1° до 9°, что предопределяет необходимость увеличения принятой в проекте длины L или высоты h_0 пионерной дамбы. По мере дальнейшей эксплуатации интенсивность намыва плавно снижается до 0,5 м. Принятое в проекте постоянное значение высоты яруса, равное 1 м, не подтвердилось практикой эксплуатации II отсека хвостохранилища ССГОКа.

Равнинные



Нагорные

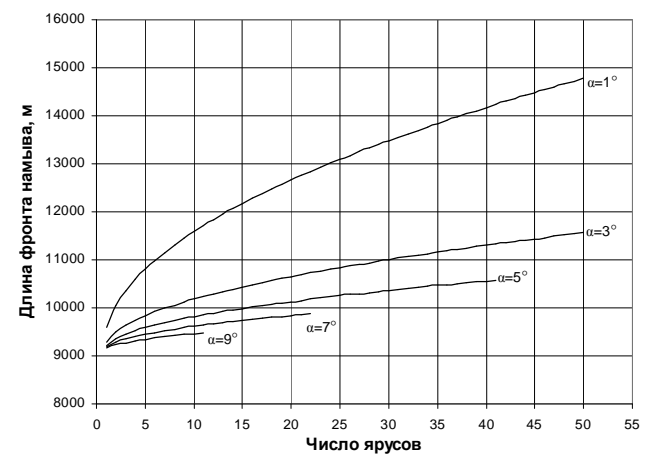
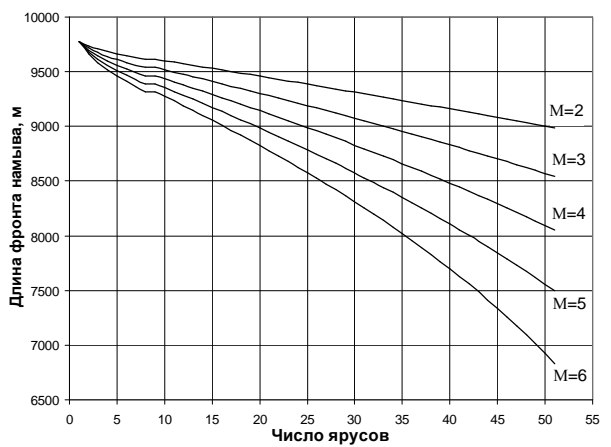
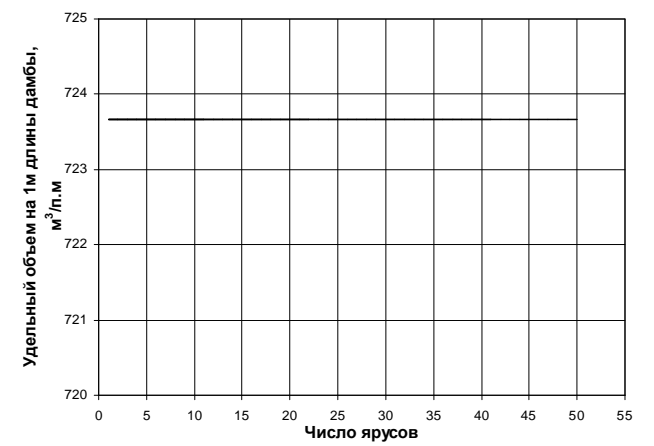
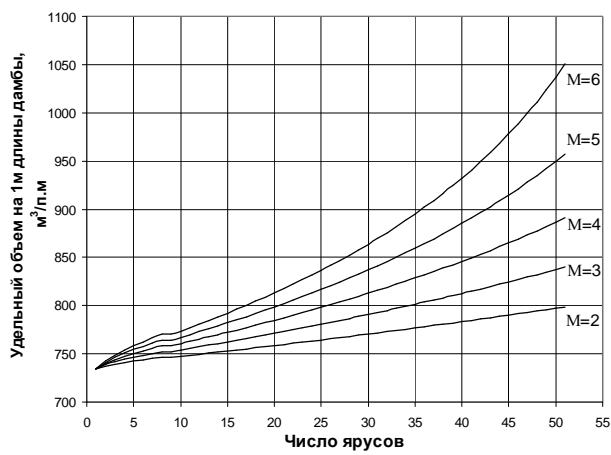
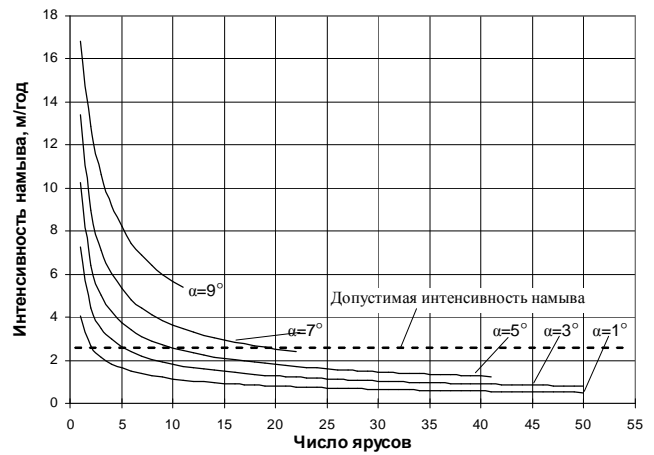


Рис. 3. Зависимости годовой высоты яруса или интенсивности намыва h_i , удельного поярусного годового технологического объёма хвостов V_i и длины фронта намыва P_i от порядкового номера возводимого яруса или года эксплуатации хвостохранилищ при принятой условно устойчивой высоте $H_{уст.} = 100$ м

Принятая в проекте постоянная интенсивность намыва 1 м может привести к нарушению устойчивой эксплуатации хвостохранилищ или аварийной ситуации – прорыву ограждающих дамб. Удельные годовые объемы хвостов для равнинных хвостохранилищ возрастают по мере эксплуатации и увеличения коэффициента заложения внешнего откоса M , а для нагорных остаются постоянными. Длина фронта намыва для рассматриваемого примера у равнинного хвостохранилища уменьшается, а нагорного типа возрастает. Поэтому при проектировании нагорных хвостохранилищ следует предусматривать ежегодное увеличение длины разводящих пульпопроводов. На основе математической модели технологии возведения намывных хвостохранилищ различных типов разработана программа, которая позволяет оперативно прогнозировать основные технологические параметры хвостохранилищ и корректировать проектные решения с учетом изменения ежегодных объемов складирования хвостов и технологии намыва, зависящая от количества и консистенции подаваемой пульпы, определяющих величину уклона надводного пляжа. Программный продукт может быть использован проектировщиками, эксплуатационниками и при подготовке инженеров-гидротехников.

Библиографический список

1. Юсфин Ю.С., Карабасов Ю.С., Карпов Ю.А. и др. Ресурсосбережение и экология в металлургии // Научные школы. МИСиС – 75 лет. М.: МИСиС, 1997. С. 272–283.
2. Антоненко Л.К., Зотеев В.Г., Морозов М.Г. Наземные хвостохранилища каскадного типа как реальные источники техногенных катастроф. Причины и следствия Качканарской аварии // Горный журнал. 2000. № 10. С. 49–52.
3. Трубецкой К.Н., Уманец В.Н., Никитин М.Б. Классификация техногенных месторождений, основные категории и понятия // Горный журнал. 1989. № 12. С. 6–9.
4. Евдокимов П.Д., Сазонов Г.Т. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. М.: Недра, 1978. 439 с.

УДК 622.2

Н. А. Ивашов

ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ ЗАПАСОВ ЗА ПРЕДЕЛЬНЫМ КОНТУРОМ КАРЬЕРОВ

В результате освоения крутопадающих месторождений открытым способом остаются запасы, расположенные за предельным контуром, доработка которых наиболее экономична подземным способом. Анализ практики отработки запасов, расположенных за пределами контуров карьеров, показывает, что наибольшее число рудников, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на предприятия по разработке руд цветных металлов и алмазов – более 60%. При этом 60–65% рудников осуществляют отработку запасов, находящихся ниже отметки дна карьера, 15–18% – в бортах карьеров и около 25% – удаленных от карьера отдельно расположенных залежей или участков месторождений. Одним из наиболее важных вопросов при комбинированной разработке месторождений является вскрытие запасов за контуром карьера.

Открытый и подземный способы разработки запасов месторождений комбинированной технологией предполагает создание единой системы вскрытия и подготовки, увязанных во времени и пространстве. При этом предусматривается размещение основных вскрывающих выработок с уче-

том развития горных работ, что позволяет существенно снизить капитальные и эксплуатационные расходы предприятий. Карьерные транспортные системы и сам карьер должны рассматриваться как вскрывающие выработки. Вскрывающие подземные выработки могут быть использованы не только для освоения запасов подземных горизонтов, но и для вскрытия глубоких горизонтов карьера.

Отказ от двух самостоятельных систем вскрытия карьерных и внекарьерных запасов в пользу применения общего варианта с комплексной увязкой технологий открытых и подземных работ и единым планом горных работ по освоению запасов месторождений расширяет область эффективного применения комбинированной технологии и позволяет избежать негативных последствий переходного периода при рассмотрении их в отдельных проектах.

Однако в настоящее время не разработаны способы вскрытия за предельным контуром карьера для условий комбинированной отработки месторождений, увязывающие системы вскрытия на всех этапах освоения месторождения, не определены области эффективного при-

менения каждого из вариантов. Существенно упростило бы процесс выбора и проектирования способов вскрытия и подготовки дорабатываемых запасов формулирование основных методических положений по обоснованию проектируемых параметров систем вскрытия.

Для этого были разработаны 6 базовых способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров, учитывающие особенности расположения запасов относительно контура карьера (рис. 1–3), и проведена их оценка с использованием экономико-математических моделей. В качестве оценочного критерия принят чистый дисконтированный доход согласно методическим рекомендациям по оценке эффективности инвестиционных проектов и их отбору для финансирования (М., 1994).

В процессе моделирования был рассмотрен достаточно широкий диапазон горно-геологических условий и технологических параметров месторождений и рудников по глубине, ценности руд, величине запасов, производительности, удаленности запасов от карьерного пространства, вариантам инвестирования.

Так, глубина карьера изменялась от 50 до 400 м, производственные мощности предприятия – от 0,25 до 2 млн т/год, глубина простираения запасов дна карьера – до 400 м, удаленность изолированных залежей от контура карьера – до 3 км, содержание полезных компонентов – от 3 до 7% условной меди. Срок строительства рудника находился в зависимости от производственной мощности рудника, а объемы погашаемых запасов – по сроку существования рудника и производительности.

Была проведена оценка и сравнение способов вскрытия для следующих горнотехнических и горно-геологических условий. Так, для запасов в бортах карьеров сравнивались показатели по вариантам вскрытия из карьерного пространства штольными (модель 1) и наклонными стволами (модель 2), с помощью наклонных стволов с поверхности, оборудованных автомобильным подъемом (модель 4), вертикальных – с клетьевым (модель 5) и скиповым подъемами (модель 3), использования карьера для строительства подземных горизонтов (модель 6).

Результаты расчетов сравнительного дисконтированного эффекта для различных значений влияющих факторов приведены в виде графических зависимостей дисконтированного эффекта от глубины карьера, глубины расположения

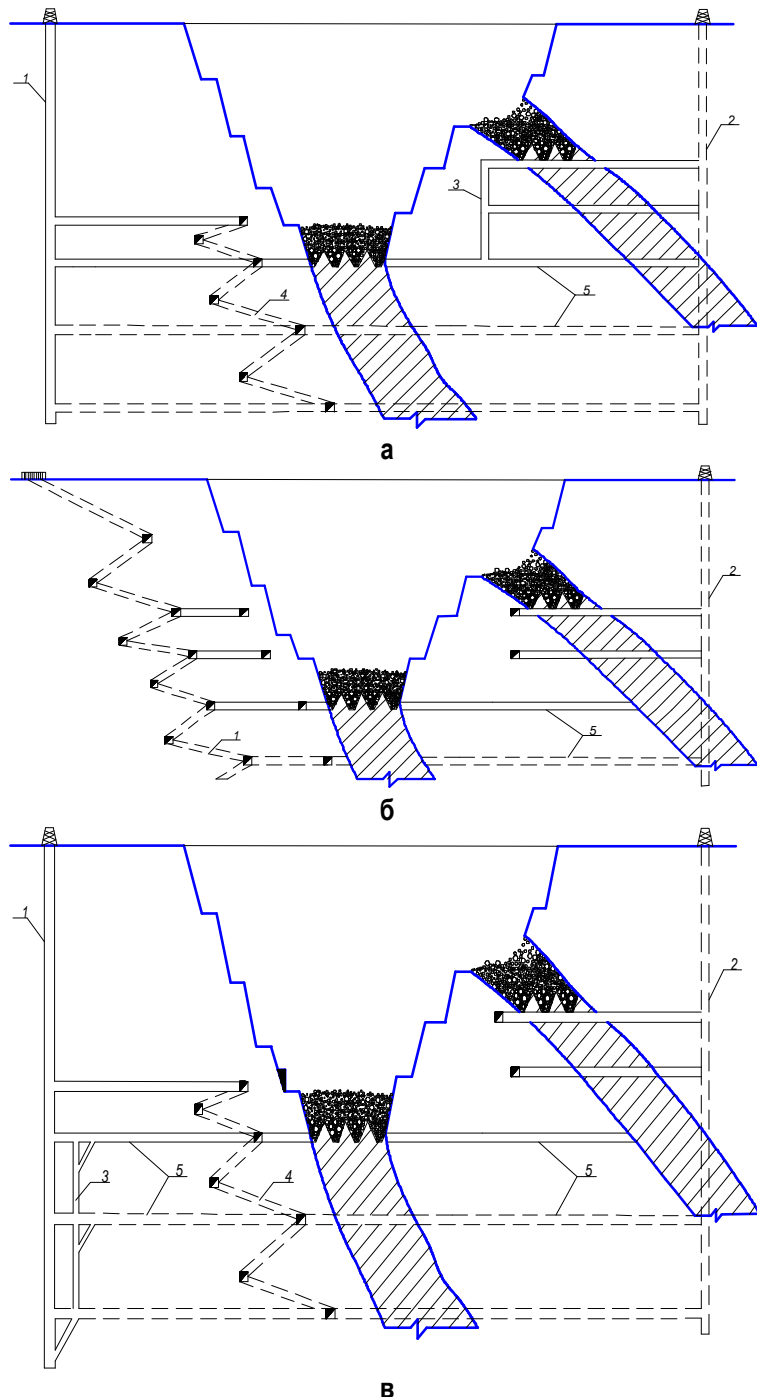


Рис. 1. Варианты вскрытия запасов за пределами контуров карьера с поверхности рудовыдачными стволами:
а – клетьевым; **б** – автомобильным; **в** – скиповым;
 1 – рудовыдачной ствол; 2 – вентиляционный;
 3 – рудоспуск; 4 – автомобильный уклон; 5 – квершлаг

запасов и удаленности от борта карьера для приведенного содержания полезного компонента 3 и 5% и производительности рудника от 0,5 до 2 млн т руды в год на **рис. 4, 5**.

Анализ полученных результатов и сравнения вариантов вскрытия позволяет сделать следующие выводы.

При расположении запасов в бортах карьера глубиной до 500 м каждый из рассмотренных вариантов вскрытия – вскрытие из карьера штольнями, автомобильными наклонными стволами с поверхности, вертикальными клетьевыми и скиповыми стволами – имеют свою рациональную область применения. Так, автотранспортные уклоны с поверхности эффективны, по сравнению с остальными вышеперечисленными вариантами вскрытия, только при небольшой глубине расположения запасов от поверхности (200–250 м) и производительности рудника до 0,5 млн т/год (см. **рис. 1–3**). С увеличением глубины работ (>300 м) эффективность вариантов вскрытия автоуклонами снижается, он становится неконкурентным вариантом вскрытия из карьера даже при значительном удалении залежи от борта (до 3 км). Кроме глубины работ существенно отражается на области применения автомобильных уклонов производственная мощность горного предприятия. Как видно из **рис. 1–3**, с ростом объемов добычи в год автоуклоны теряют свои преимущества и уступают вариантам вскрытия штольнями, вертикальными клетьевыми и скиповыми стволами.

Результаты расчетов показывают, что наибольшей эффективностью обладают варианты вскрытия из карьерного пространства с помощью штолен, съездов. Конкурентоспособными варианты вскрытия из карьера, по сравнению с традиционными, становятся только при определенной удаленности залежи от контура карьера и глубине горных работ (см. **рис. 1–3**). В случае прилегания запасов к бортам карьера и удалении от борта до 1–2 км вскрытие из карьера штольнями является более предпочтительным по сравнению с традиционными вариантами с помощью стволов с поверхности, и чем ближе запасы к контуру карьера, тем эффективнее использование карьера в качестве вскрывающей выработки.

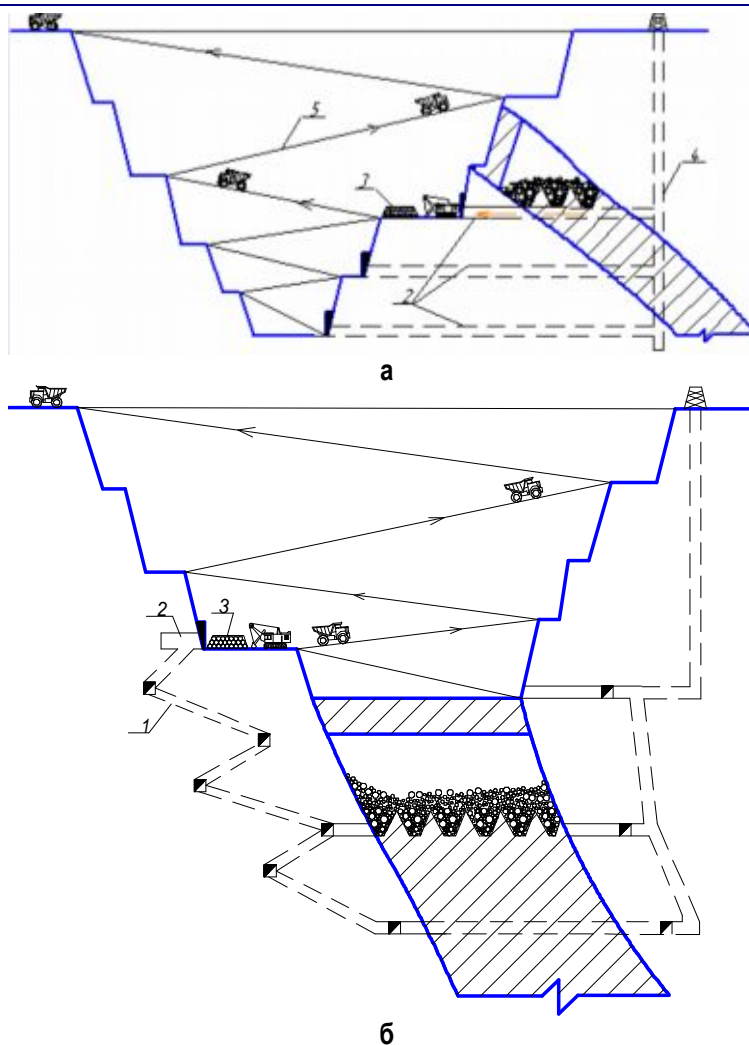


Рис. 2. Варианты вскрытия приконтурных запасов из карьерного пространства:

а – штольнями; б – наклонными стволами;

1 – наклонный ствол; 2 – штольня; 3 – склад рудной массы; 4 – вентиляционный ствол; 5 – карьерный съезд

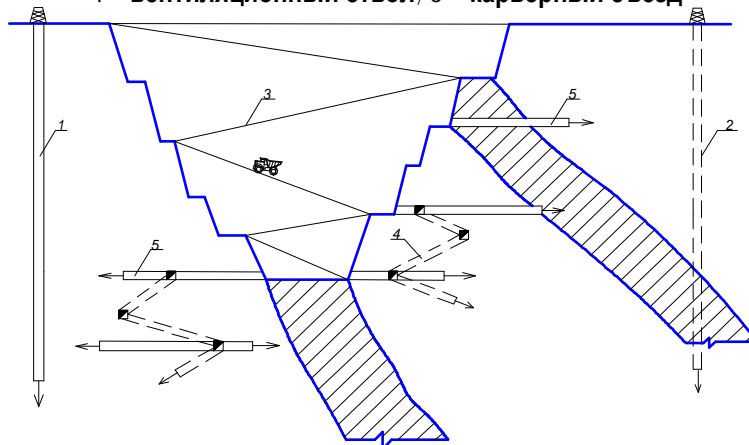


Рис. 3. Схема проведения горно-капитальных выработок для вскрытия приконтурных запасов с использованием карьерного пространства:

1 – рудовыдачный ствол; 2 – вентиляционный ствол; 3 – карьерный съезд; 4 – наклонный ствол; 5 – квершлаг

Содержание полезного компонента в добываемых рудах (ценность) сказывается на величине эффекта, но не отражается на приоритете того или иного варианта. С увеличением извлекаемой ценности преимущества предпочтительного варианта вскрытия и недостатки неэкономичного усиливаются.

Глубина расположения прибортовых запасов от земной поверхности отрицательно сказывается на величине дисконтированного интегрального эффекта по всем сравниваемым вариантам. Особенно значимо это влияние проявляется в вариантах вскрытия автоуклонами с поверхности, в меньшей степени – при использовании клетьевых и скиповых стволов на больших глубинах и практически не отражается при вскрытии штольнями из карьера.

В случае расположения запасов ниже уровня дна карьера экономическая оценка производилась для следующих вариантов вскрытия: автоуклонами с поверхности (модель 4), скиповыми стволами (модель 3), клетьевыми стволами (модель 5). Результаты расчетов интегрального эффекта представлены на рис. 4, 5. По полученным данным можно сформулировать следующие выводы и рекомендации.

Использование автоуклонов, проводимых с поверхности, экономично только при неглубоком расположении придонных запасов (до 200 м). При больших глубинах этот вариант экономически нецелесообразен.

Эффективность вариантов вскрытия придонных запасов с помощью автоуклонов, проводимых из карьера, зависит от глубины карьера, глубины расположения откаточного горизонта от дна карьера и объемов рудной массы, добываемых в год. С ростом глубины карьера, то есть глубины заложения устья рудовыдачного наклонного съезда, наблюдается небольшое (5% на 80 м) снижение дисконтированного эффекта, определяемое увеличением дальности транспортирования рудной массы карьерными самосвалами.

Увеличение глубины расположения откаточного горизонта сопровождается существенным снижением дисконтированного эффекта. Характер уменьшения ЧДД с глубиной аналогичен динамике

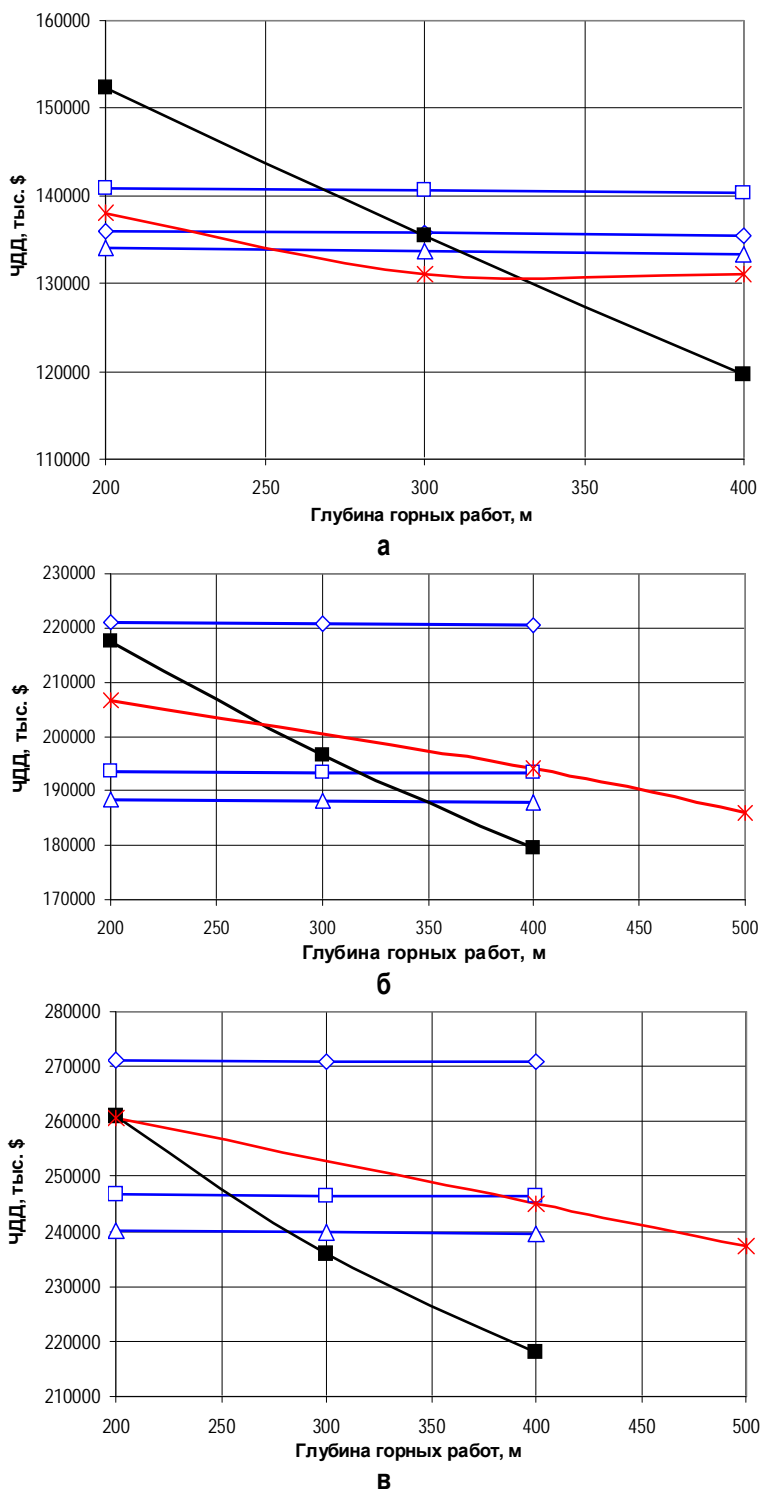


Рис. 4. Графики зависимости ЧДД от глубины разработки для приведенного содержания полезного компонента 3% и вариантов вскрытия штольней, наклонным съездом с поверхности и вертикальным стволом:

- а – производительность рудника 500 тыс.т/год;
- б – 1000 тыс.т/год; в – 2000 тыс.т/год; —◇— штольня 1000 м;
- штольня 2500 м; —△— штольня 3000 м;
- наклонный съезд с поверхности; —*— скиповый ствол

изменения интегрального эффекта для автоуклонов, проводимых с поверхности, поскольку графики зависимостей $E=f(H)$ параллельны (см. рис. 4 и 5).

Производительность откаточного горизонта отражается на величине дисконтированного ЧДД и не изменяет характер зависимости его от глубины расположения вскрываемого горизонта (см. рис. 5).

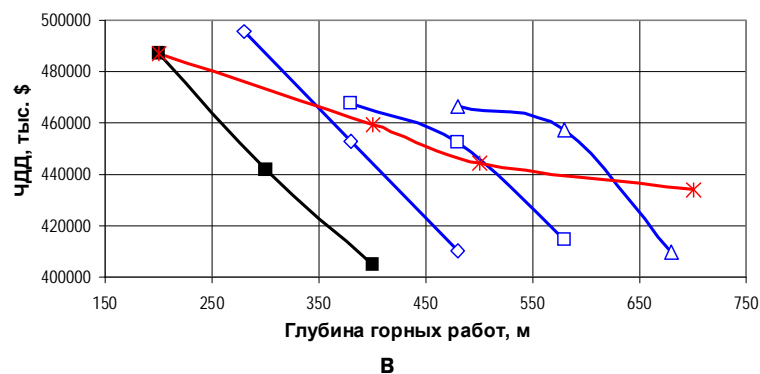
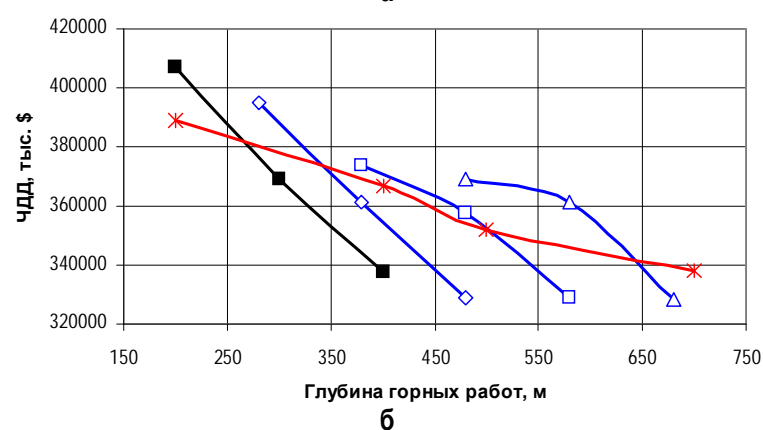
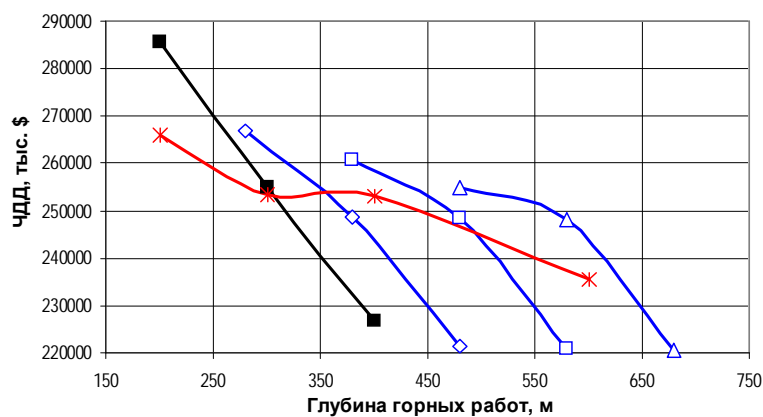


Рис. 5. График зависимости ЧДД от глубины разработки для приведенного содержания полезного компонента 5% и вариантов вскрытия наклонным съездом с поверхности, наклонным съездом из карьера и вертикальным стволом: а – производительность рудника 500 тыс.т/год; б – 1000 тыс.т/год; в – 2000 тыс.т/год; \diamond – наклонник из карьера 200 м; \square – наклонник из карьера 300 м; \triangle – наклонник из карьера 400 м; \blacksquare – наклонный съезд с поверхности; \ast – скиповой ствол

Расчеты показывают, что при глубинах расположения вскрываемых в дне карьера запасов более 200 м наиболее экономичными являются традиционные способы вскрытия с помощью вертикальных клетьевых и скиповых стволов, проводимых с поверхности, причем с ростом глубины карьера и расположения откаточных горизонтов преимущество этих способов, по сравнению с вариантами вскрытия из карьера, увеличивается. Аналогичное влияние оказывает производительность рудника. Как видно из рис. 1–5, разница в объемах ЧДД с ростом глубины и производительности, по сравнению с вариантом вскрытия из карьера, увеличилась.

В том случае, когда использование карьера в качестве главной вскрывающей выработки экономически нецелесообразно, возможно использовать пространство карьера для целей строительства горизонтов подземного рудника, что позволяет сократить сроки строительства рудника за счет совмещения работ по сооружению стволов и подготовке горизонтов к добычным работам, обычно выполняемых последовательно при традиционных способах строительства подземных рудников.

Экономическая целесообразность использования карьера на стадии строительства подземного рудника обеспечивается в том случае, если дополнительные затраты по проведению выработок из карьерного пространства меньше экономии, получаемой за счет сокращения затрат по выдаче пустых пород в карьер, снижения платежей по кредитам, получения прибыли за счет ускоренного ввода рудника в эксплуатацию или начала очистных работ до ввода основной системы вскрытия.

Проведенные расчеты показывают, что использование карьерного пространства сокращает срок строительства рудника на 1–2 года и позволяет получить дополнительный доход по сравнению с традиционными способами строительства рудника в объеме 7–9%.

И. И. Айнбиндер, В. Н. Калмыков, Е. А. Романько

ПУТИ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПРИКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ СИСТЕМАМИ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ РУДЫ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

При комбинированной отработке месторождений в основании и бортах карьеров остаются запасы руды, которые обрабатывать открытым способом не рентабельно. Рудные зоны характеризуются сложной морфологией: невыдержанность контактов, сложные границы выклинивания рудных зон, непостоянность углов падения, растянутость рудных участков по простиранию и высоте бортов. Отработку таких рудных участков ведут подземным или открыто-подземным способами. Производство подземных работ системами с обрушением руды и вмещающих пород обеспечивает вы-

сокую интенсивность освоения запасов и снижение себестоимости добычи руды. При выемке мощных рудных зон, растянутых вдоль борта карьера, формирование пригрузки является необходимым элементом систем разработки с обрушением руды и вмещающих пород, при этом, наряду с изоляцией очистного пространства, пригрузка выполняет функцию обеспечения устойчивости подработанного борта в период выемки запасов подземным способом, в то же время материал пригрузки является дополнительным источником разубоживания, в результате чего показатели извлечения руды снижаются. В качестве материала пригрузки используют скальные породы отвалов, породы принудительного обрушения или самообрушения борта карьера, содержащие большое количество породной мелочи.

Анализ исследований, посвященных выпуску руды под налегающими породами в условиях отработки наклонных залежей, показал, что одной из причин повышенного разубоживания является фильтрация мелких частиц породы в рудную массу при выпуске. Вынужденная подработка породного треугольника, образование мертвых зон при выпуске – причины повышенных потерь и разубоживания руды при отработке наклонных залежей. Отсутствие методики расчета показателей выпуска, учитывающей угол наклона контакта, не позволяет прогнозировать результаты выпуска в условиях отработки наклонных залежей.

С целью разработки мероприятий по снижению разубоживания были проведены исследования по оценке влияния гранулометрического состава пород пригрузки и угла наклона основания блока на показатели извлечения. Для определения показателей извлечения руды при различной крупности материала пригрузки проведено физическое моделирование выпуска руды на эквивалентных материалах с соблюде-

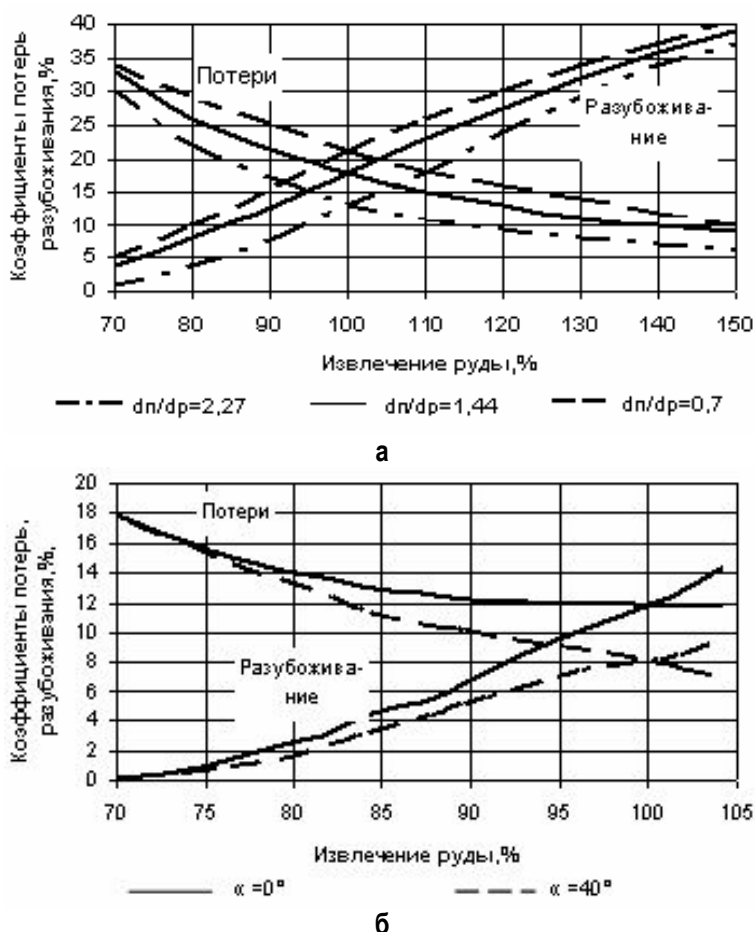


Рис. 1. Графики изменения показателей потерь и разубоживания руды:

а – для различной крупности пригрузки; б – с увеличением угла наклона основания блока с 0° до 40°

нием критериев подобия и граничных условий. Моделировался равномерно-последовательный выпуск руды. Отношение крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды равно 2,27, 1,44 и 0,72. В процессе моделирования рассчитывались показатели потерь и разубоживания руды в блоке. Результаты моделирования выпуска руды под налегающими породами пригрузки при различных значениях отношения крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды представлены на **рис. 1, а**.

Для определения показателей извлечения руды при различных углах заложения основания блока проведено физическое моделирование выпуска руды, которое заключалось в проведении выпуска руды через горизонтальное ($\alpha=0^\circ$) и наклонные ($\alpha=20$ и 40°) основания блока. В модель засыпалась руда, затем порода таким образом, чтобы контакт руды и породы выдерживался параллельным основанию блока и велся равномерно-последовательный выпуск руды. Критериями оценки опытов служили показатели: потерь и разубоживания руды в блоке. Результаты моделирования выпуска руды под налегающими породами при различном угле заложения основания блока представлены на **рис. 1, б**.

Результаты физического моделирования (см. **рис. 1, а**) говорят об уменьшении потерь и разубоживания руды с 20 до 14% с ростом отношения крупности среднего куска породы к крупности среднего куска руды с 0,72 до 2,27.

На основе проведенных исследований установлена зависимость влияния крупности пород и руды в изучаемых пределах на показатели по-

терь и разубоживания: $K_{п.р} = 1,324 - 0,31 \cdot \frac{d_n}{d_p}$,

где d_n – средний размер куска породы, м; d_p – средний размер куска породы, м. В области фильтрации изменение показателей потерь и разубоживания руды подчиняется линейной зави-

симости: $K_{п.р} = 1,843 - 4,34 \cdot \frac{d_n}{d_p}$.

Увеличение потерь и разубоживания руды, при крупности породы меньшей, чем крупность руды, объясняется фильтрацией более мелких кусков породы между крупными кусками руды. Для определения минимального размера кусков пород пригрузки, при котором не будет происходить проникновение мелких кусков породы в руду, использована методика В.С. Шеховцова, представленная в работе [1].

Проникать в зазоры между кусками руды будут породы крупностью меньшей

$$d_{p.n} = 0,8d_3, \quad (1)$$

где d_3 – размер зазоров между кусками рудной массы.

Расчетный (средний) диаметр зазора между кусками обрушенной руды:

$$d_3 = d_{cp.p} \left(\sqrt[3]{K_p} - 1 \right), \quad (2)$$

где d_3 – диаметр зазора (поры) между кусками обрушенной руды, м; $d_{cp.p}$ – средний размер куска руды, м; K_p – коэффициент разрыхления руды, $K_p=1,5$.

Размер кусков отбитой руды имеет большой разброс по крупности: присутствуют как негабаритные куски, так и передробленная мелочь. Проведенный расчет минимальных размеров кусков породы, которые не будут проникать в отбитую руду, показал, что для негабаритного куска руды размером 0,6–0,8 м размер кусков породы соответственно 0,07–0,09 м, для кондиционного куска размером 0,4 м крупность породы не менее 0,05 м, а для передробленной рудной мелочи размером 0,1 м крупность породы 0,01 м обеспечивает непроникновение породы в рудную массу. На основе приведенного расчета средний размер кусков материала пригрузки по фактору непроникновения материала пригрузки в руду составляет 0,05 м. Для сопоставления результатов выпуска средняя крупность кусков материала пригрузки также принимается из расчета превышения среднего куска материала пригрузки в 2 и 3 раза кондиционного куска руды.

Для обеспечения предлагаемых технологических решений по крупности пригрузки необходимым технологическим элементом, внедренным в технологический процесс отработки приконтурных запасов, является формирование структурированной пригрузки. Под формированием структурированной пригрузки понимается процесс отсыпки структурированного материала пригрузки к месту ведения подземных работ. В качестве материала для структурированной пригрузки используются породы отвалов определенного класса крупности, обеспечивающего либо непроникновение частиц материала пригрузки в выпускаемую руду, либо крупность материала пригрузки должна превышать в 2–3 раза кондиционный кусок руды. Технологический процесс классификации материала пригрузки при этом весьма трудоемкий: осуществляется с помощью колосниковых грохотов с размерами отверстий 700, 400, 200 и 50 мм. Таким образом, классы крупности пород пригрузки $-1,2+0,7$, $-1,2+0,4$ и $-1,2+0,05$ м.

В качестве материала пригрузки применяют отвалы, гранулометрический состав которых сле-

дующий: выход фракции 1,2+0,7 м составляет 18% от всего объема пород отвала; фракции -0,7+0,4 м - 18%; -0,4+0,05 м - 33% [2]. Установлено, что объемы, пригодные для формирования структурированной пригрузки крупностью -1,2+0,7 м, составляют 18% от всего объема пород отвала, при крупности материала пригрузки -1,2+0,4 м - 36%, при крупности пород пригрузки -1,2+0,07 м - 71%, а для базового варианта крупности пригрузки - без классификации, удаления мелких кусков породы -1,2+0,01 м - 100%.

Затраты на подготовку и формирование пригрузки состоят из затрат на классификацию, транспортирование к месту отсыпки и затрат на экскавацию с учетом выхода требуемого класса материала пригрузки из пород отвалов.

Результаты физического моделирования выпуска руды через горизонтальное основание блока и наклонное ($\alpha=40^\circ$) представлены на рис. 1, б. Увеличение угла наклона основания блока с 0 до 40° позволяет снизить потери и разубоживание на 4%.

В процессе выпуска, когда высота выпуска превышает критическую, эллипсоиды выпуска пересекаются, и начинает формироваться извилистый контакт руды с породой. Увеличение угла наклона основания блока приводит к уменьшению области взаимного влияния эллипсоидов выпуска и уменьшению площади гребней (рис. 2), а следовательно, уменьшению потерь руды. Аналитически оценить изменение потерь руды с увеличением угла наклона основания блока возможно, установив зависимость изменения площади гребней от угла заложения основания блока.

Таким образом, площадь гребней может быть найдена (см. рис. 2):

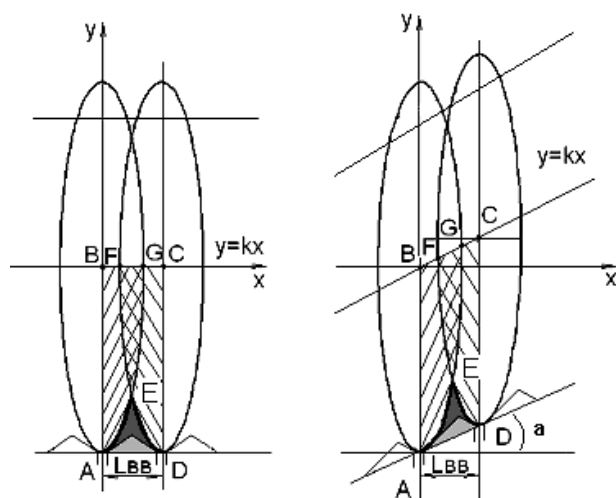


Рис. 2. Уменьшение площади пересечения эллипсоидов выпуска и гребней руды с увеличением угла наклона основания блока

$$S_{AED} = b \cdot L_{60} - \frac{\pi}{2} \cdot a \cdot b + \frac{1}{2} \cdot S_{6636}; \quad (3)$$

$$\begin{aligned} S_{6636} = & a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_1 - x_i}{a} + \\ & + \frac{b}{a} \cdot (\bar{x}_1 - x_i) \cdot \sqrt{a^2 - (\bar{x}_1 - x_i)^2} - \\ & - a \cdot b \cdot \arcsin \frac{-a}{a} + 0,5 \cdot a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_2}{a} + \\ & + \frac{b}{2 \cdot a} \cdot \bar{x}_2 \cdot \sqrt{a^2 - \bar{x}_2^2} - kx_i (\bar{x}_2 - \bar{x}_1) - \\ & - 0,5 \cdot a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_1}{a} + \frac{b}{2 \cdot a} \cdot \bar{x}_1 \cdot \sqrt{a^2 - \bar{x}_1^2} + \\ & + a \cdot b \cdot \arcsin \frac{a}{a} + \frac{b(\bar{x}_2 - x_i)}{2a} \cdot \sqrt{a^2 - (\bar{x}_2 - x_i)^2} + \\ & + 0,5 \cdot a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_2 - x_i}{a} - \frac{b(\bar{x}_1 - x_i)}{2a} \times \\ & \times \sqrt{a^2 - (\bar{x}_1 - x_i)^2} - 0,5 \cdot a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_1 - x_i}{a} - \\ & - a \cdot b \cdot \arcsin \frac{\bar{x}_2}{a} - \frac{b \cdot \bar{x}_2}{a} \cdot \sqrt{a^2 - \bar{x}_2^2}. \quad (4) \end{aligned}$$

Изменение площади гребней с увеличением угла наклона основания блока оценивается коэффициентом изменения площади гребней, доли ед.:

$$K_u = \frac{S_\alpha}{S_0}, \quad (5)$$

где S_α - площадь пересечения эллипсоидов при угле наклона основания блока α ; S_0 - площадь пересечения эллипсоидов при горизонтальном заложении основания блока, т.е. при $\alpha=0^\circ$.

Для определения прогнозных показателей извлечения при различных крупностях материала пригрузки и руды использована методика, представленная в работе [3], дополненная зависимостями влияния крупности материала пригрузки и руды, и угла наклона основания блока на показатели извлечения. Рассчитываются показатели выпуска: видимое извлечение, истинное извлечение, потери, разубоживание для первой, второй стадии выпуска, в третьей стадии выпуска помимо всех вышеперечисленных показателей для каждого видимого извлечения рассчитывается прибыль. Оптимальными принимаются те значения потерь и разубоживания, при которых прибыль максимальна.

Расчет экономической эффективности от применения структурированного материала при грузки при отработке системами с обрушением руды и вмещающих пород приконтурных запасов ОАО «Александринская горнорудная компания» приведен в табл. 1.

Для рассматриваемых условий равноценными являются варианты схем подготовки материала при грузки крупностью: $-1,2+0,4$ м, который характеризуется максимальной прибылью – 449,28 руб./т, потери снизились на 10,06% по сравнению с базовым вариантом, второй – с крупностью материала при грузки $-1,2+0,07$ м, который характеризуется прибылью 440,14 руб./т и снижением потерь на 6,42% по сравнению с базовой схемой подготовки при грузки. Таким образом, предлагаемая структурированная при грузка крупностью $-1,2+0,4$ м позволяет за счет снижения потерь и разубоживания руды при выпуске повысить прибыль на 44,76 руб./т, в случае применения материала при грузки крупностью $-1,2+0,07$ м прибыль увеличится на 35,62 руб./т по сравнению с базовым вариантом.

Для оценки влияния угла наклона основания блока рассматривались три варианта отработки прибортовых запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород: выпуск руды через горизонтальное основание с непостоянной высотой выпуска и углом откоса борта карьера 40° и равномерно-последовательным выпуском руды через наклонные основания блока с углом заложения 20 и 40° при угле откоса борта карьера 40° и высотой блока 50 м. С помощью алгоритма определения оптимальных показателей извлечения руды были рассчитаны значения прибыли и оптимальных показателей выпуска (табл. 2).

Ведение равномерно-последовательного выпуска с горизонтальным основанием блока и непостоянной высотой выпуска характеризуется наименьшей прибылью на 1 т добытых запасов: прибыль равна 368,92 руб./т потери составляют 19,21%, прибыль при формировании наклонного основания блока ($\alpha=40^\circ$) и ведении равномерно-последовательного выпуска – 405,19 руб./т, потери – 12,2%. То есть предлагаемое наклонное основание блока позволяет повысить прибыль на

36,27 руб./т за счет снижения потерь и разубоживания руды при выпуске на 7,01%.

Таким образом, применение структурированной при грузки при отработке приконтурных запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород позволит повысить полноту и качество выемки руды из недр на 10–15% за счет исключения из материала при грузки мелких кусков породы путем классификации пород отвалов, подлежащих использованию в качестве материала при грузки. Формирование наклонного основания блока при отработке рудных тел недостаточно крутого падения и выклинивающихся зон рудных залежей позволит снизить потери руды в гребнях на 2–7% за счет заложения основания блока под углом наклона, совпадающим с контуром рудной залежи при ведении равномерно-последовательного выпуска, а также позволит уменьшить расстояние между выпускными выработками, сохранив при этом основание блока в устойчивом состоянии, что повлечет за собой увеличение полноты и качества извлечения руды из недр.

При отработке приконтурных запасов, растянутых вдоль борта карьера как по высоте, так и по простиранию, имеющих сложные границы выклинивания системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород, необходимо создавать при грузку борта карьера из классифицированного материала, это позволяет снизить потери и разубоживания руды.

Таблица 1

Технико-экономические показатели освоения прикарьерных запасов при различном гранулометрическом составе пород при грузки

Крупность материала при грузки, м	$-1,2+0,7$	$-1,2+0,4$	$-1,2+0,05$	$-1,2+0,01$
Коэффициент потерь, %	11,25	14,63	18,27	24,69
Коэффициент разубоживания, %	2,5	3,1	5,04	7,89
Затраты на добычу и переработку, в том числе затраты на подготовку и формирование при грузки, руб./т	1536,29	1501,74	1462,94	1478,94
Извлекаемая ценность, руб./т	183,35	148,8	132,35	123
Прибыль, руб./т	2025,97	2021,07	2015,37	2006,81
Прибыль, руб./т	439,3	449,28	440,14	404,52

Таблица 2

Технико-экономические показатели освоения приконтурных запасов для различных углов заложения основания блока при расстоянии между выпускными выработками $L_{вв}=8$ м

Схемы подготовки материала при грузки	$\alpha=0^\circ$	$\alpha=20^\circ$	$\alpha=40^\circ$
Коэффициент потерь, %	19,21	15,09	12,20
Коэффициент разубоживания, %	6,5	6,15	6
Затраты на добычу и переработку руды, руб./т, в т.ч. на формирование основания блока	1478,94	1482,29	1482,29
Извлекаемая ценность, руб./т	5,29	13,1	13,1
Прибыль, руб./т	1905,90	1913,04	1916,1
Прибыль, руб./т	368,92	389,72	405,19

боживание. Формирование наклонного основания блока, совпадающего с границей выклинивания рудной зоны, также позволяет повысить полноту и качество извлечения руды из недр.

Библиографический список

1. Шеховцов В.С. Создание технологии разработки сложноструктурных залежей под мощными рыхлыми отложениями с защитным слоем руды: Дис. ... д-ра техн. наук. Новокузнецк, 1997. 229 с.
2. Закладочные работы в шахтах: Справочник / Под ред. Бронникова Д.М., Цыгалова М.Н. М.: Недра, 1989. 400 с.
3. Слащилин И.Т., Романько А.Д. Прогнозирование показателей извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением руды: Уч. пособие. Свердловск: Изд-во УПИ им. С.М.Кирова, 1980. 53 с.

УДК 622.2

А. Ф. Илимбетов, М. В. Рыльникова, С. И. Власов

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОГО ЯРУСА ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Вопросы комплексного и эффективного использования минерального сырья приобретают особое значение в связи с ведущей ролью минерально-сырьевой базы в формировании бюджета России.

Значительно возросли требования к глубине изучения рудных месторождений и дифференциации разведанных запасов по составу и качеству всех полезных компонентов в связи с возможностями новых технологий, основанных на современных достижениях фундаментальных наук. В этом плане возникает необходимость установления рационального сочетания технологических процессов на различных этапах развития горных работ, обеспечивающих эффективное извлечение из недр и полезное использование комплексного сырья в интересах развития народно-хозяйственного комплекса.

Комплексное освоение месторождений предполагает комплексное использование всех содержащихся в рудах полезных компонентов при рациональном сочетании широко применяемых и перспективных физико-химических геотехнологий, преимущественно малоотходных, переработку и использование накопившихся отходов производства и сформированных открытыми и подземными работами выработанных пространств. Этому способствует разработка и широкая промышленная реализация открыто-подземной геотехнологии, приемлемая для извлечения запасов переходной зоны от открытых работ к подземным (открыто-подземного яруса).

Под комбинированной геотехнологией применительно к добыче и переработке твердых полезных ископаемых понимается совокупность спосо-

бов, методов, процессов и операций воздействия на горный массив или природную и техногенную минеральную массу, основанных на сочетании технологических процессов и оборудования открытых, подземных горных работ и физико-химических методов добычи и переработки минеральных ресурсов с целью извлечения и полезного эффективного использования полезных ископаемых.

Предметом изучения комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологии, как направления горных наук, являются горнотехнические системы, реализующие комплексное освоение рудных месторождений при совмещении открытого, подземного и физико-химического способов добычи, и их рациональные параметры, обеспечивающие наиболее полное и эффективное извлечение георесурсов с минимизацией экологических последствий горных работ.

Перспективы развития комбинированной геотехнологии связаны с переходом на комплексное проектирование поэтапной отработки запасов месторождения различными способами при единой схеме вскрытия и подготовки запасов, предусматривающей оптимизацию порядка вовлечения отдельных участков месторождения в эксплуатацию соответствующими способами добычи. Возможность отработки достаточно большой части запасов, непосредственно примыкающих к контуру карьера, экономичными технологиями, основанными на рациональном сочетании технологических процессов и оборудования открытых и подземных горных работ с использованием каждого из них в наиболее благоприятных условиях, способствует существенному снижению затрат на освоение месторождения в целом, повышению эф-

фективности и экологичности горных работ. При этом выявление закономерностей формирования горнотехнических систем при комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологии должно стать основой для выбора геотехнологической стратегии проектирования.

Одним из основных геотехнологических преимуществ открыто-подземной разработки является возможность существенного повышения интенсивности добычи руды.

Исследованию производительности рудников и интенсивности горных работ посвящены труды известных ученых М.И. Агошкова, Д.Р. Каплунова, В.Р. Именитова, В.А. Шестакова, В.А. Симакова, П.И. Городецкого, Н.С. Демина и других. При этом вопросам обоснования интенсивности отработки переходной зоны, основная часть запасов которой сосредоточена в открыто-подземном ярусе (ОПЯ) и ограничена его высотой, определяемой геомеханическими условиями и техническими возможностями применяемого оборудования различных способов добычи, не уделено достаточного внимания. Между тем, интенсивность горных работ оказывает определяющее влияние на экономические показатели функционирования горнотехнической системы комбинированной геотехнологии [1]. Поэтому установление рациональных значений показателей интенсивности отработки открыто-подземного яруса необходимо для обеспечения устойчивой работы горного предприятия в период перехода на подземный способ разработки без разрыва в добыче руды.

Для обоснования рациональной интенсивности отработки запасов переходной зоны разработаны типовые комплексы механизации очистных работ, основанные на сочетании карьерного и шахтного горнотранспортного оборудования применительно к пяти основным видам трехъярусных горнотехнических систем [2]. Многообразие горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений комбинированным способом определяет многовариантность технологических схем отработки запасов переходных зон и соответствующих им комплексов механизации горных работ (рис. 1).

В типовой трехъярусной горнотехнической системе с доставкой руды в переходной зоне силой взрыва обруивание запасов в верхней части открыто-подземного яруса производится карьерными буровыми станками, а нижележащих – переносным буровым оборудованием типа НКР. Доставка рудной массы осуществляется по подземным выработкам самоходной техникой (рис. 1, а).

Для типовой трехъярусной горнотехнической системы с открытым очистным пространством в открыто-подземном ярусе при применении на нижележащих горизонтах систем разработки с обрушением руды схема комплексной механизации горных работ в переходной зоне предусматривает комбинацию карьерного и шахтного бурового оборудования с массовым выпуском взорванной руд-

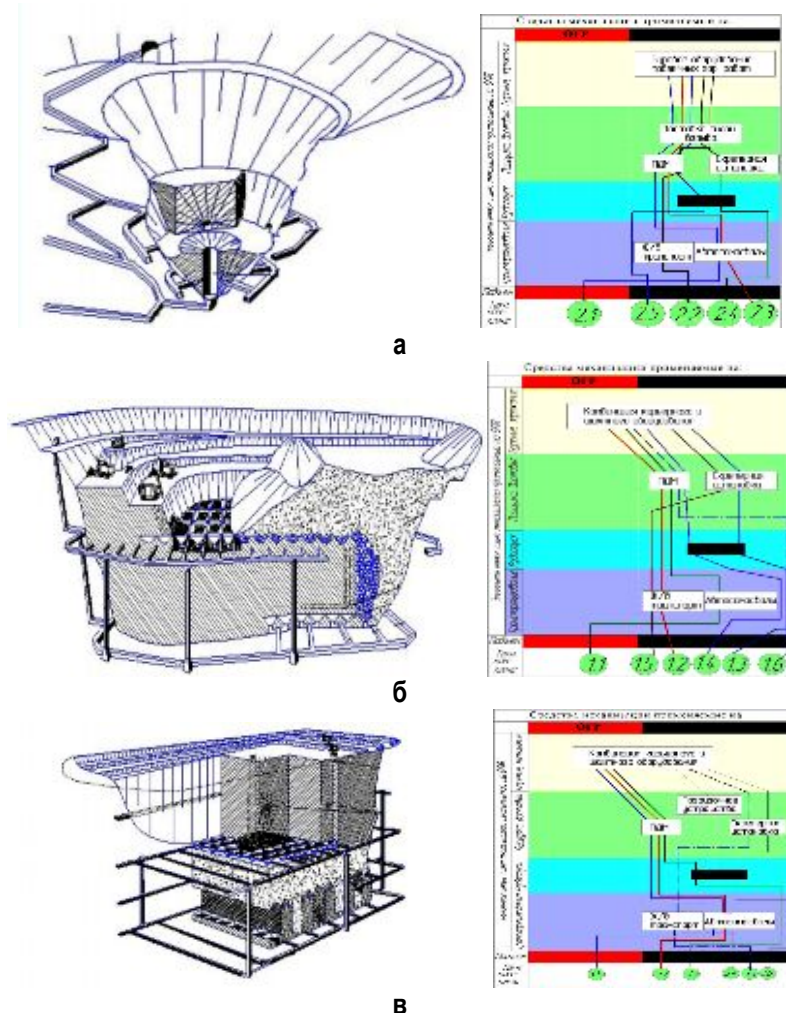


Рис. 1. Трехъярусная горнотехническая система с открытым очистным пространством в переходной зоне и соответствующий ей комплекс механизации горных работ: а – для отработки месторождений малой мощности; б – средней; в – крупных

ной массы и последующей доставкой и транспортированием рудной массы самоходной техникой по подземным горным выработкам (рис. 1, б).

Комплекс механизации горных работ в горно-технической системе, представленной на рис. 1, в, предполагает использование на буровых работах высокопроизводительного карьерного и шахтного самоходного оборудования. При массовом выпуске руды применяются виброустановки с погрузкой рудной массы в железнодорожный транспорт.

На основе анализа и обобщения применяемого оборудования разработана типовая схема комплексной механизации горных работ (рис. 2) при отработке открыто-подземного яруса, базирующаяся на сочетании бурового, погрузочно-доставочного и транспортного оборудования карьерного и шахтного типа, а также специальных средств добычи руд с повышенным разубоживанием – радиометрических сепараторов и комплексов для кучного выщелачивания отходов сепарации. Необходимость применения последней связана с высоким разубоживанием рудной массы при ее выпуске в прибортовой зоне открыто-подземного яруса с предельной по устойчивости высотой откоса.

Исследование влияния горно-геологических

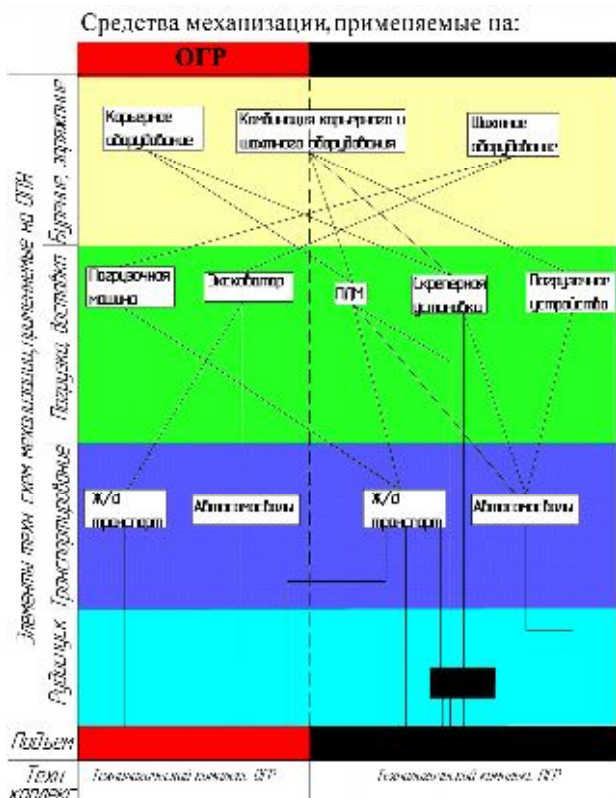
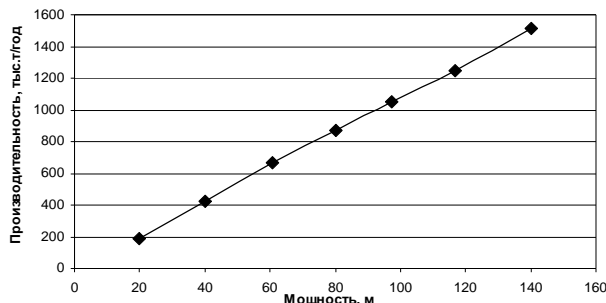
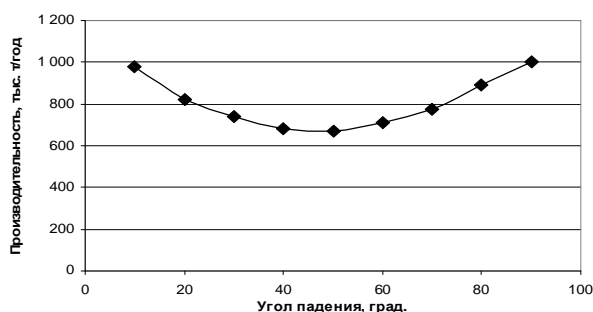


Рис. 2. Типовая схема комплексной механизации отработки открыто-подземного яруса в трехъярусных горнотехнических системах

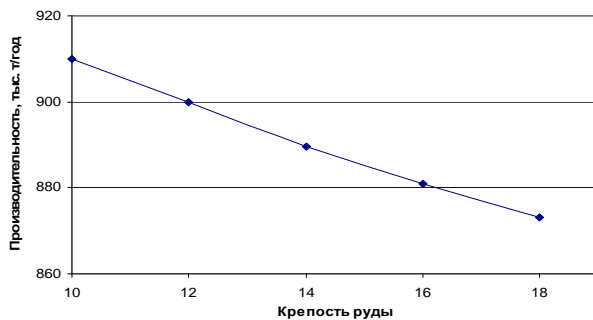
условий, высоты и применяемых средств механизации горных работ на производительность рудника в переходной зоне производилось путем экономико-математического моделирования условий комбинированной геотехнологии с вари-



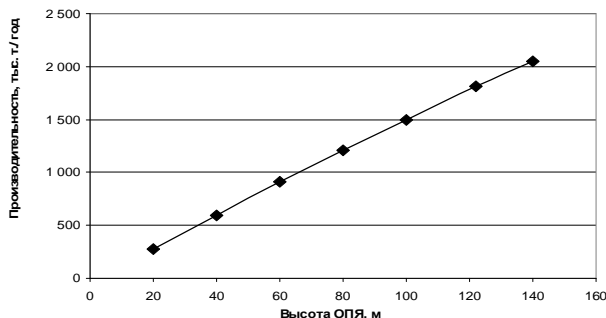
а



б



в



г

Рис. 3. Влияние на интенсивность горных работ в переходной зоне мощности (а) и угла падения рудной залежи (б), крепости руды (в) и высоты открыто-подземного яруса (г)

рованием технологических схем и комплексов механизации и оценкой показателей функционирования горнотехнической системы [2].

Аппроксимацией результатов моделирования определены функциональные зависимости интенсивности горных работ в переходной зоне от мощности и угла падения рудной залежи в основании карьера, крепости руды и высоты открыто-подземного яруса (рис. 3). Установлено, что наибольшее влияние на интенсивность отработки переходной зоны оказывает высота открыто-подземного яруса. Зависимость производительности от высоты ОПЯ прямолинейная. Рост высоты ОПЯ на каждые 10 м влечет увеличение интенсивности горных работ в переходной зоне на 11%. Поэтому отработку запасов переходной зоны необходимо вести при максимально допустимой высоте открыто-подземного яруса, предельное значение которой ограничено устойчивостью откоса.

Применение специальных средств добычи разубоженных руд в прибортовой зоне позволяет вести работы при высоте ОПЯ, максимальное значение которой определено по условию предельного равновесия решением объемной задачи упругого деформирования массива [4].

Отсутствие в очистном пространстве открыто-подземного яруса людей и оборудования и применение специальных средств добычи разубоженных руд позволяет вести работы в переходной зоне при коэффициенте запаса устойчивости откоса ОПЯ, равном 1.

$$H_{\text{ОПЯ}} = \frac{550}{K_{3,y}} 1,1^C \cdot 0,998^{H_k} \cdot 0,97^\alpha, \quad (1)$$

где $K_{3,y}$ – коэффициент запаса устойчивости, доли ед.; C – сцепление руды и пород в массиве, МПа; α_k – угол откоса борта карьера, град; H_k – глубина карьера, м.

Мощность рудной залежи является параметром, который в наибольшей степени влияет на выбор рациональной технологической схемы и комплексов механизации горных работ в переходной зоне (рис. 3, а). Так, увеличение мощности залежи в основании карьера приводит к прямо пропорциональному росту интенсивности отработки переходной зоны. Менее значимо влияние крепости руды и угла наклона залежи на производительность рудника. Причем зависимость показателей интенсивности горных работ от крепости руды – обратно пропорциональная, а от угла падения рудной залежи – нелинейная. Так, в диапазоне значений угла падения рудных залежей 0–30° и 70–90° изменение интенсивности незначительно. При выемке наклонных залежей с углом падения от 40 до

55° значительное снижение производительности рудника обусловлено уменьшением поперечного сечения открыто-подземного яруса и высоты открыто-подземного яруса ввиду повышенного разубоживания руды (рис. 3, б). Эмпирические зависимости максимальной по горным возможностям интенсивности горных работ в переходной зоне A_{max} для медно-колчеданных месторождений с малой мощностью рудной залежи в переходной зоне (10–35 м) A^m :

$$A_{\text{ОПЯ max}} = 32 \cdot 1,015^{H_{\text{опя}}} \cdot 1,015^m \times \\ \times 1,005^\alpha \cdot 0,98^f, \quad (R^2 = 0,98); \quad (2)$$

средней мощностью (35–75 м):

$$A_{\text{ОПЯ max}} = 32 \cdot 1,018^{H_{\text{опя}}} \cdot 1,018^m \times \\ \times 1,007^\alpha \cdot 0,98^f, \quad (R^2 = 0,98); \quad (3)$$

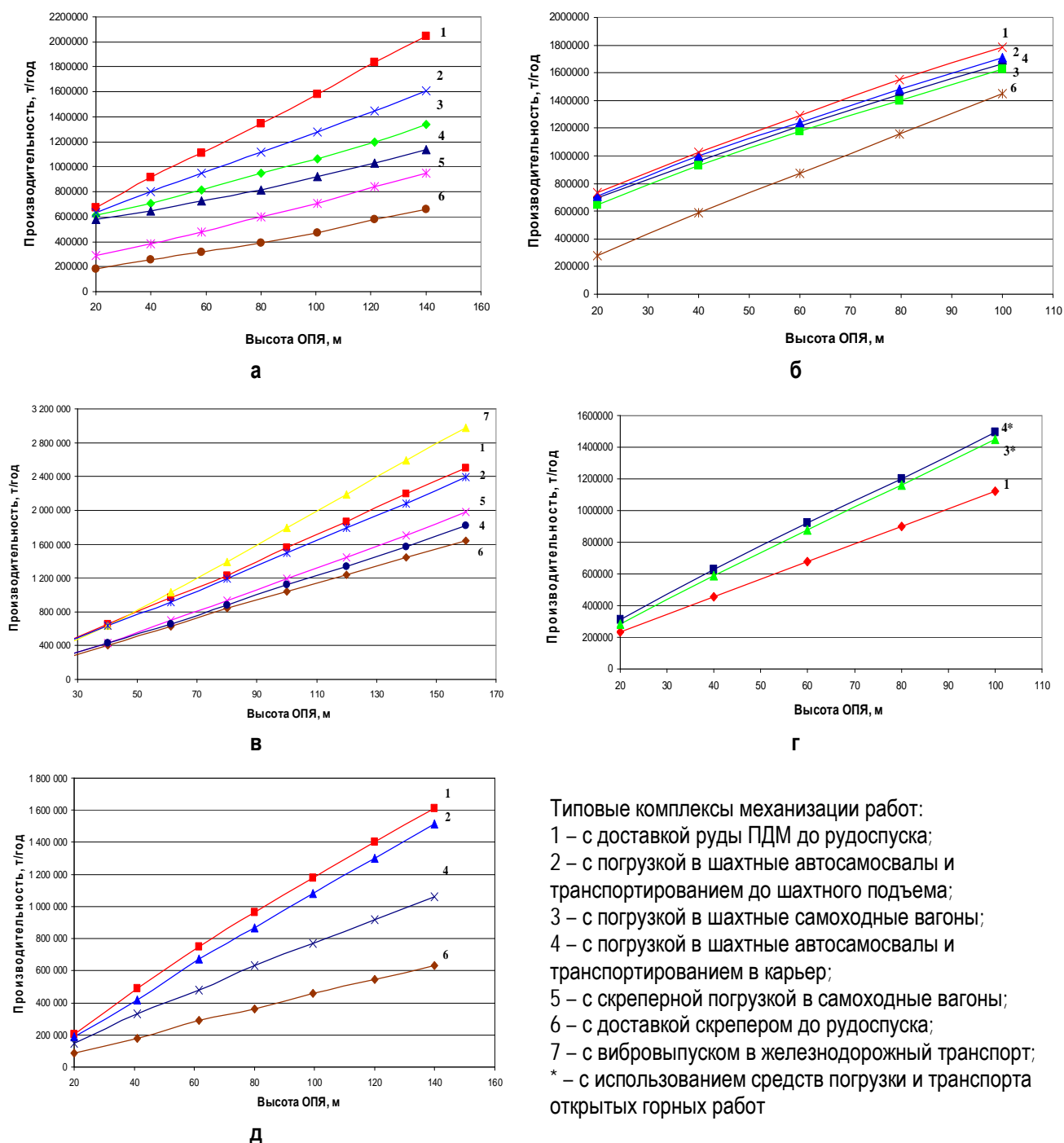
крупных ($m=75-150$ м):

$$A_{\text{ОПЯ max}} = 32 \cdot 1,027^{H_{\text{опя}}} \cdot 1,027^m \times \\ \times 1,008^\alpha \cdot 0,98^f, \quad (R^2 = 0,98), \quad (4)$$

где A_{max}^m , A_{max}^{cp} , A_{max}^{kp} – максимальная производительность открыто-подземного яруса на месторождениях малой, средней и крупной мощности в переходной зоне; $H_{\text{ОПЯ}}$ – высота открыто-подземного яруса, м; m – мощность рудного тела, м, α – угол падения залежи, град; f – крепость руды.

Оценка изменения технико-экономических показателей функционирования горнотехнической системы комбинированной геотехнологии с расчетом интенсивности горных работ, себестоимости добычи, чистого дисконтированного дохода и индекса доходности в зависимости от сочетания применяемого в переходной зоне горнотранспортного оборудования показала, что в зависимости от горнотехнических условий разработки наилучшие показатели добычи способны обеспечить определенные комплексы механизации. Причем выбор схемы механизации горных работ по критерию максимальной интенсивности отработки переходной зоны и по критерию чистого дисконтированного дохода обеспечивает сопоставимость результатов. Это позволяет на начальной стадии проектирования комбинированной геотехнологии производить выбор предпочтительного варианта схемы механизации работ в переходной зоне по критерию максимальной интенсивности работ в открыто-подземном ярусе с предельной по устойчивости высотой уступа (рис. 4).

Результаты геотехнологического моделирования позволили определить предпочтительные комплексы механизации горных работ в переходной



Типовые комплексы механизации работ:
 1 – с доставкой руды ПДМ до рудоспуска;
 2 – с погрузкой в шахтные автосамосвалы и транспортированием до шахтного подъема;
 3 – с погрузкой в шахтные самоходные вагоны;
 4 – с погрузкой в шахтные автосамосвалы и транспортированием в карьер;
 5 – с скреперной погрузкой в самоходные вагоны;
 6 – с доставкой скрепером до рудоспуска;
 7 – с вибровыпуском в железнодорожный транспорт;
 * – с использованием средств погрузки и транспорта открытых горных работ

Рис. 4. Зависимость интенсивности отработки открыто-подземного яруса от его высоты при типовых комплексах механизации горных работ (1–5) в трехъярусных горнотехнических системах:
 а – с обрушением руды и площадным выпуском; б – с единым открытым очистным пространством и доставкой руды силой взрыва; в – с открытым очистным пространством в переходной зоне и закладкой на подземном руднике; г – с закладкой на подземном руднике и последующей отработкой прибортовых запасов взрыванием вееров скважин; д – с отработкой горизонтальными слоями с закладкой в переходной зоне и на подземном руднике

зоне для типовых горнотехнических систем комбинированной разработки маломощных, средних по мощности и мощных месторождений медно-колчеданных руд. При разработке медно-колчеданных месторождений малой мощности (10–35 м) с максимально допустимой по устойчивости высотой переходной зоны 100 м предпочтительный комплекс механизации предусматривает обустройство горного массива из подземных выработок, доставку руды силой взрыва с последующим ее транспортированием погрузочно-доставочными машинами до рудоспуска.

Разработка медно-колчеданных месторождений средней мощности (35–75 м) при предельной высоте открыто-подземного яруса 140 м в трехъярусной горнотехнической системе с обрушением руды и площадным выпуском целесообразна с применением карьерного и шахтного бурового оборудования и самоходных погрузочно-доставочных машин, транспортирующих горную массу до рудоспуска.

Отработка переходной зоны мощных залежей (75–150 м) трехъярусной горнотехнической системой с открытым очистным пространством в переходной зоне и закладкой выработанного пространства на подземном руднике при максимально допустимой по геомеханическим факторам высоте ОПЯ – 160 м предпочтительна при более сложной схеме комплексной механизации работ. Обустройство горного массива предусматривается высокопроизводительными шахтными и карьерными буровыми станками с последующим массовым вибровыпуском взорванной рудной массы. Доставка ее на поверхность предпочтительна подземным железнодорожным транспортом, обеспечивающим максимальную производительность горнотранспортного комплекса. Следует отметить, что большая часть рудной массы, выпускаемой из открыто-подземного яруса, ввиду отсутствия налегающих пустых пород характеризуется высокими показателями качества извлечения. В приконтактной зоне при выпуске к руде примешиваются пустые породы, объем которых определяется исходя из параметров призмы возможного сдвижения. В соответствии

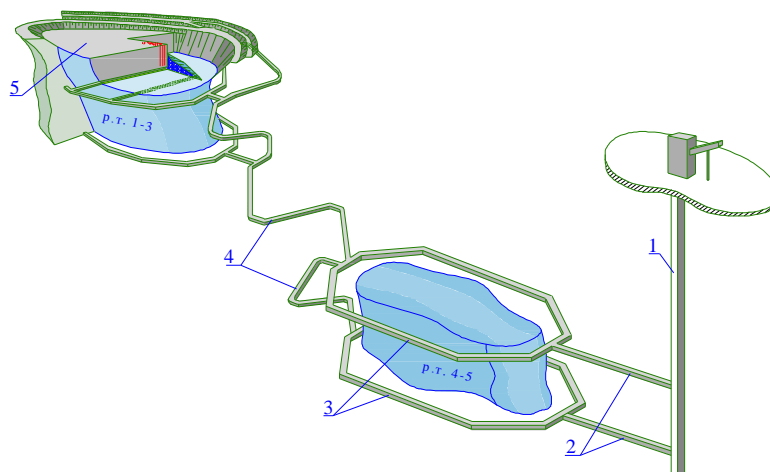


Рис. 5. Технологическая схема комбинированной отработки месторождения «Юбилейное»:

- 1 – главный ствол; 2 – квершлаг; 3 – кольцевые штреки;
4 – наклонный съезд; 5 – открыто-подземный ярус

с параметрами переходной зоны и физико-механическими характеристиками руды и вмещающих пород рассчитаны объемы и показатели разубоживания рудной массы в приконтактной зоне для типовых вариантов горнотехнических систем применительно к различным горно-геологическим условиям.

Результаты исследований, основанные на учете максимально возможного понижения горных работ, периода строительства подземного рудника и динамики показателей доходности предприятия при последовательной открыто-подземной разработке, были использованы при обосновании параметров технологической схемы и комплекса механизации для отработки медно-колчеданного месторождения «Юбилейное» (рис. 5).

Стратегия проектирования комбинированной геотехнологии предусматривает реализацию концепции комплексного освоения медно-колчеданных месторождений с использованием для строительства пускового комплекса выработанного пространства карьера «Юбилейный»; разработку балансовых запасов подземной технологией с твердеющей закладкой, а забалансовых рудных тел – методом подземного выщелачивания; вовлечение в отработку методом кучного выщелачивания сопутствующих техногенных образований с утилизацией отходов горно-обогажительного производства для закладки выработанного пространства подземных камер.

Библиографический список

1. Каплунов Д.Р., Болотов Б.В. Проектирование подземных рудников при комплексном освоении месторождений. М.: ИП-КОН АН СССР, 1988. 182 с.

2. Рыльникова М.В., Корнеев С.А. Конструирование и типизация горнотехнических систем при комбинированной разработке рудных месторождений // Russian mining. 2004. № 6.
3. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В., Блюм Е.А. Принципы формирования и параметры горнотехнических систем при комбинированной геотехнологии // Горный журнал. 2005. № 3.
4. Рыльникова М.В., Петрова О.В., Красавин А.В. Геомеханическое обоснование высоты открыто-подземного яруса при комбинированной разработке рудных месторождений // Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: Сборник трудов. Магнитогорск: МГТУ, 2006.

УДК 622.271.4

С. Ж. Галиев, А. А. Бояндинова, Ж. А. Бояндинова,
Е. А. Шабельников, К. К. Жусупов, Е. Н. Татишев

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОРГАНИЗАЦИИ ГОРНОТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

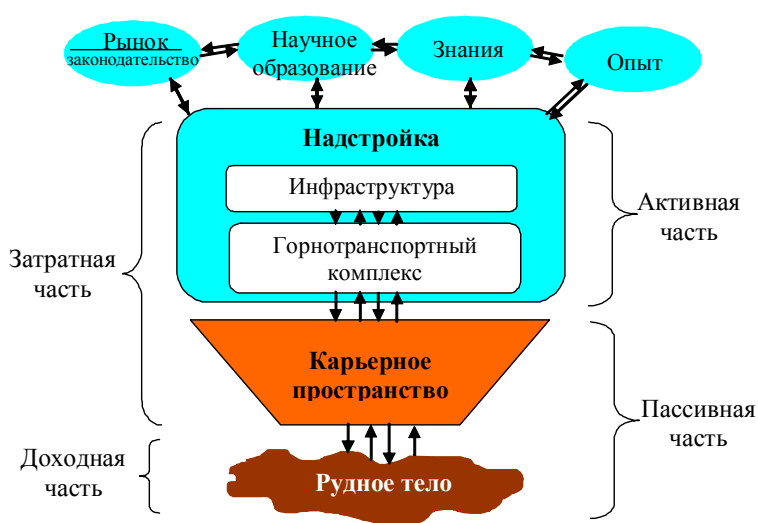
На современном этапе развития традиционного подхода к планированию и управлению на предприятиях с открытой добычей твердых полезных ископаемых достигнуты почти предельные показатели использования ресурсов в производственных процессах. Уровень эффективности использования основного технологического оборудования не превышает 0,15–0,40; продуктивного времени работы персонала – 0,20–0,30; материальных ресурсов – 0,40–0,60. По использованию среднегодовой производственной мощности горнодобывающих предприятий Казахстана данный показатель в среднем по отрасли составляет 73,5% при минимальных значениях по отраслям на уровне 4,0–5,0, 49,4–61,4 и 56,4–69,3% за 2002–2003 годы [1].

Низкая эффективность использования технического потенциала объясняется специалистами

как результат несоответствия между целями, функциями и компетенцией руководителей на всех иерархических уровнях управления предприятием, а также недостаточной разработанностью научной и методической базы совершенствования структуры управления горнодобывающим предприятием, приводящим в большинстве случаев к принятию управленческих решений на основании опыта и интуиции руководителей. В рамках последнего необходимо и актуально дальнейшее развитие комплексного подхода к оценке эффективности организации горнотранспортных работ на предприятиях. В данной работе описывается один из прогрессивных в этом плане подходов в решении данной проблемы, реализуемых в рамках интегрированной автоматизированной системы управления горнодобывающим предприятием как геотехнологическим комплексом.

Принципиально важно при реализации принятого подхода обеспечить возможность комплексной и обобщенной оценки отдельных операций производственных процессов. В основе подхода должен лежать главный обобщенный критерий эффективности предприятия как единого природно-технологического комплекса. Общее схематичное представление объекта исследования в виде структуры геотехнологического комплекса представлено на рисунке.

С точки зрения экономики, рассматриваемая система подразделяется на две основные части – «Доходную», обеспечиваемую в ходе реализации подсчитанных промышленно осваиваемых запасов полезного ископаемого, и «Затратную», представляющую



Схематичное представление геотехнологического комплекса как объекта исследования

собой суммарные затраты на добычу и извлечение полезного компонента.

Одним из основных принципов формирования автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом является сопоставимость по структуре, формату и содержанию информационных потоков, циркулирующих в корпоративной системе управления и в процессе имитационного моделирования работы горнотранспортного комплекса. Это необходимо для того, чтобы с помощью имитационных моделей работы экскаваторно-автомобильного и экскаваторно-железнодорожного транспорта можно было анализировать и оценивать фактическую организацию работы реального оборудования. На основе этого реализуется идея проведения экспертной оценки вариантов работы горнотранспортного комплекса по информации, получаемой посредством системы «АДИС».

Методическая суть экспертной оценки эффективности процессов планирования и организации работы горнотранспортного комплекса заключается в следующем:

- планирование горнотранспортных работ на основе имитационного моделирования посредством информационного программно-методического комплекса автоматизированного планирования горнотранспортных работ на карьере – ИПМК «Планирование ГТР»;
- в процессе планирования реализуется оптимизация параметров и организации работы горнотранспортного комплекса;
- запланированный вариант реализуется на реальном объекте путем задания плановых показателей и требований;
- информация по фактической реализации планируемого варианта (о фактическом варианте) формируется из ежесменной текущей отчетности системы АСД ГТР «АДИС»;
- выполняется сравнительный анализ планового, фактического и экспертного вариантов;
- намечается комплекс мер, направленных на повышение эффективности работы горнотранспортного комплекса;
- с учетом выполненного анализа и намеченного комплекса мер осуществляется имитационное моделирование и оптимизация по возможному варианту организации горнотранспортных работ;
- обосновываются новые плановые показатели.

Общая информация, рассматриваемая в процессе анализа запланированного, реализованного и полученного в результате оптимизации вариантов работы ГТК в рамках одной из смен, представлена в **таблице**.

Как видно из таблицы, сравнительный анализ выполняется по таким основным технико-экономическим показателям работы горнотранспортного комплекса, как: объемы выполненных работ по руде и вскрыше; показатели эксплуатации основного технологического оборудования – коэффициенты использования, время рейса транспортных средств, пробег, расстояние транспортирования и высота подъема горной массы; энергорасход на выемку и транспортирование (электроэнергия, топливо); экономические критериальные показатели – общий и удельный расход, условный экономический эффект.

Экспертный вариант представляет собой наиболее эффективный с точки зрения экономики вариант работы горнотранспортного комплекса, фактически реализованный в течение определенного пользователем периода. Этим периодом может быть текущая неделя или текущий месяц и т.д. Экспертный вариант извлекается из базы данных

Экспертная оценка эффективности планирования и организации работы горнотранспортного комплекса

Показатели	Варианты		
	Планируемый	Фактический	Экспертный
Количество экскаваторов в работе	4	4	4
Объем погруженной горной массы, м ³	18834	20094	20988
То же руды, т	12420	13457	16769
—»— скалы, м ³	15467	16534	16533
—»— рыхлой, м ³	–	–	–
Коэффициент использования экскаваторов	0,67	0,71	0,72
Рабочий парк автосамосвалов	8	8	8
Среднесменный пробег, км	95,18	121,5	103,1
Средневзвешенное расстояние транспортирования, км	2,5	2,45	2,4
Средневзвешенная высота подъема, м	43,3	42,1	41,7
Коэффициент использования автосамосвалов	0,89	0,91	0,94
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	–	–	–
Удельный расход топлива, г/ткм	129,2	125,4	123,8
Общий расход топлива, т			
Суммарные затраты по ЭАК, тыс. тенге	26020,3	21994,4	22,3
Удельные текущие затраты на 1 м ³ горной массы, тенге	23,96	22,63	21,80
Условный экономический эффект, млн тенге/год	920,0	1251,4	1579,9

сервера автоматизированной корпоративной системы управления геотехнологическим комплексом (АКСУ ГК) и показывает потенциальные резервы, которые можно было использовать, и дополнительно представляет возможность анализа причин отклонений планируемого варианта от фактического и их обоих от наилучшего за период.

Наиболее эффективно и целесообразно проводить экспертную оценку работы горнотранспортного комплекса в рамках технологически стабильного периода, когда степень сопоставимости наиболее высока. Однако благодаря общим критериальным показателям принципиально сопоставимы практически все возможные варианты.

Анализ максимального положительного, отрицательного и средневзвешенного отклонений показателей от плана и экспертного варианта позволяет сделать вывод о степени качества и адекватности планирования, о нарушениях в организации работы по запланированному варианту, о недооценке тех или иных факторов и т.д.

В рамках экспертной оценки для анализа и исследований пользователем могут быть задействованы практически все остальные подсистемы – составные части АКСУ ГК. В данном случае отклонения фактических показателей от экспертных и плановых являются лишь следствиями тех недостатков, которыми обладает геотехнологический комплекс в целом, и первыми ориентирами в поиске реальных путей повышения эффективности его функционирования. Причины же этих отклонений должны быть тщательно проанализированы на предмет горно-геологического и экологического состояния в карьерном пространстве, поиска недостатков в организации горнотранспортных работ, приводящих к простоею и неэффективному использованию основного технологического оборудования, соответствия горнотехнических условий условиям и режимам его эксплуатации, исследования имеющегося потенциала в повышении эффективности управления геотехнологическим комплексом.

Другим важным элементом экспертной оценки является сравнение фактических значений нормируемых показателей с существующими или принятыми на предприятии нормативными показателями. Для этого в базе данных экспертного анализа должны содержаться данные по нормативным показателям. Многие из нормативных показателей, такие как норма энергорасхода на железнодорожном транспорте, норма расхода топлива на автомобильном транспорте, могут пересчитываться в зависимости от конкретных условий эксплуатации горнотранспортного комплекса.

Одним из наиболее эффективных разделов экспертной оценки является раздел, предусматривающий применение метода имитационного моделирования. На модели воспроизводится порядок и последовательность работы горнотранспортного комплекса в анализируемой смене. При этом хорошо выявляются нелогичные операции, реализованные отдельными единицами оборудования или неверно принятое решение в управлении работой горнотранспортного комплекса.

Сравнение большинства показателей, рассматриваемых в рамках экспертной оценки, позволяет отыскивать потенциальные резервы в организации работы горнотранспортного комплекса, а определяющими являются экономические показатели – удельный текущий расход и условный экономический эффект.

Модуль «Технико-экономический анализ» является составной частью интегрированной системы автоматизированного корпоративного управления геотехнологическим комплексом «Джеттыгара». Он предназначен для расчета экономической эффективности функционирования геотехнологического комплекса на открытых разработках. Применение модуля осуществляется либо совместно с информационно-программным комплексом имитационного моделирования работы горнотранспортных систем карьеров ИПК «СЕВАДАН», либо по результатам автоматизированного сбора текущей информации о работе реально функционирующего горнотранспортного комплекса, получаемой посредством автоматизированной системы диспетчеризации на основе спутниковой навигации «АДИС».

Применительно к исследованиям на основе моделирования работы горнотранспортного комплекса с использованием ИПК «СЕВАДАН», после прогона, основываясь на полученных результатах, пользователь может оценить работу комплекса либо с точки зрения себестоимости горнотранспортных работ, для чего используется интегрированный критерий в виде показателя удельных текущих затрат, либо ориентируясь по величине дохода от реализации выработанной предприятием продукции. Во втором случае в рамках предложенного программно-методического комплекса необходимо обратиться к подменю «Условный экономический эффект», которое становится доступным при наличии результатов моделирования в главном меню «Моделирование».

Суть подхода к интегрированной комплексной оценке экономической эффективности функционирования горнотранспортного комплекса заключается в расчете условной прибыли предприятия как геотехнологического комплекса от реализации

продукции, производимой предприятием за рассматриваемый период времени, за вычетом затрат на горнотранспортные работы. Объем продукции определяется объемом извлеченной руды, а затраты складываются из всех расходов, связанных с извлечением всего объема горной массы.

Величина дохода вычисляется по следующей формуле:

$$Dx = \frac{V_{г.м}^{\phi.м} K_p B_n C_n}{(1 + K_{вск}) 100}, \quad (1)$$

где Dx – доход; $V_{г.м}^{\phi.м}$ – годовой объем извлекаемой горной массы, получаемый по результатам моделирования, тыс.м³; K_p – показатель плотности руды, т/м³; B_n – показатель выхода продукта с 1 т руды, %; C_n – цена на 1 т продукта на рынке сбыта, тыс. тенге; $K_{вск}$ – коэффициент вскрыши.

Затраты включают в себя выраженные в денежной форме расходы всех видов ресурсов, необходимых для реализации планируемого объема горнотранспортных работ.

Расчет экономической эффективности горнотранспортных работ выполняется автоматически, а блок «Расчет» необходим в том случае, если данные отражены в однострочных редакторах изменений и нужно пересчитать их выходные значения. То есть, чтобы посмотреть производительность ГТСК по горной массе за смену с новыми значениями, нужно будет изменить значения в однострочных редакторах и запустить в работу блок «Расчет».

Исходя из предложенной структуры рассмотрения геотехнологического комплекса, предлагается и подход к оценке экономической эффективности его функционирования. При этом величина возможных доходов предприятия устанавливается по установленной производительности горнотранспортного комплекса по горной массе за рассматриваемый период (технологически стабильный период, месяц, квартал, год или произвольный период). Далее, исходя из принятого на предприятии или установленного в результате каких-либо дополнительных расчетов коэффициента вскрыши, определяется объем извлеченной руды за данный период времени. Этот показатель может корректироваться показателем разубоживания руды, значение которого принято на предприятии. Зная объемный вес и выход основного компонента из одной тонны руды, вычисляется объем получаемой продукции. Учитывая современные цены на получаемую продукцию и установленный её объем за рассматриваемый период, получаем об-

щий возможный доход от реализации продукции предприятием. В данном случае нет необходимости иметь высокую степень точности расчетов в плане учета всех имеющихся затрат, так как основной целью является оперативный учет только тех из них, которые являются непосредственными производными от показателя устанавливаемой в процессе моделирования сменной или средне-сменной производительности горнотранспортного комплекса в рамках общесистемного подхода. Все остальные затраты могут в данном случае быть проигнорированы, так как принимаются относительно неизменными и на ход оптимизации параметров работы горнотранспортного комплекса влияния практически не имеют.

Таким образом, зная реакцию горнотранспортной системы на реализацию тех или иных решений организационного, технического, технологического и экономического плана, выразившуюся в изменении производительности технологического комплекса, можно условно оценить и реакцию на данное решение показателя общего дохода предприятия от реализации измененного объема продукции.

Изменения производительности технологического комплекса от принимаемых различных решений ведут к изменению величины затрат, связанных с выполнением фактического объема горнотранспортных работ. Объем этих изменений нужен для определения прибыли предприятия от реализации получаемой продукции в каждом из вариантов, а характер изменения затрат по статьям текущих и других единовременных расходов необходимо знать для выявления характера зависимостей между принятыми мерами и изменениями тех или иных статей интегрированных расходов. В связи с принятием такого условия разница между величиной дохода от реализации полученного объема продукции и объемом текущих и единовременных затрат на обеспечение работы горнотранспортного комплекса в рамках предложенного подхода воспринимается как «Условный экономический эффект».

Таким образом, если обозначить через Π_0 доходы, обеспечиваемые от реализации полученной продукции при данном варианте работы технологического комплекса, а через $\sum Z_{м.з}$ – сумму всех текущих и единовременных затрат на организацию работы и функционирование горного и транспортного оборудования по нему, то формализованный расчет «Условного экономического эффекта» можно представить следующим образом:

$$\mathcal{E}_{усл} = \Pi_0 - \sum Z_{м.з}. \quad (2)$$

В случае необходимости сравнения между собой нескольких вариантов организации горно-транспортных работ или когда исследования направлены на совершенствование некоторого базового варианта вводится такой показатель, как «Относительный экономический эффект», рассчитываемый по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{отн}} = \mathcal{E}_{\text{усл}}^B - \mathcal{E}_{\text{усл}}^n, \quad (3)$$

где $\mathcal{E}_{\text{отн}}$ – относительный экономический эффект от реализации нового варианта, млн тенге; $\mathcal{E}_{\text{усл}}^B$ – затраты по базовому варианту, млн тенге; $\mathcal{E}_{\text{усл}}^n$ – затраты по новому n -му варианту, млн тенге.

Более детальный порядок и физический смысл расчетов по данным двум формулам представлен в работах [2, 3].

Комплекс проведенных исследований с использованием данного программно-методического обеспечения показал высокую степень чувствительности заложенной в нем экономико-мате-

матической модели к изменению горнотехнических и горно-геологических условий, а также внутренних параметров режима эксплуатации горнотранспортных систем карьеров, что позволяет на высоком уровне обосновывать различные технические, технологические, организационные и экономические решения. С использованием данного модуля могут успешно решаться задачи оценки эффективности инвестиционных проектов, направленных на совершенствование организации и реконструкцию горных работ как по эксплуатации крупных, так и средних и малых месторождений полезных ископаемых.

В целом данный подход является эффективным при обосновании практически любых мер организационного, технологического, технического и экономического плана, направленных на усовершенствование системы управления геотехнологическим комплексом и повышение эффективности его функционирования.

Библиографический список

1. Основные средства и нематериальные активы Республики Казахстан. 1999–2004: Статистический сборник / Под общ. ред. Ю.К. Шокаманова. Алматы, 2005. 188 с.
2. Галиев С.Ж., Рамазанов Б.М., Бекпеисова Н.С. Оценка экономической эффективности работы горнотранспортных комплексов карьеров // Труды Международной научной конференции «Наука и образование – ведущий фактор стратегии «Казахстан-2030». Караганда, 1998. С. 473–476.
3. Ахмедов Д.Ш., Баймухаметова Г.К., Бояндинова А.А., Долженков П.А. Общий подход к оценке эффективности работы автотранспорта // Труды VIII Международной научно-технической конференции «Проблемы карьерного транспорта», 20–23 сентября 2005 г. Екатеринбург, 2005. С. 6.

УДК 622.2

В. Н. Калмыков, А. А. Зубков

К ВОПРОСУ ПОВЫШЕНИЯ ИНТЕНСИВНОСТИ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИСТЕМАМИ С ЗАКЛАДКОЙ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

При разработке ценных руд наибольшее распространение получили камерные системы разработки с твердеющей закладкой, которые, однако, характеризуются низким коэффициентом использования рудной площади вследствие увеличения срока очистных работ в блоке за счет процесса закладки и твердения массива и соответственно ограниченной интенсивностью горных работ. В современных условиях, при росте дефицита сырья для металлургической промышленности, ставится задача повышения интенсивности горных работ, решение которой возможно за счет: применения более производительного горного оборудования

на подготовительно-нарезных и очистных работах; организации производства работ на нескольких горизонтах; сокращения сроков закладки и твердения материала, совмещения подготовительно-нарезных работ в смежных блоках с процессом формирования искусственного массива; оптимального раскроя шахтного поля и выбора рационального порядка отработки его запасов.

Анализ опыта подземной разработки показал, что на большинстве отечественных горнодобывающих предприятий при применении камерных систем используются комплексы современного мощного самоходного оборудования, и резерв по-

вышения производительности за счет технического перевооружения горных работ весьма ограничен.

Из практики освоения месторождений подземным способом известно, что организация добычи на нескольких этажах приводит к децентрации фронта горных работ и сопровождается усложнением процесса управления горным давлением. Данный вариант повышения интенсивности отработки следует рассматривать как нецелесообразный, принимаемый вынужденно.

Одним из наиболее перспективных направлений повышения интенсивности подземных горных работ является совершенствование технологии закладочных работ, имеющие целью сокращение времени процессов закладки камер и срока набора нормативной прочности искусственным массивом, которые изменяются от 3 до 8 месяцев.

Согласно нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки (1993 г.), производственная мощность горного предприятия для пологих месторождений находится по коэффициенту использования рудных площадей и производительности блока и его размерам в плане. Производительность блока при системах разработки с закладкой существенно снижается вследствие увеличения времени очистных работ за счет процессов закладки выработанного пространства твердеющими смесями и набора ими нормативной прочности. Расчеты показали, что уменьшение затрат времени на закладку и её твердение позволяют повысить производительность блока и увеличить объем добычи в течение того же периода времени и на тех же рудных площадях. Так, например, уменьшение нормативного срока твердения массива на 1, 2 и 3 месяца при общем сроке отработки камеры закладкой и твердением массива, равным 12 месяцев, позволяет повысить производительность блока соответственно на 9, 12 и 13%.

Очевидно, что реализация вышеперечисленных мероприятий приведет к росту себестоимости закладки, изменению технологической схемы приготовления твердеющей смеси и формирования искусственного массива в выработанном пространстве. В связи с этим была произведена технико-экономическая оценка вышеперечисленных мероприятий по сокращению нормативных сроков твердения монолитной закладки на примере одного из подземных рудников, эксплуатирующего медно-колчеданное месторождение на Южном Урале. Рассчитывались себестоимость приготовления единицы объема закладки, величина дополнительных инвестиций и годовых эксплуатационных расходов по вариантам.

Максимальный годовой объем добычи на рассматриваемом подземном руднике при сплошном порядке выемки составляет 2300 тыс.т. Требуется увеличить производственную мощность рудника до 2500 тыс.т, т.е. повысить интенсивность отработки на тех же рудных площадях. При росте производительности на 8–10% потребуется дополнительно отработать и заложить в течение года 3–4 камер при среднем объеме одной камеры 60 тыс.т. Резервные мощности ПЗК позволяют это сделать. Таким образом, увеличение объемов добычи может быть обеспечено за счет совершенствования технологии закладочных работ, в частности за счет сокращения сроков твердения.

Предполагается обеспечить рост объемов добычи за счет сокращения сроков отработки блока, в частности сокращения времени твердения массива. Возможно решить эту задачу путем создания новых забоев, развития дополнительных фронтов, однако это нарушает общий порядок, приводит к дестабилизации.

Для уменьшения срока твердения искусственного массива были проведены исследования технологии закладки по следующим вариантам: увеличение расхода вяжущих компонентов в составе твердеющей смеси; повышение температуры закладочных смесей на стадиях приготовления, транспорта и формирования закладки; включение в состав твердеющих смесей химических ускорителей твердения. В связи с тем, что временные затраты на заполнение камер находятся в пределах 0,7–1,0 месяца, сокращение этого срока за счет увеличения производственной мощности закладочного комплекса следует считать нецелесообразными из-за существенного роста капитальных затрат, связанных с повышением производительности ПЗК.

Анализ результатов лабораторных исследований показал, что повышение расхода вяжущих компонентов в составе закладочной смеси приводит к сокращению срока твердения искусственного массива, но существенно отражается на себестоимости закладки.

Проведенные ранее исследования свидетельствуют о том, что для закладочных смесей на основе доменного гранулированного шлака возможно существенное повышение прочности закладки за счет саморазогрева смеси. Повышение температуры твердения достигается включением в состав негашеной извести, которая в результате гашения выделяет большое количество тепла – 227 ккал тепловой энергии на 1 кг. При обычных условиях приготовления закладочной смеси ее температура при выходе из мельницы составляет 15–20°C, для повышения интенсивности тверде-

ния закладочной смеси, укладываемой в выработанное пространство, необходим ее разогрев до температуры 40°C, этим возможно добиться ускорения твердения составов на 30–50%. Подача извести и приготовление закладки осуществляется без существенного изменения технологической схемы поверхностного закладочного комплекса, известь включается в состав закладочной смеси путем установки бункера и дозатора. Так как в результате быстрого гашения извести может произойти закупорка трубопровода, во избежание этого нежелательного явления используется пластифицирующая добавка ЛСТ в количестве 0,3% от массы вяжущего.

Расход компонентов закладочной смеси при применении негашеной извести приведен в табл. 1, добавка негашеной извести повлечет снижение расхода цемента на 7%.

Общее увеличение себестоимости закладочной смеси составит для данного варианта закладки камер 8,5%. Годовые затраты на интенсификацию развития горных работ с помощью разогрева закладочной смеси негашеной известью составят 7830 тыс.руб./год.

Использование негашеной извести предполагает полную замену цемента как активизатора доменного шлака. Переход на бесцементное вяжущее потребует организацию производства негашеной извести, сопряженное с большими инвестициями в сооружение известкового завода, если не имеются поставщики данного материала. Расчеты показали, что внедрение известково-шлакового вяжущего не ведет к росту себестоимости закладочных работ и даже имеет место небольшое ее снижение за счет разницы в ценах цемента и негашеной извести.

Для интенсификации твердения закладочных смесей на основе цемента и доменного гранулированного шлака возможно использование разогретой воды. При обычных условиях приготовления закладочной смеси в мельницу подается вода температурой 5–20°C, среднегодовая температура воды составляет 7°C. При повышении

температуры закладочной смеси, укладываемой в выработанное пространство до 40–50°C, возможно ускорить твердение массива.

Температура компонентов, применяемых для закладочной смеси, и соответственно расход энергии на подогрев воды в зависимости от времени года будет меняться, поэтому степень нагрева воды для затворения состава должна учитывать сезонность работ.

На каждом подземном руднике имеется котельная, которая рассчитана на выработку определенного количества тепла. Фактическая годовая производительность котельной, как правило, превышает потребности рудника. Поскольку котельная обычно находится на территории промплощадки вблизи закладочного комплекса, для того чтобы организовать производство разогретой воды, необходимо проложить трубопровод от котельной до закладочного комплекса, а в технологическую схему подачи воды дополнительно включить теплообменник.

Анализ результатов проведенных исследований твердения составов с применением разогретой воды показал, что затраты на выработку необходимого количества тепловой энергии на подогрев воды для интенсификации твердения закладочной смеси составят 2485,3 тыс.руб./год.

Для интенсификации твердения закладочных смесей возможно также использование ускорителей твердения, таких как КОН и NaOH. Добавка ускорителя твердения в количестве 5% от массы вяжущего позволяет сократить время твердения на 50–60%.

При экономической оценке данного варианта интенсификации процесса твердения рассчитывались годовые затраты на приобретение ускорителя твердения и затраты на дооснащение закладочного комплекса бункером – дозатором для каустической соды. Так как стоимость КОН выше стоимости каустической соды (NaOH) в качестве ускорителя твердения принимаем каустическую соду (NaOH). Годовые затраты на приобретение ускорителя твердения составят 41,3 млн.руб.

Таблица 1

Себестоимость 1 м³ предлагаемых составов закладочных смесей

Нормативная прочность закладки, МПа	Расход компонентов смеси на 1 м ³ , кг						Себестоимость смеси, руб./м ³
	Вяжущее				Заполнитель		
	Цемент	Шлак	Известь	ЛСТ	Диабаз	Вода	
1	37	200	27,25	0,5	1100	500	170,25
3	93	200	27,25	0,5	1030	500	217,73
5	140	300	27,25	0,5	930	500	282,56

Таблица 2

Сравнение вариантов интенсификации

Вариант интенсификации твердения закладочных смесей	Инвестиции, тыс.руб.	Годовые затраты, тыс.руб.
Применение разогретой воды	1900	2385,3
Применение извести	258,8	7830
Применение каустической соды	103,5	41315,3

В табл. 2 приведено экономическое сравнение вышеперечисленных вариантов интенсификации отработки Узельгинского месторождения.

По результатам экономического сравнения вариантов интенсификации твердения закладочных составов можно сделать вывод о том, что наименее затратным способом является применение разогретой воды в случае, если горное предприятие не имеет своей рудной базы и завода для производства негашеной извести. При наличии собственного известкового производства предпочти-

тельным является вариант использования бесцементных составов закладки.

Увеличение затрат на закладку выработанного пространства путем применения разогретой воды позволит получить снижение себестоимости добываемой руды за счет экономии на условно постоянных расходах на 17 руб./т. Расчетное увеличение рентабельности Узельгинского рудника составило 3,23%. В результате проведенного анализа увеличение производительности на 20% возможно при сокращении сроков твердения с 6 до 3 месяцев.

УДК 622.23.054.72

Г. Д. Першин, Г. А. Караулов, Н. Г. Караулов, А. Г. Караулов

ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБОВ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МРАМОРНОГО СЫРЬЯ

На современных российских предприятиях степень переработки добываемого мрамора в несколько раз ниже, чем на аналогичных зарубежных. Вследствие чего предприниматель вкладывает деньги в опытные карьеры и, не находя там выхода товарных блоков, прекращает дальнейшую разработку. А идеальных мраморных блоков без трещин не будет, так как вследствие геологических процессов, а именно тектонических нарушений разрывного и складчатого характера, в мраморе образуются трещины.

Из этого можно сделать вывод: что при добыче мрамора акцент надо ставить не только на выход товарных блоков, а на комплексное использование добываемого мраморного сырья. Только при таком подходе можно наиболее эффективно и с полной отдачей использовать мраморные месторождения.

Наиболее эффективная отработка месторождений обеспечивается за счет оптимизации параметров уступа, оптимизация параметров уступа возможна при использовании алмазно-канатных машин.

Ранее, при обосновании высоты уступа [4] с использованием алмазно-канатного оборудования, добывался максимальный выход товарных блоков только в карьере, но не учитывались требования, предъявляемые к блокам при обработке их в камнеобрабатывающем цехе. Например, эффективность распиловки блоков I и II групп, как показывают расчеты, на Воскресенском камнеобрабатывающем заводе будет на 50% выше, чем распиловка блоков III группы. На Воскресенском заводе сделаны замеры времени на производство плит-заготовок, и, как видно из графика на рис. 1

[7], чем больше объем блоков, тем меньше время требуется на производство одного и того же числа плит-заготовок. При пилении блоков меньше 3 м^3 будет получено $15,1 \text{ тыс.м}^2$ плит-заготовок, а при пилении блоков больше 3 м^3 (I и II групп) можно произвести $21,3 \text{ тыс.м}^2$. При норме прибыли на 1 м^2 облицовочной плиты, равной 500 руб., годовой экономический эффект превысит 3 млн руб.

При обосновании параметров системы разработки необходимо учитывать различную стоимость блоков в зависимости от их объема при их реализации, в соответствии с чем предлагается методика определения оптимальной высоты добычного уступа по критерию максимальной стоимости всех блоков, получаемых в процессе выемки, во взаимосвязи с применяемым в КОЦ оборудованием.

Например, если работа КОЦ направлена на выпуск слэбов, предприятие в первую очередь

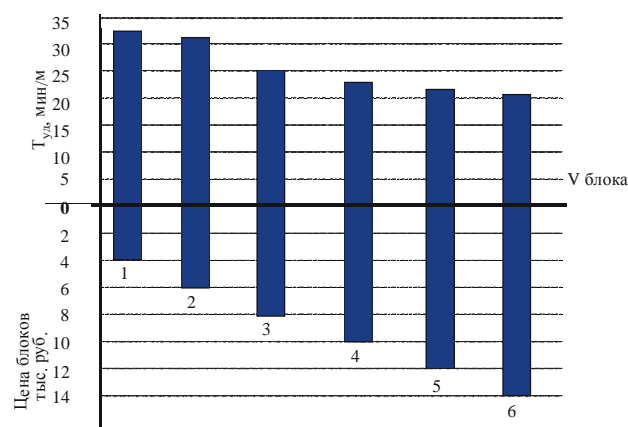


Рис. 1. Зависимости удельного времени распила блоков от их объема и цены

заинтересовано в обработке блоков объемом больше 3 м³, блоки меньших объемов в данном случае менее ценны. Таким образом, обосновывая высоту уступов и выбирая оптимальную, исходя из интегральной стоимости всех блоков, получаемых при разработке и переработке их, достигаем наибольший эффект как при реализации блоков, так и при дальнейшей их переработке на собственном предприятии.

Как уже отмечалось выше в разработанной ранее методике [4], обоснование оптимальной высоты уступа производилось без учета последующей переработки блоков, а именно не учитывалась разница в стоимости блоков в зависимости от их объема и соответствия группам ГОСТ 9479-98.

Для нахождения оптимального значения высоты монолита в разработанной методике в качестве критерия оптимизации принят минимум удельных затрат на добычу камня, который определяется из выражения

$$C_v = \frac{C_s \times S_m}{K_B} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где C_s – удельные затраты на резание камня, руб./м²; S_m – удельная площадь обнажения монолита в массиве, м²; K_B – коэффициент выхода товарных блоков из объема монолита.

Показатель удельных затрат на резание камня определяется по Г.Д. Першину из условия:

$$C_s = \frac{C_o}{K_{uo} \cdot V_n \cdot h} + B_n \cdot (C_s \cdot A_{y0} + C_u \cdot R_{y0} \cdot \gamma_a), \quad (2)$$

где C_o , C_s и C_u – стоимости соответственно работы алмазно-канатной машины, руб./ч; электроэнер-

гии, руб./кВт×ч; алмазов в инструменте, руб./кар.; K_{uo} – коэффициент использования оборудования во времени; V_n – скорость подачи инструмента на забой, м/ч; A_{y0} – удельная работа распиловки, Дж/м³; R_{y0} – удельный расход алмазного инструмента; γ_a – содержание алмазов в единице объема алмазонасущего слоя инструмента, кар.; h , B_n – высота и ширина щели пропила, м.

Связанная с протяженностью контактного взаимодействия «инструмент–порода» удельная площадь обнажения монолита в массиве S_m влияет на энергосиловые показатели, производительность резания и удельный расход алмазного инструмента, определяется по формуле

$$S_m = h^{-1} + l^{-1} + b^{-1}, \quad (3)$$

где h , l и b – высота, длина и ширина монолита, м.

Коэффициент выхода товарных блоков может быть представлен степенной функцией высоты монолита:

$$K_B = k_0 \cdot h^m, \quad (4)$$

где k_0 – коэффициент пропорциональности для пород средней прочности, $k_0=1,5 \pm 0,1$; m – показатель степени, для условий Коелгинского месторождения $0,01 < m < 0,6$.

Величина показателя степени m в формуле (3) определялась по значениям коэффициентов K_{B1} , K_{B2} выхода товарных блоков при высотах монолита h_1 и h_2 (м) в диапазоне $h=1-12$ м с использованием соотношения

$$m = \frac{\ln(K_{B1}/K_{B2})}{\ln(h_1/h_2)}. \quad (5)$$

Установлено, что значение показателя m зависит не только от природной трещиноватости и высоты монолита, но и от объема минимального товарного блока. Показатель m увеличивается с 0,10 до 0,35 (рис. 2), в первом случае учитывались блоки 1, 2 и 3-й группы, во втором – только первой группы (параметры трещин и высота уступа одинаковые).

Анализ зависимостей свидетельствует о возрастании коэффициента выхода товарных блоков при увеличении размеров монолита.

Для определения оптимальной высоты монолита из условия минимума удельных затрат на добычу дифференцируем составляющие выражения (1) по высоте монолита и подстановкой их в условие $C_v/\partial h = 0$. Получаем следующее дифференциальное уравнение:

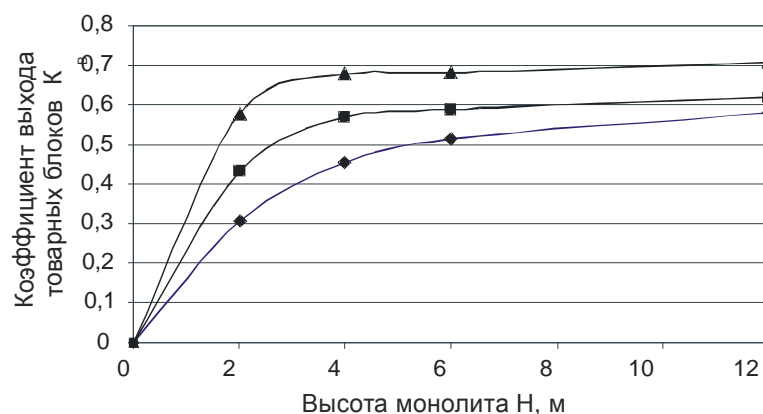


Рис. 2. График зависимости коэффициента выхода товарных блоков от высоты монолита (H) и различной группы блоков по ГОСТ 9479-98:

- ◆ – блоки I группы ($m=0,35$), ■ – блоки I, II группы ($m=0,02$),
- ▲ – блоки I, II, III группы ($m=0,01$)

$$\frac{\partial C_s / \partial h}{C_s} = \frac{\partial K_B / \partial h}{K_B} - \frac{\partial S_m / \partial h}{S_m} \quad (6)$$

После математических преобразований полученное уравнение можно представить в виде

$$H^3 - (h_s^{on})^2 \cdot \left(\frac{1+n}{1-n}\right) \cdot H = 0 \quad (7)$$

Решение (7) дает следующее оптимальное соотношение:

$$H_v^{on} = h_s^{on} \cdot \left(\frac{1+n}{1-n}\right)^{0,5} \quad (8)$$

где оптимальная высота пропила h_s^{on} определяется из условия

$$\left(h_s^{on}\right)^{-1} = k_n \cdot \sigma_n \left[\mu \cdot k_h \cdot k_g \cdot k_{uo} \times \right. \\ \left. \times V_p \cdot C_o^{-1} \cdot \left(C_g + \gamma_a \cdot C_u \cdot \frac{R_{y\partial}}{A_{y\partial}} \right) \right]^{0,5} \quad (9)$$

Для численного расчета по формуле (9) использованы отечественные и зарубежные данные о расходе алмазного инструмента и энергии в зависимости от силового режима резания и об оценке статей эксплуатационных затрат при распиловке канатными пилами пород различной прочности. Анализ стоимостных параметров свидетельствует, что определяющими являются расходы на алмазный инструмент, заработную плату и амортизацию камнерезного оборудования. Именно

отношение стоимостей работы алмазно-канатной машины и алмазов в инструменте (C_o/C_u) в наибольшей степени влияет на конечные результаты исследуемой модели. Причем величины (C_o/C_u) существенно различаются по отечественным (0,5–1,0 кар./ч) и зарубежным (2,0–2,5 кар./ч) данным из-за различий уровней заработной платы и цен на алмазный инструмент. Затраты на потребление энергии невелики (по сравнению со стоимостью алмазного инструмента), и в расчетах их можно не учитывать, приняв $C_g/C_u \approx 0$.

Далее из рационально сочетающихся размеров монолитов определяются оптимальные по условию минимума удельных затрат. Определение удельных затрат на добычу C_v для монолитов разных размеров по разработанной методике (рис. 3) свидетельствует о наличии зоны минимума удельных затрат и позволяет установить оптимальную высоту монолита. Для условий Коелгинского месторождения оптимальная высота монолита находится в пределах 7–9 м (см. рис. 3).

Из графика следует, что оптимальная высота уступа, рассчитанная с учетом последующей переработки блоков, увеличивается с интервала 6,0–8,0 м до 7–9 м.

При таком подходе оптимальные параметры уступа

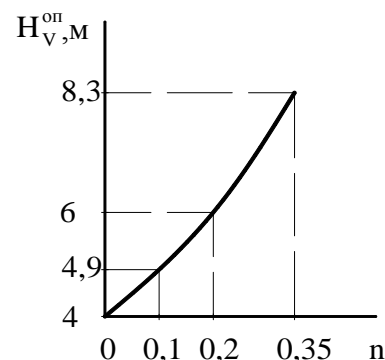


Рис. 3. График зависимости оптимальной высоты добычного уступа от показателя n

Варианты переработки серых мраморов

Виды сырья и отходов	Варианты				
	существующие	предлагаемые			
	I	II	III	IV	V
1. Блоки по ГОСТ – 20%	Алмазно-дисковый станок	Штрипсовый станок	Многоканатный станок		
2. Блоки по ТУ; V=1–2 м³ – 30%	Продажа по 3,5 тыс.руб./м³	Алмазно-дисковый станок			
3. Глыбы; V=1–0,4 м³ – 20%	Вывозятся в отвал	Алмазно-дисковый станок «Алмаз-12м», г.Полтава	Алмазно-дисковый станок с фиксатором блоков ST/1000; ST/725	Дробление бутобоем и отправка на камнекольный пресс	Производство искусственных блоков по ГОСТ 21-40-84
4. Окол; V=0,4–0,1 м³ – 12%		Дробление и производство брекчиевидных и мозаичных плит на примере выпускаемой продукции фирмой «Эталон», г.Магнитогорск	Дробление и производство прессованных и формованных плит по технологии «Лонжнотти» (окупаемая при больших объемах)	Камнекольный пресс. Изделия с колотой фактурой	
5. Щебень; d=5–70 мм – 10%				Дробление щебня на муку и продажа ДРСУ для асфальтобетонной смеси	

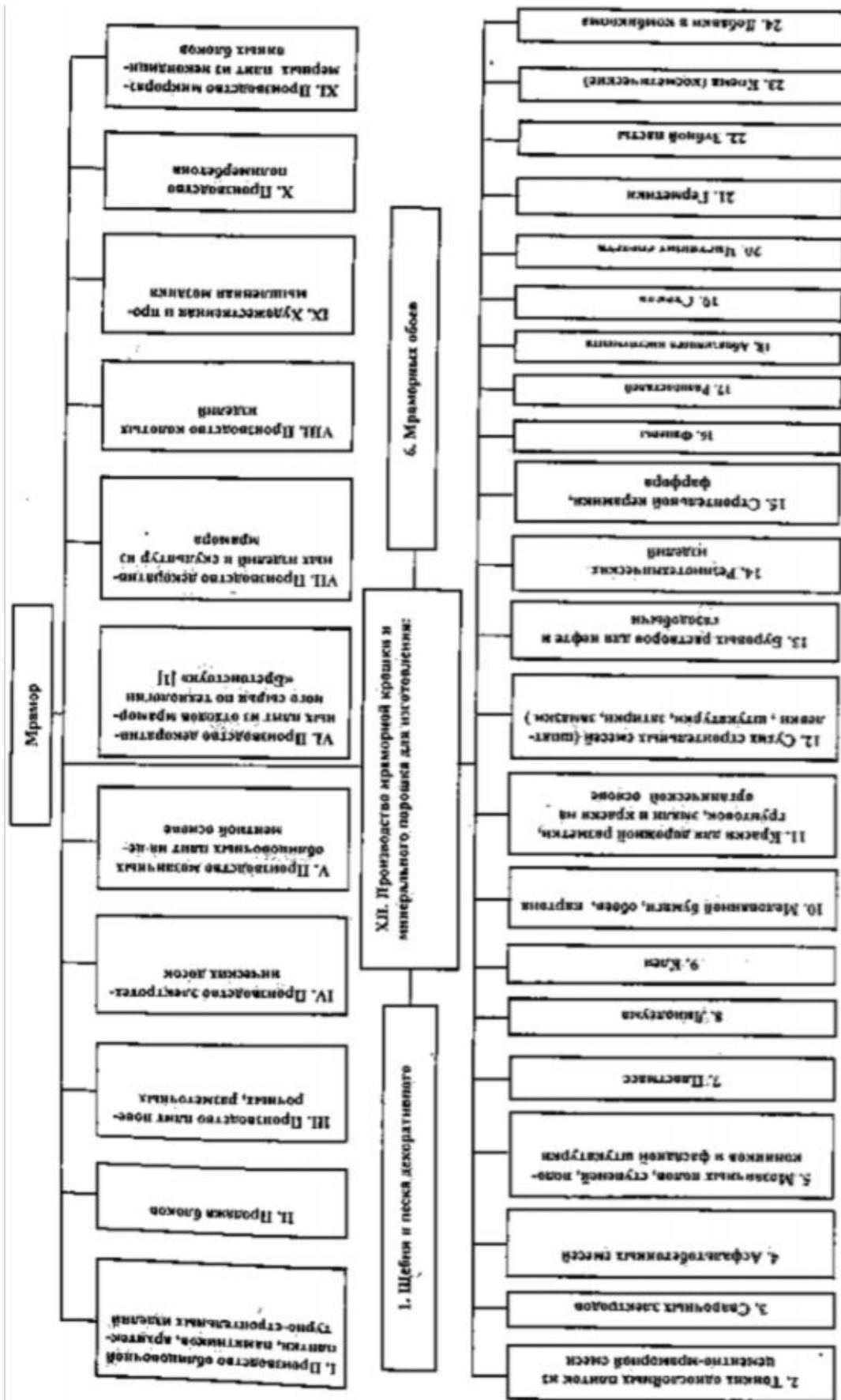


Рис. 4. Варианты использования мраморного сырья

будут обеспечивать максимальную эффективность функционирования цепочки КАРЬЕР–КАМНЕОБРАБАТЫВАЮЩЕЕ ПРОИЗВОДСТВО. При этом нужно учитывать спрос на определенный вид продукции. При этом необходимо рассматривать параметры системы разработки, исходя из стоимости блоков по группам ГОСТ 9479-98. Задача комплексного использования мрамора должна обеспечивать не только максимум добываемого блочного сырья, но и учитывать максимальную прибыль от реализации готовой продукции при переработке всей вынудой горной массы. При добыче мы получаем I–III группы по ГОСТ-9479-98, некондиционные блоки, глыбы, окол и щебень, в соответствии с чем нами разработана методика, обеспечивающая выбор необходимого оборудования для распиловки и обработки каждой из приведенных групп. В **таблице** отражены все виды сырья и варианты его переработки. Представленная методика позволяет выбирать оптимальную схему для всех групп с учетом горно-геологических возможностей месторождения и конъюнктуры рынка. Например, некондиционные блоки можно распилить на мелкогабаритную плитку, сделать колотый камень либо переработать на щебень и крошку. Очевидно, что переработка на крошку потребует значительных затрат и не всегда приведет к получению прибыли.

Проведя экономическое сравнение распиловки блоков I и II групп, следует, что эффективнее распиливать блоки на многоканатных станках [6]. Блоки III группы и некондиционные эффективно распиливать на алмазно-дисковых станках. Глыбы можно распиливать на малогабаритном станке типа РС-44. Также глыбы можно раскалывать на камнекольном прессе с установкой его в карьере. Окол можно использовать для производства фасадных панелей, изделий с колотой фактурой, для производства брекчиевидных, мозаичных, а также искусственных блоков. Исследование экономической эффективности производства изделий с колотой фактурой на прессе фирмы «МЕС» (с мощностью раскола 24 т и высотой раскола до 550 мм), который целесообразно

иметь на карьере, так как он не требует воды и тепла, подтверждает возможность окупить станок за 6 месяцев. Чисто текущая стоимость проекта за 7-летний период составит 5,9 млн рублей.

Объемы окола и щебня на Редутовском карьере для производства мозаичных плит сопоставимы с объемами фирмы «Эталон», г. Магнитогорск, поэтому данная линия может быть использована и на Редутовском карьере.

Также существует методика использования мраморных отходов на дробление и производство пресованных и формованных плит по технологии «Лонженотти» [1]. Производительность самой низкой производственной технологии предусматривает 52 м², то есть в год производительность будет 146 тыс. м² и с выходом 17,6 м² с 1 м³, следовательно, для полноценной работы линии требуется 1,8 млн м³. Приходим к выводу, что эта технология окупаема при очень больших объемах, а значит, в нашем случае непригодна. То же самое относится к производству искусственных блоков.

На основе разработанных методик можно повысить эффективность использования мраморных месторождений за счет повышения товарности добываемых блоков и максимального использования всей добываемой горной массы в карьере. Экономический эффект от внедрения рассмотренных вариантов переработки отходов мраморного сырья составит 8 млн рублей в год применительно к Редутовскому месторождению. Однако спектр использования мраморных отходов очень широк и не ограничивается рассмотренным. Это изготовление чистящих паст, порошков и полировочных составов, для питательных субстратов гидропоники и раскисления почв, для тушения пожаров и посыпки рубероидных покрытий, в качестве фильтров водоочистных сооружений и добавки в комбикорма. На **рис. 4** представлено 33 варианта использования мраморного сырья. Из них для переработки отходов серых мраморов рассмотрено только 18 вариантов, которые не требуют чисто белого мрамора [3].

Библиографический список

1. Волуев И.В., Сычев Ю.И., Ткач В.Р. Безотходная технология добычи и обработки природного камня. М.: Недра, 1994. 192 с.
2. ГОСТ 9479-84. Блоки из природного камня для производства облицовочных изделий. Технические условия. М.: Изд-во стандартов, 1987.
3. Караулов Г.А., Караулов А.Г., Чернов Э.В. Пути повышения эффективности освоения Редутовского месторождения // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. Магнитогорск, 2005. С. 10–20.
4. Першин Г.Д., Караулов Г.А., Караулов Н.Г. Добыча блоков мрамора алмазно-канатными пилами: Уч. пособие. Магнитогорск: МГТУ, 2003. 103 с.
5. Синельников О.Б. Конъюнктура производства и потребления природного облицовочного камня «Атолл». М., 1992.
6. Караулов А.Г. Оценка экономической эффективности распиловки мраморных блоков // Добыча, обработка и применение природного камня: Сб. науч. тр. Магнитогорск, 2006.
7. Памшев А.Н., Карасев О.Ю. Определение оптимальных размеров блоков природного камня при распиле на ортогональных станках // Горный журнал. 2001. № 3.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 621.746.5.047:669.14

В. А. Бигеев, Е. Б. Агапитов, М. М. Ерофеев, И. М. Захаров, С. А. Самойлин

РЕЗУЛЬТАТЫ ОБРАБОТКИ РАСПЛАВА СТАЛИ НА АГРЕГАТЕ КОВШ-ПЕЧЬ С ПОЛЫМИ ЭЛЕКТРОДАМИ

В 2005–2006 гг. проведен комплекс исследований по совершенствованию работы агрегата ковш-печь (АКП) №1 кислородно-конвертерного цеха ОАО «ММК», представляющий собой двухпозиционный агрегат фирмы «FUCHS systemtechnik», предназначенный для обработки ковшей емкостью 370 т. Проектная мощность агрегата – около 5,5 млн тонн стали в год – является в настоящее время одной из самых высоких в мире.

Эффективность электродугового подогрева расплава зависит от ряда технологических факторов:

- толщины и состава шлакового покрытия металла;
- температуры расплава;
- длительности работы дугового устройства;
- режима перемешивания расплава;
- запаса устойчивости и быстродействия автоматической системы регулирования положения электродов;
- рабочей ступени печного трансформатора, определяющей напряжение, ток и длину дуги.

Эффективность нагрева определяется соответствием проектных и эксплуатационных характеристик.

Проведенные с помощью созданной системы сбора и обработки информации о электрических па-

раметрах дуговой установки исследования показали, что в настоящее время она работает в несимметричном, нестабильном режиме и не обеспечивает повторяемость нагрева в сходных условиях.

Возникновение несимметричного режима связано с разбалансировкой электрических фаз и нестабильной работой электрических дуг, эти эффекты определяются режимом АСУ управления дугами. Вследствие разбалансировки электрической системы перекосы токов по фазам достигают 30–40%, что приводит к неравномерному нагреву электродов и небалансам мощности отдельных дуг [1]. Так как персонал изменяет расход газа на донную продувку в соответствии с малопредсказуемой производственной обстановкой и периодическим использованием совместно с донной продувкой верхней фурмы, происходит разброс удельных энергетических затрат на тонну стали при сходных начальных условиях обработки, в частности начальной температуре металла, марке стали и ее составе. На **рис. 1** представлены результаты обработки массива данных паспортов 320 плавок стали марки 08, анализ которых показывает, что существуют факторы, обуславливающие группировку значений удельных расходов в определенных зонах (0,003–0,01; 0,01–0,02; выше 0,02 кВт·ч/(с·т)), выявление данных факторов позволит управлять режимом нагрева расплава и снизить удельный расход электроэнергии.

Анализ электрических режимов показал, что одним из факторов, определяющих эффективность вложения электроэнергии, является устойчивость горения дуг. Совместное исследование электрических и тепловых характеристик работы печи ковша позволило оценить связь к.п.д. нагрева и режима работы ЭДУ. Выявлено снижение к.п.д. нагрева при возрастании несимметричности работы ЭДУ. Несимметричность токов по фазам более 10% сопровождается резким, скачкообразным изменением электрических

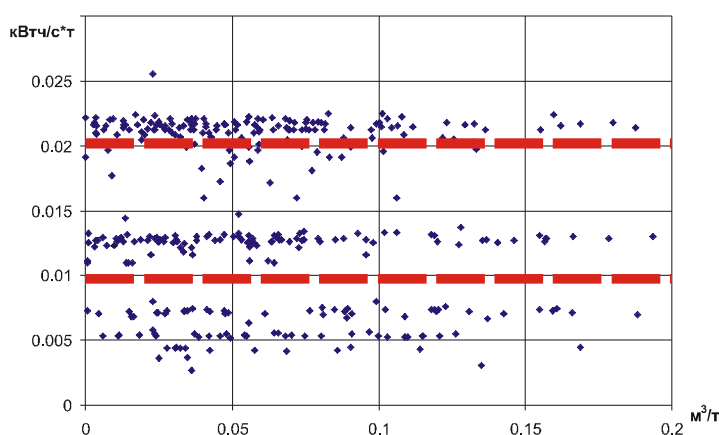


Рис. 1. Зависимость удельного расхода электроэнергии на обработку от удельного расхода продувочного аргона

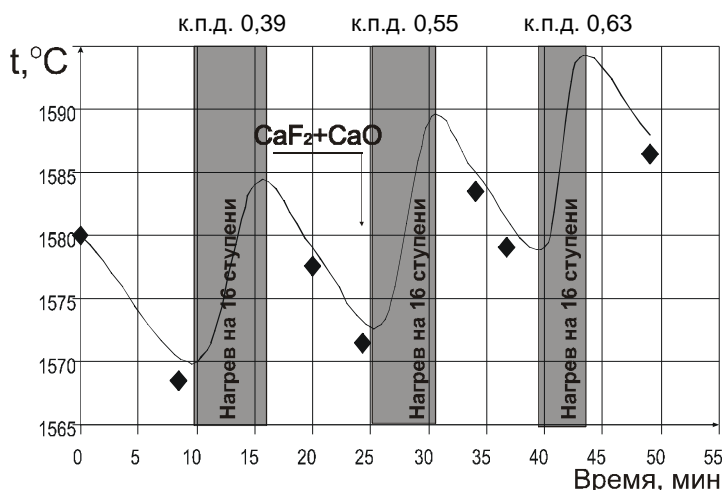


Рис. 2. График изменения температуры расплава и к.п.д. нагревов

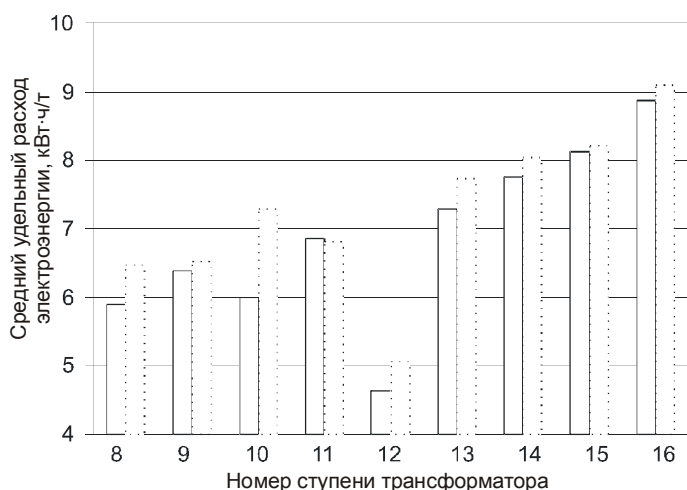


Рис. 3. Сравнение среднего удельного расхода электроэнергии на различных ступенях печного трансформатора при работе на полых (сплошные линии) и сплошных (пунктир) электродах

параметров ЭДУ и считается неустойчивым режимом работы.

Из рис. 2 видно, что нагревы, проводимые на одной и той же ступени трансформатора, но при различном режиме горения дуг, приводили

к различной эффективности (к.п.д.) нагрева [2]. При этом к.п.д. нагрева изменялся от 0,39 до 0,63. Параллельная регистрация электрических характеристик показала, что максимальный к.п.д. достигался при минимальном колебании электрических параметров – токов и напряжений, то есть при наиболее устойчивом режиме работы ЭДУ.

Для улучшения режима горения дуг, снижения расхода электродов было предложено оснастить агрегат полыми электродами и системой подачи в них газа.

Проведенные серии из 106 и 320 плавок показали перспективность предложенного решения. Экономия электроэнергии достигалась на всех ступенях работы трансформатора, однако наиболее существенно (6–7%) при работе на 12 ступени (рис. 3). Удельный расход электродов снижался в среднем на 10%, изменился характер выгорания электродов. Угар электродов происходил симметрично в виде воронки правильной формы, за счет привязки дуги в центрах электродов. Обнаружено, что устойчивое горение дуги связано с оптимизацией расходов подаваемого в электроды газа для каждой ступени работы трансформатора.

Технологические аспекты эффективности использования полых электродов могут наиболее ярко проявиться в технологии обработки сверхнизкоуглеродистых сталей (типа IF сталей) и при отклонении хода плавки от установившегося ритма или, например, в условиях отсутствия возможности наведения «белого» шлака из-за временных или технических ограничений. Особый интерес данная технология может представлять для производств, использующих ковши «с высоким» наливом, не позволяющим организовать вспенивание шлака как, например, в ККЦ ОАО ММК.

Библиографический список

1. Развитие системы управления электродуговой установкой печь-ковш с целью повышения эффективности нагрева / Е.Б. Агапитов, Г.П. Корнилов, А.А. Николаев, М.М. Ерофеев, Ю.П. Журавлев, А.П. Мусиенко // Изв. вузов. Электромеханика. 2006. № 4. С. 81–84.
2. Управление тепловым и электрическим режимами агрегата ковш-печь / Е.Б. Агапитов, Г.П. Корнилов, Т.Р. Храмшин, М.М. Ерофеев, А.А. Николаев // Электromеталлургия. 2006. № 6. С. 11–16.

Б. А. Никифоров, В. А. Бигеев, А. В. Пантелеев, А. И. Ушеров

РАСШИРЕНИЕ ШИХТОВОЙ БАЗЫ ПЛАВКИ СТАЛИ В ДУГОВЫХ ЭЛЕКТРОПЕЧАХ

В настоящее время доля электросталеплавильного производства в мире достигла 40% и продолжает возрастать. Во многом это связано с возможностью работы дуговых электросталеплавильных печей (ДСП) на различной шихте. В большинстве случаев выплавка стали осуществляется на твердой металлической шихте, часто на 100% состоящей из стального лома, что дает определенные экономические выгоды. В то же время следует отметить, что рост ресурсов лома не успевает за увеличением объемов выплавки электростали, особенно в странах и регионах с «молодой» индустрией. Это заставляет использовать другие металлические шихтовые материалы, чугун и продукты прямого восстановления.

За последнее время применение в дуговых сталеплавильных печах (ДСП) различных технических и технологических приемов и механизмов позволило сократить цикл плавки в ДСП до 40 мин, синхронизировать работу ДСП и МНЛЗ.

К этим приемам относятся:

Жидкий старт (оставление части металла и шлака от предыдущей плавки), **вдувание газов через подину, вдувание кислорода, применение жидкого чугуна, использование топливно-кислородных горелок (ТКГ или RCB), работа на длинных дугах (работа со вспененными шлаками и вдувание углеродсодержащих материалов), перемешивание ванны, эркерный выпуск, дожигание технологических газов, подогрев лома** (для шахтных и конвейерных печей).

Применительно к условиям интегральных металлургических предприятий наиболее важными и требующими отдельного рассмотрения являются **применение жидкого чугуна и работа на длинных дугах**.

Применение жидкого доменного чугуна (или полупродукта) в шихте ДСП позволяет повысить производительность агрегата и снизить содержание цветных примесей (Cu, Ni, Cr и т.д.) в стали (рис. 1 и 2). Получение металлического углеродистого полупродукта, содержащего 3,0–3,4% углерода, возможно двумя путями. Во-первых, он получается при деванадации ванадиевого чугуна, как, например, в ОАО «Нижнетагильский металлургический комбинат» и ОАО «Чусовской металлургический завод» [1]. Во-вторых, он может быть получен при переплаве лома в шахтной печи [2].

На рис. 1 графически представлены зависимости увеличения производительности ДСП при использовании чугуна и металлического полупродукта по сравнению с плавками на шихте, состоящей из 100% стального лома.

Как видно из рис. 1, применение жидких составляющих металлической шихты позволяет до определенных соотношений этих материалов и стального лома существенно повысить производительность ДСП. Особенно это касается использования углеродистого полупродукта.

При выплавке стали в современной дуговой электропечи следует особо выделить роль шлака

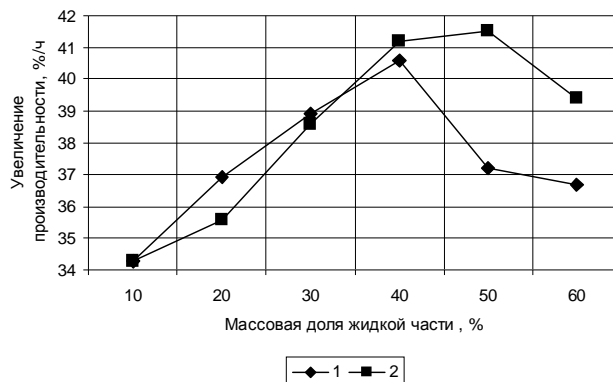


Рис. 1. Сравнение увеличения производительности дуговых электропечей при использовании жидкого чугуна (1) и металлического полупродукта (2)

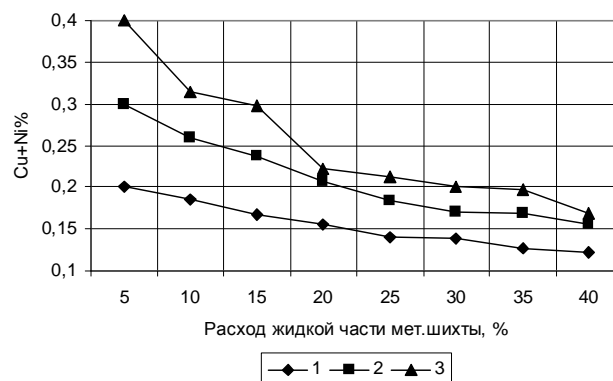


Рис. 2. Снижение содержания цветных примесей в готовой стали: 1 – при использовании лома с содержанием 0,2%(Cu+Ni); 2 – с содержанием 0,3%(Cu+Ni); 3 – с содержанием 0,4%(Cu+Ni)

в передаче тепла от дуг к ванне. Здесь непременным условием является полное «затопление» электрических дуг в вспененном шлаковом слое. В противном случае наблюдается перегрев свода и боковых стен печи за счет излучения тепла «открытыми» дугами. Это часто заставляет уменьшать длины дуг, работая на более низких ступенях вторичного напряжения печного трансформатора, т.е. снижать электрическую мощность печи, что в итоге приводит к удлинению продолжительности плавки.

Еще одним немаловажным фактором наряду с вдуванием углеродсодержащих материалов является применение металлизированного сырья в шихте ДСП. Но производство этого вида сырья из руды связано с большими капитальными затратами. Одним из возможных заменителей сырья могут стать металлизированные шламы доменного и сталеплавильного производств.

В настоящее время на крупнейших металлургических предприятиях РФ за длительное время эксплуатации доменных и кислородно-конвертерных производств накоплено большое количество шламов. Они представляют собой мелкодисперсионную гидроскопичную пульпу и являются продуктами улавливания газоочисток. Например, доменный шлак ОАО «ММК» имеет следующий химический состав: 55...58% FeO_{общ}, 1,15...1,30% Zn и др. конвертерный шлак: 60...65% FeO_{общ}, 2,0...2,5 Zn, т.е. по своей сути богатое железосодержащее сырье, но непригодное к доменной плавке в связи с высоким содержанием цинка.

Шламы, по ряду причин, в дальнейшем направляются в шламоотстойники и шламохранилища. В ОАО «ММК» годовое образование шламов достигает 500 тыс. т (из них примерно 300 тыс. т – доменных).

В настоящее время разработано множество вариантов технологий переработки шламов, которые можно разделить на две основные группы:

- 1) пирометаллургические (реакции восстановления в которых протекают при температуре свыше 1450°C);
- 2) гидromеталлургические (температура реакционных зон в которых лимитируется 1000...1100°C).

Главным достоинством первых является высокая производительность, обусловленная протеканием физико-химических реакций в жидких или эмульсионных режимах с возможностью получения жидкого чугуна и использования в качестве топлива обычных энергетических углей, однако для реализации и промышленного освоения подобных агрегатов требуется создание новых газоочистных, водофилтровальных и водоочистных сооружений.

Преимуществом вторых является то, что для реализации технологии утилизации шламов можно использовать уже имеющиеся на предприятии обжиговые вращающиеся печи. Главным недостатком этого процесса является сравнительно низкая производительность, обусловленная протеканием химических реакций восстановления в твердых веществах.

С целью возврата вторичного железосодержащего сырья (шламов) в производственный цикл в лаборатории кафедры МЧМ МГТУ им. Г.И. Носова были проведены эксперименты по низкотемпературному бескоксному восстановлению доменных шламов. Суть этих экспериментов сводилась к следующему: используя возможности печи Таммана, смоделировать процесс низкотемпературной металлизации шламов с параллельным удалением из сырья цинка.

Загружаемый шлак был отобран на вакуумно-фильтрационных установках ОАО «ММК» и имел следующий химический состав: Fe 49,5%; FeO 10,4%; Fe₂O₃ 59,1%; SiO₂ 4,58%; Al₂O₃ 1,44%; CaO 4,11%; MgO 0,91%; P 0,022%; MnO 0,14%; S 0,235%; TiO₂ 0,27%; Zn 0,83%; C 13,1%; Cr 0,07%.

Вследствие чего при металлизации данного вида железосодержащего сырья возможны протекания следующих химических реакций:

1. $6 \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 4\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$; – 71,30 кДж/моль; 660 К.
2. $2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{C} = 6\text{FeO} + \text{CO}_2$; – 243,20 кДж/моль; 1020...1070 К.
3. $2\text{FeO} + \text{C} = 2\text{Fe} + \text{CO}_2$ – 146,16 кДж/моль; 1120...1170 К.
4. $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} = 2\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}$; – 121,90 кДж/моль; 660...1030 К.
5. $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{C} = 3\text{FeO} + \text{CO}$; – 207,85 кДж/моль; 1020...1070 К.
6. $\text{FeO} + \text{C} = \text{Fe} + \text{CO}$; – 159,33 кДж/моль; 1120...1170 К.
7. $\text{ZnO} + \text{CO} = \text{Zn} + \text{CO}_2$; – 65,8 кДж/моль; 650...850 К.
8. $\text{ZnO} + \text{C} = \text{Zn} + \text{CO}$; – 238,5 кДж/моль; 1363 К.

Исходя из усредненного химического состава (расчет велся на 100 кг шихты), при проведении данных химических реакций с условием, что они протекают только за счет содержащегося в материале углерода, на восстановление оксида цинка требуется 1,23% углерода, содержащегося в материале, на восстановление железа потребуется весь оставшийся углерод, причем содержание металлического восстановленного железа не превысит 25...30%.

Суммарный тепловой эффект эндотермических реакций равен 1838,45 кДж/кг = 7,72 ккал/кг.

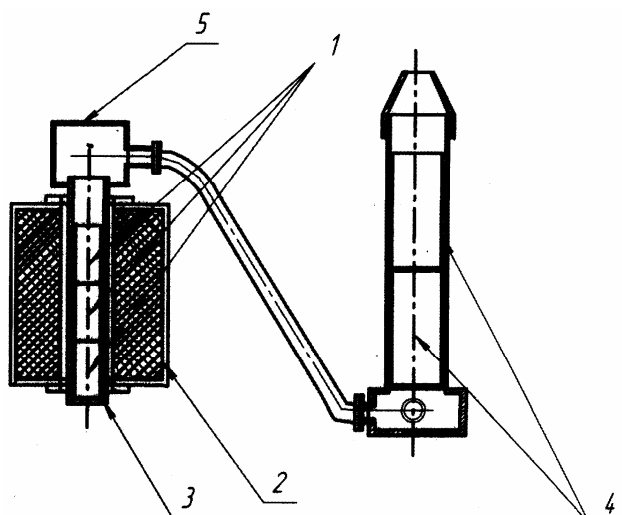


Рис. 3. Схема установки цинкоулавливания:
 1 – графитовые тигли с шихтой; 2 – графитовый блок; 3 – графитовая труба; 4 – очистной контейнер; 5 – отверстие для отбора газа и замера температуры внутри рабочего пространства печи

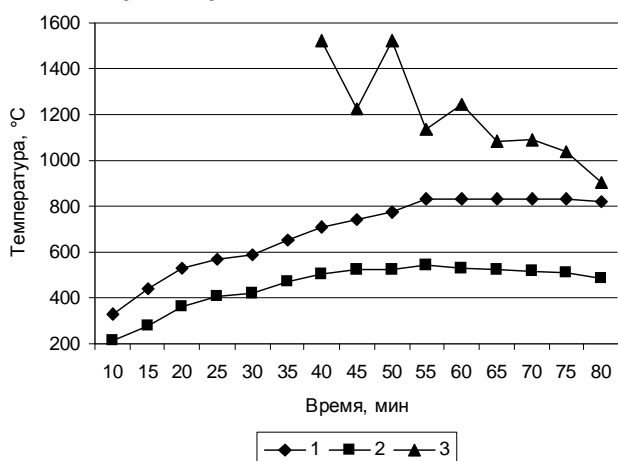


Рис. 4. Изменение температуры печи Таммана и верха установки цинкоулавливания:
 1 – температура тиглей и исходного материала; 2 – температура отходящих газов в верху печи; 3 – температура зоны дожигания газов

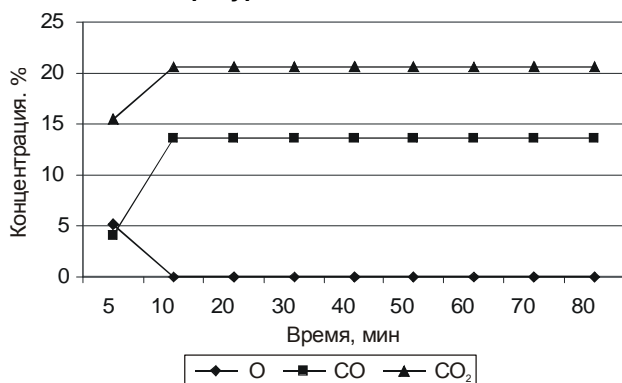


Рис. 5. Изменение газовой среды в печи Таммана

Результаты магнитной сепарации

№	Массовая доля, %				Температура металлизации, °C
	Fe	Fe мет	FeO	Zn	
1	78,8	73,90	5,07	0,23	820
2	76,1	60,20	19,44	0,17	820
3	72,4	43,20	35,80	0,22	820
4	75,1	55,90	24,19	0,15	825
5	77,0	63,50	16,19	0,15	825
6	75,7	59,80	19,46	0,22	835
7	72,4	44,00	35,54	0,21	830
8	70,7	37,40	41,60	0,22	830
9	71,1	42,10	36,90	0,27	830

На первом этапе в графитовые тигли загружалось примерно 300 г шламов, затем тигли помещались в рабочее пространство печи, нагревались до температуры 750...845°C и выдерживались при заданной температуре 1 ч. Затем полученный продукт извлекался из тиглей. Было зафиксировано снижение содержания цинка с 1,17 до 0,25% и частичная металлизация железа.

Вторым этапом в проведении экспериментов по металлизации шламов стало использование установки цинкоулавливания с целью получения цинкосодержащего концентрата. Схема установки цинкоулавливания приведена на рис. 3. Сама установка представляет собой печь «Таммана», в рабочее пространство которой помещались тигли с доменным шламом, затем на графитовую трубу навинчивался уплотнительный колпак с двумя технологическими отверстиями (одно горизонтальное – для отвода газов, второе вертикальное – для отбора проб газа и замера температуры внутри печи), соединенный с блоком контейнеров для улавливания цинка. Дальнейшая схема проведения экспериментов схожа с первым этапом.

Результаты проведенных экспериментов представлены в таблице. На рис. 4 и 5 приведены результаты температурных и газовых режимов печи Таммана в сборе с установкой цинкоулавливания.

Из приведенных данных видно, что максимальное снижение содержания цинка (вредная примесь) с 0,83 до 0,15% достигается при температуре 825°C.

Таким образом, наряду с применением стального лома и металлизированного первородного сырья в шихте современной ДСП целесообразным является использование жидких чугуна и высокоуглеродистого полупродукта, а также металлизированных шламов. Металлизацию последних желательно осуществлять с одновременным улавливанием цинка.

Библиографический список

1. Еланский Г.Н, Линчевский Б.В, Кальменев А.А. Основы производства и обработки металлов. М.: МГВМИ, 2005. 416 с.
2. Исследование технологии жидкофазного восстановления уральских титаномагнетитов / Б.А. Никифоров, В.А. Бигеев, А.Н. Бурдюков, А.В. Пантелеев // Прогрессивные процессы и оборудование металлургического производства. Череповец, 2006. С. 37.

УДК 669.14.018.298.583

М. Х. Зиатдинов, И. М. Шатохин, А. С. Бессмертных, В. Ф. Коротких,
А. В. Кутищев, Е. П. Годына, И. Р. Манашев, А. Е. Букреев

**ПРОИЗВОДСТВО АЗОТИРОВАННОГО ФЕРРОСИЛИЦИЯ
В РЕЖИМЕ ГОРЕНИЯ**

Азотированный ферросилиций, широко известный за рубежом как нитрид ферросилиция, представляет собой композиционный материал, основным компонентом которого является нитрид кремния Si₃N₄. Количество нитрида составляет обычно 70...80%, остальное – железо и его силициды, а также неизбежные примеси, характерные для ферросилиция. Нитрид ферросилиция впервые был получен в Японии и начал применяться в качестве упрочняющей добавки в неформованных огнеупорах, преимущественно в желобных и леточных массах для доменного производства [1].

Позднее азотированный ферросилиций стал применяться в качестве легирующего материала при выплавке высокоазотистых нержавеющей сталей путем электрошлакового переплава под давлением [2]. Благодаря высокому содержанию азота в нитриде ферросилиция (~30%) стало возможным выплавлять металл со сверхвысокой концентрацией азота (до 1,2%) при минимальном расходе легирующего материала. По сравнению с традиционно используемыми для этих целей азотированными сплавами хрома и марганца расход лигатуры снизился в несколько раз [3].

Основным компонентом азотированного ферросилиция, как указано ранее, является нитрид кремния Si₃N₄. Расчетное содержание азота в нитриде кремния составляет 39,9%. При этом он практически не имеет области гомогенности и при нормальном давлении устойчив до 1900°C. При его образовании выделяется теплота в количестве:



Высокая экзотермичность реакции позволила осуществить синтез нитрида кремния в режиме горения без использования традиционного печного оборудования [4]. Адиабатическая температура горения кремния в азоте, рассчитанная по методике [5], очень высока и составляет 4300°C. При этом

предполагается, что теплопотери в окружающую среду отсутствуют, а весь кремний полностью превращается в стехиометрический нитрид.

Адиабатическая температура горения ферросилиция в азоте ниже, чем у чистого кремния, т.к. тепловой эффект его взаимодействия с азотом тоже заведомо ниже экзотермичности системы кремний – азот. Основной причиной этого является наличие в ферросилиции значительного количества железа, которое в отличие от кремния реагирует с азотом практически без тепловыделения, а образуемые при этом нитриды железа Fe₄N и Fe₂N термически неустойчивы [6]. Другой причиной меньшей экзотермичности ферросилиция является то, что кремний и железо в нем связаны в термически устойчивые силициды, на разложение которых необходимо затратить значительное количество энергии.

На рис. 1 представлена зависимость адиабатической температуры горения ферросилиция в азоте от концентрации железа в сплаве. В ее расчетах, естественно, сделан ряд допущений. Однако, несмотря на это обстоятельство, расчет адиабатической температуры горения позволяет подтвердить

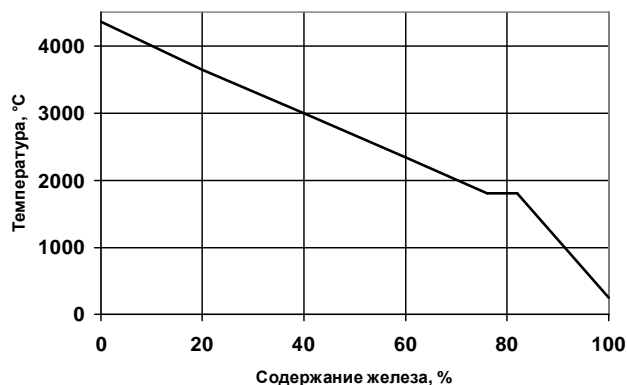


Рис. 1. Расчетная адиабатическая температура горения системы ферросилиций – азот

возможность осуществления СВС-процесса в системе ферросилиций – азот, а также оценить предельно возможную величину ее разогрева.

Расчеты составов продуктов азотирования ферросилиция в режиме горения дают следующие результаты. При использовании в качестве исходного сырья ферросилиция со стандартным содержанием кремния 45, 65 и 75% можно получить продукты с максимальным содержанием азота 23,0; 30,2 и 33,3% соответственно, что в перерасчете на нитрид Si_3N_4 составит 57,6; 75,5 и 83,2%. Адиабатическая температура горения при синтезе таких сплавов будет достигать 2500, 3200 и 3500°C соответственно.

Таким образом, есть реальные термодинамические предпосылки для успешного осуществления СВ-синтеза в системе ферросилиций – азот в широком диапазоне исходного состава сплава.

Нитрид ферросилиция за рубежом используется более 25 лет. Однако для российской металлургии он является сравнительно новым материалом. Его производство, основываясь на возможности осуществления СВС, в промышленных масштабах впервые в России освоено в ООО «Научно-техническая производственная фирма «Эталон», г. Магнитогорск (ООО «НТПФ «Эталон»). По подбору оборудования, подготовке шихты, объему СВС-реакторов (150 л) и масштабам производства оно не имеет аналогов в мире. Это обстоятельство является следствием научного подхода к реализации СВС-технологии.

Как следует из результатов исследования [7], азотирование металлических порошков происходит по механизму фильтрационного горения. Горение порошкообразного ферросилиция в азоте происходит также по закономерностям этого механизма.

Отличительной особенностью фильтрационного СВ-процесса является доставка газообразного реагента в зону горения путем фильтрации через пористую среду, образованную металлическим компонентом. Фильтрация газа возникает и постоянно поддерживается за счет разности давлений во внешней среде и в зоне реакции. Давление газа в зоне реакции постоянно снижается в результате интенсивного поглощения азота ферросилицием при высокой температуре.

Для фильтрационного горения характерна сильная зависимость параметров процесса от характеристик реагирующей системы, определяющих условия фильтрации, а именно: давление азота, пористость порошковой шихты, дисперсность порошка ферросилиция, а также геометрических размеров тиглей, где осуществляется синтез. Кроме того, на параметры процесса горения

порошка ферросилиция в азоте будут влиять исходные условия, определяющие тепловой баланс в системе, в частности: количество инертных компонентов в шихте, начальная температура компонентов реагирующей смеси, введение активирующих добавок, возможность плавления исходных порошков и продуктов реакции.

Лабораторными исследованиями СВС установлено, что все параметры процесса (скорость и температура горения, содержание азота в продукте реакции), хотя и в разной степени, увеличиваются с ростом давления азота и содержания кремния в ферросилиции (рис. 2).

Учитывая выявленные закономерности фильтрационного горения и предложения по способу производства легирующего материала на основе нитрида кремния [8, 9], в «НТПФ «Эталон» были подобраны основные параметры СВС-технологии азотирования ферросилиция – давление азота и гранулометрический состав порошка.

Необходимые плотность упаковки и пористость шихты достигаются за счет подобранной уникальной технологии ее загрузки в тигли и сушки с помощью специальной вакуумной системы. Это обеспечивает высокую газопроницаемость столба шихты. Малые колебания гранулометрического и химического состава применяемого по-

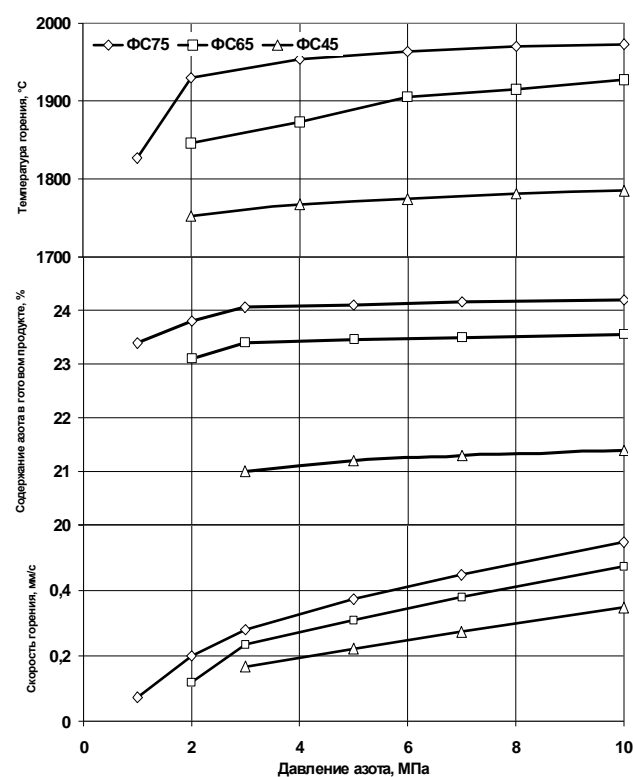


Рис. 2. Влияние давления азота на скорость горения, содержание азота в готовом продукте и температуру горения

рошка ферросилиция и надежно работающая система азотоснабжения СВС-реакторов в сочетании с оптимальной газопроницаемостью шихты, в свою очередь, обеспечивают устойчивость технологии, надежную воспроизводимость ее результатов, а также высокую производительность процесса.

В начале освоения производства азотированного ферросилиция в качестве шихты использовали порошок 75%-ного ферросилиция. Однако из-за высокой температуры горения (более 1900°C) произошло несколько случаев прогара СВС-реакторов. Для снижения температуры во фронте горения и уменьшения вероятности появления в нем большого количества жидкой фазы, снижающей газопроницаемость шихты, в ее состав в качестве инертной добавки ввели порошок азотированного ферросилиция. Это мероприятие полностью исключило случаи прогара реакторов.

В настоящее время азотированный ферросилиций производится для непосредственного леги-

рования азотом трансформаторной стали нитридного варианта ингибирования и для приготовления неформованных огнеупоров. Оба продукта в основном используются Магнитогорским металлургическим комбинатом при выплавке указанной стали в конвертерном цехе [10] и в качестве упрочняющего компонента в составе леточных масс для доменного производства.

Для легирования трансформаторной стали используется нитрид ферросилиция с содержанием азота 18...23%. Для приготовления леточных масс азотированный ферросилиций производят с содержанием азота 20...25%. Это достигается небольшими изменениями состава металлической шихты.

В заключение следует отметить, что в последнее время к использованию азотированного ферросилиция, производимого ООО «НТПФ «Эталон», стали проявлять интерес ряд российских металлургических и огнеупорных предприятий.

Библиографический список

1. Огнеупоры и их применение: Пер. с яп. / Под ред. Инамуры Я.М. М.: Металлургия, 1984. 448 с.
2. Pant P., Dahlmann P., Schlump W., Stein G. A new nitrogen alloying technique 2 way to distinctly improve the properties of austenitic steel // Steels research. 1987. № 1. P. 18–25.
3. Menzel J., Stein G., Dahlmann P. Manufacture of N-Alloyed steels // Preprints for the 2nd International Conference. Aachen. 1990. P. 365–371.
4. О механизме и закономерностях горения кремния в азоте / Мукасьян А.С., Мартыненко В.М., Мержанов А.Г., Боровинская И.П., Блинов Н.Ю. // Физика горения и взрыва. 1986. Т. 12. № 5. С. 43–49.
5. Новиков Н.П., Боровинская И.П., Мержанов А.Г. Термодинамический анализ реакций самораспространяющегося высокотемпературного синтеза // Процессы горения в химической технологии и металлургии: Сб. трудов / Под ред. А.Г. Мержанова. Черноголовка, 1975. С. 174–188.
6. Самсонов Г.В. Нитриды. Киев: Наук. думка, 1969. 378 с.
7. Мержанов А.Г., Боровинская И.П., Володин Ю.Е. О механизме горения пористых металлических образцов в азоте // Докл. АН СССР. 1972. Т. 206. № 4. С. 905–908.
8. Зиатдинов М.Х. Легирующий материал на основе нитрида кремния и способ его получения: Пат. 2218440 Россия, МКИ С 22 С 33/00.
9. Шатохин И.М., Зиатдинов М.Х., Чирков В.А. Способ производства легирующего материала на основе нитрида кремния: Пат. 2210615 Россия, МКИ С 22 С 33/00.
10. Совершенствование технологии выплавки трансформаторной стали в конвертерном цехе ОАО «ММК» / Сеничев Г.С., Тахаутдинов Р.С., Бодяев Ю. А. и др. // Сталь. 2006. № 3. С. 17–22.
11. Казачков Е.А. Расчеты по теории металлургических процессов. М.: Металлургия, 1988.

УДК 621.746.047:669.054.2

К. Н. Вдовин, В. В. Точилкин, М. В. Семенов, А. Н. Русаков

РАФИНИРОВАНИЕ МЕТАЛЛА В ПРОМЕЖУТОЧНОМ КОВШЕ

Промежуточный ковш является важным технологическим агрегатом МНЛЗ. Его расположение и конструкция оказывают существенное влияние на качество получаемого металла. Если раньше промежуточный ковш использовался только для распределения потоков стали по ручьям МНЛЗ, усреднения химического состава металла и

поддержания стабильности скорости разливки, то в настоящее время его функции значительно расширились, а одной из основных стала функция удаления неметаллических включений (НВ).

Чтобы обеспечить удаление неметаллических включений в промежуточном ковше, его снабжают специальными гидродинамическими уст-

ройствами, которые позволяют оптимизировать параметры течения металла и тем самым создают благоприятные условия для удаления неметаллических включений из стали.

Источниками загрязнения стали НВ являются: собственно плавильные агрегаты, сталеразливочные ковши, промежуточные ковши и даже кристаллизатор.

Промежуточные ковши, выпускаемые промышленностью, можно классифицировать, например, по форме: прямоугольный, Л-образный, Т-образный, П-образный. Ковши, оборудованные различными системами: плазменного подогрева, с вакуумной камерой, с электромагнитным перемешиванием и т. п.

В свою очередь, рафинирующие устройства промежуточных ковшей можно классифицировать по механизмам рафинирования:

1. Газогазифирующие:
 - фурмы;
 - сопла: щелевые, цилиндрические, пористые пробки, пробки.
2. Гидродинамические:
 - пороги: угловые, прямолинейные;
 - вихрегасители;
 - турбогасители;
 - перегородки: перекрывающие верхнюю часть ковша, криволинейные, прямолинейные.
3. Фильтрующие:
 - коагулирующие;
 - осаждающие.

В газогазифирующих устройствах металл рафинируется за счет продувки газами. Флотация НВ и вынос их к покровному шлаку способствует удалению мелких НВ, которые самостоятельно не могут всплыть. При работе таких устройств возникает переохлаждение металла, кроме того, требуется целая система подготовки газов к продувке.

Гидродинамические устройства за счет своей формы и расположения в промежуточном ковше изменяют направление течения металла и тем самым способствуют удалению НВ. Главным недостатком этих устройств является небольшая эффективность удаления мелких НВ. Но они просты по конструкции и обеспечивают простоту изготовления и монтажа в ковше.

В типовых фильтрационных устройствах происходит осаждение НВ на керамических фильтрующих элементах, изготовленных из материалов, содержащих большой процент оксида

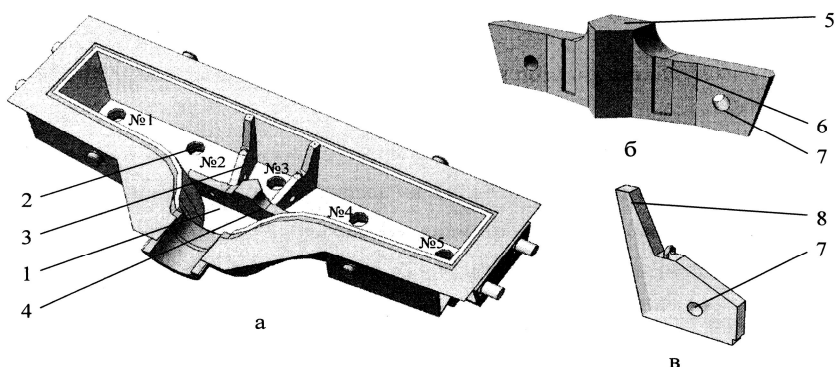


Рис. 1. Конструкция СРП промежуточного ковша:
а – общий вид системы; **б** – разделительная перегородка;
в – порог; 1 – приемная камера; 2 – разливочный стакан;
 3 – порог; 4 – перегородка; 5 – выступ; 6 – монтажные пазы;
 7 – переливное отверстие; 8 – выступ для газоподачи

кальция. Основной недостаток этих устройств заключается в относительно быстром зарастании фильтра, а часть адсорбированных включений может попадать в сталь.

Добиться эффективного удаления НВ в промежуточном ковше можно, оснащая его не одним, а несколькими различными рафинирующими устройствами. Комбинации различных гидродинамических устройств образуют систему, которую можно называть системой распределения потоков стали (СРП). Такие системы уже известны и состоят из перегородок, порогов и турбогасителей.

В Магнитогорском государственном техническом университете совместно с сотрудниками ММК была разработана СРП пятиручьевого, Т-образного промежуточного ковша МНЛЗ для электросталеплавильного цеха Магнитогорского металлургического комбината (рис. 1). Емкость ковша 26,0...28,0 Мг. Данная конструкция защищена патентом на полезную модель РФ «Ковш промежуточный для непрерывной разливки металла». Решение о выдаче патента от 16.10. 2006 г.

Кроме того, была создана математическая модель, позволившая не только оценивать эффективность работы СРП, но и создать методику проектирования подобных устройств*.

Изображенная СРП на рис. 1 была испытана в течение нескольких месяцев 2006 года.

Последовательность монтажа СРП в промежуточном ковше показана на рис. 2.

Перед разливкой металла ковш торкретировали корундобетоном и ставили под разливку слитков размерами 150×150 мм. Средняя продолжительность работы ковша составляла 30...40 ч.

* Вдовин К.Н., Семенов М.В., Точилкин В.В. Рафинирование металла в промежуточном ковше МНЛЗ: Монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. 118 с.

Результаты анализа макроструктуры промежуточного ковша

Дефекты макроструктуры	Ковш	
	Опытный	Стандартный
ЦП	0,5	0,61
ОЛ	0,5	0,85
ЛПТ общ.	1,22	1,25
ЛПТ осев.	0,89	1,0
ЛПТ углов.	0,41	0,65
КТЗ	0,81	1,3
ГП внутр.	0,3	0,43
ГП поверхность	0,9	0,96

Важнейшими характеристиками макроструктуры слитков являются: центральная пористость (ЦП); осевая ликвация (ОЛ); ликвационные полосы трещины (ЛПТ); краевая точечная загрязненность (КТЗ); газовый пузырь (ГП). Качество непрерывно-литой заготовки характеризуется согласно ОСТ 14-1-235-91 с использованием четырехбалльных шкал «Метод контроля макроструктуры непрерывно-литой заготовки для производ-

ства сортового проката и трубной заготовки».

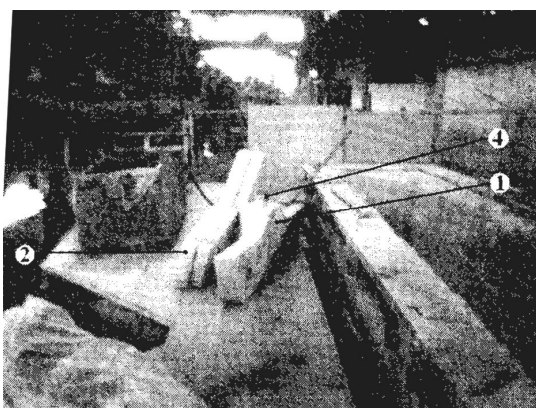
Для проведения анализа работы СРП провели серию из 24 плавов: 12 плавов СтЗсп, 3 плавки 09Г2С, 5 плавов 35ГС и 4 плавки Ст1сп. Для контроля качества макроструктуры отобрали 68 темплетов.

Средний балл дефекта «КТЗ» снизился при разливке как легированных, так и углеродистых марок сталей, хотя в ковше № 11 произошел незначительный рост балла дефекта «КТЗ» (рис. 3).

В другом эксперименте при разливке одной плавки стали 09Г2С и 6 плавов стали СтЗсп получили данные, представленные в таблице.

Как видно из приведенной таблицы, применение СРП позволяет говорить о получении металла с более качественными характеристиками по большинству тестируемых показателей макроструктуры.

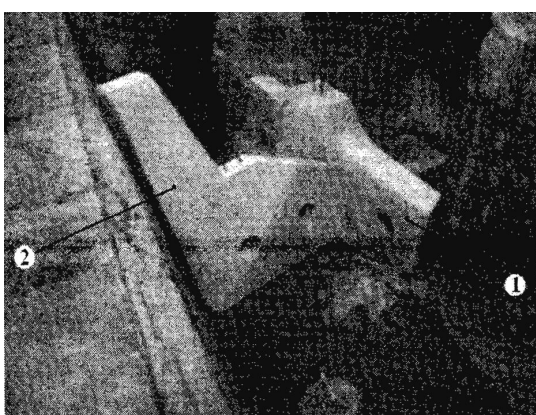
Большое значение при определении качества слитка уделяется показателю «КТЗ». Проанализировав большое количество разлитых плавов (311 штук) стали Зсп, было установлено, что глав-



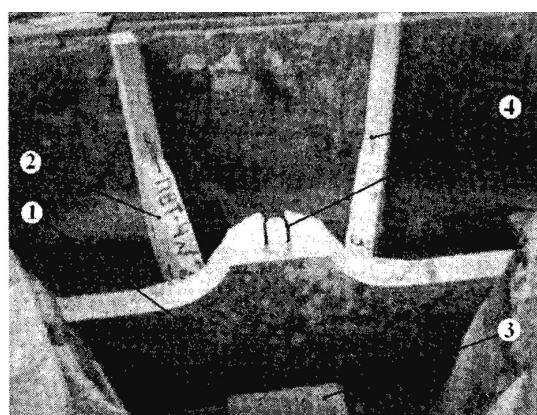
а



б



в



г

Рис. 2. Монтаж СРП в промежуточном ковше:

- а – доставка элементов на рабочую площадку; б – установка разделительной перегородки;
- в – установка порогов; г – общий вид готовой СРП; 1 – разделительная перегородка;
- 2 – порог; 3 – бойная плита; 4 – монтажные петли

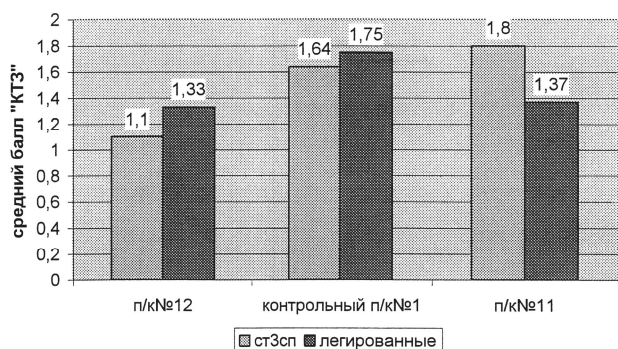


Рис. 3. Распределение среднего балла «КТЗ» в темплетах слитков, отлитых в опытном и стандартном промежуточных ковшах

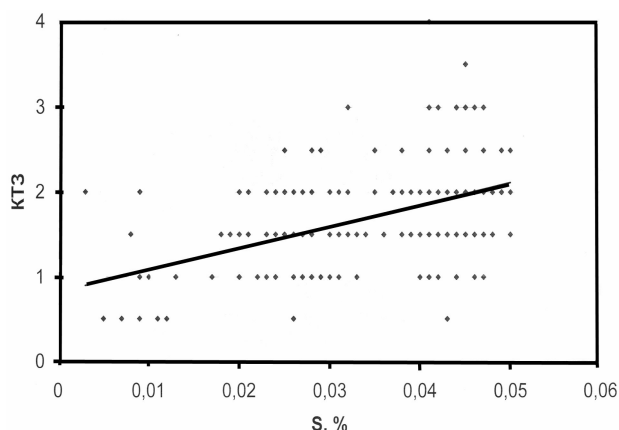


Рис. 4. Зависимость коэффициента точечной загрязненности от содержания серы в металле

ной причиной увеличения балла дефекта «КТЗ» являются сера и медь, присутствующие в металле. Наглядно это можно увидеть на рис. 4.

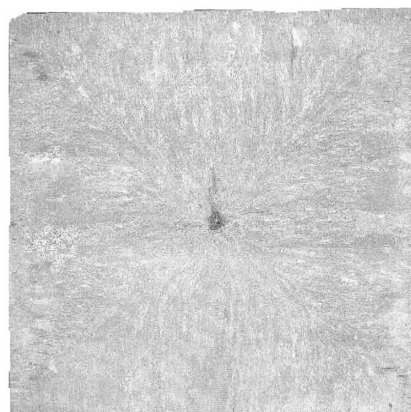


Рис. 5. Темплет стали Ст3сп с коэффициентом точечной загрязненности 3,5 балла

Изменение содержания меди в стали 3сп колеблется в пределах от 0,008% до 0,019%, а «КТЗ» при этом меняется от 0,5 до 3,0 баллов.

Наибольший балла 3,0...3,5 получается, если в стали содержится одновременно более 0,04...0,055% серы и 0,017...0,020% меди.

Фотография темплета с «КТЗ» 3,5 балла приведена на рис. 5.

Выводы: Серийные испытания СРП на ММК в течение сентября – декабря 2006 г. показали эффективность ее использования и хорошую стойкость в процессе разливки. Кроме того, СРП стали обеспечивают после разливки, при подготовке нового промежуточного ковша, полное отделение остатков металла, элементов СРП, торкретмассы от основного бетонного покрытия, без его нарушения по всей структуре разливочной и приемной камер. СРП изготавливает Магнитогорский завод ЗАО «Огнеупор».

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.77

В. Н. Трофимов

МОДЕЛЬ НАКОПЛЕНИЯ ПОВРЕЖДЕННОСТИ ПРИ ПЛАСТИЧЕСКОЙ ДЕФОРМАЦИИ

Обработка металлов давлением без образования поверхностных и внутренних трещин является актуальной задачей. Для процессов холодной пластической деформации широкое применение получил критерий линейного накопления поврежденности [1]. Богатовым А.А. предложен критерий, учитывающий нелинейный характер накопления поврежденности [2, 3].

При получении указанных критериев авторы работ [1–3] принимали условие независимости левой и правой частей кинетических уравнений.

Развитием моделей накопления поврежденности является модель, предложенная в работе [4], учитывающая тот факт, что процесс пластической деформации является автомодельным [5]. При получении критерия разрушения авторы [4] использовали уравнение вида $d\psi/dt = f(\psi, t)$.

Критерий, предлагаемый в данной работе, основан на положении о том, что пластическая деформация сопровождается процессами упрочнения и трещинообразования и может быть представлена как последовательность трех этапов, различающихся по механизмам происходящих процессов:

Этап 1. Идет генерация дислокаций, плотность которых возрастает от 10^9 – 10^{10} до 10^{13} – 10^{14} м⁻². Параллельно идут процессы зарождения и аннигиляции планарных дефектов – субмикро- и микротрещин, объемная плотность D которых практически не меняется.

Этап 2. Смена механизма накопления поврежденности от дислокационного к микроразрушению. Плотность дислокаций достигает величины 10^{14} – 10^{15} м⁻². Объемная плотность планарных дефектов D растет.

Этап 3. Плотность дислокаций не изменяется, а плотность планарных дефектов растет и в момент достижения критической плотности D_{cr} происходит лавинообразный процесс их объединения в макротрещину и разрушение.

Оценка продолжительности этапа 1 с использованием кинетической модели, предложенной

в работе [6], показывает, что максимальная плотность дислокаций достигается уже при степени деформации $\varepsilon \approx 0,05$ – $0,1$, что намного меньше степеней деформации, достигаемой в процессах ОМД. Поэтому время до разрушения определяется продолжительностью и характером течения второго и третьего этапов.

Так как процесс холодной пластической деформации связан с изменением энергетического состояния деформируемого металла, то деформируемое тело может рассматриваться как термодинамическая система, в которой процесс накопления необратимых изменений структуры должен быть нелинейным и описываться кинетическими уравнениями нелинейной динамики.

В нелинейной динамике подобные процессы, когда наблюдается постепенный рост исследуемой величины и ее лавинообразное увеличение при достижении критического значения определяющего параметра, описываются кинетическими уравнениями для систем с сильной положительной связью, в которых скорость изменения исследуемой величины пропорциональна степени самой величины [7]

$$dD/dt = N^\beta, \quad \beta > 1, \quad (1)$$

где t – кинетический параметр, определяющий длительность изменения величины N , например время.

Решение уравнения (1) при условии $D|_{t=0} = D_0$ имеет вид

$$D(t) = A \cdot (t_f - t)^{1/(1-\beta)},$$

где $A = (\beta - 1)^{1/(1-\beta)}$; $t_f = [D_0 \cdot (\beta - 1)^{1/(\beta-1)}]^{1-\beta}$.

Величина t_f , по достижении которой наблюдается бесконечно быстрый рост величины N , называется временем обострения, а поведение решений, при которых исследуемая величина за малое конечное время возрастает до бесконечности, называются режимами с обострением. Вплоть до

момента t_f для решения уравнения (1) удовлетворяются условия теоремы существования и единственности. Характерной особенностью решения уравнения (1) является то, что время обострения t_f зависит от начального значения D_0 .

Таким образом, уравнение (1) и его решение удовлетворяют описанным выше основным особенностям процесса разрушения и могут быть использованы для получения критерия разрушения при пластической деформации.

В качестве кинетического параметра может быть принята величина степени деформации сдвига Λ , определяемая по Ильюшину А.А.

$$\Lambda = \int_0^T H d\tau,$$

где T – длительность процесса пластической деформации.

Однако величина Λ определяет только геометрические особенности процесса пластической деформации. Поэтому в качестве кинетического параметра используем величину, которая удовлетворяет следующим требованиям:

- определяет изменение энергетического состояния деформированного металла;
- отражает влияние изменения структуры в процессе пластической деформации;
- содержит параметры, отражающие изменение геометрии деформируемого тела.

Указанным требованиям удовлетворяет безразмерный параметр, определяемый как нормированная величина удельной энергии и [8]:

$$\bar{u} = u_v / u_0 = \bar{m} \Lambda^{2n} \quad (0 \leq \bar{u} \leq \bar{u}_{cr}, 0 \leq \Lambda \leq \Lambda_p),$$

где $u_v = (\sigma_s - \sigma_{s0})^2 / 2E$; $u_0 = \sigma_{s0}^2 / 2E$; $\bar{m} = (m / \sigma_{s0})^2$; m и n – коэффициенты в уравнении кривой упрочнения $\sigma_s = \sigma_{s0} + m\Lambda^n$; \bar{u}_{cr} и Λ_p – нормированная удельная энергия и степень деформации сдвига в момент разрушения.

Примем, что процесс пластической деформации можно разбить на этапы, в пределах каждого из которых процесс пластической деформации является монотонным или близким к нему и коэффициент β остается постоянным.

Для i -го этапа деформирования кинетическое уравнение (1) примет вид

$$dD_i / d\bar{u} = D_i^{\beta_i}. \quad (2)$$

Решение уравнения (2) с учетом $d\bar{u} = 2n\bar{m}\Lambda^{2n-1}d\Lambda$ и начального условия $D_i|_{\Lambda=0} = D_{0i}$ имеет вид

$$D_i(\Lambda) = D_{0i} \cdot \left[1 - \frac{\bar{m}(\beta_i - 1)}{D_{0i}^{1-\beta_i}} \Lambda_i^{2n} \right]^{1/(1-\beta_i)}. \quad (3)$$

Из уравнения (3) определим предельное значение степени деформации сдвига

$$\Lambda_{pi} = \left(\frac{D_{0i}^{1-\beta_i}}{(\beta_i - 1)\bar{m}} \right)^{1/2n}. \quad (4)$$

Из уравнения (4) следует, что допускаемая степень деформации на i -м этапе зависит от начальной плотности микротрещин D_{0i} , которая, в свою очередь, зависит от накопленной поврежденности на предыдущих этапах, коэффициента β_i , определяющего интенсивность роста плотности микротрещин и зависящего от термомеханических условий процесса деформирования, и коэффициентов, характеризующих кривую упрочнения и отражающих структурные изменения металла.

Преобразуем уравнение (3) с учетом выражения (4):

$$D_i(\Lambda) = D_{0i} \cdot \left[1 - \left(\Lambda_i / \Lambda_{pi} \right)^{2n} \right]^{1/(1-\beta_i)}. \quad (5)$$

Для деформирования без разрушения необходимо исключить режим обострения, то есть необходимо, чтобы выполнялось условие $1 - (\Lambda_i / \Lambda_{pi})^{2n} > 0$. Обозначая поврежденность символом $\bar{\Psi}$, из уравнения (5) получим условие (критерий) деформирования без разрушения:

$$\bar{\Psi}_i = \Lambda_i / \Lambda_{pi} < 1. \quad (6)$$

Критерий (6), подобный по форме записи критериям, рассматриваемым в работах [1–3], отличается от них по реализации процедуры учета накопления поврежденности: она определяется не из условия суммирования поврежденности накопленной на всех этапах, а из условия $\bar{\Psi}_i \leq 1$, проверяемого на каждом этапе.

Диапазон изменения плотности планарных дефектов, который необходим для использования формул (3)–(6), на основании данных работ [5] и [9] может быть принят равным $10^4 \leq D \leq 10^{18} \text{ м}^{-3}$.

Известно, что предельные степени деформации сдвига Λ_p зависят от показателя напряженного состояния k . Так как коэффициент β также определяет величину Λ_p , то должна существовать зависимость вида $\beta = \beta(k)$. Это предположение позволяет использовать обширный экспериментальный материал, накопленный авторами работ [1–3].

Порядок получения зависимости $\beta = \beta(k)$ следующий:

1. По данным работ [1–3] получают зависимость $\Lambda_p = \Lambda_p(k)$.

2. По известной зависимости $\sigma_s = \sigma_{s_0} + m\Lambda^n$ и принятом значении D_0 строится тарировочный график зависимости $\Lambda_p = \Lambda_p(\beta)$ по формуле (4).

3. По графикам $\Lambda_p = \Lambda_p(\beta)$ и $\Lambda_p = \Lambda_p(k)$ строим совмещенный график и, используя метод наименьших квадратов, определяем неизвестные коэффициенты, позволяющие описать зависимость $\beta = \beta(k)$.

Обработка экспериментальных данных работ [1,2] показала, что для описания функции $\beta = \beta(k)$ наиболее универсальной является экспоненциальная зависимость вида

$$\beta = E_1 \cdot \exp(E_2 \cdot k) + E_3, \tag{7}$$

где E_1, E_2, E_3 – коэффициенты аппроксимации.

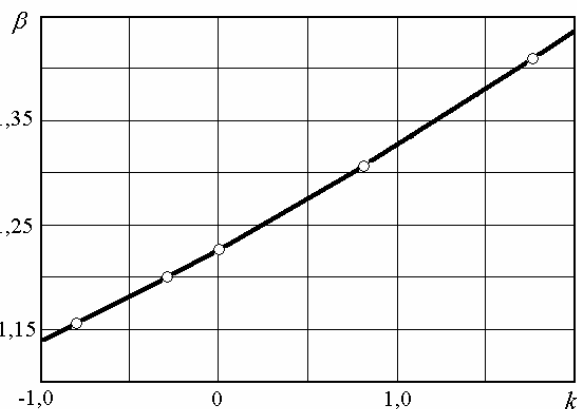
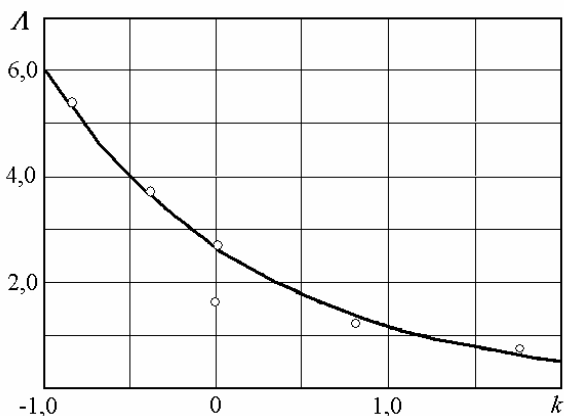


Диаграмма пластичности (а) и зависимость

$\beta = \beta(k)$ (б) для стали 30:

$$\sigma_s = 588,6(1 + 0,344\Lambda^{0,778}) \text{ МПа};$$

$$\Lambda_p = 2,644 \cdot \exp(-0,825 \cdot k);$$

$$\beta(k) = 0,895 \cdot \exp(0,105 \cdot k) + 0,333$$

(отдельная точка – величина Λ_p при кручении)

Для проверки применимости предлагаемого критерия используем многочисленные экспериментальные данные для стали 30 для разных схем нагружения [1–3]. На рисунке приведена зависимость $\beta = \beta(k)$ для стали 30, полученная по данным работы [1].

Схема 1. Равномерное растяжение цилиндрических образцов ($k=0,577, \Lambda_{p_1} = 1,643, \beta_1 = 1,2810$) + кручение до растяжения ($k=0, \Lambda_{p_2} = 1,63, \beta_2 = 1,2854$) [2, табл. 2].

В столбце 1 (табл. 1) приведены значения степени поврежденности, рассчитанные по линейной модели накопления поврежденности [1]. Результаты расчета критерия $\bar{\Psi}$ приведены в столбце 2 (см. табл. 1). Видно, что при использовании предлагаемой методики среднее значение поврежденности для 10 образцов весьма близко к 1 и с вероятностью 95% находится в интервале 0,946–1,045.

Схема 2. Рассмотрим эксперименты на знакопеременное кручение ($\beta = 1,2854$) с произвольной формой цикла [2, табл. 3]. Результаты расчета приведены в столбце 1. Видно, что среднее значение $\bar{\Psi}$ существенно превышает предельное значение, равное 1, что обусловлено немонотонностью процесса деформации.

Таблица 1

Номер опыта	1	2
	Ψ_Σ	$\bar{\Psi}$
1	1,24	1,094
2	1,18	1,049
3	1,07	0,946
4	1,25	1,063
5	1,15	0,968
6	1,06	0,921
7	1,19	1,055
8	1,06	0,921
9	1,14	0,961
10	1,14	0,973
Среднее значение:	$\Psi_{cp} = 1,15 \pm 0,20$	$\bar{\Psi}_{cp} = 0,995 \pm 0,049$

Таблица 2

Номер образца	1	2
	$\bar{\Psi}$	$\bar{\Psi}$
1	1,5151	0,9951
2	1,3954	0,9782
3	2,269	1,4654
4	1,2991	0,8552
5	1,6614	1,0479
6	1,1524	0,7594
7	1,394	0,9561
8	1,2536	0,9474
Среднее значение	$\bar{\Psi} = 1,492 \pm 0,251$	$\bar{\Psi} = 1,001 \pm 0,149$

Таблица 3

Номер этапа	Ψ_i	Схема 1		Схема 2	
		Λ_{p_i}	$\bar{\Psi}_i$	Λ_{p_i}	$\bar{\Psi}_i$
1	0,259	1,686	0,178	4,409	0,068
2	0,188	2,617	0,191	2,689	0,187
3	0,116	4,124	0,170	1,561	0,449
		$\Psi_{\Sigma} = 0,563$			

Определим среднее значение β для всех экспериментов: $\beta = 1,2708$. Результаты расчета с полученным значением β (столбец 2, табл. 2) показывают хорошее соответствие результатам эксперимента и в точности не уступают результатам расчетов авторов работы [2], которые получили $\Psi = 0,98 \pm 0,19$.

Отметим важное достоинство предлагаемого критерия Ψ – его значения зависят от последовательности чередования этапов деформирования с различными показателями напряженного состояния. Проиллюстрируем это.

Рассмотрим трехэтапное деформирование цилиндрического образца из стали 30 по следующим схемам:

1) Схема 1: этап 1 – растяжение; этап 2 – кручение; этап 3 – сжатие.

2) Схема 2: этап 1 – сжатие; этап 2 – кручение; этап 3 – растяжение.

Степень деформации сдвига на этапах прием равной: этап 1 – $\Lambda_1 = 0,3$, этап 2 – $\Lambda_2 = 0,5$, этап 3 – $\Lambda_3 = 0,7$.

Определим коэффициент β : растяжение $\beta(0,58) = 1,281$; кручение $\beta(0) = 1,225$; сжатие

$\beta(-0,58) = 1,172$. Результаты расчета приведены в табл. 3. Видно, что последовательность нагружения влияет на величину поврежденности образца: при нагружении по схеме 1 поврежденность на последнем этапе равна 0,170, а по схеме 2 – 0,449.

Расчет по линейной модели Колмогорова В.Л. показывает, что накопленная поврежденности не зависит от последовательности этапов деформирования и равна 0,563.

Анализ полученных результатов позволяет сделать вывод о том, что данная методика позволяет достаточно точно прогнозировать ресурс пластичности для любого материала и режима нагружения и может быть использована при решении практических задач обработки металлов давлением.

Библиографический список

1. Колмогоров В.Л. Напряжения. Деформации. Разрушение. М.: Металлургия, 1970. 229 с.
2. Пластичность и разрушение / Под ред. Колмогорова В.Л. М.: Металлургия, 1977. 336 с.
3. Богатов А.А., Мижирицкий О.И., Смирнов С.В. Ресурс пластичности металлов при обработке давлением. М.: Металлургия, 1984. 144 с.
4. Колмогоров В.Л., Мигачев Б.А., Бурдуковский В.Г. // Металлы. № 6. 1995. С. 132–141.
5. Рыбин В.В. Большие пластические деформации и разрушение металлов. М.: Металлургия, 1986. 224 с.
6. Грешнов В.М., Лавриненко Ю.А., Напалков А.В. // Кузнечно-штамповочное производство. 1998. № 5. С. 3–6.
7. Малинецкий Г.Г. Хаос. Структуры. Вычислительный эксперимент: Введение в нелинейную динамику. М.: Эдиториал УРСС, 2000. 256 с.
8. Трофимов В.Н. // Изв. вузов. Черная металлургия. 2002. № 5. С. 24–28.
9. Скуднов В.А. Предельные пластические деформации металлов. М.: Металлургия, 1989. 176 с.

УДК 621

А. Е. Экк, В. Г. Шеркунов

ПОВЕДЕНИЕ ЗАГОТОВКИ И ФОРМОИЗМЕНЕНИЕ МЕТАЛЛА ПРИ НЕПРЕРЫВНОМ РАВНОКАНАЛЬНОМ УГЛОВЫМ ПРЕССОВАНИИ С РАДИУСАМИ В УГЛАХ ПЕРЕСЕЧЕНИЯ КАНАЛА

Известен способ равноканального углового прессования, который применяют для получения изделий с ультрамелкой структурой. Однако этим способом можно получить заготовки ограниченной длины. Одним из вариантов получения длинномерных изделий может быть использование процесса непрерывного прессования «Конформ».

В основе этого способа лежит использование активных сил трения. На рис. 1 изображена схема процесса непрерывного прессования «Конформ». Устройство состоит из движущегося контейнера (колеса) и неподвижного инструмента (называемого башмаком), который вместе с колесом создает закрытый калибр. Заготовка задается в зазор между

башмаком и колесом, силами трения втягивается в зону перед пересечением каналов, где подвергается интенсивному пластическому деформированию. По мере поворота колеса давление в зоне пересечения каналов увеличивается и за счет этого заготовка прессуется в радиальный канал [1].

Так как процесс является малоизученным, при моделировании процесса непрерывного равноканального прессования «Конформ» ставится задача получения информации о реальном течении материала и распределении деформации по объему заготовки.

Непрерывное прессование проследим в два этапа. Первым этапом будем считать процесс

задания заготовки в канал прессования и продвижение ее до упора. Вторым – деформирование заготовки и выпрессовку в радиальный канал. В качестве примера прессования примем следующие данные. Заготовка поперечного сечения 12×12 мм. Установка имеет следующие геометрические данные: радиус колеса $R=200$ мм; угол обхвата колеса заготовкой $\varphi_k=75^\circ$; угол обхвата колеса башмаком $\varphi_b=75^\circ$. Размеры канала, образованного П-образной канавкой колеса и башмаком, 12×12 мм. Радиусы в углах пересечения канала 2 мм. Коэффициент трения на всех стенках канала одинаковый $f=0,1$. Угловая скорость колеса $V_k = 0,15$ рад/с.

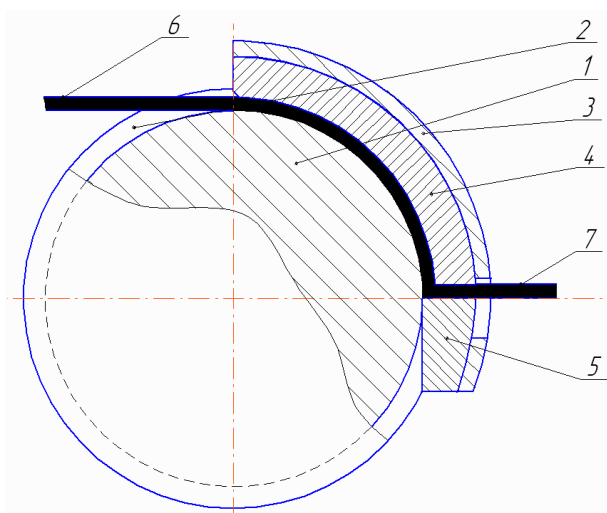


Рис. 1. Схема процесса непрерывного прессования «Конформ»:

- 1 – рабочее колесо; 2 – П-образная канавка;
- 3 – башмак; 4 – кольцевая вставка;
- 5 – упор; 6 – заготовка; 7 – изделие

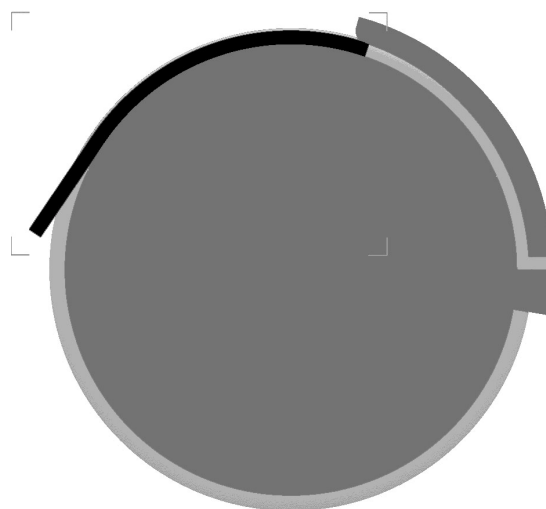


Рис. 2. Эскиз первоначального положения заготовки в канале прессования

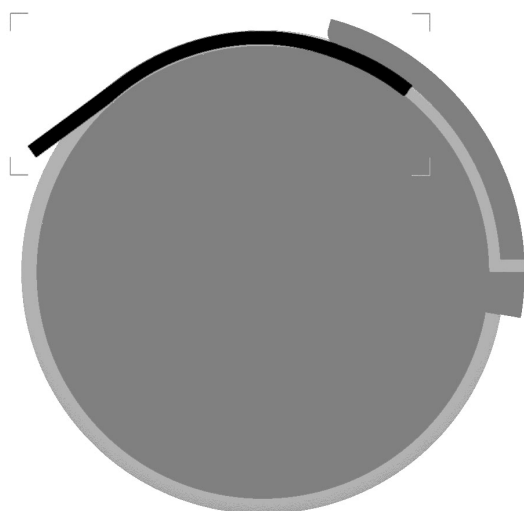


Рис. 3. Положение заготовки на 4 шаге моделирования

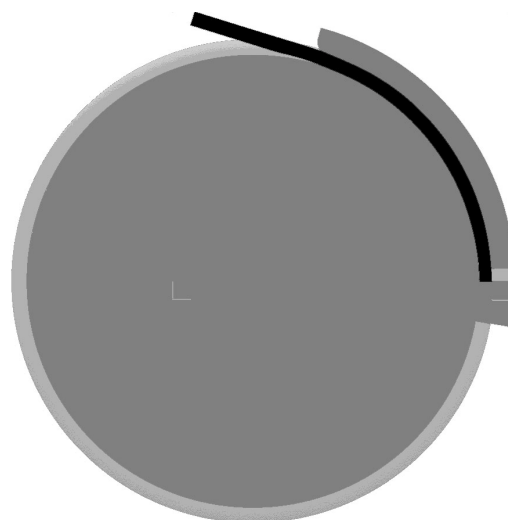


Рис. 4. Положение заготовки на 7 шаге моделирования

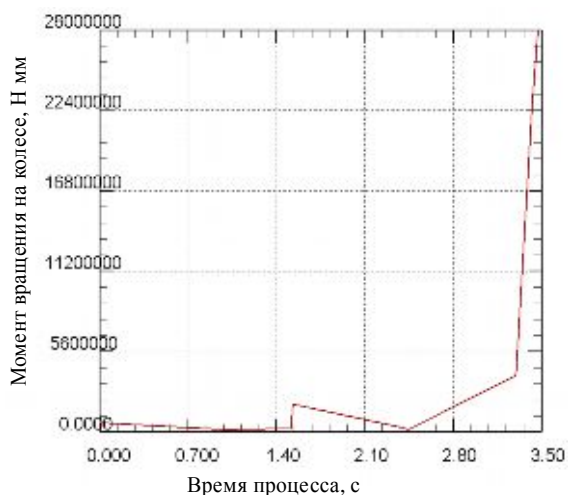


Рис. 5. График момента вращения на колесе

На рис. 2 показан эскиз установки и первоначальное положение заготовки в канале прессования. На рис. 3, 4 – последующие стадии моделирования. На 4 шаге (см. рис. 3) моделирования видно, что заготовка отрывается от дна канавки и перемещается в радиальном направлении. В результате этого перемещения заготовка заклинивается на входе в канал прессования, этим объясняются зубцы на графике момента вращения на колесе, представленном на рис. 5.

На рис. 6 показана заготовка с нанесенной сеткой вблизи упора башмака. Далее начинается этап деформирования заготовки. На рис. 7–9 показаны стадии, соответствующие 9, 11 и 13 шагу моделирования процесса относительно положения на рис. 6. Видно, что исследуемый процесс имеет сходство с осадкой с односторонним боковым течением.

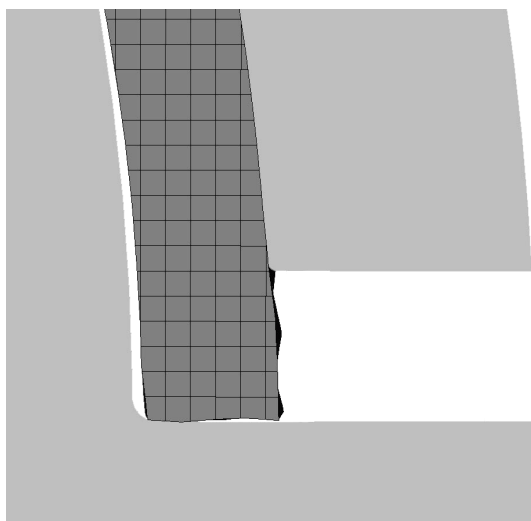


Рис. 6. Часть заготовки с нанесенной сеткой размером 2x2

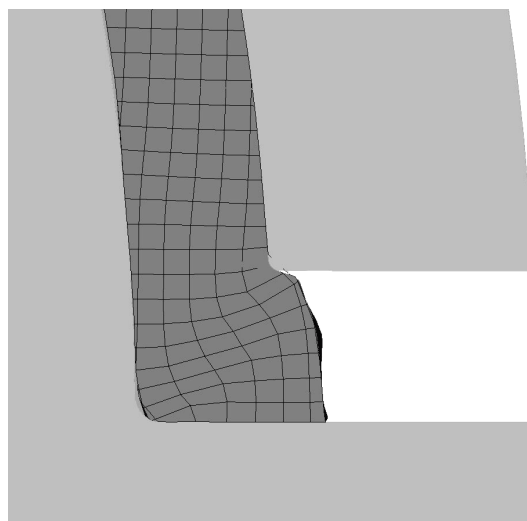


Рис. 7. Положение заготовки на 9 шаге моделирования

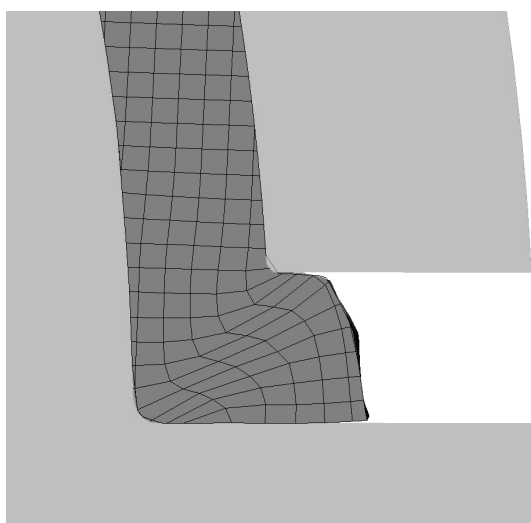


Рис. 8. Положение заготовки на 11 шаге моделирования

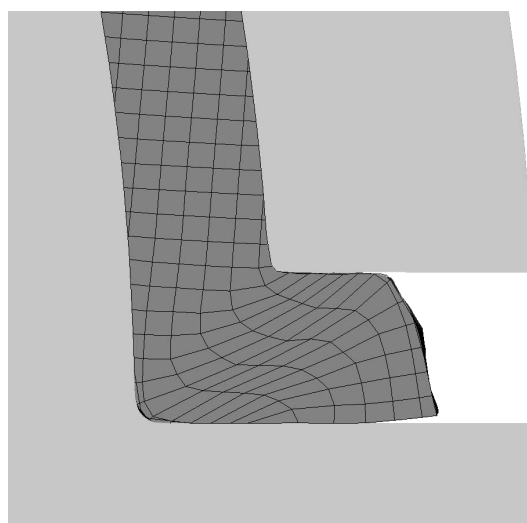


Рис. 9. Положение заготовки на 13 шаге моделирования

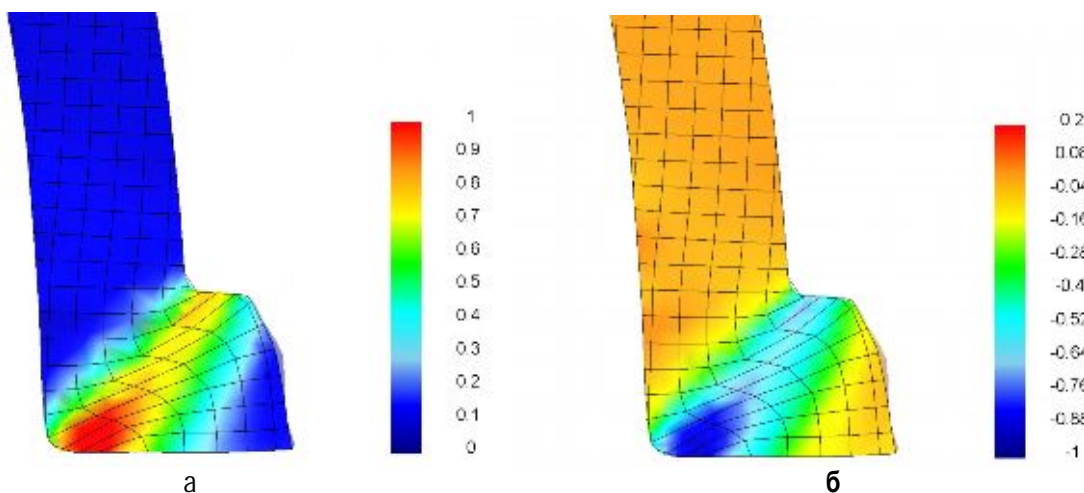
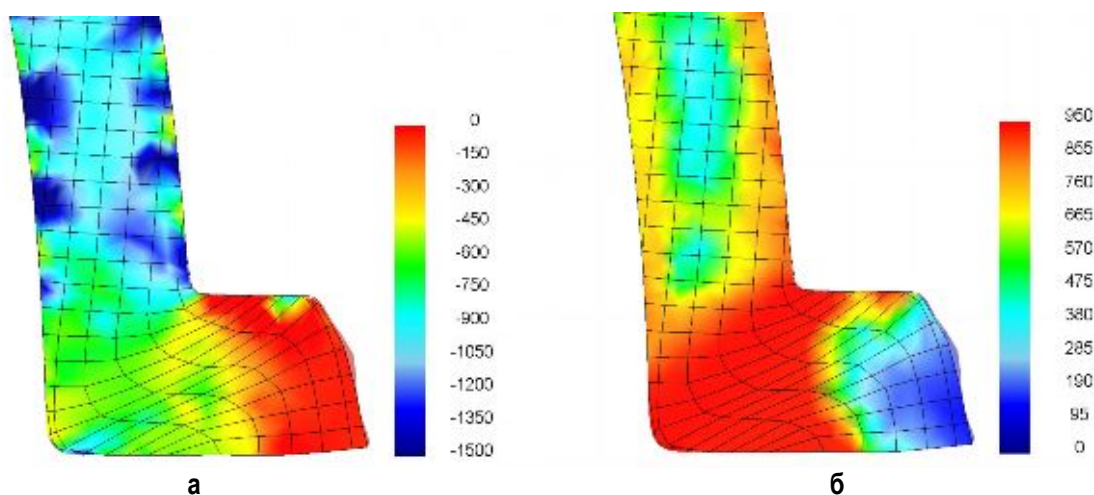


Рис. 10. Области поперечных (а) и высотных (б) деформаций, 7 шаг моделирования

Рис. 11. Области уровня гидростатического напряжения σ_0 (а) и интенсивности напряжения σ_i (б)

На рис. 10 изображены области деформаций ε_x и ε_y , соответствующие положению заготовки, показанному на рис. 8. Пластические деформации наблюдаются вблизи упора башмака. Максимальный уровень деформации ε_x и ε_y наблюдается в районе линии, соединяющей угловые точки канала. Поскольку пластические деформации велики, соотношение между этими компонентами деформации подчиняются условию постоянства объема. В вертикальной части канала имеют место упругие деформации, обусловленные всесторонним почти равномерным сжатием; нижний треугольник в горизонтальной части канала перемещается как единое целое без заметных искажений исходной сетки конечных элементов. Области высокой интенсивности деформации постепенно распространяется на радиальный участок канала.

На рис. 11 представлены инвариантные характеристики напряженного состояния: среднее, или гидростатическое напряжение σ_0 , и интен-

сивность напряжений σ_i для положения, показанного на рис. 9. Области высоких средних сжимающих напряжений находятся в вертикальной части канала; в горизонтальной части канала у свободной поверхности – гидростатические напряжения растягивающие. Область интенсивностей напряжений, равных пределу текучести, или (что то же) область пластических деформаций сосредоточена на стыке вертикальной и горизонтальной частей канала.

При положении заготовки, показанном на рис. 9, начинается установившийся процесс пресования. Новые порции металла, поступающие из верхней части канала, вынуждают продеформированный металл смещаться как единое целое вдоль канала в горизонтальном направлении, в угловой области канала они получают те же значения величин деформации и уходят в открытую часть канала. Величины продольной ε_y и поперечной ε_x деформаций достигают предельного значения.

Результатом вышесказанного является, то что процесс непрерывного прессования «Конформ» схож с процессом равноканального углового прессования. Это подтверждается результатами, полученными в ходе моделирования: продеформированный металл, перемещающийся в горизонтальной части канала как единое целое, имеет такую же накопленную интенсивность деформации, как и в равноканальном угловом прессовании, около 110%; угол наклона сетки после деформации равен 26–27° и соответствует теоретическому углу сдвига. Заготовка имеет более однородное распределение интенсивности деформации, в нижней части угла нет «застойной зоны», по сравнению с заготовкой, прошедшей через канал с острыми углами.

Результатом вышесказанного является, то что процесс непрерывного прессования «Конформ» схож с процессом равноканального углового прессования. Это подтверждается результатами, полученными в ходе моделирования: продеформированный металл, перемещающийся в горизонтальной части канала как единое целое, имеет такую же накопленную интенсивность деформации, как и в равноканальном угловом прессовании, около 110%; угол наклона сетки после деформации равен 26–27° и соответствует теоретическому углу сдвига. Заготовка имеет более однородное распределение интенсивности деформации, в нижней части угла нет «застойной зоны», по сравнению с заготовкой, прошедшей через канал с острыми углами.

Библиографический список

1. Корнилов В.Н. Непрерывное прессование со сваркой алюминиевых сплавов. Красноярск: Изд-во педагогического ин-та, 1993. 216 с.
2. Сегал В.М., Резников В.И., Копылов В.И. Процессы пластического структурообразования металлов. Минск: Наука и техника, 1994.
3. Рыбин Ю.И., Рудской А.И., Золотов А.М. Математическое моделирование и проектирование технологических процессов обработки металлов давлением. СПб.: Наука, 2004. 644 с.

УДК 621.771

М. И. Румянцев, И. Г. Шубин, О. Ю. Носенко

КОНСТРУИРОВАНИЕ МОДЕЛИ ДЛЯ РАСЧЕТА ТЕМПЕРАТУРЫ НИЗКОЛЕГИРОВАННЫХ СТАЛЕЙ ПРИ ПРОКАТКЕ НА ШСГП

В данной работе предлагается сконструировать математическую модель, адекватно описывающую изменение температуры металла при листовой горячей прокатке на широкополосных станах.

Ранее была сделана попытка выбора формул для расчета составляющих температурного баланса по критерию принадлежности клетки к черновой или чистовой группе клетей стана [2].

Продолжая работу в данном направлении, было решено отказаться от выбора формулы по критерию принадлежности клетки к группе клетей и найти другой критерий выбора формулы.

Главная идея нашего исследования заключалась в следующем:

1. Истинное значение любой составляющей температурного баланса есть среднее значение, полученное по всем рассмотренным нами зависимостям для расчета данной составляющей.

2. Для каждой составляющей температурного баланса можно найти существенный фактор технологического процесса, относительно которого изменчивость составляющей температуры выражена

наиболее отчетливо.

3. Наилучшей формулой для расчета составляющей температурного баланса в некотором диапазоне варьирования существенного фактора является та, которая в данном диапазоне дает наименьшее отклонение расчетного отклонения от среднего (табл. 1).

Расчеты выполнялись для полос толщиной 4–16 мм и шириной 1000–1700 мм из низколегированных марок сталей 09ГСФ, 13Г1С-У, 17Г1С-У, 12ГСБ, Х42, 10Г2ФБ.

Их влияние в качестве примера показано на рис. 1, 2.

Анализ построенных графиков показал, что во всех случаях зависимость имеет не более чем один максимум. Следовательно, во всех случаях допустимо в качестве аппроксимации рассматривать полином второй степени, а существенным признать тот фактор, по которому аппроксимация дает наибольший R^2 . Выбранные факторы приведены в табл. 2.

Таким образом, получаем, что для излучения и конвекции существенным является фактор τ/h , при контакте с рабочими валками решающим оказался фактор формы очага деформации, при пластической деформации – единичные обжатия.

Таблица 1
Факторы, влияющие на значения изменения температуры

Δt_e	Δt_r	Δt_R	Δt_η
$t_{но}$	$t_{но}$	$T_{П-В}$	P_{cp}
$\frac{\tau}{h}$	$\frac{\tau}{h}$	$\frac{l_x}{h_{cp}}$	$\frac{l_x}{h_{cp}}$
	$\frac{V^{0,8}}{h^{0,2}}$	$V \cdot h_1$	$\frac{h_0}{h_1}$

Таблица 2
Существенные факторы

Δt_e	Δt_r	Δt_R	Δt_η
$\frac{\tau}{h}$	$\frac{\tau}{h}$	$\frac{l_x}{h_{cp}}$	$\frac{h_0}{h_1}$

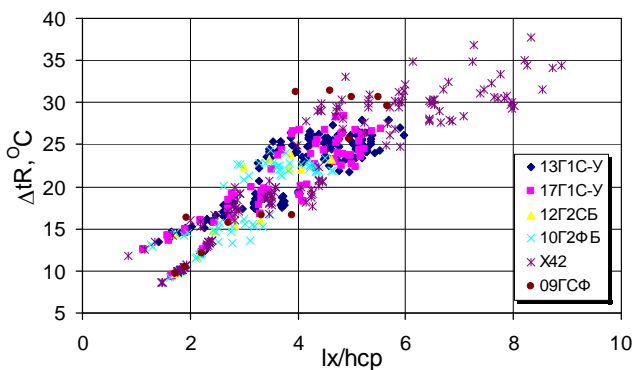


Рис. 1. График зависимости потерь тепла вследствие теплообмена с валами от параметра l_x/h_{cp}

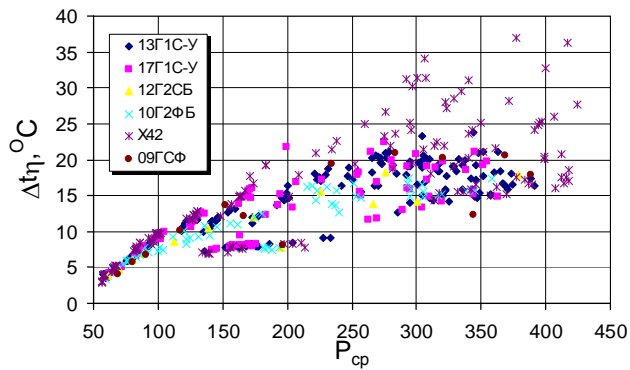


Рис. 2. График зависимости разогрева полосы вследствие пластической деформации от среднего контактного давления

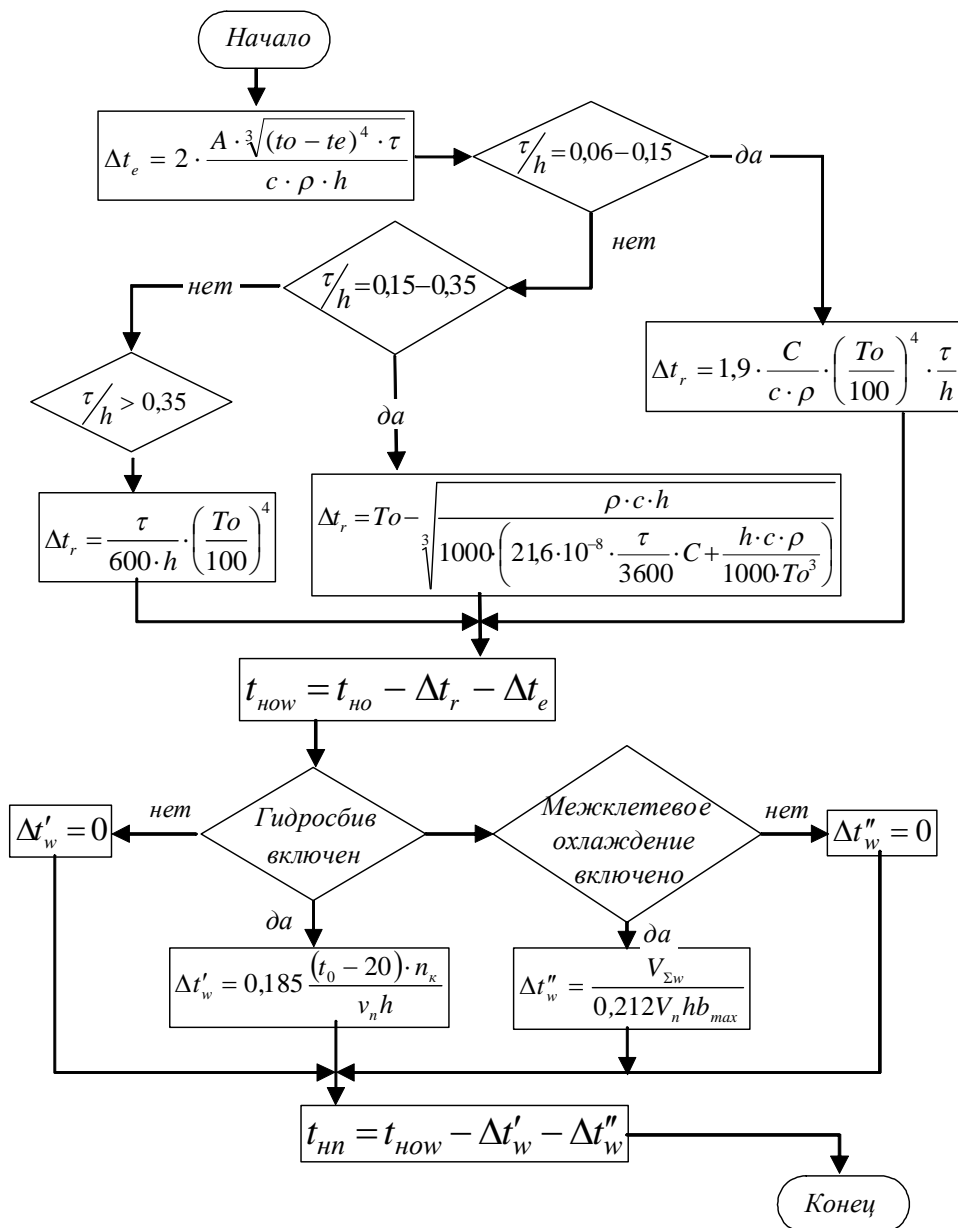


Рис. 3. Блок-схема расчета температуры металла на входе в очаг деформации

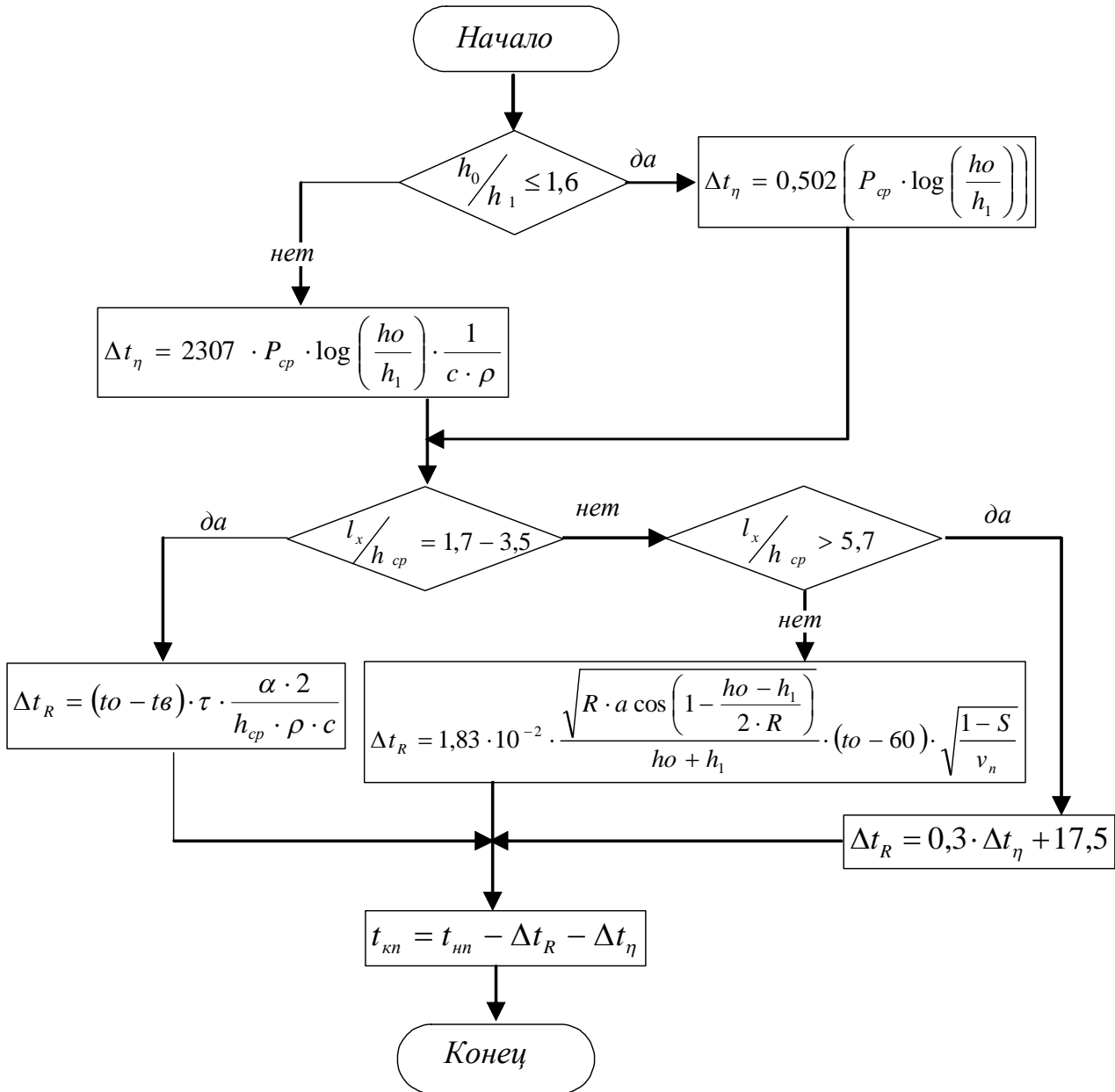


Рис. 4. Блок-схема расчета температуры металла после входа в очаг деформации

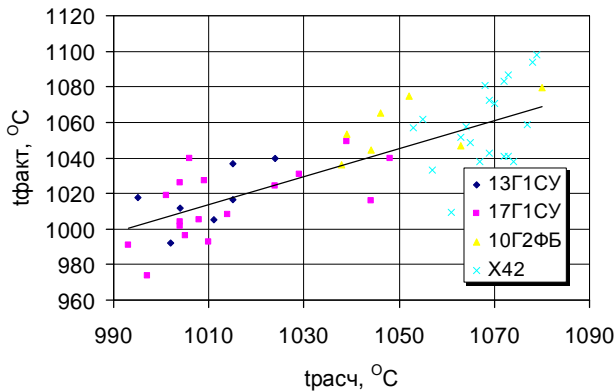


Рис. 5. Погрешность расчета за черновой группой

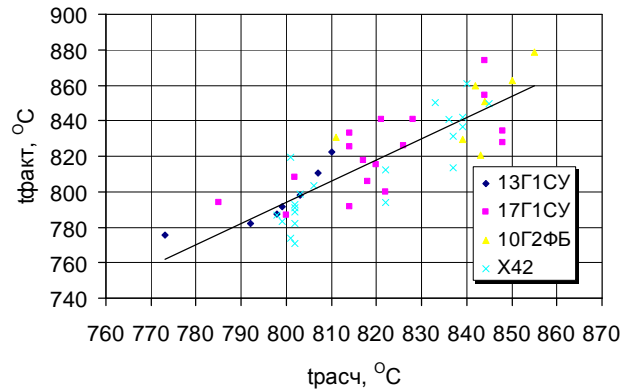


Рис. 6. Погрешность расчета за чистовой группой

Следующий шаг проводимого эксперимента состоял в выборе формулы изменения температуры в зависимости от значения фактора. Для этого из всего множества значений влияющего фактора выбрали только уникальные значения. Формула, встречающаяся при данном значении фактора наиболее часто, является предпочтительной для расчета температурной составляющей.

Для расчета потерь тепла излучением предпочтительными являются формулы:

Ловай А., Кройлич Г.

$$\Delta t_r = T_0 - \sqrt[3]{\frac{\rho \cdot c \cdot h}{1000 \cdot \left(21,6 \cdot 10^{-8} \cdot \frac{\tau}{3600} \cdot C + \frac{h \cdot c \cdot \rho}{1000 \cdot T_0^3} \right)}}, \quad (1)$$

где $C = 4,6 \text{ Вт/м}^2\text{К}^4$;

Железнов Ю.Д., Цифринович Б.А.

$$\Delta t_r = 1,9 \cdot \frac{C}{c \cdot \rho} \cdot \left(\frac{T_0}{100} \right)^4 \cdot \frac{\tau}{h}, \quad (2)$$

где $C = 4,6 \text{ Вт/м}^2\text{К}^4$;

Тягунов В.А.

$$\Delta t_r = \frac{\tau}{600 \cdot h} \cdot \left(\frac{T_0}{100} \right)^4, \quad (3)$$

где $C = (1,9-5,54) \text{ Вт/м}^2\text{К}^4$.

Для расчета снижения температуры металла за счет конвективного теплообмена выбираем формулу

Крейндлина Н.Н.

$$\Delta t_e = 2 \cdot \frac{A \cdot \sqrt[3]{(t_0 - t_e)^4} \cdot \tau}{c \cdot \rho \cdot h}. \quad (4)$$

Потери тепла полосой за счет контакта с рабочими валками рассчитываем по формулам:

Гелеи Ш.

$$\Delta t_R = (t_0 - t_6) \cdot \tau \cdot \frac{\alpha \cdot 2}{h_{cp} \cdot \rho \cdot c}, \quad (5)$$

Ли П.В., Симс Р.Б., Райт Х.

$$\Delta t_R = 0,3 \cdot \Delta t_\eta + 17,5, \quad (6)$$

Железнов Ю.Д.

$$\Delta t_R = 1,83 \cdot 10^{-2} \cdot \frac{\sqrt{R \cdot a \cos \left(1 - \frac{h_0 - h_1}{2 \cdot R} \right)}}{h_0 + h_1} \times$$

$$\times (t_0 - 60) \cdot \sqrt{\frac{1 - S}{v_n}}. \quad (7)$$

Для расчета увеличения температуры металла за счет энергии деформации выбранными формулами являются:

Крейдлин Н.И.

$$\Delta t_\eta = 2307 \cdot P_{cp} \cdot \log \left(\frac{h_0}{h_1} \right) \cdot \frac{1}{c \cdot \rho}, \quad (8)$$

Зюзин В.И.

$$\Delta t_\eta = 0,502 \left(P_{cp} \cdot \log \left(\frac{h_0}{h_1} \right) \right). \quad (9)$$

На рис. 3, 4 представлена блок-схема расчета температуры металла с использованием предлагаемой модели.

Для черновой группы относительная погрешность расчета δ_R – не более 4,3%, для чистовой группы δ_F не превышает 3,8% (рис. 5, 6).

Выводы

1. По результатам анализа пригодности 33 наиболее известных зависимостей для расчета температуры металла при горячей прокатке сконструирована модель температурного режима прокатки на ШСГП полос толщиной 4–16 мм из низколегированных сталей.

2. Для расчета изменения температуры в результате конвекции допустимо использовать формулу Крейндлина при любом значении τ/h .

3. Для расчета увеличения температуры в результате деформации целесообразно использовать формулы Крейндлина и Зюзина в зависимости от значения фактора h_0/h_1 .

4. Для расчета потерь тепла металла за счет контакта с рабочими валками необходимо выбирать формулы Железнова, Гелеи, Ли-Симса-Райта в зависимости от значения фактора l_x/h_{cp} .

5. Для расчета потерь тепла излучением необходимо выбирать формулы Железнова, Ловайя, Тягунова в зависимости от значения фактора τ/h .

6. Сконструированная модель отображает размерные и скоростные особенности прокатки низколегированных марок стали, поэтому рекомендуется к использованию для совершенствования технологии горячей прокатки на ШСГП ОАО «ММК» только для данной сортовой группы.

Библиографический список

1. Коновалов Ю.В., Остапенко А.Л., Пономарев В.И. Расчет параметров листовой прокатки: Справочник. М., Металлургия, 1986. 430 с.
2. К вопросу построения модели для расчета составляющих температурного режима металла в линии широкополосного стана горячей прокатки / Румянцев М.И., Шубин И.Г., Загузов Д.Ю. и др. // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Сб. науч. трудов. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. С. 26–34.

Г. С. Сеничев, В. И. Шмаков, И. В. Виер, Д. В. Квасов, В. М. Салганик, А. М. Песин, В. В. Жлудов

ПРОБЛЕМЫ ОПТИМИЗАЦИИ СТРУКТУРЫ РАЗВЕТВЛЯЮЩЕГОСЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПОТОКА ГОРЯЧЕКАТАНОГО ПРОКАТА ОАО «ММК»

Проблема выбора оптимальных технологических потоков для выпуска продукции является значимой для многих производственных компаний, имеющих разветвляющиеся (альтернативные) технологические маршруты изготовления готовой продукции. При этом для многих компаний характерна множественность критериев совершенствования производственной деятельности, которая обусловлена разнообразием и неоднородностью требований различных ее подразделений и внешних заинтересованных сторон. Данное обстоятельство усложняет решение указанной проблемы, так как менеджерам компаний, по существу, приходится решать две задачи одновременно: и осуществлять выбор оптимального технологического маршрута, и определять критерии (критерии) этого выбора. Причем зачастую установление критерия происходит случайным образом, в зависимости от стечения различных обстоятельств, личных представлений или даже настроения менеджеров, ответственных

за управление технологическими потоками. Такой «антисистемный подход» оказывает негативное воздействие как на стабильность технологических потоков предприятия, так и на его финансово-экономические показатели.

ОАО «ММК», как крупнейшая сталелитейная компания России с полным металлургическим циклом, имеющая разветвляющиеся технологические потоки производства, также испытывает потребность комплексного решения данной актуальной проблемы.

Ключевой точкой разветвления технологических потоков ОАО «ММК» являются цехи горячей прокатки – ЛПЦ-10 и ЛПЦ-4, имеющие пересекающийся сортамент как товарного проката, так и подката для цехов холодной прокатки и глубокой переработки металлопродукции (рис. 1). Так, для изготовления холоднокатаного проката могут быть использованы рулоны как из ЛПЦ-4, так и из ЛПЦ-10. Поэтому все дальнейшие технологические потоки удваиваются с учетом этих двух возможных источников горячекатаного подката. Логика применяемых на рис. 1 обозначений товарного проката (Т) следующая – индексы означают номера цехов, через которые проходит технологический маршрут производства данной подгруппы товарного проката.

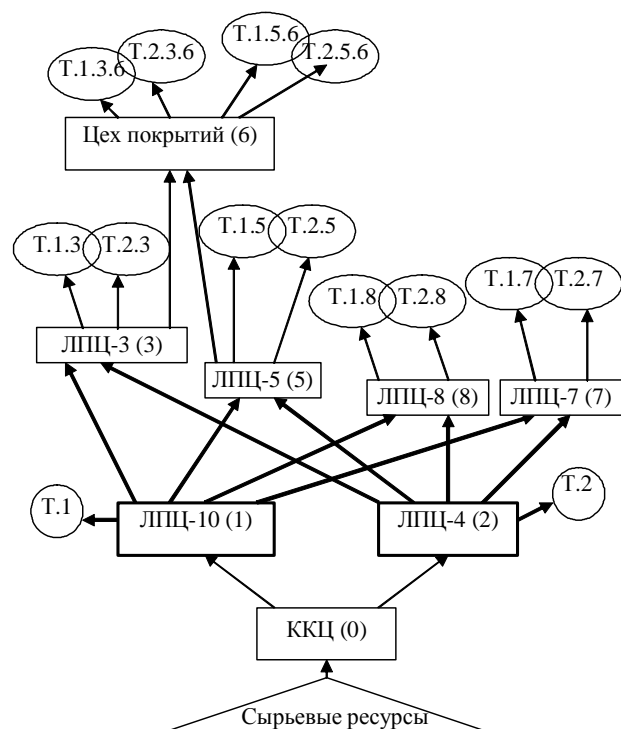


Рис. 1. Структура разветвляющегося технологического потока ОАО «ММК»

Так, продукцию листопрокатного цеха № 8 – ленту холоднокатаную – можно разделить на две подгруппы: Т.1.8 и Т.2.8. Первая подгруппа охватывает сортамент, производимый из подката ЛПЦ-10, а вторая подгруппа – сортамент, производимый из рулонов ЛПЦ-4. Области пересекающегося сортамента отражены на рис. 1 на пересечении соответствующих «овалов» товарной продукции цехов. Они характеризуют ту часть сортамента, которая может быть произведена и из рулонов ЛПЦ-4, и из рулонов ЛПЦ-10.

Следует отметить, что сами цехи горячей прокатки ЛПЦ-4 и ЛПЦ-10 выпускают товарный прокат для реализации конечным потребителям – Т.2 и Т.1 соответственно. При этом и между данными цехами существуют позиции пересекающегося сортамента, хотя они не показаны на рис. 1 для простоты его восприятия.

Научно-технические проблемы, возникающие в данном случае, сводятся к тому, чтобы выбрать

такие варианты технологических маршрутов для каждой позиции сортамента, производимого из подката ЛПЦ-4 и ЛПЦ-10, которые бы обеспечили наилучшие экономические показатели ОАО «ММК» (максимум производства, минимум затрат, максимум прибыли и т.п.).

Для успешного разрешения указанных проблем следует выявить и охарактеризовать конкретные различия, существующие между отдельными вариантами технологических маршрутов и влияющие на величину выбранного критерия. Основным фактором существования таких различий является то обстоятельство, что в каждом из альтернативных маршрутов могут использоваться различные ресурсы, в частности различное по технологическим возможностям, мощности, срокам использования оборудование.

К таким различиям можно отнести:

- 1) различия в производительности агрегатов;
- 2) различия в уровнях затрат на производство.

С учетом данных различий в качестве критерия оптимального выбора технологического маршрута из нескольких альтернативных предлагается использовать показатель маржинальной прибыли от товарного выпуска:

$$MP_{ТВ} = \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^m q_{ij} (Ц_i - ПЗ_{ij}), \quad (1)$$

где q_{ij} – планируемый объем выпуска i -й позиции товарной продукции по j -му технологическому маршруту, т; $Ц_i$ – средняя по всем заказам отпускная цена единицы продукции i -го вида без НДС, руб.; $ПЗ_{ij}$ – средняя величина условно-переменных затрат на единицу i -й позиции продукции, производимой по j -му маршруту; n – количество включенных в область анализа номенклатурных позиций товарной продукции; m – количество вариантов технологических маршрутов производства изделий.

Данный показатель является модификацией предложенных ранее показателей приоритетности продукции [1, 2].

Такой подход подразумевает, что наиболее выгодным считается маршрут, который обеспечивает наибольший вклад в суммарную маржинальную прибыль компании при прочих равных условиях, либо экономит время на «узком месте», высвобождая его для дополнительного выпуска позиций продукции, пользующихся спросом.

Исходя из выбранного критерия оптимальности, в качестве показателя приоритетности тех-

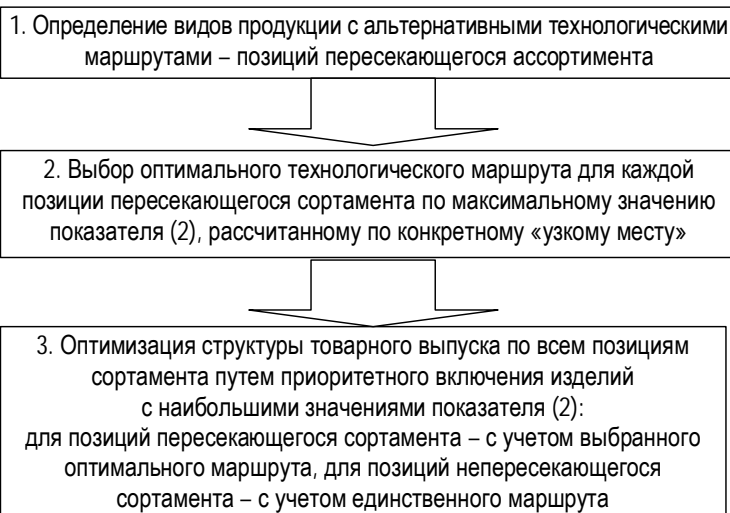


Рис. 2. Общая схема оптимизации разветвляющихся технологических потоков по критерию максимума маржинальной прибыли

нологического маршрута производства изделия предлагается следующий показатель:

$$MD_{ij}^{VM} = MD_{ij} \cdot Pr_{ij}^{VM} = (Ц_i - ПЗ_{ij}) \cdot Pr_{ij}^{VM}, \quad (2)$$

где MD_{ij} – маржинальный доход на единицу i -го изделия, соответствующий j -му технологическому маршруту, руб.; Pr_{ij}^{VM} – часовая производительность агрегата – «узкого места» при изготовлении i -го изделия, нат.ед.

Учитывая рассмотренные особенности разветвляющихся технологических потоков, можно сформулировать общую последовательность их оптимизации по критерию максимальной маржинальной прибыли (1), представленную на рис. 2.

Каждый из блоков схемы на рис. 2 представляет собой отдельный алгоритм, который может быть использован обособленно для решения узкой задачи. Например, в рамках первого блока может быть решена задача идентификации пересекающегося сортамента для каждого цеха, в рамках второго блока – задача выбора оптимального технологического маршрута для конкретных видов продукции, в рамках третьего блока – задача оптимизации структуры товарного выпуска.

Последовательное использование всего комплекса данных алгоритмов дает возможность решить поставленную задачу оптимального выбора структуры технологических потоков по критерию максимума маржинальной прибыли в условиях наличия альтернативных технологических маршрутов. Это позволит выявить дополнительные резервы увеличения прибыли ОАО «ММК» и создать условия для их эффективной реализации.

Библиографический список

1. Goldratt Eliyahu M. The haystack syndrome: sifting information out of the data ocean. NY.: North River Press, 1990. 262 p.
2. Реализация концепции производственного планирования на основе эффективного использования ограничений / Сеничев Г.С., Салганик В.М., Шмаков В.И. и др. М.: Экономика, 2006. 212 с.

УДК 621.771.237:621.771.23.016

М. И. Румянцев, Г. А. Завалищин, Н. Б. Орлов

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ПРОИЗВОДСТВА ЛИСТОВОЙ СТАЛИ С ПОНИЖЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ УГЛЕРОДА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ СЛУЖЕБНЫХ СВОЙСТВ ПРОДУКЦИИ И РЕЗУЛЬТАТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ

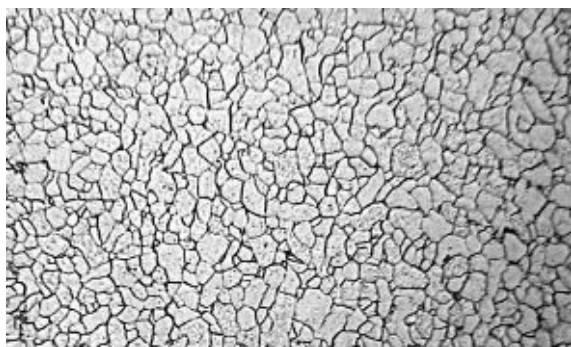
В настоящее время наблюдается устойчивая тенденция к росту производства холоднокатаного проката из низкоуглеродистой стали с содержанием углерода менее 0,02%, которая должна иметь повышенную штампуемость как без покрытия, так и с цинковым покрытием. Пониженные прочностные свойства горячекатаного проката из подобных сталей в некоторой степени облегчают задачу получения холоднокатаной полосы с высокой планшетностью, а также способствуют расширению возможностей производства горячекатаных листов и полос для замещения холоднокатаных.

В период освоения производства подобной продукции в ОАО «ММК» одной из проблем была значительная разнородность микроструктуры горячекатаного металла (5–7 балл в середине и 3–4 на поверхности), а также неравномерные выделения цементита по границам крупных зерен. При этом наблюдались благоприятные прочностные свойства ($\sigma_t=240\text{--}290$ МПа, $\sigma_b=320\text{--}350$ МПа), но пониженная пластичность ($\delta_4=25\text{--}34\%$ при целевом значении не менее 36%).

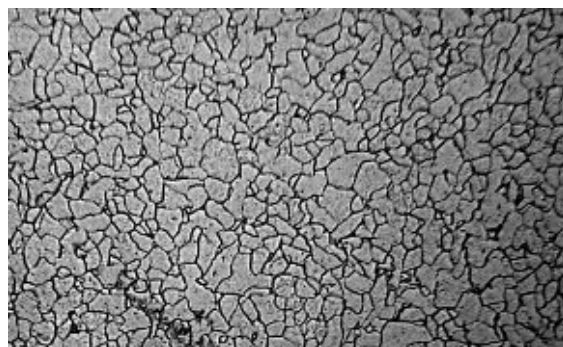
Для улучшения микроструктуры выполнили

исследования по совершенствованию процесса охлаждения полосы на отводящем рольганге широкополосного стана горячей прокатки (ШСП) 2000 ОАО «ММК» с использованием математической модели выбора первого приближения режима охлаждения [1–3]. Компьютерным моделированием, в частности, установили, что для обеспечения однородности структуры необходимо повысить температуру конца прокатки от 830°C по традиционной технологии до 930°C, а для предотвращения крупнозернистости процесс охлаждения водой следует начинать первыми секциями установки ускоренного охлаждения. Опытная прокатка, при которой $t_{кн}$ колебалась в диапазоне от 925 до 930°C, показала, что применение нового режима охлаждения значительно улучшает однородность структуры, особенно по толщине полосы. Поверхностный слой с крупным зерном практически исчезает (рис. 1). При этом указанные выше прочностные характеристики остаются на том же уровне, а относительное удлинение увеличивается до 36–41%.

При разработке режимов последующей холодной прокатки необходима кривая упрочнения, но



а



б

Рис. 1. Микроструктура поверхности (а) и середины (б) полосы толщиной 2,8 мм из стали 08Ю (С=0,03%) после охлаждения по усовершенствованному режиму

для сталей с пониженным содержанием углерода такая кривая не известна. Для ее построения валками диаметром 500 мм прокатывали образцы исходной толщины 3,0–3,3 мм из стали с содержанием углерода 0,004–0,014% по схеме дробного накопления суммарной деформации. Затем проводили испытание на растяжение с записью индикаторной диаграммы. Результаты испытаний представлены на рис. 2 в виде приращения предела текучести $\Delta\sigma = \sigma_H - \sigma_{02}(\varepsilon_\Sigma)$, где ε_Σ – суммарное обжатие; σ_H – условный предел текучести в ненаклепанном состоянии, т.е. при $\varepsilon_\Sigma = 0$.

С учетом наиболее распространенных подходов к отображению кривых упрочнения для расчетов сопротивления деформации при холодной прокатке [4, 5], методом наименьших квадратов построили следующие аппроксимации:

$$\Delta\sigma = 10,1\varepsilon_\Sigma^{0,88}; \tag{1}$$

$$\Delta\sigma = 56,27\sqrt{\varepsilon_\Sigma} - 82,5. \tag{2}$$

Оба уравнения регрессии статистически надежны с доверительной вероятностью 95%, но в то время как для степенной зависимости (1) коэффициент достоверности аппроксимации $R^2=0,640$, для зависимости (2) $R^2=0,865$. Из рис. 2 видно, что зависимость (2) действительно более точно описывает влияние обжатия на $\Delta\sigma$. Поэтому кривую упрочнения малоуглеродистых сталей с содержанием углерода 0,014–0,04% предпочтительнее отобразить в следующем виде:

$$\sigma_{02} = \sigma_H + 56,27\sqrt{\varepsilon_\Sigma} - 82,5. \tag{3}$$

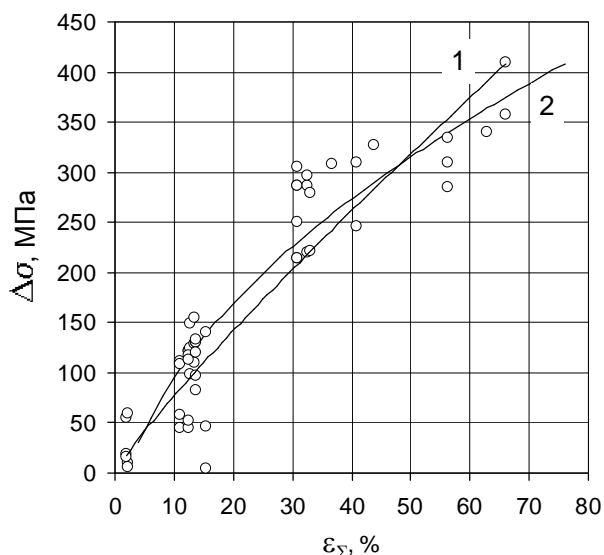


Рис. 2. Влияние суммарного обжатия сталей с пониженным содержанием углерода на приращение предела текучести: 1 – по формуле (1); 2 – по формуле (2)

Так как сталь с пониженным содержанием углерода обладает низким сопротивлением деформации, становится возможным увеличить толщину подката для производства холоднокатаной стали. Однако при этом эффект, заключающийся, например, в увеличении производительности ШСГП, может быть нивелирован трудностями переработки металла в цехе холодной прокатки. Так, увеличение толщины подката приведет к возрастанию вытяжки при холодной прокатке и соответственно длины полосы. При объективно существующих ограничениях на скорость холодной прокатки [6] следствием подобных изменений может стать увеличение машинного времени и снижение производительности стана холодной прокатки.

В ОАО «ММК» технологическая система для производства холоднокатаного металла с цинковым покрытием включает двухклетевой реверсивный стан 1700 [7]. Такие станы появились в 90-х годах 20 века как экономически эффективное решение для производства холоднокатаной листовой стали в количестве до 500–900 тыс. т/год и получили специфическое обозначение – ССМ (Comprat

Таблица 1

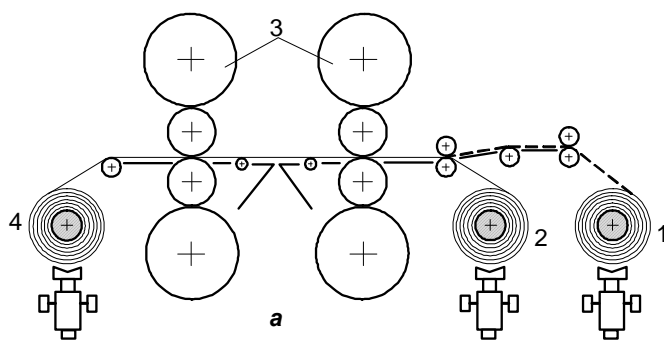
Операции при прокатке бесшовного рулона на стане ССМ за два прохода

Технологические операции	Участок тахограммы
1. Подача рулона к разматывателю	—
2. Установка рулона на барабан разматывателя	—
3. Подача переднего конца полосы до моталки 1	$\tau_{0нк}^{(1)}$
4. Транспортировка переднего конца полосы от моталки 1 до реверсивной моталки 2	
5. Заправка полосы на реверсивную моталку 2	
6. Остановка стана, сведение валков	
7. Разгон стана до рабочей скорости	$\tau_{рлк}$
8. Прокатка на установившейся скорости $V_{уст}^{(1)}$	$\tau_{уст}^{(1)}$
9. Замедление перед задним концом	$\tau_{тзк}$
10. Прокатка на заправочной скорости V_0 для выдачи заднего конца с разматывателя до моталки 1	$\tau_{0зк}^{(1)}$
11. Остановка стана, разведение валков	$\tau_{рев}$
12. Реверс	
13. Заправка полосы в моталку 1	
14. Остановка стана, сведение валков	
15. Разгон стана до рабочей скорости	$\tau_{рзк}$
16. Прокатка на установившейся скорости $V_{уст}^{(2)}$	$\tau_{уст}^{(2)}$
17. Торможение перед выпуском полосы из стана	$\tau_{тлк}$
18. Смотка конца полосы	$\tau_{0нк}^{(2)}$
19. Снятие рулона с моталки	—

cold mill) [8]. На подобном стане могут быть реализованы, по крайней мере, 3 стратегии прокатки: двукратная (рис. 3, б), четырехкратная (рис. 3, в) и шестикратная (рис. 3, г), что соответствует случаям прокатки на двухклетевом, четырехклетевом и шестиклетевом непрерывных станах. Методика оценивания производительности стана ССМ в литературе не описана и поэтому представляет значительный практический интерес.

Наблюдения за работой ССМ 1700 ОАО «ММК» показали, что процесс прокатки одного рулона может быть представлен как совокупность операций, указанных в табл. 1, а для расчета цикла прокатки допустимо рассматривать упрощенную тахограмму (рис. 4). Затраты времени на выполнение операций 1, 2 и 19 не учитываются, т. к. они выполняются с перекрытием.

Составляющие цикла прокатки (отдельные времена на тахограмме) легко определяются по



известным формулам [9]. Однако в расчетах необходимо использовать такие параметры скоростного режима, как $V_{уст}$, ускорение a_p и замедление a_m , а также время реверса $\tau_{рев}$. Расчеты ритма прокатки по формулам [9] при фактических значениях перечисленных параметров показали достаточно высокую сходимость с практическими данными (рис. 5). Таким образом, именно от обоснованности значений $V_{уст}$, a_p , a_m и $\tau_{рев}$ зависят обоснованность и достоверность результатов расчета производительности стана.

Чтобы повысить объективность выбора значений a_p , a_m и $\tau_{рев}$, рассмотрели их выборочные распределения вероятности. При этом, исходя из результатов предварительного анализа, ускорения и замедления в каждом проходе анализировали отдельно. Выборочные характеристики положения центров вариации приведены в табл. 2.

В связи с очевидным несоответствием полученных выборочных распределений нормальному закону в качестве наиболее подходящей оценки положения центра вариации каждого из параметров приняли выборочную медиану \tilde{x} , а ее доверительные границы определяли по формуле [10]:

$$\Delta_{\tilde{x}} = m_3 \frac{s}{\sqrt{n}},$$

Рис. 3. Стан ССМ (а) и стратегии прокатки (б-г):

1 – разматыватель; 2 – моталка № 2; 3 – рабочие клетки; 4 – моталка № 1

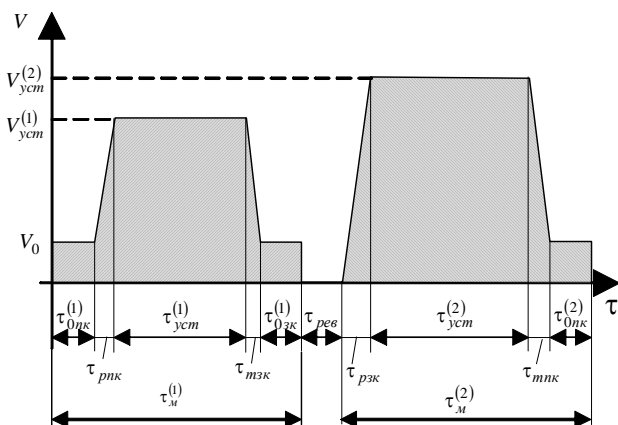


Рис. 4. Модель тахограммы прокатки бесшовного рулона на стане ССМ по стратегии рис. 2, в (обозначения – в табл. 1)

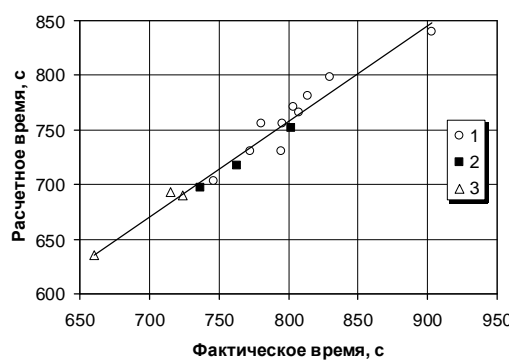
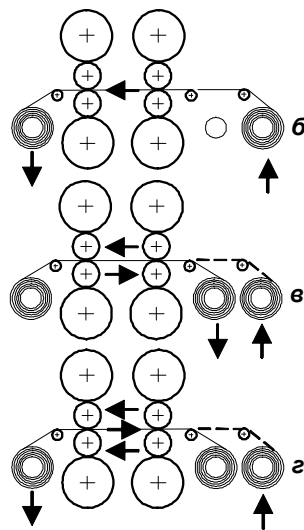


Рис. 5. Сравнение фактического и расчетного ритма прокатки на двухклетевом реверсивном стане: 1 – полосы 0,5×1250-1280 мм из подката толщиной 1,8 мм; 2 и 3 – полосы 0,58×1086 и 0,48×1250 мм из подката толщиной 2,0 мм

Таблица 2

Выборочные характеристики распределений параметров скоростного режима стана ССМ и значения, рекомендуемые для использования в расчетах

Характеристика	$a_p, \text{M/C}^2$		$a_m, \text{M/C}^2$		$\tau_{рев}, \text{C}$
	1*	2	1	2	
Минимум	0,26	0,23	0,26	0,30	40,0
Максимум	0,45	0,42	0,70	0,58	87,0
Среднее	0,37	0,35	0,42	0,43	64,7
Медиана	0,40	0,37	0,39	0,40	62,0
Стандартное отклонение	0,07	0,06	0,15	0,09	13,0
Доверительные границы медианы	$\pm 0,02$	$\pm 0,02$	$\pm 0,04$	$\pm 0,02$	$\pm 3,2$
Диапазон рекомендуемых значений	0,38–0,42	0,35–0,39	0,35–0,43	0,38–0,42	58,8–65,2

* Номер прохода.

где s – выборочное стандартное отклонение соответствующего параметра; $m_3 > 1$ – коэффициент, величина которого зависит от объема выборки n [9].

Найденные из указанных предпосылок диапазоны значений ускорения, замедления и времени реверса стана ССМ также приведены в табл. 2.

Таким образом, модель скоростного режима в виде тахограммы, изображенной на рис. 2, известные зависимости [9] для расчета отдельных временных интервалов данной тахограммы, выбор значений ускорения, замедления а также времени реверса из диапазонов, указанных в табл. 2, позволяют выполнять расчет производительности реверсивного многоклетевого стана холодной прокатки, результаты которого обладают достоверностью и обоснованностью.

Для повышения служебных свойств тонколистового проката из малоуглеродистых сталей с содержанием углерода не более 0,02% и результативности технологии его производства выполнено компьютерное моделирование охлаждения на отводящем рольганге широкополосного стана горячей прокатки, результаты которого позволили усовершенствовать режим охлаждения и улучшить пластические свойства металла. Выполнен эксперимент по определению влияния дробного суммарного обжаривания на предел текучести сталей

указанного класса, результаты которого позволили впервые построить кривую упрочнения для расчета их сопротивления деформации при холодной прокатке. Выполнено исследование и разработана модель скоростного режима двухклетевого реверсивного стана холодной прокатки, на основе которой впервые разработана достоверная методика расчета его производительности.

Библиографический список

1. Моделирование охлаждения на отводящем рольганге ШСГП 2000 ОАО ММК / В.М. Салганик, М.И. Румянцев, Г.А. Завалищин, Р.А. Исмагилов // *Материаловедение и термическая обработка металла: Междунар. сб. науч. тр.* Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 32–44.
2. Салганик В.М., Румянцев М.И., Завалищин Г.А. Моделирование охлаждения на отводящем рольганге ШСГП // *Теория и практика производства листового проката: Сб. научн. трудов.* Липецк: ЛГТУ, 2005. С. 19–25.
3. Салганик В.М., Румянцев М.И., Завалищин Г.А. Выбор режимов охлаждения на отводящем рольганге ШСГП для сталей с различным содержанием углерода // *Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Сб. науч. тр.* Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2006. С. 70–76.
4. Третьяков А.В., Зюзин В.И. Механические свойства металлов и сплавов при обработке давлением. М.: *Металлургия*, 1973. 224 с.
5. Грудев А.П., Сигалов Ю.Б. Методика определения предела текучести металла при холодной прокатке с учетом влияния основных факторов деформации // *Обработка металлов давлением: Науч. тр. Днепропетровского металлург. ин-та.* М.: *Металлургия*, 1971. № 56. С. 47–55.
6. Методы выбора режимов и расчета параметров при автоматизированном проектировании тонколистовой прокатки / Салганик В.М., Медведев Г.А., Румянцев М.И. и др. // *Труды третьего конгресса прокатчиков.* М.: АО «Черметинформация», 2000. С. 180–187.
7. Создание и освоение двухклетевого реверсивного стана холодной прокатки / В.Ф. Рашников, Р.С. Тахаутдинов, А.И. Антипенко и др. // *Сталь.* 2003. № 7. С. 41–45.
8. ССМ – Compact Cold Mills // SMS DEMAG AG, Hot and Cold Rolling Mills Division. Hilchenbach, Germany, 2001. 8 p. Англ.
9. Оптимальная производительность станов холодной прокатки / Г.Л. Химич, А.В. Третьяков, Э.А. Гарбер и др. М.: *Металлургия*, 1970. 90 с.
10. Статистическое управление процессами. SPC / В.А. Липидус, А.В. Глазунов, И.Н. Рыбаков и др. Н. Новгород: ООО СМЦ «Приоритет», 2004. 181 с.

А. Б. Моллер, О. Н. Тулупов, А. С. Лимарев, Д. В. Назаров

КОНЦЕПЦИЯ ПОСТРОЕНИЯ СОВРЕМЕННЫХ МОДЕЛЕЙ ПРОКАТКИ НА СОРТОВЫХ СТАНАХ

В настоящее время в российской металлургической отрасли сложились благоприятные условия для развития сортопрокатного производства, связанные с реализацией программы строительства жилья как в частном секторе, так и в рамках государственного заказа. Кроме того, акционирование большинства металлургических заводов, наличие современных технологий, оборудования, систем управления и относительно доступная стоимость новых сортовых станков, в сравнении с листопркатными, существенно повышает актуальность научного направления, решающего вопросы повышения качества, производительности и эффективности работы сортовых станков.

Согласно международным стандартам ISO 9000:2000 производство должно характеризоваться комплексным подходом к качеству, который заключается в координации деятельности исполнителей во всех подразделениях предприятия, во взаимосвязи требований всей нормативно-технической документации и стандартов, в поисках оптимальных условий производства продукции с необходимыми свойствами, в совершенствовании техники, технологии и способов производства продукции, а также в постоянном росте квалификации персонала [1].

Все более широкое развитие и применение систем управления технологическими процессами требует разработки достаточно простых, универсальных, быстродействующих, дополняемых и надежных объектно-ориентированных математических моделей. Вместе с тем, неоднозначная связь различных технологических параметров прокатки в калибрах различной сложности ограничивает разработку и внедрение комплексных систем анализа и управления формоизменением на сортовых станах. Ряд внедряемых систем являются узкоспециализированными, не всегда согласуются друг с другом, сложно адаптируются к изменяющимся технологическим условиям производства, не позволяют оперативно анализировать альтернативные варианты технологических схем.

Моделирование технологических процессов прокатки [2] является важной задачей, позволяющей получать множество расчётных параметров, отражающих суть происходящего, что дает возможность совершенствовать производство металлопродукции по следующим пунктам:

- формирование логической структуры АСУ и ее совершенствование;
- корректировка существующих технологических режимов прокатки;
- разработка и внедрение новых технологических режимов прокатки;
- расширение марочного сортамента и внедрение в производство новых профила размеров;
- управление качеством производимой продукции посредством применения сквозных расчётов нормируемых показателей качества (геометрии профиля, механических свойств металлов);
- решение существующих проблем, связанных с калибровкой валков и настройкой прокатных клетей.

В современных условиях можно выделить два основных направления технологических решений, повышающих эффективность производства сортового проката, требующих всестороннего изучения, моделирования и анализа [3].

К первому направлению можно отнести технические и технологические решения, позволяющие повысить эффективность производства и улучшить качество сортовых профилей на действующих, но морально устаревших станах. Это поиск малозатратных способов продления срока службы устаревших станков путем поддержания качества продукции за счет использования технологических резервов и уникальных нетрадиционных технологических режимов.

Второе направление охватывает технические и технологические решения по модернизации действующих и разработке новых сортовых станков. Здесь особую важность приобретают современные методы компоновки технологической схемы, управления точностью, рационализации энергозатрат с целью максимально эффективного использования современных технологических процессов и оборудования, а значит, наиболее эффективной отдачи капиталовложений.

Для первого направления характерно, прежде всего, выявление и использование технологических резервов калибровки валков, а также температурно-скоростных условий прокатки. Для второго направления наиболее важна разработка систем предварительного анализа технологических схем прокатки и управления точностью профилей и вы-

работка на их основе эффективных технологических режимов прокатки. Кроме этого, в обоих случаях важны аналитические методы выявления «узких мест» технологического процесса, а также методы оценки его эффективности.

Актуальный на сегодняшний день принцип поэтапной модернизации сортопрокатного производства приводит к вариантам работы новых или реконструированных станов в старой инфраструктуре завода, далеко не всегда отвечающей современным технологическим требованиям, что существенно сказывается на колебаниях качественных показателей и химического состава стали, свойств и размеров заготовки. Поэтому для решения задач калибровки и обеспечения точности проката при модернизации или замене прокатного стана в условиях действующего предприятия кроме изменения технологических решений следует предусмотреть и возможность изменения части модели, отвечающей за расчет формоизменения металла. Но, поскольку каждый новый стан обладает специфическими условиями прокатки, речь должна идти о создании модели формоизменения с возможностью адаптации к различным режимам работы, вариантам компоновки стана, программам прокатки, технологическим условиям и инфраструктуре конкретного прокатного комплекса.

При рассмотрении технических решений отечественных и зарубежных фирм и заводов наблюдается концептуальная схожесть основных направлений разработки и совершенствования сортовых станов, нацеленных на повышение точности и стабильности размеров проката. При этом вопросы повышения точности и эффективности прокатки успешно решаются только при условии жесткого соблюдения технологического режима, что в производственной практике не всегда возможно. Поэтому при создании математических моделей следует уделять внимание разработке программного блока, определяющего допустимый диапазон возможных отклонений основных технологических параметров, что и послужит инструментом регламентации требований к исходной заготовке.

В течение работы стана происходит постоянное необратимое изменение технического состояния основного оборудования. Следовательно, модель должна уметь отражать эти изменения в реальном масштабе времени, то есть пользоваться в интерактивном режиме шиной данных и таким образом подстраиваться под постоянно меняющиеся характеристики стана. Такой процесс возможен только при адекватном взаимодействии нескольких систем слежения и управления работой стана (регулирование скоростей, межвалковых зазоров, температуры). При реализации такой мо-

дели появляется возможность в комплексном подходе к повышению эффективности и точности формоизменения профиля, который подразделяется на три уровня.

Первый уровень. «Тонкое» управление формоизменением на непрерывных станах путем регулирования скоростного режима по условию минимума уровня натяжения, осуществляемое только при колебаниях технологических параметров в узком диапазоне. Рамки этого диапазона следует определять предварительным моделированием прокатки с просмотром результата (характерных размеров профиля), не выходящего за допуски, указанные в НТД. При более существенных изменениях параметров осуществляется переход на второй уровень.

Второй уровень. Совершенствование процесса формоизменения за счет целенаправленного оперативного изменения межвалкового зазора в клетях, определенных путем моделирования процесса в реальном времени. Причем связь модели формоизменения с другими системами должна дать им установки и обеспечить нормальную работу на первом уровне [4].

Третий уровень. Повышение эффективности формоизменения и точности прокатываемых профилей за счет корректировки схемы калибровки вне стана. Этот уровень необходим при постоянно выраженных отклонениях в точности профиля, которые не удастся в полной мере устранить на первом и втором уровнях (расходящийся процесс). Уровень характеризуется комплексным экспресс-анализом калибровки в целом для выявления фрагментов, отрицательно влияющих на точность геометрических размеров получаемого профиля и эффективность процесса при различных технологических режимах. Результатом анализа должна стать замена элементов калибровки на более технологически оправданные [5].

Для возможности эффективного применения указанных моделей на производстве необходимо обеспечить пользовательский интерфейс и обучение персонала работе с созданными компьютерными моделями. Наличие интерфейса позволит существенно расширить возможности математической модели и при дополнении ее текстовым блоком справочной информации, чертежами и видеорядом трансформировать модель в комплексную компьютерную информационно-тренинговую систему, включающую:

- полный комплекс подробной технической и технологической мультимедийной информации;
- фактическую информацию о калибровке валков и режимах прокатки сортамента стана,

- учитывающую специфические особенности элементов калибров, применяемых на стане;
- полноценные системы моделирования режимов прокатки и настройки клетей (зазоров и скоростного режима) при различных возможных на стане сочетаниях основных технологических параметров;
- возможность многовариантного моделирования различных технологических режимов и способов их реализации, соответствующих фактическим технологическим данным стана;
- возможность получения справочной информации в процессе обучения и работы;
- систему тестовых заданий и контроля знаний слушателей.

Таким образом, единая модель сортовой прокатки, снабженная блоками расчета, информации, обучения и проверки знаний становится мощным производственным инструментом для управления качеством продукции и подготовки кадров, решающим следующие задачи:

- повышение качества и эффективности выпускаемой продукции;
- сокращение сроков качественного обучения операторов, вальцовщиков, калибровщиков и инженерно-технологического персонала сортового стана;
- повышение профессионального уровня и технологической дисциплины действующего эксплуатационно-технологического персонала цеха;
- обеспечение необходимой профессиональной базы и быстрой переподготовки кадров внутри цеха и предприятия;
- получение объективных оценок квалификации и профессиональных возможностей для повышения разряда, поощрения и сокращения кадров на предприятии;
- накопление и передача производственного опыта.

Из перечисленного формируются требования к построению современных моделей прокатки на сортовых станах. Так, в модели должны быть предусмотрены следующие пункты:

- разработка и формирование компьютерных баз данных: по технической и технологической информации о калибровке валков; по технологическим параметрам прокатки и охлаждения;

- разработка объектно-ориентированных моделей расчета формоизменения раската, температуры и скоростного режима прокатки металла;
- разработка модели оценки, анализа и целенаправленной коррекции, применяемых на стане калибровок с целью повышения эффективности формоизменения раската и снижения затрат на производство;
- разработка модели дополнительной настройки клетей в линии стана (с возможностью участия в настройке различного количества клетей) в условиях изменений основных технологических параметров прокатки: температуры металла, характеристики пластичности металла σ_T ; износа валков; изменения диаметра валков при их переточках.
- программная реализация указанных моделей должна представлять единый комплекс интегрированных программ, реализуемый как в автономном режиме, так и при работе в сети компьютерного класса с применением передовых информационных технологий «мультимедиа»;
- интерфейс программного обеспечения по освоению технической информации и овладению основными навыками работы на прокатном стане должен быть рассчитан на уровень базового среднего технического образования;
- интерфейс программ исследования эффективности применяемых режимов прокатки и определения целенаправленного выбора варианта настройки прокатного стана должен быть рассчитан на уровень вузовского образования;
- одним из разделов программного обеспечения должен представлять собой систему тестового контроля и фиксации результатов испытаний обучаемого с формированием рейтинга и знакомством с материалами правильных вариантов ответов.

Целесообразно использовать автоматизированное тестирование. Это позволит определить подготовленность персонала к работе на производстве. Помимо этого результаты оценки знаний позволят сделать вывод: к выполнению какого уровня работ готов работник. Дальнейшее обучение должно проходить для углубления знаний с целью работы на стане или подготовки специалистов в исследовательский сектор.

Библиографический список

1. ГОСТ Р ИСО 9000:2000. Система менеджмента качества. Основные положения и словарь. М.: Изд-во стандартов, 2001.
2. Ашихмин В.Н. Введение в математическое моделирование. М.: ЛОГОС, 2005. 440 с.
3. Тулупов О.Н. Структурно-матричные модели для повышения эффективности процессов сортовой прокатки: Монография. Магнитогорск: МГТУ, 2002. 224 с.

4. Новые решения в моделировании процессов сортовой прокатки на основе структурно-матричного подхода и его приложений / О.Н.Тулупов, А.Б. Моллер, М.Г. Поляков, А.В. Логинов, Ю.В. Симаков, Д.В. Колясов, С.А. Левандовский // Производство проката. 2004. № 7. С. 19–26.
5. Левандовский С.А. Оптимизация режимов формоизменения на современных непрерывных сортовых станах // Конкурс грантов студентов, аспирантов и молодых учёных вузов Челябинской области: Сб. рефератов научно-исследовательских работ аспирантов. Челябинск: ЮУрГУ, 2005. С. 131–132.

УДК 621.771.63

А. В. Урмацких, Н. Г. Шемшурова

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ГНУТЫХ ПРОФИЛЕЙ ПОВЫШЕННОЙ ЖЁСТКОСТИ

Анализ механических свойств современных гофрированных листовых профилей показывает, что их конструкции можно разделить на два типа. К первому типу относят профили, имеющие максимальные прочностные характеристики вдоль одной оси, ко второму – профили, прочностные характеристики которых в продольном и поперечном направлениях примерно одинаковы.

Большинство гофрированных листовых профилей выполняют с продольными сквозными гофрами, направленными вдоль листа. Продольная жёсткость (несущая способность) такого профиля значительно превышает его поперечную жёсткость.

Наиболее эффективным способом повышения несущей способности гнутых профилей является увеличение высоты гофров [1] или создание дополнительных гофров. Если по конструктивным или технологическим причинам это нецелесообразно, то несущую способность можно поднять, заменив материал профиля на более прочный.

Одним из новых направлений повышения несущей способности гофрированных листовых профилей является увеличение горизонтальных участков гофров, а также заполнение свободного межгофрового пространства. На рис. 1 показана последовательность превращения «классическо-

го» гофра в гофр новой конструкции. При этом несущая способность может быть увеличена более чем в пять раз.

Гибкость рассматриваемых профилей в поперечном направлении выше, чем у исходного профиля, т.к. длина развёртки их значительно больше и они выдерживают меньший радиус изгиба без пластической деформации. Ещё одной особенностью рассматриваемых профилей (рис. 2) является повышенная «податливость» его к осевому скручиванию.

Часто конструкции, помимо высокой несущей способности в продольном и поперечном направлениях, должны обладать устойчивостью к продольным и поперечным скручивающим нагрузкам. Для этого необходимо, чтобы хотя бы часть гофров имели замкнутый профиль.

На рис. 3 показаны образцы замкнутого **а** и незамкнутого **б** профилей. Если $h \sim b$ (высота и ширина профиля примерно равны), $\delta \ll h$ и b , то

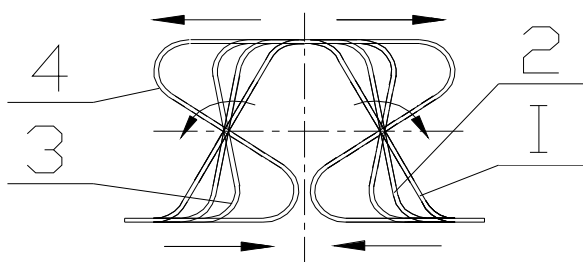


Рис. 1. Последовательность заполнения межгофрового пространства

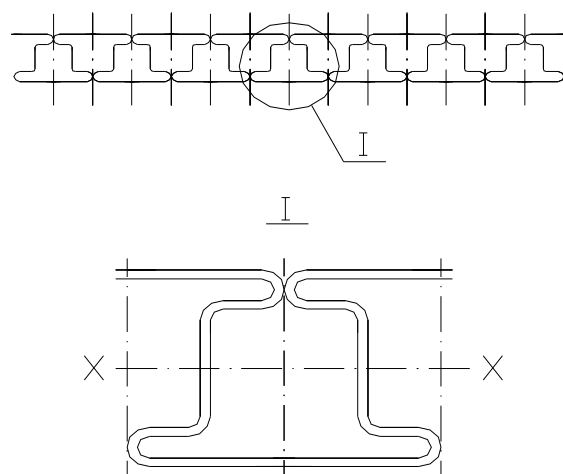


Рис. 2. Гофрированный листовый профиль с плотным примыканием боковых поверхностей гофров

$$Q_{отк}/Q_{зм} \sim h^2/s^2; \tau_{отк}/\tau_{зм} \sim h/s,$$

где $Q_{отк}$ – угол закручивания открытого профиля на единицу длины; $Q_{зм}$ – угол закручивания замкнутого профиля на единицу длины; $\tau_{отк}$ –

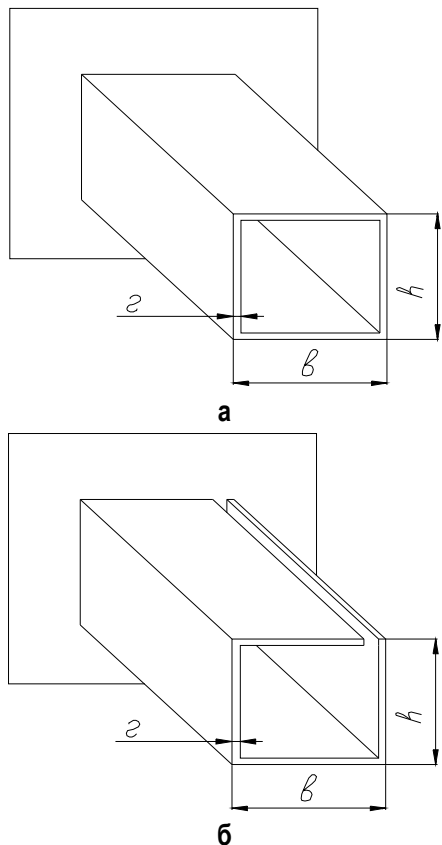


Рис. 3. Гнутые профили: а – замкнутые; б – незамкнутые

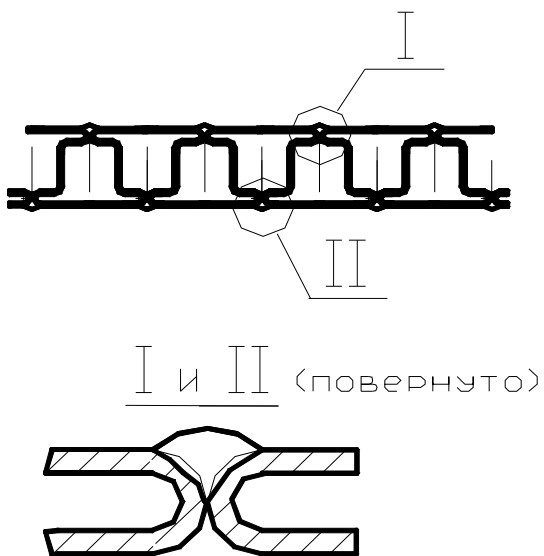


Рис. 4. Листовой гнутый профиль с замкнутыми гофрами

касательные напряжения в открытом профиле; $\tau_{зм}$ – касательные напряжения в замкнутом профиле; h – высота профиля; s – толщина стенки.

Замкнутые профили в h^2/s^2 раз жёстче открытого профиля, а максимальные касательные напряжения в h/s раз меньше напряжения в открытом профиле при одинаковых крутящих моментах [2]. Поэтому в конструкциях, размеры которых не должны изменяться под действием кру-

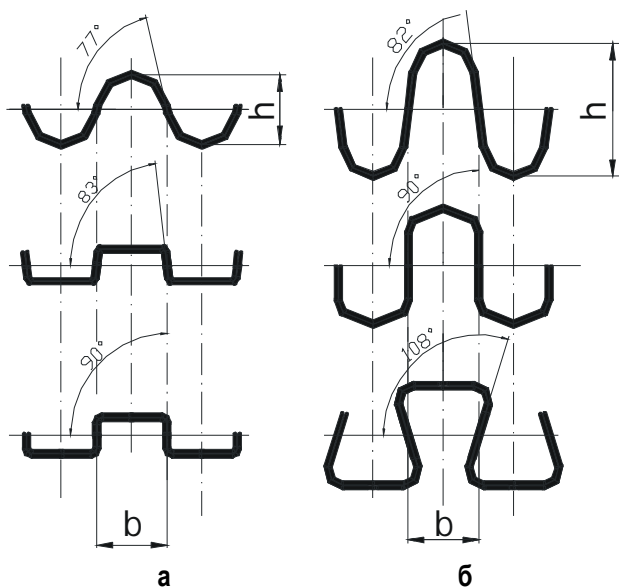


Рис. 5. Схема осадки волнистой заготовки ребристого профиля (а) и гофрированного листового профиля повышенной жёсткости (б)

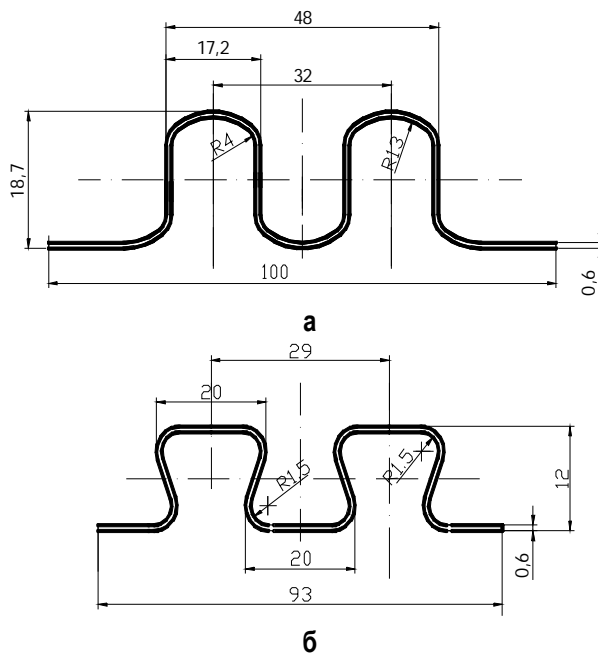


Рис. 6. Размеры исходного (а) и профиля после профилирования (б)

тящих моментов, эффективно использование гнутых профилей с гофрами замкнутой формы.

Образование замкнутого гофра может быть достигнуто путем склеивания, пайки или сварки боковых поверхностей соприкасающихся элементов соседних гофров. На **рис. 4** показан гнутый профиль, все гофры которого являются замкнутыми. По своим свойствам данные профили сопоставимы с сотовыми панелями, при этом трудоёмкость их изготовления значительно ниже.

При разработке технологии профилирования в качестве прототипа принята схема формовки ребристых профилей с последовательной системой калибровки (для получения промежуточной волнистой заготовки с последующей осадкой её до получения ребристого профиля в последних клетях) [3]. Данная технология обеспечивает меньшее утонение металла в местах изгиба, стабильность размеров по длине и сечению профиля, уменьшает вероятность образования волн на боковых кромках.

На **рис. 5** приведены схемы осадки волнистой заготовки ребристого профиля (**а**) и гофрированного листового профиля повышенной жёсткости (**б**). Осадка по схеме (**б**) имеет следующие особенности: высота гофров h значительно больше, чем у заготовки ребристого профиля, вертикальные элементы профиля в процессе деформации поворачиваются на угол, превышающий 90° (по отношению к основанию гофра). В результате этого устойчивость гофров при осадке уменьшается.

Для проверки возможности получения гофрированных листовых профилей повышенной жёст-

кости из волнистой заготовки методом валковой формовки в ЛПЦ-7 ОАО «ММК» был изготовлен волнистый профиль. Профилирование проведено на валках чистовой группы клетей № 16 комплекта валков I-13 профилегибочного агрегата (ПГА) 1-4×50-300. Изучение особенностей процесса формоизменения волнистой заготовки по длине и высоте очага деформации при его осадке проведено на недокате, полученном в результате останковки ПГА 1-4×50-300. Так как привод клетки агрегата осуществлялся только через нижний валок, профилирование вели с подпором профиля. Размеры исходного волнистого профиля (**а**) и профиля после прокатки (**б**) показаны на **рис. 6, 7**. Профиль в процессе профилирования не терял устойчивости.

Расчёт калибровки валков для профилирования заготовки гофрированного листового профиля повышенной жёсткости состоит из двух этапов [3, 4]:

- расчёт калибровки валков для профилирования волнистой заготовки;
- расчёт осадочных калибров валков.



Рис. 7. Передний конец профиля

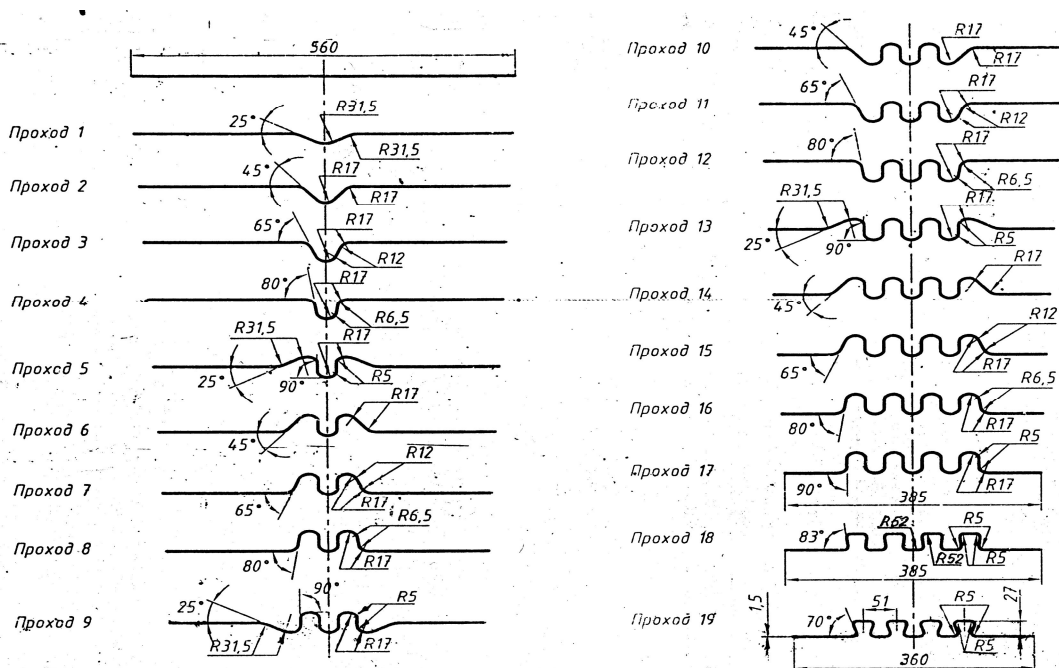


Рис. 8. Калибровка гофрированного листового профиля повышенной жёсткости

На основании полученных данных и с учётом особенностей осадки волнистой заготовки в валках разработана схема формовки гофрированного профиля 360×27×1,5 мм на ПГА 0,5–2,5×300×1500 ЛПЦ-7 ОАО «ММК» (рис. 8).

Выводы

Рассмотрены варианты конструкции и механические свойства гофрированных листовых профилей повышенной жёсткости:

- профиля с высокой жёсткостью в продольном направлении и значительной «податливостью» как в поперечном направлении, так и к осевому скручиванию;

- профиля с высокой жёсткостью в продольном и поперечном направлениях и устойчивостью к продольным и поперечным скручивающим нагрузкам.

Показана возможность получения гофрированных листовых профилей повышенной жёсткости методом валковой формовки.

Описаны особенности процесса профилирования, обеспечивающие устойчивость гнutoго профиля при последующей осадке гофров.

Разработана схема формовки гофрированного профиля 360×27×1,5 мм на профилегибочном агрегате 0,5–2,5×300×1500 ЛПЦ-7 ОАО «ММК».

Библиографический список

1. Гофрированные листовые профили повышенной продольной жёсткости / А.В. Урмацких, В.Г. Антипанов, С.А. Шишов и др. // Моделирование и развитие процессов обработки металлов давлением: Межвуз. сб. науч. тр. Магнитогорск: МГТУ, 2005. С. 118–128.
2. Терегулов И.Г. Сопротивление материалов и основы теории пластичности. М: Высш. шк., 1984. 472 с.
3. Производство и применение гнутых профилей проката: Справочник / И.С. Тришевский, Г.В. Донец, В.И. Мирошниченко и др. М.: Металлургия, 1975. 536 с.
4. Тришевский И.С., Клепанда В.В., Хижняков Я.В. Холодногнутые гофрированные профили проката. Киев: Харьковская книжная типография «Коммунист», 1967. 288 с.

УДК 621.771

С. В. Денисов

РАЗРАБОТКА И ОСВОЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА РУЛОННОГО ПРОКАТА ПОВЫШЕННОЙ ПРОЧНОСТИ ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ ТРУБ

Для расширения рынков сбыта стали для трубной промышленности как в России, так и за рубежом в ОАО «ММК» приступили к разработке технологии производства полос класса прочности Х60, Х65 и Х70.

Требования по химическому составу к прокату класса прочности Х60, Х65 и Х70 представлены в табл. 1 [1].

Требуемые механические свойства проката класса прочности Х60, Х65 и Х70 представлены в табл. 2 [1].

Большой объем производства проката для трубной промышленности вызывает необходимость при разработке состава сталей для этого назначения ориентироваться на дешевые и недефицитные легирующие элементы. Технология же изготовления металла должна быть относительно простой и экономичной (табл. 3) [2].

Таким образом, для обеспечения конкурентоспособности конструкционного проката его необходимо производить методом контролируемой прокатки в сочетании с ускоренным охлаждением.

Технология контролируемой прокатки включает следующие основные этапы: выбор соответствующего химического состава стали; нагрев слябов с контролируемой температурой, обеспечивающей оптимальную степень растворения карбонитридов и получение относительно мелкого и однородного зерна аустенитной фазы перед прокаткой; измельчение зерен аустенитной фазы за счет многократной предварительной деформации и рекристаллизации; междеформационная пауза с охлаждением (желательно ускоренным) до температуры, при которой существенно заторможены процессы рекристаллизации аустенита; финальная деформация аустенита с суммарным обжатием 50–80% при температурах ниже температуры его рекристаллизации; деформации в γ – α -области; регулируемого охлаждения после прокатки [3].

Упрочнение за счет увеличения содержания углерода связано с повышением в стали объемной доли перлита. Увеличение доли перлита в стали сопровождается уменьшением отноше-

ния σ_T/σ_B , поскольку происходит более быстрый рост временного сопротивления по сравнению с пределом текучести.

В результате повышения содержания углерода снижаются пластические и вязкие свойства [4].

С увеличением содержания углерода, особенно выше 0,20%, существенно ухудшается способность к сварке и холодной деформации. Ударная вязкость стали, в первую очередь при минусовых температурах, снижается [4].

Марганец является основным легирующим компонентом в конструкционных низколегированных сталях. Его содержание составляет 1,4–1,7% [5].

Кремний обеспечивает повышение прочности и вязкости при легировании $\leq 0,3-0,5\%$ [5].

Содержание фосфора и особенно серы ограничивают 0,02%. Сера уменьшает сопротивляемость стали динамическим нагрузкам при низких температурах. Она образует сульфиды марганца, которые, будучи пластичными, при температурах горячей прокатки расплющиваются и вытягиваются в продолговатые включения. При низких температурах вследствие своей хрупкости эти включения существенно снижают ударную вязкость поперек направления прокатки. Анизотропия вязких свойств в готовых листах вследствие этого может быть весьма значительной – вязкие свойства листов в поперечном направлении могут быть в 1,5–2 раза ниже, чем в продольном направлении. Повышению вязких свойств и уменьшению анизотропии способствуют добавки циркония, церия и редкоземельных элементов, которые, растворяясь в сульфидах, понижают их пластичность при горячей деформации. Это способствует сохранению сульфидами формы, близкой к глобулярной [5].

Отличительной особенностью химического состава сталей, производимых способом контролируемой прокатки, является микролегирование карбонитридообразующими элементами (ниобием, ванадием, титаном и др.) в сотых, реже в десятых, долях процента. Микролегирование осуществляют для того, чтобы избежать экспоненциального роста зерна аустенита при нагреве под прокатку [5]. Добавки ванадия и алюминия в сталь задерживают аномальный рост зерна до температур 1000–1100°C, добавки ниобия – до 1150°C, титан образует очень стойкий нитрид TiN, тормозящий рост зерна до 1200°C и выше.

Исходя из вышеприведенного анализа, для повышения конкурентоспособности и удовлетворения требований потребителей прокат должен поставляться: после контролируемой прокатки или контролируемой прокатки с ускоренным охлаждением, с содержанием углерода ме-

нее 0,20%, марганца в пределах 1,2–1,8%, кремния 0,15–0,60%, с низким содержанием серы и с микролегированием карбонитридообразующими элементами (ниобием, ванадием, титаном и др.).

По нашему мнению, наиболее близко к вышеперечисленным критериям подходят четыре варианта химического состава стали, которые представлены в табл. 4.

Таблица 1

Требования по химическому составу к прокату класса прочности Х60, Х65 и Х70

Класс прочности	Массовая доля химических элементов, %			
	C	Mn	S	P
	не более			
Х60	0,22	1,4	0,015	0,025
Х65	0,22	1,45	0,015	0,025
Х70	0,22	1,65	0,015	0,025

Примечания:

- Для каждого уменьшения на 0,01% ниже заданного максимального содержания углерода разрешается увеличение выше заданного содержания марганца на 0,05%, вплоть до максимальной величины 1,65% для проката класса прочности Х60, Х65 и до 2,00% для проката класса прочности Х70.
- Могут использоваться ниобий, ванадий и титан.
- Суммарное содержание ниобия, ванадия и титана не должно превышать 0,15%.
- По согласованию между покупателем и изготовителем может поставляться /сталь/ и другого химического состава при условии соблюдения пределов, указанных в п. 3 примечания и приведенных в таблице содержания фосфора и серы.

Таблица 2

Требуемые механические свойства проката класса прочности Х60, Х65 и Х70

Класс прочности	σ_T , Н/мм ²	σ_B , Н/мм ²	δ_5 , %	KV ⁰ , Дж	Количество вязкой составляющей в изломе образца, %
Х60	414–565	517–758	22	27	60
Х65	448–600	531–758	22	27	60
Х70	483–621	565–758	21	27	60

Таблица 3

Дополнительные затраты на производство листов толщиной 20 мм в сравнении с горячей прокаткой

Процесс	Затраты, \$/т
Нормализация	19,5
Термомеханическая прокатка	0
Термомеханическая прокатка + ускоренное охлаждение	3,5

Прокатный передел на ШСГП начинается с нагрева слябов, который производится до температур около 1180–1220°C для обеспечения более полного растворения микролегирующих элементов в стали, при этом появляется возможность избежать подстуживания раската перед чистовой стадией контролируемой прокатки и повысить производительность стана.

Для успешного проведения черновой стадии прокатки необходимо обеспечить высокие единичные обжатия ($\epsilon=15\text{--}20\%$, не менее 5 обжатий) во всех последовательных клетях черновой подгруппы для полной рекристаллизации металла [5].

Особенностью проведения чистовой стадии прокатки на ШСГП является ограниченное число обжатий в последовательных клетях, что при прокатке высокопрочных сталей может вызывать перегрузку клетей по усилию. Целью чистовой стадии контролируемой прокатки является получение деформированных («оладеобразных») зерен аустенита, а также полос деформации в зернах, что повышает удельную эффективную поверхность аустенита ($Sv_{эфф}$) и позволяет получить большое число мест зарождения зерен феррита и, следовательно, существенно измельчить зерно феррита [5].

Решающее влияние на механические свойства сталей при контролируемой прокатке оказывают ее температурно-деформационные условия на стадии чистовой прокатки: температура начала и конца прокатки, суммарная деформация и распределение ее по проходам. Понижение температуры

окончания прокатки до температуры $A_{г3}$ приводит к измельчению зерна феррита в структуре, в связи с чем прочность, вязкость и сопротивление хрупкому разрушению сталей значительно повышаются. Большое значение для получения высокого комплекса механических свойств имеет обеспечение достаточной величины суммарного обжатия в заключительной фазе прокатки. Увеличение степени обжатия влияет аналогично снижению температуры конца прокатки, способствуя повышению прочности и снижению критической температуры хрупкости. Например, в работе [3] показано, что увеличение суммарной степени деформации при температуре ниже 900°C с 10 до 70% в мало-перлитной стали с титаном позволило снизить критическую температуру хрупкости с 0 до -50°C. Измельчение зерна феррита и соответственно улучшение комплекса механических свойств за счет деформации в нижней части аустенитной области достигает предельной величины при обжатии 70–75% [3].

Наиболее эффективным способом измельчения зерна при приемлемой стоимости является процесс, который объединяет контролируемую прокатку и ускоренное охлаждение. Свойства, полученные в результате применения этого процесса, не могут быть достигнуты путем применения только термической обработки. При снижении температуры смотки с 650 до 550°C повышается предел текучести на 80 Н/мм², без снижения хладостойкости металлопроката [2].

Таблица 4

Варианты химического состава стали

Вариант	Массовая доля химических элементов, %									
	C	Mn	Si	Al	Nb	Ti	V	S	P	N ₂
								не более		
1	0,11–0,14	1,25–1,4	0,4–0,55	0,02–0,05	0,03–0,045	0,015–0,035	–	0,010	0,020	0,01
2	0,10–0,14	1,40–1,80	0,25–0,50	0,02–0,05	0,04–0,07	0,005–0,02	–	0,010	0,020	0,01
3	0,14–0,20	1,2–1,4	0,30–0,60	0,01–0,04	–	0,01–0,04	0,05–0,14	0,010	0,020	0,01
4	0,09–0,12	1,55–1,75	0,15–0,30	0,02–0,05	0,02–0,05	0,010–0,035	0,08–0,12	0,010	0,020	0,01

Таблица 5

Результаты моделирования процесса контролируемой прокатки с ускоренным охлаждением полос

Вариант	Cэ	Температура нагрева слябов, °C	$\Sigma\epsilon$, %	T _{кп} , °C	T _{см} , °C	σ_t , Н/мм ²	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	KV ⁰ , Дж	Количество вязкой составляющей в изломе образца, %
1	0,35–0,42	1180–1220	70	800–840	560–600	430–520	547–610	21–27	51–83	69–86
2	0,37–0,43	1180–1220	70	800–840	560–600	455–530	566–620	21–27	69–87	69–82
3	0,39–0,44	1180–1220	70	800–840	560–600	455–560	540–640	17–21	38–47	43–67
4	0,41–0,43	1180–1220	70	800–840	560–600	515–580	590–670	23–27	76–119	94–100

Примечание. Cэ – углеродный эквивалент ($Cэ = (C+Mn/6+(Cr+Mo+V)/5+(Cu+Ni)/15+15*B)$); $\Sigma\epsilon$ – суммарная степень деформации в чистовой группе клетей; T_{кп} – температура конца прокатки; T_{см} – температура смотки полос.

Таблица 6

Механические свойства проката класса прочности Х60, Х65 и Х70

Класс прочности	Толщина полос, мм	σ_t , Н/мм ²	σ_b , Н/мм ²	δ_5 , %	KV ⁰ , Дж	Количество вязкой составляющей в изломе образца, %
Х60	8,0–14,0	455–485	550–590	25–27	49–76	100
Х65	8,0–12,0	510–570	600–620	23–25	54–89	100
Х70	8,0–12,7	485–510	600–610	26–27	61–71	100

С помощью комбинированной математической модели [6] проведено моделирование процесса контролируемой прокатки с ускоренным охлаждением полос с различными вариантами химического состава, представленными в табл. 4, с целью получения механических свойств в готовом прокате, удовлетворяющих требованиям потребителей (см. табл. 2). Результаты моделирования процесса контролируемой прокатки с ускоренным охлаждением полос представлены в табл. 5.

Анализируя результаты проведенного математического моделирования процесса контролируемой прокатки с ускоренным охлаждением полос, можно сделать следующие выводы:

1. Прокат для трубной промышленности классов прочности Х60, Х65 и Х70 возможно производить, только используя вариант химического состава стали №4.

2. Прокат для трубной промышленности категории прочности Х60 возможно производить, используя все варианты химического состава стали с 1 по 4. Однако прокат, произведенный при варианте № 3 химического состава стали, менее пластичен (относительное удлинение ожидается в интервале 17–21%), что ниже требований API 5L.

3. При использовании вариантов легирования № 1 и 2 прогнозируется получение практически одинакового комплекса свойств. Однако в варианте легирования № 1 (при одинаковом содержании углерода в стали) используется меньше легирующих элементов, чем в варианте легирования № 2.

4. Наибольшей хладостойкостью обладает прокат с вариантом химического состава стали № 4.

В итоге, учитывая требования по химическому составу стали по API 5L и результаты моделирования, материалом для производства проката категорий прочности Х65 и Х70 был выбран вариант легирования № 4. Для производства проката категории прочности Х60 был выбран вариант легиро-

вания № 1. Для поставки рулонного проката в соответствии с требованиями API 5L в ОАО «ММК» был разработан стандарт СТО ММК 242.

С помощью моделирования были найдены следующие основные температурно-деформационные параметры прокатки полос толщиной до 14 мм на ШСГП:

	Х60	Х65, Х70
Температура нагрева слябов, °С	1180–1220	1180–1220
Суммарная степень деформации в чистой группе клетей, %	70–80	70–80
Температура конца прокатки, °С	770–810	800–840
Температура смотки полос, °С	570–610	560–600
Скорость охлаждения полос на отводящем рольганге, °С/с	2,5–4,8	2,8–5,3

Полученные механические свойства готового проката представлены в табл. 6.

Как видно из таблицы, механические свойства проката соответствовали требованиям потребителя для всех классов прочности.

В настоящее время по разработанной технологии успешно произведено более 2000 т проката категорий прочности Х60, Х65 и Х70.

Таким образом, в ОАО «ММК» разработана технология производства проката категорий прочности Х60, Х65 и Х70 в соответствии с API 5L.

Библиографический список

1. Технические условия на трубы для трубопроводов 5L (API 5L). Срок введения 2000 год.
2. Ниобийсодержащие низколегированные стали / Хайстеркамп Ф., Хулка К., Матросов Ю.И., Морозов Ю.Д. и др. М.: «СП. Интермет Инжиниринг», 1999. 90 с.
3. Потемкин В.К., Пешков В.А. Контролируемая прокатка. Термомеханическая обработка листов / ВИНТИ. 1986. 3–55.
4. Матросов Ю.И. // Бюл. Черная металлургия. 1981. № 11. С. 16–26.
5. Матросов Ю.И., Литвиненко Д.А., Голованенко С.А. Сталь для магистральных трубопроводов. М.: Металлургия, 1989. 288 с.
6. Денисов С.В., Карагодин Н.Н., Кутуева Р.Я. Методика определения основных технологических параметров контролируемой прокатки, обеспечивающих получение требуемых потребительских свойств // Прогрессивные толстолистовые стали для газонепроводных труб большого диаметра и металлоконструкций ответственного назначения: Сб. докл. М.: Металлургиздат, 2004. С. 111–115.

ТЕХНОЛОГИИ МЕТИЗНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 621.778

А. Г. Корчунов, В. В. Чукин, В. Н. Лебедев, В. Е. Семенов, Е. А. Слабожанкин

ПРОЕКТИРОВАНИЕ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ РЕЖИМОВ ПРОИЗВОДСТВА КАЛИБРОВАННОЙ СТАЛИ ДЛЯ ПРУЖИННЫХ КЛЕММ

В современных условиях сокращение материальных затрат на производство и обеспечение качества продукции является неотъемлемым элементом технической политики любого предприятия.

Схема производства пружинных клемм для железнодорожного рельсового скрепления ОП105 в условиях ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ» включает три взаимосвязанные технологические стадии: подготовительные операции исходного подката к деформированию, формообразующие геометрические размеры клемм операции и заключительные термоупрочняющие операции [1].

На каждой из технологической стадии применяются различные методы структурного и деформационного воздействия на металл, сопровождающиеся значительными затратами экономических ресурсов на их выполнение.

В настоящей работе рассматриваются вопросы проектирования ресурсосберегающих режимов производства калиброванной или обточенной стали на подготовительных операциях, целью которых является обеспечение требуемой структуры, механических свойств, точности геометрических размеров и качества поверхности

металла для последующего формоизменения.

В состав блока подготовительных операций входят: структурный отжиг на зернистый перлит горячекатаного подката из стали 40С2 диаметром 14,0 мм, подготовка поверхности металла, его калибрование или обточка на размер 12,9 мм, рекристаллизационный отжиг металла.

Опыт производства клемм показал, что для получения стабильных геометрических размеров пружинной клеммы необходимо обеспечить на стадии предварительной термической и механической обработок стали стабильность ее механических свойств и способность к пластическому формоизменению. Особое внимание на подготовительных операциях должно быть уделено тщательности подготовки структуры металла как основного фактора, определяющего стабильность процессов последующего деформирования.

Традиционной схемой подготовки структуры исходного горячекатаного подката является сфероидизирующий отжиг, выполнявшийся в условиях завода в колпаковых печах без защитной атмосферы. В силу специфики садочных печей режим термообработки, обеспечивающий требуемый уровень структурного состояния металла, характери-

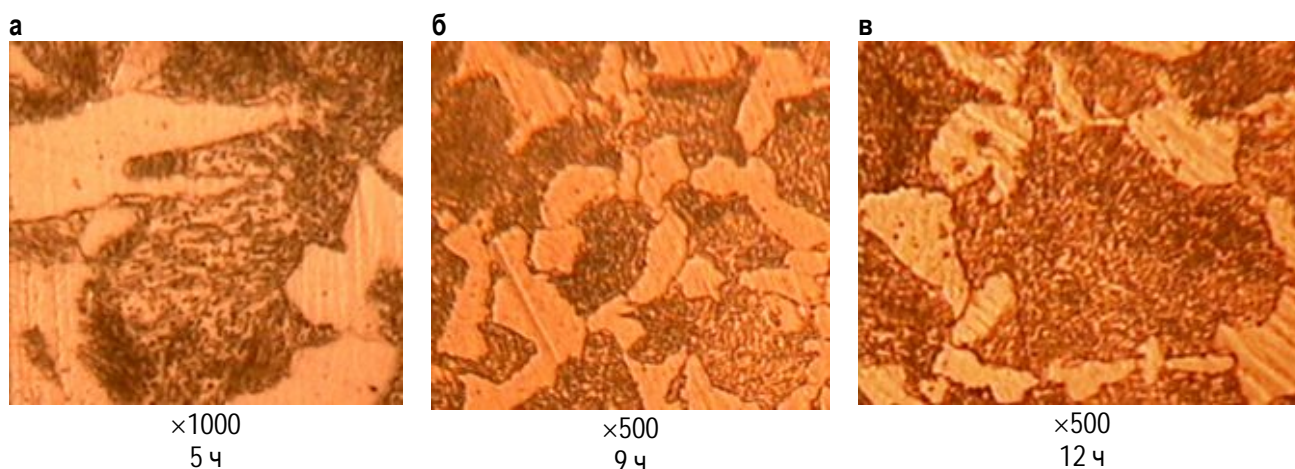


Рис. 1. Динамика развития доли зернистого перлита в стали 40С2

зуются низкой производительностью и значительной продолжительностью (40–60 ч), а следовательно, и большими материальными затратами. Отожженный металл приобретает на поверхности обезуглероженный слой, а вследствие перепада температур по высоте садки неравномерность структурного состояния и механических свойств.

В 2006 году в калибровочном цеху была введена в эксплуатацию современная роликовая проходная печь РПП-2, позволяющая осуществлять термообработку в защитной атмосфере.

С целью определения возможности осуществления структурного отжига стали 40С2 на печи РПП-2 в рамках совместных работ между ОАО «ММК-МЕТИЗ» и ГОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова» были выполнены исследования в промышленных условиях.

Исходный горячекатаный подкат имел ферритно-перлитную структуру с карбидами пластинчатой формы в составе эвтектоида. Структурный отжиг осуществляли по типовому режиму с нагревом до температуры ниже точки A_1 и последующей выдержкой при этой температуре. Температуру отжига принимали равной 680°C , что соответствует типовым условиям обработки подката на печи РПП-2 в режиме рекристаллизации. Динамика нарастания количества сфероидизированной фазы при отжиге изучалась при варьировании продолжительности процесса от 5 до 12 ч.

Из рис. 1, а видно, что деление цементитных пластин и образование карбидов зернистой формы отмечалось уже при выдержке металла в печи в течение 5 часов. Количество сфероидизированной фазы при этом составляло около 30%. Дальнейшее увеличение длительности отжига обеспечивает непрерывный прирост доли зернистого перлита в структуре стали (рис. 1, б). При выдержке 12 ч (рис. 1, в) количество сфероидизированной фазы составляло около 80%, что полностью отвечает требованиям дальнейшей переработки подката.

Выполненные исследования позволили спроектировать ресурсосберегающие режимы сфероидизирующего отжига исходного подката, обеспечивающие по сравнению с обработкой металла в колпаковых печах сокращение длительности процесса примерно в 5 раз при значительном, до 6–8 раз, увеличении его производительности.

Потенциальные возможности снижения затрат на производство пружинных клемм заложены также в изучении деформационной специфики калибрования или обточки стали и построения на этой основе ресурсосберегающих режимов рекристаллизационного отжига.

В развитии этого направления в заводских условиях были выполнены эксперименты по калиброванию образцов из стали 40С2 в термически обработанном состоянии с диаметра 14,0 на диаметр 12,9 мм. Для оценки характера распределения деформации по сечению калиброванной стали от образцов были отобраны темплеты и проведены замеры микротвердости по сечению металла.

Из анализа полученных графических зависимостей (рис. 2) видно, что после деформации характер распределения микротвердости по сечению калиброванной стали носит ярко выраженную локализацию в поверхностных слоях. Центральные же слои в меньшей степени подвергаются деформации.

Более существенная локализация деформации в приповерхностных слоях металла характерна для стали, подвергнутой поверхностной механической обработке – обточке на линии «Кизерлинг» [2].

Опыты, выполненные на отожженных образцах из стали 40С2А при обточке исходного подката 14,0 мм на диаметр 12,9 мм показали, что поверхностная механическая обработка существенно влияет на механические свойства обрабатываемой стали. Временное сопротивление

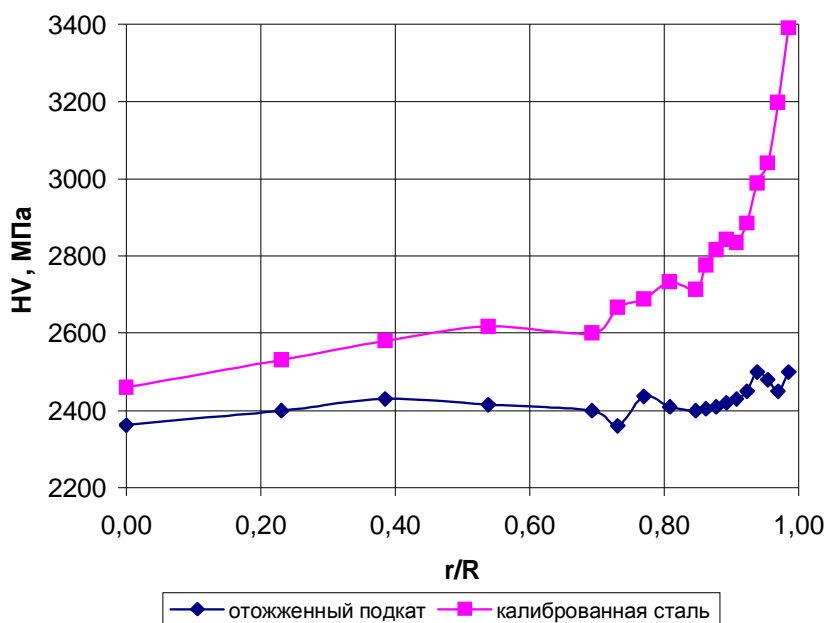


Рис. 2. Характер распределения микротвердости по сечению подката после отжига и калиброванной стали

разрыву увеличивается с 595 до 635 МПа при одновременном снижении показателей пластичности. Под воздействием режущего инструмента наиболее заметно изменяется структура приповерхностных слоев металла (рис. 3). Зерна приобретают вытянутую дугообразную форму со следами полос скольжения.

Наблюдаемый рост прочностных и падение пластических свойств стали, фиксируемые в макрообъеме металла при механических испытаниях, обусловлены изменением состояния поверхностных слоев, получивших наклеп в результате деформационного воздействия режущего инструмента.

Различная динамика накопления деформации в процессах калибрования или обточки поверхностных и центральных слоев стали предопределяет различия в термодинамическом состоянии отдельных сечений холоднодеформированного или обточенного металла, а следовательно, и неодинаковую степень развития в них процессов рекристаллизации при выполнении операций термообработки.

Наблюдаемое незначительное развитие процессов деформации в центральных слоях металла способствует получению в них критических степеней деформации и приводит при последующей термообработке к неодинаковой степени разви-

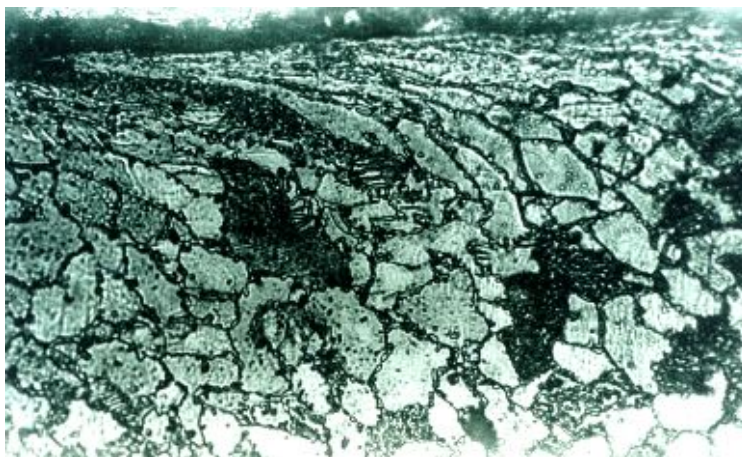


Рис. 3. Микроструктура поверхности стали после обточки

тия процессов рекристаллизации и формированию неоднородной структуры и свойств по сечению стали.

В свою очередь, это предопределяет специфику формирования подходов к проектированию режимов рекристаллизационного отжига на основе учета характера предшествующей холодной пластической деформации или поверхностной механической обработки.

Реализация указанного подхода предполагает сокращение длительности процессов термообработки калиброванной или обточенной стали для пружинных клемм и снижение энергетических затрат на их выполнение.

Библиографический список

1. Разработка и совершенствование технологии производства пружинных клемм / Кривошапов В.В., Вершигора С.М., Мезин И.Ю., Чукин В.В. // Производство проката. 2000. № 7. С. 21–24.
2. Изменение механических свойств и шероховатости поверхности металла при обточке и калибровании / Корчунов А.Г., Чукин В.В., Пивоварова К.Г., Челищев В.Н. // Производство проката. 2004. № 9. С. 31–33.

УДК 621.357.7

Д.М. Закиров, Б. Зоннтаг, П.-Р. Добровольскис, П. Юзикис

ОПЫТ ЦИНКОВАНИЯ КРЕПЕЖНЫХ ИЗДЕЛИЙ В ЦИАНИСТЫХ И КИСЛЫХ ЭЛЕКТРОЛИТАХ В ОАО «БелЗАН»

Цинковые покрытия широко применяются для защиты от коррозии различных стальных изделий, в том числе крепежных, работающих как в наружной атмосфере, так и в закрытых помещениях с повышенной влажностью или загрязненных агрессивными газами. Для получения цинковых покрытий применяют различные способы цинкования: горячий, диффузионный, электролитический, а также способ распыления. Наиболее широко

применяют горячий и электролитический способы цинкования. Однако при цинковании горячим способом образуются утолщения, наплывы на отдельных частях поверхности. Это является причиной, практически исключающей применение горячего цинкования изделий сложной конфигурации, с узкими отверстиями и резьбой.

Электролитический способ является наиболее пригодным для цинкования крепежных изделий.

Таблица 1

Составы цианистых электролитов цинкования

Компоненты электролитов	Состав электролитов, г/л		
	Низко-цианистые	Средне-цианистые	Высоко-цианистые
1. Цинк (мет.)	6–12	15–25	30–40
2. Натрий цианистый	9–25	30–70	75–140
3. Натрия гидроокись	65–85	65–85	65–85
4. Соотношение цинк : цианистый натрий	1 : 1,0–2,0	1 : 2,0–2,7	1 : 2,5–3,5

Полученное цинковое покрытие толщиной от 9 до 15 мкм, дополнительно обработанное в растворах пассивирования, надежно защищает стальные изделия от коррозии, имеет хороший декоративный вид, является довольно ровным по толщине, т.е. не искажает резьбу. Среднюю толщину покрытия можно достаточно точно регулировать количеством пропущенного тока через электролит. Электролитическое цинковое покрытие отличается хорошим сцеплением с основой и пластичностью, что является немаловажным для деталей крепежа. В настоящее время электролитическое цинкование является важнейшим методом защиты стали от коррозии и имеет самое широкое распространение среди других гальванических методов. Подсчитано, что 6,6%, или 0,5 млн т, от всего мирового производства цинка используется в гальванике только в автомобильной промышленности [1]. По другим оценкам электролитическое цинкование составляет около 50–60% от общего объема гальванических производств как по площади обрабатываемой поверхности, так и по объему используемых электролитов [2].

Электролиты цинкования разделяют на две основные группы: простые кислые и сложные комплексные [3, 4]. Из простых электролитов наиболее широко применяются хлористые, из комплексных – цианистые и цинкаты (щелочные). В настоящей статье рассмотрим некоторые особенности процесса цинкования в хлоридных и цианистых электролитах, а также способы повышения коррозионной стойкости полученных покрытий.

Цинкование крепежных и других изделий в ОАО «БелЗАН» в цианистых электролитах проводится уже несколько десятилетий. Цинкование в кислых электролитах начато в середине 1990-х годов.

Цинкование в цианистом электролите

Первый цианистый электролит цинкования запатентован в середине 19-го столетия. Однако началом широкого промышленного применения цианистого цинкования является 4-е десятилетие прошлого столетия [5]. Цианистые электролиты цинкования, как и цианистые электролиты для осаждения других металлов, имеют ряд преимуществ перед другими электролитами, т.е. они отличаются хорошей рассеивающей способностью, получаемое покрытие пластичное, блестящее. Главное – цианистые электролиты малочувствительны к загрязнениям как в самих электро-

литах, так и на поверхности покрываемых деталей.

Основными компонентами цианистых электролитов являются цинк, цианистый натрий и гидроокись натрия. В зависимости от содержания цианистого натрия электролиты условно разделяют на 3 группы (табл. 1).

Цинкование в ОАО «БелЗАН» до последних лет проводилось в высокоцианистом электролите с применением блескообразующей добавки Chemeta BC-4 следующего состава, г/л: цинк (мет.) 30–33, цианистый натрий 80–85, гидроокись натрия 65–70, добавка Chemeta BC-4 3 мл/л. Из электролита приведенного состава осаждается блестящее, пластичное, с хорошей адгезией цинковое покрытие, которое хорошо хромируется в растворах бесцветного и радужного хромирования. Электролит работает при температуре от 16 до 35°C. Плотность катодного тока (i_k) от 1 до 6 А/дм². Катодный выход по току ($ВТ_k$) и скорость осаждения зависят, в основном, от i_k . Результаты этих зависимостей представлены на рис. 1.

Как известно, цианистые электролиты являются высокотоксичными. Поэтому в настоящее время ОАО «БелЗАН» от высокоцианистых электро-

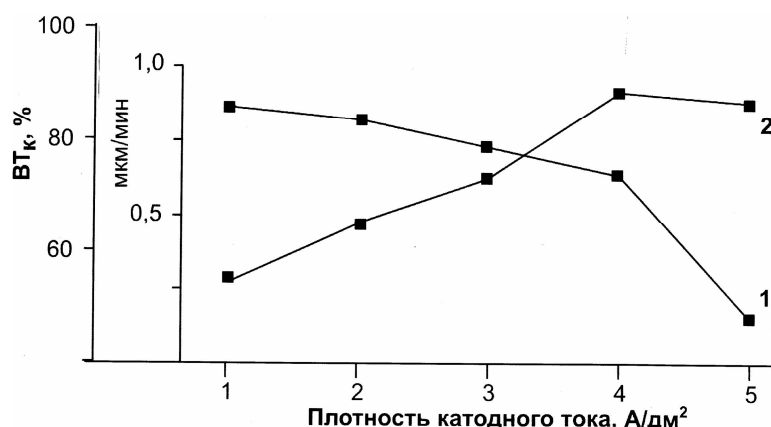


Рис. 1. Зависимость $ВТ_k$ (1) и скорости осаждения (2) от i_k в цианистом электролите, содержащем (г/л): цинк (мет.) 30, цианистый натрий 80, гидроокись натрия 70, добавка Chemeta BC-4 3 мл/л

Соотношения цинк: лиганды
в щелочно-цианистых электролитах

Компоненты электролита	Концентрация, г/л	Концентрация, моль/л	Молярное соотн. Zn : NaCN	Молярное соотн. Zn : NaOH
I. Zn	31	0,47	1 : 3,60	1 : 3,61
NaCN	83	1,69		
NaOH	68	1,70		
II. Zn	19	0,29	1 : 3,17	1 : 7,43
NaCN	45	0,92		
NaOH	83	2,08		

литов переходит к электролитам со средним содержанием цианидов, т.е. 40–50 г/л цианистого натрия. Концентрация ионов цинка также понижена до 18–20 г/л. Концентрация гидроксида натрия должна быть повышена до 75–90 г/л, чтобы предотвратить пассивацию анодов. Однако при этом в электролите меняется соотношение комплексообразователь (ионы цинка): лиганды (цианид- и гидроксидионы). Эти соотношения приведены в табл. 2. Иначе говоря, соотношение цианидные комплексы: гидроксокомплексы цинка в среднецианистом электролите несколько понижается, т.е. в электролите повышется доля гидроксокомплексов, так как константы нестойкости обеих комплексов довольно близки и составляют примерно 10^{-16} [6]. Полярризационные исследования показали, что при изменении концентрации цианид ионов в электролите катодная поляризация меняется несущественно: при повышении их концентрации выделение цинка, как и следовало ожидать, происходит при несколько более отрицательных потенциалах (рис. 2). Плотность предельного катодного тока понижается с понижением концентрации цинка. Так, при концентрации цинка 16 г/л плотность предельного тока составляет примерно 1,4 А/дм². Следовательно, понижать ее до значения менее 16 г/л нецелесообразно, так как при этом значительно уменьшится ВТ_к, а поэтому и скорость осаждения.

Таким образом, блескообразующая добавка в таком электролите должна быть более универсальной, т.е. обладать одинаково хорошим блескообразующим действием как в цианистом, так и в «более» щелочном электролите. Опытты показали, что наиболее оптимальной добавкой для среднецианистого электролита является несколько модифицированная добавка Chemeta BC-4Z. Применение этой добавки позволяет получать блестящее цинковое покрытие в интервале плотностей тока от 1 до 5 А/дм². В момент оформления статьи указанная добавка проходит промышленные испытания.

Цинкование в кислом электролите

Первый кислый сульфатный электролит цинкования был предложен в третьем десятилетии прошлого века. Три десятилетия спустя был разработан более совершенный хлористоаммониевый электролит [7, 8]. Этот электролит получил широкое применение на практике после того, как были разработаны блескообразующие добавки, позволяющие получать блестящие, ровные цинковые

покрытия [9–12]. Скорость осаждения цинка из этих электролитов выше, чем из щелочно-цианистых электролитов, и в зависимости от i_k составляет 90–97%. В качестве недостатков можно отметить более низкую рассеивающую способность, а также проблематичность эксплуатации хлористоаммониевых электролитов при повышенных температурах. Температуру, при которой электролиты этого типа теряют свою стабильность, называют точкой помутнения. Для большинства хлористоаммониевых электролитов точка помутнения составляет 35–40°C. При более высоких температурах эмульсии на основе ПАВ, имеющиеся в электролитах, разрушаются с выделением нерастворимой в воде фазы. Следует упомянуть, что покрытия, полученные в хлористоаммониевом электролите, по коррозионной стойкости уступают покрытиям, полученным в щелочном электролите [13].

В ОАО «БелЗАН» уже более десяти лет применяется процесс кислого цинкования Chemeta

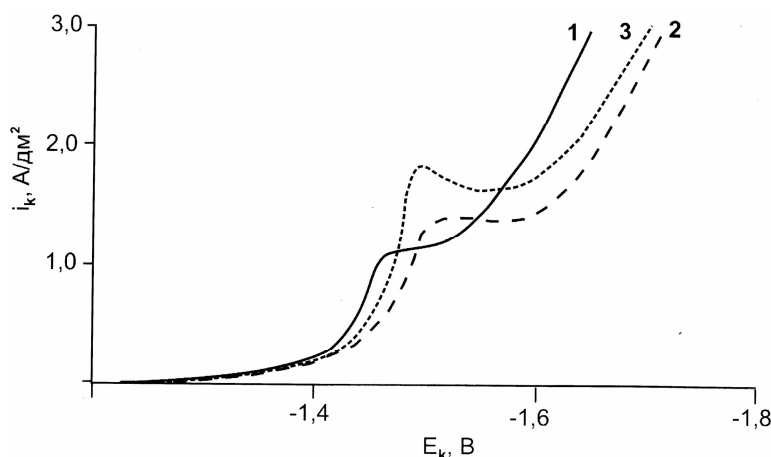


Рис. 2. Потенциодинамические (скорость развертки 300 мВ/мин) катодные поляризационные кривые в цианистых растворах цинкования. Состав электролита (г/л): 1 – цинк (мет) 9; цианистый натрий 15; 2 – цинк (мет) 16; натрий цианистый 40; 3 – цинк (мет) 20; цианистый натрий 50. Во всех случаях концентрация гидроксида натрия 75 г/л

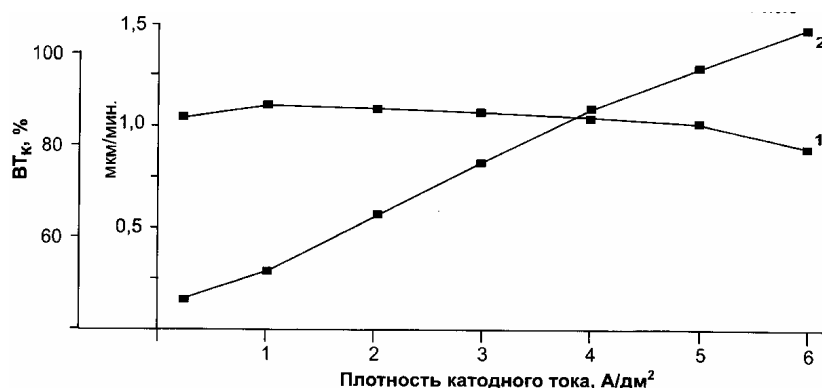


Рис. 3. Зависимость ВТ_к (1) и скорости осаждения (2) в кислом электролите, содержащем (г/л): хлористый цинк 50, хлористый аммоний 200, добавка Chemeta AC-55A 40 мл/л, добавка Chemeta AC-55B 3 мл/л

АС-55. Точка помутнения этого электролита составляет 55°C. Осажденные покрытия – блестящие, хорошо пассивируются в растворах голубого и радужного пассивирования на основе соединений как шестивалентного, так и трехвалентного хрома. Состав электролита (г/л): хлористый цинк 48–52, хлористый аммоний 180–200, добавка Chemeta AC-55A 35–45 мл/л, добавка Chemeta AC-55B 2–4 мл/л, i_k от 1 до 5 А/дм². Выход по току цинка и скорость осаждения в зависимости от i_k приведены на рис. 3.

Как было упомянуто выше, цинковые покрытия, осажденные из электролита с добавками Chemeta AC-55, хорошо пассивируются в разных растворах. Данные о коррозионной стойкости

цинковых покрытий, обработанных в растворах пассивирования на основе трехвалентного хрома, удовлетворяют требованиям автомобильной промышленности. Как известно, пассивирование цинковых покрытий только в растворах без шестивалентного хрома должна проводиться согласно европейским директивам. Это следует учесть не только экспортерам в страны ЕС, но и остальным производителям, так как по недавно опубликованным данным шестивалентный хром относится к более сильным канцерогенам, чем асбест или кадмий [14].

Известно, что ведущие западные автомобильные фирмы для обеспечения еще более высокой коррозионной стойкости оцинкованных деталей кроме пассивирования применяют дополнительную защиту: обрабатывают в специальных наполнителях («силерах»). В ОАО «БелЗАН» намечено испытать несколько наполнителей фирмы «Atotech GmbH» (Германия). Обработка пассивированных цинковых покрытий в силерах значительно увеличивает не только их коррозионную стойкость, но, в зависимости от природы силеров, уменьшает коэффициент трения и придает более глубокий черный цвет. Уменьшение коэффициента трения покрытий на крепежных изделиях значительно облегчает их сборку.

Библиографический список

1. Johnston Chr. An Update on Zinc Plating //Metal Finishing. 1999, Nr. 8. P. 40–41.
2. Харламов В.И., Рогов А.Н., Смирнов К.Н. Электроосаждение блестящих покрытий из безаммонийного слабокислого электролита цинкования // Гальванотехника и обработка поверхности. 2006. № 1. С. 19–26.
3. Кудрявцев Н.Т. Электролитические покрытия металлами. М.: Химия, 1979. 350 с.
4. Гальванические покрытия в промышленности. Т. I // Под ред. М.А. Шлугера. М.: Машиностроение, 1985. 240 с.
5. Fontenay F. Electrodeposited Zinc and Zinc Alloy Coatings and their Corrosion Resistance // Galvanotechnik. 2002. Heft 10. S. 2534–2541.
6. Лурье Ю.Ю. Справочник по аналитической химии. М.: Химия, 1979. 480 с.
7. Попов С.Я. Гальванические покрытия из комплексных аммиачных и аммониевых электролитов // Труды IV совещания по электрохимии. М.: АН СССР, 1959. С. 561–564.
8. Концентрированные хлористо-аммонийные электролиты цинкования / Гнусин Н.П., Золотовицкий Я.М., Белова З.И., Никонович Н.И. // ЖПХ. 1964. № 2. С. 330–337.
9. Пат. 2346942 ФРГ.
10. Пат. 4138294 США.
11. Пат. 4119502 США.
12. А.с. 737508 СССР.
13. Corrosion Behaviour of Zn Coatings Electrodeposited from Alkaline and Acid Solutions / Narkevicius A., Bucinskene D., Samulevicene M., Ramanauskas R. // Trans IMF. 2003. Nr. 3. P. 93–97.
14. Hex-Chrome Regs and the Operational, Economical Impact on Metal Finishers // Metal Finishing. 2006. Nr 11. P. 48–50.

ПРОБЛЕМЫ ТРИБОЛОГИИ

УДК 669.1.002.5-192

А. В. Анцупов, В. П. Анцупов, А. В. Анцупов (мл.), М. В. Налимова, А. С. Губин

МЕТОДИКА ПРОГНОЗИРОВАНИЯ НАДЕЖНОСТИ И ОЦЕНКА ИЗНОСОСТОЙКОСТИ ДЕТАЛЕЙ УЗЛОВ ТРЕНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ

При аналитической оценке фрикционной надежности узлов трения математическое ожидание изменения величины линейного износа во времени обычно представляют с помощью линейной динамической модели [1, 2]

$$M[\Delta h(t)] = M[\Delta h(0)] + M[\Delta h'] \cdot t, \quad (1)$$

а вероятность безотказной работы трибосопрежений определяют [1] выражением

$$P(t) = \Phi \left(\frac{[\Delta h] - M[\Delta h(0)] - M[\Delta h'] \cdot t}{\sqrt{D[\Delta h(0)] + D[\Delta h'] \cdot t^2}} \right), \quad (2)$$

где $\Delta h(0)$, $\Delta h'$ – случайный линейный износ на стадии приработки и скорость изнашивания (нормально распределенные случайные величины, не зависящие от времени t); $[\Delta h]$ – допустимая величина износа обычно детали из наиболее мягкого материала, определяющая работоспособность узла трения, например предельный зазор в сопряжении; Φ – величина нормированной функции нормального распределения.

Для оценки математического ожидания обычно используют среднее арифметическое экспериментально определенное значение $\bar{\Delta h}(t)$, а для дисперсии – эмпирическую дисперсию $S^2[\Delta h']$.

Решение реализуют только для установившегося процесса, пренебрегая значением приработочного износа ($\Delta h(0)=0$).

Аналитически скорость изнашивания $\Delta h'$ поверхности трения в большинстве случаев выражают с помощью [1, 2] линейной интенсивности изнашивания I_h

$$M[\Delta h'] = M[I_h \cdot V_{ск}], \quad (3)$$

где $V_{ск}$ – скорость скольжения считают постоянной величиной.

Износостойкость поверхностей трения деталей из данного материала также определяют величиной I_h

$$I = 1/I_h. \quad (4)$$

Полученное значение износостойкости по стандартным таблицам [2, 3] позволяет назначить класс и разряд износостойкости деталей.

Величину линейной интегральной интенсивности изнашивания I_h в уравнениях (3) и (4) определяют по «методике расчетной оценки износостойкости поверхностей трения деталей машин» И.В. Крагельского [3] как отношение средней толщины Δh изношенного на номинальной площади A_a объема материала ΔV к совершенному пути трения L :

$$I_h = \frac{\Delta h}{L} = \frac{\Delta V}{A_a \cdot L}. \quad (5)$$

В теории И.В. Крагельского предполагается усталостный механизм разрушения циклически деформируемого при трении объема поверхностного шероховатого слоя V_D , ограниченного некоторой площадью A_D поверхности тела, от которого после критического числа воздействий $n_{кр}$ отделяется изношенный объем ΔV_i средней толщины

$\Delta h_i = \frac{\Delta V_i}{A_D} = \frac{V_D}{n_{кр} \cdot A_D}$. Для количественной

оценки I_h вводится основополагающая характеристика – удельная интенсивность усталостного изнашивания по аналогии с (5):

$$i_h = \frac{\Delta h_i}{\Delta l} = \frac{\Delta V_i}{A_D \cdot \Delta l} = \frac{V_D}{n_{кр} \cdot A_D \cdot \Delta l}, \quad (6)$$

где $\Delta l = d$ – средний диаметр пятна касания.

Полагая, что на пути скольжения L площадь A_D воспроизводится на номинальной площади $n=L/d$ раз, а концу пути изношенный объем $\Delta V = \Delta V_i \cdot n$, где $n=n_{кр}$, с учетом (5) и (6)

$$I_h = i_h \cdot \frac{A_D}{A_a}. \quad (7)$$

Для расчета деформируемого объема V_D и определения удельной и интегральной интенсивностей изнашивания в методике И.В. Крагельского принимается ряд допущений [3]:

– основополагающей является расчетная схема, согласно которой изнашиваемое тело – гладкое и деформируемое, изнашивающее – жесткое и шероховатое. Возможны модификации основной схемы, которые с использованием эквивалентных характеристик микрогеометрии и корректирующих множителей для физических свойств материалов сводятся к основной;

– за деформируемый объем V_D принимают объем внедренных в гладкое деформируемое изнашиваемое тело «жестких» микронеровностей изнашивающего контртела V_r , отсеченный фактической площадью $A_D=A_r$;

– для расчета $V_D=V_r$ используется уравнение опорной поверхности, начальный участок которой аппроксимируется степенной функцией $A_r = A_a \cdot b \cdot \varepsilon^v$, где $\varepsilon = h^*/R_{max}$, h^* – относительная и абсолютная глубина внедрения микронеровностей, R_{max} – наибольшая высота неровностей профиля; b, v – параметры опорной кривой.

В этом случае с использованием (5), (6) и (7) интегральная интенсивность изнашивания [3]

$$I_h = \frac{h^*}{(v+1) \cdot n_{кр} \cdot d} \cdot \frac{A_r}{A_a} \quad (8)$$

Дальнейшее определение значений $A_r, h^*, d, n_{кр}$ и подстановка их в выражение (8) дает, по мнению А.В. Чичинадзе [2], «громоздкие и малопригодные для инженерных расчетов выражения, позволяющие только качественно проследить влияние параметров на I_h ». По мнению самого автора [2], случайное рассеяние результатов также достаточно велико: с вероятностью не менее 90% средние (\bar{I}_h) из десяти экспериментальных значений группируются вокруг расчетного I_{hp} в интервале $0,04\bar{I}_h \leq I_{hp} \leq 2,6\bar{I}_h$, то есть ошибка расчетов превышает 250–300%.

Очевидно, что по принятой схеме величина V_D значительно ниже действительного значения, так как в поверхностном слое обоих тел деформации распространяются под фактическую площадь A_r , на которой действует внешнее для обоих тел фактическое давление q_r контактирующих реальных шероховатых поверхностей.

В работах школы Г. Фляйшера линейную интенсивность I_h усталостного изнашивания с теми же допущениями предложено определять на основе энергетического подхода с использованием

мнимой плотности энергии e_r^* [1]. Однако значение ее в настоящее время аналитически оценить пока невозможно: ряд параметров, определяющих e_r^* , требует экспериментальных исследований; проблематичным также является точная оценка критических плотностей энергии деформации материала и разрыва молекулярных связей [1] как составляющих e_r^* .

В данной работе предлагается методика аналитической оценки вероятности безотказной работы и износостойкости деталей на основе энергетического подхода к усталостной теории, который реализуется в главном уравнении связи основополагающих для этих теорий показателей [1, 3]

$$I_\omega = \frac{I_h}{q_a \cdot f} = \frac{\Delta V}{A_a \cdot L} \cdot \frac{1}{q_a \cdot f}, \quad (9)$$

где I_ω – интегральная энергетическая интенсивность изнашивания поверхностей трения; q_a – номинальное давление в контакте; f – коэффициент трения.

На наш взгляд, перечисленные выше допущения при определении I_h можно скорректировать, а расчетные зависимости упростить, используя результаты исследований [4]. Автор более точно, на наш взгляд, определяет V_D как объем всесторонне сжатого материала, равный сумме нагруженных микрообъемов, возникающих под фактической площадью A_r всех микроконтактов в каждой детали. В них внутренние напряжения уравнивают внешнее фактическое давление q_r . Именно в этих объемах, в первую очередь для тела из мягкого материала, на критической глубине могут возникнуть необратимые пластические деформации сдвига или усталостные разрушения при достижении максимальным касательным напряжением предельного значения. В этом случае, определяя V_D , его можно ограничить площадью контура A_c , равной сумме площадей сечений, нормальных к направлению действия q_r и определяемых диаметрами изохром первого порядка [4]. Суммарная относительная площадь, ограничивающая выход деформируемого объема V_D на поверхность [4]:

$$A_c/A_a = (q_a/\sigma_T)^{1-q_a/\sigma_T} \quad (10)$$

Используя тот же подход И.В. Крагельского к описанию усталостного механизма изнашивания, с учетом методики [4] оценки объема материала, отделяемого от деформируемого объема поверхностного слоя (удаляемого с площади контура A_c) за одно воздействие на элементарном пути трения:

$$d(\Delta V) = \frac{A_c \cdot dL}{n_{кр}} \quad (11)$$

Так как на пути трения десятки и сотни тысяч воздействий, считая перемещение площади контура A_c по номинальной A_a непрерывным, получим объем материала, удаленный на пути трения L [4]:

$$\Delta V = \frac{1}{n_{кр}} \int_0^L A_c \cdot dL = A_c \cdot L / n_{кр} \quad (12)$$

Подставляя значение объема в условие (9) с учетом (10), получим выражение для определения интегральной энергетической интенсивности изнашивания:

$$I_\omega = \frac{(q_a / \sigma_T)^{1 - q_a / \sigma_T}}{q_a \cdot f \cdot n_{кр}} \quad (13)$$

Критическое число циклов до отделения частиц износа поверхностного деформируемого слоя при фрикционном взаимодействии можно определить, используя математическое описание кривой усталости материалов [4]:

$$n_{кр} = \begin{cases} 10^{\left(\frac{\sigma_B + \sigma_T}{\sigma_T} \frac{q_c}{q_c}\right)} & \text{при } 0 < q_c \leq \sigma_T; \\ 10^{\left(\frac{\sigma_B + 1}{\sigma_T}\right) \left(\frac{HB - q_c}{HB - \sigma_T}\right)} & \text{при } \sigma_T < q_c \leq HB, \end{cases} \quad (14)$$

где σ_B , σ_T , HB – предел прочности, предел текучести и твердость по Бринеллю материала поверхностного слоя изнашиваемой детали; $q_c = \sigma_T (q_a / \sigma_T)^{(q_a / \sigma_T)}$ – давление на площади контура A_c , ограничивающей деформируемый V_D объем поверхностного слоя [4].

При описании кривой фрикционной усталости по условию (14) в качестве граничных приняты следующие условия:

– в начале кривой фрикционной усталости при давлении на площади контура A_c , равном минимально возможному значению $q_{c \min} = 0,6922 \sigma_T = \sigma_{-1\phi}$, число циклов до отделения частиц износа будет максимальным

$n_{\max} = 10^{\left(\frac{\sigma_B + \sigma_T}{\sigma_T} \frac{\sigma_{-1\phi}}{\sigma_{-1\phi}}\right)}$ для данного материала [4]. Величину $\sigma_{-1\phi}$, на наш взгляд, можно принимать за предел фрикционной выносливости поверхности трения детали из данного материала, как то минимальное напряжение в объеме V_D , при котором поверхностный шероховатый слой выдерживает максимальное количество циклов до отделения частиц износа;

– границу двух зон определяет значение давления $q_c = \sigma_T$, ограничивающее область упругих деформаций микронеровностей [4], которому соответствует число циклов до отделения частиц

$$n_{кр} = 10^{\left(\frac{\sigma_B + 1}{\sigma_T}\right)};$$

– при значении давления, равного твердости по Бринеллю $q_c = HB$ [3], критическое число циклов $n_{кр} = 1$. Это условие определяет переход процесса усталостного разрушения к микрорезанию (пластическому или хрупкому отделению частиц деформированного объема [1, 2]) и обозначает правую границу зоны малоциклового усталости.

Коэффициент трения в выражении (13) определяется условиями нагружения в упругом, упругопластическом или пластическом контактах [2].

Особый интерес для практики представляет описание наиболее длительного периода работы узла трения – установившегося процесса, когда фрикционная система переходит из неравновесного состояния (приработки) в равновесное, характеризующееся стабильным (устойчивым) соотношением параметров микрорельефа поверхностей обоих тел. Возникающая конфигурация неровностей обеспечивает их упругое взаимодействие [4], минимальный коэффициент теплообразования и трения, который не зависит от нагрузки, и согласно [1]

$$f_{\min} = \sqrt{\frac{\tau_0 \cdot \alpha_\Gamma \cdot (1 - \mu^2)}{E}} + \beta, \quad (15)$$

где τ_0 , β – удельная сдвиговая прочность и коэффициент упрочнения молекулярной связи двух твердых тел; α_Γ , E , μ – коэффициент гистерезисных потерь, модуль упругости и коэффициент Пуассона материала изнашиваемой детали.

С учетом вышеизложенного, выражение (13) для установившегося процесса изнашивания примет вид

$$I_\omega^y = \left[\sigma_{-1\phi} \left(\sqrt{\frac{\tau_0 \alpha_\Gamma (1 - \mu^2)}{E}} + \beta \right) \cdot 10^{\left(\frac{\sigma_B + \sigma_T}{\sigma_T} \frac{\sigma_{-1\phi}}{\sigma_{-1\phi}}\right)} \right]^{-1} \quad (16)$$

Обратная I_ω^y величина

$$I_\omega^y = \sigma_{-1\phi} \left(\sqrt{\frac{\tau_0 \alpha_\Gamma (1 - \mu^2)}{E}} + \beta \right) \cdot 10^{\left(\frac{\sigma_B + \sigma_T}{\sigma_T} \frac{\sigma_{-1\phi}}{\sigma_{-1\phi}}\right)} \quad (17)$$

определяет «износостойкость» (по В.Д. Кузнецову [5]) поверхности трения изнашиваемой детали

и, на наш взгляд, может являться единой и однозначной характеристикой износостойкости материалов деталей для сравнения и выбора того или иного при проектировании узлов трения.

Значения физико-механических характеристик в уравнениях (13), (16), (17) следует определять в функции температуры узла трения, которую можно рассчитывать по известным методикам, в частности работы [3].

Математическое ожидание изношенного объема $M[\Delta V(t)]$ и толщины изношенного слоя $M[\Delta h(t)]$ в данном случае может быть определено на основе нелинейной динамической модели с использованием уравнения В.Д. Кузнецова [5] в функции I_ω и величины совершенной в контакте работы сил трения $A_{mp}(t) = N_{mp} \cdot t = F_{mp} \cdot V_{ck} \cdot t = Q \cdot f \cdot V_{ck} \cdot t$ (F_{mp} , N_{mp} – сила и мощность трения, Q – нормальная сила) за время t :

при $t \leq t_{np}$

$$M[\Delta V(t)] = M[I_\omega \cdot N_{mp}] \cdot t, \quad (18)$$

$$M[\Delta h(t)] = M[I_\omega \cdot q_a \cdot f \cdot V_{ck}] \cdot t; \quad (19)$$

при $t > t_{np}$

$$M[\Delta V(t)] = M[I_\omega \cdot N_{mp}] \cdot t + M[I_\omega^y \cdot N_{mp}] \cdot t, \quad (20)$$

$$M[\Delta h(t)] = M[I_\omega \cdot q_a \cdot f \cdot V_{ck}] \cdot t + M[I_\omega^y \cdot q'_a \cdot f_{\min} \cdot v_{ck}] \cdot t, \quad (21)$$

где $q'_a = 0,36788\sigma_T$ – номинальное давление, соответствующее контурному давлению $q_c = q_{c \min}$ (см. пояснения к ф-ле (14)).

В приведенных выражениях t_{np} – время приработки, определяемое из условия достижения линейным износом $M[\Delta h(t)]$ значения R_p – высоты сглаживания исходного профиля [4].

Вероятность безотказной работы сопряжения в этом случае

$$P(t) = \Phi\left(\frac{([\Delta h] - M[I_\omega \cdot q_a \cdot f \cdot v_{ck}] \cdot t_{np} - M[I_\omega^y \cdot q'_a \cdot f_{\min} \cdot v_{ck}] \cdot t)}{\sqrt{D[I_\omega \cdot q_a \cdot f \cdot v_{ck}] \cdot t_{np}^2 + D[I_\omega^y \cdot q_a \cdot f_{\min} \cdot v_{ck}] \cdot t^2}}\right). \quad (22)$$

Очевидно, что в выражениях (18)–(22) математическое ожидание износа и его дисперсия будут определены точностью средних значений и среднеквадратических отклонений задаваемых исходных данных: технологических параметров и физико-механических характеристик материалов.

Библиографический список

1. Расчет трения, износа и долговечности с позиций молекулярно-механической, усталостной и энергетической теорий / И.В. Крагельский, Г. Фляйшер, В.С. Комбалов, Х. Тум // Проблемы автоматизации и машиностроения. М.: Будапешт, 1986. № 12. С. 13–24.
2. Трение, износ и смазка (трибология и триботехника) / А.В.Чичинадзе, Э.М. Берлинер, Э.Д. Браун и др.; Под общ. ред. А.В.Чичинадзе. М.: Машиностроение, 2003. 576 с.
3. Методика расчетной оценки износостойкости поверхностей трения деталей машин / Под ред. Крагельского И.В. М.: Изд-во стандартов. 1979. 100 с.
4. Хохлов В.М. Расчет площадей контакта, допускаемых напряжений, износа и износостойких деталей машин. Брянск: БГТУ, 1999. 105 с.
5. Кузнецов В.Д. Физика твердого тела: Материалы по физике внешнего трения, износа и внутреннего трения твердых тел. Т. 4. Томск: Полиграфиздат, 1947. 515 с.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.74

Э. Х. Ри, С. В. Дорофеев, В. Г. Комков

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ ОБЛУЧЕНИЯ РАСПЛАВА НАНОСЕКУНДНЫМИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫМИ ИМПУЛЬСАМИ (НЭМИ) НА СТРУКТУРООБРАЗОВАНИЕ И ЭЛЕМЕНТНО-ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ОЛОВЯНИСТОЙ БРОНЗЫ

В работах [1–3] установлено, что под воздействием на расплавы НЭМИ происходит anomальное изменение кристаллизационных параметров, физико-механических и эксплуатационных свойств меди и оловянистой бронзы (Cu+6 мас.% Sn).

В настоящей работе приведены результаты электронно-микроскопического исследования и микрорентгеноспектрального анализа образцов из бронзы, не- и облученных в жидком состоянии НЭМИ.

На сканирующем электронном микроскопе EVO–50XP (фирма «Карл Цейс») исследовалась микроструктура образцов из бронзы (6,0 масс. % Sn), подвергнутых облучению в жидком состоянии (1250°C) НЭМИ в течение 0, 5, 10, 15, 20 мин.

Шлифы были приготовлены механической резкой днища слитка на 5 мм с последующими шлифовкой и полировкой. В качестве травителя использовался раствор хлорного железа (11 гр FeCl₃ на 100 мл H₂O). Приготовленные шлифы просматривались на СКАНе при увеличениях от 30 до 5000 крат (для особых участков шлифа). Исследованию подвергались участки 1, 2 и 3, удаленные от поверхности слитка на различных расстояниях. Выявлены следующие особенности в структурообразовании исходного, необлученного НЭМИ в жидком состоянии сплава. Микроструктура бронзы состоит из неоднородного α-твердого раствора, имеющего дендритное строение, и эвтектоида (α + δ – Cu₃₁Sn₈), располагающегося внутри участков твердого раствора α, богатого оловом. При увеличении ×1000 эвтектоид имеет скелетообразное строение (рис. 1, а). Кроме того, в структуре наблюдается темное включение компактной формы, представляющее усадочные поры. В зоне 3 (в центре слитка) усадочные поры значительно больше по количеству и размеру. В зоне 1 вблизи края слитка количество усадочных пор резко уменьшается из-за ускоренного охлаждения сплава. Однако вокруг этих пор формируется особая структура,

представляющая конгломерат кристаллов с четкими границами. Природа этих кристаллов пока не установлена. Таким образом, микроструктура бронзы, необлученной в жидком состоянии НЭМИ, характеризуется фазовой неоднородностью, зависящей от расстояния от поверхности слитка. Также следует отметить, что в литом сплаве формируется значительное количество усадочных пор, в особенности в центральной зоне слитка, где кристаллизация идет более медленным темпом.

Облучение расплава НЭМИ в течение 5 мин существенно изменяет процесс структурообразования (рис. 1, б и в). Наблюдается тенденция измельчения структурных составляющих (α и эвтектоид) сплава. Уменьшаются фазовая неоднородность, количество эвтектоида и его размеры независимо от местоположения исследуемых зон. Кроме того, в структуре также резко сокращается количество усадочных пор.

С увеличением продолжительности облучения расплава НЭМИ до 10 мин включения эвтектоида становятся более компактными в результате их дробления (диспергирования) под воздействием НЭМИ (рис. 1, в и ж).

Дальнейшее облучение расплава НЭМИ (15 мин) способствует более интенсивному измельчению структурных составляющих (рис. 1, г и з). Скелетообразное строение эвтектоида превращается в более компактную форму, что видно при больших увеличениях (×1500 и ×4000). Крупные одиночные включения эвтектоида имеют соговое строение независимо от места нахождения зон. Такое строение эвтектоида также наблюдалось в зоне 1 сплавов, облученных в жидком состоянии НЭМИ в течение 5–10 мин (см. рис. 1, е и ж).

При 20-минутной продолжительности облучения расплава НЭМИ эвтектоид кристаллизуется в виде цепочек (рис. 1, д и и). Особенно это хорошо видно в зоне 3 и 2 при увеличении ×250

(см. **рис. 1, и**). Микроструктура эвтектоида имеет сложное строение ($\times 250$, $\times 1000$, $\times 2500$, см. **рис. 1, д, и и к**). В зоне 1 эвтектоид имеет сотовое строение. Таким образом, при длительном облучении расплава вновь проявляется фазовая неоднородность и увеличиваются размеры эвтектоида.

На основании проведенных электронно-микроскопических исследований можно сделать следующие выводы:

1. Обработка бронзы в жидком состоянии НЭМИ устраняет усадочную пористость при продолжительности облучения расплава более 5 мин.
2. С увеличением продолжительности облучения расплава НЭМИ намечается тенденция измельчения эвтектоида и уменьшения количества эвтектоидной составляющей сплава. Уменьшается фазовая неоднородность по сравнению с необлученным расплавом.
3. При облучении расплава НЭМИ в течение 15 мин наблюдаются более интенсивное измельчение структурных составляющих и превращение скелетообразного строения эвтектоида в более компактную форму. Крупные одиночные включения эвтектоида имеют сотовое строение независимо от места нахождения исследуемых зон.

При 20-минутном облучении расплава НЭМИ эвтектоид кристаллизуется в виде цепочек (в зонах 2 и 3), где сплав затвердевает в последнюю очередь. В зоне 1, где затвердевание идет более интенсивно, эвтектоид приобретает сотовое строение. Таким образом, при длительном облучении расплава (20 мин) вновь проявляется фазовая неоднородность и увеличиваются размеры эвтектоида.

Микрорентгеноспектральный анализ образцов из бронзы производился на установке фирмы «Джеол-8100» (Япония). Анализу подвергались следующие участки:

- центр (ЦД) и край (КД) дендрита α -твердого раствора;
- включения эвтектоида ($\alpha + \delta - \text{Cu}_{31}\text{Sn}_8$): темные и светлые включения;
- металлическая основа между дендритами α -твердого раствора.

Исследован характер распределения меди и олова в отраженных электронах и в рентгеновских излучениях Cu KaL и Sn LaL в различных участках сплава.

Установлено неравномерное распределение компонентов бронзы в фазовых составляющих сплава по различным участкам образца (профилям). Компоненты сплава сравнительно равномерно распределяются в металлической основе по выбранным профилям. Однако по профилям содержание Cu и Sn существенно отличается.

В местах скопления эвтектоида ($\alpha + \text{Cu}_{31}\text{Sn}_8$) содержание меди резко уменьшается, а содержание олова возрастает.

На **рис. 2** приведено распределение Cu и Sn по сечению дендрита α -твердого раствора. В центре дендрита (ЦД) медь растворяется больше, чем в его периферии (КД). Следовательно, в твердом растворе наблюдается прямая ликвация меди и обратная ликвация олова (**рис. 2, а, б**).

В темных включениях (ТВ) содержание меди несколько выше, чем в светлых (сотовых), а концентрация олова, наоборот, значительно меньше (**рис. 2, в, г**). Таким образом, в исходной бронзе наблюдается фазовая неоднородность.

Облучение жидкой фазы НЭМИ в течение 5 мин приводит к более равномерной фазовой однородности по сравнению с необлученной бронзой, о чем свидетельствуют результаты рентгеновских излучений. Наблюдается тенденция снижения растворимости меди в центре и крае дендрита твердого раствора, а характер распределения олова имеет обратную зависимость, чем медь (см. **рис. 2, а, б**).

Такой характер растворимости олова в твердом растворе можно объяснить измельчением электронного соединения $\text{Cu}_{31}\text{Sn}_8$ и уменьшением его количества под воздействием НЭМИ, в конечном итоге частичным растворением электронного соединения.

В светлых включениях при облучении жидкой фазы НЭМИ в течение 5 мин содержание меди незначительно возрастает (~ 70 мас.%) и одновременно увеличивается в них содержание олова (~ 30 мас.%). В темных включениях наблюдается существенное увеличение содержания меди (~ 75 мас.%) и уменьшение концентрации олова (~ 25 мас.%, см. **рис. 2, г**).

Дальнейшее увеличение продолжительности облучения жидкой фазы НЭМИ до 15 мин (см. **рис. 2**) способствует уменьшению содержания меди и возрастанию растворимости олова в центре и периферии дендрита α -твердого раствора, при этом сохраняется также прямая ликвация меди и обратная ликвация олова в кристаллах α -твердого раствора. В компактных включениях эвтектоида содержание меди уменьшается, а концентрация олова скачкообразно возрастает.

В светлых включениях эвтектоида растворимость Cu и Sn возрастает по мере увеличения продолжительности облучения жидкой фазы. В темных включениях эвтектоида наблюдаются существенное увеличение содержания меди и уменьшение концентрации олова (~ 78 мас. % Cu и ~ 22 мас. % Sn, см. **рис. 2, в, г**).

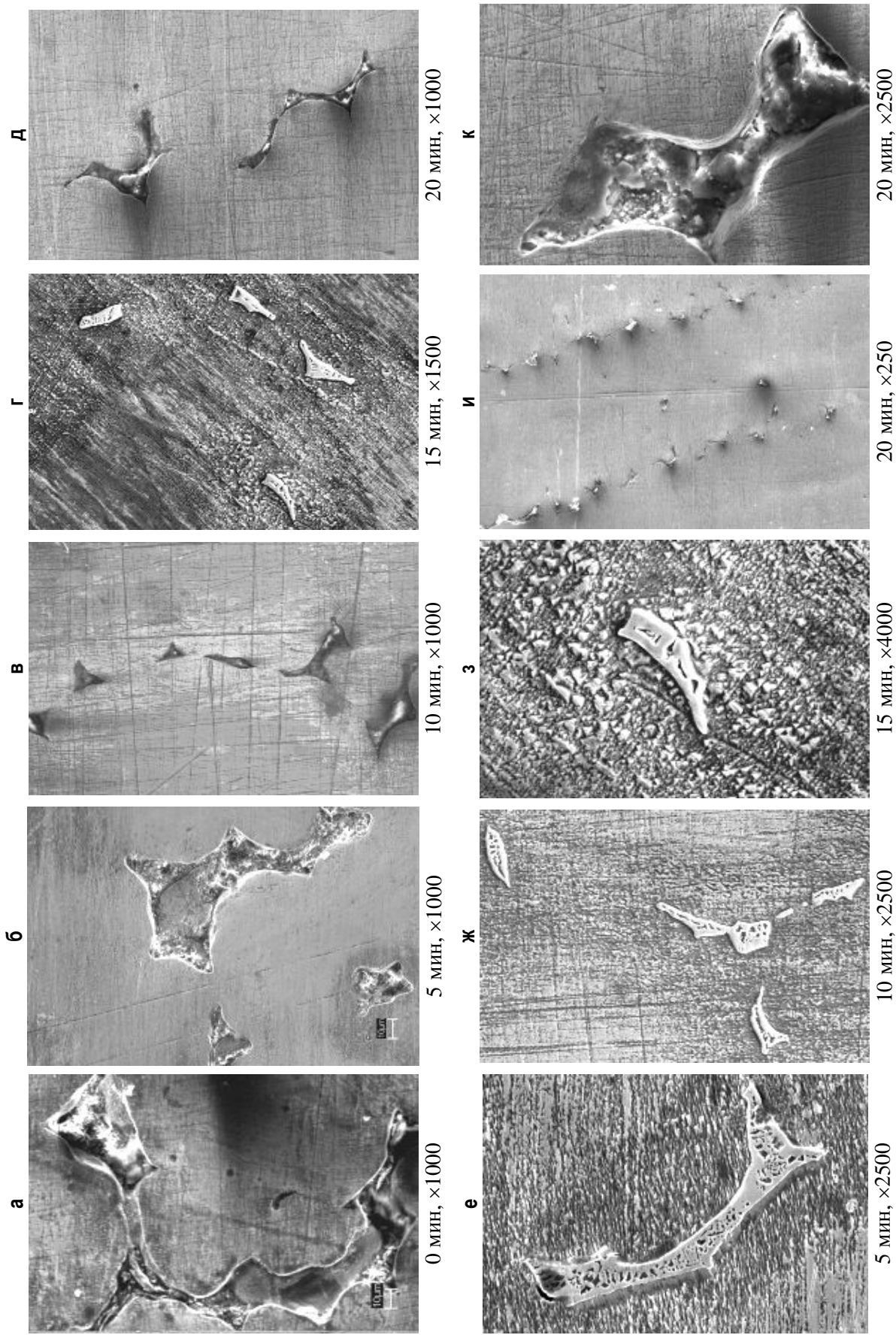


Рис. 1. Микроструктура бронзы, облученной НЭМИ

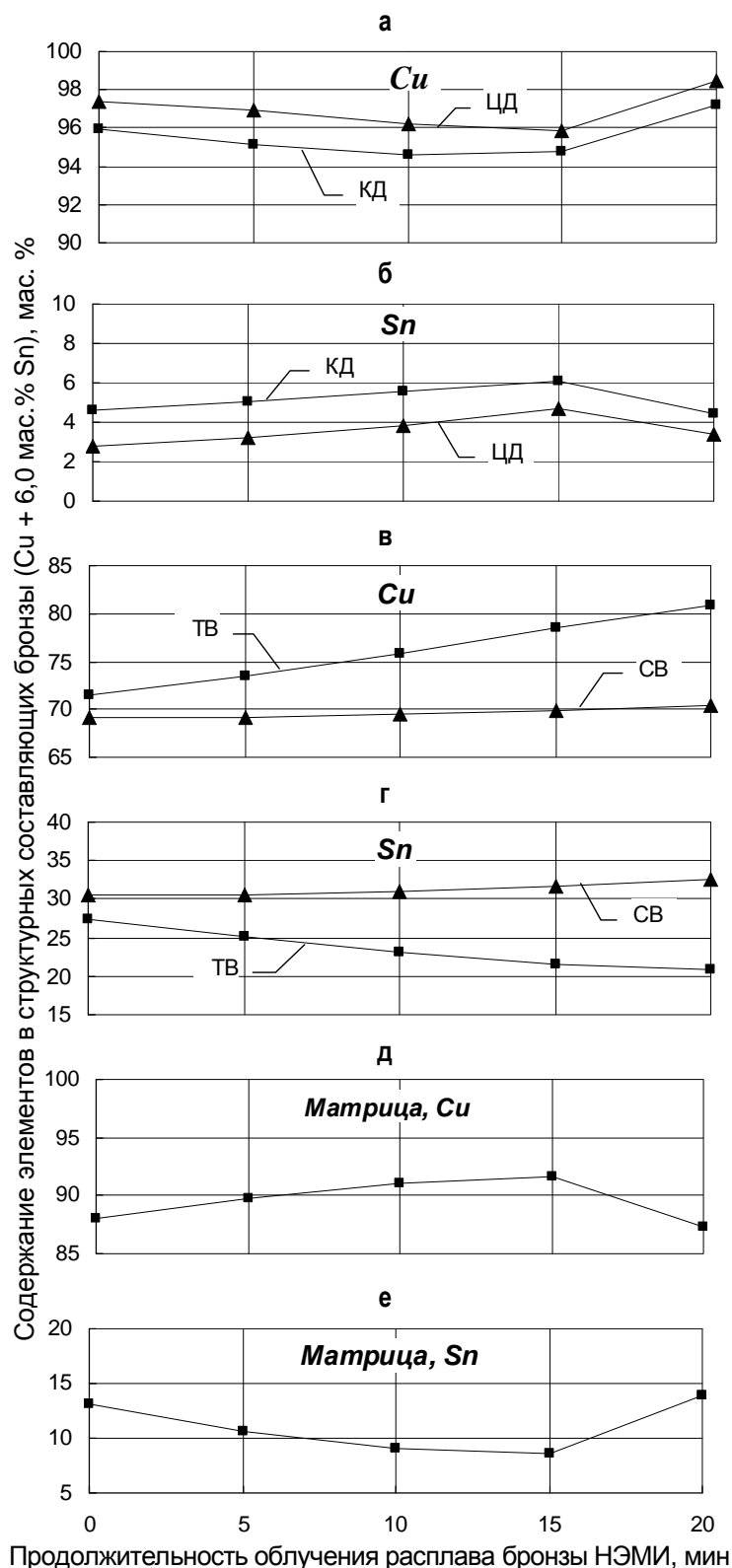


Рис. 2. Распределение элементов в различных структурных составляющих бронзы в зависимости от продолжительности облучения жидкой фазы НЭМИ

Следовательно, можно сделать вывод о том, что при облучении жидкой фазы возрастающей продолжительностью (до 10 мин) намечается тенденция увеличения растворимости олова в первичных дендритах α -твердого раствора и уменьшения ее в металлической матрице между дендритами α -твердого раствора (рис. 2, д, е). Последнее обстоятельство, по-видимому, должно способствовать кристаллизации мелкодисперсной электронной фазы типа $Cu_{31}Sn_8$ в составе эвтектоида и ее уменьшению.

При продолжительности облучения жидкой фазы НЭМИ, равной 20 мин, растворимость олова в первичных дендритах α -твердого раствора уменьшается, а в оставшейся части расплава (металлической матрице), наоборот, возрастает, что приводит к кристаллизации большего количества эвтектоида более крупного размера. Характер распределения Cu и Sn в светлых и темных включениях при этом сохраняется (см. рис. 2, в, г).

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Увеличение продолжительности облучения жидкой фазы до 15 мин включительно способствует возрастанию растворимости олова в дендритах α -твердого раствора. При дальнейшем увеличении продолжительности облучения НЭМИ растворимость олова в дендритах твердого раствора α уменьшается.
2. Растворимость меди в металлической основе, кристаллизующейся в последнюю очередь перед перитектическим превращением, изменяется по экстремальной зависимости с максимумом при 15 мин; содержание олова, наоборот, уменьшается, а затем возрастает до продолжительности облучения, равной 20 мин, что должно приводить к укрупнению эвтектоида и увеличению его количества.
3. В светлых включениях эвтектоида по мере увеличения продолжительности облучения до 20 мин возрастает незначительно растворимость Cu и Sn, а в темных включениях, наоборот, существенно возрастает содержание меди и уменьшается концентрация в них олова.

Таким образом, при облучении жидкой фазы НЭМИ существенно изменяются не только кристаллизационные параметры, физико-механические и эксплуатационные свойства [1–3], но и характер изменения растворимости олова в структурных составляющих оловянной бронзы и их количественное соотношение, а также габитус и дисперсность эвтектоида.

Наблюдаемые скачкообразные изменения кристаллизационных параметров, процесса структурообразования, физико-механических и эксплуатационных свойств бронзы и элементно-фазового состава α -твердого раствора и эвтектоида являются новым явлением, возникающим при облучении жидкой фазы НЭМИ определенной продолжительности.

Библиографический список

1. Влияние облучения жидкой фазы наносекундными электромагнитными импульсами (НЭМИ) на кристаллизацию, структурообразование и физико-механические свойства меди и бронзы / Ри Э.Х., Ри Хосен, Бруй В.Н., Белых В.В. // Труды седьмого съезда литейщиков России. Новосибирск: Изд-во «Издательский дом «Историческое наследие Сибири», 2005. С. 278–283.
2. Облучение при плавке жидкой меди и бронзы наносекундными электромагнитными импульсами / Ри Э.Х., Дорофеев С.В., Крымский В.В., Ри Хосен, Кухаренко Е.Б. // *Металлургия машиностроения*. 2006. № 4. С. 13–17.
3. Свойства алюминия и силумина после облучения наносекундными электромагнитными импульсами / Ри Хосен, Ри Э.Х., Дорофеев С.В., Крымский В.В., Кухаренко Е.Б. // *Металлургия машиностроения*. 2006. № 4. С. 18–20.

УДК 621.74

И. Е. Илларионов, А. М. Столяров

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СИЛ ФОРМОВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ФОРМИРОВАНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ СМЕСЕЙ

1. Влияние пьезо- и трибоэлектрического эффектов на свойства смесей

Большое влияние на свойства формовочных смесей оказывает их основа – кварцевый песок. Химическая природа, количество и состав глинистой составляющей во многом определяют свойства формовочных песков и смесей. Этот вопрос получил значительное развитие в работах российских и зарубежных ученых. В работах П.П.Берга [1] отмечено, что зерно кварца несет на себе электрический заряд. Однако явление электризации зерен песка вследствие неизученности не находит практического применения в технологических процессах литейного производства.

Взаимодействие воды с зернами кварца, как и другими минералами, носит адсорбционный характер, вызванный наличием электрического силового поля на поверхности твердого тела.

Среди многочисленных факторов, влияющих на формирование прочности формовочных смесей (зерновой и минералогический состав песка, химический и минералогический состав глин, специальные добавки, степень перемешивания и т.д.), определенное значение имеют электрические свойства применяемого песка, которые характеризуются диэлектрической проницаемостью, удельным сопротивлением и диэлектрическими потерями [2, 3 и др.].

Применяемые кварцевые пески состоят из минерала кварца, отличительной особенностью которого является приобретение электрического заряда под действием механических напряжений. Сущность этого так называемого пьезоэлектрического эффекта состоит в том, что при механическом воздействии на кристалл кварца механическая энергия переходит в электрическую, в результате чего поверхности кварца приобретают электрические заряды (пьезоэлектрический эффект) [4].

В зависимости от направления усилий пьезоэлектрический эффект подразделяют на продольный и поперечный. В первом случае под действием усилия, направленного вдоль электрической оси, происходит вклинивание атома между атомами кислорода, а во втором – под действием усилия, направленного перпендикулярно электрической оси, происходит смещение атомов кремния и кислорода.

В результате указанных процессов на поверхности зерен кварца возникают электрические заряды. Согласно [5, 6 и др.] явления пьезоэлектрического эффекта для простых случаев могут быть описаны следующими уравнениями:

$$Q = dF; P = d\sigma; P = e\varepsilon,$$

где Q – величина электрического заряда; P – электрическая поляризация; F – механическая сила; σ –

упругое напряжение; ε – упругая деформация; e – пьезоэлектрическая константа; d – пьезоэлектрический модуль.

Из приведенных уравнений видно, что увеличение механической силы F приводит к возрастанию величины электрического заряда Q на поверхности твердой частицы. Однако это увеличение различно и зависит от значений пьезоэлектрического модуля d .

Очевидно, что применение наполнителя формовочных смесей с высокими значениями пьезоэлектрического модуля вызывает заметную электрическую поляризацию частиц даже при низких напряжениях и деформациях. Отсутствие цифровых значений d и ε для различных материалов лишает возможности анализа с рассматриваемой точки зрения. Вопрос усложняется тем, что значения d , как и ε , зависят от емкости [5], связанной с размерами и формой зерен песка, наличия глинистой составляющей и т.д.

Применяемые в литейном производстве формовочные пески подвергаются различным механическим воздействиям, например давлению катков при перемешивании в бегунах, что отражается на свойствах формовочных смесей. Однако явления пьезоэлектрического эффекта тесно переплетаются с другим – трибоэлектрическим эффектом [7]. Сущность трибоэлектрического эффекта заключается в том, что процессы сушки, транспортировки и перемешивания песка связаны с контактными явлениями и трениями минеральных частиц друг о друга, в результате чего последние приобретают электрические заряды – электризуются [7].

На величину трибоэлектрического эффекта оказывают влияние многие факторы, среди которых доминирующее значение имеют: химический состав, структура, удельное электрическое сопротивление, характер поверхности контактирующих или механически действующих друг на друга сред, температура, давление, влажность и характеристика внешнего электрического поля [8].

Изменение заряда песка происходит также и во время сушки. Величина его определяется формулой [8]

$$Q_t = \frac{r}{l^2} k T l_n \left(1 + \sqrt{\frac{2}{\pi m k T}} \cdot 2 r n_t e^2 t \right),$$

где Q_t – заряд частицы; r – радиус частицы; l – некоторый путь, прошедший носителем заряда после толчка в прежнем направлении; k – постоянная Больцмана; T – абсолютная температура; e – элементарный заряд; t – время пребывания частиц

при сушке; m – масса иона; n_t – число элементарный зарядов, полученных частицей вследствие диффузионной подвижности ионов за время t .

Увеличение размера частицы, температуры нагрева при сушке и продолжительности пребывания при высоких температурах согласно указанному выражению приводит к увеличению электрического заряда зерен песка. Очевидно, указанные изменения должны отражаться на свойствах формовочных смесей.

Изменение электрического заряда на поверхности зерен песка при перемешивании определяли по величине электрического сопротивления водных суспензий формовочных смесей, а также их осветленной части. Пробы водных суспензий отбирались одновременно с навесками для определения прочности смеси в зависимости от условий приготовления. В опытах применялись формовочная смесь состава (мас.ч.): Кичигинский песок марки 1К0315А – 100,0; Нижнеуфельская огнеупорная глина марки НУ-1 – 10,0 и вода – 5,0.

Смеси приготавливали по четырем режимам:

Режим А: перемешивание сухого песка и огнеупорной глины с поднятыми катками в течение 2 мин, после введения воды перемешивание с опущенными катками – 5 мин.

Режим Б: перемешивание сухого песка и огнеупорной глины с опущенными катками в течение 2 мин, после введения воды – 5 мин.

Режим В: перемешивание сухого песка с поднятыми катками в течение 3 мин, после введения огнеупорной глины с опущенными катками – 2 мин, после введения воды – 5 мин.

Режим Г: перемешивание сухого песка с опущенными катками – 2 мин, после введения огнеупорной глины – 2 мин, после введения воды – 5 мин.

Согласно принятой методике 600 г формовочной смеси перемешивались в течение 10 мин с 1000 мл дистиллированной воды на приборе для определения глинистой составляющей смеси. После 18 ч отстаивания осветленная часть раствора с помощью сифона сливалась в сосуд для измерения электросопротивления раствора, для уменьшения погрешностей измерения сосуд предварительно промывался 100 мл исследуемой осветленной части раствора. После замера электросопротивления осветленная часть сливалась в сосуд с отстоявшимся осадком раствора и перемешивалась в течение 5 мин. Затем полученная суспензия сливалась в сосуд для измерения электросопротивления (рис. 1).

Для избежания электролиза, влекущего за собой изменения концентрации раствора и поляризации электродов, измерение электросопротив-

ления производится в цепи переменного тока с частотой 400 Гц.

Результаты экспериментальных данных по замеру электросопротивления в суспензиях смесей и водородного показателя смесей приведены в табл. 1.

Видно, что условия приготовления формовочных смесей (табл. 1, А, Б, В, Г) оказывают заметное влияние на величину электросопротивления как осветленной части раствора, так и суспензии, что может происходить в результате изменения концентрации водородных ионов. Поэтому представляло значительный интерес исследование влияния условий перемешивания сухого песка в смеси на величину водородного показателя (рН). Измерение рН растворов проводилось на приборе ЛПУ-01.

Приведенные в табл. 1 результаты измерений рН осветленной части раствора и суспензии отражают влияние электризации поверхности кварцевого песка на изменение концентрации водородных ионов.

Изменения электросопротивления, как и концентрации водородных ионов, являются лишь частью многочисленных факторов, отражающих влияние электризации на свойства формовочных смесей.

Предполагается, что установленные явления наблюдаются и при формировании свойств формовочных смесей, в результате чего изменяется строение двойных электрических слоев коллоидных частиц смеси, что, в свою очередь, приводит к изменению прочности формовочной смеси.

Однако влияние отмеченных эффектов на

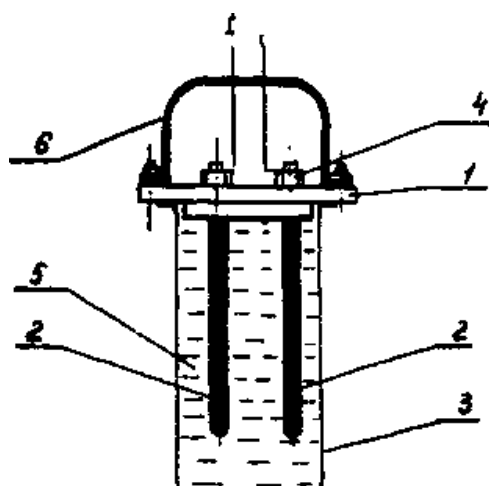


Рис. 1. Схема установки электродов для измерения электросопротивления растворов:

- 1 – держатель электродов; 2 – электроды;
3 – измерительный сосуд; 4 – клеммы электродов;
5 – испытуемый раствор; 6 – ручка держателя электродов

прочность и другие свойства формовочных смесей не находило количественной оценки. Влияние электризации песков на свойства ПГС проверялось в лабораторных условиях при перемешивании формовочной смеси указанного состава. В проводимых исследованиях изменялись условия и продолжительность предварительного перемешивания сухого песка в бегунах.

При этом продолжительность совместного перемешивания сухих составляющих смеси (песок, огнеупорная глина) была 2 мин, а после введения воды – 5 мин.

С некоторыми допущениями предполагается, что изменение свойств формовочной смеси заданного состава при перемешивании песка в бегунах с поднятыми катками при прочих равных условиях происходит преимущественно в результате явлений трибоэлектрического эффекта, а при перемешивании в бегунах с опущенными катками – в результате одновременного проявления пьезо- и трибоэлектрического эффектов, а также образования активных центров на поверхности песка в результате некоторого измельчения. Для увеличения точности измерений навеска смеси взвешивалась с точностью до 0,025 г, а высота смеси в гильзе устанавливалась постоянной с точностью $\pm 0,1$ мм с помощью специального переоборудованного и смонтированного на копре штангенциркуля.

Результаты экспериментальных данных указывают на сложный характер формирования свойств формовочных смесей в связи с явлением электризации поверхности зерен песка в процессе перемешивания.

Отмеченное изменение свойств смесей наблюдается как при перемешивании сухих составляющих смеси, так и при предварительном перемешивании одного песка.

Наименьшая прочность на сжатие в сыром состоянии – 0,031 МПа наблюдается при перемешивании сухих составляющих с поднятыми катками. Предварительное перемешивание сухого песка

Таблица 1

Изменение электросопротивления и водородного показателя смеси от режима перемешивания

Наименование измеряемой величины	Перемешивание по режиму			
	А	Б	В	Г
Электросопротивление осветленной части раствора	29,0	34,0	52,0	74,5
Электросопротивление суспензии	50,5	56,0	65,5	69,0
рН осветленной части раствора	8,63	8,86	8,95	9,07
рН суспензии	9,15	9,31	9,65	9,37

в течение 2 мин приводит к росту прочности до 0,036 МПа, что объясняется влиянием трибоэлектрического эффекта. Дальнейшее увеличение прочности на сжатие в сыром состоянии происходит при перемешивании с опущенными катками в результате одновременного проявления пьезо- и трибоэлектрического эффектов. Прочность смеси при перемешивании сухих составляющих равнялась 0,033 МПа, а с предварительным перемешиванием песка в течение 3 мин – 0,042 МПа.

Естественно предположить, что повышение прочности смеси связано с возникновением электрического заряда на поверхности кварцевых зерен, в результате чего усиливается взаимодействие между минеральными частицами смеси.

С указанным предположением согласуется обнаруженное в исследовании снижение прочности смеси на сжатие в сыром состоянии с увеличением влажности песка при одной и той же влажности смеси. Экспериментально установлено, что повышение влажности песка до 5% (без изменения влажности смеси) приводит к снижению прочности при перемешивании с опущенными катками с 0,033 до 0,029 МПа (точность определения $\pm 0,001$ МПа). Поэтому предварительная сушка песка является одним из факторов повышения прочности смесей в сыром состоянии.

Снижение прочности при использовании влажных песков объясняется влиянием адсорбированных слоев влаги на ослабление процессов электризации поверхности зерен при перемешивании в связи с ростом электропроводности [8].

Влияние электризации зерен кварцевого песка на прочность формовочной смеси выявляется при оценке эффективности предварительного перемешивания песка, которая определялась по прочностному эффекту:

$$\eta = \frac{\sigma_1 - \sigma_0}{\sigma_0} \cdot 100\%,$$

где η – коэффициент эффективности; σ_1 – прочность смеси на сжатие с предварительным пере-

мешиванием песка; σ_0 – прочность смеси без предварительного перемешивания песка.

Эффективность предварительного перемешивания песка с опущенными катками возрастает с увеличением времени перемешивания до оптимальной величины ($\eta=26\%$). Дальнейшее увеличение продолжительности перемешивания незначительно отражается на прочностных свойствах смеси. Для исследуемого случая за указанное время довольно полно проявляется электризация зерен песка, в результате чего устанавливается определенная электрическая характеристика поверхностей зерен кварцевого песка и дальнейшее перемешивание не приводит к росту эффективности. Установленный факт увеличения прочности смесей свидетельствует о возможности практического использования эффекта электризации поверхности зерен песка в технологических процессах.

На основе выполненных исследований были проведены опытно-промышленные испытания стержневых смесей в литейном цехе Челябинского металлургического завода, результаты которых приведены в табл. 2.

Предварительное перемешивание сухого песка в течение 3-х мин приводит к повышению прочности смеси на 15–20%, что позволяет сократить расход огнеупорной глины на 10–15% при сохранении и сходной прочности смеси. Вполне вероятно, что изменение состава формовочных смесей, добавление к пескам различных "активирующих" веществ, изменяющих их электрические характеристики, а также использование так называемых безреагентных способов обработки (например, магнитной) дадут возможность менять эффективность обработки в широких пределах, и это экономически выгодно использовать в технологических процессах литейного производства.

Приведенные результаты исследований показывают возможность практического использования явлений пьезоэлектрического и трибоэлектрического эффектов на различных стадиях технологического процесса приготовления формовочных песков и смесей.

Таблица 2

Зависимость свойств песчано-глинистых смесей от режима приготовления

Состав смеси, мас. ч.				Физико-механические свойства смеси					
				без предварительного перемешивания сухого песка			с предварительным перемешиванием сухого песка		
Кичигинский песок марки КОЗ 15	ЛСТ $\gamma=1270-1300$ кг/м ³	Бускульская глина	Древесные опилки	Прочность на сжатие в сыром состоянии, МПа	Влажность, %	Газопроницаемость, ед.	Прочность на сжатие в сыром состоянии, МПа	Влажность, %	Газопроницаемость, ед.
100	1,0	16	–	0,04–0,06	6,0–0,7	≥ 80	0,05–0,07	6,0–7,0	≥ 80
100	1,0	20	2	0,055–0,065	6,5–7,5	≥ 80	0,065–0,075	6,5–7,5	≥ 100
100	1,0	20	4	0,055–0,065	6,0–7,0	≥ 100	0,065–0,08	6,5–7,0	≥ 100

2. Отверждение стержней под воздействием токов высокой частоты

Формовочные и стержневые смеси представляют собой гетерогенную систему, состоящую из жидкой, твердой и газообразной фаз.

При перемешивании составляющих и смеси в электрическом поле они заряжаются по-разному. В общем случае частицы гетерогенного материала различаются электропроводностью и другими параметрами, и воздействие электрического поля отражается на свойства смеси неравнозначно. Так, наблюдается макроструктурная поляризация, обусловленная тем, что каждая частица, имеющая разноименные заряды, может быть употреблена диполем, которая ведет себя, как громоздкая поляризационная молекула.

Формовочные и стержневые смеси относятся к диэлектрикам. В стержне, помещенном между двумя параллельными электродами – металлическими (медными) пластинами 4 (рис. 2), присоединенными к высокочастотному генератору 2, возникает высокочастотное переменное поле. Это вызывает молекулярное движение и способ-

ствует выделению тепла за счет межмолекулярного трения, что приводит к повышению температуры стержня и ускорению процесса отверждения до нескольких мин. При этом обеспечивается $U = 20 \text{ В}$, $f_j = 13,56 \text{ МГц}$.

В исследованиях применялась смесь следующего состава (мас.ч.): кварцевый песок марки Об1К02А – 100, огнеупорная глина марки НУ-1 – 1,0, АХФС от 2 до 6, порошкообразный отвердитель – алюминиевая пудра марки ПАП-1 в количестве от 0,1 до 3,0. Сухие составляющие с песком перемешивали в течение 2 мин в бегунах модели 018М, со связующим АХФС – 2 мин. Стандартные цилиндрические образцы после выдержки их на воздухе в течение 10 мин устанавливали на нижнюю обкладку рабочего конденсатора 4 (см. рис. 2). С помощью регулировочного винта 14 приводили в соприкосновение верхнюю обкладку рабочего конденсатора 4 с торцевой поверхностью цилиндрического образца 11 и подавали напряжение 20 В. Видно, что с повышением содержания АХФС при диэлектрическом нагреве наблюдается рост прочностных свойств. При этом существен-

ное влияние оказывает применение добавки – алюминиевой пудры ПАП-1 (рис. 3). С увеличением содержания в смеси АХФС наблюдается одновременное повышение сопротивления R смеси и прочности на сжатие.

При содержании в смеси 2% АХФС увеличение расхода отвердителя алюминиевой пудры ПАП-1 от 0,1 до 0,5% приводит к незначительному изменению $\sigma_{сж}$ до 30 мин прогрева стержня. Дальнейшее повышение продолжительности выдержки способствует росту $\sigma_{сж}$ до 1,3 МПа (при 60 мин). При увеличении соотношения $K = Ж/Т = \text{связующее/отвердитель}$ наблюдается ускорение процесса в 4–10 раз отверждения и достижение оптимальных свойств при более коротком цикле диэлектрического нагрева. Отмечается существенное снижение прочности смеси на сжатие при увеличении расхода АХФС от 3 до 6% в первые 30 мин отверждения. Однако дальнейшая их выдержка, особенно в период между 30 и 60 мин прогрева, приводит к резкому росту $\sigma_{сж}$. Увеличение расхода алюминиевой пудры, т.е. при сниже-

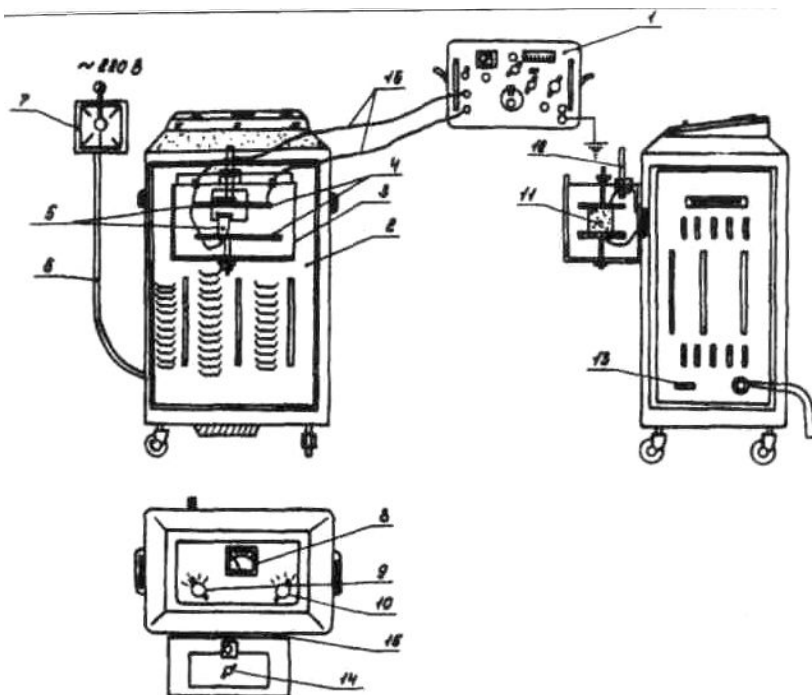


Рис. 2. Схема установки ТВЧ мощностью 13,56 МГц для исследования процесса отверждения стержней:

- 1 – мост переменного тока; 2 – генератор ТВЧ; 3 – камера рабочего конденсатора; 4 – обкладки (медные пластины) рабочего конденсатора; 5 – медные шины многослойные; 6 – кабельный ввод; 7 – рубильник; 8 – вольтметр Э-421; 9 – ступенчатый переключатель; 10 – регулятор тока; 11 – испытуемый образец (стержень); 12 – шинный разъединитель; 13 – предохранительная ячейка; 14 – регулировочный винт; 15 – изоляторы

нии коэффициента $K = \mathcal{J}/T$, наблюдается достижение оптимума $\sigma_{сж}$ при более коротком прогреве и снижении $\sigma_{сж}$ при дальнейшем прогреве, что связано с повышением осыпаемости смеси. Увеличение цикла отверждения при повышении расхода связующего АХФ связано с ростом влажности смеси. Определение влажности проводили по ГОСТ 23409.5-78. Достижение оптимального значения $\sigma_{сж}$ зависит от содержания алюминиевой пудры и величины подводимого напряжения к обкладке рабочего конденсатора.

При тепловой сушке достижение оптимальной прочности стержней из смеси с 5% АХФС происходит лишь через 120–150 мин при 483 К.

Во время сушки стержней ТВЧ проводили замер температуры прогрева с помощью термопары и определение влажности. Интенсивный рост температуры и снижение влажности стержня происходит в первые 10 мин, а затем температура стержня практически остается постоянной с тенденцией к снижению при длительной выдержке. Это характеризует завершение процесса отверждения за счет протекания физико-химических реакций между связующим, отвердителем и наполнителем и уменьшение диэлектрических потерь. Для каждого состава смеси существует оптимальное время диэлектрического нагрева. Так, время достижения высоких прочностных свойств составляет 20 мин. С увеличением напряжения на обкладках конденсатора (см. рис. 3) до 40 В повышается скорость отверждения стержней из фосфатных смесей. Однако при сушке песчано-глинистых смесей это может привести к взрывообразному удалению влаги из них.

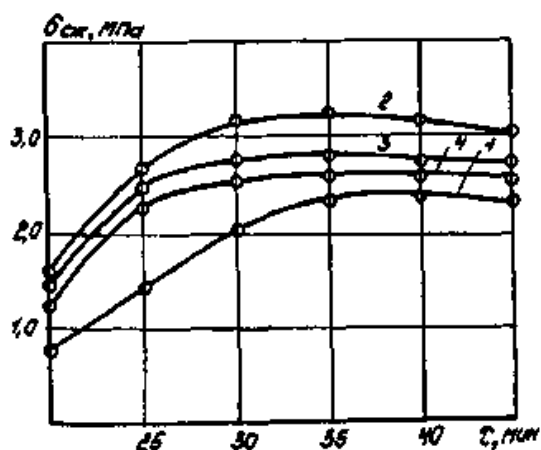


Рис. 3. Зависимость прочности ХТС на сжатие с 3% АХФС, отверждаемой алюминиевой пудрой ПАП-1, от продолжительности диэлектрического нагрева: 1 – 0,2% ПАП-1; 2 – 0,4% ПАП-1; 3 – 0,6% ПАП-1; 4 – 0,8% ПАП-1

Таким образом, вполне очевидно, что способ отверждения стержней в электрическом поле высокой частоты 13,56 МГц позволяет резко сократить цикл отверждения стержней из фосфатных смесей по сравнению с существующим тепловым способом сушки и повысить производительность труда.

3. Формирование свойств смесей под действием электрических сил

Совершенствование технологических процессов производства отливок требует изыскание новых способов улучшения свойств формовочных материалов и смесей.

В работах [9, 10 и др.] установлен факт повышения уплотняемости, текучести, прочности и изменения других свойств смесей под действием электрических и магнитных сил. Однако теоретические аспекты этих вопросов остаются еще во многом противоречивыми и малоизученными. Это можно объяснить значительными трудностями, с которыми сталкиваются исследователи при изучении отмеченных вопросов. Вероятно, поэтому до настоящего времени удовлетворительно не объяснены изменения, которые происходят под действием электрических сил даже в относительно простых системах, не говоря уже о такой сложной композиции, какой является формовочная смесь. Отсюда вытекает необходимость высказать, опираясь на имеющийся практический и теоретический материал, некоторые гипотезы о механизме формирования прочности и изменения других свойств формовочных смесей под действием электрических и магнитных сил.

Исследование влияния электрической энергии на прочность песчано-глинистой смеси проводилось на стандартных цилиндрических образцах, изготовленных из ПГС с 8 мас.ч. огнеупорной глины марки НУ-1.

В работе изучалось действие на образец формовочной смеси переменного, постоянного и импульсного тока с помощью установки, приведенной на рис. 4.

Величина переменного тока регулировалась с помощью автотрансформатора ЛАТР-1. Постоянный ток получали от выпрямителя, напряжение на выходе которого изменяется от 0 до 400 В. Импульсный ток поступал от конденсатора емкостью $1,2 \cdot 10^{-6}$ Ф, заряженного до напряжения $7-12 \cdot 10^3$ В.

Во всех случаях ток пропускали от одного основания цилиндрического образца к другому. Сопротивление образца смеси составляло около 2000 Ом. После пропускания тока определялась прочность образца смеси на сжатие в сыром состоянии.

Исследования показали, что действие переменного тока на образец не приводит к заметному изменению прочности смеси. Пропускание постоянного и импульсного тока сопровождается повышением прочности, величина которой зависит от количества энергии (W), внесенной в образец током. При обработке смеси импульсным током энергия одного разряда составляла 30 Дж.

Величина прироста прочности смеси находится в зависимости от величины энергии, внесенной в смесь при обработке как постоянным, так и импульсным током. Поэтому нами принято связывать прочность образца смеси с энергией тока или в общем виде, величину упрочнения (%):

$$\frac{\Delta\sigma}{\sigma_0} = \frac{\sigma_1 - \sigma_0}{\sigma_0} \cdot 100\%,$$

равной отношению разности прочности образцов смеси до σ_0 и после обработки σ_1 к исходной прочности σ_0 смеси с объемной плотностью тока в образце.

Максимальная величина упрочнения составляет 27% (для данного состава смеси). Одной и той же степени упрочнения смеси при обработке ее постоянным и импульсным током соответствуют идентичные значения плотности электрической энергии при любом режиме обработки. Поэтому упрочнение можно выражать в функции объемной плотности электрической энергии, затраченной на обработку. Предлагаемая форма выражения изменения свойств смеси позволяет сравнить эффективность и оценить целесообразность различных методов электрообработки.

Упрочнение связано с повышением уплотняемости смеси и возрастает с увеличением плотности электрической энергии в образце. Прочность образца смеси (с содержанием 8% огнеупорной глины НУ-1) на сжатие в сыром состоянии при электрообработке повышается с 0,029 до 0,037 МПа. Упрочнение ($\Delta\sigma W_{сж}$) составляет

$$\Delta\sigma W_{сж} = 0,008 \text{ МПа} = 8000 \text{ Н/м}^2.$$

Приращение прочности $\Delta\sigma W_{сж}$, т.е. увеличение разрушающего усилия ΔF , рассчитанное на единицу поверхности (S), равно увеличению потенциальной энергии взаимодействия (ΔW) частиц песка (энергия связи), рассчитанной на единицу объема (V), т.е.

$$\Delta\sigma W_{сж} = \frac{\Delta F}{S} = \frac{\Delta W}{V} = 80000 \text{ Н/м}^2 = 8000 \text{ Дж/м}^3.$$

Известна совершенно аналогичная зависимость упрочнения формовочной смеси от времени сухого перемешивания кварцевого песка в бегунах, причем максимальная величина упрочнения также составляла 25–30%. В этом случае упрочнение обусловлено совместным действием пьезо- и трибоэффекта, по-видимому, аналогичным электрообработке током.

В работе [9] достигнуто улучшение прочности, уплотняемости, текучести и других свойств формовочной смеси в результате магнитной обработки воды и глинистой суспензии в пределах 25–35%.

Магнитную обработку воды и глинистой суспензии можно рассматривать как один из методов электрообработки, так как в воде и суспензии, протекающих в магнитном поле, возникают индукционные токи.

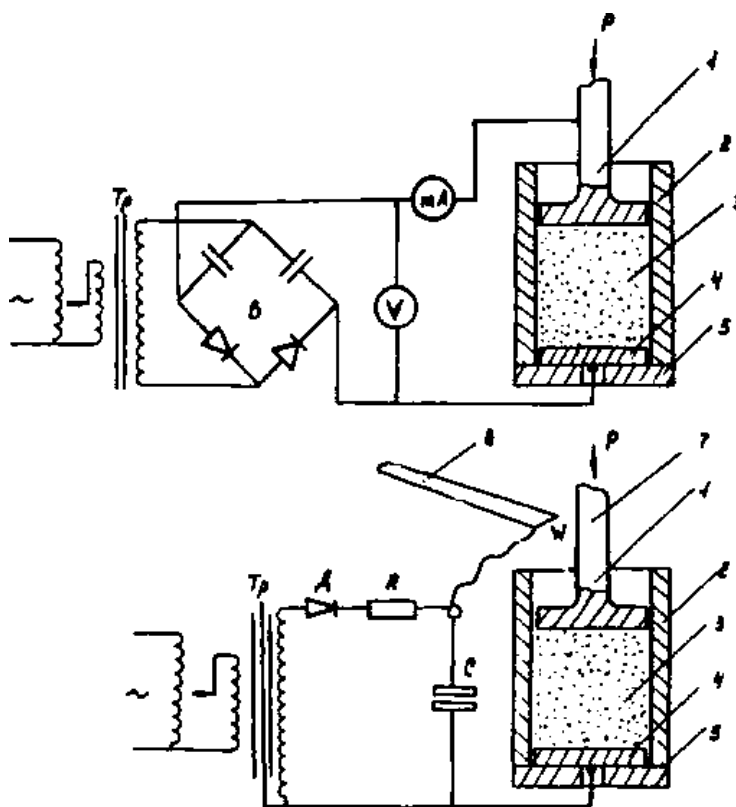


Рис. 4. Схема установки для уплотнения образца под воздействием переменного, постоянного и импульсного тока:

- 1 – уплотняющий электрод; 2 – изолирующий стакан;
- 3 – формовочная смесь; 4 – нижний электрод;
- 5 – изолирующее основание; 6 – изолирующая ручка;
- 7 – искровой разряд; Тр_п – повышающий трансформатор;
- Д – диод Д-1008; R – сопротивление 0,5 МОм;
- С – конденсатор 1.2·10⁻⁶ Ф; В – выпрямитель

Таким образом, при самых разных методах электрообработки максимальный эффект упрочнения практически оказался одинаковым. Это обусловлено тем, что механизм упрочнения и изменения уплотняемости, текучести и других свойств под действием электрических сил в рассматриваемых случаях один и тот же.

Поэтому можно считать целесообразным упрочнение и изменение других технологических свойств смеси при ее электрообработке выражать в функции объемной плотности электрической энергии, затраченной на обработку. Предлагаемая форма выражения зависимости свойств смеси от энергии обработки позволит сравнивать эффективность и оценивать целесообразность различных методов электрообработки смеси.

По данным [11 и др.] на поверхности твердых частиц, в частности кварца и глины, существует двойной электрический слой, образованный ионами водорода, гидроксильными группами и др. На поверхности песка и глины происходит спонтанная, униполярная ориентация диполей и ионов жидкости, которая образует диффузный слой ионов, способных перемещаться под действием электрических сил. Можно предположить, что приложенная к образцу смеси разность потенциалов способствует деформации двойного электрического слоя и поляризации частиц, составляющих смесь. При этом диполи жидкости располагаются не перпендикулярно поверхности, а приобретают преимущественную ориентацию по отношению к поверхности минеральных частиц (песка и глины). Диффузный слой ионов, окружающий частицы, также поляризуется, но в обратном направлении, уменьшая их общий дипольный момент. Деформация двойного электрического слоя приводит к появлению сил, способствующих усилению сцепления между частицами и действующих на расстоянии 1000 и более А [12].

Для выяснения роли двойного электрического слоя (д.э.с.) в механизме упрочнения смеси необходимо сравнить энергию, внесенную током с энергией д.э.с. всех частиц необработанной смеси.

При среднем диаметре частиц $d_{cp}=0,315$ мм число зерен в одном кубическом сантиметре смеси составит примерно $n=3 \cdot 10^4$. Поверхность одного зерна $s=3 \cdot 10^{-3}$ см², а общая поверхность зерен в 1 см³ примерно составит 100 см². Если принять средний диаметр глинистых частиц за 2 мкм ($2 \cdot 10^{-4}$ см), то при 8% связующего поверхность частиц глины в 1 см³ смеси составит примерно 300 см², а общая поверхность д.э.с. в 1 см³ смеси будет ориентировочно равна 400 см². Энергию д.э.с. можно подсчитать как энергию заряженного конденсатора. Толщина [9] двойно-

го электрического слоя составляет $x=10^{-6}$ см, поверхностная плотность зарядов – $\delta=4 \cdot 10^{-7}$ К/см². Энергия поля конденсатора с площадью пластин $s=400$ см² и расстоянием $x=10^{-6}$ см равна:

$$W = \frac{\delta^2}{2 \cdot \varepsilon \cdot \varepsilon_0} \cdot s \cdot x \approx 4,5 \cdot 10^{-6} \text{ Дж/см}^3,$$

где $\varepsilon=80$, $\varepsilon_0=8,85 \cdot 10^{-12}$ Ф/м; δ – поверхностная плотность электрических зарядов; ε , ε_0 – абсолютная диэлектрическая проницаемость среды.

Эта энергия почти в 2000 раз меньше той, которая остается в 1 см³ смеси после пропуска тока в виде потенциальной энергии взаимодействия частиц (энергия связи), приводящей к упрочнению смеси. Следует отметить, что в д.э.с. при обычных условиях ориентирована только 1/25... 1/30 часть всех имеющихся диполей. Следовательно, под действием электрических сил средняя плотность зарядов и энергия д.э.с. может увеличиваться в 25–30 раз, а в приконтактном слое между частицами, там где существует наибольшая плотность тока и напряженность электрического поля, плотность зарядов может достигать и большей величины – до ~0,01 Дж/см³. Она в зоне, по которой происходит разрушение образца, приводит к увеличению энергии д.э.с. в несколько сотен раз. Эта величина сравнима с количеством энергии, приводящей к упрочнению смеси.

При 5% связующего (воды) средняя толщина пленки на поверхности кварцевого зерна примерно равна $x \approx 5 \cdot 10^{-4}$ см. Можно считать, что это и будет среднее расстояние между взаимодействующими поверхностями зерен песка. Один контакт занимает 1,5–2% поверхности зерна, а так как зерно песка находится в контакте с несколькими другими, то примем, что общая площадь контактов составит ~10% поверхности зерен песка. То же самое относится и к частицам огнеупорной глины. Это составит 40 см² приконтактных поверхностей в 1 см³ формовочной смеси (s).

При разрушении образца образуется определенная поверхность скола под определенным углом к основанию образца. Можно считать, что на каждый см³ образца приходится 1,0–1,5 см³ скола. Так как разрушение образца происходит по приконтактному слою каждой частицы смеси, то истинная поверхность скола (S_0) составит 0,1–0,15 см² на 1 см³ смеси. В случае, когда смесь упрочнена обработкой током, на разрушение 0,10–0,15 см² приконтактных слоев частиц затрачивается дополнительно $8 \cdot 10^{-3}$ Дж энергии. Следовательно, энергия связи 1 см³ образца смеси равна:

$$W_c = \Delta\sigma \frac{s}{s_0} \frac{8 \cdot 10^{-3} \cdot 40}{0,1} = 3,2 \text{ Дж/см}^3.$$

Эта величина сравнима с величиной энергии тока, внесенной в смесь при ее обработке (энергии активации), равной 8 Дж/см³. Энергия связи (W_c), приводящая к упрочнению формовочной смеси, равна разности энергии упрочнения ($W_{упр}$) и энергии активации ($W_{акт}$):

$$W_c = W_{упр} - W_{акт}.$$

Отсюда энергия упрочнения

$$W_{упр} = W_{акт} + W_c = 11,2 \text{ Дж/см}^3.$$

При обработке формовочной смеси переменным током движение ионов также существует, однако, за каждый полупериод тока смещение происходит в противоположную сторону. Поэтому в этом случае движение ионов в при контактной области зерен не усиливается, хотя напряженность поля может быть достаточна для активации водородных ионов и деформации д.э.с. Ионы водорода не могут сконцентрироваться в указанной области и обеспечить стабилизацию упрочнения смеси. Известно, что водородные связи разрушаются при нагревании. Вероятно, поэтому при длительной электрообработке или при большей мощности тока, т.е. повышенной плотности энергии, наблюдается нагрев смеси и снижение ее прочности. Предварительное смачивание песка перед электрообработкой не дает эффекта повышения прочности ни при перемешивании, ни при обработке током [10], вероятно, потому, что поле, образующееся в проводящей пленке связующего, окружающей зерно песка, получается слишком слабым, чтобы стимулировать образование водородных связей и деформацию двойного электрического слоя.

Как известно [9, 10 и др.], упрочненное состояние смеси сохраняется и после снятия внешнего электрического поля, следовательно, объяснить упрочнение только деформацией д.э.с. неправильно. Необходимо считать, что процесс упрочнения смеси является многофакторным, и, следовательно, нужно учитывать и другие виды связи, образующиеся под действием электрических сил.

Полагаю, что с одним из таких механизмов может быть образование водородных связей, т.е. объединение разных ионов ионами водорода. Прямым доказательством этого может служить изменение удельного сопротивления (ρ) и водородного показателя (pH) суспензии формовочной смеси и ее осветленной части при предварительном сухом перемешивании песка в бегунах (см. табл. 1).

Из табл. 1 видно, что при переходе от режима перемешивания А к режиму Г удельное сопротивление осветленной части возрастает в 2,6 раза, а концентрация водородных ионов уменьшается в 2,7 раза. Такое изменение ρ и pH возможно лишь тогда, когда электропроводность обусловлена, в основном, ионами водорода, обладающими наибольшей подвижностью. В этом случае

$$\rho = \frac{1}{n \cdot e \cdot k},$$

где n – концентрация водородных ионов; k – их подвижность; e – элементарный заряд.

Эксперименты показали, что в результате электрообработки происходит обеднение ионами водорода жидкой части суспензии и связывание этих ионов в д.э.с. минеральных частиц.

Можно предположить, что усиление и стабилизация д.э.с. частиц формовочной смеси во всех случаях происходит за счет образования водородных связей. Причем образование этих связей должно происходить не на всей поверхности частицы, а в основном в приконтактной зоне д.э.с. Так, в наших опытах за промежуток времени, равный постоянной разряда $\tau = R \cdot c = 2,4 \cdot 10^{-3}$ с, где R – сопротивление образца; c – емкость конденсатора при средней напряженности электрического поля в образце $E \approx 7 \cdot 10^4$ В/м и подвижности (k) водородных ионов $k = 3 \cdot 10^{-7}$ м²/В·с, ионы водорода могли сместиться на расстояние $l = k \cdot E \cdot \tau = 5 \cdot 10^{-5}$ м. За 30 разрядов, необходимых для максимального упрочнения образца, ионы водорода могут сместиться на величину уплотнения, тем самым образуя в местах контакта между частицами водородные связи.

Аналогичные изменения водородного показателя, суспензионного эффекта (ΔpH) и электросопротивления суспензий формовочных смесей обнаружены в случае применения воды и глинистой суспензии, прошедших предварительную магнитную обработку [9].

Уменьшение концентрации водородных ионов подтверждается также уменьшением интенсивности и сужением полос поглощения инфракрасных спектров воды и глинистой суспензии плотностью 1,25 г/см³, прошедших магнитную обработку [9].

Таким образом, вполне очевидно, что упрочнение формовочных и стержневых смесей на водосодержащих связующих материалах и различных видах электрообработки происходит за счет образования водородных связей в двойном электрическом слое минеральных частиц.

Библиографический список

1. Берг П.П. Формовочные материалы. М.: Машгиз, 1963. 408 с.
2. Использование трибо- и пьезоэлектрического эффектов в приготовлении смесей / Васин Ю.П., Бортников М.М., Илларионов И.Е. и др. // Литейное пр-во. 1979. № 8. С. 25–26.
3. Пархоменко Э.И. Электрические свойства горных пород. М.: Наука, 1965.
4. Гудков А.С. и др. Основы поисков и разведки месторождений пьезооптических минералов. М.: Гостехиздат, 1960.
5. Воларович М.П., Соболев Г.А. Пьезоэлектрический метод геодезической разведки кварцевых и пегматитовых жил. М.: Наука, 1960.
6. Пархоменко Э.И. Явления электризации в горных породах. М.: Наука, 1968.
7. Олофинский Н.Ф. О применении электрических и других, связанных с ними, сухих методов обогащения в районах с ограниченными водными ресурсами // Теория и практика сепарации в электрическом и магнитном полях. М.: Наука, 1968. С. 20–45.
8. Машин А.Р. Электронно-струйная технология бетона и сборных железобетонных изделий. Саратов: Приволж. кн. изд-во, 1968. 288 с.
9. Илларионов И.Е. Исследование уплотняемости и текучести песчано-глинистых формовочных смесей при высоком давлении прессования: Дис. ... канд. техн. наук. Челябинск, 1973. 273 с.
10. К вопросу о влиянии постоянного тока на физико-механические свойства формовочных смесей / Васин Ю.П., Пашнин М.И., Илларионов И.Е. и др. // Прогрессивные технологические процессы в литейном производстве. Хабаровск, 1972. С. 44–46.
11. Толстой Н.А. и др. Жесткий электрический дипольный момент коллоидных частиц // Исследования в области поверхностных сил. М.: Наука, 1967. С. 56–78.
12. Дерягин Б.В., Кротова Н.А. Адгезия. М.; Л.: Изд-во. АН СССР, 1949. 244 с.

УДК 621.74:669.13.25.046(043)

В. М. Колокольцев, Е. В. Петроченко, Б. В. Воронков

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ СТРУКТУРЫ БЕЛЫХ ЧУГУНОВ И ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ

Перспективными инструментальными и конструкционными материалами, в которых сочетаются повышенные прочность, пластичность, износостойкость, жаропрочность, жаростойкость и др., являются литые композиции из мягкой матрицы и упрочняющей фазы. Значительную группу литых композитов составляют комплексно-легированные белые чугуны с инвертированной структурой и высокотвердыми карбидами, вызывающими композиционное и дисперсионное упрочнение сплава. Свойства комплексно-легированных чугунов зависят от характера карбидной фазы и металлической основы (матрицы). Требования к структуре чугуна определяются условиями эксплуатации конкретных изделий. Металлическая матрица должна обладать достаточной прочностью, чтобы не разрушаться при приложении нагрузок при нормальных и повышенных температурах, и вязкостью, чтобы препятствовать выкрашиванию карбидов. Эвтектическая структура должна иметь композиционный характер.

Были разработаны белые чугуны, легированные комплексами V–Cu–Ti–B, V–Cr, V–Cr–Mo, Cr–Mn–Ni–Ti, Cr–Mn–Ni–Al, Cr–Mn–Ni–Nb, с ин-

вертированной микроструктурой и значительным композиционным упрочнением. Исследована структура и свойства этих чугунов в зависимости от химического состава и кинетических условий кристаллизации.

Структуру, фазовый состав чугунов и оксидных слоев исследовали с помощью металлографического, рентгенографического и электронографического методов.

Количественный металлографический анализ, автоматизированную обработку результатов измерения микротвердости проводили на анализаторе изображений Thixomet.

Межфазное распределение легирующих элементов определяли с помощью сканирующего электронного микроскопа с рентгеновским микроанализатором LEO 430 pi.

Химический состав оксидных и подоксидных слоев исследовали на спектрометре тлеющего разряда.

Окалиностойкость образца оценивали весовым методом по увеличению массы образца (г/м^2). Ростоустойчивость оценивали по изменению длины (%).

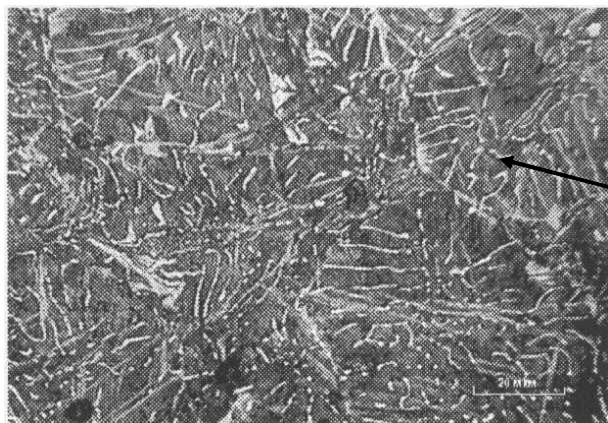
Испытание на износостойкость проводили при трении о жестко и нежестко закрепленный абразив на лабораторных установках.

Температуры и энтальпии фазовых переходов, окислительную стабильность исследовали на приборе синхронного термического анализа NETZSCH model STA 409 PC Luxx.

В структуре исследованных сплавов присутствуют следующие виды эвтектик: двойные эвтектики (γ +карбид легирующего элемента, (γ +легируемый цементит), тройные эвтектики (γ +карбид легирующего элемента+легируемый цементит, γ +МС+ M_7C_3 и др.). Эвтектические композиции в зависимости от химического состава и скорости охлаждения при кристаллизации могут иметь различный характер: волокнистый, зернистый пластинчатый, стержневой и др.

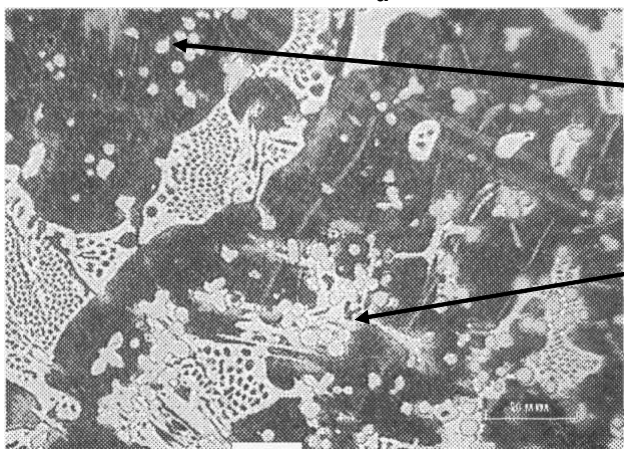
Примером полностью инвертированной структуры эвтектики является аустенитно-ванадиево-карбидная в белых ванадиевых чугунах.

В сплавах, содержащих 2,5% углерода и 7,0% ванадия, кристаллизация происходит практически без образования эвтектического цементита.



Волокнистая
эвтектика
A+VC

а



Зернистая
эвтектика
A+VC

A+VC+Fe₃C

б

Рис. 1. Микроструктура ванадиевых чугунов, залитых в песчано-глинистую форму (ПГФ)

Структура чугуна в основном состоит из тонко-разветвленных волокнистых или компактных эвтектических карбидов ванадия и перлитной матрицы (рис. 1, а, б).

С повышением содержания углерода до 3,0% инверсия чугуна становится неполной, увеличиваются количество и размеры колоний ледебуритоподобной составляющей до 25–27%, которая располагается в виде сплошной или частично разорванной сетки по границам колоний двойной эвтектики (см. рис. 1, б). Уровень микротвердости матрицы литых ванадиевых чугунов примерно одинаков, увеличивается с повышением концентрации углерода и незначительно возрастает с увеличением концентрации ванадия от 4600 до 5800 МПа.

Максимум износостойкости, твердости и прочности достигается при содержании в чугуне 2,6–3,0% С. При содержании менее 2,6 и более 3,0% С износостойкость чугуна резко падает. В первом случае снижение износостойкости вызвано уменьшением общего количества карбидной фазы, во втором – инверсия структуры чугуна становится неполной и, кроме того, образуются крупные карбидные включения, которые в процессе испытания выкрашиваются и увеличивают износ.

При оптимизации были определены оптимальные концентрации ванадия и углерода, масс. %: 2,6–3,0 С; 5,0–8,0 V. Именно при таком соотношении ванадия и углерода формируется структура, обеспечивающая максимальную износостойкость чугунов исследованных составов. Недостаточно высокая износостойкость исследованных чугунов обусловлена перлитной структурой металлической основы и наличием сетки ледебуритоподобной составляющей.

Повысить свойства белых чугунов можно за счет изменения плотности (изменения количества карбидной фазы) и характера эвтектических композиций. Регулировать в эвтектике количество, тип и морфологию карбидной фазы чугунов, строение металлической основы можно скоростью охлаждения (заливка в различные типы форм) и дополнительным их микролегированием и модифицированием малыми добавками высокоактивных элементов. В качестве таких элементов были выбраны медь, титан, бор, кальций.

Структура чугунов, залитых в ПГФ, состоит из перлита различной дисперсности, карбидов ванадия разветвленной

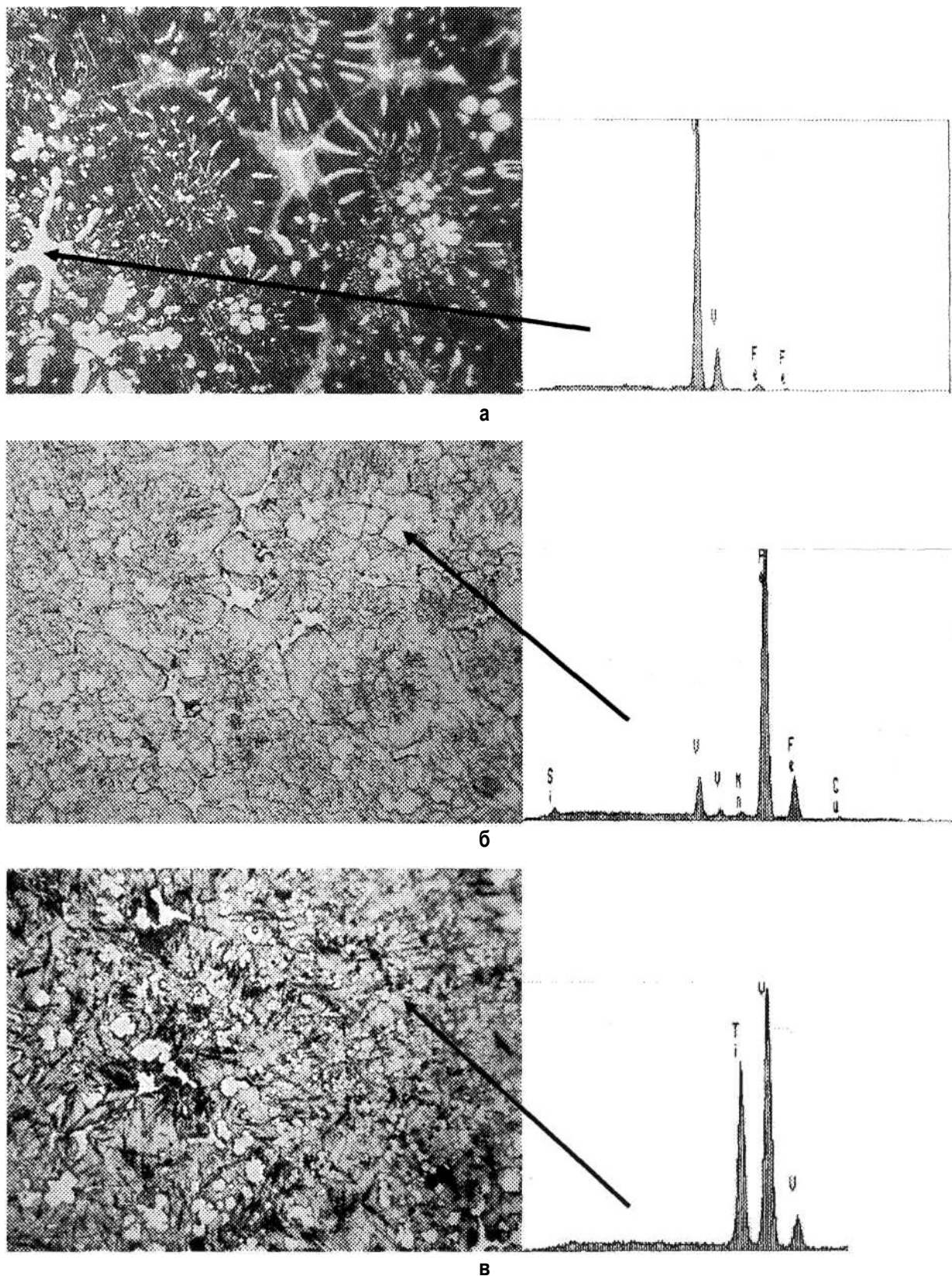


Рис. 2. Микроструктура комплексно-легированных ванадиевых чугунов, залитых в сухую ПГФ (а) и кокиль (б, в) и спектрограммы химического состава карбидов VC (а) и (Ti, V)C (б, в)

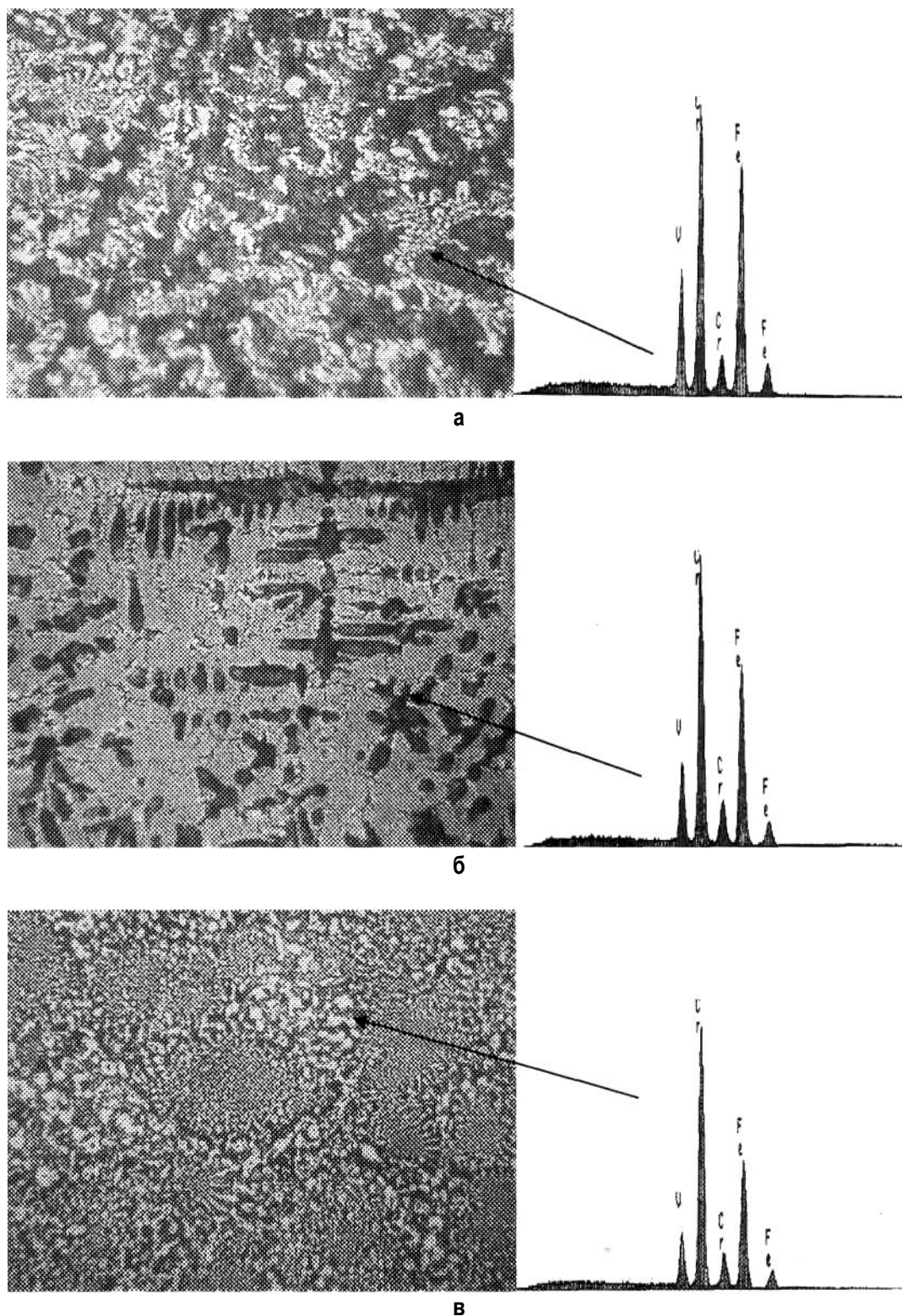


Рис. 3. Микроструктура доэвтектического чугуна и чугуна с эвтектиками $A + (Fe, Cr, V)_7C_3$ и $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$

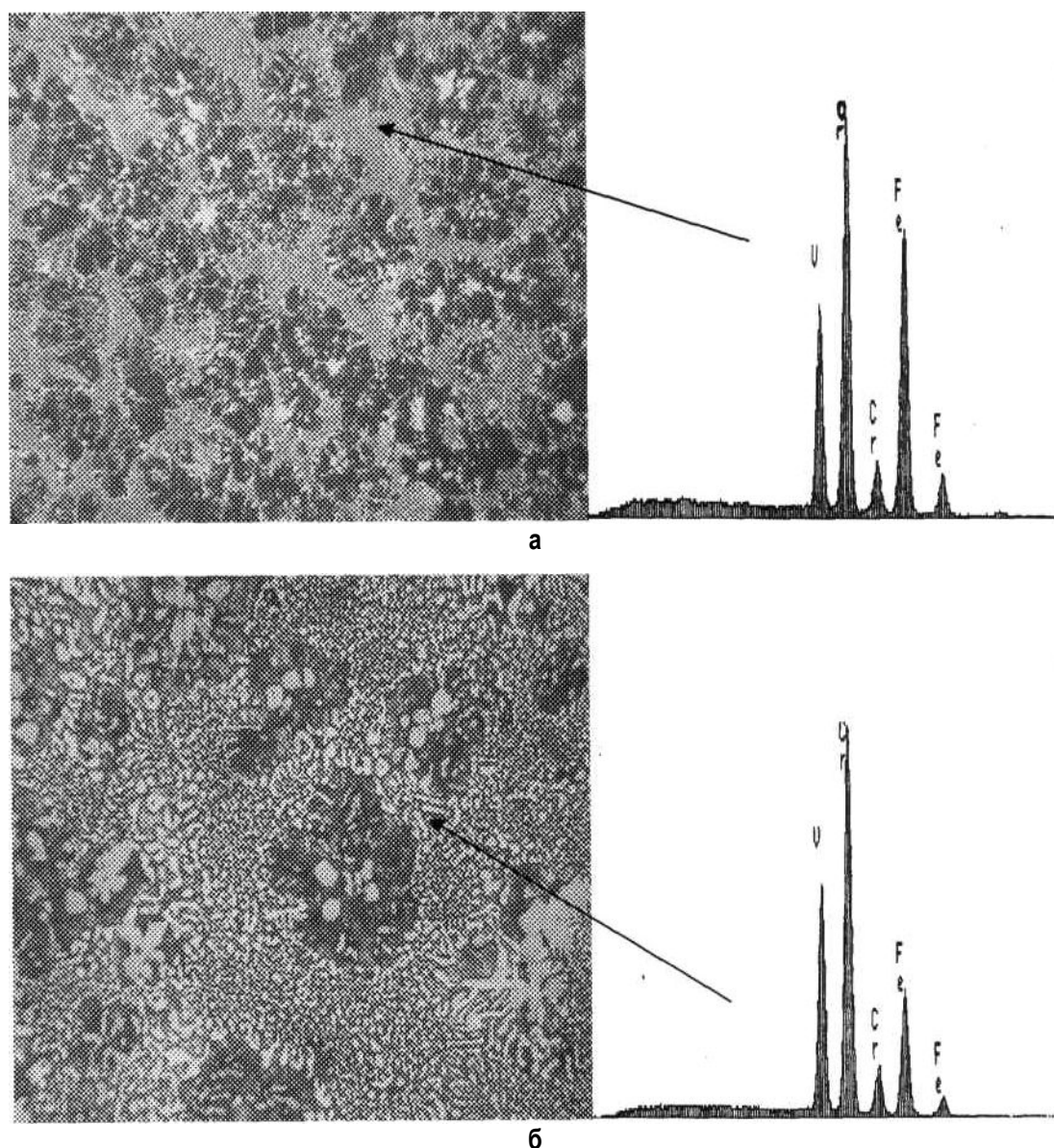


Рис. 4. Микроструктура эвтектик $A + VC$ $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$

формы и ледобурита. Структура чугунов, залитых в кокиль, изменяется от мартенситно-трооститной до мартенситно-аустенитной с различным количественным соотношением фаз с более мелкими карбидами ванадия. Увеличение скорости охлаждения при затвердевании (заливка в кокиль) изменяет форму и размеры карбидов. Карбиды ванадия становятся менее разветвленными, увеличивается дисперсность карбидов ванадия, двойной эвтектики и содержание в ней карбидной фазы (рис. 2).

Включения разветвленной формы представляют собой карбиды ванадия, а включения компактной формы – комплексные карбиды ванадия с титаном $(Ti, V)C$ (см. рис. 2). Образование в структуре чугунов комплексных карбидов $(Ti, V)C$

компактной формы приводит к повышению износостойкости в условиях трения о полужакопленный абразив. Микротвердость карбидов ванадия 20000–22000 МПа, у комплексных карбидов выше – до 27500 МПа. Модифицирование титаном приводит к диспергированию карбидной фазы. Увеличение содержания титана в составе комплексных карбидов повышает их компактность и дисперсность. Количество ледобурита сокращается в 2–3 раза. Микроструктура матрицы – 4000–55000 МПа (сухая ППФ), 6000–8000 МПа (кокиль).

В чугунах, легированных комплексом V–Cr, присутствуют сложные карбиды переменного состава $(Fe, Cr, V)_x C_{1-x}$, содержащие 26,0–48,0% железа, 41,0–52,0% хрома, 9,0–22,0% ванадия, и кар-

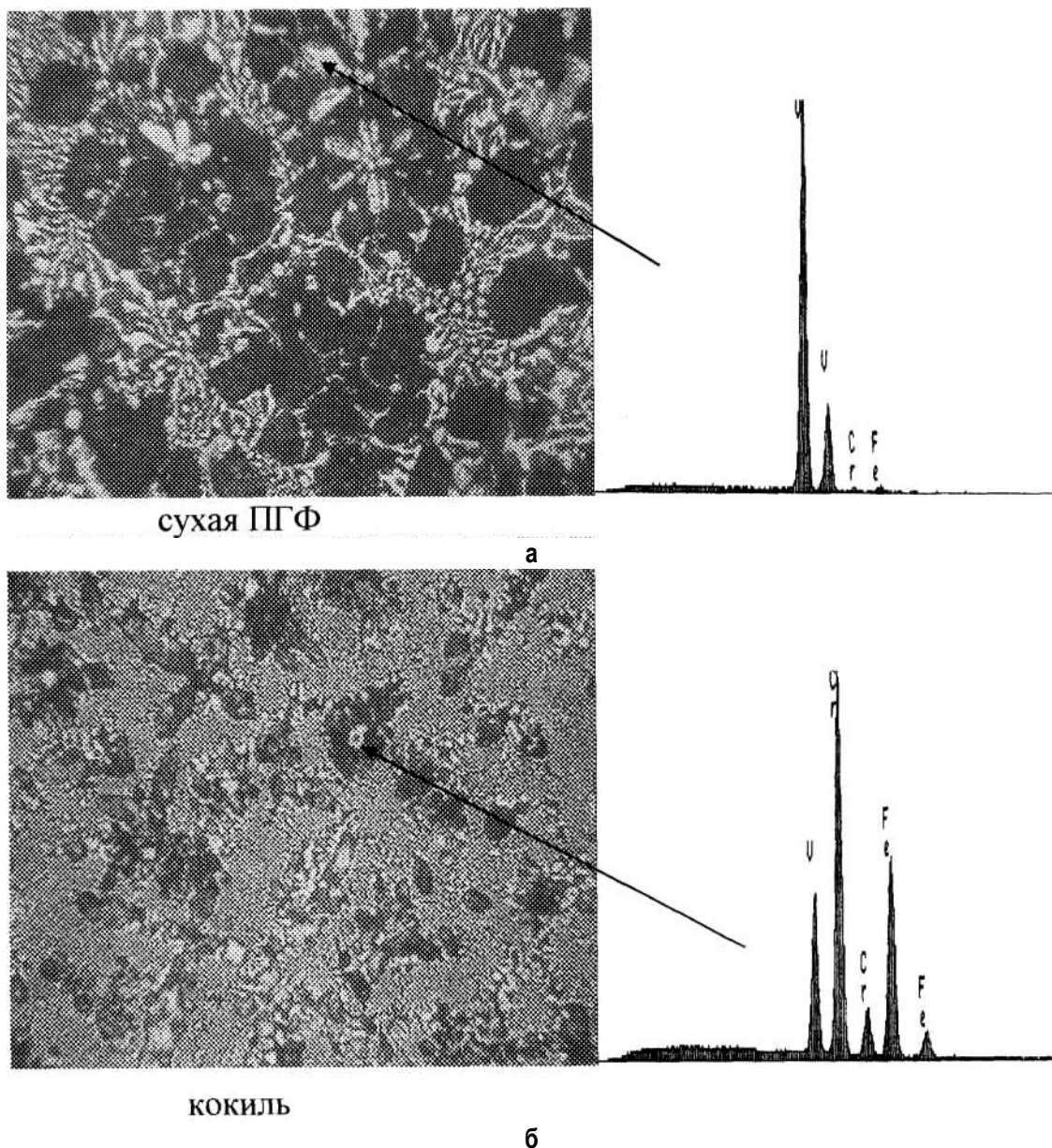


Рис. 5. Микроструктура хромованадиевых чугунов, залитых в сухую ПГФ (а) и кокиль (б)

бид ванадия VC, который ограниченно растворяет железо (до 2,0–5,0%), несколько больше – хром (8,0–16,0%). Микроструктура металлической основы в зависимости от химического состава и условий охлаждения – ферритная, перлитная и мартенситно-аустенитная.

После завершения кристаллизации и затвердевания в этих сплавах формируются следующие структуры:

– доэвтектическая структура, состоящая из избыточных дендритов аустенита (или продуктов его распада) и тройной эвтектики $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$ розеточного строения (рис. 3, а, б). С возрастанием содержания хрома снижается количество и

размеры дендритов первичного аустенита, растет дисперсность и объемная доля аустенитохромистокарбидной эвтектики (см. рис. 3, б);

– структура, состоящая из двух эвтектик – $A + (Fe, Cr, V)_7C_3$ и $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$ (рис. 3, в);

– структура, состоящая из двух эвтектик $A + VC$ и $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$;

– структура, состоящая из дендритов первичных карбидов VC и двух эвтектик $A + (Fe, Cr, V)_7C_3$ и $A + (Fe, Cr, V)_7C_3 + VC$.

Колонии аустенитованадиевокарбидной эвтектики имеют сферолитную форму (рис. 4, 5). В случае повышенной скорости охлаждения (литье в кокиль) меняется характер избыточной фазы: вместо

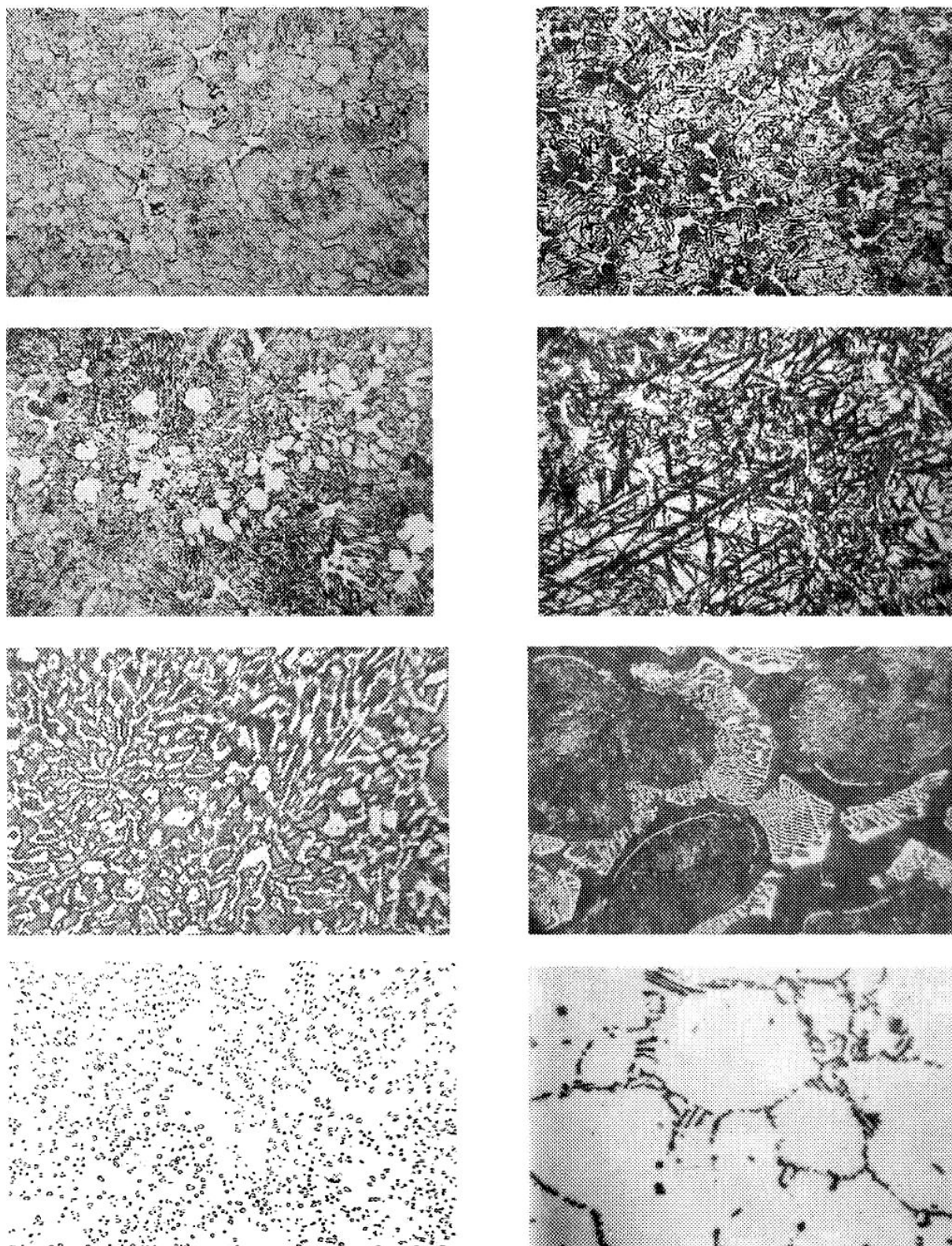


Рис. 6. Белые чугуны с аустенитной (а), мартенситно-трооститной (б), мартенситно-бейнитной (в) и мартенситно-аустенитной (г) металлической основой; с эвтектиками $A+C_{7}C_{3}$ (д); $A+(W, Fe)_{6}C$ (е); с зернистой $A+VC$ (ж) и пластинчатой $A+TiC$ (з)

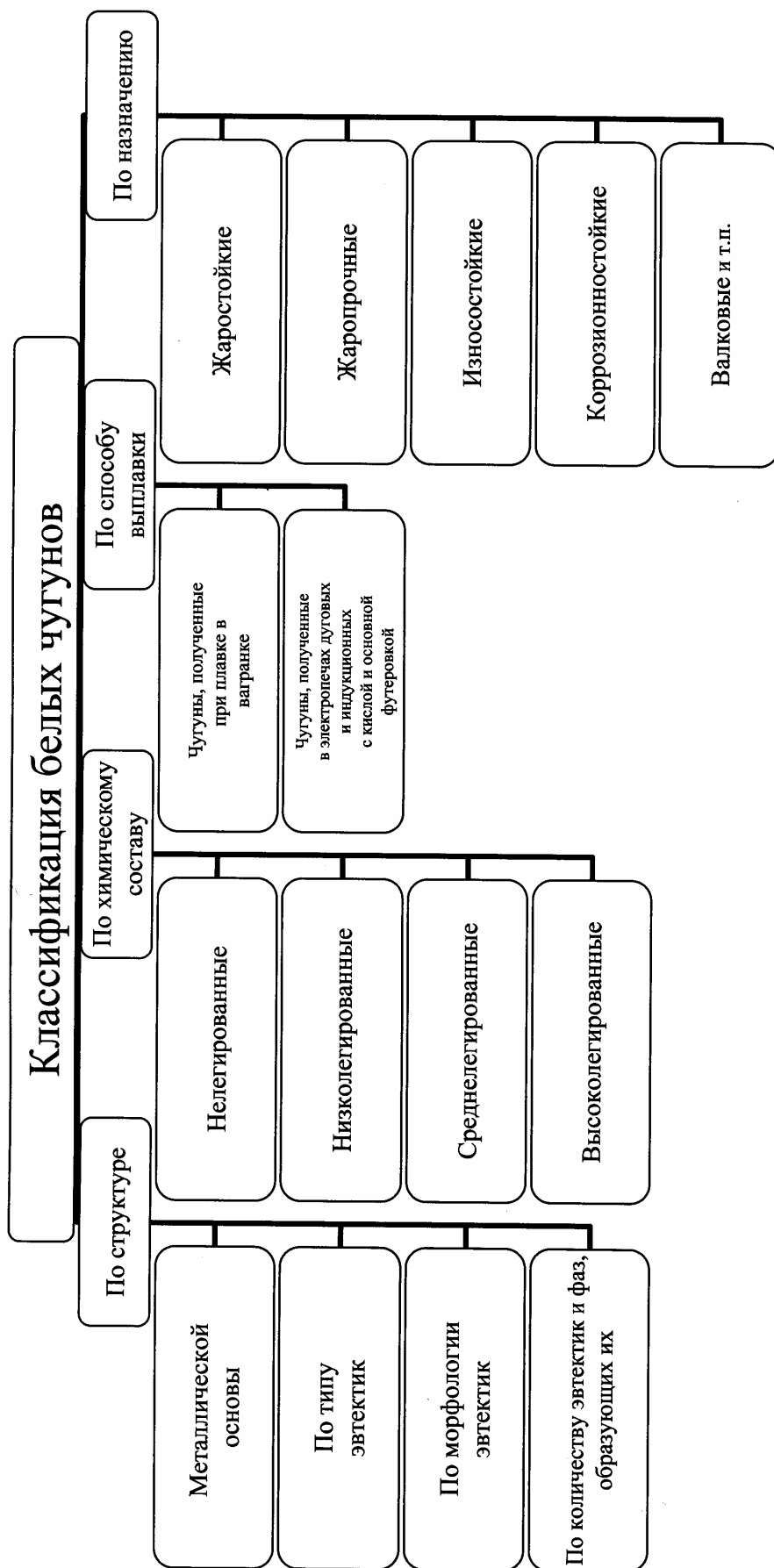


Рис. 7. Классификация чугунов

карбида ванадия (волокнистой и компактной формы) избыточной фазой становится комплексный карбид $(Fe, Cr, V)_7C_3$ (рис. 5, б). Эвтектические композиции кристаллизуются в интервале температур и имеют переменный состав (см. рис. 3–5).

Установлено, что изменением химического состава и скоростью охлаждения при затверждении можно регулировать тип и морфологию карбидной фазы, изменяя объем карбидных фаз, дендритов первичного аустенита, соотношение двойных и тройных эвтектик с различным расположением металлической основы и упрочняющей фазы, что обуславливает возможность применения отливок из этих сплавов в различных условиях абразивного изнашивания при нормальных и повышенных температурах.

Жаростойкость белых чугунов можно значительно повысить за счет легирования комплексом $Cr-Mn-Ni-Ti$. Окалиностойкость чугунов находится почти в прямой зависимости от содержания в них хрома. При легировании хромом жаростойкость резко повышается, что связано с образованием на поверхности чугуна прочной и тугоплавкой пленки оксида хрома Cr_2O_3 или оксидов шпинельного типа. Влияние никеля и марганца проявляется в общем улучшении структуры отливок, формировании стабильной аустенитной структуры металлической матрицы. Титан предназначен для модифицирования, обеспечивает чугуну требуемые жаростойкость, жаропрочность за счет стабилизирующего воздействия. При содержании хрома в оксидном слое более 30% формируется сплошная плотная с хорошим сцеплением с основным металлом оксидная пленка, предотвращающая дальнейшее окисление сплава.

В хромистых чугунах обнаружен эффект наследования состава оксидной пленки в зависимости от распределения хрома в поверхностном слое (рис. 6). Частицы карбидов хрома препятствуют росту пленки. Там, где есть карбиды хрома, пленка тоньше. Таким образом, увеличивая плотность хромистой эвтектики и при сохранении достаточной легированности хромом металлической матрицы, можно повысить окалиностойкость белых чугунов.

Проведенные исследования позволяют дать специальную классификацию чугунов по следующим основным признакам: по структуре, по химическому составу, по способу выплавки, по назначению (рис. 7).

По структуре специальные чугуны можно классифицировать по следующим признакам:

- **по типу металлической матрицы**, ферритные, перлитные, бейнитные, аустенитные, перлитно-ферритные, мартенситно-аустенитные, мартенситно-бейнитные, мартенситно-

трооститные, мартенситно-ферритные, ферритно-аустенитные;

- **по типу эвтектики:**

- с эвтектикой ледебурит – А+цементит (Fe_3C);
- с эвтектикой А+карбида типа M_7C_3 ;
- с эвтектикой А+карбида типа МС, например: VC, TiC, NbC;
- с эвтектикой А+карбида типа M_7C_3 и $M_{23}C_6$, например: $(Fe, Cr)_7C_3$ и $(Fe, Cr)_{23}C_6$;
- с эвтектикой А+ M_7C_3 и МС, например: $(Fe, Cr)_7C_3$ и VC, и др.;

- **по количеству эвтектик и фаз, образующих ее**, чугуны можно классифицировать на:

- чугуны с одной двойной эвтектикой;
- с двумя двойными эвтектиками (А+ M_3C и А+карбид легирующего элемента);
- с двойной и тройной эвтектиками (А+МС и А+МС+ M_3C ; А+МС и А+МС+ M_7C_3 , А+ M_7C_3 и А+МС+ M_7C_3);
- с двумя двойными и тройной эвтектиками (А+ M_3C , А+ M_7C_3 , А+ M_7C_3 +МС) и др.

- **по морфологии эвтектики:**

- волокнистая (А+VC);
- зернистая (А+VC);
- скелетовидная А+(W, Fe) $_6C$;
- стержневая (А+ Cr_7C_3);
- пластинчатая А+TiC и др.

По химическому составу специальные чугуны можно разделить на:

- нелегированные, состав которых различается содержанием основных элементов (углерода, кремния, марганца);
- низколегированные, суммарное содержание легирующих элементов не превышает 3,5%;
- среднелегированные, суммарное содержание легирующих элементов находится в пределах 3,5–10%;
- высоколегированные с содержанием легирующих элементов более 10%.

Также в зависимости от химического состава чугуны делятся на доэвтектические, эвтектические и заэвтектические, а по содержанию основного легирующего элемента на хромистые, никелевые, алюминиевые, кремнистые, марганцевые, хромомарганцевые, хромоникелевые, хромованадиевые, хромоникельмарганцевые, хромомарганцеванадиевые и др.

По способу выплавки чугуны делятся на:

- чугуны, полученные при плавке в вагранке; легированные чугуны в вагранках не выплавляют, редко выплавляют низколегированные;
- чугуны, полученные в электропечах: дуговых и индукционных с кислой и основной футеровкой.

По назначению специальные чугуны делятся на коррозионно-стойкие; жаростойкие; жаропрочные; износостойкие; антифрикционные; валковые и т.п.

ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 330.3:669

Н. Р. Кельчевская, Ю. А. Медяник

ИНТЕГРАЦИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ МЕТАЛЛУРГИИ: ПРИЧИНЫ И РЕЗУЛЬТАТЫ

Закономерность появления в современной российской экономике производственных объединений и сложных интегрированных структур вызвана целым рядом причин.

Во-первых, слабость современной российской банковской системы, финансовая недостаточность большинства промышленных предприятий, отсутствие крупных торговых структур неизбежно подталкивают их друг к другу в целях совместного выживания в рамках интегрированной структуры.

Во-вторых, как свидетельствует история мирового рыночного хозяйства, в нем существуют различные по масштабам операций и организационно-управленческим характеристикам типы промышленных структур. Причем при всей важности малого и среднего бизнеса основную роль в большинстве современных развитых рыночных экономик до сих пор играют именно крупные корпорации, а в ряде стран – своеобразные «мегаструктуры», включающие в себя промышленные компании, разного рода финансовые учреждения, в том числе банки, торговые, строительные и прочие фирмы.

Поэтому сегодня создание различных типов интегрированных структур – один из самых наиболее перспективных способов преодоления инвестиционного кризиса в стране.

Интеграционное направление реструктурирования предприятий оказывает разностороннее положительное воздействие на развитие отечественной экономики. Анализ направлений деятельности, структуры и истории ведущих предприятий металлургии позволяет, в частности, отметить следующие моменты:

– стабилизация производства. Интегрированные структуры создают благоприятные условия для объединения технологически и кооперационно-связанных предприятий. Например, «Группа Синара» – диверсифицированная компания, объединяющая предприятия различной отраслевой направленности. Основными бизнес-направлениями Группы являются машиностроение, финансовые услуги, девелопмент, агробизнес. В группу входят

следующие предприятия, контрольными пакетами которых с 2005 г. владеет «Группа Синара» как управляющая компания: ОАО «Орский машиностроительный завод», ведущее предприятие машиностроительной отрасли Оренбургской области по производству продукции для нефтегазового комплекса и продукции общего назначения; ОАО «Уральский завод железнодорожного машиностроения» – одно из самых молодых и динамичных предприятий Среднего Урала, запущенное в строй в 1981 году, традиционным направлением предприятия является производство бурового, металлургического оборудования и сварных металлоконструкций для строительной индустрии; ООО «Верхнесалдинский металлургический завод», организован на базе одной из промышленных площадок старейшего металлургического предприятия России – Салдинского металлургического завода. Завод специализируется на изготовлении горячекатаного сортового и фасонного проката из различных марок стали; ООО «Синара-Инвест», осуществляет брокерскую, дилерскую и депозитарную деятельность, занимается вопросами инвестиционного консультирования, доверительным управлением ценных бумаг, подготовкой документов для регистрации выпусков эмиссионных ценных бумаг; ОАО «Комбинат мясной Каменск-Уральский», ОАО «Полевское», ОАО «Каменское», ОАО «Центральный стадион», ОАО «Пансионат отдыха Бургас», ОАО Каменская коммунальная компания», ОАО «Полевская коммунальная компания»;

– финансовая стабилизация предприятий. В состав большинства интегрированных структур входят финансово-кредитные учреждения, сосредоточение в которых взаиморасчетов взаимодействующих предприятий – участников интегрированной структуры стабилизирует платежи между ними, снижает нагрузку на межбанковскую инфраструктуру, облегчает приобщение производства к рыночной конъюнктуре и ее изменениям. Например, «Евраз Груп» – интегрированная горно-

металлургическая группа, объединившая в 1991 г. в единый холдинг ныне ведущих, а тогда находящихся в состоянии кризиса, компаний-представителей металлургической, угольной, горнорудной и сталелитейной промышленности: Новокузнецкий металлургический комбинат (НКМК) является одним из лидеров российской металлургии. Он – крупнейший в России и один из ведущих в мире производителей рельсов. На его долю приходится около 7% всего выплавляемого в стране чугуна, 9% стали и проката и более 60% общего объема производства рельсов; Западно-Сибирский металлургический комбинат является крупнейшим в Сибири и самым восточным в Российской Федерации предприятием по производству стали, это металлургический комплекс, использующий «классические» технологии: производство чугуна из железной руды, производство стали кислородно-конвертерным методом, изготовление арматуры или заготовок методом непрерывного литья, а также горячий прокат на прокатных станах, оборудованных узлами из закаленного металла; Нижнетагильский металлургический комбинат является одним из крупнейших металлургических заводов в России, это предприятие с полным циклом производства стали, включающее группу компаний по добыче железной руды, коксохимическое производство, доменное производство и ряд сталелитейных и сталепрокатных заводов, также НТМК является крупнейшим в мире заводом по переработке обогащенных ванадием титаносодержащих руд с последующим извлечением ванадия в доменных кислородных печах и кислородных конвертерах с применением специальных технологий; Качканарский горно-обогатительный комбинат (КГОК) входит в пятерку крупнейших в России горнорудных предприятий, он разрабатывает Гусевогорское рудное месторождение, содержащее компонент ванадиевого сплава, пригодный для производства высокопрочных сортов стали – тех, что используются для изготовления строительных конструкций и производства нержавеющей стали. Помимо этого «Евраз Груп» включает в себя компании «Палини и Бертоли» в Италии, «Витковице Стил» в Республике Чехия и «Стратиджик Минералз Корпорейшн» («Страткор») со штаб-квартирой в США, а 23 января 2007 г. «Евраз Груп С. А.» (LSE:EVE) («Евраз») объявила об успешном завершении покупки «Орегон Стил Миллз, Инк.» (NYSE:OS) («Орегон Стил») путем слияния по упрощенной форме «Орегон Стил» с «Оскар Эквизишн Мерджер Саб, Инк.», дочерней компанией «Евраз»;

– ускорение научно-технического прогресса. Интегрированные структуры способствуют более

точной стратегической ориентации развития своих участников, как, например, Объединенная металлургическая компания (ОМК), в которую за 14 лет вошли многие известные предприятия металлургической отрасли России. В их числе Выксунский металлургический, Альметьевский трубный, Чусовской и Щелковский металлургические заводы, «Тубахинский кокс», Челябинский завод «Трубо-деталь». Многие из них, став частью ОМК, получили «второе дыхание». Например, одно из старейших металлургических предприятий России, Выксунский металлургический завод, несмотря на свой огромный потенциал, в конце 1990-х гг. был практически на грани остановки. Его вхождение в ОМК в 1999 году началось с полной перестройки системы управления и модернизации производства. В последующие годы в развитие производства на ВМЗ были направлены серьезные финансовые ресурсы: инвестиционная программа ВМЗ в 2003 году составила 65 млн долларов, а в 2004 – около 200 млн долларов, в 2005 году – свыше 300 млн. Сегодня ВМЗ – лидер на российском рынке труб и железнодорожных колес. Щелковский металлургический завод вошел в ОМК в 2000 году будучи практически банкротом. По оценке конкурсного управляющего системы технологической автоматизации завода были изношены на 100%, оборудование – на 50%. Здания и сооружения требовали капитального ремонта. ОМК реализовала на ЩМЗ крупную инвестиционную программу, в результате которой завод превращен в уникальное предприятие. ЩМЗ выпускает прецизионную полосу для теневых масок кинескопов. Всего два предприятия в мире – в Германии и Японии – производят продукцию аналогичного назначения;

– структурная трансформация (интегрированные структуры содействуют развитию механизма межотраслевого и внутриотраслевого перераспределения ресурсов на приоритетных направлениях развития нашей экономики) и улучшение инвестиционного климата посредством усиления интеграции банковского и промышленного капитала. В качестве примера можно привести успешное сочетание производственной и прочих направлений деятельности участников «Группы ОАО «ММК», являющейся вертикально интегрированной структурой и включающей более шестидесяти компаний одно- и разнонаправленного профиля деятельности. Направления деятельности обществ «Группы ОАО «ММК» и их отраслевая принадлежность разнообразны. Можно выделить производственное объединение, являющееся совокупностью участвующих в едином производственном цикле предприятий Группы (ОАО «Магнитогорский калибровочный завод», ОАО «Магни-

тогорский метизно-калибровочный завод «ММК-Метиз», ЗАО «Огнеупор», ЗАО «Магнитогорский завод прокатных валков» и так далее) и прочие общества Группы, включающие в себя: финансовые институты (ЗАО ИК «РФЦ», ЗАО «А-Капитал», ООО «Меком», ЗАО «ММК Finance S.A.», ООО «Регион», ООО «Метиз-Капитал»), общества, относящиеся к строительной отрасли (ЗАО «Строительный комплекс», ОАО «Магнитогорский ГИПРОМЕЗ»), ремонтные предприятия (ЗАО «Механоремонтный комплекс», ЗАО «Электроремонт», ЗАО «НПО «Автоматика», ЗАО «Металлургремонт-1», ООО «МРК-Ремонт», ООО «Ремпуть», ЗАО «Металлургспецстройремонт»), социальный блок (ООО «УК «ММК-Курорт», ООО «Абзаково», ООО «Санаторий «Юбилейный», ООО «Санаторий «Металлург», ООО «Аквапарк», ООО «Интерлюкс», ЗАО «Радиомагнит», ООО «ГЛЦ «Металлург-Магнитогорск»).

Подводя итог вышесказанному, можно сделать следующие выводы: решением проблемы создания в промышленном секторе экономики конкурентоспособных организационных структур является интеграция предприятий металлургии. Производственные объединения, холдинги, финансово-промышленные группы и другие виды интегрированных структур призваны стать ключевым звеном в институциональной основе реформируемой экономики, повысить ее конкурентоспособность как на мировых, так и на внутренних рынках, стать проводниками структурной перестройки

хозяйства. Интегрированные структуры помогают ставить экономические преграды против засилья поставщиков над потребителями, причем более результативно, чем при административных барьерах, налаживая конкурентоспособное производство, они помогают устранить монополизм, связанный с концентрацией выпуска конкретной продукции на одном предприятии. Становление мощных отечественных интегрированных структур уменьшает зависимость страны от импорта, способствует либерализации внешнеэкономических связей. В этой связи целесообразно добавить, что для повышения эффективности интегрированных структур необходимо продолжать:

– активно включать в их состав не только крупные, но и средние и даже мелкие предприятия, превращая их в крупных сателлитов и увязывая тесными кооперированными связями;

– расширить механизм создания в рамках их дочерних, зависимых компаний и совместных предприятий, в том числе и с привлечением зарубежного капитала;

– разнообразить виды и формы деятельности финансовых организаций в рамках групп, включая в их состав не только универсальные, но и специализированные банки, инвестиционные фонды и финансовые компании, позволяющие более гибко привлекать и использовать временно свободные финансовые ресурсы с уменьшением риска их потерь.

ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ПРОДУКТОВ ПИТАНИЯ

УДК 5434.544:[664.3+637.2]

И. А. Варламова, Н. Л. Калугина

ПРИМЕНЕНИЕ ОПТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВИТАМИНА Е В ПРОДУКТАХ ПИТАНИЯ

Витамин Е содержится в значительных количествах в природных маслах, в масле из зародышей пшеницы и других зерен, например сои и овса [9], в витаминизированных продуктах питания. Группа веществ, объединяемых общим названием «Витамин Е», включает несколько соединений – производных токола, являющихся природными антиоксидантами, которые предотвращают окисление ненасыщенных липидов, предохраняют от разрушения клеточные мембраны и вследствие этого широко применяются для профилактики и лечения ряда заболеваний [12]. Наиболее активным из этих соединений является D- α -токоферол [1].

Введение процедуры сертификации пищевых продуктов приводит к необходимости контроля содержания в них витаминов, и в первую очередь таких жизненно необходимых, как витамин Е (D- α -токоферол). В связи с чем возникла необходимость обобщения опыта применения оптических методов определения D- α -токоферола и систематизации различных аналитических подходов для решения проблемы определения этого витамина в сложных многокомпонентных системах, которые представляют собой продукты питания, применительно к условиям контрольно-испытательных лабораторий.

Ведущее место в анализе D- α -токоферола занимают хроматографические методы [2, 10–12]; также используются титриметрический, электрохимические методы, метод ПМР, метод активного кислорода [2], масс-спектрометрические методы [9] и т.д.

Наиболее доступными, достаточно чувствительными и широко применяемыми в лабораторной практике остаются оптические методы [2–8, 10, 12]. Для качественного и количественного колориметрического определения D- α -токоферола используется возможность его окисления с образованием окрашенных продуктов, химическая структура которых и их окраска разнообразны и зависят от характера окисления. Большое практическое применение нашел железопиридиловый

метод, основанный на окислении D- α -токоферола хлорным железом в присутствии α , α' -дипиридила или о-фенантролина [3, 4] и измерении окраски образовавшегося комплексного соединения. Возможно окисление D- α -токоферола концентрированной азотной кислотой с образованием о-токоферилхинона – окрашенного в красный цвет соединения [2].

Спектрофотометрический метод определения D- α -токоферола основан на измерении оптической плотности системы, содержащей D- α -токоферол в присутствии инициатора [2,2'-азобис(амидипропан)гидрохлорид] при $\lambda=234$ нм [9].

Аналитические возможности спектрофотометрических методов определения витамина Е в различных продуктах питания разнообразны. Так, в растительных маслах диапазон определяемых содержаний 30–255 мг/кг [2], в рыбопродуктах 3,2–18 мг/кг [6], в продуктах детского питания 8–52 [8].

Основным недостатком колориметрических методов определения витамина Е является их неспецифичность. Многие вещества, содержащиеся в исследуемых объектах, при окислении способны, подобно D- α -токоферолу, давать окрашенные продукты с аналогичным аналитическим сигналом [5]. С целью повышения селективности определения, посторонние мешающие вещества (каротиноиды, стеролы, витамин А) удаляют, применяя щелочное омыление спиртовым раствором КОН с добавкой антиоксидантов (пиригаллола, аскорбиновой кислоты) и последующей экстракцией токоферола из неомыленной части серноокислым эфиром [4, 6, 7], что значительно удлиняет и усложняет анализ. Кроме того, незначительное количество мешающих веществ остается в неомыляемой фракции, щелочное омыление небезразлично для D- α -токоферола, который нестойк в щелочной среде [5].

Перечисленных недостатков лишен флуориметрический метод, основанный на образовании флуоресцирующего красителя феназина при кон-

денсации окисленной формы D- α -токоферола – о-токоферилхинона – с о-фенилендиамином [8]. Авторы показали, что флуориметрический метод определения витамина E в продуктах детского питания имеет меньшую погрешность по сравнению с колориметрическими методами.

Рефрактометрическое определение [12] D- α -токоферола основано на том, что растворы витамина E в масле могут рассматриваться как двухкомпонентные смеси [13]. К таким смесям относится большинство природных продуктов. В этом случае определение каждого из компонентов требует измерения всего одного аналитического параметра с последующим его сопоставлением с данными для индивидуальных составляющих смеси. В качестве такого параметра используется показа-

тель преломления (n_D^{20}), определение которого можно проводить на рефрактометре при комнатной температуре, предварительно определив значения n_D^{20} D- α -токоферола и масла. Для построения градуировочного графика используют стандартные растворы с концентрациями от 20 до 50% масс. Погрешность измерений – не более 1% в этом диапазоне концентраций. По сравнению с ВЭЖХ (контрольный метод) предлагаемый вариант снижает затраты времени до нескольких минут с 2–3 часов без уменьшения точности определений.

Таким образом, оптические методы определения D- α -токоферола остаются, наряду с ВЭЖХ, перспективными для анализа продуктов питания, содержащих витамин E, в условиях контрольно-испытательных лабораторий.

Библиографический список

1. Мелентьева Г.А., Антонова Л.А. Фармацевтическая химия. М.: Медицина, 1985. 480 с.
2. Михеева Е.В., Анисимова Л.С. // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2005. Т. 71. № 2. С. 3–9.
3. Кисилевич Р.С., Скварко С.И. // Лабораторное дело. 1972. № 8. С. 473–475.
4. Паранич А.В., Солошенко Э.Н. // Лабораторное дело. 1987. № 9. С. 682–685.
5. Тульчинская К.З., Шерман О.С., Селезнева А.А., Гершкович Е.И. // Вопросы биохимии белково-витаминного питания: Сборник научных работ. Ч. 2. Рига, 1960. 386 с.
6. Григорьева М.П., Степанова Е.Н. // Вопросы питания. 1979. № 1. С. 59–63.
7. Сурай П.Ф. // Вопросы питания. 1988. № 3. С. 69–71.
8. Мощинский П., Пыч Р. // Вопросы питания. 1991. № 4. С. 74–76.
9. Абдуллин И.Ф., Турова Е.Н., Будников Г.К. // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2001. Т. 67. № 6. С. 3–13.
10. Попадич И.А., Маслова Л.Г. // Методы анализа пищевых продуктов / Под ред. Ю.А. Клячко. М.: Наука, 1988. С. 9–14.
11. Клюев С.А. // ЖАХ. 1996. Т. 51. № 9. С. 961–963.
12. Зенкевич И.Г., Макаров В.Г., Дадала Ю.В., Соколова Л.И. // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. 2001. Т. 67. № 12. С. 13–16.
13. Иоффе Б.В. Рефрактометрические методы химии. М.: Химия, 1974. 400 с.

УДК 620.193

Л. Г. Коляда, О. М. Катюшенко, Л. Р. Салихова

ИЗУЧЕНИЕ ЗАЩИТНЫХ СВОЙСТВ КОМБИНИРОВАННЫХ УПАКОВОЧНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Один из основных методов защиты металлопродукции на период транспортировки и хранения основан на применении ингибиторов коррозии. Он, в отличие от традиционных способов защиты – консервационными смазками и маслами, обладает существенным преимуществом: не требует специального оборудования для нанесения консервационных материалов на изделия и их удаления у потребителя. Метод защиты металлопродукции с применением ингибиторов практически сводится к простой упаковке изделий в специальные материалы, содержащие ингибиторы коррозии.

Особенно большое значение имеет применение ингибиторов для защиты металлов от атмосферной коррозии. В последние годы эта проблема встала особенно остро в связи с расширением экспорта металлопродукции. В ряде случаев транспортирование продукции происходит в открытых полувагонах или морским путем через районы с влажным тропическим климатом.

При относительной влажности воздуха ($W_{отн}$) более 60–70% начинается конденсация влаги и на поверхности металла появляется адсорбционная пленка воды. При толщине слоя влаги в несколько молекулярных слоев кислород практиче-

Таблица 1

Таблица 2

Объекты исследования

Марка бумаги	Тип ингибитора	Масса ингибитора, г/м ²	Масса бумаги, г/м ²
Fislage	Летучий «N»	9,50	161
Fislage	Летучий «Z»	16,90	168
Walki Promet	Контактный	12,90	149
Steelex	Летучий	4,30	170

Увеличение массы бумаг в зависимости от относительной влажности (г/дм²·ч)

Вид бумаги	Относительная влажность, %			
	52	66	79,3	98
Fislage «N»	0,028	0,026	0,024	0,029
Fislage «Z»	0,032	0,027	0,028	0,032
Walki Promet	0,023	0,019	0,021	0,026
Steelex	0,037	0,032	0,033	0,034

ски беспрепятственно проникает через нее к металлической поверхности. В этих условиях реализуется электрохимический механизм коррозии, протекающий со значительной скоростью [1, 2].

Одним из современных средств защиты металлов от атмосферной коррозии являются упаковочные комбинированные материалы [3]. Это сочетание крепированной бумаги с полиэтиленовым покрытием. Бумага-основа является носителем ингибитора и поглотителем конденсационной влаги. Полимерное покрытие выполняет роль барьера для атмосферных загрязнителей и влаги.

Цель исследований заключалась в изучении защитных свойств упаковочных комбинированных материалов в условиях атмосферной коррозии. Объекты исследования – упаковочные бумаги ламинированные полиэтиленом, армированные полипропиленовой сеткой и содержащие ингибиторы коррозии – представлены в табл. 1. Упаковочные бумаги марок Fislage и Walki Promet используют для упаковок металлопроката, оцинковки и жести в ОАО «ММК».

Наиболее важным фактором, определяющим скорость атмосферной коррозии, является влажность атмосферы. От относительной влажности зависит количество воды, которое сконденсируется на поверхности металла при охлаждении. Так, толщина слоя влаги, образующейся на поверхности железа при относительной влажности воздуха 55%, составляет 15 молекулярных слоев, а при относительной влажности 100% – 90–100 [1]. Крепированная бумажная основа упаковочного материала должна впитывать конденсационную влагу и тем самым предотвращать развитие коррозионного процесса.

С целью определения впитывающей способности образцы бумаг после кондиционирования выдерживали в условиях различной относительной влажности, которые были смоделированы насыщенными растворами неорганических солей. Количество влаги, погло-

щенное упаковочными бумагами, определяли гравиметрическим методом.

Максимальное количество влаги впитывает бумага марки Steelex, минимальное – Walki Promet (табл. 2).

Полученные данные хорошо коррелируют с результатами измерения краевого угла смачивания (θ), определенного методом расчета по форме капли (рис. 1).

При попадании капли воды на бумагу одновременно идут два процесса: растекание воды до образования краевого угла и впитывание воды в пористую бумагу. Растекание обусловлено молекулярным взаимодействием целлюлозы с водой: полярные группы в макромолекулах целлюлозы ориентируются таким образом, что возникают водородные связи (Н - О - Н ... Н - О -), в результате на поверхности удерживается пленка воды толщиной до 1 мкм. Процесс впитывания определяется давлением капли и эффективным радиусом пор бумаги [4].

В результате этих процессов θ изменяется – наблюдается гистерезис смачивания. Полное смачивание бумаги марки Steelex наступает через 15 с с момента помещения капли на поверхность бумаги, что свидетельствует о выраженной ее гидрофильности. Поэтому эта бумага поглощает наибольшее количество влаги. Образцы

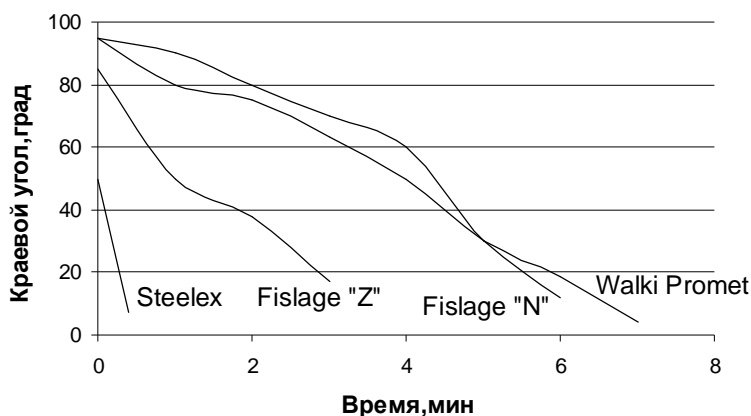


Рис. 1. Изменение краевого угла смачивания в зависимости от времени контакта

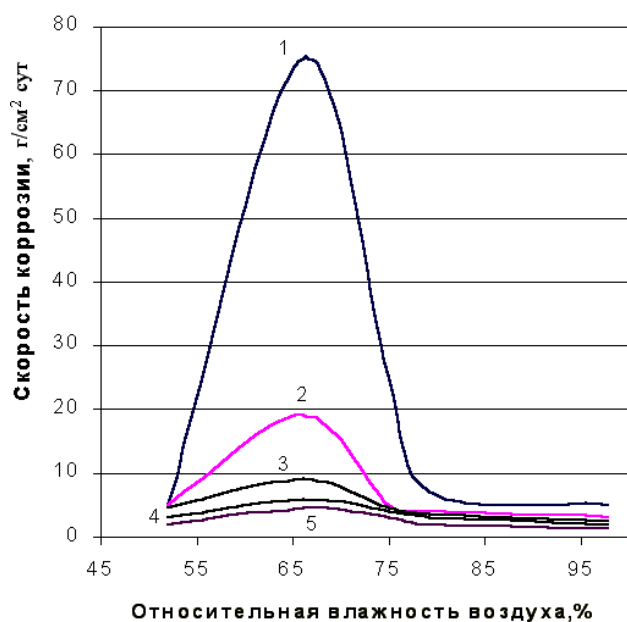


Рис. 2. Зависимость скорости коррозии стали от относительной влажности воздуха:
 1 – контрольный образец; 2 – Steelex;
 3 – Walki Promet; 4 – Fislage «N»; 5 – Fislage «Z»

бумаг Fislage и Walki Promet с некоторой гидрофобизацией поверхности впитывают наименьшее количество влаги. Гидрофобизация бумаги может быть вызвана рядом факторов: сушкой, проклейкой, высаливанием растворов ингибиторов на поверхности.

Влияние относительной влажности воздуха на скорость коррозии определяли на образцах стали марки 08Ю, упакованных в исследуемые бумаги. Максимальная скорость коррозии для всех образцов наблюдается при относительной влажности воздуха 66% (рис. 2).

Известно [1], что испарение пленки воды с поверхности металла приводит к изменению поверхностного натяжения в разных точках. Это вызывает движение электролита и усиливает доставку кислорода к поверхности металла (эффект саморазмешивания).

При низких значениях $W_{отн}$ пленка влаги настолько тонка, что коррозия в большинстве случаев незначительна. При высоких значениях $W_{отн}$ пленка влаги не испаряется и эффект саморазмешивания минимален. Таким образом, в условиях $W_{отн}=66\%$, по-видимому, максимально сказывается эффект саморазмешивания и коррозия стали резко возрастает. По сравнению с контрольным образцом (без упаковки) скорость коррозии стальных пластинок, упакованных в бумаги, содержащие ингибиторы коррозии, ниже в 4–15 раз.

Изучение смачиваемости выявило, что упаковочные бумаги обладают разной степенью гидрофобности. Это обуславливает их различие в способности поглощать атмосферную влагу.

Установлено, что максимальная скорость коррозии холоднокатанной стали марки 08Ю наблюдается при относительной влажности 66%, что является следствием «эффекта саморазмешивания».

Библиографический список

1. Резенфельд И.Л., Персианцева В.П. Ингибиторы атмосферной коррозии. М.: Наука, 1985.
2. Маттссон Э. Электрохимическая коррозия / Под ред. Колотыркина Я.М. М.: Металлургия, 1991.
3. Рогова А.Н., Разумков А.В. Современные способы защиты металлоизделий от коррозии многослойными комбинированными материалами // Тара и упаковка. 2002. № 6. С. 44–47.
4. Зимон А.Д. Адгезия жидкости и смачивание. М.: Химия, 1974.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 621.762:546.56

Н. Л. Медяник, Х. Я. Гиревая

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ИОНОВ МЕДИ ИЗ СТОЧНЫХ ВОД С ПОМОЩЬЮ ОСАДИТЕЛЕЙ-ВОССТАНОВИТЕЛЕЙ*

Полимерные композиции с ультрадисперсным металлическим наполнителем находят широкое применение в современной науке и технике при создании токопроводящих паст, фото- и рентгенорезисторов, экранирующих покрытий, электродов благодаря своим уникальным физико-химическим, электрическим, магнитным, оптическим свойствам. В основном в электропроводящих композициях используют серебро, однако в последнее время все большее внимание уделяется созданию композиций на основе меди, обладающих более низкой себестоимостью.

Для получения ультрадисперсного порошка меди используют традиционные технологии: электролиз водных растворов соединений меди, восстановление водородом из оксидов меди (II) или из водных растворов солей меди (II). Эти методы зачастую неприменимы при получении меди из потенциальных источников, к которым можно отнести сточные воды предприятий гидрометаллургического цикла. Выделить медь из техногенных сред в виде металла можно с помощью электролиза. Однако эффективность не всегда высокая, что требует создания комбинированных методов переработки. Гидрометаллургические методы выделения меди основаны на селективном растворении медьсодержащих твердых техногенных сред в разбавленных кислотах или аммиаке. Из этих растворов медь выделяют в элементном состоянии восстановлением в автоклавах, цементацией или электролизом.

Разработка эффективных технологий переработки техногенных сред с помощью осадителей-восстановителей позволит не только уменьшить количество уже существующих объемов токсических отходов, но и дополнительно получать в значительных объемах ультрадисперсные металлические наполнители.

В настоящей работе проводилось восстановление ионов меди при использовании в качестве осадителя-восстановителя сернистого гидразина. Выбор реагента комплексного действия был основан на значениях Red-Ox потенциала.

Проанализировано влияние природы восстановителя на возможность осаждения-восстановления ионов меди из сточных вод. В процессе работы было выявлено оптимальное соотношение реагентов, рассмотрены различные значения pH и температурные интервалы образования осадков металлической меди.

Объектом исследования является модельный раствор CuSO_4 , содержащий 1 г/л ионов меди Cu^{+2} .

Восстановление гидразином осуществляли по следующей методике: отдельно готовили раствор сульфата меди и сульфата гидразина. К раствору сульфата гидразина приливали 30% раствор щелочи для установления значения pH, затем раствор гидразина постепенно при постоянном тщательном перемешивании приливали по каплям к модельному раствору сульфата меди, pH полученного раствора доводили до определенного значения.

В ходе работы были установлены оптимальная концентрация раствора сернистого гидразина, pH раствора, температурно-временной режим.

Процесс восстановления ионов меди сернистым гидразином оптимально проводить при значениях pH 11, чтобы образующийся в процессе гидроксамин выступал в роли восстановителя.

Выявлено, что с увеличением времени отстаивания растворов при температуре 70°C уменьшается количество используемого гидразина и возрастает степень извлечения ионов меди из растворов.

Получены ультрадисперсные порошки меди, степень извлечения ионов меди составляет в среднем 82,17%.

* Работа выполнена при поддержке гранта №РНП 2.1.2.6594.

Библиографический список

1. Справочник химика. М.: Химия, 1965.
 2. Терская И.Н., Буданов В.В., Ермолина Л.В. // ЖПХ. 2003. Т. 76. № 6. С. 900–903.
 3. Древясников А.Ф., Григорьева И.О. // ЖПХ. 2006. Т. 79. № 5. С. 762–769.
 4. Химия. Большой энциклопедический словарь. М.: «Большая российская энциклопедия», 1998.
 5. Образцова И.И., Сименюк Г.Ю., Еременко Н.К. // ЖПХ. 2006. Т. 79. № 5. С. 717–720.
-

РЕФЕРАТЫ

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.004.4

Математическое описание технологии возведения намывных хвостохранилищ равнинного и нагорного типов / Т.И. Мельников // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 3–9.

Математическое описание технологии возведения хвостохранилищ с различным рельефом местности позволяет прогнозировать их основные технологические параметры: интенсивность намыва, длину фронта намыва, удельную влажность намывных отходов обогащения на один периметр ограждающих дамб. Учет изменения количественно-качественных характеристик складированных хвостов в динамических условиях работы горно-обогатительных комплексов позволяет управлять технологией возведения хвостохранилищ с обеспечением их бесперебойной и безопасной эксплуатации.

Ил. 3. Библиогр. 4 назв.

УДК 622.2

Обоснование способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров / Н.А. Ивашов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 9–13.

Разработаны шесть базовых способов вскрытия запасов за предельным контуром карьеров, учитывающие особенности расположения запасов относительно контура карьера. Проведена оценка и сравнение способов вскрытия для различных горнотехнических и горно-геологических условий и сделаны выводы об условиях экономической целесообразности использования карьерного пространства для вскрытия запасов за пределами контуром карьеров.

Ил. 5.

УДК 622.271.452.023.42:622.274.54

Пути снижения потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород / И.И. Айнбиндер, В.Н. Калмыков, Е.А. Романько // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 14–18.

При отработке системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород приконтурных запасов, растянутых вдоль борта карьера как по высоте, так и по простиранию, имеющих сложные границы выклинивания, обязательным элементом технологии отработки является формирование пригрузки борта карьера. В качестве материала пригрузки используют скальные породы отвалов, содержащие большое количество породной мелочи. Вынужденная подработка породного треугольника, образование мертвых зон при выпуске – причины повышенных потерь и разубоживания руды при отработке наклонных залежей.

Применение структурированной пригрузки позволит повысить полноту и качество выемки руды из недр на 10–15% за счет исключения из материала пригрузки мелких кусков породы путем классификации пород отвалов, подлежащих использованию в качестве материала пригрузки. Формирование наклонного основания блока при отработке рудных тел недостаточно крутого падения и выклинивающихся зон рудных залежей позволит снизить потери руды в гребнях на 2–7% за счет заложения основания блока под углом наклона, совпадающим с контуром рудной залежи при ведении равномерно-последовательного выпуска.

Ил. 2. Табл. 2. Библиогр. 3 назв.

УДК 622.2

Обоснование параметров технологии разработки открыто-подземного яруса при комплексном освоении медно-колчеданных месторождений / А.Ф. Илимбетов, М.В. Рыльникова, С.И. Власов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 18–24.

Показано, что комбинированный способ разработки месторождений обеспечивает повышение интенсивности добычи руд. Для обоснования рациональной интенсивности освоения запасов переходной зоны разработаны типовые комплексы механизации очистных работ применительно к пяти основным видам трехъярусных горнотехнических систем, оценено методами экономического моделирования влияние горнотехнических условий и средств механизации на производительность рудника в переходный период. Установлены функциональные зависимости интенсивности от мощности, угла падения залежи, крепости руды, высоты открыто-подземного яруса. Предложена методика выбора предпочтительного варианта механизации в переходной зоне по критерию максимальной интенсивности работ для типовых горнотехнических систем комбинированной разработки маломощных, средних по мощности и мощных медноколчеданных месторождений. Приведены результаты обоснования параметров технологической схемы и комплекса механизации для отработки месторождения Юбилейное.

Ил. 5. Библиогр. 4.

УДК 622.271.4

Комплексный подход к оценке эффективности организации горнотранспортных работ на открытых разработках / С.Ж. Галиев, А.А. Бояндинова, Ж.А. Бояндинова и др. // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 24–28.

В работе предлагается новый прогрессивный подход к оценке эффективности организации горнотранспортных работ на предприятии, реализуемый в рамках интегрированной автоматизированной системы управления горнодобывающими предприятиями как геотехнологическим комплексом.

Область применения разработанного подхода – любые организационные и технологические мероприятия, направленные на усовершенствование системы управления геотехнологическим комплексом и повышение управления эффективностью его функционирования.

Ил. 1. Табл. 1. Библиогр. 3 назв.

УДК 622.2

К вопросу повышения интенсивности отработки месторождений системами с закладкой выработанного пространства / В.Н. Калмыков, А.А. Зубков // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 28–31.

Предлагается повышение интенсивности отработки месторождения ценных руд путем увеличения рудных площадей за счет ускорения процессов закладки и твердения закладочной смеси.

Оценивались варианты ускорения твердения закладочных смесей путем применения разогретой воды, негашеной извести и добавок ускорителей твердения.

Табл. 2.

УДК 622.23.054.72

Обоснование способов комплексного использования мраморного сырья / Г.Д. Першин, Г.А. Караулов, Н.Г. Караулов, А.Г. Караулов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 31–35.

При обосновании параметров системы разработки необходимо учитывать различную стоимость блоков в зависимости от их объема при их реализации, в соответствии с чем предлагается методика определения оптимальной высоты добычного уступа по критерию максимальной стоимости всех блоков, получаемых в процессе выемки во взаимосвязи с применяемым в камнеобрабатывающем цехе оборудованием.

При таком подходе оптимальные параметры уступа будут обеспечивать максимальную эффективность функционирования цепочки **КАРЬЕР – КАМНЕОБРАБАТЫВАЮЩЕЕ ПРОИЗВОДСТВО**. При этом необходимо использовать весь объем добываемой горной массы в карьере с минимальными затратами и максимальной прибылью.

Ил. 4. Табл. 1. Библиогр. 7.

МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

УДК 621.746.5.047:669.14

Результаты обработки расплава стали на агрегате ковш-печь с полыми электродами / В.А. Бигеев, Е.Б. Агапитов, М.М. Ерофеев, И.М. Захаров, С.А.Самойлин // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 36–37.

В 2005–2006 гг. проведен комплекс исследований по совершенствованию работы агрегата ковш-печь (АКП) № 1 кислородно-конвертерного цеха ОАО «ММК». АКП представляет собой двухпозиционный агрегат фирмы «FUCHS systemtechnik», предназначенный для обработки ковшей емкостью 370 т. Проектная мощность агрегата – около 5,5 млн тонн стали в год – является в настоящее время одной из самых высоких в мире.

Проведенные с помощью созданной системы сбора и обработки информации для измерения электрических параметрах дуговой установки исследования показали, что в настоящее время она работает в несимметричном, нестабильном режиме и не обеспечивает повторяемости нагрева в сходных условиях. Показано, что нагревы, проводимые на одной и той же ступени трансформатора, но при различном режиме горения дуг, приводили к различной эффективности (к.п.д.) нагрева – от 0,39 до 0,63.

Для улучшения режима горения дуг, снижения расхода электродов было предложено оснастить агрегат полыми электродами и системой подачи в них газа.

Проведенные серии из 106 и 320 плавков показали перспективность предложенного решения. Экономия электроэнергии достигалась на всех ступенях работы трансформатора, однако наиболее существенно (6–7%) при работе на 12 ступени. Удельный расход электродов снижался в среднем на 10%, изменился характер выгорания электродов. Угар электродов происходил симметрично в виде воронки правильной формы за счет привязки дуги в центрах электродов. Обнаружено, что устойчивое горение дуги связано с оптимизацией расходов подаваемого в электроды газа для каждой ступени работы трансформатора.

Ил. 3. Библиогр. 2 назв.

УДК 669.16,292:669,192

Расширение шихтовой базы плавки стали в дуговых электропечах / Б.А. Никифоров, В.А. Бигеев, А.В. Пантелеев, А.И. Ушеров // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 38–41.

В работе рассмотрены технические и технологические приемы интенсифицирования плавки стали в дуговой сталеплавильной печи. Отдельное внимание уделено вопросу применения в ДСП жидких чугуна и углеродистого полупродукта, а также вопросу получения металлизированного сырья путем переработки техногенных отходов металлургических производств (шламов).

В работе графически представлены результаты расчетов математического моделирования плавки стали в дуговой сталеплавильной печи при использовании в шихте жидких чугуна и углеродистого полупродукта, а также результаты лабораторных экспериментов по металлизации доменных шламов на печи «Маммана» в сборе у установкой цинкоулавливания и без нее.

Ил. 5. Табл. 1. Библиогр. 2 назв.

УДК 669.14.018.298.583

Производство азотированного ферросилиция в режиме горения / М.Х. Зиатдинов, И.М. Шатохин, А.С. Бессмертных и др. // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 41–43.

Азотированный ферросилиций применяется в качестве легирующего материала при выплавке азотсодержащих сталей. Основным компонентом азотированного ферросилиция является нитрид кремния, который используется при производстве неформованных огнеупоров в качестве упрочняющей добавки.

Приведены основы технологии производства азотированного ферросилиция методом СВС.

Рассмотрена возможность осуществления СВС-процесса в системе ферросилиций – азот в широком диапазоне исходного состава сплава. Описаны некоторые закономерности фильтрационного горения и установлены основные параметры, влияющие на ход процесса.

Ил. 2. Библиогр. 11 назв.

УДК 621.746.047:669.054.2

Рафинирование металла в промежуточном ковше / К.Н. Вдовин, В.В. Точилкин, М.В. Семенов, А.Н. Русаков // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С.

Классифицированы основные имеющиеся устройства для обеспечения повышения качества стали в промежуточном ковше. Предложена новая система распределения потоков стали в промежуточном ковше при непрерывной разливке. Показано реально действующее СРП в сталеплавильном цехе ОАО «ММК» и приведены результаты его использования. Подтверждено, что качество макроструктуры литой заготовки существенным образом зависит от содержания серы и меди в готовой для разливки стали.

Ил. 5. Табл. 1.

ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ

УДК 621.77

Модель накопления поврежденности при пластической деформации / В. Н. Трофимов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 47–50.

Описана методика накопления поврежденности деформируемого материала, позволяющая прогнозировать ресурс пластичности металла при различных режимах обработки. Методика может быть использована при решении практических задач обработки металлов давлением.

Ил. 1. Табл. 3. Библиогр. 9 назв.

УДК 621

Поведение заготовки и Формоизменение металла при непрерывном равноканальном угловом прессовании с радиусами в углах пересечения канала / А. Е. Экк, В. Г. Шеркунов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 50–54.

Проведено моделирование процесса непрерывного прессования «Конформ». Показаны области распределения направлений и деформаций по объему заготовки.

Ил. 11. Библиогр. 3 назв.

УДК 621.771

Конструирование модели для расчета температуры низколегированных сталей при прокатке на ШСГП / М.И. Румянцев, И.Г. Шубин, О.Ю. Носенко // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 54–57.

В развитие высказанного ранее авторами предложения о создании моделей для расчета температуры металла при горячей прокатке путем конструирования из известных зависимостей, выбираемых в связи с некоторым критерием, исследованы степени влияния различных факторов на составляющие температурного баланса. Применительно к случаю прокатки на широкополосных станах горячей прокатки низколегированных сталей для сварных труб, выявлены наиболее существенные факторы для каждой составляющей температурного баланса. Определено, какая из известных аналитических зависимостей для расчета конкретной составляющей наилучшим образом соответствует тому или иному диапазону существенного фактора. Представлены рекомендуемые зависимости и алгоритмы их использования.

Проверка адекватности модели для 42 случаев прокатки полос толщиной от 4 до 16 мм из стали 6 марок показала, что средняя погрешность расчета температуры конца черновой прокатки не превышает 4,3%, а температуры конца чистовой прокатки – 3,8%.

Ил. 6. Табл. 2. Библиогр. 2 назв.

УДК 621.771

Проблемы оптимизации структуры разветвляющегося технологического потока горячекатаного проката ОАО «ММК» // Г.С. Сеничев, В.И. Шмаков, И.В. Виер и др. // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 58–60.

Проблема выбора оптимальных технологических потоков для выпуска продукции является значимой для многих производственных компаний, имеющих разветвляющиеся (альтернативные) технологиче-

ские маршруты изготовления готовой продукции. ОАО «ММК», как крупнейшая сталелитейная компания России с полным металлургическим циклом, имеющая разветвляющиеся технологические потоки производства, также испытывает потребность комплексного решения данной актуальной проблемы.

Научно-технические проблемы, возникающие в данном случае, сводятся к тому, чтобы выбрать такие варианты технологических маршрутов для каждой позиции сортамента, производимого из подката ЛПЦ-4 и ЛПЦ-10, которые бы обеспечили наилучшие экономические показатели ОАО «ММК» (максимум производства, минимум затрат, максимум прибыли и т.п.)

Для решения указанных проблемы предложен подход, основанный на оптимизации структуры товарного выпуска с учетом приоритетности продукции и технологических маршрутов ее производства, обеспечивающий увеличение маржинальной прибыли металлургической компании.

УДК 621.771.237:621.771.23.016

Моделирование элементов производства листовой стали с пониженным содержанием углерода для повышения служебных свойств продукции и результативности технологии / М.И. Румянцев, Г.А. Завалицин, Н.Б. Орлов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 60–63.

Для повышения служебных свойств тонколистового проката из малоуглеродистых сталей с содержанием углерода не более 0,02% и результативности технологии его производства выполнено компьютерное моделирование охлаждения на отводящем рольганге широкополосного стана горячей прокатки, результаты которого позволили усовершенствовать режим охлаждения и улучшить пластические свойства металла. Выполнен эксперимент по определению влияния дробного суммарного обжатия на предел текучести сталей указанного класса, результаты которого позволили впервые построить кривую упрочнения для расчета их сопротивления деформации при холодной прокатке. Выполнено исследование и разработана модель скоростного режима двухклетевого реверсивного стана холодной прокатки, на основе которой впервые разработана достоверная методика расчета его производительности.

Ил. 5. Табл. 2. Библиогр. 10 назв.

УДК 621.771.25.001.57

Концепция построения современных моделей прокатки на сортовых станах / А.Б. Моллер, О.Н. Тулунов, А.С. Лимарев, Д.В. Назаров // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 64–67.

В настоящее время в российской металлургической отрасли сложились благоприятные условия для развития сортопрокатного производства. Все более широкое развитие и применение систем управления технологическими процессами требует разработки достаточно простых, универсальных, быстродействующих, дополняемых и надежных объектно-ориентированных математических моделей. Моделирование технологических процессов прокатки является важной задачей, позволяющей получать множество расчётных параметров, отражающих суть происходящего, что дает возможность совершенствовать производство металлопродукции. Для возможности эффективного применения математических моделей на производстве необходимо обеспечить пользовательский интерфейс и обучение персонала работе с созданными компьютерными моделями.

Библиогр. 5 назв.

УДК 621.771.63

Совершенствование конструкции и развитие технологии производства гнутых профилей повышенной жесткости / А.В. Урмацких, Н.Г. Шемшуровой // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 67–70.

Предложены новые типы конструкций гофрированных листовых профилей повышенной жёсткости с высокой устойчивостью к продольным и поперечным скручивающим нагрузкам. Показана возможность получения гофрированных листовых профилей повышенной жёсткости методом валковой формовки. Описаны особенности процесса профилирования, обеспечивающие устойчивость гнутого профиля при последующей осадке гофров. Разработана схема формовки гофрированного профиля 360×27×1,5 мм на профилегибочном агрегате 0,5–2,5×300×1500 ЛПЦ-7 ОАО «ММК».

Ил. 8. Библиогр. 4 назв.

УДК 621.771

Разработка и освоение технологии производства рулонного проката повышенной прочности для изготовления труб / С.В. Денисов // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 70–73.

В статье «Разработка и освоение технологии производства рулонного проката повышенной прочности для изготовления труб» описана разработанная в ОАО «ММК» технология прокатки полос, предназначенная для получения проката класса прочности Х60, Х65 и Х70 для производства труб.

Приведены результаты испытаний механических свойств горячекатаного проката класса прочности Х60, Х65 и Х70.

Табл. 6. Библиогр. 6 назв.

ТЕХНОЛОГИИ МЕТИЗНОГО ПРОИЗВОДСТВА

УДК 621.778

Проектирование ресурсосберегающих режимов производства калиброванной стали для пружинных клемм / А.Г. Корчунов, В.В. Чукин, В.Н. Лебедев и др. // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 74–76.

Приводятся результаты исследований структурного отжига горячекатаного проката из стали 40С2 на роликовой проходной печи. Показаны направления проектирования ресурсосберегающих режимов термообработки калиброванной или обточенной стали для пружинных клемм на основе учета характера предшествующей холодной пластической деформации или поверхностной механической обработки.

Ил. 3. Библиогр. 2 назв.

УДК 621.357.7

Цинкование крепежных изделий в кислых и цианистых электролитах / Д.М. Закиров, Б. Зоннтаг, П.-Р. Добровольский, П. Юзикис // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 76–79.

Приведен опыт применения цианистого и кислого процессов цинкования в ОАО «БелЗАН». Исследованы некоторые закономерности кинетики осаждения цинка из этих электролитов. Показана возможность применения блескообразующей добавки Chemeta ВС-4 при замене высокоцианистого электролита. Применение блескообразующей добавки Chemeta АС-55 позволяет эксплуатировать кислый электролит цинкования при температуре до 45°С. Получаемые покрытия хорошо пассивируются в растворах, не содержащих шестивалентного хрома.

Ил. 3. Табл. 2. Библиогр. 14 назв.

ПРОБЛЕМЫ ТРИБОЛОГИИ

УДК 669.1.002.5-192

Методика прогнозирования надежности и оценка износостойкости деталей узлов трения металлургического оборудования / А.В. Анцупов, В.П. Анцупов, А.В. Анцупов (мл.), М.В. Налимова, А.С. Губин // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 80–83.

Предложена методика аналитической оценки износостойкости поверхностей деталей узлов трения и их фрикционной надежности на основе объединения энергетического подхода и усталостной теории изнашивания. Особенностью методики является определение износа поверхностного шероховатого слоя без использования уравнения кривой опорной поверхности и известных ранее допущений.

Библиогр. 5 назв.

МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

УДК 621.74

Исследование влияния продолжительности облучения расплава наносекундными электромагнитными импульсами (НЭМИ) на структурообразование и элементно-фазовый состав оловянистой бронзы / Э.Х. Ри, С.В. Дорофеев, В.Г. Комков // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 84–88.

Под воздействием на расплавы НЭМИ происходит анамальное изменение кристаллизационных параметров, физико-механических эксплуатационных свойств меди и оловянистой бронзы (Cu+6 мас.% Sn).

В статье приведены результаты электронно-микроскопического исследования и микрорентгеноспектрального анализа образцов из бронзы, не- и облученных в жидком состоянии НЭМИ.

Ил. 2. Библиогр. 3 назв.

УДК 621.74

Исследование влияния электрических сил формовочных материалов на формирование физико-механических и технологических свойств смесей / И.Е. Илларионов, А.М. Столяров // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 88–97.

В статье рассмотрены вопросы влияния пьезо- и трибоэлектрического эффектов на свойства смесей, отверждения стержней под воздействием токов высокой частоты и формирования свойств смесей под действием электрических сил.

Ил. 4. Табл. 2. Библиогр. 12 назв.

УДК 621.74:669.13.25.046(043)

Особенности формирования структуры белых чугунов и их классификация / В.М. Колокольцев, Е.В. Петроченко, Б.В. Воронков // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 97–105.

Изучены особенности формирования эвтектических композиций белых чугунов в зависимости от их химического состава и кинетических условий структурообразования. Приведена специальная классификация белых чугунов по следующим основным признакам: по структуре, по химическому составу, по способу выплавки, по назначению.

Ил. 7.

ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ

УДК 330.3:669

Экономика, управление и рынок продукции / Н.Р. Кельчевская, Ю.А. Медяник // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 106–108.

В статье определены закономерности появления в современной российской экономике производственных объединений и сложных интегрированных структур. Авторами выделены и показаны на примерах направлений деятельности, структур и истории ведущих предприятий металлургии основные аспекты положительного воздействия интеграционного направления реструктурирования предприятий на развитие отечественной экономики. Сделаны выводы о процессе формирования крупных интегрированных структур металлургии.

ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ПРОДУКТОВ ПИТАНИЯ

УДК 5434.544:[664.3+637.2]

Применение оптических методов для определения витамина Е в продуктах питания / И.А. Варламова, Н.Л. Калугина // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 109–110.

Приведен обзор наиболее доступных, достаточно чувствительных и широко применяемых в лабораторной практике оптических методов определения витамина Е в различных продуктах питания: спектрофотометрических, флуориметрических и рефрактометрических. Проведено сравнение аналитических возможностей этих методов. Определено, что оптические методы определения витамина Е остаются, наряду с ВЭЖХ, перспективными для анализа продуктов питания в условиях контрольно-испытательных лабораторий.

Библиогр. 13 назв.

УДК 620.193

Изучение защитных свойств комбинированных упаковочных материалов / Л.Г. Коляда, О.М. Катушенко, Л.Р. Салихова // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 110–112.

Изучены защитные свойства комбинированных упаковочных материалов зарубежных фирм в условиях различной относительной влажности. Установлено, что скорость коррозии стали марки 08Ю зависит от относительной влажности воздуха ($W_{отн}$) и максимальна при $W_{отн}=66\%$, что обусловлено, по-видимому, эффектом саморазмешивания. Скорость коррозии образцов стали, упакованных в антикоррозионные бумаги, в 4–15 раз ниже контрольного образца без упаковки.

Ил. 2. Табл. 2. Библиогр. 4 назв.

ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ

УДК 621.762:546.56

Извлечение ионов меди из сточных вод с помощью осадителей-восстановителей / Н.Л. Медяник, Х.Я. Гиревая // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1. С. 113–114.

Предложен способ получения ультрадисперсного порошка меди из сточных вод предприятий гидрометаллургического цикла с помощью осадителя-восстановителя.

Библиогр. 5 назв.

СВЕДЕНИЯ ОБ АВТОРАХ

Агапитов Евгений Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры теплотехнических и энергетических систем ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Айнбиндер Игорь Израилевич – доктор технических наук, заведующий лабораторией «Разработка месторождений на больших глубинах» Института проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва.

Анцупов Александр Викторович – кандидат технических наук, и. о. доцента кафедры технологии машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Анцупов Алексей Викторович – аспирант кафедры машин и технологий обработки давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Анцупов Виктор Петрович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой механического оборудования металлургических заводов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Бессмертных Антон Сергеевич – технический директор ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Бигеев Артур Вахитович – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Бигеев Вахит Абдрашитович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии черных металлов, декан химико-металлургического факультета ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Бояндинова Асия Адылкановна – кандидат технических наук, Лауреат премии им. Д.А. Кунаева, заведующая лабораторией экономического анализа, планирования и управления ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева» РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан.

Бояндинова Жанна Адылкановна – аспирант ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева» РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан.

Букреев Александр Евгеньевич – инженер-исследователь ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Варламова Ирина Александровна – кандидат педагогических наук, доцент кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Вдовин Константин Николаевич – доктор технических наук, профессор кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Заслуженный деятель науки РФ.

Виер Игорь Владимирович – кандидат технических наук, вице-президент ООО «Управляющая компания ММК».

Власов Станислав Игоревич – горный инженер, налоговое управление г. Магнитогорска.

Воронков Борис Васильевич – главный инженер Баймакского литейно-механического завода.

Галиев Сейтгали Жолдасович – доктор технических наук, академик Академии минеральных ресурсов Республики Казахстан, Лауреат премии им. академика К.И. Сатпаева, профессор, директор ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева» РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан.

Гиревая Ханифа Яншаевна – старший преподаватель кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Годына Елена Павловна – инженер-технолог ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Губин Алексей Сергеевич – ведущий специалист по ремонту механического оборудования ЛПЦ-10 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Денисов Сергей Владимирович – кандидат технических наук, начальник лаборатории горячего проката Центральной лаборатории контроля ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Добровольскис Пронцишикус – доктор (естественные науки), генеральный директор ЗАО «Atotech-Chemeta», Литва.

Дорофеев Станислав Васильевич – аспирант Тихоокеанского государственного университета, г. Хабаровск.

Ерофеев Михаил Михайлович – аспирант кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Жлудов Виктор Владиславович – кандидат экономических наук, старший преподаватель кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Жусупов Канат Куатжанович – кандидат технических наук, Лауреат премии им. академика К.И. Сатпаева, председатель правления АО «Костанайские минералы», г. Житикара, Казахстан.

Завалищин Геннадий Александрович – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Закиров Дильфат Минияхметович – кандидат технических наук, генеральный директор ОАО «Белебеевский завод „Автономаль“».

Захаров Игорь Михайлович – главный металлург ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Зиятдинов Мансур Хузиахметович – ведущий научный сотрудник Томского государственного университета.

Зоннтаг Биргит – доктор, руководитель отдела антикоррозионных покрытий «Atotech Deutschland GmbH», Германия.

Зубков Антон Анатольевич – аспирант кафедры подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Ивашов Николай Александрович – заместитель директора по горному производству ООО «УГМК-Холдинг», г. Пышма, Свердловская обл.

Илимбетов Азамат Фаттахович – кандидат технических наук, Бурибаевский ГОК.

Илларионов Илья Егорович – Президент АН ЧР и ИТА ЧР, академик РАЕН, ПАНЧ, АТН РФ, доктор технических наук, заслуженный деятель науки и техники РФ и ЧР, председатель Чувашского Отделения РАЛ, профессор, заведующий кафедрой ТКМ и ЛП Чебоксарского института (филиала) Московского государственного открытого университета.

Калмыков Вячеслав Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой подземной разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Калугина Наталья Леонидовна – кандидат педагогических наук, доцент кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Караулов Андрей Геннадьевич – горный инженер ГОП ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Караулов Геннадий Андреевич – кандидат технических наук, профессор кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Караулов Николай Геннадьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Катюшенко Ольга Михайловна – старший преподаватель кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Квасов Денис Викторович – начальник отдела долгосрочного и среднесрочного планирования управления экономики ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Кельчевская Наталья Ремовна – доктор экономических наук, профессор, заведующая кафедрой экономики и управления на металлургических предприятиях ГОУ ВПО «Уральский государственный технический университет – УПИ», г. Екатеринбург.

Колокольцев Валерий Михайлович – доктор технических наук, профессор, Первый проректор, заведующий кафедрой электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Коляда Людмила Григорьевна – кандидат технических наук, доцент кафедры химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Комков Вячеслав Григорьевич – аспирант Тихоокеанского государственного университета, г. Хабаровск.

Коротких Василий Федорович – кандидат технических наук, инженер-технолог ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Корчунов Алексей Георгиевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Кутищев Андрей Викторович – начальник участка мартеновского цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Лебедев Владимир Николаевич – заместитель директора по производству ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Лимарев Александр Сергеевич – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Манашев Ильдар Рауэфович – инженер-исследователь ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Медяник Надежда Леонидовна – кандидат технических наук, доцент, заведующая кафедрой химии, технологии пищевых и упаковочных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Медяник Юлия Александровна – ассистент кафедры экономики и управления на металлургических предприятиях ГОУ ВПО «Уральский государственный технический университет – УПИ», г. Екатеринбург.

Мельников Иван Тимофеевич – кандидат технических наук, доцент кафедры открытой разработки месторождений полезных ископаемых ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Моллер Александр Борисович – кандидат технических наук, доцент кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Назаров Дмитрий Вячеславович – аспирант кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Налимова Марина Викторовна – кандидат технических наук, и. о. доцента кафедры технологий машиностроения ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Никифоров Борис Александрович – доктор технических наук, профессор, ректор ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Носенко Ольга Юрьевна – лаборант механических испытаний ЦЛК ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Орлов Николай Борисович – резчик холодного металла ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Пантелеев Антон Владимирович – аспирант ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Першин Геннадий Дальтонович – доктор технических наук, профессор кафедры механизации и электрификации горных производств ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Песин Александр Моисеевич – доктор технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Петроченко Елена Васильевна – кандидат технических наук, докторант, доцент кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Ри Эрик Хосенович – кандидат технических наук, доцент Тихоокеанского государственного университета, г. Хабаровск.

Романько Елена Александровна – ассистент кафедры маркшейдерского дела и геологии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Румянцев Михаил Игоревич – кандидат технических наук, доцент, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Русаков Александр Николаевич – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Рыльникова Марина Владимировна – доктор технических наук, профессор Института проблем комплексного освоения недр РАН, г. Москва.

Салганик Виктор Матвеевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой обработки металлов давлением, декан факультета технологий и качества ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Салихова Лилия Равилевна – студентка группы ТУ-02 ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Самойлин Сергей Алексеевич – старший мастер участка внепечной обработки стали кислородно-конвертерного цеха ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Семенов Вадим Евстафьевич – начальник технического управления ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Семенов Максим Викторович – аспирант кафедры электрометаллургии и литейного производства ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Сеничев Геннадий Сергеевич – вице-президент управляющей компании ММК по операционной деятельности – исполнительный директор ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Слабожанкин Евгений Александрович – и.о. начальника управления маркетинга ОАО «Магнитогорский метизно-калибровочный завод «ММК-МЕТИЗ».

Столяров Александр Михайлович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии черных металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Татишев Еркин Нурельдаемұлы – Лауреат премии им. академика К.И. Сатпаева, почетный президент АО «Костанайские минералы», г. Житикара, Казахстан.

Точилкин Виктор Васильевич – кандидат технических наук, доцент кафедры подъемно-транспортных машин и роботов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Трофимов Виктор Николаевич – кандидат технических наук, доцент, заведующий кафедрой «Специальные инженерные науки» ГОУ ВПО «Глазовский инженерно-технологический институт».

Тулупов Олег Николаевич – доктор технических наук, профессор, директор международного союза производителей металлургического оборудования «Металлургмаш», директор департамента международной кафедры-сети ЮНЕСКО/МЦОС.

Урмацких Анатолий Васильевич – инженер-конструктор ЛПЦ-7 ОАО «Магнитогорский металлургический комбинат».

Ушеров Андрей Ильич – кандидат технических наук, доцент кафедры химической технологии неметаллических материалов и физической химии ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Чукин Виталий Васильевич – доцент кафедры материаловедения и термической обработки металлов ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Шабельников Евгений Алексеевич – младший научный сотрудник лаборатории автоматизированного проектирования ДГП «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева» РГП «НЦ КПМС РК», г. Алматы, Казахстан.

Шатохин Игорь Михайлович – Генеральный директор ООО «НТПФ «Эталон», г. Магнитогорск.

Шемшурова Нина Георгиевна – кандидат технических наук, профессор кафедры обработки металлов давлением ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Шеркунов Виктор Георгиевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Машины и технология обработки материалов давлением» ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет».

Шмаков Владимир Иванович – кандидат экономических наук, вице-президент ООО «Управляющая компания ММК», г. Магнитогорск.

Шубин Игорь Геннадьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры металлургических и машиностроительных технологий ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

Экк Аркадий Евгеньевич – инженер кафедры «Машины и технология обработки материалов давлением» ГОУ ВПО «Южно-Уральский государственный университет».

Юзикис Пятрас – доктор (естественные науки), исполнительный директор ЗАО «Atotech-Chemeta», Литва.

УВАЖАЕМЫЕ КОЛЛЕГИ!

Мы приглашаем Вас к участию в нашем журнале в качестве авторов, рекламодателей и читателей.

Журнал формируется по разделам, отражающим основные направления научной деятельности ученых МГТУ, в частности:

- **РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.**
- **МЕТАЛЛУРГИЯ ЧЕРНЫХ, ЦВЕТНЫХ И РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ.**
- **ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ ДАВЛЕНИЕМ.**
- **ЛИТЕЙНОЕ ПРОИЗВОДСТВО**
- **ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ МАТЕРИАЛОВ.**
- **МАТЕРИАЛОВЕДЕНИЕ И ТЕРМИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА МЕТАЛЛОВ.**
- **СТАНДАРТИЗАЦИЯ, СЕРТИФИКАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ.**
- **МОДЕЛИРОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ.**
- **НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ И ОБОРУДОВАНИЕ.**
- **ЭНЕРГЕТИКА МЕТАЛЛУРГИИ, ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЕ И ЭЛЕКТРОТЕХНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ.**
- **УПРАВЛЕНИЕ, АВТОМАТИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.**
- **СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ И СТРОИТЕЛЬНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МЕТАЛЛУРГИИ.**
- **ЭКОЛОГИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ОТРАСЛИ.**
- **ЭКОНОМИКА, УПРАВЛЕНИЕ И РЫНОК ПРОДУКЦИИ.**
- **СТРАТЕГИЯ РАЗВИТИЯ, ПОДГОТОВКА И ОБУЧЕНИЕ СПЕЦИАЛИСТОВ.**
- **ИНФОРМАЦИЯ И ДР.**

Раздел «Новые исследования» или «Краткие сообщения» предназначен для оперативной публикации работ преимущественно аспирантов. В журнал входят учебно-методический и библиографический разделы.

Общее количество разделов и их объем может варьироваться от номера к номеру.

ТРЕБОВАНИЯ К СТАТЬЯМ, ПРИНИМАЕМЫМ К ПУБЛИКАЦИИ

I. Рекомендуемый объем статьи – 6 стр.

К статье прилагаются:

- 1) акт экспертизы;
- 2) сведения об авторах: полное название учреждения, фамилия, имя, отчество, ученая степень, направление исследований, звание и должность, контактный телефон и E-mail;
- 3) реферат по следующему образцу:

УДК 622.27

Совершенствование систем разработки золоторудных месторождений / Иванов И.И., Петров П.П. // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 3. С. ??-??.

Предложен способ очистной выемки

Ил. 2. Табл. 2. Библиогр. 7 назв.

II. Текст статьи, сведения об авторах и реферат представляются на электронном носителе в виде файла, созданного средствами Microsoft Word, и распечаткой на стандартных листах бумаги формата А4.

При наборе статьи в Microsoft Word рекомендуются следующие установки:

- 1) **шрифт** – **Times New Roman**, размер – 14 пт, межстрочный интервал – одинарный, перенос слов – автоматический;

2) при вставке **формул** использовать встроенный редактор формул **Microsoft Equation** со стандартными установками;

3) **рисунки и фотографии**, вставленные в документ, должны быть четко выполнены, допускать перемещение в тексте и возможность изменения размеров (толщины линий и размеры обозначений должны обеспечивать четкость при уменьшении рисунка до рациональных размеров). Рисунки предоставлять в виде распечатки на стандартных листах бумаги формата А4 и отдельным файлом в формате *.TIF, *.JPG, с разрешением **300 dpi**, V&W – для черно-белых иллюстраций, Grayscale – для полутонов, максимальный размер рисунка с подписью – 150×235 мм. **Схемы, графики** выполняются во встроенной программе MS Word или MS Excel, с приложением файла. В тексте статьи должны быть подрисовочные надписи в местах размещения рисунков. Например:

Рис. 4. Расчётная зависимость $\gamma(t)=I_{nv}/I_{n0}$ от времени и удалённости КЗ от выводов асинхронного двигателя

Внимание! Публикация статей является бесплатной. Преимущество опубликования представляется авторам и учреждениям, оформившим подписку на журнал.

Редакция оставляет за собой право отклонять статьи, не отвечающие указанным требованиям.

По вопросам публикации статей обращаться: 455000, г. Магнитогорск, пр. Ленина, 38. Магнитогорский государственный технический университет, Редколлегия журнала «Вестник МГТУ» М. Чукину.

Телефоны: (3519) 29-85-12, 29-85-17.

Факс (3519) 22-41-46.

E-mail: rio@mail.ru; mgtu@magtu.ru; nis@magtu.ru (с указанием темы сообщения «Вестник МГТУ»).