

**ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ БІЛІМ ЖӘНЕ ҒЫЛЫМ МИНИСТРЛІГІ
С. ТОРАЙҒЫРОВ АТЫНДАҒЫ
ПАВЛОДАР МЕМЛЕКЕТТІК УНИВЕРСИТЕТІ
МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
ПАВЛОДАРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ С. ТОРАЙҒЫРОВА**

**ЖАС ҒАЛЫМДАР, МАГИСТРАНТТАР,
СТУДЕНТТЕР МЕН МЕКТЕП ОҚУШЫЛАРЫНЫҢ
«XV СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ» АТТЫ
ХАЛЫҚАРАЛЫҚ ҒЫЛЫМИ КОНФЕРЕНЦИЯСЫНЫҢ
МАТЕРИАЛДАРЫ**

**МАТЕРИАЛЫ
МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ, МАГИСТРАНТОВ,
СТУДЕНТОВ И ШКОЛЬНИКОВ
«XV САТПАЕВСКИЕ ЧТЕНИЯ»**

ТОМ 14

**ПАВЛОДАР
2015**

ӘОЖ 001:378
КБЖ 72
Ж 33

12 Секция. Техникалық ғылымдар
12 Секция. Технические науки

12.1 Металлургия және машинажасау
12.1 Металлургия и машиностроение

Редакция алқасының бас редакторы:

Өрсариев А.А., с.ғ.д., С. Торайғыров атындағы Павлодар мемлекеттік университетінің ректоры

Жауапты редакторлар:

Ержанов Н.Т., б.ғ.д., профессор, С. Торайғыров атындағы Павлодар мемлекеттік университетінің Ғылыми жұмыс және инновациялар жөніндегі проректоры

Редакция алқасының мүшелері:

Ахметов Қ.Қ., Бегімтаев Ә.И., Бексейітов Т.Қ., Испулов Н.А., Кислов А.П., Шүдерин М.Қ., Күзембаев Н.Е., Токтағанов Т.Т., Эрнараров Т.Я.

Жауапты хатшы:

Абишева Г.К., Ақилжанов Р.Р., Андреева О.А., Анишева Г.М., Ахметов Е.Б., Бейсебаева Г.К., Гафиатулина Ю.О., Голубева Л.Н., Жукенов М.К., Калиева А.Б., Камкин В.А., Касенов А.Ж., Касенова Г.К., Кодекова Г.Б., Қадырова Б.М., Леньков Ю.А., Маданиев И., Макарова Н., Маликов А.В., Мукашев О.Е., Мурат Г.М., Мусабекова Н.М., Рахметова А.М., Сартова Р.Б., Сейтенова Г.Ж., Титков А.А., Токжигитова А.Н., Туганова Б.С., Шаймерденова А.К., Шафеева Л.А., Шуренов Д.Б.

Ж 33 «Жас ғалымдар, магистранттар, студенттер мен мектеп оқушыларының «ХV Сәтбаев оқулары» атты халықаралық ғылыми конференциясының жинағы. – Павлодар: С. Торайғыров атындағы ПМУ, 2015.

ISBN 978-601-238-482-6
Т. 14: Студенттер. – 2015. – 252 б.
ISBN 978-601-238-496-3

Жинақ көпшілік оқырманға арналады.
Мақала мазмұнына автор жауапты.

ӘОЖ 001:378
КБЖ 72

ISBN 978-601-238-496-3 (Т. 14)
ISBN 978-601-238-482-6 (общ.)

© С. Торайғыров атындағы ПМУ, 2015

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ
ВСП-КОМБИ ПРОЦЕССА**

АЙДАРХАНОВ А. А.

студент, ПГУ имени Торайғырова, г. Павлодар

КУЛУМБАЕВ Н. К.

доцент, ПГУ имени С. Торайғырова, г. Павлодар

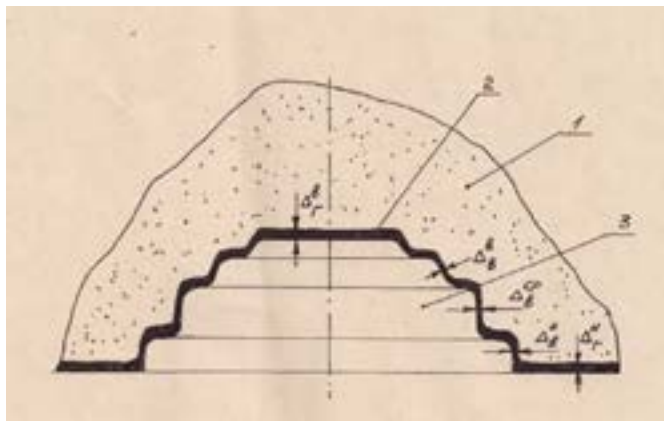
БЫКОВ П. О.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайғырова, г. Павлодар

АБДРАХМАНОВ Е. С.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайғырова, г. Павлодар

Одной из важнейших особенностей технологического процесса комбинированного прессово-ударного метода уплотнения является образование поверхностно-упрочненного слоя формы («наклепанный» слой), образующийся на границе модель-смесь. Уже первые экспериментальные исследования технологических параметров данного процесса выявили некоторое, ранее не обнаруженное явление «наклепа» формы (поверхностное упрочнение формы), что и послужило основой для экспериментального исследования поверхностно-упрочненного слоя. Одной из важнейших особенностей технологического процесса комбинированного прессово-ударного метода уплотнения является образование поверхностно-упрочненного слоя формы («наклепанный» слой), образующийся на границе модель-смесь. Уже первые экспериментальные исследования технологических параметров данного процесса выявили некоторые, ранее не обнаруженное явление «наклепа» формы (поверхностное упрочнение формы), что и послужило основой для экспериментального исследования поверхностно-упрочненного слоя. На рисунке 1 представлена схема поверхностно-упрочненного слоя. Этот слой имеет повышенную поверхностную плотность $\delta = 1,78 \div 1,80 \text{ г/см}^3$ и твердостью до $90 \div 94$ ед. Толщина этого слоя колеблется в пределах $6 \div 7$ мм по горизонтальной поверхности при средней плотности пакета в пределах: $\delta_{\text{п}} = 1,68 \div 1,72 \text{ г/см}^3$.



1 – формовочная смесь; 2 – упрочненный слой; 3 – модель;
– толщины упрочненных слоев для горизонтальных и вертикальных участков верхней, средней и нижней части модели (модельной плиты).
Рисунок 1 - Схема поверхностного упрочнения слоя

Экспериментально установлены глубины распространения упрочненного слоя (рисунок 1). Для ступенчатой модели отливки «стакан подшипника» получены следующие значения распространения толщины упрочненного слоя.

- $\Delta_r^H = 7$ мм – верхний горизонтальный слой;
- $\Delta_r^H = 6,5$ – нижний горизонтальный слой;
- $\Delta_r^B = 5$ мм – верхний вертикальный слой;
- $\Delta_r^B = 4$ мм – средний вертикальный слой;
- $\Delta_r^B = 3,5$ мм – нижний вертикальный слой.

Эти данные получены на микроскопе МИМ-7 по продольным срезам. Толщина слоя имеет различные размеры и зависит от параметров как технологического процесса, так и конструктивных особенностей формовочного агрегата. Среди многих параметров прежде всего на толщину слоя наиболее оказывают влияние зазор между рабочим контуром пакета и поверхностью оснастки (h_3), скорость (v), масса падающих частей совместно с массой пакета смеси (M), а также технологические параметры пакета (масса, влажность, плотность и др.). Величины h_3 и регулируемые с помощью их можно воздействовать на процесс образования упрочненного слоя, оптимальная величина которого является необходимым условием

взаимодействия уплотненной полости формы с жидким металлом. Для определения величины упрочненного слоя при проведении экспериментов разработано устройство, работа которого основана на изменении глубины внедрения вращающейся фрезы диаметром 7 мм в уплотненный слой смеси. Толщина слоя идентифицирована с нагрузочным током.

На основе дробного факторного эксперимента были получены следующие эмпирические зависимости:

$$\Delta_r^H = 7 + 0,87x_1 + 1,13x_2 + 1,75x_3 + 0,5x_4;$$

$$\Delta_r^B = 7,06 + 0,93x_1 + 0,93x_2 + 2,05x_3 + 0,06x_4;$$

где x_1 – высота зазора, мм;

x_2 – скорость пакета в момент удара, м/с;

x_3 – масса падающих частей с пакетом смеси, кг;

x_4 – влажность смеси, %.

По ним видно, что толщина упрочненного слоя над моделью больше, чем на уровне модельной плиты, что естественно для данного процесса, так как при ударе пакета вертикально-сжимающие напряжения развиваются мгновенно и это приводит к большему поверхностному упрочнению на горизонтальных слоях. Установлено, что на образование нижнего слоя оказывает влияние суммарная масса падающих частей ударника и пакета смеси. Известно, что чем больше масса, тем больше упругость смеси. В нашем случае пакет смеси подвижен. При ударе плиты он получает значительный импульс силы, разгоняет и, соприкасаясь с оснасткой, уплотняется. Механизм уплотнения при этом аналогичен импульсному, т.е. смесь уплотняется последовательными слоями снизу вверх. При этом верхние слои доуплотняются падающей колодкой аналогично импульсно-ударному способу. Таким образом, энергия колодки идет в основном на уплотнение смеси, а не на упругое ее деформирование.

Регулирование массы падающих частей в производственных условиях выбирается номенклатурой.

Влияние скорости удара соизмеримо с влиянием массы падающих частей, что полностью соответствует вышеизложенному: чем больше скорость падающей части, тем больше импульс приобретает рабочая поверхность пакета. Скорость удара должна быть в пределах 4,5 ... 5,5 м/с.

Как видно из рисунка 2, определяющую роль на эффект поверхностного упрочнения оказывает как оптимальная средняя

плотность пакета смеси, так и изменение скорости перемещения пакета при массе падающих частей, постоянной, $M = \text{const}$.

Влияние технологических параметров на твердость формы.

На рисунке 3 показано изменение вертикально сжимающих напряжений в полуформе от изменения давления воздуха в сети P_0 , над моделью и околomodельной области. Как видно, это влияние довольно существенно. Но, влитейных цехах сетевое давление воздуха не превышает 0,5 МПа. Поэтому, начальное давление в ресивере рассчитано на 0,5 МПа. Для средней общей плотности пакета $1,65 \cdot 10 \text{ кг/м}^3$, при ударе последнего, эта плотность изменяется до $1,72 \cdot 10 \text{ кг/м}^3$, а плотность поверхностного слоя формы до $1,78 \cdot 10 \text{ кг/м}^3$.

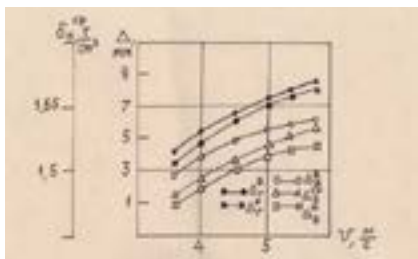


Рисунок 2 - Зависимости толщины упрочненных слоев от оптимальной средней плотности пакета и от изменения скорости движения пакета

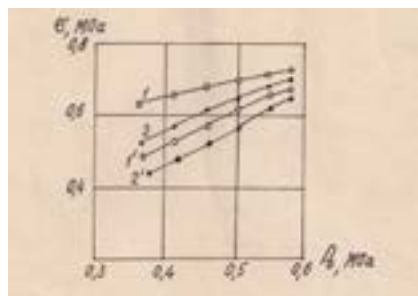


Рисунок 3 - График изменения вертикальных напряжений в зависимости от начального давления в ресивере при формировании пакета смеси 1 (м/с) и 1' (м/с) над моделью и 2 – 2' в околomodельной зоне.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Абдрахманов Е.С. Исследование процесса уплотнения смеси с эффектом поверхностного упрочнения форм. Литейное производство, №7, 1994, с. 15-17.
- 2 Абдрахманов Е.С., Исагулов А.З. Двухстадийное уплотнение форм. Литейное производство, №8, 1996, с.21-22.
- 3 Герц Е.В., Крейнин Г.В. Расчет пневмоприводов, М., Машиностроение, 1975.
- 4 Герц Е.В., Перельцванг М.И. Определение параметров высокоскоростного привода. Теория пневмопривода. М., Наука, 1969.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСНОВНЫХ КОНСТРУКТИВНЫХ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ УДАРНОГО МЕХАНИЗМА ПРИ ВСП-КОМБИ ПРОЦЕССА

АЙДАРХАНОВ А. А.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ТУСУПБЕКОВА М. Ж., ШОШАЙ Ж. Ш.

ст. преподаватели, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБДРАХМАНОВ Е. С.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Структура пневматического ударного цилиндра схематично изображена на рисунке 1. Цилиндр разделен промежуточным телом 2 на две камеры А и Б. В исходном положении поршень прижат к промежуточному телу давлением P_2 , образованном в камере Б при обратном ходе поршня в предыдущем цикле.

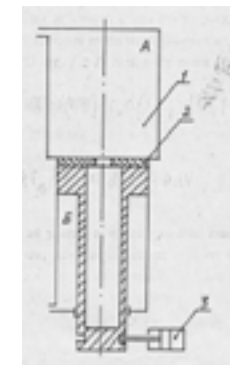


Рисунок 1 - Схема ударного пневмоцилиндра

Давление в камере А равно атмосферному $P=P_a$. Если с помощью соответствующего реверсивного органа вывести воздух из камеры Б, а в камере А создать давление, то произойдет следующее: давление в камере Б цилиндра все больше понижается, но оказывает при этом действие, которое действует на поверхность поршня, определяемую диаметром отверстия в промежуточном теле цилиндра:

$$F_1 = \frac{\pi d^2}{4} \text{ см}^2/\text{Г·МИН}$$

Вследствие большой разницы площадей F_2 и F_1 достигается то, что в момент отхода поршня от уплотняющего пояса на промежуточном теле цилиндра давление P_1 в камере А значительно выше давления P_2 в камере Б. Как только поршень отходит от промежуточного тела, давление P в камере А начинает действовать на всю поверхность поршня. За счет большего перепада сил, действующих с одной и с другой стороны на поршень, рабочему органу сообщается большое ускорение.

Общее управление, описывающее термодинамический процесс при переменной массе газа имеет вид:

$$dQ + P_M dW_M = dU + AdL + PdW \quad (1)$$

где: dQ – количество тепла, поступающего (или отводимого) из окружающей среды;

P_M , P – количество энергии, содержащаяся в 1 кгс поступающего в полость газа и вытекающего из нее;

W_M , W – количество газа, поступающего в полость из магистрали и вытекающего из нее;

U – внутренняя энергия газа;

L – внешняя работа газа;

A – термодинамический эквивалент работы.

На первом этапе рабочего цикла пневматического ударного цилиндра происходит наполнение камеры А до давления P_1 и опорожнение камеры Б до давления P_2 . Соотношение между давлениями P_1 и P_2 определяются зависимостью:

$$P_1 F_1 - P_2 F_2 - P = 0 \quad (2)$$

где - результирующая всех сил, действующих на поршень кроме воздуха;

P_T – сила трения;

G – вес поступательно движущихся частей пневмоцилиндра (поршень, шток, плита)

Для более эффективного использования энергии сжатого воздуха необходимо выбирать такое соотношение между площадями F_1 и F_2 , чтобы в момент отхода поршня от штока давление в камере А было весьма близко к давлению магистрали: $P_1=P_M$, а давление в камере Б – близко к атмосферному давлению $P_2=P_a$.

Процесс заполнения постоянного объема может проходить либо без теплообмена с окружающей средой, если время наполнения незначительно, либо наоборот с интенсивным теплообменом, если время наполнения продолжительно.

Эксперименты, проведенные показали, что для исключения влияния теплообмена на процесс объема, время процесса при $P_A=P_a$ и $P_B=P_M$ должно быть меньше 2 сек. Для того, чтобы температура оставалась практически постоянной и равной температуре окружающей среды, длительность процесса возрастания давления от P_A до P_M должна быть свыше 10 сек. . Если в уравнение (1) подставить:

$$dQ = 0; dW = 0; dU = d(UW) = C_v d(TW); dL = p dV;$$

$P_M=1$, то получим уравнение наполнения газом постоянного объема:

$$KRT_M dW_M = VdP + KPdV \quad (3)$$

Из уравнения (3) не удастся получить уравнения адиабаты или какое-либо другое уравнение, описывающее один из основных термодинамических процессов. Из условия равенства температур магистрали и окружающей среды получено уравнение для определения времени наполнения постоянного объема

$$t = 3,62 \cdot 10^{-3} \frac{V_0}{M_{1,2}} [\Psi_1(\sigma_2) - \Psi_1(\sigma_1)] \quad (4)$$

при $0,528 < \sigma < 1$ – подкритический режима

где: $\sigma_1 = \frac{P_1}{P_M} = \frac{P_2}{P_M}$ – отношение давления среды, в которую

поступает газ, к давлению среды, из которой он вытекает;

$\sigma_2 = \frac{P_1}{P_M} = \frac{P_2}{P_M} = 1$ – отношение давления, соответствующего началу

периода наполнения, к давлению в магистрали соответствующего началу периода наполнения, к давлению в магистрали соответствующего концу периода наполнения объема камеры к давлению в магистрали.

$$\sigma = \sigma_c = \left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{1}{k-1}} = 0,528 \text{ при } k = 1,4,$$

$$\varphi(\sigma) = \sqrt{\sigma^{\frac{2}{k}} - \sigma^{\frac{k+1}{k}}} = 0,2588,$$

$$\varphi(\sigma) = \sqrt{\sigma^{\frac{2}{k}} - \sigma^{\frac{k+1}{k}}} - \text{расходная функция}$$

Если в уравнение (1) положить:

$$\alpha Q = 0; \alpha W = 0; \alpha U = \alpha(UW) = C_v \alpha(TW);$$

$$\alpha L = p\alpha V; \Pi = 1; \alpha Q = 0; \Pi_n \alpha W_n = 0$$

Получим уравнения истечения газа из ограниченного объема

$$-kRT\alpha W = k p \alpha V + V \alpha P \quad (5)$$

Учитывая, что ;

$$\text{Получаем выражение: } \alpha p v + k p \alpha v = 0,$$

Которое представляет собой уравнение адиабаты:

$$p v^k = \text{const} \quad (6)$$

Время истечения газа в полости Б определяется уравнением:

$$t = 2,23 \cdot 10^{-2} \frac{V_0}{\mu_1 f_1 \sigma_a^{\frac{2k}{k-1}}} [\Psi_2(\sigma_2) - \Psi_2(\sigma_1)] \quad (7)$$

где: $\Psi_2(\sigma_1) = \sigma^{\frac{k-1}{2k}}$ при $0 < \sigma < 0,528$

$$\Psi_2(\sigma) = \sigma^{\frac{k-1}{2k}} + \frac{k-1}{2k} \varphi(\sigma), \int_{\sigma_1}^{\sigma_2} \frac{\sigma \varphi(\sigma)}{\sigma^{\frac{2k}{k-1}}} \text{ при } 0,528 < \sigma < 1$$

Учитывая, что истечение происходит в атмосферу, имеем:

$$\sigma_1 = \sigma_a = \frac{P_a}{P_n}$$

Поскольку ранее было высказано предположение, что давление в камере Б цилиндра на первом этапе понижается до давления, равному атмосферному, имеем:

$$\sigma_2 = \frac{P_a - P_a}{P \cdot P_a} = 1$$

Расход газа определяется зависимостью:

$$\sigma_n = \mu f \sqrt{\frac{2gk P_n}{k-1 v_n} \left(\sigma^{\frac{2}{k}} - \sigma^{\frac{k+1}{k}} \right)} \quad (8)$$

Если уравнение (8) положить , то получается, так называемый критический расход:

$$\sigma_c = \mu f \left(\frac{2}{k+1}\right)^{\frac{1}{k-1}} \sqrt{\frac{2gk}{k+1} \cdot \frac{P_n}{v_n}} \quad (9)$$

Второй этап работы пневмоцилиндра – движения поршня при его рабочем ходе. Период движения поршня состоит из двух частей: времени, в течение которого происходит набор кинетической энергии от нуля до максимального значения, и времени, в течение которого производится торможение поршня и потеря кинетической энергии.

Уравнение движения поршня имеет вид:

$$M \frac{d^2 x}{dt^2} = P_1 F_1 - P_2 F_2 \quad (10)$$

Уравнение движение может быть решено совместно с уравнениями, характеризующими термодинамические процессы, протекающие в полостях цилиндра при движении поршня. В работе [2] приводится система таких уравнений, но решение этой системы возможно только методом численного интегрирования, что весьма громоздко и трудоемко, поэтому для инженерных методов расчета пневматического ударного цилиндра приходится искать хотя бы приближенные, но упрощенные методы расчета.

На третьем этапе работы пневматического удара (механизма) цилиндра производится обратный ход поршня. Характер термодинамических процессов и сам характер движения поршня при этом аналогичен работе типового пневматического цилиндра.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Герц Е.В., Перельцванг М.И. Определение параметров высокоскоростного привода. Теория пневмопривода. М., Наука, 1969.
- 2 Исагулов А.З. Исследование процесса уплотнения холоднотвердеющих и жидкостекольных форм высокоскоростным прессованием. – Дисс. к.т.н. – М, 1980. – 186 с.
- 3 Матвеев И.В. Процессы динамического уплотнения литейных форм и выбор параметров формовочных машин. – Дис... д.т.н. – М, 1979. – 429с.

4. Решение о выдаче патента РФ №94-013584/02 от 21.09.94. Ударный пневмоцилиндр. Матвеев И.В., Абдрахманов Е.С., Исагулов А.З.

АНАЛИЗ НОВЫХ МАТЕРИАЛОВ В МЕТАЛЛУРГИИ

АЛИБЕКОВА Д. М., АСЕНТАЕВА Ж. Х.,
БЕЙСЕНБЕКОВА А. Е., ЗАКИРОВ И. Р.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ДЕЙГРАФ И. Э.

магистр, ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Появление новых конструкционных материалов и разработка технологий их получения являются объективной необходимостью технического и социального развития общества. Это видно из краткого перечня основных направлений использования новых перспективных материалов:

- для информационных технологий (оптические и магнитные запоминающие системы, электронные приборы, дисплеи);
- для транспортных средств (автомобилестроение, аэрокосмическая техника, железнодорожный и водный транспорт);
- для тепло- и электроэнергетики (электростанции, системы накопления и распределения энергии, системы хранения и транспортировки топлива, системы для возобновления энергии);
- для станкоинструментальной промышленности;
- для медицинской техники (хирургический инструмент, протезы, имплантанты);
- строительные материалы.

Возрастание требований потребителей к свойствам конструкционных материалов можно свести к следующим показателям:

- повышению удельных механических свойств (прочность, упругость и т.п. в расчете на единицу массы или удельного веса), что должно обеспечивать снижение массы изделий и затрат на их эксплуатацию;
- повышению сопротивляемости материала воздействию рабочей среды (температуры, агрессивности среды, радиационному и пучковому излучению и т.п.);
- повышению долговечности (ресурса службы) материала и его надежности в эксплуатации [2].

Особое внимание уделяется легким цветным металлам и сплавам на их основе; материалам, имеющим мелкодисперсную и ультрамелкодисперсную структуру, монокристаллическим, аморфным и порошковым материалам.

Такие структуры обеспечивают прочностные характеристики иногда на порядок превышающие традиционные значения прочности и придают материалам особые технологические, физические и эксплуатационные свойства.

Материалы с такими структурами служат основой для создания различного рода композиционных материалов, деталей, полученных методами порошковой металлургии, и других деталей, обладающих специальными свойствами.

Исходя из природы конструкционных и инструментальных материалов, их можно разделить на следующие основные группы:

- 1) металлические материалы, к которым относятся:
 - сплавы на основе железа – чистое железо, стали, чугуны;
 - стали и сплавы с особыми физическими свойствами (магнитные и немагнитные стали и сплавы, аморфные сплавы, сплавы с высоким электрическим сопротивлением, сплавы с эффектом памяти формы и т.д.);
 - цветные металлы и сплавы – алюминий и сплавы на его основе (деформирующиеся и литейные; упрочняемые и не упрочняемые термической обработкой), медь и сплавы на ее основе (латуни, бронзы), титан и сплавы на его основе, подшипниковые сплавы и др.
- 2) неметаллические материалы:
 - полимерные органические материалы – пластмассы (термореактивные и термопластичные), резины;
 - композиционные материалы с неметаллической матрицей (стекло-пластики, углепластики, оргпластики и др.);
 - неорганические материалы (стекло, ситаллы, керамика);
- 3) материалы со специальными свойствами – электронные материалы, материалы с особыми оптическими свойствами (волоконная оптика, люминофоры), проводниковые материалы.

Кроме того, возможна классификация конструкционных материалов по свойствам, определяющим выбор материала для конкретных деталей конструкций. Каждая группа материалов оценивается соответствующими критериями, обеспечивающими работоспособность в эксплуатации. Универсальные материалы рассматриваются в нескольких группах, если возможность их

применения определяется различными критериями. В соответствии с выбранным принципом классификации все конструкционные материалы подразделяют на следующие группы:

- материалы, обеспечивающие жесткость, статическую и циклическую прочность (стали);
- материалы с особыми технологическими свойствами;
- износостойкие материалы;
- материалы с высокими упругими свойствами;
- материалы с малой плотностью;
- материалы с высокой удельной прочностью;
- материалы, устойчивые к воздействию температуры и рабочей среды.

Сплавы с регламентируемым температурным коэффициентом линейного расширения, области применения этих сплавов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Область применения сплавов с заданным ТКЛР

Интервал значений ТКЛР, 10 ⁻⁷ К ⁻¹	Область использования
0 - 20	Измерительные приборы, геодезические измерительные ленты, регуляторы расширения, компенсационные элементы, компоненты термобиметаллов.
50 - 80	Регуляторы расширения, компоненты термобиметаллов, спаи с тугоплавким стеклом, металлокерамические соединения, материал сердцевины проволоки с медной оболочкой.
80 - 110	Спаи с низкоплавким стеклом.
180 - 210	Регуляторы расширения, компоненты термобиметаллов

Основным представителем сплавов с минимальным ТКЛР является сплав 36Н. Инвар имеет самые низкие значения α в интервале температур от -100 до $+100^{\circ}\text{C}$. Благодаря высокому уровню механических свойств и технологичности инвар используется в качестве конструкционного материала для деталей, от которых требуется постоянство размеров при меняющихся температурных условиях эксплуатации. Из инвара изготавливают жесткозакрепленные трубопроводы сложной пространственной

формы, перекачивающие сжиженные газы в криогенных установках. Малая величина ТКЛР позволяет уменьшить напряжения в трубопроводах и предотвратить возможность их разрушения. Отпадает необходимость установки сильфонных узлов для компенсации деформации, что упрощает конструкцию и делает ее более надежной.

Для обеспечения минимально возможного ТКЛР и наибольшей стабильности размеров содержание углерода в сплавах инварного состава не должно превышать 0,05 %. Более высокое содержание углерода приводит к изменению параметров кристаллической решетки. Для сплавов со стеклом повышенное содержание углерода приводит к выделению CO_2 в процессе впаивания и образованию газовых пузырей в стекле.

В таблице 2 приведены составы и свойства сплавов с регламентированными значениями ТКЛР, нашедших наиболее широкое применение. Значения ТКЛР приведены в состоянии после отжига при температуре $\sim 900^{\circ}\text{C}$ с последующим медленным охлаждением.

Таблица 2 – Состав и свойства Fe – Ni сплавов с регламентированным ТКЛР

Названия сплавов	Марка сплава	Массовая доля элементов, %			Тепловые свойства	
		Ni	Co	Cu	Интервал температур, $^{\circ}\text{C}$	α , 10 ⁻⁶ К ⁻¹
Инвар	36Н	35-37	-	-	20-80	1,5
Суперинвар	32НДК	31,5-33	3,3-4,2	0,6-0,8	20-100	1,0
Ковар	29НК	28,5-29,5	17-18	-	20-400	4,5-5,2
Платинит	47НД	46-48	-	4,5-5,5	20-400	9,2-10

ТКЛР сплавов зависит от предварительной обработки. Минимальное значение коэффициента α инвара достигается после закалки от 830°C , в результате которой примеси переходят в твердый раствор, и отпуска при 315°C . Холодная деформация также способствует снижению ТКЛР. В результате комбинации обеих обработок он становится почти равным нулю.

Замена части никеля равным количеством кобальта и легирование малыми добавками меди позволяет дополнительно снизить ТКЛР инвара. Такой сплав называют суперинваром.

Состав сплавов для пайки и сварки со стеклом подбирают таким образом, чтобы ТКЛР стекла и металла были близки во всем интервале температур вплоть до размягчения стекла. Ковар применяют для соединения с термостойкими стеклами, а платинит – с обычными легкоплавкими стеклами, применяемыми в электровакуумной промышленности. На рисунке 1 приведен характер линейного расширения двух разных сортов стекла и соответствующих им сплавов.

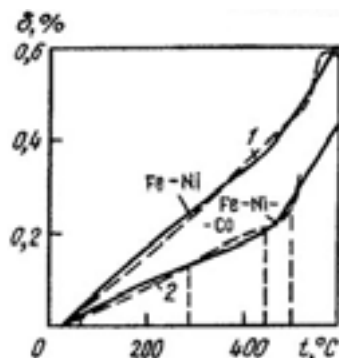


Рисунок 1 – Температурные зависимости относительного изменения длины легко- (1) и тугоплавкого (2) стекла и сплавов Fe – Ni и Fe – Ni – Co.

Стали с определенным тепловым расширением служат также для изготовления термобиметаллов, когда слой с низким тепловым расширением («пассивный слой») путем прокатки надежно соединяют с другим слоем, обладающим более высоким тепловым расширением («активный слой»). Биметаллические пластины используют в качестве терморегулятора в приборостроении. Нагрев такой пластинки приводит к ее искривлению, позволяющему разомкнуть электрическую цепь.

Основным свойством термобиметаллов является термочувствительность, т. е. способность изгибаться при изменении температуры. В качестве пассивной составляющей обычно применяют инвар 36Н с ТКЛР равным $1,5 \cdot 10^{-6} \text{ К}^{-1}$, а в качестве

активной – Fe-Ni сплавы с ТКЛР около $20 \cdot 10^{-6} \text{ К}^{-1}$, содержащие 8 – 27 % Ni, дополнительно легированные Cr, Mn, Mo.

В ходе проделанного обзора новых материалов в металлургии, были выделены и рассмотрены некоторые материалы, а именно сплавы с регламентируемым температурным коэффициентом линейного расширения, которые достаточно распространены при изготовлении измерительных приборов и регуляторов расширения.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Дигонский В. В., Дигонский С. В., Дигонский А. В., Дубинин Н. А. Металлургия будущего. – Новосибирск: Наука, 1993. – 128.
- 2 Зборщик А.М. Конспект лекций по дисциплине «Новые материалы в металлургии», Донецк: ГВУЗ «ДонНТУ», 2008. – 253 с.

МЕТРОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ АНАЛИТИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ ВО ВТОРИЧНОЙ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

АЛЬМЯШЕВА О. Ю., ДЮСЕБАЕВА С. Т.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
МАРКОВА С. Ю.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Развитие вторичной цветной металлургии - важнейшее условие обеспечения народного хозяйства цветными металлами не только из – за истощения природных ресурсов, но и потому, что металлы из вторичного сырья-лома (отслужившие свой срок изделия и отходы производства) имеют более низкую себестоимость по сравнению с получаемыми из руд. Несмотря на дефицит цветных металлов, использование сплавов из вторичного сырья в промышленности ограничено из – за наличия в них примесей и неметаллических включений. Одна из объективных причин такого положения – сложный химический состав сырья, поступающего на металлургический передел. Контроль химического состава (аналитический контроль (АК)) проводят на основе спектральных методов анализа монолитных проб и методов анализа проб после их растворения. При этом спектральными методами выполняют более 90% всех элементопределений. Метрологическое обеспечение АК до сих пор сводилось лишь к выпуску стандартных образцов (СО) состава анализируемых сплавов в основном для градуирования спектральных приборов [1, с. 102].

Повышение качества продукции невозможно без дальнейшего развития метрологического обеспечения АК: для ограничения содержания примесей и включений на требуемом уровне необходимо установить целесообразную точность пробоотбора, пробоподготовки и анализа проб сырья, расплавов и готовой продукции; разработать методы оценки соответствующих метрологических характеристик и поддержания их значений в заданных пределах и др. Погрешности АК имеют здесь прямые экономические следствия, так как решения по управлению производством принимают по данным АК. Схема применения АК в управлении производством сплавов цветных металлов из вторичного сырья приведена на рисунке 1, где 1 – контроль сырья, 2 – контроль плавки (экспресс - анализ); 3 – контроль готового сплава (продукции). Кроме того, во вторичной цветной металлургии, в отличие от других отраслей народного хозяйства, необходимо учитывать, что в состав не только анализируемых проб, но и СО, изготавливаемых на основе вторичного сырья, сложен и обычно полностью неизвестен: распределение результатов анализа нередко отличается от нормального [1, с. 147].

Погрешностью аттестации СО не всегда можно пренебречь; погрешности проотбора и пробоподготовки значимы даже для расплавов.

Таким образом, существующие решения вопросов метрологического обеспечения АК не удовлетворяют потребности вторичной цветной металлургии. Поэтому разработка методов достижения требуемой точности АК во вторичной цветной металлургии – одна из актуальных задач аналитической химии и метрологии, для решаемых на основе теории систем.

В других показано, что операции пробоотбора, пробоподготовки и анализа проб следует рассматривать в совокупности как неотъемлемые элементы АК.

Поэтому для достижения требуемой точности АК его метрологическое обеспечение включает разработку и применение системы научных и организационных основ, технических средств, правил и норм пробоотбора, пробоподготовки и анализа проб.

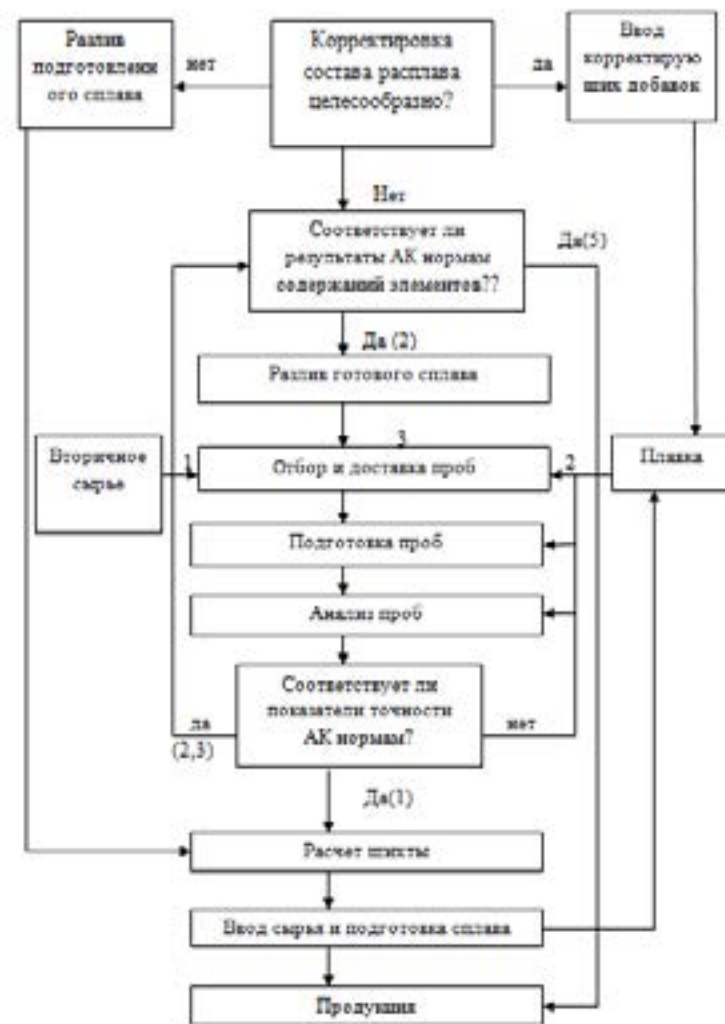


Рисунок 1 - Схема применения аналитического контроля в управлении производством сплавов цветных металлов из вторичного сырья

Основное требование, которому должна удовлетворять такая система,- эффективность. По определению, рассматриваемая система в отношении аналитической службы выступает в роли

обеспечивающей (смежной) системы. Четкую границу между этими двумя системами провести невозможно. Как и для аналитической службы, системой верхнего уровня здесь служит система управления технологическим процессом (плавкой). Структурная схема системы, разработанной во вторичной цветной металлургии, показана на рисунке 2. Выделены четыре подсистемы: А подсистема разработки СО состава сплавов цветных металлов из вторичного сырья; Б - подсистема достижения требуемой точности анализа проб с применением СО (в эту подсистему входят: градуирование спектральных приборов - 1, аттестация методик и средств анализа - 2, оперативный контроль точности анализа проб и поверки средств - 3); В - подсистема достижения требуемой точности апробирования и в целом АК партий сырья расплавов на стадии экспресс - анализа или контроля готовой продукции, исходя из применения аттестованных методик и средств анализа проб (сюда входят соответственно: оценка и нормирование погрешностей АК вторичного сырья - 4, экспресс - анализа расплава - 5, АК при разливе готовых сплавов - 6); Г - подсистема расчета внутризаводских допусков на результаты АК, позволяющих с заданной доверительной вероятностью гарантировать правильность принимаемых решений по управлению плавкой (исходя из сведений о погрешности АК). Подсистемы А - Г имеют не только прямые, но и обратные связи. Так на рисунке 2 показана пунктиром обратная связь требований к СО с величинами внутризаводских допусков и, соответственно, погрешностями АК.

При разработке подсистемы учитывалось, что для исследования однородности монолитного материала СО сплавов можно найти такие, которые при равных вероятностях погрешностей первого и второго рода в оценке однородности позволяют выполнить минимальный объем измерений. Были разработаны алгоритмы нормирования погрешностей аттестации СО сплавов, исходя из допускаемых значений погрешности АК; методы использования спектральной информации с целью уточнения аттестуемых характеристик СО, а также поэкземплярной аттестации приборов. По результатам исследования неопределенности в оценке правильности методики анализа проб из-за погрешностей аттестации применяемых СО были найдены выборочные критерии оценки, учитывающие погрешности аттестации СО и возможное несоответствие результатов анализа нормальному распределению. Предложен алгоритм оптимизации условий многокомпонентного анализа проб, подходящий для всех определяемых компонентов

сплава и, вместе с тем, позволяющий максимально использовать метрологические возможности применяемых средств измерений для каждого компонента. Показано, что распределение компонентов в ломе и кусковых отходах сплавов отличаются и изменяются от партии к партии. На основе статистических выборочных методов, свободных от распределения, разработан метод оценки и нормирования точности АК лома и кусковых отходов. Установлено, что при АК некомпактного сырья (стружки, высечки и т.п.) с применением спектральных методов анализа основные погрешности возникают на стадии подготовки пробы к анализу сплавления из-за испарения легколетучих компонентов.

Выполнены эксперименты, позволяющие определить условия, при которых эти погрешности будут минимальны. Исследована неоднородность химического состава плавки сплавов цветных металлов из вторичного сырья в индукционных и отражательных печах. Показано, что в общем случае неоднородностью плавки при оценке источников случайных погрешностей АК пренебречь нельзя. Источник основных систематических погрешностей при отборе проб от расплава для спектральных методов анализа - ликвация элементов в пробе. Предложены поправки к результатам АК, учитывающие значения ликваций. Построены зависимости вероятностей ошибочных решений по управлению плавкой от погрешностей АК. Рассчитаны допуски на результаты АК, позволяющие гарантировать с заданной доверительной вероятностью правильность принимаемых решений. Установлены соотношения между нормами погрешностей АК плавки и диапазоном контролируемых массовых долей компонентов сплава [2, с. 230].

Организационные основы системы изложены в действующих во вторичной цветной металлургии согласованных с государственной метрологической службой методических указаниях по разработке и применению СО предприятий (МУ 48 - 3600 - 02 - 83), аттестации методик и средств анализа проб (МУ 48 - 3600 - 04 - 86), нормированию погрешностей контроля химического состава плавки (МУ 48 - 3600 - 05 - 85), контролю качества лома (МУ 48 - 3600 - 06 - 85), основным положениям нормирования погрешностей опробования (РД 48 - 1900 - 10 - 87), организации внутреннего и внешнего контроля результатов анализа проб (МУ 48 - 3600 - 12 - 87).

В процессе введения в действие этих документов разработаны и зарегистрированы в установленном порядке более ста типов СО предприятия, проведена метрологическая аттестация более 150 не

аттестованных методик и средств анализа материалов вторичной цветной металлургии, организован оперативный контроль точности анализа проб минимизированы погрешности АК вторичного сырья, расплавов, готовой продукции; подготовлены к аттестации аналитические службы предприятий подотрасли. Экономический эффект от внедрения СО предприятий, аттестованных методик и средств анализа проб, методик и средств пробоотбора и пробоподготовки, норм погрешностей обусловлен сокращением простоев плавильных агрегатов во время экспресс - анализа, увеличением количества используемых шлакокачественных дешевых сортов вторичного сырья, снижением расхода дефицитных первичных металлов, применяемых в качестве корректирующих состав расплава добавок, уменьшением пересортицы сплавов и количества сплавов, повторно переплавляемых из-за несоответствия требованиям по составу [3, с. 76].

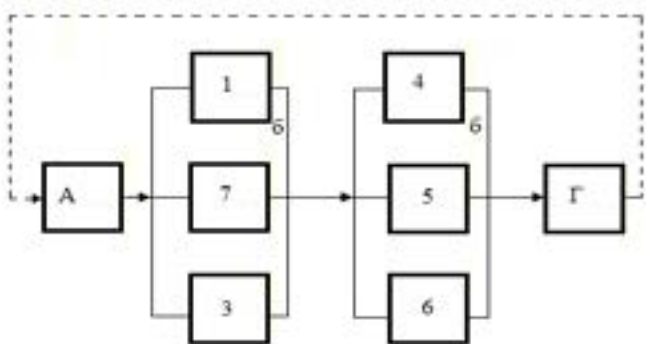


Рисунок 2 - Структурная схема системы, разработанная во вторичной цветной металлургии

В качестве критерия абсолютной экономической эффективности метрологического обеспечения производства и отсутствия экономии приведенных затрат на него и предлагается принимать отношение экономии в производстве к дополнительным капитальным вложениям на совершенствование метрологического обеспечения (оно должно быть не меньше единого нормативного коэффициента, равного 0,15). В данном случае это отношение составило 0,59.

Анализ связей системы с «внешней средой» позволяет выделить факторы, ограничивающие эффективность системы. Эти

факторы связаны с отсутствием автоматизированных технических средств для отбора проб лома и отходов, а также расплавов, что ограничивает число точечных проб, отправляемых на анализ; отсутствием нормы точности взвешивания вторичного сырья (для гораздо более бедных руд, в отношении содержания металлов такие нормы существуют), из-за чего теряется смысл достижения точности АК сырья, так как погрешности измерения его массы могут вносить в расчет шихты свои существенные погрешности; отсутствием средств измерений объема (массы) расплава в печи, что уменьшает результативность достижения точности экспресс - анализа при корректировке состава расплава (смотри рисунок 1). Кроме того, по - видимому, необходимо допустить применение отдельных методик анализа в роли «индикаторов», которые не нужно аттестовать (по аналогии со средствами измерений); разработать вместо аттестатов стандарты на методы рентгенофлуоресцентного анализа сплавов цветных металлов из вторичного сырья; разработать документ, нормирующий длительность и точность АК с учетом работ по метрологическому обеспечению АК, который позволил бы формировать соответствующий штат сотрудников. Нуждаются в пересмотре нормы содержания компонентов в сплавах, не только в связи с унификацией сплавов, но и для определения необходимой точности установления этих норм.

Решение перечисленных задач, смежных с рассмотренными выше, должно привести к дальнейшему росту эффективности системы и соответствующему улучшению качества продукции вторичной цветной металлургии [4, с. 120].

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Уткин Н.И. Металлургия цветных металлов. М.: Металлургия, 1985. - 216с.
- 2 Стандартизация, метрология и сертификация. Издательство «ЭРАЙТ - ИЗДАТ» - 350 с. - 2005. И. Москва.
- 3 Тартаковский Д.Ф. Метрология, стандартизация и технические средства измерений. М.: 2003-205с.
- 4 Гугелев А.С. Система экономического обеспечения качества продукции. М.: Издательство стандартов, 2004. - 209 с.

АНАЛИЗ ОСНОВНЫХ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОХРОМА

АСКЕРФАЛИЕВ Е. С., ТЛЕГЕНОВ Б. А.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШОШАЙ Ж.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖУНУСОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар

ЖУНУСОВ А. К.

к.т.н., доцент ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Еще в начале семидесятых годов в ферросплавной промышленности назрела проблема повышения единичной мощности печных установок, что требовало модернизации металлургических предприятий путем реконструкции маломощных открытых печей. В свою очередь, достижение высоких технико-экономических показателей работы на мощных закрытых агрегатах зависит от степени подготовленности шихтовых материалов [1]. Вопрос обеспечения углетермического производства хромистых ферросплавов кусковой или окускованной рудой актуален и в настоящее время. Особо остро данная проблема стоит перед Аксуским заводом ферросплавов (АЗФ), в цехах которого имеются печи мощностью 33 и 63 МВА.

АЗФ, являющийся главным производителем ферросплавов в Казахстане, считается одним из крупнейших предприятий не только на постсоветском пространстве, но и в мире. На мировом рынке ферросплавов данное предприятие вошло в тройку наиболее конкурентоспособных: 1-е место – на рынке США, 2-е – в Европе, 3-е – в Японии. С распадом СССР, в условиях снижения уровня производства и потребления ферросплавов, АксЗФ сохранил свои позиции в мировом масштабе по относительному объему выплавки и продажам ферросплавов. На предприятии, имеющем в своем штате более 6000 человек, работают 4 ферросплавных цеха с 26 электропечами, включая крупнейшие печи мощностью 63 МВА. Заводу, первоначально ориентированному на производство только сплавов ферросилиция, суждено было стать одним из уникальных предприятий, совмещающим крупномасштабное производство хромистых, кремнистых и марганцевых сплавов [2]. За период с 1997 по 2001 г.г. с учетом конъюнктуры мирового рынка существенно

изменился сортамент выпускаемой продукции: снижены объемы производства ферросилиция и высвободившиеся печные мощности переориентированы на выплавку феррохрома и марганцевых сплавов [2].

Особое место в производстве на заводе занимает цех № 6, строительство которого было начато в 1977 году. В 1982 году была сдана в эксплуатацию последняя четвертая печь. Цех № 6 оснащен первой и единственной в мире серией рудовосстановительных круглых, закрытых электропечей РКЗ-63И1 разработки Всесоюзного научно-исследовательского института электротермического оборудования (г. Москва) и изготовления Новосибирского завода электротермического оборудования, предназначенных для выплавки ферросилиция с содержанием до 45% кремния. Установленная мощность печей составляет 81 МВА (3 однофазных трансформатора ЭОДЦНК-83300/220 по 27 МВА) с глубоким вводом 230 кВ с установкой продольной компенсации реактивной энергии с конденсаторными батареями мощностью 40,2 МВА. При разработке печей были применены последние мировые и отечественные технические достижения.

На АксЗФ впервые в мире разработана и освоена технология выплавки высокоуглеродистого феррохрома на закрытых печах мощностью 81 МВА и в настоящее время реализуется комплекс технических решений по организации производства 450 тыс. т феррохрома в год с использованием хромовых руд Кемпирсайского рудного массива.

В результате перевода цеха № 6 с производства ферросилиция на выплавку высокоуглеродистого феррохрома возник ряд крупных проблем по технологии проведения процесса плавки и по организации обеспечивающих производств. По ходу преодоления этих проблем был решен ряд задач теоретического и прикладного характера. В области внедрения передового научно-прикладного опыта освоены и внедрены технологии: выплавки высококачественного высокоуглеродистого феррохрома методом внепечного раскисления металла, получения феррохрома с низким (менее 0,015 %) содержанием фосфора и феррохрома, легированного кремнием. Эти научно-технические достижения позволяют гибко реагировать на изменения требований современного мирового рынка ферросплавов.

Одним из приоритетных направлений совершенствования технологии выплавки высокоуглеродистого феррохрома является

использование местного казахстанского сырья: кварцита, хромовой руды, каменного угля. Это положительно влияет на снижение себестоимости ферросплава и отражает политику государства по поддержке отечественного производителя. Чтобы обезопасить завод от колебаний внешних поставок, еще в 1998 году принято решение о создании собственного минерально-сырьевого комплекса.

Техническая политика Аксуского завода ферросплавов ориентирована также на использование внутренних резервов предприятия [3-4]. Технические проекты взаимно дополняются комплексной программой энерго- и ресурсосбережения на период до 2018 года, которая предусматривает выполнение мероприятий научно-технического плана по снижению энергетической и материалоемкой составляющей в себестоимости выпускаемой продукции.

Результаты теоретических и практических разработок по освоению производства высокоуглеродистого феррохрома в электропечах повышенной мощности имеют в настоящее время большую актуальность и важное значение для предприятий ферросплавной отрасли.

ЛИТЕРАТУРА

1 Щедровицкий Я. С. Основные направления развития производства кремнистых и хромистых ферросплавов // Производство ферросплавов. - Южно-уральское книжное издательство, 1972. – Вып. 7. – С. 3-5.

2 Ибрагимов А.Р., Святов Б.А. Аксуский завод ферросплавов: этапы развития // Сталь, 2000. – № 11. – С. 34-38.

3 Святов Б.А., Кулинич В.И. Перспективы диверсификации производственной программы и технического развития Аксуского завода ферросплавов // Физико-химические и технологические вопросы металлургического производства Казахстана: Сб. научн. трудов Химико-металлургического института им. Ж. Абишева. – Алматы: Искандер, 2002. – Т.30. – С. 282-288.

4 Святов Б.А., Толымбеков М.Ж., Привалов О.Е. Изучение и выбор электрических и геометрических параметров ферросилициевой печи РКЗ-33 МВА для перевода на выплавку ферросиликомарганца // Физико-химические и технологические вопросы металлургического производства Казахстана: Сб. научн. трудов Химико-металлургического института им. Ж. Абишева. – Алматы: Искандер, 2002. – Т.30. – С. 416-425.

СПОСОБЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЕВОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

АЯШИНОВА Г. Ф., БОЛАТ Р.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖУНУСОВ А. К.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШОШАЙ Ж.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖУНУСОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар

При производстве глинозема существующими методами образуется значительное количество отходов - красных шламов. Они содержат ряд полезных компонентов в концентрациях, представляющих промышленный интерес. Как установлено, длительность хранения красных шламов в отвалах не влияет на изменение их структуры.

В Институте металлургии УрО РАН в 50-х годах прошлого столетия выполнены исследования в лабораторных и полупромышленных масштабах по переработке красных шламов глиноземного производства. При этом предусмотрена предварительная агломерация красного шлама и плавка в низкошахтной электрической печи с получением чугуна и геленитных шлаков. Геленитовые шлаки спекались при температурах 1000-1150 оС содой и известняком. В процессе выщелачивания из них извлекался глинозем на 85-92 %. Оставшиеся после выщелачивания белитовые шламы признаны пригодными для получения портландцементного клинкера. Чугун, получаемый по этой схеме, имел высокое содержание титана (0,4-0,9 %) и фосфора (до 1,0 %) [1-2].

Из венгерских красных шламов получали чугун следующим образом. Шламы, содержащие 30 % железа превращали в окатыши и выдерживали при температуре 900 оС специальной низкотемпературной печи без возгонки солей натрия, добавляли коксовую мелочь и 10-40 % извести, плавил. Из красных шламов с добавкой 10-15 % извести получали 1800-2000 т шлака на 1 т чугуна [1-2].

В Югославии разработана технология комплексной переработки красных шламов, предусматривающая плавку спеченного, окатанного или сбrikетированного сырья в электропечи с

получением высококачественного чугуна и шлака, пригодного для извлечения титана, алюминия, циркония, скандия, иттрия и других рассеянных элементов.

Чаще всего плавка с получением металла и шлака осуществляется в электрических печах. Однако разработаны и другие методы с плавкой в иных плавильных агрегатах. В Штюльцерберге красный шлам с получением жидкого металла и шлака перерабатывался во вращающихся печах по способу Эуленштейна и Крууса [1-2].

Фирмой «Джулини» (Германия) предложен и опробован в полупромышленном масштабе способ получения железа из красного шлама. Влажный шлам смешивают с отбросной угольной пылью и размолотым известняком, обжигают во вращающейся и подвергают плавке в подовой печи, из которой шлак непрерывно удаляется, гранулируется и используется для дорожного покрытия. Металлический расплав, может выпускаться из печи непрерывно или периодически и является полупродуктом для получения стали и чугуна [1-2].

Пирометаллургические методы извлечения железа из глиноземистых материалов, в том числе красных, шламов, без получения жидкого металла и шлака ориентируются на получение губчатого железа или крицы. Предложено [1] красные шламы подвергать фильтрованию с добавкой коагулирующих реагентов, сушке (в случае надобности), обжигу во взвешенном состоянии при 500-900 оС, охлаждению восстановленного материала, измельчению, магнитной сепарации губчатого железа с последующим изготовлением брикетов, извлечению оксидов других металлов из немагнитного продукта щелочными и кислотными растворами [1-2].

Подобные способы запатентованы в Англии, США, Франции. Полупромышленные опыты проводились на печи длиной 10 м с внутренним диаметром 0,6 м и диаметром выпускного отверстия 0,4 м; печь имела скорость вращения 1,35 об/мин, угол наклона 2,20. Из-за небольшой разницы температур восстановления и размягчения шихты не удалось получить крупную крицу, к тому же в крице наблюдалось повышенное содержание фосфора. Шлаки спекали с содой и известняком и возвращали в процесс Байера [1-2].

Имеется ряд других вариантов переработки железоглиноземистого сырья агломерацией в Казахстане. В работе [3] к переработке подвергли железистые пески, образовавшиеся на Павлодарском алюминиевом заводе, для получения окускованного продукта (агломерата) в лабораторных условиях.

Перед окомкованием железистый песок подвергался предварительной сушке при 100-150°С в сушильной печи. Влажность материала была доведена до 15-20 %. В качестве агломерационной шихты использовали: железистый песок, окалину (20 %), коксовую мелочь (5 %), возврат (20 %). Смешивание и окомкование проводили в барабанном смесителе. Для лучшего окомкования железистого песка в смеси использовали отвальный шлам фракции 0-5 мм, так как отвальный шлам в составе имеет глинистую часть. За счет применения в составе агломерационной шихты отвального шлама улучшилась степень окомкования исследуемого материала. В качестве топлива использовали отсев кокса КНР. Возврат использовался от предыдущего спекания. Лабораторные исследования проводили на агломерационной установке Аксуского завода ферросплавов (АксЗФ). Лабораторными спеканиями железистых песков было установлено: вертикальная скорость спекания – 12,5 мм /мин; удельная производительность - 0,77 т/м² час; барабанная прочность на удар – 77,9 %; температура в слое – 1220°С.

Из приведенного обзора следует, что большинство методов ориентировано на первичное выделение железа. При этом происходит существенное обогащение остатка по глинозему, упрощается и удешевляется технология выщелачивания глинозема. Обращает на себя внимание также тенденция перехода к внедоменным методам пирометаллургической переработки железоглиноземистого сырья. В схемах, предусматривающих получение жидкого металла, в последние годы все большее внимание уделяется подготовке шихты к разделительной плавке. При этом наряду с такими видами подготовки как окускование, с одновременным офлюсованием, все большее внимание уделяется предварительному восстановлению шихты.

ЛИТЕРАТУРА

1 Рабинер Ю. Прогрессивная технология переработки муниципальных отходов [Электронный ресурс] // Экология. Отходы. Мусор. Выбросы. Утилизация. URL:<http://www.new-garbage.com> (дата обращения: 04.03.15).

2. Леонтьев, Л.И. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Леонтьев Л.И., Ватолин Н.А. – М.: Металлургия, 1997. – 432 с.

3. Жунусов А.К., Байсанов С.О. Возможное использование отходов глиноземного производства в черной металлургии // Управление отходами – основа восстановления экологического равновесия промышленных регионов России: Сб. докладов IV межд. науч. практ. конф. (г. Новокузнецк, 23-25 октября). – Новокузнецк: СибГИУ, 2012. – С.198-200.

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ БЕСШОВНЫХ ТРУБ

БАЙГАЗИНОВА А., МАҚЫБЕК Ы.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
РАЙЫМЖАНОВА А. Н.
преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Данный способ относится к области прокатного производства, в частности к обработке металлов давлением и касается способов винтовой прошивки. Целью является повышение качества и точности геометрических размеров труб. Предложен способ производства бесшовных труб на агрегате со станами винтовой прошивки и с непрерывным станом продольной прокатки, включающий нагрев исходной заготовки, зацентровку, прошивку в стане винтовой прокатки, раскатку в стане продольной прокатки на оправке, калибровку, охлаждение и правку, в котором после прошивки осуществляют прокатку гильзы в стане винтовой прокатки на короткой конической оправке, задавая гильзу задним концом в очаг деформации, в котором ось разворота валков смещена относительно участка пережима на 0,05-0,25 длины бочки валка к выходу из очага деформации, а угол наклона входного конуса меньше на 1,0-2,5° соответствующего угла наклона в очаге деформации при прошивке. Предложенный способ обеспечивает получение труб высокой точности по геометрическим размерам с качественной внутренней и наружной поверхностью.

Способ получения бесшовных труб, включающий нагрев исходной заготовки, ее зацентровку и винтовую прошивку в гильзу на оправке в очаге деформации, образованном валками, развернутыми на угол подачи и имеющем входной конус, участок пережима и выходной конус, раскатку в непрерывном стане продольной прокатки на контролируемо перемещаемой оправке, калибровку, охлаждение и правку, отличающийся тем, что после

прошивки осуществляют прокатку гильзы в стане винтовой прокатки на короткой конической оправке, задавая гильзу задним концом в очаг деформации, образованный валками, развернутыми на угол подачи, и имеющий входной конус, участок пережима и выходной конус, в котором ось разворота валков смещена относительно участка пережима на 0,05-0,25 длины бочки валка к выходу из очага деформации, а угол наклона входного конуса меньше на 1,0-2,5° соответствующего угла наклона в очаге деформации при прошивке.

Способ получения бесшовных труб.

Данный способ касается получения горячекатаных труб на трубопрокатных агрегатах (ТПА) с раскатным станом продольной прокатки, например, с непрерывным станом.

В настоящее время известен способ получения горячекатаных труб, включающий нагрев и последующую прошивку сплошной заготовки в прессвалковом стане, раскатку стенки гильзы в непрерывном стане на удерживаемой оправке с получением черновой трубы, калибровку полученной черновой трубы до размеров готовой трубы и ее охлаждение [1, 217]. Недостатком этого способа является низкий выход годного при получении труб из литого металла вследствие большого количества наружных и внутренних дефектов, возникающих при прокатке труб в непрерывном стане из-за скольжения металла относительно валков и оправки при заданных режимах обжатия по диаметру и толщине стенки. Кроме того имеет место повышенная разностенность гильз при прошивке в прессвалковом стане.

Наиболее близким по технической сущности к заявленному техническому решению является способ производства бесшовных труб на ТПА с непрерывным станом, включающий нагрев исходной заготовки, ее зацентровку и прошивку в стане винтовой прокатки, прокатку в непрерывном стане на контролируемо перемещаемой оправке, калибровку, охлаждение и правку [2, 139].

Недостатками данного способа являются наличие дефектов на внутренней поверхности гильз, а также недостаточно высокая точность геометрических размеров. Это связано с тем, что при прошивке внутренний и наружный диаметр заднего конца гильзы на 1-1,5% меньше соответствующих размеров переднего конца, и при зарядке гильзы оправкой перед продольной прокаткой в непрерывном стане происходит «закусывание» оправки металлом, при этом нанесенная на оправку смазка соскребается с поверхности оправки, на последней появляются задиры и риски, которые затем

переносится на внутреннюю поверхность трубы. Для исключения подобного явления увеличивают внутренний и наружный диаметр гильзы, т.е. прошивают гильзу заведомо большего диаметра. Это приводит к появлению излишнего зазора между оправкой и гильзой в установившемся процессе продольной прокатки и как следствие к повышению разностенности прокатываемых труб.

Задачей является повышение качества поверхности и точности геометрических размеров труб.

Поставленная задача достигается тем, что в способе производства бесшовных труб, включающем нагрев исходной заготовки, ее зацентровку и прошивку в стане винтовой прокатки в очаге деформации, образованном валками, развернутыми на угол подачи, и имеющем входной конус, участок пережима и выходной конус, раскатку в непрерывном стане продольной прокатки на контролируемо перемещаемой оправке, калибровку, охлаждение и правку, в соответствии с изобретением, после прошивки осуществляют прокатку гильзы в стане винтовой прокатки на короткой конической оправке, задавая гильзу задним концом в очаг деформации, образованный валками, развернутыми на угол подачи, и имеющий входной конус, участок пережима и выходной конус, в котором ось разворота валков смещена относительно участка пережима на $0,05-0,25$ длины бочки валка к выходу из очага деформации, а угол наклона входного конуса меньше на $1,0-2,5^\circ$ соответствующего угла наклона в очаге деформации при прошивке.

Заявляемая совокупность признаков обеспечивает достижение задачи изобретения, а именно, повышение качества поверхности и точности геометрических размеров гильз, за счет дополнительной прокатки гильзы в стане винтовой прокатки на короткой конической оправке, позволяющей снизить деформацию при продольной прокатке в непрерывном стане и сбалансировать соотношение между деформационными параметрами при винтовой и продольной прокатке, в сочетании с разворотом гильзы после прошивки и подачей ее задним концом на последующую винтовую прокатку, которую ведут в очаге деформации с углом наклона входного конуса меньше на $1,0-2,5^\circ$ соответствующего угла наклона в очаге деформации при прошивке, и смещением оси разворота валков прокатного стана относительно участка пережима на $0,05-0,25$ длины бочки валка к выходу из очага деформации. Смещение оси разворота валков приводит к уменьшению расстояния точек раскатного участка валка, на котором формируется размер

наружного диаметра гильзы в процессе перемещения металла в зазоре между поверхностью валка на этом участке и поверхностью оправки на соответствующем (раскатном) участке оправки, от оси разворота и тем самым к меньшему отклонению формы очага деформации от правильного конуса при развороте валков на угол подачи.

В результате подбора оптимального сочетания этих параметров достигается интенсивная проработка структуры металла т.к. траектории течения металла при винтовой прошивке и прокатке направлены в противоположные стороны, уменьшение величины растягивающих напряжений, повышение точности прокатываемых труб. При разнице значений углов наклона входного конуса в прошивном стане и стане винтовой прокатки прокатном стане меньше $1,0^\circ$ нарушаются условия первичного захвата в прокатном стане, т.к. вследствие заниженного диаметра заднего конца гильзы при задаче его в очаг деформации прокатного стана гильза утыкается в оправку и процесс прокатки прекращается. При разнице значений углов наклона входного конуса в прошивном стане и стане винтовой прокатки больше $2,5^\circ$ за счет увеличения длины контактной площади металла с валком во входном конусе возрастает число циклов деформации перед оправкой, что приводит к ухудшению качества наружной поверхности. В случае, когда ось разворота валков прокатного стана смещена к выходу из очага деформации относительно участка пережима менее, чем на $0,05$ длины бочки валка вследствие искажения формы очага деформации при развороте валков на угол подачи уменьшается длина раскатного участка валков и снижается точность прокатываемых труб. При смещении оси разворота валков более, чем на $0,25$ длины бочки валка, длина раскатного участка недостаточна для формирования наружного профиля трубы, и последняя имеет большую овальность. Применение винтовой прокатки позволяет уменьшить степень деформации при продольной прокатке в непрерывном стане, тем самым снизить неравномерность деформации и вероятность образования дефектов в виде разрывов стенки при прокатке тонкостенных труб.

Реализация предлагаемого способа позволит повысить точность прокатываемых труб за счет оптимизации деформационного режима прокатки в непрерывном стане, заключающейся в снижении коэффициента вытяжки и за счет этого более равномерного распределения деформации по клетям непрерывного стана,

и улучшить качество путем формирования более дисперсной структуры при винтовой прокатке.

Способ прокатки осуществляется следующим образом. Заготовка нагревается и задается в рабочие валки, где обжимается ими в калибре, образованном за счет взаимного сближения контактных поверхностей валков, обусловленного углом конусности валка. Размеры калибра определяются размерами получаемой гильзы и расчетной величиной суммарного относительного обжатия перед носком оправки. После прошивки гильза подвергается прокатке в стане винтовой прокатки на короткой конической оправке, причем подача гильзы в валки прокатного стана осуществляется задним концом. Очаг деформации прокатного стана образован валками, развернутыми на угол подачи, и имеет входной конус, участок пережима и выходной конус, а ось разворота валков смещена относительно участка пережима на 0,05-0,25 длины бочки валка к выходу из очага деформации, причем угол наклона входного конуса меньше на 1,0-2,5° соответствующего угла наклона в очаге деформации при прошивке. Это позволяет интенсивно проработать структуру заготовки и уменьшить вероятность образования дефектов на внутренней поверхности при продольной прокатке. После винтовой прокатки гильзу раскатывают в непрерывном стане продольной прокатки на контролируемо-перемещаемой оправке, а затем подвергают операциям калибровки, охлаждения и правки.

Таким образом, предлагаемый способ прокатки обеспечивает получение труб высокой точности по геометрическим размерам с качественной внутренней и наружной поверхностью.

ЛИТЕРАТУРА

1 Чикалов С. Г. Производство бесшовных труб из непрерывнолитой заготовки.- Волгоград. Комитет по печати и информации. 1999 г., 16 с.

2 В. Н. Данченко, А. П. Коликов, Б. А. Романцев, С. В. Самусев. Технология трубного производства. – М. «Интернет инжиниринг». 2002 г., 257 с.

ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ РЕЖУЩИХ ИНСТРУМЕНТОВ

БАТАЙ Ә. Ж., ЖУМАБАЕВ Т. Е.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ИТЫБАЕВА Г. Т.
к.т.н., ассоциированный профессор (доцент),
ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Работы по совершенствованию режущих инструментов во всем мире ведутся во все возрастающих объемах. Об этом говорят тысячи патентов на новые конструкции инструментов, новые экспонаты на ежегодных международных и национальных выставках. В этой области постоянно работают коллективы научно-исследовательских институтов и лабораторий, конструкторских бюро многочисленных фирм и производственных предприятий. И на кафедре «Машиностроения и стандартизации» ПГУ им. С. Торайгырова проводится ряд научно-исследовательских работ, которые построены в ключе решениям современных проблем инструментального обеспечения машиностроительных производств.

Для совершенствования режущих инструментов и облегчения условий резания, повышения точности обработки, производительности при обработке отверстий разработаны гамма металлорежущих инструментов зенкер-протяжка для обработки цилиндрических отверстий, зенкер-протяжка с пластинками твёрдого сплава для обработки цилиндрических отверстий, развёртка-протяжка для обработки цилиндрических отверстий, развёртка-протяжка с пластинками твёрдого сплава для обработки цилиндрических отверстий, резцовая сборная развёртка со сдвоенными разными по высоте зубьями-резцами с безвершинными зубьями, грязевыми канавками и сменными компенсационными пластинками, резцовая сборная развёртка с регулируемые безвершинными зубьями и грязевыми канавками, двухвершинное спиральное сверло без поперечной кромки с подточкой ленточки и т.д, на все эти инструменты получены патенты на изобретения Республики Казахстан.

Предлагаемые кафедрой изменения геометрии и конструкции инструментов позволили получить новые, более производительные режущие инструменты для высокой точности отверстий и обточки наружных поверхностей.

Совершенствование конструкций режущих инструментов в основном направлено на повышение точности обработки, достижение требуемого качества обработанной поверхности, увеличение производительности и снижение себестоимости обработки и инструмента.

Основные пути совершенствования режущих инструментов:

- 1) повышение производительности обработки;
- 2) применение прогрессивных инструментальных материалов и методов модификации поверхностей режущих инструментов;
- 3) оптимизация геометрических параметров;
- 4) увеличение длины активной части режущих кромок;
- 5) эффективное использование смазывающее охлаждающих технологических средств;
- 6) повышение жесткости и виброустойчивости;
- 7) снижение затрат на эксплуатацию режущих инструментов;
- 8) повышение точности и качества поверхности;
- 9) повышение точности исполнительных размеров;
- 10) использование новых комбинированных методов обработки;
- 11) совершенствование кинематики формообразования;
- 12) снижение погрешностей базирования инструмента относительно заготовки;
- 13) повышение экономической эффективности применения новых режущих инструментов;
- 14) экономное использование инструментальных материалов;
- 15) снижение затрат на режущие материалы и смазывающее охлаждающих технологических средств (сверхскоростное резание, MMS-технологии);
- 16) использование более совершенной технологии изготовления режущих инструментов;
- 17) использование сменных многогранных пластин.

Совершенствование конструкций сборного режущего инструмента, оснащенного сменными многогранными пластинами (СМП), происходит в следующих основных направлениях:

- 1) совершенствование инструментальных материалов, применяемых при изготовлении СМП;
- 2) совершенствование износостойких покрытий;
- 3) совершенствование конструкций СМП, в том числе разработка форм СМП с криволинейными режущими кромками.

Совершенствование проектирования режущего инструмента, в основном, направлено на выбор материала режущей части,

конструкции режущего инструмента и выбора средств проектирования.

Выбор материала режущей части влияет на конструкцию инструмента и производительность процесса. Инструменты из инструментальных сталей остаются востребованными благодаря совершенствованию физико-механических свойств поверхностного слоя за счет износостойких покрытий.

Инструменты с режущей частью из твердого сплава все шире применяются взамен режущих инструментов из быстрорежущих сталей, в том числе на таких операциях как сверление, зенкерование, развертывание.

Этому способствуют варианты новых конструкций режущих пластин. Кроме того, прочность самих пластин возрастает за счет применения мелкодисперсных твердых сплавов, а износостойкость повышается за счет нанесения износостойких покрытий. Разработаны многослойные покрытия, обеспечивающие высокую стойкость к срыву и отслаиванию, снижение сил трения и создающие эффект «залечивания» микродефектов инструментальной поверхности.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Жигалко Н. И., Киселев В. В., Проектирование и производство режущих инструментов, Минск, 1969 2. Справочник технолога-машиностроителя, 3 изд., т. 1—2, М., 1972.
- 2 Режущий инструмент. Альбом: учеб. пособие /В.А. Гречишников, А.Г. Схиртладзе, В.А. Иванов, В.К. Перевозчиков.- Пермь: Изд-во ПермГТУ, 2007.-437 с.
- 3 . Проектирование режущих инструментов /В.А. Гречишников, А.Г. Схиртладзе, В..А. Иванов, В.К. Перевозчиков, И.А. Коротков. – М.: Изд-во Глобус, 2006. – 271 с.
- 4 Справочник конструктора-инструментальщика /Под общ. Ред. С.В. Кирсанова. 2-у изд. Перераб. И доп. – М.: Машиностроение. 2006.- 542 с.

ИНСТРУМЕНТАЛДЫ МАТЕРИАЛДАРҒА ҚОЙЫЛАТЫН ТАЛАПТАРДЫҢ КЕШЕНІ

БЛЯЛОВА А. К., ТЕМИРФАЛИЕВА А. А.
студенттер, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.
МУСИНА Ж. К.
т.ғ.к., доцент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Кескіш құрал механикалық өңдеу кезінде негізгі объект болып табылады және машина жасау өндірісінің өнімдерінің сапасы, дәлме – дәлділігі, өндірушілігі және құны тәуелді болады. Заманауи білдекті қолданса да, механикалық өңдеу кезінде жоғары техника–экономикалық көсеткіштерге жету кескіш құралдың сәйкес келмейтін жағдайда жоғары дәрежеге жету мүмкін емес. Әр түрлі жағдайлар оның эксплуатациясына байланысты көптеген ақаулар тудырады және технологиялық жүйеден бас тартады, біліктің және тетіктің ескеруіненен, құралдың ескеруі тым жоғары. Сондықтан технологиялық жүйенің жұмысы ең алдымен қолданылатын құралдың сапасына байланысты болады. Өкінішке орай, қазіргі уақытта құрал-саймандарды пайдаланудың әртүрлі жағдайларына байланысты металлөңдегіш құрал-саймандардың жоғары пайдаланушылық көрсеткіштерін (біріншіден шыдамдылығын) қамтамасыз ете алатын әмбебап құрал-сайманды материалдар шығарылмаған.

Жаңа материалды жасау – аса қымбат үрдіс, ол көп жылдай уақытқа созылады, ал қазіргі кезде бүкіл әлемде, дәстүрлі материалдардан жасалған, кескіш құралдардың беттік қабаттарын жақсартатын өңдеу түрі танылып жатыр.

Бұл әдістің негізі, жұмыстың кезелген шарттарында құралдың ең жүктелген бөлігі - оның беттік қабаты және ең алдымен оның қасиеттері механикалық өңдеу кезінде құралдың жұмыс қабілеттілігін анықтайды.

Осы әдісті практикалық жүзеге асыруды беттерді жеңілдетіп өңдеу әдістерімен жүзеге асады, соның ішінде жабынды жасаумен (химиялық, физикалық және басқа әдістермен) және беттің модификациялық қасиеттері мен құралдың беттік қабатымен (химиялық – термиялық, деформациялық өңдеу және басқа әдістермен). Олардың қолданылуы, металлөңдеу құралының жұмыс ресурсын (шыдамдылығын) және заманауи бағыттағы металлөңдеу өндірісінің шындалуын: өңдеу өндірісін жақсарту, өңделетін дайындамалардың сапасын және дәлдігін жоғарылатады.

Берілген аймақтағы отандық және шетелдік жұмыстардың үлкен шамасына және өзектілігіне қарамастан, дайындау шығару бөлімінде тек беттік модификация мен жабындыларды енгізудің әртүрлі әдістерін қолдану арқылы кескіш құрал-саймандардың шыдамдылығы (тұрақтылығы) мен басқа да эксплуатациялық көрсеткіштерін жоғарылату туралы сұрақтар қарастырылмайды, және бұл сұрақтар негізінде басқа бірнеше фрагментті түрде қарастырылады. Сондықтан осы мақалада әр түрлі кескіш құралдың инструменталды материалдарға қойылатын талаптардың қысқаша кешені мен олардың практикалық қолданылуы жайында көлемді теориялық және экспериментальды жүйелер кейбір мәселері келтірілген.

Кесу кезінде құралдардың жұмыс беттері жоғары контакт қысымының және температураның интенсивті ықпалында болады, ал өңделетін материалмен қатынас физикалық – химиялық үрдістердің интенсивті ақауларына әкеледі [1,3]. Құралдардың осы үрдістерге және оларға қысым көрсететін салмаққа қарсы тұруы үшін, инструменталды материалдар кешенді талаптарға сай болуы керек.

Қаттылық. Инструменталды материалдарға басты қойылатын талаптардың бірі, олардың қаттылығы болып табылады. Дегенмен қаттылықтың жоғары болуы, инструменталды материалдардың морттылығына әкеледі. Сондықтан өңдеу түріне байланысты құралдың қаттылығы мен өңделетін материалдың оптималды қатынасы, инструменталды материалдардың механикалық мінездемесі мен қаттылығын қамтамасыз етеді [1].

Беріктік және соққыға тұтқырлық. Құралдардың әр түрлі қуаттарға (иіліске, бұралуға, созылуға), сонымен қатар, динамикалық күштерге мортты бөлінусіз және қарсы пластикалық деформациясыз тұруы олардың беріктілігі мен соққыға тұтқырлығы арқылы анықталады.

Жылуға төзімділік. Инструменталды материалдардың жылу өткізгіштігі алдымен, құралдармен жұмыс істей алатын максималды кесу жылдамдығынан тәуелді.

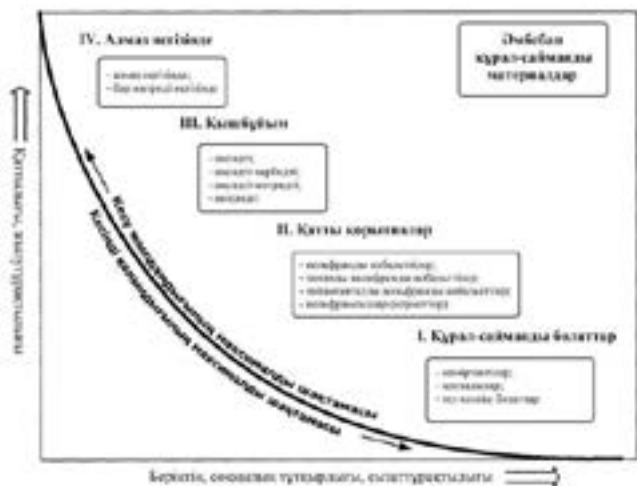
Тозуға төзімділік. Кескіш құралдар өңделетін материалдармен қатынас кезінде олардың жұмыс беттерінен бөліктерді жоюға қарсы тұру үшін, инструменталды материалдар жоғары тозуға төзімділікке ие болуы керек. Бұл көрсеткіш жоғары айтылған сипаттарға – қаттылық, беріктік және жылу өткізгіштікке тәуелді болады.

Жылуөткізгіштік. Кесу құралының қалыпты жұмысы үшін басты шарт ол қызуды төмендету мақсатымен құралдың

контактті бетіне жылуды болдырмау. Сондықтан инструменталды материалдардың жылу өткізгіштігі жоғары болуы керек.

Технологиялылық. Технологиялылық қасиеттер деп (мысалы, ажарлау), кесу құралдарын жасау кезінде инструменталды материалдардың іс әрекетін көрсетеді. Кескіш құралдың нақты конструкциясында инструменталды материалдардың маркасын қолдану мүмкіндігін технологиялылық анықтайды. Нашар ажарлануымен айқандалатын материалдар күрделі профильді құрал-саймандарды дайындауда және қайта қайрауда пайдалану ыңғайсыз, ал материалдарды термоөндеу кезінде шынықтыру температурасының өте қысқа аралығы ақауға әкелуі мүмкін [3].

Экономикалылық. Жоғарыда қарастырылған физикалық – механикалық, кристаллды-химиялық және технологиялық сипаттар, инструменталды материалдардың маңызды сипаттамаларының бірі олардың экономикалылығы, ол болса инструменталды материалдардың химиялық құрамына тәуелді. Инструменталды материалдардың құнының жоғары болуы құрамындағы легирленген элементтерге байланысты болып келеді [2].



сурет 1 – Инструменталды материалдардың топтаулары мен негізгі қасиеттері

Бірінші суретте ұсынған деректерлеріне қарағанда, әрбір инструменталды материал қойылатын талаптардың бүкіл кешеніне (қаттылық, беріктік, соққыға тұтқырлық, жылуға төзімділік) ие

болалмайды - сондықтан өндеудің нақты шарттары үшін арнаулы болып келеді. Әмбебап инструменталды материалды өндеудің мақсаты әр түрлі өндеуге жарамды болуы керек. Осы мәселе кәзірде зерттеу үшін өзектік болып табылады.

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Резание металлов и режущие инструменты/ В.Г. Солоненко, А.А. Рыжкин. – М.: Высшая школа, 2008. – 414 б.: ил.;
- 2 Григорьев С.Н. Методы повышения стойкости режущего инструмента. – М.: Машиностроение, 2011. – 368 б.: ил.
- 3 Шагун В.И. Металлорежущие инструменты. - М.: Высшая школа, 2007. – 423 б.: ил.

УВЕЛИЧЕНИЕ СТОЙКОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИНСТРУМЕНТА ПРОШИВНОГО СТАНА

ГАВРИЛЮК М. В., БАЙТЕМИРОВА А. К.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

КУЛУМБАЕВ Б. Н.

магистрант, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖАКУПОВ А. Н.

магистр, ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Рассматривается увеличение эксплуатационной стойкости технологического инструмента прошивного стана трубопрокатного цеха за счет применения в качестве направляющего инструмента свободновращающихся тел качения.

Операция прошивки горячекатаной или непрерывнолитой заготовки с получением полой заготовки является первой технологической операцией в процессе производства горячедеформируемых бесшовных труб.

К технологическому инструменту прошивного стана трубопрокатного цеха относятся прошивные оправки, валки и направляющие линейки. Направляющие линейки являются специализированным технологическим инструментом, предназначенным для предотвращения смещения полых заготовок с оси прошивки в процессе винтовой прокатки. Стойкость направляющих линеек в значительной мере определяет качество наружной поверхности полых заготовок, их геометрические

параметры, производительность процесса прошивки и в конечном итоге, себестоимость выпускаемой продукции.

Направляющая линейка является быстро изнашиваемым инструментом прошивного стана. Проблема низкой износостойкости направляющей линейки обусловлена экстремальными силовыми и тепловыми условиями ее эксплуатации. Во время работы она подвергается длительному воздействию высоких температур, скольжению деформируемого металла со скоростями до 1,0 м/с.

Главной целью работы было увеличение эксплуатационной стойкости технологического инструмента прошивного стана за счет изменения конструкции направляющего инструмента, которая позволила бы перераспределить единичные усилия деформации, тем самым снизив физическую и тепловую нагрузку на данный инструмент и соответственно увеличив его технологическую стойкость. Также при изменении типа применяемого инструмента, т.е. линеек скольжения на ролики качения, необходимо было получить на выходе прошитую заготовку тех же геометрических размеров, что и при использовании обычного инструмента для возможности проведения дальнейших технологических операций без внесения каких-либо изменений в настроечные параметры следующего по технологическому циклу оборудования.

Основываясь на практике производства горячедеформируемых бесшовных труб на различных предприятиях, а также проведя анализ литературных источников [1,2], было предложено использовать вместо направляющих линеек скольжения неприводные свободно вращающиеся ролики в форме бочек, изображенные на рисунке 1, размеры которых составляют:

- диаметр в переходе между конусами d , где D – максимальный диаметр прошиваемой заготовки;
- длина L ;
- углы наклона рабочих поверхностей δ^* соответствуют конусности валков δ .

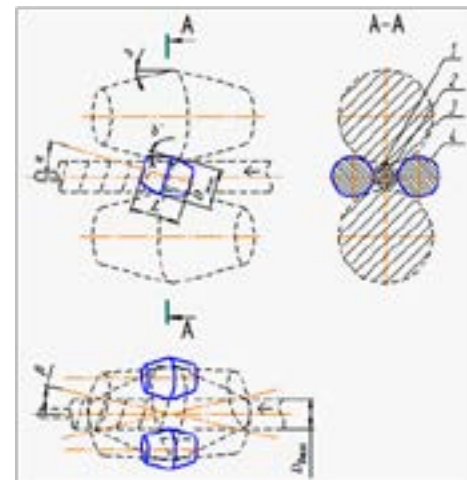


Рисунок 1 – Направляющий инструмент прошивного стана

Устройство работает следующим образом, заготовка 1 поступает в очаг деформации между оправкой 2, вращающимися приводными валками 3 и неприводными свободно вращающимися роликами 4, которые используются в качестве направляющего инструмента. Оси роликов установлены на раме в подшипниковых подушках. В процессе прошивки происходит трение качения о поверхность роликов 4, обеспечивая лучшее качество прошивки гильз, за счет отсутствия трения скольжения об направляющий инструмент, в результате которого происходит перегрев и преждевременный износ линеек. Для предотвращения налипания металла на направляющем инструменте и появления механических дефектов на наружной поверхности прошитой гильзы, оси роликов 4 устанавливаются по отношению к оси прокатки на угол α , равный по значению углу подачи валков β , который обеспечивает осевое перемещение прошиваемой заготовки и составляет для станов винтовой прокатки от 5° до 18° . Таким образом, совпадение вектора окружной скорости вращения гильзы с вектором окружной скорости вращения направляющего ролика, вследствие наклона их оси, исключает возможность торможения и схватывания металла о поверхность линеек, не ограничивая течения металла в осевом направлении.

После разработки новой конструкции направляющего инструмента произвели расчет необходимых настроечных

параметров работы прошивного стана с условием, что геометрические параметры прошиваемой заготовки должны были остаться прежними для сохранения технологичности остального процесса производства горячедеформируемых бесшовных труб.

Результаты опробования в лабораторных условиях предлагаемого устройства по сравнению с линейками скольжения приведены в таблице 1.

Как видно из результатов, использование предлагаемых направляющих роликов обеспечивает качество наружной поверхности гильзы после прошивки и увеличивает стойкость направляющего инструмента более в 4 раза, тем самым снижая себестоимость изготовления гильзы.

При анализе работы предлагаемых линеек было выявлено, что основная выработка была сосредоточена на участке перехода конусов и далее на участках конусов выработка практически отсутствовала. Это говорит о том, что основная нагрузка при прошивке приходилась на переходную часть. При таком характере выработки направляющих линеек возник вопрос о необходимости такой протяженности участков конусов и возможности корректировки геометрии данных линеек в сторону уменьшения суммарной длины данных участков. При внесении изменений также уменьшится материалоемкость изготовления линеек, а следовательно и цена.

Таблица 1 – Результаты опробования предлагаемых направляющих линеек

Наименование	Размер (диаметр) заготовки, мм	Количество проходов до замены по износу (стойкость), шт	Качество поверхности полученной гильзы	Геометрия гильзы (диаметр, овальность, толщина стенки)
Линейки скольжения	89	26	имеются механические задиры и вдавливания глубиной до 3 мм по всей длине винтовой линии прокатки	соответствует
Предлагаемые линейки	89	119	без дефектов наружной поверхности	соответствует

На основании результатов испытаний предлагаемых направляющих линеек подана заявка на изобретение.

Вывод: В результате проведенной работы на этапах опытных испытаний удалось увеличить эксплуатационную стойкость направляющего инструмента более, чем в 4 раза.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Потапов И. Н., Полухин П. И. Технология винтовой прокатки. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Металлургия. 1990.
- 2 Тетерин П. К. Теория поперечной и винтовой прокатки. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Металлургия. 1983.

ОБОСНОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ УНИВЕРСАЛЬНОЙ ВЕТРОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ УСТАНОВКИ

ГЕРМАН Д. И.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШУМЕЙКО И. А.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Характерной особенностью Казахстана является обширная территория и связанная с этим необходимость передачи электроэнергии на большие расстояния – общие потери электроэнергии в отдельных случаях достигают 25–30 % от её потребления. Это создает проблему с энергоснабжением отдаленных поселков и населённых пунктов. Нередко возникает необходимость энергоснабжения удаленных от линий электропередач одиночных точек – фермерских хозяйств, отгонных пастбищ.

На большей территории страны среднегодовые скорости ветра составляют 4-5 м/с, а в ряде регионов превышают 6 м/с, что создает хорошие условия для развития ветроэнергетики.

Однако наблюдения за действующими ветроэнергетическими и ветроводоподъемными установками в Лебяжинском районе Павлодарской области показали их низкую эффективность и надежность в работе. Ветроэнергетическая установка АВЭУ6-4М в одном из фермерских хозяйств, удаленного от линии электропередачи, выведена из строя под действием ураганного порыва ветра. Многие водоподъемные установки кустарного производства имеют очень низкую эффективность или вообще не в рабочем состоянии из-за их низкой надежности и устойчивости к ураганным порывам ветра.

На основе наблюдений и анализа потребности в подобных ветроэнергетических установках возникла необходимость разработки высокоэффективных ветроэнергетических установок, обладающих значительной устойчивостью к воздействию штормовых ветров.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

1) экспериментально определить конструктивные параметры ветрового колеса (профиль лопасти в поперечном сечении и во фронтальной плоскости, число лопастей, их относительную площадь, угол установки лопастей), обеспечивающих высокую эффективность работы ветроэнергетической установки сравнительно небольшой мощности, работающей в качестве электрической станции или в качестве ветроводоподъемного агрегата, а также в качестве универсальной ветроэнергетической установки, совмещающей функции электрической станции и ветроводоподъемного агрегата;

2) обеспечить возможность комплектования как ветровой электрической станции или как ветроводоподъемного агрегата, в каждом случае со своей наиболее оптимальной конструкцией ветрового колеса.

Повышение эффективности обеспечивается путём выбора оптимальных конструктивных параметров ветроколеса на основе экспериментальных исследований зависимости момента M , частоты вращения n , и мощности N функции конструктивных параметров ветроколеса (формы лопастей, их числа, угла установки и относительной площади).

Исследования проводились с помощью аэродинамической трубы диаметром 620 миллиметров, обеспечиваемой постоянство скорости воздушного потока $V = 10$ м/с.

На модели ветроэнергетической установки с диаметром ветроколеса $D = 600$ миллиметров измерения частоты осуществлялось с помощью тахометра, момента с помощью специального тормозного устройства. Мощность рассчитывалась как произведение момента на угловую скорость.

На основе ранее проведённых экспериментальных исследований было установлено, что наиболее оптимальной с точки зрения обеспечения минимизации потерь по моменту и частоте вращения ветроколеса и технологичности изготовления является ветроколесо с трапециевидальной формой лопасти из листовой стали с относительной площадью $S = 0,066$ и углом установки лопасти $\alpha = 23^\circ$.

Были выполнены экспериментальные исследования зависимости момента, частоты вращения и мощности от числа лопастей.

Результаты исследований представлены в таблице 1 и графически на рисунке 1.

Таблица 1 – Зависимости момента, частоты вращения и мощности от числа лопастей при скорости воздушного потока $V=9,9$ м/с с наличием обтекателя

Параметр	Число лопастей, i				
	2	3	4	6	12
M , Нм	0,208	0,30	0,372	0,625	1,380
n , об/мин	600	688	720	730	655
N , Вт	13,1	21,6	28,0	47,8	93,4

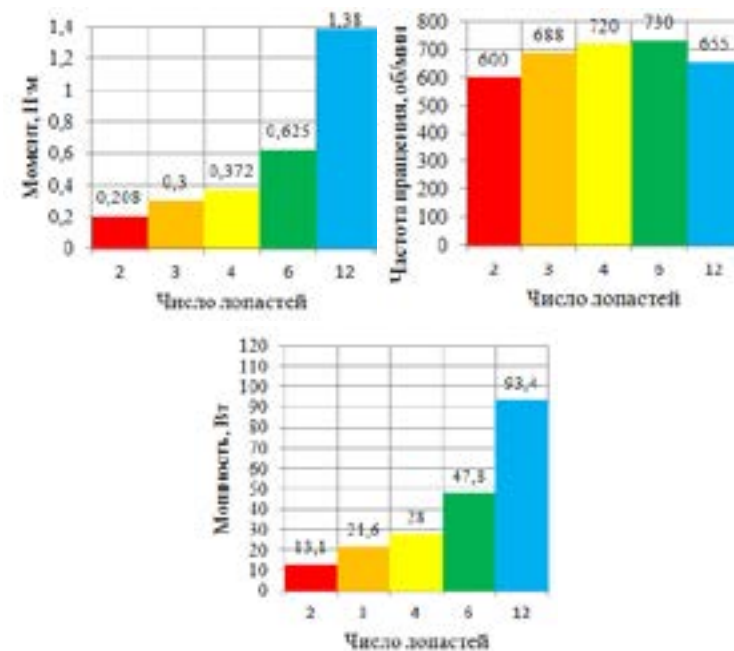


Рисунок 1 – Графики зависимостей момента, частоты вращения и мощности от числа лопастей при скорости воздушного потока $V=10$ м/с

На основании полученных результатов принята следующая конструкция ветрового колеса: форма лопастей трапецеидальная из листовой стали с переменной уменьшающейся к периферии вогнутостью, двенадцати-лопастное, относительная площадь $S = 0,066$, угол установки $\alpha = 20 - 23^\circ$.

Разработана схема универсальной ветроэнергетической установки (рисунок 2).

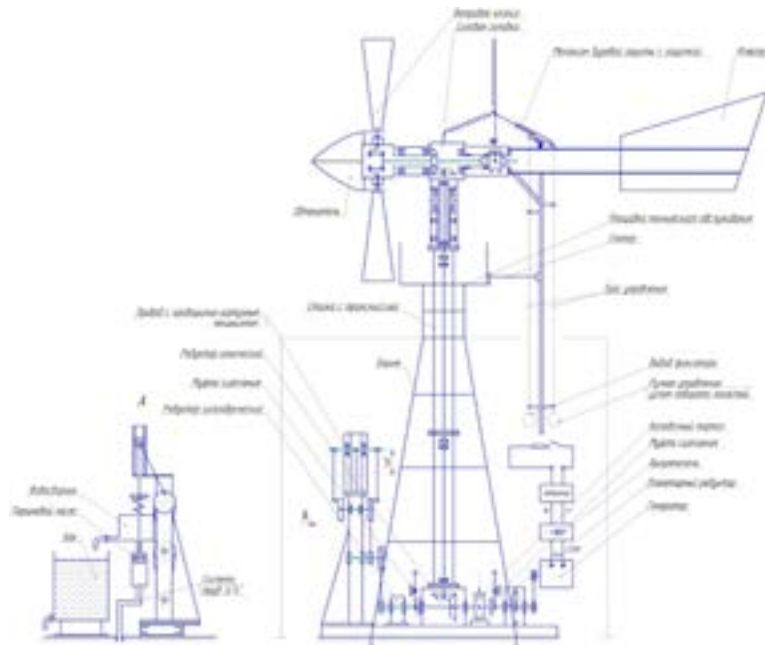


Рисунок 2 – Схема универсального ветроагрегата

Узел вала ВК выполнен в виде отдельного агрегата и состоит из корпуса, в котором размещен вал ВК на двух спаренных радиально-упорных подшипниках.

Для передачи вращения на вертикальный вал и далее на генератор или насосную установку используется коническая прямозубая передача.

Корпус центральный является связующим элементом узлов: вала ВК, поворотной платформы и механизма буревой защиты. В центральном корпусе размещена коническая передача.

Платформа поворотная предназначена для установки силовой головки и обеспечения свободного поворота силовой головки при ориентировании на ветер.

Ветроколесо как сборочная единица состоит из следующих компонентов: корпус в сборе, тяговая тарелка в сборе с рычагами, лопасти в сборе. Корпус ВК представляет собой сварную конструкцию.

Башня ВЭУ состоит из каркаса и стойки. Стойка представляет собой конструкцию из отдельных модулей.

Башня выполнена из отдельных секций в соответствии с секциями стойки, что позволяет демонтировать любую составную секцию стойки, например, для замены подшипников, не нарушая положения других секций и силовой головки с ветровым колесом.

В основании стойки установлена коническая передача с выходом на горизонтальный вал. С данного вала снимается движение вправо через муфту сцепления и мультипликатор на генератор, либо влево через муфту сцепления, редуктор и ременную передачу на поршневой насос.

Все исполнительные узлы (нижний конический редуктор, привод на насос, выполненный в виде ременных передач с кривошипно-шатунным механизмом и направляющей, планетарный редуктор, фрикционные многодисковые муфты сцепления, колодочный тормоз, генератор) расположены в основании ветроэнергетической установки, что значительно уменьшает массу элементов поднимаемых на заданную высоту и упрощает доступ к оборудованию и управление им.

На основе принятой схемы разработан технический проект универсальной ветроэнергетической установки мощностью до 4 кВт, способной работать как в режиме электрической станции так и в режиме водоподъемного агрегата. Повышение эффективности достигнуто путём применения в конструкции ветрового колеса оптимальных конструктивных параметров: число лопастей, относительная площадь и угол установки лопасти. Принятая конструкция буревой защиты обеспечит надёжную устойчивость ветроэнергетической установки от воздействия ураганных порывов ветра.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Харитонов В. П. и др. Ветроэнергетические установки и их применение в сельском хозяйстве / ЦБНТИ Минводхоза СССР. Серия 3. Обводнение и сельскохозяйственное водоснабжение. – М., 1984, Выпуск 2. – С. 64.
- 2 Нурпеисова Г. Б. Обоснование параметров водоподъемной установки для пастбищного водоснабжения // Вестник КазНТУ. – 2010. – № 3. – С. 35–38.
- 3 Шумейко И. А., Коваль Ю. А. Инновационный патент № 26174 на изобретение «Ветродвижитель с буревой защитой». (19) KZ(13)A4(11)26174. – 2010
- 4 Ордабаев М. Е., Шумейко И. А., Коваль Ю. А. «Исследование момента, частоты вращения ветрового колеса и мощности на его валу в зависимости от числа, формы лопастей и угла установки». Сборник статей «Инновационное развитие науки в современном Казахстане». – Алматы, 2011 – Ч. 3.

ОБОГАЩЕНИЕ КРАСНООКТЯБРЬСКОГО БОКСИТА НА СТАДИИ РАЗМОЛА

ДИТЯТИНА К. И., МАГЗУМОВА А. А.,
БАЙРАК М. С., АХМЕДОВА В. Р.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
КЕНБЕИЛОВА С. Ж.
PhD доктор, ассоциированный профессор

С момента ввода краснооктябрьского боксита для переработки в глиноземном производстве АО «Алюминий Казахстана» в байеровскую ветвь стала поступать бокситовая смесь из 4-х составляющих: тургайский боксит, белинский боксит, аятский боксит и краснооктябрьский боксит. В связи с этим негативные влияния бокситовых примесей на технологический передел увеличились в несколько раз.

Необходимость в разработке схемы вывода каолининовой составляющей из потока боксита, вводимого в байеровскую ветвь, была вызвана повышенным, по сравнению с проектным сырьем, содержанием в краснооктябрьском боксите каолинита и гетита.

В работе [1] рентгенографическими исследованиями минерального состава представленных проб казахстанских

бокситов, было установлено, что все пробы бокситов содержат глинистые минералы с переменной массой до 38% по весу.

Глинистая составляющая бокситов представлена группой минералов каолинита классической структуры:

- классический каолинит $Al_2(OH)_4(Si_2O_8)$;
- каолинит с двухмерной смешанно-слоистой структурой соответствует типу «каолинит-монтмориллонит» и имеет формулу $Al_4(OH)_8(Si_4O_{10})_2$.

При рентгенографическом исследовании бокситовых проб рефлексы каолинитов, особенно второй высококремнистой модификации, перекрывают на дифрактограмме рефлексы гиббсита, что затрудняет идентификацию этих фаз.

Наличие свободных кислородных связей в структурах каолинита (у классического типа – три, у монтмориллонита – две) предопределяет высокую активность той и другой разновидности каолинита в щелочной среде, где происходит быстрое взаимодействие электронных связей кислорода и натрия, практически уже в начале контакта боксита с щелочным раствором в мельницах мокрого размола [2].

Начинается опережающее, по отношению к гиббситу, растворение диоксида кремния с потреблением активной щелочи и образованием силиката натрия, что создает дефицит щелочного потенциала для своевременного растворения $Al(OH)_3$.

Особенно нежелательно в этом аспекте присутствие в боксите модификации «каолинит-монтмориллонит», на растворение которой расходуется в 3,3 раза больше щелочи, нежели на растворение классического каолинита, что оказывает существенное влияние на скорость и величину растворения основного бокситового минерала – гиббсита.

Если принять во внимание невысокую скорость обескремнивания жидкой фазы, при котором появляется необходимая активная щелочь вторичного происхождения, и номинальная скорость растворения самих гиббситовых зерен, которые ассоциированы со структурами каолинитов, то можно предположить возникновение пассивирующего эффекта вновь образованной аморфной пленки ГАСН, осаждающей на поверхности растворяемых зерен.

В итоге произойдет серьезное замедление процесса выщелачивания и снижение уровня извлечения оксида алюминия из бокситов в байеровской ветви.

Таким образом, наличие в казахстанских бокситах больших количеств активной формы каолинитов, особенно их двумерной слоистой модификации «каолинит-монтмориллонит», являлось серьезным препятствием при усовершенствовании технологии и повышении эффективности производства глинозема на АО «Алюминий Казахстана» при переработке новых разновидностей бокситового сырья.

Исследование механизма эффективной утилизации каолининовой составляющей боксита и разработка технологических решений по выводу этой составляющей из сферы переработки боксита в байеровской ветви становится актуальной задачей, приобретающей научное и практическое значение [3].

Исследования показали, что повышение содержания каолинита в перерабатываемом боксите приводит к увеличению потерь алюминия и щелочи в виде шлама при обескремнивании алюминатных растворов. Образующийся при обескремнивании тонкодисперсный гидроалюмосиликат натрия отрицательно сказывается на отстаивании красного шлама, нарушая режим сгущения и промывки, увеличивая количество шлама, влажность шлама, поступающего в цех спекания.

Авторы [1] указывают, что на основные технологические проблемы, которые возникнут при увеличении содержания каолинита в перерабатываемом боксите с 15 до 28 % входят:

- увеличение содержания щелочи в красном шламе на 29 %;
- снижение уровня извлечения Al_2O_3 на 20 %;
- повышение количества шлама на 29 %;
- нарушение показателей сгущения красного шлама из боксита, содержащего наибольшее количество каолинита, - шлам не сгущается.

Кроме каолинита, большое влияние на сгущение шлама оказывает содержащиеся в краснооктябрьском боксите гидратные формы окиси железа, такие, как гетит. В процессе выщелачивания гетит теряет воду и образует мелкодисперсную окись железа, размер частиц которой менее 2-3 мкм. При разбавлении вареной пульпы и во время сгущения гетит вновь гидратируется, вследствие чего шлам набухает и плохо сгущается.

Таким образом, вывод каолиновой составляющей является тем техническим решением, которое может погасить эти негативные проявления.

Способ вывода каолининовой составляющей основан на отмывке ее от боксита, поступающего в переработку, до начала

контакта боксита со щелочным оборотным раствором. Количество отмываемого каолинита определяется содержанием каолининовой составляющей в боксите и технологическими показателями последующих переделов.

Аппаратурно-технологическая схема вывода каолининовой составляющей оформлена следующим образом.

Часть перерабатываемого боксита гидротранспортом (используется подшламовая вода), подается в стержневую мельницу. Помол при весовом отношении ж:т – 3.

Для улучшения отмывки каолинита и степени разделения твердых фаз пульпу мельницы перед классификацией дополнительно разбавляют водой. Классификацию проводят на гидроциклонах различного диаметра, от 500 мм до 150 мм, в три стадии.

Гидроциклоны малого диаметра скомпонованы в батарее. Насадки к гидроциклонам подбираются опытным путем и в процессе эксплуатации схемы производится их замена, по мере износа. Слив последней стадии классификации, представляющей каолининовую фракцию, сбрасываются в отвал, а пески направляются на переработку в спекательную ветвь. Со сбросом каолинита снижается шламовый коэффициент, искусственно повышается кремневый модуль перерабатываемого боксита.

Рентгенофазовым анализом установлено, что сбрасываемая каолининовая составляющая содержит в 2 раза больше каолинита и имеет повышенное содержание гетита, в сравнении с исходным бокситом. По крупности – это мелкодисперсный материал: содержание фракции менее 4 мкм – больше 70 %, и – 95 % - менее 10 мкм.

С выводом тонкодисперсного каолинита и гетита изменился гранулометрический состав красного шлама.

Уменьшение количества мелочи в шламе, а значит, и в шихте спекания, позволило снизить выбросы твердой фазы в окружающую среду.

Изменение дисперсного состава красного шлама положительно сказалось на пределах сгущения и промывки. Снижение доли гидроалюмосиликата натрия в шламе и укрупнение его частиц улучшило седиментационные свойства и положительно сказалось на уплотнении шлама сгущения.

Таким образом, вывод каолиновой фракции в количестве 4 % по массе вводимого в процесс боксита позволил:

- увеличить извлечение глинозема в раствор до 70, 2 %;
- увеличить скорость слива, улучшить уплотнение шлама и пр том снизить расход флокулянта на 11,6 %;
- снизить количество шлама на спекание, что соответствует переводу в резерв 0,23 вращающейся печи спекания;
- снизить потери щелочи на 3,13 %.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Ибрагимов А. Т., Будон С. В. Развитие технологии производства глинозема из бокситов Казахстана. – Павлодар: Дом печати, 2010. – 304 с.
- 2 Ни Л.П., Халыпина О.Б. Физико-химические свойства сырья и продуктов глиноземного производства. – Алматы: Наука, 1978. – 289 с.
- 3 Маль Н. С. Новое в производстве глинозема по схемам Байер-спекание. – М. : Металлургия, 1989. – 176 с.

ҚҰРАЛДЫҢ ІСТЕН ШЫҒУ ТҮРЛЕРІНІН НЕГІЗГІ СЕБЕПТЕРІ

ДОЩАНОВА А. А.

студент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

МУСИНА Ж. К.

т.ғ.к., доцент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Машинажасауда қолданылатын түрлі технологиялар арасында, кесумен өңдеу – дәл машина тетіктерін алудың негізгі әдісі болып табылады. Аспаптар мен машиналар дәлдігіне арналған талаптарының өсуіне байланысты, механикалық өңдеу процесстерінің даму болашағы даусыз. Тәжірибеде, кесу құралдарына қойылатын талаптар, тек қана, олардың пайдалану жағдайларының және істен шығу себептерінің толық талдауының негізінде тұжырымдалады.

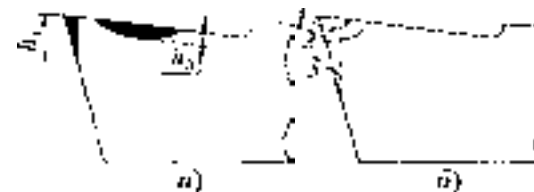
Кесу құралының істен шығудың қайсыбір түріне бейімдеушілігі, ең біріншіден, өңделетін материалдардың және құрал-саймандық сипаттамаларына, кесу шарттарына байланысты (үзіп/үзбей кесу, алғашқы/тазалап өңдеу және т.б.).

Құралдың істен шығуы кесу, калибрлеу бөліктерінің, кесу тілімшерінің механикалық бекіту тетіктерінің немесе дәнекерлеп қосудың зақымдалуынан болуы мүмкін. Тәжірибеде келесідей кесу бөлігінің істен шығу түрлері басым болады:

- тозудың шекті мәніне дейінгі құралдың кесу бөлігі беттерінің тозуы;
- морттықтан қирау;
- құралдың кесу бөлігіндегі байланыс аумағының пластикалық деформациясы.

Кесу бөлігін тозуы. Кесу құралының өндіріс жағдайларында тиімді пайдалануы кезінде, оның істен шығуының 80% тозумен байланысты болады.

Жалпы жағдайда, құрал-саймандық және қатты қорытпалардан жасалған құралдардың тозу ошақтары алдыңғы және артқы беттерде орналасады: артқы бетте - нз қиықжиек және алдыңғы бетте - нл шұңқыры түрінде (1-ші сурет).



- а – құралдың шор түзілімі жағдайында жұмыс жасау кезінде;
- б – шорсыз жұмыс жасау кезінде

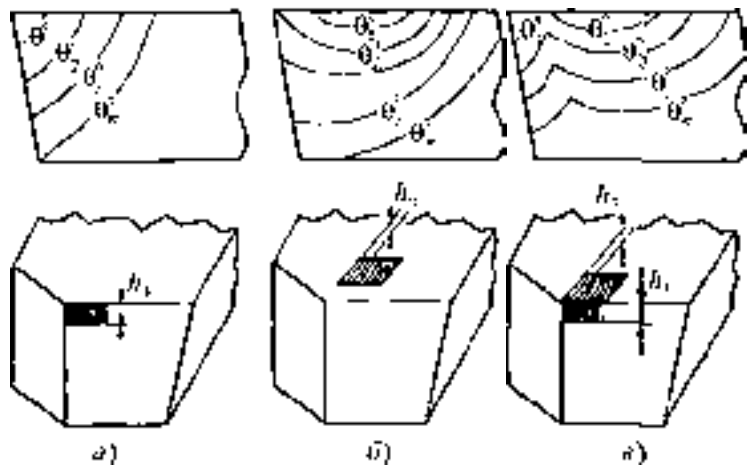
1-ші сурет - Құралдың жұмыс беттерінде тозу ошақтарының орналасуы

Кесу шарты тозудың негізгі ошағының орнын анықтайды. Тозудың негізгі ошағы максималды температура әсер ететін бетінде жетіледі [1]. 2-ші суретте бас кесу жиегіне нормальды, кесу жүзінің қауіпті қимасындағы температуралық өрістерінің негізгі нұсқалары көрсетілген.

Кең диапазонда өзгертін жылдамдықпен, қима қалыңдығы аз болаты кескенде (кіші берілістермен), яғни: <math>< 0,1\text{мм}</math> (2а сурет), изотерма, кесу жүзінің төбесі аумағындағы артқы беттерінде центрі бар, шоғырландырылған шеңберлер түрінде болады. Осы жерде максималды температураның аумағы орналасады. Негізге тозу осы артқы бетте жетіледі.

Шор түзілімі жағдайында, қима қалыңдығының ұлғаюымен болаты кесу кезінде максималды температура аумағы кесу жүзі төбесінің алдыңғы бетімен орын ауыстырады (2б сурет). Тозудың негізгі ошағы осы алдыңғы бетте орналасады.

Шордың болмауы кезінде жылудың екі көзі – алдыңғы және артқы беттерде – температуралық өрісті анықтайды (сур. 2, в). Изотермалар алдыңғы және артқы беттердегі жоғары температуралардың аумақтарын айқындайды. Осы жерде тозудың ошақтары жетіледі.



сурет 2 - Құрал жзіндегі температуралық өрістердің нұсқалары және олармен байланысқан тозу ошақтарының жетілуі

Тозу ошақтарының берілген жетілуі үзбей кесу кезінде, мысалы, кескіштерде, бұрғыларда, үңгілерде, сондай-ақ үзіп-үзіп кесуде жұмыс жасайтын – шетжакты және цилиндрлі жоңғыштарда, сүргілеуші кескіштерде және т.б. орын алады [1, 2, 3].

Морттықтан қирау. Заманауи түсініктер бойынша, кесу құралының морттықтан қирауы, құралға салынған жүктеме әрекеті әсерінен болатын микросызаттардың бірте-бірте жиналуы мен жетілуінің нәтижесі болып табылады. Уақыт өте келе, құрал-саймандық материалдың аумақтарындағы, оның жетілуіне қолайлы жағдайында, микросызат бойымен морттықтан қирау пайда болатын макросызатқа дейін өседі.

Құралдың кесу бөлігінің қирауын және мүжілуін ажырату дұрыс. Бұл морттықтан қираудың түрлері бұзылған бөліктің аумағымен және осы бұзылуларды туғызған себептермен ерекшеленеді. Егер мүжілу заңды процесс болса, онда қирауды, негізінен, құралды жобалауда, дайындауда немесе пайдалану кезінде жіберілген қателіктердің нәтижесі ретінде қарастыру қажет.

Тәжірибеде ең жиі кездесетін қираудың себептері болып табылады:

- берілістің S шекті мәндерінен немесе құралды пайдалану кезінде қима қалыңдығының а шекті мәндерінен асып кету;
- кесу күштерінің қатты өсуін мен жүктемені туғызатын, құралдың кесу бөлігінің мүжілуі мен тозудың шекті мәндерінен тым асып кету;
- құралды дайындаудың әр түрлі кезеңдерінде жіберілген бұзылулардан пайда болған технологиялық кемшіліктердің бар болуы;

Құралдың бұл істен шығу түрі, жобалаудың, дайындаудың және пайдаланудың тиімді жағдайларында да байқалуы мүмкін [1, 3].

Құралдың кесу бөлігінің мүжілуіне әкеп соқтыратын, пайдаланудың сипаттық жағдайлары болып табылады:

- үзіп кесудің операциялары, сондай-ақ шор түзілу жағдайларында;
- қиын өңделетін материалдардың кесу және кертіктету операциялары.

Құралдың кесу жиегінің мүжілуі мен байланысқан бұзылуының ең таралған себептеріне үзіп кесу кезінде пайда болатын жүктемелер жатқызылады. Жұмыстық жүріс периоды кезіндегі қысу жүктемелерінің және бос жүріс кезінде созылудың циклдык өзгеруі микросызаттарды туғызып, олардың жетілуіне және кейінгі мүжілуіне көмектеседі.

Пластикалық деформация. Құралдың істен шығуына, жоңқа түзілу процессінің қалыпты өтуін бұзатын, үлкен көлемдерге таралған пластикалық деформация да әкеп соқтыруы мүмкін. Құрал – өңделетін материал жұбына арналған жартылай тазалап өңдеу немесе алғашқы өңдеудің режимдері жоғарыласа, бұндай деформациялар құралдың жұмысы бастағаннан кейін бірден болу мүмкін. Осындай жағдайда жоғары температура құрал-саймандық материалдың үлкен көлемдерінің беріксіздендіруін, сондай-ақ беріктік пен қаттылықтың төмендеуін туғызады.

Тазалап өңдеу кезінде қарастырылған істен шығулардан басқа, өңделген тетік бетінің кедір-бұдырлығын шекті мәннен асып түсіретін, кесу жиегінде шор және баттасулардың түзілуімен байланысты құралдың істен шығуы кең орын алады. Бұл тартажоңғыш, ұңғылағыш, сұлбалы кескіштер сияқты құралдарға тән [3].

Карастырылған кесу құралдарының істен шығу түрлері, құралдың қандай да бір істен шығуға бейімділігі, ең алдымен, құрал-саймандық материалдың физика-механикалық қасиеттеріне тәуелді екенін көрсетеді.

Өндіріс жағдайында кесу құралдарының істен шығуларының болжамды құрылымы 3-суретте көрсетілген.



Жоғарыда көрсетілген кесу бөлігінің істен шығуларын талдап, оларды болжамданатын (күтілетін) және болжамданбайтын (күтілмейтін) деп бөлуге болады (4-ші сурет).

Берілген материал тиімді кесу жағдайларында, бастапқы күйінің тиімді параметрлері бар құралмен өңделген жағдайда істен шығулар болжамданады. Болжамданатын істен шығулар, әдетте, уақытылы қайта қайраумен жойылады. Болжамданбайтын істен шығулар құралдың бастапқы күйі параметрлерінен немесе пайдаланудың оптималды параметрлерінен ерекшеленген өңдеу жағдайларында кездеседі.



сурет 4 - Кесу бөлігінің істен шығуларының классификациясы

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Беляев С.К., Боровский Г.В., Волосова М.А. и др. Инструмент для современных технологий: справочник /под общ. ред. А.Р. Маслова. М.: Изд-во ИТО, 2005. - 248 б.;
- 2 Васин С.А., Верещака А.С., Кушнер В.С. Резание материалов: термомеханический подход к системе взаимосвязей при резании: учеб. для вузов. М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2001. - 448 б.;
- 3 Григорьев С.Н. Методы повышения стойкости режущего инструмента. – М.: Машиностроение, 2011. – 368 б.

ЖЕСТКОСТЬ И ВИБРАЦИИ ПРИ ТОКАРНОЙ ОБРАБОТКЕ

ЕРГИБАЕВ А. Б., ҚУАНЫШБЕКОВ Ж. Қ.
студенты, ПГУ имени С. Торайғырова, г. Павлодар
ИТЫБАЕВА Г. Т.
к.т.н., ассоциированный профессор (доцент),
ПГУ имени С. Торайғырова, г. Павлодар

При токарной обработке деталей необходимо считаться с жесткостью станка (в основном суппорта, передней и задней бабок), приспособления, режущего инструмента, а также обрабатываемой детали или, как говорят, с жесткостью упругой системы станок - приспособление - инструмент – деталь (системы СПИД).

Отклонения (отжимы), получающиеся вследствие недостаточной жесткости отдельных составляющих системы СПИД, всегда имеют место, причем величины каждого из них в отдельных случаях различны. Если величина всех отклонений ничтожна, форма детали, а также размеры обрабатываемых поверхностей и шероховатость их получаются соответствующими предъявляемым к ним требованиям. Если жесткость хотя бы одной из составляющих рассматриваемой системы недостаточна, получаются неудовлетворительные результаты обработки и возникают вибрации, препятствующие нормальному резанию; станок, как говорят, «дробит». Очевидно, что при небольшой силе резания недостаточная жесткость системы СПИД сказывается в меньшей мере, чем при большой нагрузке.

Многочисленными опытами установлено, что жесткость станка зависит не столько от жесткости его деталей, сколько от тщательности сборки и регулировки его узлов. Например, детали суппорта, сами по себе достаточно жесткие, при недостаточно качественной сборке образуют нежесткую сборочную единицу - суппорт. Недостаточная жесткость суппорта может быть следствием и других причин: неправильной регулировки клиньев, расположенных между направляющими продольных и поперечных салазок суппорта; непрямолинейности вследствие износа этих направляющих и т. д. В результате действия всех этих причин происходит так называемый отжим суппорта, а следовательно, и резца. Примерно те же причины могут вызвать и недостаточную жесткость приспособления - 3, 4 или 2-кулачкового патрона или специального приспособления. На их жесткость также влияют качество сборки и износ. Отжим режущего инструмента в разных случаях обработки деталей на станках также может быть более или менее значительным и различно отражающимся на форме и размерах обрабатываемых деталей. Причины отжима резца - выбор малого сечения его при большой длине свешивающейся части, недостаточно прочное закрепление и т. д. Жесткость детали обуславливается ее размерами и конструктивными особенностями. Однако существует ряд способов, обеспечивающих возможность резко повысить жесткость обрабатываемой детали в процессе обработки. Например: использование заднего центра при обработке даже не очень длинных деталей, применение люнетов при обтачивании очень длинных и тонких деталей и т. д.

В процессе обработки силы резания непостоянны ввиду переменного (например, вследствие изменяющейся глубины

резания) сечения снимаемой стружки и неравномерной твердости материала обрабатываемой детали. Они увеличиваются также по мере затупления резца. Очевидно, что с увеличением сил резания увеличивается отжим суппорта. При неравномерном износе, например направляющих поперечных салазок суппорта, величина отжима будет различной при разных положениях этих салазок. Недостаточная жесткость задней бабки в большей мере заметна в начале, а передней - в конце обработки вала. Недостаточная жесткость детали, установленной в центрах, сказывается в наибольшей степени, когда резец снимает стружку в середине ее. Недостаточная жесткость резца особенно ощущается в моменты возникновения наибольших усилий резания.

Предположим, что в центрах токарного станка с жесткими бабками (передней и задней) обрабатывается вал. Под действием сил резания вал будет, очевидно, прогибаться (как бы отходить от резца), причем величина этого прогиба будет наибольшей, когда резец будет снимать стружку в середине длины вала. В результате этого диаметр вала в среднем сечении получится больше, чем у его концов. Вал будет иметь бочкообразную форму. Значение величины прогиба, а следовательно, отступления от цилиндричности вала зависят от его размеров, размеров снимаемой стружки, углов резца, формы его передней поверхности и других условий. Такая форма вала получается вследствие его недостаточной жесткости, недостаточной жесткости патрона или передней бабки станка или от одновременного действия этих причин. Здесь же следует отметить возможность искажения формы обрабатываемой поверхности, получающейся при закреплении детали на станке, что часто наблюдается при обработке тонкостенных деталей. Например, стальное упругое кольцо для обработки внутренней поверхности закреплено в трехкулачковом патроне. После обработки внутренняя поверхность кольца будет иметь цилиндрическую форму. Однако после того как кулачки патрона будут отжаты, кольцо, как говорят, «спружинит», наружная поверхность его станет цилиндрической, а внутренняя, только что обработанная, может оказаться очень далекой от той формы, которую она имела, пока кольцо было зажато в кулачках.

Вибрации, возникающие при токарной обработке металлов, приводят к преждевременному износу инструментов, к нарушению правильной работы станка, к появлению шероховатостей обработанной поверхности и волнистости – образованию на ней волн с большим шагом.

Причины возникновения вибрации при токарной обработке:

1) Колебания от других вибрирующих станков в цехе через грунт или металлические конструкции перекрытий. Для устранения вибрации необходимо усилить фундаменты и перекрытия, установить упругие прокладки.

2) Несбалансированность частей станка, обрабатываемой детали или патрона. Для борьбы с вибрацией проводят балансировку вращающихся частей самого станка и закрепляемой на нем заготовки;

3) Дефекты передач станков. Плохо собранные или неправильно нарезанные передачи в станках вызывают появление периодических сил, которые передаются на направляющие и подшипники, они и являются причиной вибрации. Для ее устранения нужно убрать вышеперечисленные дефекты.;

4) Прерывистый характер процесса резания. Во многих случаях токарная обработка металлов сама по себе обуславливает колебание сил резания, к примеру, когда обрабатываемая поверхность детали прерывистая. При работе по таким поверхностям часто появляются толчки, которые могут привести к возникновению вибрации. В каждом конкретном случае вибрации устраняются путем увеличения жесткости обрабатываемых деталей.

5) Собственные колебания при растачивании и обтачивании. Вибрации могут возникать даже при обтачивании уравновешенных деталей, присутствия каких-то внешних причин этого установить порой не удастся даже при тщательном изучении станка. Частота колебаний зависит от жесткости системы - чем она жестче, тем выше частота колебаний.

Частота (число колебаний в секунду) в основном зависит от жесткости системы СПИД. Чем жестче система, тем выше частота колебаний, т. е. меньше вибрации. Интенсивность (сила) вибраций, измеряемая высотой волн (неровностей) на обработанной поверхности, зависит от ряда причин:

а) повышение скорости резания сначала вызывает интенсивность вибраций, достигающих наибольшего значения при скорости, обычно находящейся в границах 80—150 м/мин, а затем при дальнейшем увеличении скорости вибрации убывают. Следовательно, условия скоростного резания более благоприятны с точки зрения предупреждения возникновения вибраций;

б) увеличение ширины среза (глубины резания при обычном продольном обтачивании) вызывает усиление (интенсивность) вибраций;

в) увеличение толщины среза (подачи) оказывает противоположное действие. При увеличении толщины стружки интенсивность колебаний несколько уменьшается. Однако влияние изменения толщины среза значительно слабее влияния изменения его ширины;

г) резцы с малыми углами в плане, позволяющие работать с большими подачами при повышенных скоростях резания, часто не могут применяться только вследствие возникающих при их использовании вибраций;

д) с возрастанием переднего угла (т. е. при уменьшении угла резания) интенсивность вибраций уменьшается. Резцы с отрицательными передними углами более склонны вызывать вибрации, чем резцы с положительными углами.

Вывод: собственные колебания (вибрации) в процессе резания на токарном станке можно предупредить следующими способами:

1) Повышением жесткости составляющих системы СПИД: например, уменьшением вылета пиноли задней бабки, уменьшением вылета резца, затягиванием клиньев поперечного суппорта, при работе на налаженном станке без поперечной подачи, зажимом каретки, при работе только с поперечной подачей, наложением груза на поперечный суппорт и др. Во многих случаях, лишь уменьшая вылет пиноли задней бабки и регулируя степень нажатия заднего центра, удается устранить вибрации;

2) Выбором рациональных режимов резания, резанием на высоких скоростях (или, что менее желательно, на низких) или увеличением подачи;

3) Рациональным выбором резца и правильной его заточкой: применением больших углов в плане, увеличением переднего угла или введением фаски по передней грани при отрицательных передних углах, а также специальной заточкой резца (введением фасок, галтелей и пр).

4) Тщательным балансированием приспособления с зажатой в нем деталью. Нередко, особенно в условиях работы на скоростях 120 - 150 м/мин, никакие из указанных выше средств не приводят к уничтожению вибраций. В таких случаях следует прибегать к применению специальных приборов - виброгасителей.

ЛИТЕРАТУРА

1 Жарков И. Г. Вибрации при обработке лезвийным инструментом / И. Г. Жарков. – Л.: Машиностроение, 1986. – 184 с.

2 Справочник технолога-машиностроителя. В 2-х т. Т.2 / Под ред. А.Г. Косиловой и Р.К. Мещерякова.- 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Машиностроение, 1985. 496 с.

ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НЕРАСХОДУЕМЫХ АНОДОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ АЛЮМИНИЯ

ЖАКСАЛЫКОВА Н. К., ДУЙСЕБАЕВА Н. Б., КАИРБАЕВА Э. Е.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
КИМЕЛОВА Ж. Т.
магистрант, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
СУЮНДИКОВ М. М.
к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
СЕРЖАНОВ Р. И.
к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Поскольку выделения газов, образующихся при электролитическом производстве алюминия, практически невозможно прекратить полностью, расположение, проектирование и сооружение алюминиевых заводов имеют определенные традиции, согласно которым заводы располагают с учетом розы ветров, стремясь причинить наименьший вред окружающей среде.

Для анализа влияния компонентов анода в процессе электролиза алюминия на окружающую среду в лаборатории кафедры металлургии ПГУ им. С. Торайгырова был проведен эксперимент с применением имитационного моделирования. К имитационному моделированию прибегнули, вследствие следующих причин:

- дорого и невозможно экспериментировать на реальном объекте;
- невозможно построить аналитическую модель: в системе есть время, причинные связи, последствие, нелинейности, стохастические (случайные) переменные;

- необходимость симитировать поведение системы во времени.

При имитационном моделировании изучаемая система заменяется моделью, с достаточной точностью описывающей реальную систему, в которой проводятся эксперименты с целью получения информации об этой системе.

При исследовании сложное реальное явление заменяется некоторой упрощенной копией или схемой. Иногда построенная схема отражает какие - то существенные черты, позволяет

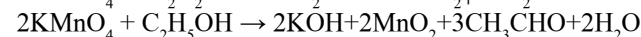
разобраться в механизме явления, дает возможность предсказать его изменение.

Как правило, заводы по производству первичного алюминия расположены вблизи лесных массивов, которые являются естественными преградами вредных химических выбросов. Однако длительное воздействие газовых эмиссий оказывает губительное действие на деревья, особенно на хвойные породы. Установлено, что накопление фторидов в древесной ткани при воздействии газообразного фторида водорода происходит в 30-40 раз быстрее, чем под действием микрочастиц твердых фторидов.

В нашем случае для эксперимента использовались мультиметр, емкость с водой, мерная ложка, мерный стакан, источник света, 3% раствор H₂O₂, 90% раствор C₂H₅OH, порошок KMnO₄, светочувствительный фотодиод, многожильные медные провода.

Вода имитировала окружающую среду, порошок KMnO₄ – источник выделения газов и всех смолистых веществ образующихся при электролизе алюминия. При добавлении порошка KMnO₄ в воду, она резко меняла окрас, т.е. загрязнялась, наподобие ухудшения состояния экологии.

При добавлении в раствор марганцовки спирта изменялся его цвет, становился светлее. При добавлении в раствор марганцовки H₂O₂ раствор становился еще светлее и происходило выделение чистого кислорода:



Замеры производились при помощи мультиметра, где фиксировались значения после добавления каждого из компонентов. В результате наглядно представлялось уменьшение степени «загрязненности» среды.

Для определения адекватности выбранной пары величин (степень осветленности раствора KMnO₄) определяли коэффициент парной корреляции. Обработка результатов экспериментов методом парной корреляции производилась при помощи программы GWBASIC.

В результате уравнение регрессии имеет вид:

$$Y = 0,3x_1 + 0,01x_2 + 0,1$$

Корреляционное отношение равно 0,95, средняя относительная ошибка программирования - 7,6%.

В результате экспериментов пришли к выводу о целесообразности поиска новых путей решения проблем.

Решить целый комплекс проблем, связанных с расходом углеродных материалов, улучшением технологических и экологических параметров электролиза, позволило бы использование стойких индифферентных анодов. Поэтому задача создания инертных анодов для электролиза криолитглиноземного расплава стала привлекать внимание исследователей.

Переход на инертные аноды вместо углеродных в алюминиевой промышленности, по разным оценкам, должен снизить стоимость производства первичного алюминия на 15-20%, сократить расход электроэнергии и капитальные вложения на 25% и при этом полностью исключить выбросы оксидов углерода, соединений серы, фторидов углерода, бензопирена и пр. [1-3]. Стоимость материалов инертных анодов может колебаться от 2 \$/кг для массивных анодов до 580 \$/кг для тонких покрытий [1].

Технологическая схема получения керметов представлена на рисунке 1 [1]. Порошки смешиваются в смесителях в течение 10 ч. В полученную смесь добавляют спирт в качестве связующего, прессуют методом двустороннего одноосного прессования в цилиндрической пресс-форме диаметром 26,7 мм при $P \sim 110$ МПа до плотности 60% от теоретической и производят спекание. Таким образом, были приготовлены образцы керметов следующих составов, %: NiFe₂O₄-17Cu, NiFe₂O₄--18NiO-17Cu, NiFe₂O₄-24NiO-17Cu, NiFe₂O₄-16.92NiO-5,0 Zn-17Cu, NiFe₂O₄-18NiO-14,78Cu-2,22 Ag.

Данная схема аналогична тому, что изложена в патентах РФ, США и Китая [1-7], в которых реализован один и тот же алгоритм получения инертных анодов. Для производства инертных анодов в разных источниках предложено много различных вариантов и пропорции использования компонентов.

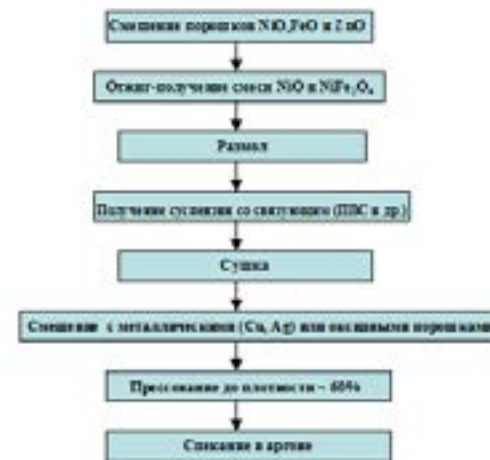


Рисунок 1 – Технологическая схема получения керметов [1]

Для достижения наибольшей плотности спеченных образцов необходимо использовать мелкодисперсные порошки. Уменьшение размера частиц от 100 до 20 мкм приводит к снижению пористости до 3% и отсутствию выпотевания меди. Для изготовления высокоплотных керметных образцов методом порошковой металлургии необходимо применение исходных порошков с размером частиц $<10 \div 20$ мкм. Пористость синтезированного двухфазного керметного материала NiFe₂O₄-17Cu оказалось на ~3% ниже, чем добавка серебра в количестве 2,22 %, не влияет на пористость двухфазного кермета, величина которой составила ~7÷8 % [1,2].

Новым техническим решением в создании инертного анода является синтез капсулированного градиентного композиционного (КГК) материала, представляющего собой беспористую многослойную композицию с барьерными защитными слоями, способными увеличить стойкость анода одновременно и к воздействию атомарного кислорода, и к электрохимической коррозии в процессе электролиза. При этом внешний беспористый слой из оксидной керамики или кермета защищает материал от воздействия атомарного кислорода (в процессе разрезания ионов кислорода на аноде). Термин «капсулированный» указывает на необходимость полной изоляции поверхности анода (включая и место контакта с электрической шиной) путем нанесения

беспористого оксидного (керметного) покрытия, например по технологии плазменного напыления. Следующий слой (или несколько слоев при разных соотношениях оксида и металла)-перемешанный, выполненный из смеси оксида с интерметаллидом, несет в себе двойную защиту. От воздействия атомарного кислорода защищает оксидная составляющая, а наличие интерметаллида снижает химический потенциал протекания электрохимической коррозии. Наконеч, центральная часть анода состоит из металлического сплава (интерметаллида), обладающего высокой тепло- и электропроводностью и приемлемой устойчивостью против электрохимической коррозии. В этом случае металлическая сердцевина позволяет достаточно просто решить проблему крепления шины к аноду. Основной проблемой создания КГК- анода является оптимальный подбор составов интерметаллида и оксида, соотношения оксидной и металлической фаз в перемешанном слое и состава внешнего напыленного слоя [1,2].

В результате изучения патентов ученых РФ, США и Китая [1-7] были выявлены 2 основные формы инертных анодов: чашеобразный и ряд удлиненных анодов, соединенных с литой или профилированной опорой. В таблице 1 приведены способы изготовления, усредненные составы, достоинства и недостатки двух видов анодов.

Таблица 1 – Виды анодов

Вид формы анодов	Состав анода	Технология изготовления анода
Чашеобразный анод	Fe-Ni-Zn или Fe-Ni-Co	1. Полые или чашеобразные аноды можно заполнять защитным материалом 2. Токоподводящий стержень изготавливают из инконеля или Cu. Стержень можно крепить к аноду посредством пайки, твердым припоем, спеканием и механическое крепление. 3. Пространство между анодом и стержнем можно заполнить порошком Cu и малых шариков Cu. Порошок спекается либо в процессе предварительного нагрева, либо непосредственно в электролизере [6].
Чашеобразный анод	Fe-Ni-Zn или Fe-Ni-Co	1. Токоподводящий стержень крепится посредством резьбового соединения.

Ряд удлиненных элементов	64-66 вес.% Ni, 25-27 вес.% Fe, 7-9 вес.% Mn, 0-0,7 64-66 вес.% Cu, 0,4-06 вес.% Si	Анод содержит ряд удлиненных прямых анодных элементов, соединенных с литой или профилированной опорой для соединения с положительной токоподводящей шиной. Анодные элементы выполнены в виде параллельных стрежней, разделенных друг от друга межэлементными зазорами. Анодные элементы могут быть закреплены посредством тугий посадки или приваривания в лапе.
--------------------------	---	--

К достоинствам чашеобразных анодов можно отнести следующие качества: не выделяют CO и CO₂, долгий срок службы, коррозионностойкость к криолитглиноземному расплаву [1-7].

В результате проведения испытаний предложенных инертных анодов были выявлены следующие недостатки:

1. В условиях высоких температур под действием веса инертного анода металлический стержень будет деформироваться. Следовательно, наблюдается подъем данной контактной стенки с отрывом ее от дна керамического корпуса.

2. Не обеспечивает плотное прилегание контактных стенок стержня к аноду.

3. В процессе нагрева в корпусе инертного анода возникает избыточное термонапряжение как следствие термического расширения токоподводящего стержня и наполнителя. В результате такого терморасширения в течение времени наблюдается растрескивание корпуса инертного анода [1-5].

Ряд удлиненных элементов обладает следующими преимуществами:

1. Межэлементные зазоры образуют проточные отверстия для циркуляции элемента и выхода аноднообразующихся газов [6,7];

2. Не выделяют CO и CO₂;

3. Долгий срок службы;

4. Коррозионностойкие к криолитглиноземному расплаву [1-5].

Основные технические требования предъявляемые к изготовлению и электролизным испытаниям инертного анода:

- скорость износа менее 1 см/год;

- высокая электропроводность, сравнимая с таковой для графитовых материалов;

- устойчивость к резким колебаниям температуры (термическим ударам);

- длительная механическая прочность (устойчивость к сколам, постоянство формы);
- электросопротивление (при рабочей температуре ~9600С) менее 50 мКОм*м;
- термостойкость не менее 100 теплосмен;
- прочность при сжатии не менее 50 МПа;
- трещиностойкость не менее 1,5 МПа*м^{1/2} ;
- сохранение геометрических размеров при T≤10000С;
- возможность сварки или механической обработки для создания конструкции анода [1-3].

Таким образом, кардинальным решением проблем, связанных с расходом материалов, особенно, экологической ситуации в электролизном производстве алюминия, является использование нерасходуемых анодов, изготавливаемых из металлокерамических материалов.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Лайнер Ю.А., Лякишев Н.П., Алымов М.И., Калита В.И. и др. Разработка и синтез инертных анодов для алюминиевой промышленности. Известия вузов. Цветная металлургия. №3, 2004, с.50-59.
- 2 Ковров В.А., Шуров А.П., Зайков Ю.П. Характер и причины коррозионного разрушения инертных анодов при электролизе криолитглинозменого расплава. Известия вузов. Цветная металлургия. №5, 2009, с.46-54.
- 3 Лякишев Н.П., Лайнер Ю.А., Самойлов Е.Н., Рожков Д.Ю. и др. Исследования синтеза и стойкости инертных анодов при электролизе криолитглиноземных расплавов. Известия вузов. Цветная металлургия. №6, 2005, с.23-29.
- 4 Джашеми С.С., Калантар М. Изготовление и характеристика инертных анодов на основе феррита никеля при производстве алюминия. Журнал разработки материалов. Май, 2014. с.1656-1664.
- 5 Шао Вень-Чжу, Чжень Лянь, Се Нин, Иванов В.В. Применение Cu₂O/CuO в качестве инертного анода, для производства алюминия электролитическим способом. Журнал сплавов и составов. Октябрь 2014. с.214-223.
- 6 Лерой Е., Д'Астольфо Дж., Лоуэр Б. Топоподводящий инертный анод. 2007, 11с.
- 7 Ричард Р. Соединение керметного анода и металлического стержня. 1984, 5с.

8 Электролизеры для электролитического получения алюминия с анодами, выделяющими кислород. Де Нора Витторио, Патент №2242539. Оpubл. 20.12.2004, 19 с.

RESEARCH IN COPPERMETALLURGY

ZHANABAY F., ORYMBAYEVA A.
 student, S. Toraighyrov PSU, Pavlodar
 BAKIROV A. G.
 senior-lecturer
 ABISHEV A. A.
 teacher, S. Toraighyrov PSU, Pavlodar

1. In the process of metallurgical production of metal piece of metal is lost to the formation of scale. Rational use of these metallurgical wastes has been and remains an important national economic problem, which, in our opinion, has not been solved fully up to date.

After the tin and nickel copper is the most expensive of the noble non-ferrous metals. When hot deformation, for example, in the production of rolled copper or hot stamping parts copper expensive due to the high oxygen affinity is lost on the scaling, such as the formation of copper oxide. To reduce the loss of metal, copper dross used as an additive to the charge during pyrometallurgical production of blister copper. Another well-known trend of using copper slag is its autoclave recovery to produce copper powder.

Another known method of using copper slag is its hydrometallurgical processing. For example, the scale can be dissolved copper in the sulfuric acid, and then from the sulfate solution by electrolysis to remove the copper in powder or compact state. However, this direction of rational use of metallurgical wastes - copper dross - not widely used for a variety of reasons. It should be noted, first of all, the main deterrent - the high cost of electricity needed to electroextraction copper from solution. Furthermore, in this case requires the use of insoluble anodes is that, in its queue, a number of problems, set forth in detail in textbooks on hydroelectrometallurgy.

When an autoclave is not required to translate recovery box in the scale copper in solution as in electroextraction - autoclave at restoring one solid phase (copper oxide) is converted into another solid phase (copper), bypassing the liquid state. Carried out at the Department of Metallurgy PSU named after S.Toraighyrov studies have shown that a

similar transformation can make without having to restore the autoclave. For this purpose, in the present study used a known strong reducing agent, the chemical industry which is produced in liquid state. Note that the copper oxide being in the liquid, it does not dissolve, but the result of the redox reaction is converted directly into metallic copper as in autoclave recovery.

It can be assumed that the said reducing copper slag CuO can be restored or until the copper oxide O , or to metallic copper, or product recovery will be a mixture of O and Cu . In principle, the extent to which the conversion takes place $\text{CuO} \rightarrow \text{Cu}$ can be determined by X-ray analysis. However, in this work, the other is used for this purpose, a more simple, but no less verification methods - measuring the volume of gas evolved simultaneously with the copper. Volumetric methods of investigation have confirmed that the volume of gas released corresponds to the transformation of $\text{CuO} \rightarrow \text{Cu}$, but not $\text{CuO} \rightarrow \text{CuO}$ or $\text{CuO} \rightarrow \text{Cu} + \text{O}$.

Currently fashionable focus of many studies has been obtained by various methods of nanopowders or at the same terminology, ultrafine powders. However, the authors of this work guided by the considerations that powder metallurgy is not used nano ultra-fine powders, and quite specific copper powders used for sliding contacts are made, self-lubricating bearings and other products. For these purposes is primarily intended electrolytic copper powder according to GOST. The studies found that the size distribution of copper powder obtained by direct reduction of copper dross reducing agent mentioned above, is determined by the initial size distribution of the product, ie dross. By adjusting the particle size distribution of the starting material, a copper powder may be prepared, which dispersion and bulk density corresponds to GOST.

2. The method of producing electrolytic copper powder, although it is very expensive, allows to obtain dendritic powder, which is very important for industry cermet. Compared with the electrolytic much more cheap and easy to implement cementation method also allows charging powders with predetermined properties - dendritic, dispersion and others. Preparation of copper powder cementation of copper iron from sulfuric acid solutions was studied in some detail. However, the precipitation of the dispersed copper Cementation apparently possible and using other more negative with respect to copper metal, for example aluminum. However, cementation of copper aluminum as a way to obtain copper powders are still poorly understood.

When cementation of copper with aluminum Cu solution crystallizes on the surface of aluminum a compact layer of copper. Caused in the initial period of the process cementation cemented metal compact layer, in particular copper, aluminum seals the surface from the solution, and then carburizing reaction stops.

Since compact sediment hinders the process of cementation, in practice tend to create such conditions the process to a cemented metal crystallized not compact, and dispersed, ie powder form. One technique to facilitate crystallization cemented metal in particulate form is the introduction of chlorine ions in solution. Therefore further experiments were administered in solution chlorine ions in the form of NaCl . Determine the minimum concentration of NaCl , in which copper begins to crystallize in a dispersed form. However, at this concentration NaCl activates anodic dissolution of aluminum during its operation in the contact (corrosion) galvanic Al-Cu .

With a constant concentration of said activator (NaCl) solution to a full two-factor experiment was conducted in which a response is selected as a function - an average particle size of the copper powder, micron, - copper powder bulk density, g/ and - a deposition rate of copper powder, g^*/h . Here, as factors (independent variables) are selected X_1 - SuSO_4 concentration in solution, mol/l solution, and is the temperature, $^\circ \text{C}$.

Defined by the lower and upper levels of the factor values, their basic level and varying intervals. Natural values of the factors translated into coded and compiled planning matrix. The number of repetitions of experiments in each row of the matrix planning was equal to two. Mean values for the response is defined as the arithmetic mean of the two replicates. The reproducibility of experiments tested by Cochran's Q test.

To determine the regression coefficients b_0, b_1, b_2 and the estimated matrix composed $b_{1,2}$. The significance of the regression coefficients were determined by the value of the experimental value of Student's t test, and compared it with the tabulated value. The adequacy of the regression equations shown using Fisher's exact test.

These studies obtained three regression equation showing the dependence of the average particle size, bulk density and deposition rate on the concentration of copper powder in solution and the solution temperature. These equations in the selected range of variation of the independent variables (factors) to adequately describe the process of cementation of copper with aluminum sulfate solutions at a constant concentration of NaCl in the solution.

The selected range of variation of these regression equations allow to quantify the contribution of each factor in the value of the response functions, as well as the impact on the response function of the interaction effect.

ТИТАН – МЕТАЛЛ БУДУЩЕГО

ЗАКАРЬЯНОВ Н. К., БЕКЖАНОВ С. С.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ТАСКАРИНА А. Ж.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В наши дни к титану приковано внимание многих ученых, инженеров, конструкторов, дизайнеров. Титан благодаря уникальным свойствам стал одним из важнейших конструктивных материалов эпохи. Его по праву можно назвать металлом XXI в. Сегодня нельзя представить себе ни одной отрасли народного хозяйства, которая могла бы обойтись без титана, а в ряде случаев он незаменим – красивый и неповторимый по своим свойствам.

В настоящее время титан – один из важнейших конструкционных металлических материалов. Для этого титану в течение 200 лет пришлось пройти путь от признания его непригодным в конструкционных целях до всеобщего поклонения как перед одним из самых перспективных и вечных металлов.

Титан находится на 10 – м месте по распространённости в природе. Содержание в земной коре 0,57 % по массе, в морской воде 0,001 мг/л. В ультраосновных породах 300 г/т, в основных – 9 кг/т, в кислых 2,3 кг/т, в глинах и сланцах 4,5 кг/т.

В свободном виде не встречается.

Титан находят во всех изверженных и осадочных породах, а также в почве, торфе, каменном угле, он имеется во многих растениях, в крови и костях животных.

Известно более 100 минералов, содержащих титан.

Запасы титана велики, поэтому продолжается непрерывное совершенствование технологий получения титана.

В основе технологии производства титана за рубежом лежит процесс Кролля. Наиболее важными достижениями являются разработка совмещенного процесса (т.е. объединения магнийтермического восстановления и вакуумной сепарации) и увеличение производительности аппарата. Титан обладает хорошим

сочетанием механических и технологических свойств. Например, соотношение прочности к удельному весу у титана выше на 74 %, чем у алюминия, и на 102 % выше, чем хромомолибденового сплава. Высокая коррозионная стойкость и прочность, в сочетании с низкой плотностью и теплопроводность обуславливает его широкое применение в различных отраслях промышленности.

Неудивительно, что первым потребителем титана являлась авиационная – космическая техника и военно-морской флот. На первых этапах становления отрасли это являлось определенным стимулом в развитии технологии, производства и потребления титана. Однако ввиду изменения геополитических условий такое влияние («внимание») со стороны военно-промышленного комплекса стало тормозом в развитии производства титана. Об этом красноречиво свидетельствуют кризисы начала 90-х годов и событий 2001 г в Америке.

Определенное внимание уделялось использованию титана в гражданских целях. Однако относительно высокая цена не позволяла в больших количествах применять его для этих целей.

С другой стороны, нелегированный титан обладает недостатками, ограничивающими применение его в чистом виде: не высокая прочность и довольно быстрое разупрочнение металла с ростом температуры, а также склонность металла к ползучести, понижение усталостной прочности и коррозионной стойкости в некоторых агрессивных средах.

Такие особенности титана предопределили необходимость изначального получения высокочистого материала и затем сплавов с заданными свойствами. Это в свою очередь не могло не отразиться на стоимости титана. Попытки многих исследователей получить титан с минимальным содержанием примесей традиционными способами заканчивались неудачно.

В настоящее время мировой уровень потребления титановой губки составляет 50 –60 тыс. т. Таким образом, потенциально возможно добиться на существующей технологии повышение производства примерно в два раза. Хотя это добиться тоже не просто. Однако возникает проблема в потреблении и потребителях. Главным фактором здесь остается цена производимого титана.

Анализ удельной стоимости себестоимости титановой губки показывает, что основная стоимость титана приходится не на подготовительные технологические процессы, а на заключительный передел получения прокатки до 52 %.

Известный способ получения титана магнийтермическим восстановлением с вакуумной сепарацией предусматривает охлаждение губки (полученной при восстановлении тетрахлорида титана магнием) перед последующим ее нагреванием для проведения вакуумной сепарации. Совмещенный способ имеет явное преимущество перед другими в том, что позволяет отказаться от охлаждения продукта и провести вакуумную сепарацию сразу же после восстановления магнием.

Одна из компаний США («Оремет») производит губку в совмещенном горизонтальном аппарате с цикловым съемом 6 т, используя метод омыwania реакционной массы гелием вместо широко распространенной вакуумной сепарации.

Натриетермическое восстановление применяется за рубежом, это второй по значению промышленный способ получения губчатого титана, известный как процесс Хантера.

Восстановление на второй ступени и спекание являются периодическими процессами. Эта фирма активно работает над созданием полностью непрерывного процесса восстановления путем включения второй ступени восстановления в непрерывный процесс. Разработки направлены на оптимизацию и автоматизацию управления процессом и сокращение энергетических затрат.

С реализацией «Программы развития титаномагниевого промышленности Казахстана», принятой в 1991 году, АО «Усть – Каменогорский титаномагниевого комбинат» (АО «УКТМК») стало единственным в мире полностью интегрированным производителем титана: от добычи сырья до выпуска продукции с высокой добавленной стоимостью. За это время разведаны, утверждены запасы титанового сырья в Казахстане, введены в строй предприятия по добыче ильменита и производства титанового шлака, увеличены мощности основных металлургических агрегатов, прекращен сброс водных стоков и снижены выбросы в атмосферу.

Основными видами товарной продукции АО «УКТМК» являются: титан губчатый, магний первичный в слитках, титановые слитки и сплавы. Сегодня 100% титановой продукции АО «УКТМК» поставляется на экспорт в индустриально-развитые страны. Доля казахстанского титана на мировом рынке составляет около 11%, в авиакосмической отрасли свыше 17%. В 2010 году комбинатом завершено строительство и введен в эксплуатацию цех по производству титановых слитков и сплавов для авиационно – космической, нефтегазовой и других отраслей промышленности.

Объем инвестиций составил около 90 миллионов долларов США. По итогам 2012 года в новом цехе было произведено 8 000 тонн титановых слитков. Продукция цеха плавки предназначена для авиационно-космической, нефтегазовой и других стратегических отраслей мировой экономики и в данном сегменте титанового рынка комбинат успешно выдерживает конкуренцию с зарубежными производителями.

Высокотитановые (искусственные титаниты) – являются продуктом селективного восстановления железотитановых (ильменитовых, лейкоксеновых, аризонитовых) концентратов и плавки восстановленных продуктов в электропечах или других агрегатах. В этом случае железо концентрируется в металлической фазе, представляющей собой природнолегированный продукт, находящий применение в производстве качественных сталей, железных порошков и т.п., а шлаковая фаза, содержащая >80% TiO₂, – в производстве титана и его пигментного диоксида. При содержании оксида титана в шлаке >85% шлак становится практически мономинеральным, так как силикатная часть составляет всего 5 – 15%, тогда как титаниты представлены искусственным минералом – аносовитом.

Титансодержащие и титановые разновидности титановых шлаков могут найти применение после обогащения с получением продуктов, близких по составу к искусственным титанитам или для них необходимы разработки технологий комплексного использования. Что касается обогащения титановых шлаков, то они, как вещества с неравновесной кристаллизацией, требуют предварительной подготовки с целью стабилизации состава, повышения крупности зерен титанитов и раскрытия их при измельчении. Одной из наиболее эффективных операций такой обработки шлака является окислительный обжиг – рутилизация искусственных титанитов и расстеклование силикатной фазы. Подготовленный таким образом титановый шлак после измельчения может быть подвергнут гравитационным, электрическим или флотационным способам обогащения с выделением рутилового концентрата.

При производстве титана за рубежом возникают проблемы удаления примесей, поэтому создают комбинированные технологические схемы.

На стадии эксперимента находятся способы получения титана электролизом хлоридов титана, фтортитанатов, оксида титана.

В процессе электролиза решаются следующие проблемы: предотвращение коррозии конструкционного материала электролизера при высоких температурах; замена катода с осадком на нем твердого кристаллического титана; отделение и утилизация соли, извлекаемой вместе с осажденным титаном; усовершенствование диафрагмы, разделяющей анодную и катодную камеры.

В течение всей истории развития титанового производства промышленное получение титана электролизом остается недостижимой целью.

Применение непрерывного процесса получения жидкого титана приведет к сокращению стоимости энергозатрат на 25 – 30%. В этом процессе тетрахлорид титана восстанавливается магнием, расплавленный титан и жидкий хлорид магния раздельно извлекают соответственно из нижней и верхней частей реакционного сосуда, в котором поддерживается высокое давление.

Разрабатывают и другие схемы получения титана, например, высокотемпературное восстановление тетрахлорида титана водородом с использованием плазмы, непрерывное термическое разложение тетраиодида титана.

Вопрос о том, к каким из цветных металлов относить титан по промышленной классификации металлов (к легким или редким), до настоящего времени остается дискуссионным.

Количество титана в земной коре в несколько раз превышает запасы таких металлов, как медь, цинк, свинец, золото, серебро, платина, хром, вольфрам, ртуть, молибден, висмут, сурьма, никель, олово, вместе взятых.

Титан достаточно тугоплавок, но его применяют довольно часто; он самый тугоплавкий из легких материалов, но он и легок по плотности. Титан по технологическим свойствам схож с магнием, поэтому его можно отнести и к группе легких цветных металлов.

Ни наша планета, ни ее ближайшая спутница, ни другие небесные тела не вправе сетовать на отсутствие титана.

Титан еще молод как металл, но с каждым днем он становится все нужнее во многих областях человеческой деятельности и без сомнения его ждет поистине великое будущее.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Тарасов А.В. Металлургия титана. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2003-328с.:ил.85
- 2 Николаев Г.И. Металл века

ИССЛЕДОВАНИЕ В ОБЛАСТИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПОЛУЧЕНИЯ МЕДНОГО ПОРОШКА

ИСИНОВ Ж. О., САКЕНОВ Б. Ж.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБИШЕВ А. А.

преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

При контакте металла М1 с раствором, содержащем ионы более электроположительного металла М2, происходит окисление (ионизация) металла М1 и восстановление до нулевой валентности ионов металла М2. Эта реакция может быть описана следующим химическим уравнением



Если в результате реакции (1) металл М2 выделяется на поверхности металла М1, то такую реакцию в гидрометаллургии называют цементацией [1, 13с].

Цементация широко применяется в гидрометаллургии для извлечения некоторых металлов, например, меди, из рудничных вод и растворов от кучного выщелачивания забалансовых руд. Кроме того, цементация широко применяется для очистки гидрометаллургических растворов от примесей более положительных металлов при электролитическом извлечении металлов из растворов и при электролитическом рафинировании металлов. Значимость процесса цементации для цветной металлургии можно проиллюстрировать цифрами - свыше 80 % мирового производства никеля и цинка и 10 % меди получают с использованием процесса цементации [2, 45с].

Уравнение (1) показывает, что цементация имеет двойственную природу. С одной стороны, цементация является разновидностью электрохимической коррозии, с другой стороны, цементация является частным случаем электроосаждения [1, 20с].

Согласно стандарту [3, 14с], электрохимическая коррозия – это взаимодействие металла с коррозионной средой (раствором электролита), при котором ионизация атомов металла и восстановление окислительной компоненты коррозионной среды протекают не в одном акте и их скорости зависят от электродного потенциала. Применительно к реакции цементации это определение означает, что в данном случае коррозия является результатом

работы контактных гальванопар «цементирующий металл – цементируемый металл». Раствор цементируемого металла является коррозионной средой по отношению к цементирующему металлу. Цементация возможна лишь постольку, поскольку отдельные участки поверхности цементируемого металла служат анодами, т.е. в процессе цементации окисляется (корродирует). Однако окисление (коррозия) цементирующего металла на анодных участках цементирующей поверхности является условием необходимым, но недостаточным. Для того чтобы процесс цементации происходил в практическом смысле, высвобождающиеся в результате коррозии цементирующего металла электроны должны поступать по проводнику первого рода (цементирующему металлу) к катодным участкам поверхности цементирующего, на которых восстанавливаются ионы цементируемого металла – этот процесс в теории коррозии называется деполяризацией катодного процесса. Поскольку цементации есть частным случаем электрохимической коррозии, то в случае кристаллизации цементируемого металла в порошкообразной форме, то в данном случае электрохимическую коррозию вполне правомерно рассматривать как один из способов получения металлических порошков.

Вместе с тем, поскольку при цементации кристаллизация цементируемого металла происходит под действием постоянного тока, вырабатываемого цементационными гальванопарами «цементирующий металл – цементируемый металл», цементацию правомерно рассматривать как частный случай электроосаждения, которое имеет свои термодинамические и кинетические особенности, рассматриваемые теоретической электрохимией [4, 33с].

На основании изложенных выше теоретических представлений в данной работе рассмотрена цементация меди алюминием из сернокислых растворов по реакции



Стандартные электрохимические потенциалы (E_0) алюминия и меди сильно отличаются друг от друга. В частности, E_0 алюминия равен $-0,76$ В, E_0 меди равен $+0,34$ В [4, 56 с]. Конечно, условия, при которых проводили измерения потенциалов в данной работе (концентрация и температура растворов, а также давление), были отличны от стандартных. Тем не менее, и в используемых в данной работе условиях проведения цементации правомерно ожидать заметной разницы между электрохимическими потенциалами алюминия и меди. Более того, правомерно ожидать

также, что в первый момент после погружения в раствор CuSO_4 электрохимический потенциал алюминиевого образца будет равен потенциалу алюминия в этом растворе. Затем, если на поверхности алюминия за счет цементации будет кристаллизоваться медь, потенциал алюминиевого образца по ходу цементации должен смещаться в область более положительных значений. В результате цементации потенциал алюминиевого образца должен принять некоторое компромиссное между потенциалами алюминия и меди значение.

Электролитический способ получения медного порошка, хотя и является весьма дорогостоящим, позволяет получать дендритные порошки, что очень важно для металлокерамической промышленности [1, 22 с]. По сравнению с электролитическим заметно более дешевый и простой в осуществлении цементационный способ также позволяет получать порошки с заранее заданными свойствами – дендритностью, дисперсностью и др. [3, 77 с]. Получение медного порошка цементацией меди железом из сернокислых растворов довольно подробно изучено [4-9]. Вместе с тем, цементационное осаждение дисперсной меди, по-видимому, возможно и с использованием других, более отрицательных по отношению к меди металлов, например, алюминия. Однако цементация меди алюминием как способ получения медных порошков еще мало изучена. Целью данной работы является исследование процесса получения медного порошка при цементации меди алюминием из сернокислых растворов.

Обычно в гидрометаллургии цементацию проводят с целью как можно более полного извлечения металла из раствора [2, 72 с]. Образование на поверхности цементирующего металла компактного слоя-покрытия изолирует цементирующий металл от раствора, и реакция цементации прекращается [1, 2]. С тем, чтобы формирующийся в процессе цементации на поверхности цементирующего металла слой цементируемого металла не препятствовал процессу цементации, необходимо, чтобы этот слой был рыхлым, дисперсным [1, 2]. Одним из приемов, способствующих кристаллизации цементного осадка не в компактной, а рыхлой форме, является повышение температуры раствора [1, 2]. В связи с этим проведены опыты по цементации меди алюминием в растворе, содержащем CuSO_4 и H_2SO_4 , при температуре 70°C .

Поляризационные измерения проводили с использованием потенциостата П-5827 в гальванодинамическом режиме при

скорости задания тока $3,4 \text{ мА/мм}^2 \cdot \text{мин}$. Потенциалы рабочих электродов измеряли по отношению к хлорсеребрянному электроду сравнения с последующим пересчетом на стандартную водородную шкалу потенциалов. Рабочие электроды представляли собой торцы залитой эпоксидной смолой алюминиевой и медной проволоки диаметром 2 мм. С тем, чтобы исключить влияние цементирующейся меди на анодное поведение алюминия анодную поляризацию изучали в растворе MgSO_4 той же концентрации, что и раствор CuSO_4 – правомерность такого приема для исследования анодного процесса контактных (цементационных) гальванопар показана в [7, 81с].

Для получения медного порошка использовали растворы CuSO_4 объемом 2 л, в качестве цементирующего материала применяли пластины алюминия с поверхностью 2 дм^2 . После цементации порошок промывали и сушили в вакуумном сушильном шкафу. Гранулометрический состав и насыпную плотность медного порошка определяли по стандартам [9,10]. Средний размер частиц рассчитывали на основании результатов ситового анализа по общепринятой в порошковой металлургии методике [11, 27 с].

Количество выделившегося водорода измеряли объемным методом [12]. Замеренный в результате опыта объем выделившегося водорода приводили к нормальным условиям по методике, изложенной в [12]. Микроскопические исследования проводили с использованием металлографического микроскопа METAM-PB21.

Установлено, что при цементации меди алюминием из раствора CuSO_4 концентрацией 0,3 моль/л на поверхности алюминия кристаллизуется слой компактной меди.

Время осаждения слоя компактной меди 5 мин. Подобные же шлифы по залитому эпоксидной смолой поперечному сечению металла-цементатора (алюминиевой проволоки) с выкристаллизовавшемся на нем слоем компактной меди нами были выполнены и при продолжительности процесса цементации 30 и 60 мин. Металлографически установлено, что увеличение времени выдержки алюминиевой проволоки в растворе CuSO_4 концентрацией 0,3 моль/л не приводит к увеличению толщины слоя компактной меди – толщина остается такой же, т.е. при продолжительности процесса цементации 5 мин. Следовательно, возникший в начальный период процесса цементации компактный слой цементируемого металла, в частности меди, изолирует поверхность алюминия от раствора CuSO_4 , после чего реакция цементации прекращается.

Поскольку компактный осадок тормозит процесс цементации, на практике стремятся создать такие условия процесса, чтобы цементируемый металл кристаллизовался не в компактной, а в дисперсной, т.е. порошкообразной форме. Одним из приемов, способствующих кристаллизации цементируемого металла в дисперсной форме, является введение в раствор ионов хлора [1-3]. Поэтому в дальнейших опытах в раствор CuSO_4 вводили ионы хлора в виде NaCl . При этом было замечено, что в отсутствие Cl^- , т.е. когда медь кристаллизуется в виде компактного осадка, цементация меди не сопровождается выделением водорода. Опыты показали также, что введение в раствор CuSO_4 ионов Cl^- приводит не только к кристаллизации цементирующейся меди в дисперсной форме, но и к появлению побочного катодного процесса – выделению водорода. При этом количество выделяющегося водорода возрастает с ростом концентрации в растворе Cl^- (таблица 1), концентрация CuSO_4 в растворе 0,3 моль/л, площадь цементирующей поверхности 4 см^2 , продолжительность процесса 0,5 часа.

Таблица 1 – Влияние концентрации NaCl на количество выделившегося водорода

№ опыта	Концентрация NaCl , моль/л	Выделилось водорода, мл
1	0,1	48,328
2	0,3	65,058
3	0,6	83,646

Как показали поляризационные измерения, ионы Cl^- смешают стационарный потенциал меди в область более отрицательных значений на 0,10 В. В тех же условиях стационарный потенциал алюминия становится отрицательнее на 0,33 В. Таким образом, с ростом концентрации ионов Cl^- ЭДС контактной (цементационной) гальванопары Al-Cu возрастает на 0,22 В.

В электрохимии вещества, присутствующие в электролите, ионы которых не участвуют в электродных окислительно-восстановительных процессах, принято называть посторонним электролитом. В нашем случае NaCl , являясь посторонним электролитом, повышает вязкость раствора CuSO_4 , в связи с чем поляризация катода возрастает. Более того, в присутствии NaCl ионы Cu_2^+ восстанавливаются на предельном токе, когда подвод

этих ионов к катодным участкам лимитируется диффузией [1-3]. В целом же, с ростом концентрации NaCl ток цементации контактной гальванопары Al-Cu уменьшается.

Размер образующихся при кристаллизации частиц зависит от соотношения скорости зарождения центров кристаллизации и скорости их дальнейшего роста. Применительно к цементационному осаждению это означает, что дисперсность порошка определяется соотношением ЭДС и тока цементации контактной гальванопары. Поскольку с ростом концентрации NaCl в растворе ЭДС контактной гальванопары Al-Cu возрастает, а ток цементации уменьшается, следует ожидать, что с ростом концентрации NaCl должен осаждаться более дисперсный порошок меди, при этом скорость осаждения, по-видимому, должна уменьшаться. Поскольку в присутствии NaCl ионы Cu^{2+} восстанавливаются на предельном токе, это создает условия для осаждения не только более дисперсного, но и более дендритного порошка [1,2]. Более дендритный порошок при его свободной засыпке будет занимать больший объем, т.е. можно предположить, что насыпная плотность порошка с ростом концентрации NaCl должна уменьшаться.

Впервые проведено исследование цементации меди алюминием из сернокислых растворов. Экспериментально установлено, что для цементации меди в дисперсной форме из растворов $CuSO_4$ необходимо активировать процесс анодного растворения алюминия ионами хлора. Результаты планированных опытов по получению медного порошка цементацией меди алюминием согласуются с результатами поляризационных измерений электродных процессов контактной гальванопары Al-Cu.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Стендер В.В. Прикладная электрохимия. Харьков: ХГУ, 1961.
- 2 Баймаков Ю.В., Журин А.Н. Электролиз в гидрометаллургии. М.: Металлургиздат, 1963.
- 3 Алкацев М.И. Процессы цементации в цветной металлургии. М.: Металлургия, 1981.
- 4 Артамонов В.П., Помосов А.В. // Известия вузов. Цветная металлургия. 1976. № 2. С. 41.
- 5 Артамонов В.П., Помосов А.В. // Известия вузов. Цветная металлургия. 1976. № 3. С. 30.
- 6 Артамонов В.П., Помосов А.В. // Порошковая металлургия. 1976. № 4. С. 1

7 Артамонов В.П., Помосов А.В. // Электрохимия. 1984. Т. 20. № 12. С. 1649.

8 Артамонов В.П., Помосов А.В. // Порошковая металлургия. 1987. № 1. С. 5.

9 ГОСТ 18318-94. Порошки металлические. Определение размера частиц сухим просеиванием.

10 ГОСТ 19440-94. Порошки металлические. Определение насыпной плотности.

11 Кипарисов С.С., Либенсон Г.А. Порошковая металлургия. М.: Металлургия, 1980.

12 Левин А.И., Помосов А.В. Лабораторный практикум по теоретической электрохимии. М.: Металлургия, 1966.

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ВЛИЯНИЯ УГЛА УСТАНОВКИ ЛОПАСТЕЙ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЕТРОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ УСТАНОВКИ

ИСТАЙ Т. Б.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ШУМЕЙКО И. А.

профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В настоящее время во всем мире всё большее внимание уделяется развитию альтернативных источников энергии, так как прогрессирующий рост потребления энергии, получаемой на основе невозобновляемых источников (каменный уголь, нефть, газ и др.) приводит к истощению природных запасов топлива и ухудшению экологической обстановки.

Наиболее доступным возобновляемым источником энергии является ветровая энергия. Однако недостаточная эффективность применяемых ветроэнергетических установок (ВЭУ) и устойчивость их к воздействию штормовых порывов ветра не позволяет широко использовать ВЭУ в качестве альтернативных источников энергии.

С целью повышения эффективности ВЭУ проведены экспериментальные исследования зависимости основных выходных параметров (частоты вращения ветрового колеса, момента на валу и мощность) от входных конструктивных параметров ветрового колеса и, в частности, угла установки лопастей.

Под углом установки лопастей понимается угол между проекцией поперечного профиля лопасти и плоскостью вращения ВК (рисунок 1).



Рисунок 1 – К определению угла установки лопасти ВК

Исследования проводились на модели с ветровым колесомd – 600 мм, относительной площадью лопасти 0,064, числом лопастей – 12 при постоянной скорости воздушного потока равной 9,9 м/с, развиваемой динамической трубой. На основании ранее проведенных исследований в качестве исходной была принята наиболее оптимальная трапециевидальная форма лопастей из листовой стали с переменной уменьшающейся к периферии вогнутостью (рисунок 2).

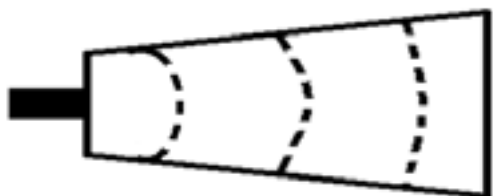


Рисунок 2 – Принятая для исследований форма лопасти

В процессе экспериментальных исследований изменялся угол установки лопасти (11о, 15 о, 20 о, 25 о, 30о, 35о).

Частота вращения измерялась с помощью электронного тахометра, момент с помощью специального тормозного устройства. Результаты исследований зависимости момента, частоты вращения и мощности от угла установки лопастей представлены графически на рисунке 3, 4 и 5.

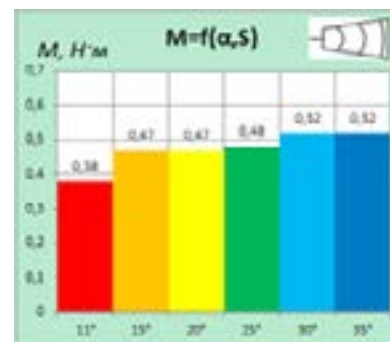


Рисунок 3 – Зависимость момента от угла установки лопастей

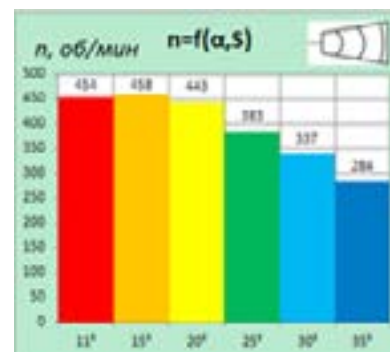


Рисунок 4 Зависимость частоты вращения от угла установки лопастей

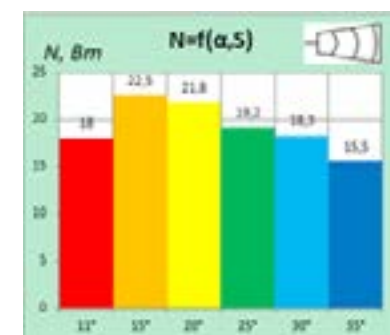


Рисунок 5 Зависимость мощности от угла установки лопастей

Значения потерь по моменту, частоте вращения и мощности представлены в таблице 1. Точки пересечения кривых потерь по частоте вращения и моменту дает наиболее оптимальное значение угла установки лопастей $\alpha=22,50$ (рисунок 6).

Таблица 1 – Значения потерь от угла установки лопастей

Параметр 11°	Угол установки лопастей, α						
	15°	20°	25°	30°	35°		
M	Н·м	0,38	0,47	0,47	0,48	0,52	0,52
	Потери	27 %	10 %	10 %	8 %	0 %	0 %
n	об/мин	454	458	443	383	337	284
	Потери	1 %	0 %	3 %	16 %	26 %	38 %

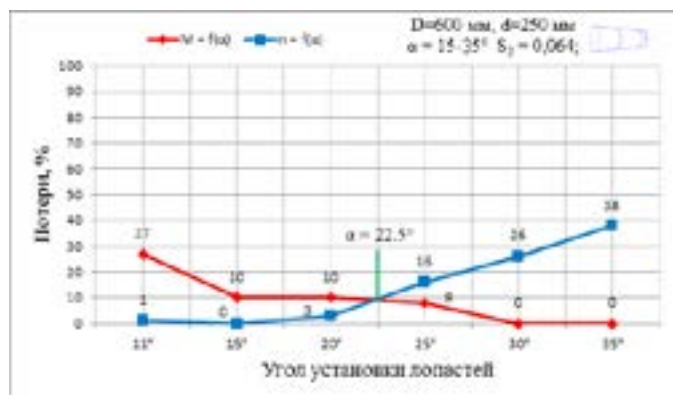


Рисунок 6 – Определение оптимального значения угла установки лопасти

Как видно из приведённого графика (рисунок 6) наиболее оптимальным углом установки лопастей является угол лежащий в пределах от 20о до 25о. Таким образом, при разработке конструкции ветрового колеса для ветроэнергетических установок различного назначения могут быть рекомендованы выявленные наиболее оптимальные углы установки лопастей,обеспечивающие максимальную эффективность установки.

ЛИТЕРАТУРА

1 Шефтер Я. И. Использование энергии ветра. – М. : «Энергия», 1983. – С. 201.

2 Ветровая «Ромашка» // Моделист–Конструктор. – 1988. – № 4 – С. 2–4.

3 Янсон Р. А. Ветроустановки. М., МГТУ им. М.Э.Баумана – 2007. 36 с

4 Глобальная энергоэкологическая стратегия устойчивого развития в XXI веке / Нурсултан Назарбаев. – М. : Экономика, 2011. – С. 194.

5 Национальная программа развития ветроэнергетики до 2015 года с перспективой до 2024 года. – Алматы – Астана, 2007.

6 Христордов А. А., Шумейко И. А., Черепанов Ю. В., Шмидт А. Н. Обоснование исходных конструктивных параметров к выполнению проекта универсальной ветроэнергетической установки средней мощности. Материалы международной научной конференции молодых ученых, магистрантов, студентов и школьников «ХІІІСагапбаевские чтения». – Павлодар: ПГУ им. С. Торайгырова, 2013. – Т.12. – С. 237.

7 Шумейко И. А., Нуркимбаев С. М. Повышение эффективности маломощных ветровых электрических установок. Materialy IX mezinarodnivedecko–prakticka conference.«Aktvalnivymozenostive dy – 2013». – Praga, 2013. – С. 36–42.

8 Шумейко И.А., Нуркимбаев С.М., Христордов А.А. Выбор оптимального варианта формы и относительной площади лопасти ветрового колеса ветроводоподъемной установки на основе моделирования. Наука и техника Казахстана, № 1, 2013 год.

ИЗУЧЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЫПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

КАБДРАХМАН А. К.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

МАЖЕНОВ А. Е.

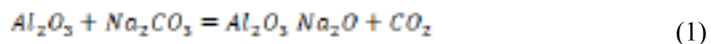
преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Алюминий – химический элемент III гр. периодической системы, атомный номер 13, атомная масса 26,98154. Серебристо-белый металл, легкий, пластичный, с высокой электропроводностью, $t_{пл} = 660$ °С. Химически активен (на воздухе покрывается защитной оксидной пленкой). По распространенности в природе занимает 4-е место среди элементов и 1-е среди металлов (8,8% от массы земной коры). Известно несколько сотен минералов алюминия

(алюмосиликаты, бокситы, алуниты и др.). Получают электролизом глинозема Al_2O_3 в расплаве криолита Na_3AlF_6 при $950^\circ C$. Алюминий имеет решётку гранцентрированного куба, устойчив при температурах от $-269^\circ C$ до точки плавления ($660^\circ C$). Алюминий не имеет аллотропических изменений, элементарная ячейка состоит из 4 атомов, атомный диаметр $2,86 \times 10^{-10}$ м. Теоретическая плотность алюминия равна $2698,72$ кг/м³. Экспериментальные значения для поликристаллического материала находятся в пределах от $2696,6$ до $2698,8$ кг/м³. Коэффициент температурного расширения при комнатной температуре 23×10^{-6} К⁻¹. Теплопроводность составляет при $24^\circ C$ $2,37$ Вт×см⁻¹×К⁻¹. Электросопротивление алюминия высокой чистоты (99,99%) при $20^\circ C$ составляет $2,6548 \times 10^{-8}$ Ом×м, или 65% электросопротивления международного эталона из отожжённой меди. Отражательная способность полированной поверхности составляет более 90%.

В природе алюминий находится в виде алюминиевых руд: бокситов, нефелинов, алунитов и каолинов. Важнейшей рудой, на которой базируется большая часть мировой алюминиевой промышленности, являются бокситы. Получение алюминия из руд состоит из двух последовательно проводимых этапов - сначала производят глинозем (Al_2O_3), а затем из него получают алюминий [1,25-26 с].

Используемые в настоящее время методы получения глинозема можно поделить на три вида: щелочные, кислотные и электротермические. Наиболее широкое применение получили щелочные методы. В одних видах щелочных методов боксит, обезвоженный при $1000^\circ C$, измельчают в шаровых мельницах, смешивают в определенных пропорциях с мелом и содой и спекают для получения растворимого в воде твердого алюмината натрия по реакции, формула 1.



Спекшуюся массу измельчают и выщелачивают водой, алюминат натрия при этом переходит в раствор.

В других видах щелочного метода глинозем, содержащийся в боксите, связывают в алюминат натрия путем непосредственной обработки руды щелочами. При этом сразу получается раствор алюмината в воде. В обоих случаях образование водного раствора алюмината натрия приводит к отделению его от нерастворимых компонентов руды, представляющих собой в основном окиси

и гидроокиси кремния, железа и титана. Отделение раствора от нерастворимого осадка, называемого красным шламом, осуществляют в отстойниках. В полученный раствор при 125 С и давлении 5 атм добавляют известь, что приводит к обескремниванию – $CaSiO_2$ уходит в осадок, образуя белый шлам. Очищенный от кремния раствор после отделения его от белого шлама обрабатывают углекислым газом при $60 - 80^\circ C$, в результате чего в осадок выпадает кристаллический гидрат окиси алюминия, формула 2.



Его промывают, просушивают и прокаливают. Прокаливание приводит к образованию глинозема, формула 3:



Этот способ обеспечивает довольно полное извлечение глинозема из боксита - около 80%.

Сам алюминий получают электролизом раствора глинозема Al_2O_3 в расплавленном криолите. Al_2O_3 должен быть достаточно чистым, поскольку из выплавленного алюминия примеси удаляются с большим трудом. Температура плавления Al_2O_3 около $500^\circ C$, а криолита – $1100^\circ C$. Электролизу подвергают расплавленную смесь криолита и Al_2O_3 , содержащую около 10 масс % Al_2O_3 , которая плавится при $960^\circ C$ и обладает электрической проводимостью, плотностью и вязкостью, наиболее благоприятствующими проведению процесса. При добавлении AlF_3 , CaF_2 и MgF_2 проведение электролиза оказывается возможным при $950^\circ C$.

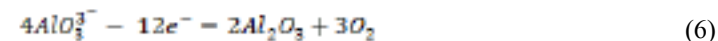
Электролизер для выплавки алюминия представляет собой железный кожух, выложенный изнутри огнеупорным кирпичом. Его дно (под), собранное из блоков спрессованного угля, служит катодом. Аноды располагаются сверху: это - алюминиевые каркасы, заполненные угольными брикетами, формула 4.



На катоде выделяется жидкий алюминий, формула 5.



Алюминий собирается на дне печи, откуда периодически выпускается. На аноде выделяется кислород, формула 6.



Кислород окисляет графит до оксидов углерода. По мере стгорания углерода анод наращивают.

При электролизе на 1 т алюминия расходуется около 2 т глинозема, 0,6 т угольных электродов, служащих анодами, 0,1 т криолита и от 17000 до 18000 квт/ч электроэнергии. Полученный при электролизе глинозем алюминий-сырец содержит металлические примеси (железо, кремний, титан и натрий), растворенные газы, главным из которых является водород, и неметаллические включения, представляющие собой частицы глинозема, угля и криолита. В таком состоянии он непригоден для применения, так как имеет низкие свойства, поэтому его обязательно подвергают рафинированию. Неметаллические и газообразные примеси удаляют путем переплавки и продувки металла хлором. Металлические примеси можно удалить только сложными электролитическими способами.

После рафинирования получают торговые сорта алюминия. Чистота алюминия является решающим показателем, влияющим на все его свойства, поэтому химический состав положен в основу классификации алюминия. В настоящее время используется следующая классификация алюминия по степени чистоты представленные в таблице 1:

Таблица 1 – Классификация алюминия по степени чистоты

Обозначение	Содержание алюминия по массе, %
Алюминий промышленной чистоты	99,5 - 99,79
Высокочистый алюминий	99,80 - 99,949
Сверхчистый алюминий	99,950 - 99,9959
Особочистый алюминий	99,9960 - 99,9990
Ультрочистый алюминий	свыше 99,9990

Прочность чистого алюминия не удовлетворяет современные промышленные нужды, поэтому для изготовления любых изделий, предназначенных для промышленности, применяют не чистый алюминий, а его сплавы, которых в настоящее время разработано достаточно много марок.

Введение различных легирующих элементов в алюминий существенно изменяет его свойства, а иногда придает ему новые специфические свойства.

При различном легировании повышаются прочность, твердость, приобретает жаропрочность и другие свойства. При этом происходят и нежелательные изменения: неизбежно снижается

электропроводность, во многих случаях ухудшается коррозионная стойкость, почти всегда повышается относительная плотность. Исключение составляет легирование марганцем, который не только не снижает коррозионную стойкость, но даже несколько повышает ее, и магнием, который тоже повышает коррозионную стойкость (если его не более 3 %) и снижает относительную плотность, так как он легче, чем алюминий.

Алюминиевые сплавы по способу изготовления из них изделий делят на две группы: деформируемые и литейные. Такое деление отражает основные технологические свойства сплавов: деформируемые имеют высокую пластичность в нагретом состоянии, а литейные - хорошую жидкотекучесть. Для получения этих свойств в алюминий вводят разные легирующие элементы и в неодинаковом количестве.

Сырьем для получения сплавов обоого типа являются не только технически чистый алюминий, но также и двойные сплавы алюминия с кремнием, которые содержат 10-13% Si, и немного отличаются друг от друга количеством примесей железа, кальция, титана и марганца. Общей содержание примесей в них 0,5 - 1,7 %. Эти сплавы называют силуминами. Для получения деформируемых сплавов в алюминий вводят в основном растворимые в нем легирующие элементы в количестве, не превышающем предел их растворимости при высокой температуре. Деформируемые сплавы при нагреве под обработку давлением должны иметь гомогенную структуру твердого раствора, обеспечивающую наибольшую пластичность и наименьшую прочность. Это и обуславливает их хорошую обрабатываемость давлением. Основными легирующими элементами в различных деформируемых сплавах является медь, магний, марганец и цинк, кроме того, в сравнительно небольших количествах вводят также кремний, железо, никель и некоторые другие элементы [2, 30-31 с].

Характерными упрочняемыми сплавами являются дюралюминии-сплавы алюминия с медью, которые содержат постоянные примеси кремния и железа и могут быть легированы магнием и марганцем. Количество меди в них находится в пределах 2,2 - 7%.

Медь растворяется в алюминии в количестве 0,5% при комнатной температуре и 5,7% при эвтектической температуре, равной 548 оС .

Термическая обработка дюралюминия состоит из двух этапов. Сначала его нагревают выше линии предельной растворимости

(обычно приблизительно до 500 С). При этой температуре его структура представляет собой гомогенный твердый раствор меди в алюминии. Путем закалки, т.е. быстрого охлаждения в воде, эту структуру фиксируют при комнатной температуре. При этом раствор получается пересыщенным. В этом состоянии, т.е. в состоянии закалки, дюралюминий очень мягок и пластичен. Структура закаленного дюралюминия имеет малую стабильность и даже при комнатной температуре в ней самопроизвольно происходят изменения. Эти изменения сводятся к тому, что атомы избыточной меди группируются в растворе, располагаясь в порядке, близком к характерному для кристаллов химического соединения Cu - Al. Химическое соединение еще не образуется и тем более не отделяется от твердого раствора, но за счет неравномерности распределения атомов в кристаллической решетке твердого раствора в ней возникают искажения, которые приводят к значительному повышению твердости и прочности с одновременным снижением пластичности сплава. Процесс изменения структуры закаленного сплава при комнатной температуре носит название естественного старения.

Естественное старение особенно интенсивно происходит в течение первых нескольких часов, полностью же завершается, придавая сплаву максимальную для него прочность, через 4-6 суток. Если же сплав подогреть до 100 - 150оС ,то произойдет искусственное старение. В этом случае процесс совершается быстро, но упрочнение происходит меньшее. Объясняется это тем, что при более высокой температуре диффузионные перемещения атомов меди осуществляются более легко, поэтому происходит завершение образования фазы Cu - Al и выделение ее из твердого раствора. Упрочняющее же действие полученной фазы оказывается меньшим, чем действие искаженности решетки твердого раствора, возникающей при естественном старении.

Сравнение результатов старения дюралюминия при различной температуре показывает, что максимальное упрочнение обеспечивается при естественном старении в течении четырех дней.

Среди неупрочняемых алюминиевых сплавов наибольшее значение приобрели сплавы на основе Al - Mn и Al - Mg.

Марганец и магний, так же как и медь, имеют ограниченную растворимость в алюминии, уменьшающуюся при снижении температуры. Однако эффект упрочнения при их термообработке невелик. Объясняется это следующим образом. В процессе кристаллизации при изготовлении сплавов, содержащих до 1,9% Mn,

выделяющийся из твердого раствора избыточный марганец должен был бы образовать с алюминием растворимое в нем химическое соединение Al - (Mn - Fe), которое в алюминии не растворяется. Следовательно, последующий нагрев выше линии предельной растворимости не обеспечивает образование гомогенного твердого раствора, сплав остается гетерогенным, состоящим из твердого раствора и частиц Al - (Mn - Fe), а это приводит к невозможности закалки и последующего старения.

В случае системы Al - Mg причина отсутствия упрочнения при термической обработке иная. При содержании магния до 1,4% упрочнения быть не может, так как в этих пределах он растворяется в алюминии при комнатной температуре и никакого выделения избыточных фаз не происходит. При большем же содержании магния закалка с последующим химическим старением приводит к выделению избыточной фазы - химического соединения Mg - Al [1, 27-28 с].

Однако свойства этого соединения таковы, что процессы, предшествующие его выделению, а затем и образующиеся включения не вызывают заметного эффекта упрочнения. Несмотря на это, введение и марганца, и магния в алюминий полезно. Они повышают его прочность и коррозионную стойкость (при содержании магния не более 3%). Кроме того, сплавы с магнием более легкие, чем чистый алюминий.

Также для улучшения некоторых характеристик алюминия в качестве легирующих элементов используются:

Бериллий добавляется для уменьшения окисления при повышенных температурах. Небольшие добавки бериллия (0,01 - 0,05%) применяют в алюминиевых литейных сплавах для улучшения текучести в производстве деталей двигателей внутреннего сгорания (поршней и головок цилиндров).

Бор вводят для повышения электропроводности и как рафинирующую добавку. Бор вводится в алюминиевые сплавы, используемые в атомной энергетике(кроме деталей реакторов), т.к. он поглощает нейтроны, препятствуя распространению радиации. Бор вводится в среднем в количестве 0,095 - 0,1%.

Висмут. Металлы с низкой температурой плавления, такие как висмут, свинец, олово, кадмий вводят в алюминиевые сплавы для улучшения обрабатываемости резанием. Эти элементы образуют мягкие легкоплавкие фазы, которые способствуют ломкости стружки и смазыванию реза.

Галлий добавляется в количестве 0,01 - 0,1% в сплавы, из которых далее изготавливаются расходные аноды.

Железо. В малых количествах (0,04%) вводится при производстве проводов для увеличения прочности и улучшает характеристики ползучести. Так же железо уменьшает прилипание к стенкам форм при литье в кокиль.

Индий. Добавка 0,05 - 0,2% упрочняют сплавы алюминия при старении, особенно при низком содержании меди. Индиевые добавки используются в алюминиево - кадмиевых подшипниковых сплавах.

Примерно 0,3% кадмия вводят для повышения прочности и улучшения коррозионных свойств сплавов.

Кальций придаёт пластичность. При содержании кальция 5% сплав обладает эффектом сверхпластичности.

Кремний является наиболее используемой добавкой в литейных сплавах. В количестве 0,5 - 4% уменьшает склонность к трещинообразованию. Сочетание кремния с магнием делают возможным термоуплотнение сплава.

Магний. Добавка магния значительно повышает прочность без снижения пластичности, повышает свариваемость и увеличивает коррозионную стойкость сплава.

Медь упрочняет сплавы, максимальное упрочнение достигается при содержании меди 4 - 6%. Сплавы с медью используются в производстве поршней двигателей внутреннего сгорания, высококачественных литых деталей летательных аппаратов.

Олово улучшает обработку резанием.

Титан. Основная задача титана в сплавах - измельчение зерна в отливках и слитках, что очень повышает прочность и равномерность свойств во всём объёме [3, 13-14 с].

ЛИТЕРАТУРА

1 Алюминиевые сплавы. Применение алюминиевых сплавов. Справочное руководство. Редакционная коллегия И.В. Горынин и др. Москва «Металлургия», 1978.

2 Алюминий. Свойства и физическое металловедение. Справочник. Дж.Е.Хэтч. Москва, «Металлургия», 1989.

3 В. А. Рабинович, З. Я. Хавин «Краткий химический справочник».

ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ БЫСТРОГО ИЗГОТОВЛЕНИЯ ПРОТОТИПОВ ИЗДЕЛИЙ

КАПАЕВА И. С., КАСКЕНОВ А. Ж.,
КВАЧАНОВА М. Ф., КИСАМИДЕНОВ А. Б.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ДЕЙГРАФ И. Э.

магистр, ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В процессе разработки новой продукции часто возникает необходимость в получении наглядных образцов, или так называемых моделей-прототипов изделия, его отдельных узлов и деталей. Макет изделия, который можно взять в руки намного нагляднее, чем его изображение на экране монитора.

Цель изготовления реальной физической модели спроектированного конструктором: выявить неточности до начала серийного производства, выполнить доработку и провести некоторые функциональные испытания будущего изделия.

Для проектировщиков проблема изготовления первого физического образца изделия или детали сложной формы является «узким местом», поскольку необходимо разработать технологию их изготовления, спроектировать и изготовить необходимую оснастку. Традиционный способ получения физических моделей будущих изделий — литьем, штамповкой, на металлорежущих станках или вручную из легко обрабатываемых материалов: пенопласта, дерева, воска, требует значительных временных и материальных затрат. На изготовление модели затрачивается от нескольких недель до нескольких месяцев, что приводит к повышению затрат на разработку нового изделия и задержке сроков выпуска новой продукции.

В конце XX века были разработаны различные процессы быстрого прототипирования (изготовления) образцов деталей и изделий путем послойного наложения композитного материала. Основное преимущество быстрого прототипирования состоит в том, что прототип изготавливается автоматически по чертежу детали. Отпадает необходимость в разработке технологического процесса обработки и подборе оборудования.

В настоящее время существует несколько направлений и подходов, позволяющих реализовать технологии быстрого прототипирования. По используемым материалам их можно разделить на методы, применяющие жидкости (фотополимеры, электролиты, воду), порошки (спекание однородных или двухкомпонентных со-

ставов), твердые материалы (пластики, жидкие смолы, специальные порошки, воски, металлы), листовой материал (ламинированную бумагу, пластик), газы. Процессы построения образцов автоматизированы и позволяют получать качественные и сравнительно недорогие модели деталей сложной конфигурации.

Построение прототипа обычно происходит на основе твердотельной модели из CAD-систем или модели с замкнутыми поверхностными контурами. Эта модель разбивается на тонкие слои в поперечном сечении с помощью специальной программы, причем толщина каждого слоя равна разрешающей способности оборудования по z-координате. Обычно при разбиении дается припуск на механическую обработку. Построение детали происходит послойно тех пор, пока не будет получен физический прототип.

Принципиальная схема всех установок прототипирования одинакова: на рабочий стол, элеватор установки, наносится тонкий слой материала, воспроизводящего первое сечение изделия, затем элеватор смещается вниз на один шаг и наносится следующий слой. Так слой за слоем воспроизводится полный набор сечений модели повторяя форму требуемого изделия. При этом на некотором слое может оказаться, что отдельные элементы «повисают» в воздухе, поскольку они должны крепиться к верхним слоям. Чтобы избежать такой проблемы, 3D модель предварительно подготавливается, в ней строится система поддержек на каждый такой элемент.

Остановимся на самых основных технологиях, рассмотрим их характеристики, достоинства и недостатки.

Стереолитография является самым первым и наиболее распространенным методом прототипирования, во многом благодаря достаточно низкой стоимости прототипа. Принцип метода состоит в послойном отверждении жидкого фотополимера лазерным лучом, направляемым сканирующей системой. Элеватор находится в емкости с жидкой фотополимерной композицией, и после отверждения очередного слоя смещается вниз с шагом 0,025-0,3 мм. Используется достаточно твердый, но хрупкий полупрозрачный материал, подверженный короблению под влиянием атмосферной влаги. Материал легко обрабатывается, склеивается и окрашивается. Качество поверхностей без доводки хорошее.

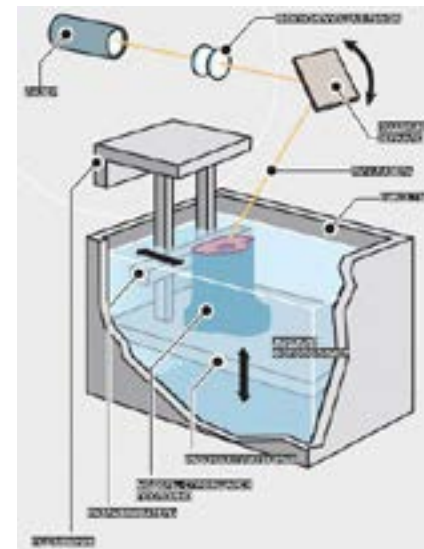


Рисунок 1 – Схема процесса лазерной стереолитографии (SLA)

Лазерное спекание порошковых материалов (технология SLS — Selective Laser Sintering) обеспечивает изготовление образцов из относительно легкоплавких порошкообразных материалов: полиамида, полистирола, керамики и из порошков некоторых металлов. Наиболее популярным модельным материалом является порошковый полиамид. Он применяется для создания макетов, масштабных копий, функциональных моделей, т. е., моделей способных выполнить свою функцию как деталь машины или устройства, например, облицовка салона автомобиля или декоративных элементов кузова.

Лазерное спекание позволяет изготавливать модели с подвижными частями — например, с работающими петлевыми соединениями, нажимающимися кнопками и т. п. В ряде случаев полиамид применяют при проведении исследовательских работ по определению конфигурации какой-нибудь ненагруженной детали, например, впускного трубопровода автомобильного двигателя. Модель самолета, изготовленная из полиамида, может быть использована при проведении газодинамических исследований методами продувки.

Для этого процесса разработаны специальные материалы, позволяющие напрямую изготавливать металлические детали.

В качестве порошка здесь используются микрочастицы стали, покрытые сверху слоем связующего пластика. После спекания пластика деталь обжигается в печи. Пластик выгорает, а образовавшиеся поры заполняют бронзой. Модель, полученная этим методом, обладает высокой прочностью, так как состоит на 60 % из стали и на 40 % из бронзы.

Фактически, SLS уже сейчас позволяет производить полноценные металлические предметы, причем произвольной формы. Недостаток метода: высокая стоимость установки и низкая производительность.

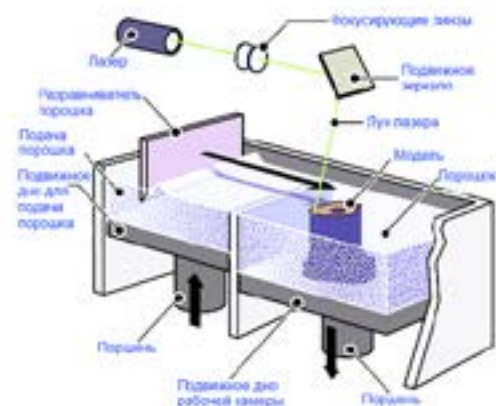


Рисунок 2 – Схема процесса спекания порошковых материалов (SLS)

Принцип создания моделей-прототипов по технологии FDM (Fused Deposition Modeling) заключается в послойной укладке на охлаждаемую платформу выходящей из фильера (раздаточной головки) разогретой до полужидкого состояния полимерной нити в соответствии с геометрией модели детали, разработанной в системе CAD.

Термопластичный материал наносится тонкими слоями (0,25—0,33 мм) на неподвижное основание. Слои наращиваются один за другим, вплоть до завершения построения модели. Программа ориентирует математическую модель, созданную в формате STL, оптимальным для изготовления образом, разбивает ее

на горизонтальные сечения (слои) и рассчитывает пути перемещения головки, укладывающей нить. При необходимости автоматически генерируются опорные элементы (поддержка) для нависающих фрагментов модели.

Применяемые материалы отличаются прочностью и термостабильностью, не деформируются, не дают усадку и не впитывают влагу. Они обеспечивают высокую точность и функциональность моделей-прототипов – из них можно собирать действующие прототипы.

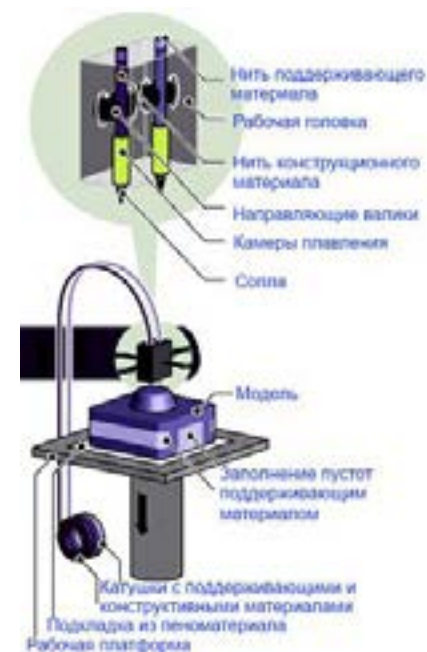


Рисунок 3 – Схема FDM (Fused Deposition Modeling) технологии

Современный прототип позволяет не только оценить внешний вид детали, но и проверить элементы конструкции, провести необходимые испытания, изготовить мастер-модель для последующего литья. Использование технологий прототипирования способно на 50 - 80% сократить сроки подготовки производства, практически полностью исключить длительный и трудоемкий этап изготовления опытных образцов вручную, или на станках с ЧПУ.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Норенков И.П. Основы автоматизированного проектирования. Учебник для ВУЗов – М.: Изд. МГТУ им. Баумана, 2000.
- 2 Серебrenицкий П.П. Технологии быстрого прототипирования «Ритм» 2008 г.
- 3 http://www.laser.ru/rapid/rapid_samples5.html.
- 4 <http://mlbp.narod.ru/rp.htm>.

ТЕХНИЧЕСКИЙ ПРОЕКТ МАЛОМОЩНОЙ ВЕТРОВОЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СТАНЦИИ С БУРЕВОЙ ЗАЩИТОЙ

КАПУСТА Я. Я.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШУМЕЙКО И. А.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Казахстан относят к стране со значительным потенциалом ветровой энергии. Обладая большой территорией и являясь в основном аграрной страной в Казахстане возникает ряд проблем связанных с передачей электроэнергии на большие расстояния, а в некоторых случаях с нерентабельностью линий электропередач к небольшим фермерским, крестьянским хозяйствам, частным подворьям, к отгонным пастбищам.

Поездка по селам Лебяжинского района с целью изучения действующих ветроэнергетических установок и причин выхода их из строя показала на необходимость создания не только ветроэнергетических установок мощностью 4 кВт и более, но и значительно меньшей мощности, т.е. для целей освещения помещений и подключения телевизора постоянного тока напряжением 12 В. Ветроэнергетическая установка малой мощности может быть использована и с целью экономии электрической энергии.

Целью работы является разработка технического проекта высокоэффективной маломощной электрической станции, обеспечивающей высокую устойчивость к ураганым порывам ветра, безопасность в работе, неприхотливость к уходу, надежность в работе и имеющей приемлемую себестоимость.

Высокая эффективность ветровой электрической станции была достигнута на основе применения научно обоснованных

конструктивных параметров: формы лопастей, числа лопастей, их относительной площади и угла установки лопастей.

На основе экспериментальных исследований зависимостей момента, частоты вращения и мощности при постоянной скорости воздушного потока были выявлены следующие конструктивные параметры, обеспечивающие максимальную эффективность ветроэнергетической установки: число лопастей – 6, форма лопастей – трапецеидальная с переменной уменьшающейся к периферии вогнутостью, угол установки лопастей – 22-23°, относительная площадь лопастей – 0,066. Диаметр ветрового колеса принят на основе расчета исходя из заданной мощности ($N=120$ Вт) по формуле

$$N = \rho \times \frac{\pi D^2}{4} \times v^3 \times \mu,$$

где ρ – плотность воздуха, $1,29 \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$;

D – диаметр ветрового колеса, м;

v – скорость воздушного потока, м/с;

μ – коэффициент полезного действия.

Исходя из всевозможных потерь с учётом идеального к.п.д. (0,593), принимаем реальное значение к.п.д. $\mu=0,4$.

При $v_{\text{мин}} = 3 \frac{\text{м}}{\text{с}}$

$$D = \sqrt{\frac{4N}{\rho \times \pi \times v^3 \times \mu}} = \sqrt{\frac{4 \times 120}{1,29 \times 3,14 \times 3^3 \times 0,4}} = 3,3 \text{ м}$$

При $v_{\text{сред}} = 6 \frac{\text{м}}{\text{с}}$

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 120}{1,29 \times 3,14 \times 6^3 \times 0,4}} = 1,17 \text{ м}$$

При $v_{\text{макс}} = 20 \frac{\text{м}}{\text{с}}$

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 120}{1,29 \times 3,14 \times 20^3 \times 0,4}} = 0,19 \text{ м}$$

Учитывая среднегодовую скорость ветра, которая лежит в пределах 5-6 м/с принимаем диаметр ветрового колеса равным 1,5 м.

Проводились исследования зависимости момента, частоты вращения и мощности от числа лопастей и угла установки на модели с ветровым колесом с принятыми параметрами и диаметром ветрового колеса $D=600$ мм. Измерение частоты вращения

проводилось с помощью электронного тахометра, момента - с помощью специального тормозного устройства.

По результатам экспериментальных исследований построены графические зависимости момента, частоты вращения и мощности, представленные на рисунках 1,2 и 3 соответственно.

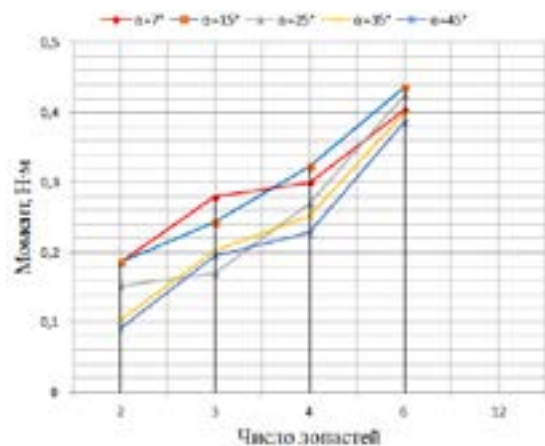


Рисунок 1 – График зависимости момента от числа лопастей при различных углах их установки $M = F(i, \alpha)$

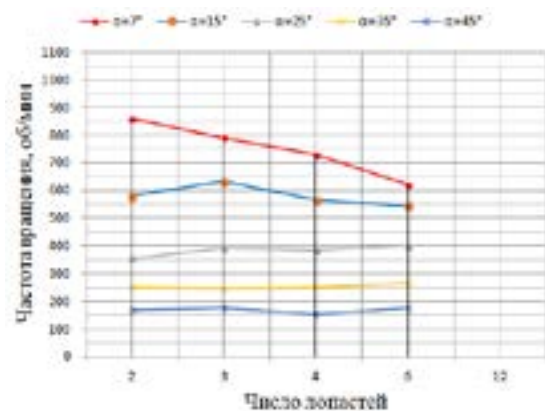


Рисунок 2– График зависимости частоты вращения от числа лопастей при различных углах их установки $n = F(i, \alpha)$

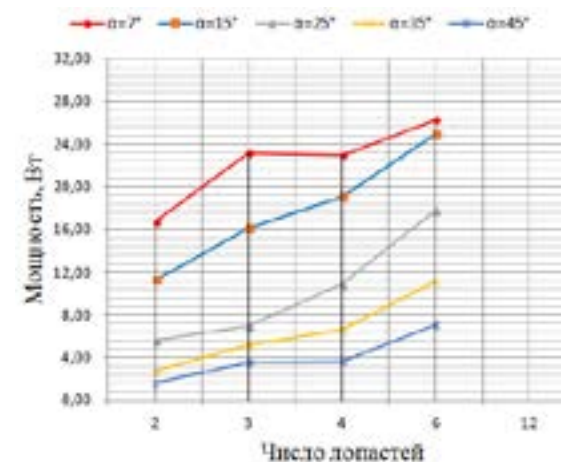


Рисунок 3 – График зависимости мощности от числа лопастей при различных углах их установки $N = F(i, \alpha)$

Как видно из графиков максимальный момент обеспечивает ветровое колесо с числом лопастей $i=6$. По мощности наибольшую эффективность обеспечивает угол $\alpha=7^\circ$, но для шестилопастной конструкции повышение эффективности по мощности составляет всего 1,6%, поэтому угол $\alpha=15^\circ$ считаем наиболее приемлемым, так как он обеспечивает наибольший момент равный 0,43 Н×м. Для числа лопастей $i=6$ мы имеем незначительное падение частоты вращения по сравнению с числом лопастей $i=3$ (на 13%), поэтому наиболее оптимальным является вариант ветрового колеса с числом лопастей $i=6$ и углом установки $\alpha=15^\circ$.

Таким образом, ветровое колесо будет иметь следующие конструкционные параметры: диаметр ветрового колеса $D=1,5$ м, число лопастей $i=6$, форма лопастей трапециевидальная с переменной уменьшающейся к периферии вогнутостью, угол установки лопастей $\alpha=15^\circ$.

С целью повышения устойчивости ветроэнергетической установки к ураганным порывам ветра проведем анализ существующих конструкций механизмов буревой защиты и выберем наиболее приемлемый вариант.

Существуют инерционные механизмы буревой защиты, но возможность их применения ограничена числом лопастей (не более четырех). Экранно-рычажный механизм буревой защиты довольно

сложный для случая маломощной электрической станции. Буревая защита с откидным флюгером нежелательна к применению в связи с необходимостью ручного ввода в работу и вывода из под ветреной стороны рабочего колеса.

Из существующих вариантов для шестилопастной ветроэнергетической установки наиболее приемлемым является вариант буревой защиты с центробежным механизмом поворота лопастей с использованием направляющих винтовых канавок. Разработана конструкция ветрового колеса с центробежным механизмом поворота лопастей (рисунок 4).

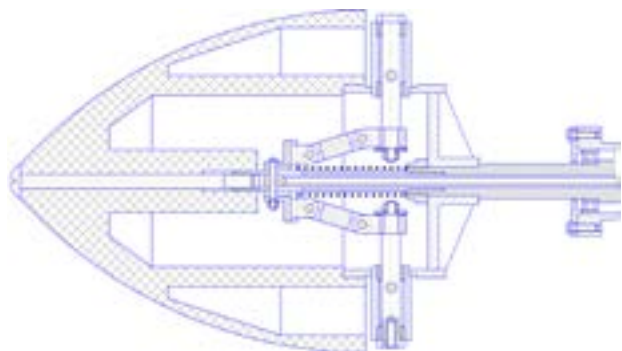


Рисунок 4 – Ветровое колесо

В качестве силовой головки принята известная конструкция с механизмом ориентации на ветер и токосъемным устройством. Технический проект силовой головки представлен на рисунке 5.

Вращение от ветрового колеса через повышающую ременную передачу передается на генератор 1. Поворот головки навстречу ветру обеспечивается механизмом поворота 2 при помощи флюгера. Снятие напряжения с генератора осуществляется с помощью токосъемного устройства 3. Для испытания опытного образца предусмотрено тормозное устройство 4, с помощью которого предоставляется возможность измерения момента развиваемого ветровым колесом.

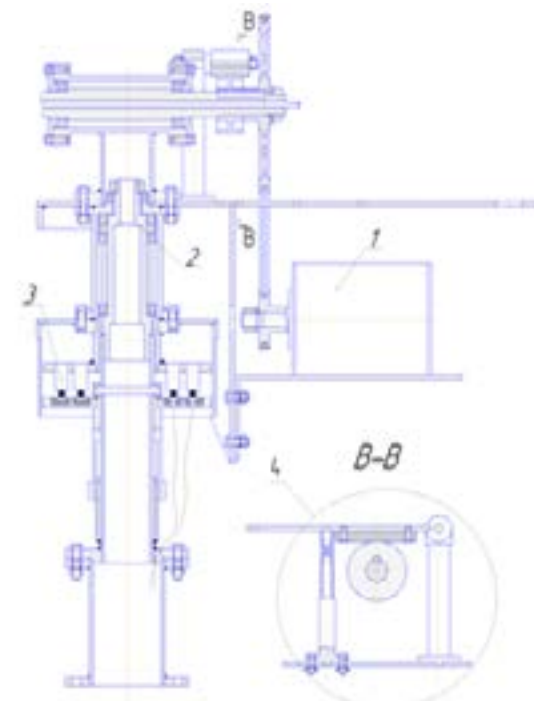


Рисунок 5 – Силовая головка

Таким образом, разработанная ветроэнергетическая установка может быть предложена в качестве опытного образца с целью возможности последующего выпуска опытной партии.

ЛИТЕРАТУРА

1 Шумейко И. А., Коваль Ю. А. Инновационный патент № 26174 на изобретение «Ветродвижитель с буревой защитой». (19) KZ(13)A4(11)26174. – 2010

2 Ордабаев М. Е., Шумейко И. А., Коваль Ю. А. «Исследование момента, частоты вращения ветрового колеса и мощности на его валу в зависимости от числа, формы лопастей и угла установки». Сборник статей «Инновационное развитие науки в современном Казахстане». – Алматы, 2011 – Ч. 3.

ПРИМЕНЕНИЕ ЛАЗЕРОВ ДЛЯ КОНТРОЛЯ РАЗМЕРОВ ДЕТАЛЕЙ

КАСАИНОВА И. С.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ИСКАКОВА Д. А.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Преимущества бесконтактных методов контроля

Современные технологии в промышленности требуют повышения метрологических, динамических и эксплуатационных характеристик измерительной техники и, соответственно, перехода на бесконтактные методы, особенно в области линейных измерений, таких как толщинометрия, измерения углов, скорости, длин. Поэтому из рассмотренных выше методов измерений и контроля наиболее применяемыми являются: оптические (в том числе лазерные) и ультразвуковые, которые отвечают требованию по бесконтактному и точному измерению линейных величин изделий. Однако точность, получаемая при ультразвуковом методе измерений, является недостаточно высокой по сравнению с оптическим и отличается относительно небольшими пределами измерения.

Бесконтактные методы контроля и измерения предпочтительнее в том случаях, когда необходимо производить измерения в тех местах, когда доступ к объекту измерения затруднен, также, когда поверхность обработанной детали имеет очень малую шероховатость и использование какого-либо контактного прибора может привести к нарушению чистоты поверхности. В качестве датчика, предназначенного для измерения линейной величины (например, биение диаметра вала), известно применение лазерной системы, с относительно большими пределами измерения.

Бесконтактные оптические приборы для контроля линейных размеров

При необходимом контроле валов, имеющих различные ступени, возникает комплекс погрешностей (рисунок 1). Погрешности эти выражаются в виде эксцентриситетов любого из сечений вала относительно общей оси, а также в виде эксцентриситета одной из ступени относительно другой вблизи того торца, к которому относятся данные ступени. В силу малости рисунка перекосы осей ступеней вала условно не показаны.

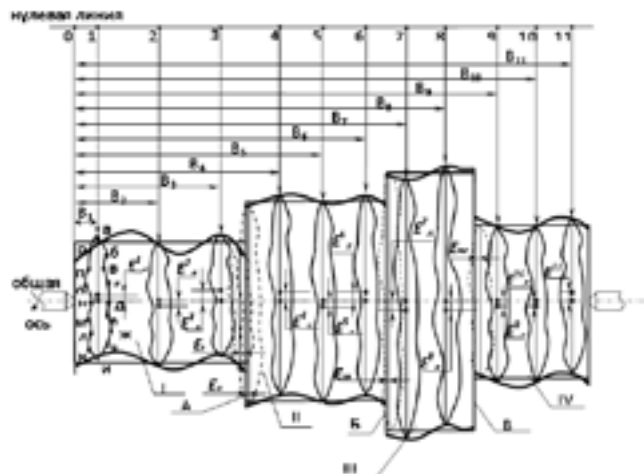
В ходе этого контроля выявляются отклонения от цилиндричности поверхности вала.

Применение лазеров для контроля линейных размеров деталей

Теоретические основы физических явлений, заложенных в основу современных измерительных приборов, были известны задолго до появления лазеров. Но излучение существующих источников света – тепловых, люминесцентных – не когерентно. Атом (молекула) источника света излучает цуг волн в течение времени порядка 10^{-8} с. В обычном источнике света электромагнитные волны испускаются атомами (молекулами) независимо друг от друга, со случайными значениями начальных фаз, частот колебаний и направлениями поляризации. Световое поле имеет довольно сложную структуру со случайно изменяющимися в пространстве и времени фазой, частотой и поляризацией электромагнитных колебаний. Так как при наблюдении и преобразовании света в электрический сигнал происходит усреднение значений параметров светового поля за время, значительно превышающее время излучения отдельного атома (молекулы), то невозможно определить фазу колебаний, и информация об измеряемой величине, заложенная в изменении фазы, полностью теряется.

Из-за сложности и случайного характера изменения волнового фронта в пространстве и времени (т.е. отсутствия пространственной когерентности) ограничивается возможность коллимирования и фокусировки светового пучка.

Повысить когерентность излучения обычных источников можно выделением светофильтром колебаний в узком диапазоне частот (выделяется квазимонохроматическое излучение) и уменьшением углового размера источника света.



I, II, III, IV – поверхности вала
 E1л, E2л, E3л, E4л, E5л, E6л, E7л, E8л, E9л, E10л, E11л –
 эксцентриситеты соответствующих сечений относительно общей оси
 EI – эксцентриситет ступени I относительно ступени II вблизи
 торца А
 EII – эксцентриситет ступени II относительно ступени III
 вблизи торца Б
 EIII – эксцентриситет ступени III относительно ступени IV
 вблизи торца В
 B1, B2, B3, B4, B5, B6, B7, B8, B9, B10, B11 – расстояния между
 соответствующим сечением и торцем

Рисунок 1 – Комплекс погрешностей валов

Квазимонохроматический некогерентный источник света освещает поверхность диаметра почти пространственно когерентно при условии, что радиус источника можно определить из формулы

$$3,8 \cdot 0,16 \frac{\lambda R}{d} \quad (1)$$

где λ – длина волны излучения;

R – расстояние от источника до плоскости наблюдения.

Уменьшение размера источника существенно снижает мощность используемого излучения. Например, если требуется когерентно осветить площадку диаметром 10 мм на расстоянии

100 мм от источника света, радиус источника света должен быть не более 1 мкм.

При таких размерах источника мощность излучения после узкополосного светофильтра имеет величину порядка $10^{-9} \dots 10^{-8}$ Вт. Эта мощность обычно недостаточна при технических измерениях.

Таким образом, обычные источники света могут быть использованы в оптико-электронных приборах, построенных на основе законов геометрической оптики, использующих в качестве информационного параметра интенсивность света или распределение интенсивности в пространстве, а также время прохождения световой волны от объекта измерения до приемника излучения. Фазовые изменения светового поля под воздействием измеряемой величины при обычных источниках света используются в интерференционных методах измерения очень ограничено.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Афанасьев В.А. Оптические измерения. Высшая школа. 1981 г. 232 с.
- 2 Свет Д.Я. Оптические методы измерения истинных температур. М.: Наука, 1982. – 296 с.
- 3 <http://autoworks.com.ua/teoreticheskie-svedeniya/izmerenie-rasxoda-ultrazvukovoj-metod/>
- 4 Е.П. Осмаловская, М.Н. Лоди Применение лазера для измерения ширины тонких лент // Измерительная техника. 1973. – №6. – С. 30-31.
- 5 <http://www.ngpedia.ru/id152394p1.html>
- 6 Ладыгин В. И., Чугуй Ю. В. Юношев В. П. и др. Оптико-электронное устройство для бесконтактного контроля геометрических параметров ТВЭЛ // Автометрия. 2004. – №2. – Т. 40.
- 7 <http://www.ngpedia.ru/id148669p1.html>.

ҚАЗАҚ ҰЛТЫНАН ШЫҚҚАН ТҰҢҒЫШ ИНЖЕНЕР-МЕТАЛЛУРГ МАМАНДАР

КӘБІР Ғ., СЕРІКБАЙ А., МӘДИЯРОВ А., СЕЙІТОВ Е.
студенттер, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.
СҮЙІНДІКОВ М. М.
т.ғ.к., профессор, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Қазақстан аумағында мыс өнеркәсібінің іргесін қалап, оны аяғынан тік тұрғызып, өндірістің ырғақты жұмысын жолға қою ісіне алғашқылардың бірі болып ат салысқан мамандардың ішінде қазақтан шыққан жоғары білімді инженер-металлургтердің есімдерін ел тарихында өзіне лайықты орыны бар, кейінгі ұрпаққа үлгі-өнеге, таным-тәрбие көзі деп қараған ләзім. Осы орайда өткен ғасырдың 30-шы-40-шы жылдары бой көтере бастаған өндірістегі әртүрлі басшылық қызметтердің басы-қасында болған қазақ техникалық интеллигенциясының алғашқы буын өкілдері Жармағанбет Төленов, Камал Қадыржанов және Мәдина Бегалиеваларды (1 Сурет) кеңірек таныстырмақпыз [1...3].

Қазақтың тұңғыш инженер-металлургтері



Жармағанбет Төленов Камал Қадыржанов Мәдина Бегалиева

1 Сурет – Қазақтың тұңғыш инженер-металлургтері

1928 жылдың 19 қазаны күні Қарсақпай фабрикасында алғашқы мыс балқытылып алынады. Осы күн Қазақстан ғана емес бүкіл Кеңестер одағы металлургиясының тарихында мыс өндіру саласының алғашқы өнімін берген күн ретінде алтын әріппен жазылып қалды. Бұл Кеңестер үкіметінің өзін қоршаған кіл капиталистік елдерден тәуелсіз тірлік құруға, өз экономикасының аграрлы күйде қала бермей, индустриялы сипатқа бет бұрғанын паш етуге жасаған батыл қадамының бастауы еді. Әлбетте, жас Кеңес мемлекеті түсті металды шетелдерден сатып алуға, оған

жылына ондаған миллион қаржы шығындауға мәжбүр болып отырған. Сондықтан, азға мәз болып отыра берудің жөні жоқ екенін түсінген билік мыс өндірісін одан әрі еселей түсуді басты мақсат тұтты. Сол 1928 жылы академик Русаков Михаил Петрович басшылық жасаған геология-барлау экспедициясы Балқаш көлінің солтүстік жағасындағы Қоңырат деген жерге келіп, жарты жылдай тынымсыз еңбек етудің арқасында оның өз сөзімен айтқанда «...ен ірі және өзiрге КСРО аумағындағы жалғыз ғана мыс-порфирлі кен орыны...» табылады.

Сол кездегі Наркомтяжпромның 1932 жылғы 29 маусым күні қабылдаған № 461 қаулысында Балқаш жағалауындағы мыс балқыту комбинатының құрылысы Балқаш көлінің Бертіс шығанағы жағасында жүргізілсін деп бекітеді. Сөйтіп Балқаш жағалауындағы бұдан бұрын болып көрмеген орасан үлкен құрылыс басталып кетеді. Алыс-жақыннан жұмыс күші тартылып, әсіресе металлургия өндірісінің қыр-сырын жақсы білетін мамандарға сұраныс ең өткір мәселеге айналады.

Осы кезеңде, дәлірек айтсақ 1930 жылы, Халық шаруашылығын индустрияландыру ісінің аса маңыздылығы ескеріле отырып металлургия өндірісіне қажетті мамандар тапшылығын жою мақсатымен жоғары білім беру саласында үлкен бетбұрыс жасалады. Бұған дейін Мәскеудегі Тау-кен академиясының құрамында болып келген түсті металлургия факультеті кеңейтіліп, КСРО халық шаруашылығы Жоғарғы кеңесінің 1930 жылғы 17 сәуірдегі №1238 бұйрығымен Мәскеу түсті металдар және алтын институты болып өз басына жеке бір оқу орыны ретінде бөлініп шығады.

Металлургия саласындағы тұңғыш қазақ инженерлері Жармағанбет Төленов пен Камал Қадыржанов екеуі осы Мәскеу түсті металдар және алтын институтын 1932 жылы бітіріп шыққан жоғары білімді мамандар еді.

Ж.Төленов мұның алдында Семей педтехникумы оқытушыларының етігін жамай жүріп сырттай сабақ алған, сөйтіп барып сауатын ашқан, одан кейін сол педтехникумға қабылданып, соңынан Мәскеу барып, ондағы әйгілі Жоғары техникалық училищенің жұмысшылар факультетін бітіреді. 1927 жылдың күзінде сол оқу орынының химия факультетіне оқуға түседі. Міне осында жүргенде Қ.Сәтбаевтың ақылымен 1930 жылы құрылған Мәскеу түсті металдар және алтын институтының түсті металлургия факультетіне ауысып барған.

К. Қадыржанов Семей облысы, Аягөз ауданындағы өз ауылынан шыққан бір топ жастардың қатарында 1 айдан аса уақыт жол жүріп Қазан қаласындағы (Татарстан астанасы) жұмысшылар факультетіне 1922 жылы келіп оқиды. Оны бітірген соң 1927 жылы Мәскеудің тау-кен академиясының металлургия факультетіне барып түседі. Сонда жүргенде басқа оқу орынынан ауысып келген Ж.Төленовпен таныстығы басталады. Ал, бұл екеуі 1931 жылы соңғы курстағы оқуына кірген кезінде Д.А.Қонаев келіп 1 курсқа түскен.

Институтты кен байытушы мамандығы бойынша бітірген Ж.Төленов 1933-1934 жылдары Қарсақпай кен байыту фабрикасының техникалық жетекшісі қызметін атқарады. Екі жылдан кейін Мәскеуге қайтып барып, 1935 жылы дипломдық жоба жазумен айналысқан. Себебі, ол кезде дипломдық жобалау міндетті емес, өркімнің қалауы бойынша болатын. Дипломдық жоба қорғаған соң 1936 жылдың ақпанында Балқашқа келіп кен байыту фабрикасының аға инженері лауазымына тағайындалады. Алайда 1937 жылдың репрессия зобалаңы күтіп тұрғанын білген жоқ еді. «Өндіріске зиянкестік жасаған контрреволюциялық ұйымға қатысы бар» деген жала жабылған Ж.Төленов 1937 жылдың желтоқсан айынан 1940 жылдың қарашасына дейін 3 жылдай айдауда жүріп, ақырында періштесі қағып, «үштіктің үкіміне» ілініп атылып кетпей, аман-есен зауытқа оралады.

Одан кейінгі 1942-1947 жылдары сол Балқаш мысбалқыту зауытындағы құрғату цехының техникалық жетекшісі, одан кейін бастығы, 1947-1951 жылдар арасында БМЗ эксперименттік цехындағы зерттеуші топтың бастығы, 1951-1952 жылдары БМЗ техникалық бақылау бөлімінің бастығы, 1952-1956 жылдар аралығында Эксперименттік цехтың техникалық жетекшісі, 1956-1958 жылдары сол цехтың бастығы болып жауапты жұмыстарға басшылық жасайды. Жармағанбет Төленов Балқаш металлургиялық зауытында ширек ғасыр еңбек етеді.

Институтты бітірген К.Қадыржанов жарты жылдай уақыт Ленинград қаласындағы Түсті металлургия кәсіпорындарын жобалау институтында болып Балқаш кен-металлургия комбинатын жобалау жұмыстарына қатысады. Ол келесі 1933 жылдың басында Балқашқа жіберіліп, металлургия комбинатының құрылысына кірісіп кетеді. 1936 жылы тәжірибелі-кен байыту фабрикасының директоры, 1938 жылы техникалық қызмет бастығы, 1939 жылы бас корпус бастығының орынбасары, 1940 жылы кен байыту фабрикасының

флотация цехының техникалық жетекшісі қызметтерін атқарады. К.Қадыржанов Балқаш металлургия комбинатында 8 жыл қызмет еткен.

Қазақ қыздары арасынан шыққан бірінші инженер, металлург, қоғам қайраткері Мәдина Қожбанқызы Бегалиева 1899 жылы 19 наурызда Батыс Қазақстан облысы Бөкей ордасы ауданына қарасты Қылқанды ауылында дүниеге келген. Ол 1883 жылы Бөкей хандығында ашылған алғашқы қыздар гимназиясын тәмамдап, 1916 жылы Хан Ордасындағы (қазіргі Орда ауылы) үш жылдық педагогикалық курсқа түседі. 1916-1920 жылдары мұғалімдік жұмыста болған. М. Бегалиева 1922 жылы Бүкілодақтық Коммунистік (большевиктік) партиясының мектебін бітірген соң 1922-1935 жылдары Бөкей ордасында, Оралда және Сырдария округінде әйелдер арасындағы жұмыс жөніндегі бөлім меңгеруші, Бүкілодақтық коммунистік (большевиктік) партиясы өлкелік комитеттердің нұсқаушысы, өлкелік өнеркәсіп комитеті төрағасының орынбасары қызметін атқарған. 1931 жылы өз қалауымен сұранып, Бүкілодақтық өнеркәсіп академиясына барып оқуға кіреді. Оны 1935 жылы бітіріп 1935-1943 жылдары Балқаш металлургиялық зауытының инженер-металлургі болып 8 жылдай жұмыс істейді.

Аттары аталып отырған үш тұлға да тек өз мамандығына қатысты шаруалармен шектеліп қана қоймаған. Оларға сан түрлі шаруаға бас-көз болуға тура келіп отырған. Мысалы, алыс ауылдардан жұмысқа тартылған, еш сауаты жоқ қазақ жастарының басын құрап оларға өндіріс мамандықтарының әліппесін ашуға тікелей қамқорлық жасағандары белгілі. Жұмыс соңынан 2 сағаттай уақыт өздері сабақ беріп, ара-арасында осындай жастардан құралған жұмысшылар тобын жасақтап Ресейдің Красноуральск мыс балқыту зауытына кәсіби машыққа үйретіп қайтуға бастап апарғандары да бар.

Жармағанбет Төленов өндіріс технологиясы мен теориясын зерттеп, ғылыми мақалалар жазған, өнертабыс куәліктерін алған зерттеуші-ғалым ретінде танылған. Оның алғашқы ғылыми еңбегі 1935 жылы КСРО Ғылым Академиясында басылып шыққан «Үлкен Жезқазған» жинағында жарияланған. 1948-1953 жылдар арасында кен түйірлерін майдалау және оларды флотация тәсілімен айыру теориясы мен жабдықтарын жетілдіру мәселелеріне арналған 7 мақаласы «Горный журнал», «Цветные металлы» деген аса беделді ғылыми журналдарда жарияланып, 3 өнертабысына авторлық куәлік берілген. Өндіріске енгізілген жаңалығы қомақты пайда түсіріп

отырған. ҚазКСР Ғылым Академиясының президенті Қ.Сәтбаев пен академик-хатшысы Ш.Шөкин қол қойған 1958 жылдың 16 желтоқсанындағы №100 жарлығымен Ж.Төленов Қарағанды қаласында ашылған Химия-металлургия институтына Түсті металл кендерін байыту секторының жетекшісі қызметіне жіберіледі. Сонда екі жылдай жұмыс істеген Ж.Төленов 1960 жылдың басында зейнеткерлікке шығады.

Жалған жаладан әзер құтылғанымен өмірбаянына кетпестей күйе жағылған Жармағанбет Төленов 1956 жылғы Кеңестер одағы коммунистік партиясының 20-шы съезінде қабылданған «Сталиннің жеке басқа табынуы салдарынан зардап шеккендерді ақтау» директивасының арқасында ғана толықтай ақталып шығады. «Ештен кеш жақсы» дегенді осындайда айтқан. Өзекті жанға бұдан артық «сый» керек емес еді. Ол 1982 жылы Қарағанды қаласында өмірден өткен.

Камал Қадыржанов зауыттан кеткеннен кейінгі кезеңдері Республикалық деңгейдегі аса жауапты жұмыстарға басшылық еткен ірі қоғам қайраткері болып тарихта аты қалған тұлға. 1941-1943 жылдары ҚазКСР жергілікті өнеркәсібінің халық комиссары, майданға алынып рота саяси бөлімі бастығының орынбасары болады. 1944–1960 жылдар аралығында Талдықорған, Қарағанды облыстарының атқару комитеттерінің басшылығында, Республикалық деңгейдегі жауапты қызметтерде болады. 1960-1965 жылдары ҚазКСР түсті металлургия министрлігінің Түсті металдар басқармасының бастығы ретінде Павлодар алюминий зауытының құрылысына тікелей жетекшілік етеді. 1977 жылдың қаңтар айында зейнеткерлікке шығады.

Камал Қадыржановтың есімі Балқаш қаласындағы Мир және М.Горький көшелерінің қиылысқан тұсынан Матросов көшесіне дейінгі бір көшеге, Алматы қаласындағы «Қалқаман-2» шағын ауданындағы көшеге, Аягөз ауданындағы Таңсық ауылындағы орта мектепке берілген. Балқаш кен-металлургия комбинатына ерен еңбек сіңіргендерді марапаттап тұру үшін К. Қадыржанов атындағы сыйлық тағайындалған. Ол кісі 1981 жылы Алматы қаласында дүниеден озған.

Мәдина Бегалиева мемлекет, партия қызметтерін атқарған қоғам қайраткері ретінде қазақтың маңдайына біткен бір шоғыр ару қыздарының қатарында аты қалған жан. 1943-1948 жылдары қазіргі Атырау облысында әйелдер арасындағы жұмыс жөніндегі бөлім меңгеруші, Қазақстан Компартиясы орталық комитетінің нұсқаушысы, республикалық бақылау органында бақылаушы болып қызметін атқарады. 1949 жылдан бастап зейнеткерлікке шығады.

Қазірде Батыс Қазақстанның Бөкей Ордасы ауданы Бөрлі ауылындағы мектеп Мәдина Бегалиеваның атымен аталады. 1974 жылы Алматыда дүние салған.

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Каукербекулы С. Мой город – Балхаш. – Караганда, 2006. –680 с.
- 2 Қазақтың Камалы. К.К.Кәдіржанов туралы естеліктер – Алматы: «Көркем» баспасы, 2006. 200 бет.
- 3 Сүйіндіков М.М. Сәтбаевтар шапағаты // «Сарыарқа самалы» газеті, 2014 жыл, 19 шілде, № 80 (14665), 4-бет.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ НЕКОТОРЫХ ПАРАМЕТРОВ ВСП-КОМБИ ПРОЦЕССА НА КОНЕЧНУЮ ТВЕРДОСТЬ ФОРМ

КУЛУМБАЕВА Г. Н.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБСОЛЯМОВА Д. Р.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

БЫКОВ П. О.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБДРАХМАНОВ Е. С.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

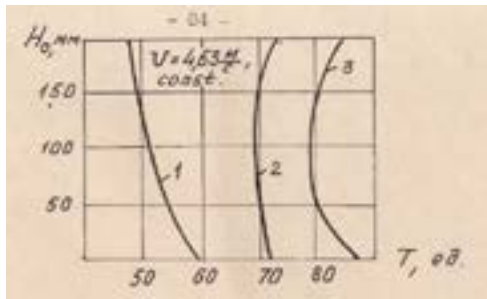
В работе проведен сравнительный анализ составляющих комбинированного метода уплотнения песчано-глинистых смесей. В экспериментах масса смеси в опоке постоянная $m_{см} = const$, влажность смеси равна 4,2 %, а скорость нагружения равна $v = 4,63$ м/с – const.

Проведенные измерения уровня шума спомощью импульсного шумомера показали, что он для данного техпроцесса составляет порядка 45 ...50 дб, что достаточно преемлемо.

Экспериментальные исследования, проведенные в опоке размером 200×300×180 мм показали, что энергия уплотнения, составляющая $E_0 = 16$ Дж/кг, поглощается полностью пакетом смеси, превращаясь в работу затрачиваемой для получения эффекта поверхностного упрочнения рабочей зоны формы прочностью до 0,8 кгс/см².

Влияние составляющих пресово-ударного процесса на конечную твердость формы.

Как видно из рисунка 1, при прессово-ударном методе уплотнения (кривая 3), распределение твердости смеси по высоте опоки высокие и почти одинаковые по ладу и котрладу формы, влияние прессования при этом не значительно, но качественно значимо.



- 1 – нижнее прессование; 2 – чистый ВСП-процесс;
- 3 – прессово-ударный (комбинированный) процесс

Рисунок 1 - Распределение твердости смеси по высоте опоки

Характерно, что нижня подпрессовка особенно существенное влияние оказывает на конечную твердость формы, на вторм (конечном) этапе уплотнения.

По-видимому, предварительная топография распределения плотности и твердости, образованная при нижнем прессовании в конечном итоге и определяет образование упрочненного слоя. При ударе кома смеси с повышенной плотностью на границе с модельной оснасткой получает в силу действия упругих деформаций отскок (скорость $v_{от}$)

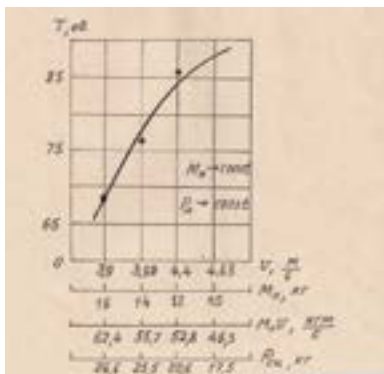


Рисунок 2 - Влияние скорости и массы смеси на твердость.

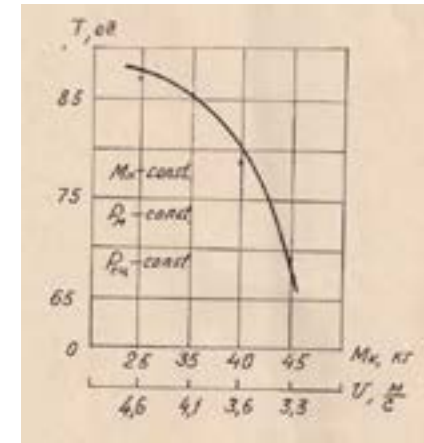


Рисунок 3 - Влияние скорости и массы падающих частей на твердость формы

Этот граничный слой с отраженной скоростью дополнительно внедряется в движущуюся навстречу массу менее плотного кома смеси. Такой механизм образования наклепанного слоя является чисто доменалогический и требует дальнейшего исследования. В задачи данного исследования не входило.

Влияние массы и скорости на процесс уплотнения.

Проведены эксперименты по исследованию влияния массы пакета смеси m_p , силы сцепления пакета об опоку $R_{сц}$, скорости движения пакета v , импульс силы Mv (где M -масса падающих частей и пакета) на твердость формы T . При этом кинетическая энергия удара $E_k=325$ Дж, величина постоянная. Плотность пакета смеси принималась $\delta_0 = 1.47 \cdot 10^3$ кг/м³.

На рисунке 2 представлены результаты экспериментальных исследований.

Снижение массы пакета (при $\delta=const$) и увеличение его скорости в заданных пределах снижает кинетическую энергию, а твердость, как это видно на рисунке б – повышается. Этот факт подтверждает вывод о том, что скорость надо повышать.

Рассмотрим влияние массы падающих частей машины и колодки M на эффект уплотнения.

Из рисунка 3 видно, что величина Mv увеличивается, скорость уменьшается и твердость формы падает. Таким образом, из двух

этих графиков вытекает вывод: необходимо снижать массы подвижных частей машины и повышать скорость движения.

В данном способе уплотнения важным фактором является величина силы сцепления между пакетом смеси и стенками камеры-дозатора.

Сила сцепления должна быть такова, чтобы она удержала пакет на первом этапе процесса в верхнем положении. Сила сцепления $P_{сц}$ определяется по формуле:

$$P_{сц} = \frac{P_{бок}}{P_0} \cdot H_{п} \cdot \xi \cdot f = \frac{1050}{100} \cdot 0,35 \cdot 0,4 \cdot H_{п} = 1,47 H_{п}$$

$$P_{бок} = 0,35 P_{верт} = 0,35 P_{уд} \cdot F_{сц} = 0,35 \cdot 5 \cdot 600 = 1050 \text{ кгс.}$$

где $P_{бок}$ – боковое давление смеси в опоке в конце подпрессовки;
 P_0 – периметр опоки;
 $P_{верт}$ – усилие подпрессовки;
 ξ – коэффициент бокового давления;
 f – коэффициент трения смеси об опоку;
 $H_{п}$ – высота пакета смеси.

Из рисунка 2 видно, что с увеличением $P_{сц}$ твердость понижается. Это связано с тем, что с увеличением $P_{сц}$ увеличивается сила трения. Поэтому при проектировании машины ее надо учитывать, хотя влияние ϵ на процесс не существенное по сравнению с влиянием скорости.

Большое влияние на твердость формы оказывает влажность W (рисунок 4). При различных массах пакета смеси наибольший разброс твердости выпадает на влагу в пределах 4,5...5%.

Это объясняется тем, что при $W=5\%$ на твердость влияют повышение прочности смеси, силы сцепления пакета с опокой и повышение коэффициента трения пакета об стенки камеры и опоки.

Характерно то, что при $m_{п}=10...12$ кг влияние влаги большую роль не играет на твердость формы.

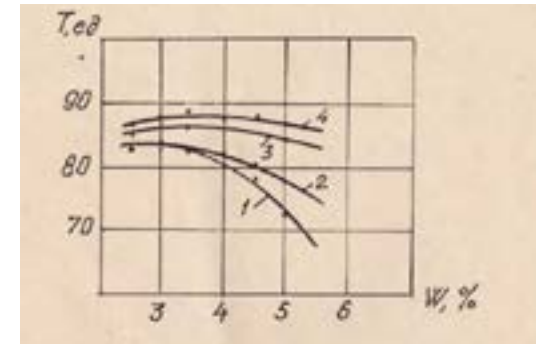
Влияние предварительной подпрессовки на твердость формы.

На рисунке 5 представлена зависимость твердости формы от удельного давления предварительной подпрессовки.

Формирование пакета смеси и сила сцепления его в камере произойдет при соблюдении следующего условия: $G_{п} \leq P_{сц} = P_{сц}^{верт}$.

Экспериментально установлено, что это возможно, начиная с удельного давления подпрессовки кгс/см². Оптимальным удельным давлением для подпрессовки является 5...6 кгс/см², а дальнейшее

увеличение приводит к неоправданным энергетическим затратам и применению громоздких механизмов. Как видно из рисунка 5 твердость самого пакета (кривая 1) после соответствующего эффекта приобретает конечную твердость (кривая 2) формы и влияние возрастания удельного давления подпрессовки незначительно ($G_{п}$ – вес пакета; $P_{сц}^{верт}$ – сила сцепления пакета об модель при вытяжке).



1 – $m_{п}=16$ кг; 2 – $m_{п}=14$ кг; 3 – $m_{п}=12$ кг; 4 – $m_{п}=10$ кг.

Рисунок 4 - Влияние влажности и массы пакета на твердость формы

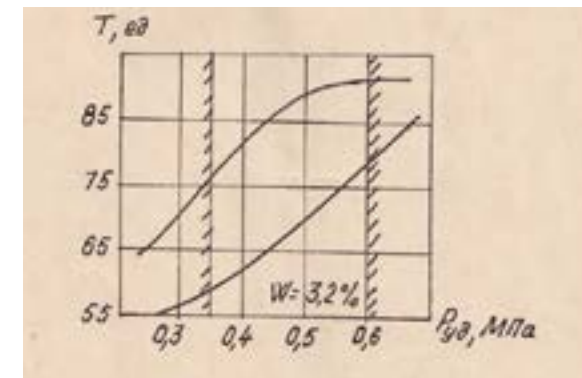


Рисунок 5 - Влияние давления подпрессовки на твердость формы

При нагружении смеси со скоростью 5,3 м/с продольные упруго-вязко-пластические волны при распространении производят сжатия и растяжения уплотненных слоев смеси, которые под

действием большой энергии удара сопровождаются отрывом зерен друг от друга, т.е. увеличивают их подвижность (колебание слоев и частиц смеси). При том, между частицами смеси существенно снижаются силы взаимного сцепления и они более свободно движутся друг относительно друга, и меньшей затратой энергии получают более плотную упаковку.

ЛИТЕРАТУРА

1 Абдрахманов Е.С. Разработка и промышленное опробование пресси-ударного метода уплотнения песчано-глинистых форм. – Дисс. к.т.н. – М., 1996. – 127с

2 Исагулов А.З. Исследование процесса уплотнения холоднотвердеющих и жидкостекольных форм высокоскоростным прессованием. – Дисс.к.т.н. – М. , 1980. – 186 с.

3 Матвеев И.В., Абдрахманов Е.С., Исагулов А.З. Импульсное уплотнение пакета смеси с поверхностным упрочнением формы. Литейное производство, №11, 1993. с. 17-18.

4 Матвеев И.В., Исагулов А.З., Абдрахманов Е.С. Исследование процесса уплотнения формовочных смесей при газодинамическом нагружении. Пути повышения качества и экономичности литейных процессов.Сб.тез.- Одесса, с.87-89.

МОДЕРНИЗАЦИЯ КОНСТРУКЦИИ КРИСТАЛЛИЗАТОРА СОРТОВОЙ МНЛЗ ЗА СЧЕТ ПРИМЕНЕНИЯ ГИЛЬЗ С ВОЛНИСТЫМ ВНУТРЕННИМ ПРОФИЛЕМ

КУСАИНОВА К. С., ГУРБИК Н. И.,

ЛЕВЕНЕЦ М. А., ТАРАСЕНКО А. С.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

БЫКОВ П. О.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В процессах непрерывной разливки стали качество продукции зачастую определяется формой получаемой заготовки. Одним из распространенных дефектов непрерывнолитой заготовки является ромбичность и вспучивание слитка.

Очевидно, что конструкция кристаллизатора оказывает непосредственное влияние на геометрию заготовки. Например, известно, что более выраженная конусность уменьшает степень ромбичности заготовки. По мере износа гильзы кристаллизатора

величина конусности уменьшается, что приводит к проблемам с геометрией заготовки и повышению риска прорывов. Поэтому важно правильно определить сроки вывода кристаллизатора из эксплуатации.

Крепление «фут-роликов» к нижней части кристаллизатора обеспечивает дополнительную поддержку ручья, что само по себе снижает вероятность вспучивания заготовки. Даже если «фут-ролики» не требуются для поддержки ручья, их применение рекомендуется для уменьшения ромбичности заготовки. Кроме того «фут-ролики» будут компенсировать недостатки в работе МНЛЗ, связанные с настройкой машины, которые также могут стать причиной искажения формы заготовки.

Одной из причин неправильной геометрии заготовки может быть недостаточная скорость водяного потока для охлаждения кристаллизатора, а также неоднородность водяного потока. Это открытие привело к значительным улучшениям в системе охлаждения кристаллизатора, таким как применение изготовленных взрывным методом водяных рубашек и других видов конструкций с допусками в узких пределах. Эти усовершенствования значительно улучшили равномерность теплоотвода от медной гильзы, в то же время появился потенциал увеличения скорости движения воды в кристаллизаторе вследствие уменьшения водяного зазора.

Несмотря на все усовершенствования конструкции кристаллизатора, которые внедрялись на протяжении многих лет, проблема ромбичности заготовки не исчезла, в особенности при разливке среднеуглеродистых (0,2 – 0,4 % С) сталей. Действительно, ромбичность считается одной из самых острых проблем при разливке заготовок. В прошлом методы борьбы с ромбичностью были основаны на оптимизации системы охлаждения кристаллизатора, поэтому проблему пытались решить при помощи изменения конусности, скорости воды, смазки и настроек механизма качания. Считалось что другие параметры разливки, которые относятся к зоне вторичного охлаждения (после выхода из кристаллизатора), такие как система распыления воды, не оказывают заметного влияния на предотвращение ромбичности, хотя существует немало примеров того, что забитые водяные форсунки или низкая температура распыляемой воды негативно влияли на форму заготовки.

Принимая во внимание вышесказанное, рядом ученых были сформулированы причины ромбичности заготовки и предложено

возможное решение проблемы [1, 2]. Когда жидкая сталь попадает в гильзу кристаллизатора, первоначально сформировавшаяся корочка не обладает достаточной твердостью и ведет себя как наполненный водой резиновый шар, принимая форму кристаллизатора. Двигаясь ниже по кристаллизатору, корочка начинает затвердевать и может смещаться относительно стенок кристаллизатора по мере того, как она сжимается при затвердевании. Поскольку основной объем сопротивления тепловому потоку зависит от воздушного зазора, именно это смещение относительно охлаждающих поверхностей приводит к неоднородному формированию корочки, разнице напряжений и проблем с геометрией заготовки ниже кристаллизатора. Внешние факторы, такие как неустойчивый ход механизма качания и неправильная регулировка машины, будут также способствовать смещению корочки относительно стенки кристаллизатора и созданию неоднородных условий охлаждения. Кроме того, забитые отложениями или плохо спроектированные каналы форсунок распыления воды в зоне вторичного охлаждения (ниже кристаллизатора) будут влиять на корочку заготовки таким образом, что заготовка может вытягиваться или изгибаться, и это действие будет передаваться прямо в кристаллизатор, также являясь причиной неоднородного охлаждения. Этот эффект можно наблюдать на заводах, где есть проблемы с системой распыления воды и где наблюдается устойчивая тенденция к неоднородному износу кристаллизатора, как показано на рисунке 1. Именно эти внутренние нагрузки, вызванные несимметричным ростом корочки в кристаллизаторе, приводят к искажению формы заготовки после выхода из гильзы. Кроме того, сопутствующая деформация растяжения, вызванная искажением формы, часто приводит к образованию трещин на границе раздела твердой и жидкой фаз.



Рисунок 1 – Значительный неоднородный износ кристаллизатора, связанный с ромбичностью заготовки

Исходя из перечисленных причин ромбичности заготовки ряд производителей оборудования [2] поставили задачу разработки такой конструкции кристаллизатора, которая позволяла бы центрировать твердеющей слиток и обеспечивала бы его равномерное охлаждение.

Конструкция кристаллизатора с волнистым внутренним профилем. В качестве решением поставленной задачей был разработан кристаллизатор с волнистым внутренним профилем (рисунок 2). Главной особенностью новой конструкции является волнистый внутренний профиль горячей поверхности, создающий зеркальный волнистый отпечаток на поверхности заготовке в начале процесса затвердевания слитка. Волнистость обеих поверхностей блокирует перемещение корочки из в стороны в сторону, направляя ее по длине гильзы. Кристаллизатор и корочка «сцеплены» друг с другом до такой степени, что возникает более равномерный теплоотвод и, следовательно, обеспечивая однородное формирование корочки в наиболее сложный период нахождения в кристаллизаторе.

Несомненно, необходимо тщательно рассчитать геометрию гильзы с волнистым внутренним профилем, чтобы избежать чрезмерного сцепления корочки и стенки кристаллизатора, что неизбежно привело бы к нарушению процесса разлива. Поэтому проектируется волна такой высоты и длины, чтобы корочка слитка могла сжиматься внутрь без пиковых точек в области сцепления на поверхности медного кристаллизатора или на корочки слитка. Геометрия волнистого профиля может меняться в зависимости от размера разливаемой заготовки и линейного положения в кристаллизаторе. Обычно высота волны предлагается в пределах 0,5 – 5,0 мм и длина волны – в пределах 1 – 30 мм (точные значения запатентованы).



λ – длина волны; h – высота волны
Рисунок 2 – Параметры конструкции гильзы с волнистым внутренним профилем

Другим преимуществом гильзы с волнистым внутренним профилем является более равномерное распределение смазки в зоне мениска. Все существующие сегодня системы распределения смазки работают по следующему принципу: масло подается через пластину сверху корпуса кристаллизатора и стекает вниз по стенке кристаллизатора в зону мениска. При этом наибольшее внимание уделяется тому, что бы масло равномерно подавалось вверху кристаллизатора. Однако, когда масло достигает уровня металла, ситуация меняется в худшую сторону. Поскольку процесс сгорания масла будет влиять на теплоперенос в зоне мениска, очевидно, что вопрос равномерности распределения масла очень важен. Волнистый внутренний профиль гильзы обеспечивает «каналы» для движения масла по длине гильзы, поэтому нужно с уверенностью сказать, что масло будет равномерно распределяться по всей длине от пластины до зоны уровня металла.

Промышленные испытания медных гильз с волнистым внутренним профилем проводились компанией CMC Steel Texas (США) [2], являющейся производителем арматурного проката, сортовых и ковких марок стали, разливка осуществлялась МНЛЗ со следующими характеристиками (таблица 1).

Первые испытания проводились на заготовке размером 127×127мм, на четвертый ручей была установлена гильза с волнистым внутренним профилем из материала CuAg, использовался механизм качания, испытания проводились ближе к концу разливки стали 1022 (0,19 – 0,23 % С). Две первые плавки были выполнены при скорости 3,5 м/мин, затем скорость повышалась до 4,5 м/мин. Вначале было отмечено небольшое «подергивание» ручья, но оно быстро прекратилось, по этому данный факт посчитали типичным для начала нового кристаллизатора. Значения параметров разливки в гильзу с волнистым внутренним профилем и в стандартную гильзу были одинаковы, но качественные наблюдения показали, что заготовки, разлитые через гильзу с волнистым профилем, имеют более прямую форму. Визуальный осмотр цвета заготовки, видимого в зоне вторичного охлаждения, не выявил заметных различий. Следы механизма качания присутствовали на поверхности заготовки, хотя их было сложнее заметить из-за волнистого опечатка на поверхности заготовки.

Для оценки были приготовлены три комплекта образцов заготовки, разлитой через гильзу с волнистым профилем и через

стандартную гильзу. Были выполнены легкое травление, линейные измерения, а также зачистка углов заготовки.

Таблица 1 – Характеристика МНЛЗ

МНЛЗ	2006 Concast @machine
Число ручьев	Четыре
Тип механизма качания	Гидравлический
Смазка кристаллизатора	Масляная смазка, 35 мл/мин
Размер сечения и скорость разливки	127×127 мм при 4,0 м/мин 134×194 мм при 3,3 м/мин
Тип гильзы кристаллизатора (стандартный)	КМЕ Elbrodur®G AMT
Конусность (стандартная)	Параболическая
Уровень мениска	115 мм
Длина кристаллизатора	1000 мм
Устройство электромагнитного перемешивания	Есть
«Фут-ролики»	Есть
Система распыления воды (вторичное охлаждение)	Гидравлическая, три зоны
Механизм вытягивания заготовки	Двухпорный жесткий
Резка заготовки	Кислородно-дуговая
Отвод заготовки/кантователь	Шаговый транспортер

Образцы заготовки, разлитой через гильзу с волнистым профилем, сохранили волнистый рисунок на поверхности, совпадающий с рисунком внутреннего профиля гильзы. Общая форма практически квадратная, с ромбичностью всего 0,1 мм. Была отмечена небольшая выпуклость 0,4 мм в средней зоне, в углах нет вмятин и трещин. Для сравнения на образце заготовки, разлитой через стандартную гильзу, были отмечены ромбичность в 10 раз выше (хотя вполне приемлемая <1,5 мм), а также несколько вмятин и трещин в углах. Зачистка углов образца, разлитого через гильзу с волнистым профилем, не выявила проблем с качеством заготовки. Измерения ромбичности заготовки из стали 1022 дали следующие результаты (таблица 2).

Таблица 2 – Характеристика ромбичности заготовок

Скорость разливки, м/мин	3,5	4,0	4,5
Ромбичность, мм: - гильза с волнистым профилем - стандартная гильза	0,1	0,1	0,1
	1,0	1,5	1,0

Основной размер заготовки, разливаемой на заводе - 134×194 мм (заготовка под минисляб) – применялся для производства заготовок для арматурного и сортового проката. Поэтому второй этап испытаний гильз с волнистым профилем был выполнен на заготовке этого сечения. На ручей № 4 была установлена гильза с волнистым внутренним профилем из материала CuAg, на ручей № 1 – стандартная гильза.

Как и при проведении предыдущего теста, начало разливки и дальнейшая разливка прошли без осложнений. Разливалась сталь с содержанием углерода 0,45 %, которая применяется для производства арматурного проката. При исследовании кристаллизатора во время разливки не было замечено признаков налипания корочки к стенкам, также было видно, как жидкая сталь затекает в волнообразные углубления внутри медной гильзы. Волнистый отпечаток сохранился на поверхности литой заготовки.

При обследовании ручья выявили, что разлитая заготовка имеет практически квадратную форму в сравнении заготовкой, разлитой через контрольную гильзу. В действительности в одной точке при разливке через контрольную гильзу наблюдались серьезные проблемы вследствие неправильного расположения распылительных стоек. Чтобы протестировать работу гильзы с волнистым внутренним профилем в данных условиях, было решено поменять гильзы местами и проверить работу кристаллизаторов, пока плавильный цех работал с меньшей мощностью по причине недостатка электроэнергии. Качество заготовки, разлитой через гильзу с волнистым внутренним профилем на ручье № 1, немедленно улучшилась без изменений рабочих параметров машины.

Поскольку процесс разливки через гильзу с волнистым профилем проходил без нарушений, было принято решение продлить срок эксплуатации гильзы. Постепенно операторы непрерывной разливки пришли к заключению, что лучше всего работает ручей где установлена гильза с волнистым внутренним

профилем, качество заготовки хорошее вне зависимости от условий процесса разливки. Когда кристаллизатор был выведен из эксплуатации, выявилось, что гильза с волнистым профилем, выполненная из материала медь – серебро простояла 1795 плавов т.е. было разлито около 50 тысяч тонн стали (в ТОО «KSP Steel» средняя стойкость кристаллизаторов составляет 600 плавов). Для сравнения, средняя стойкость гильзы из материала Elbrodur®G (медь – хром – цирконий) составляет 1050 плавов. Это достаточно высокая стойкость, но она значительно ниже, чем стойкость гильзы с волнистым внутренним профилем. Несмотря на то, что стойкость гильзы не являлась главной целью испытаний, положительным моментом явился тот факт, что волнистый профиль внутри гильзы не подвержен быстрому износу, в чем были сомнения в начале испытаний. Незначительный износ профиля также является свидетельством того, что возможность смещения корочки в гильзе с волнистым профилем незначительно, что приводит к снижению износа и увеличению стойкости.

Дальнейшая эксплуатация гильз кристаллизатора с волнистым внутренним профилем на заводе показала, что волнистый отпечаток на поверхности заготовки не влияет на качество арматурного проката и торгового сортового проката.

Выводы:

1) Литературный обзор показал, что гильза с волнистым внутренним профилем позволяет:

- разливать заготовки улучшенного качества по ромбичности и другим внешним дефектам;
- повысить стойкость кристаллизаторов.

2) Применение на МНЛЗ Павлодарских сталелитейных заводов, гильз с волнистым внутренним профилем позволит повысить качество заготовок и снизить затраты на их производство за счет повышения стойкости гильз.

ЛИТЕРАТУРА

1 Власов Н.Н Разливка черных металлов / Н.Н. Власов, В.В. Король, В.С. Радя. – М. : Металлургия, 1987. – 272 с.

2 Бакши Я.А., Гарсия М., Лоренто Д.П. Новые гильзы с волнистым внутренним профилем для кристаллизаторов сортовых МНЛЗ // Сталь, № 2, 2014. - С. 19 – 24.

БАЙЫТЫЛҒАН ЕКІБАСТҰЗ КӨМІРІНЕН АЛЫНАТЫН ӨНІМДЕР

ҚАБЫКЕН М. Н.

студент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

АБДРАХМАНОВ Е. С.

т.ғ.д., профессор, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

АБСОЛЯМОВА Д. Р.

аға оқытушы, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

ТУЛЕГЕНОВ Е. З.

магистрант, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Екібастұз көмірін ашық әдіспен алғандықтан онда 34-57 % балласт болуы мүмкін. Көмірді байытудың мақсаты отыннан балластты және ұшатын заттарды босату болып табылады. Байыту процесі келесі операциялардан тұрады: уату, ұнтақтау, сұрыптау, елеу немесе классификациялау; кептіру және қайта ұнтақтау. Екібастұз көмірін дәстүрлі түрде байытқанда энергиялық шығындар көп мөлшерде жұмсалынып, үрдіс өзін-өзі ақтамайды. Жалпы дайындау технологиялары көлемді түрде энергия тұтынатындықтан, бұл мәселе бүгінгі күні осы салада өзекті болып табылады.

Ұсынылған жаңа әдістердің бірі ол Екібастұз көмірін байыту үшін ондағы көміртегі мөлшерінің пайыздық үлесін көтеру.

Күйе шикізат ретінде резеңке өнеркәсібінде және бояғыш өндірісінде қолданылады. Қарапайым күйеде 78-86 % көміртегі болса, жоғары сапалы күйеде бұл көрсеткіш 96-98 % дейін жетеді.

Күйе алу технологиясы күрделі жабдықтар мен көп мөлшерде отын өнімдерін жағуды талап еткендіктен, көмір байыту процесі үшін өте қымбатқа түседі. Бұл мәселені шешудің тиімді әдістерінің бірі – екінші кезеңдегі автомобиль шиналарын және әртүрлі пластикалық құтыларды жағу арқылы арзан пеш күйесін алу болып табылады.

Лабораториялық зерттеулердің негізінде анықталғандай, 5 кг қолданыстан шыққан автошинаны арнайы қондырғыда жаққанда 4100 гр. болат тоқыма корды, 84 гр. күйе, 1295 гр. ұшпалы заттар және 2721 гр. күл алынды.

Шикі брикеттің беріктігін анықтау үшін 1-суреттегі тексеру аспабы қолданылды.



1 сурет – Брикет беріктігін анықтау

Осындай тәсілмен алынған күйені жинақтап, 40% – Екібастұз көмірінің қажетті дисперсиядағы ұнтағын, 40% – күйемен араластырып, оған ұнтақталған 20% – мұнай пегін арнайы технологиямен қосамыз. Алынған қоспа массасынан цилиндр тәрізді брикеттер престелініп жасалынады. Брикеттердің жұмыстық тығыздығы 1,36 – 1,38 г/см³ мөлшерінде болды.

Эксперименттердің нәтижесінде брикеттің қысуға төзетін орташа беріктігі 5,26·10⁵ Па екендігі анықталды.



2 сурет – Зертханалық виброилеуіш



3 сурет – 6 тонналық зертханалық пресс



4 сурет – көмір-күйе брикеттері

Брикеттер алу барысында лабораториялық бірқатар жабдықтар (2,3-суреттер) қолданылды.

Алынған брикеттерді арнайы контейнерлерге салып, 1000 С температурасында ауаның қатысуынсыз арнайы термопеште қыздырғанда, кокстеу үрдісі жүретіні анықталды. Аталған брикеттердің орташа массасы 117 гр. болғанда, олардан орташа есеппен 53 гр. металлургиялық агломерациялық коксиктер алынды. Коксиктердің ірілігі 3-17 мм аралығында болды.

Қорытынды:

– эксперименттердің нәтижесінде қолданыстан шыққан автошиналарды және пластикалық құтыларды қолдану арқылы жаңадан отындық брикеттер алу технологиясы анықталды;

– алынған брикеттерді пиролиздеу арқылы металлургиялық агломерациялық коксиктер алу технологиясы анықталды;

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Артюшин С. П. Обогащение углей, Москва. Недра. 1975.
- 2 Носков В. А., Баюл К. В., Муравьева И. Г. Прессовое оборудование для брикетирования мелкофракционных прФундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии. Сб. науч. Тр. ИЧМ. Вып. 4. К., наукова думка, 2001. – 294-300 с.
- 3 Абдрахманов Е. С., Нургалиева М. С., Иконникова Т. И., Нурмаганбетова Б. Н. «Дисперсионный анализ порошков». Вестник ЕИТИ, Экибастуз, 2010.

ТИПОВЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ РЕМОНТА ДЕТАЛЕЙ

ЛИСОГОР В. А., ФАХИРСЛЯМОВ Т. К.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ТКАЧУК А. А.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Характерной особенностью современных машин является интенсификация рабочего процесса, что связано с увеличением их рабочих параметров (мощности, скорости, давления и т.д.), при одновременном снижении удельного веса и габаритов машин. Это ведет к повышению напряженности работы узлов и деталей, к повышенным вносам сопряжений, к снижению их сроков службы. В этих условиях увеличение надежности и долговечности деталей машин является важнейшей задачей, которая решается, главным образом, путем применения прогрессивных методов восстановления и упрочнения изношенных деталей.

Большинство деталей в процессе работы воспринимают значительные крутящие моменты (валы, шпиндели) или знакопеременные осевые нагрузки (штоки, плунжеры и т.п.).

На валах, воспринимающих большие нагрузки, которые направлены перпендикулярно к оси, наблюдаются прогибы. Последние приводят к эксцентричному вращению вала и, как следствие этого, к быстрому изнашиванию опорных поверхностей. В местах посадки шестерен, шкивов или кулачковых муфт происходит

разрушение или смятие шпоночного паза. Наиболее характерными дефектами валов являются:

- 1) износ поверхностей трения в опорах;
- 2) износ поверхностей, сопрягаемых с подшипниками качения;
- 3) разрушение или смятие шпоночных пазов;
- 4) изгиб оси вала;
- 5) износ резьбовых поверхностей.

У деталей, передающих нагрузки вдоль оси и работающих в направляющих втулках или сальниковых устройствах, основными дефектами являются:

- 1) износ трущихся поверхностей;
- 2) продольный изгиб вала;
- 3) износ резьбовых поверхностей.

Износ деталей часто приводит к нарушению посадки в сопряжении – увеличиваются зазоры и уменьшаются первоначальные натяги, нарушается форма поверхностей, возникают другие неисправности и дефекты. Такие детали при ремонте заменяют или восстанавливают (стоимость восстановления обычно составляет от 15 до 40% стоимости новых деталей). Восстановление деталей способствует значительной экономии дефицитных материалов и цветных металлов.

Восстановление — производство восстановительных работ, в результате которых детали, узлу или агрегату возвращаются первоначальные (номинальные), размеры, форма, свойства, мощность и точность (изменения возможны только в сторону улучшения).

Чтобы выбрать способ восстановления и упрочнения детали, необходимо знать свойства и сроки службы новых и восстановленных деталей. Восстановленная деталь должна быть достаточно долговечной и надежной в эксплуатации, а также обладать качествами новой.

Применяя современные методы ремонта, можно восстановить некоторые детали так, что их эксплуатационные свойства будут превышать соответствующие показатели новых деталей.

При выборе способа восстановления деталей и сборочных единиц за основу принимают экономическую целесообразность восстановления, наличие на предприятии необходимого оборудования и материалов, технологические и конструктивные особенности деталей, величину и характер их износа и т.д. Целесообразность способа восстановления и упрочнения деталей

в каждом случае зависит от многих факторов: условий их работы; характера сопряжения (подвижная или неподвижная посадка); величины и характера действующих нагрузок; скорости взаимного перемещения деталей с подвижной посадкой: условий и характера смазывания деталей с подвижной посадкой и пр.

Основным показателем экономической эффективности восстановления изношенных деталей и целесообразности того или иного метода восстановления.

На выбор способа восстановления деталей оказывает влияние: вид дефекта и величина износа; материал, размер, форма и масса детали; точность и вид обработки; специализация производства, обеспеченность оборудованием; себестоимость восстановления, и долговечность работы восстановленных деталей.

Однако наряду с относительной себестоимостью немаловажное значение имеют также продолжительность, трудоемкость технологического процесса восстановления деталей, степень дефицитности примененных материалов и др.

Дефектация и восстановление валов и осей проводится при капитальном или текущем ремонте узлов. Выбраковка валов и осей осуществляется по результатам измерений, по визуальному осмотру и по результатам металлографических исследований (при необходимости). При наличии возможности восстановления вала или оси принимают решение по выбору способа восстановления и ремонта.

В соответствии с систематизацией дефектов, встречающихся в деталях данного типа, можно обобщить и способы ремонта этих деталей.

Как один из способов восстановления валов и осей, применяемых в ремонтном производстве, можно выделить восстановление под «ремонтный размер», то есть под размер, для которого существует возможность применения «ремонтных» деталей.

«Ремонтной» деталью считается дополнительная деталь, изготовленная или восстановленная по «ремонтным» размерам. Ремонтные размеры определяются с учетом припусков на обработку для устранения дефектов формы поверхности, микро- и макрогеометрии.

В настоящее время восстановление способом «ремонтных размеров» применяется редко, так как, несмотря на все его положительные моменты (упрощение ремонта, возможность повторного восстановления) присутствуют и недостатки:

необходимость наличия «ремонтных» запасных частей, снижение прочности ввиду съема слоя материала, снижение микротвёрдости поверхностей, а также значительное снижение взаимозаменяемости, так как отремонтированные таким способом детали становятся оригинальными.

Наиболее эффективной технологией является восстановление посадочных поверхностей валов и осей под номинальный размер, которое может осуществляться следующими способами:

1. Напылением - нанесение под высоким давлением воздуха расплавленного металла на поверхность вала или оси. По способу расплавления металла различают электродуговое, газопламенное, высокочастотное, плазменное и детонационное напыление. Наполненное таким образом покрытие имеет низкую прочность сцепления с основой, но при этом не происходит высокого нагрева поверхности, изменения структуры материала детали, не возникает коробление, не снижается усталостная прочность.

2. Наплавкой - в отличие от напыления наплавка осуществляется путем формирования слоя металла, расплавляемого непосредственно на поверхности вала или оси. Различают наплавку под слоем флюса, в среде защитных газов, газовую, вибродуговую и электродуговую. Можно наносить слои металла практически любой толщины, нанесенный слой отличается высокой твердостью, но при этом происходит сильный нагрев вала или оси, вызывающий коробление и изменение структуры поверхностного слоя металла, появляются затруднения в последующей механической обработке осажденного слоя ввиду его высокой твердости.

3. Термопластическим деформированием – изменением геометрических размеров оказывая механическое воздействие (осадка, вытяжка, высадка, протяжка, правка и так далее) на предварительно разогретую деталь. Таким способом можно проводить правку осевых деформаций валов и осей, а также устранять некоторые погрешности формы поверхностей. Способ весьма ограничен в применении ввиду его технологического несовершенства и трудностями в обеспечении требуемых результатов.

4. Гальваническим осаждением - формирование слоя металла на восстанавливаемой поверхности путем электрохимического осаждения из электролита. Способ обладает рядом преимуществ, такими как отсутствие нагрева детали, возможность нанесения слоя любого металла или их комбинации с заданными свойствами

и требуемой толщины, возможность нанесения слоев металла с различными свойствами. Но технологический процесс восстановления поверхностей гальваническим осаждением достаточно сложен, ввиду чего имеется некоторая нестабильность получаемых результатов. Кроме того, реактивы для осуществления этого способа достаточно дороги и присутствует необходимость применения мер экологической безопасности для очистки сточных вод и улавливания испарений электролитов и кислот. Но, тем не менее, в ряде конкретных случаев, гальванические методы восстановления и защиты от коррозии изношенных поверхностей являются наиболее рациональными и дают отличные результаты. Так, например, восстановление отверстий небольшого диаметра особенно в тонкостенных деталях, боящихся перегрева и механического повреждения - гальваническое осаждение является приоритетным.

5. Полимерно-композитными материалами — формируется на предварительно подготовленной восстанавливаемой поверхности слой полимерной композиции с последующим ее отверждением. При необходимости отвержденный слой подвергают механической обработке. Свойства полимерно-композитного слоя можно формировать путем добавления различных наполнителей или их сочетания, образуя при этом полимерную композицию. Например, в эпоксидную смолу добавляют металлическую пудру или мелкую стружку, с последующим введением отвердителя и эластомера. При этом улучшаются прочностные характеристики и теплопроводность формируемого слоя композиции. Такие композиции имеют достаточную твердость и прочность сцепления с восстанавливаемой поверхностью, но плохо переносят нагрев и ударные нагрузки, кроме того нанесенный слой плохо отводит тепло и имеет невысокую износостойкость в парах трения.

6. Широкие возможности имеет технология восстановления: деталей электромеханической обработкой оприваркой проволоки в твердой фазе с применением отделочно-упрочняющих операций. Данная технология имеет ряд существенных преимуществ, в сравнении с распространенными способами восстановления деталей: незначительный нагрев в процессе восстановления, минимальное коробление восстановленных деталей, одновременное с восстановлением упрочнения поверхности, минимальные припуски на последующую механическую обработку. Технология является энерго- и ресурсосберегающей, экологически чистой, достаточно простой для внедрения и не требующей больших

капитальных затрат. В условиях нарушения экономических связей, дефицита и дороговизны запасных частей, неплатежеспособности предприятий спрос на подобные разработки значительно возрос.

Вал с изношенной поверхностью или с наращенным слоем подвергают механической обработке для получения требуемой формы, размеров и шероховатости поверхности. Установочными базами при механической обработке в большинстве случаев служат центровые отверстия и реже наружная цилиндрическая поверхность.

Изношенные шпоночные пазы на валах восстанавливают несколькими способами. Если шпоночное соединение не должно фиксировать положение сопрягаемой детали относительно вала, то под некоторым углом к старому пазу размечают и фрезеруют новый паз по первоначальным размерам. Если шпоночное соединение строго фиксируется, то необходимо восстанавливать изношенный паз. Обычно наплавляют смятые кромки или шпоночный паз полностью, и фрезеруют новый паз на месте наплавки.

Ремонтное производство в настоящее время располагает достаточным количеством способов, чтобы восстановить практически любую изношенную и поврежденную деталь. Но для практического использования необходимо выбрать один, применение которого технически возможно и экономически наиболее целесообразно. Выбор эффективного способа восстановления деталей является важной задачей совершенствования организации ремонтного производства.

ЛИТЕРАТУРА

1 Корсаков В.С., Олжабаев Р.О. и др. Технологические основы роботизированной сборки. – Фрунзе, Илим АН Кирг. ССР, 1986.- 295 с.

2 Технологическая оснастка многократного применения /Под ред. Д.И. Полякова. – М.: Машиностроение, 1981. - 404с.

3 Технология машиностроения. В двух томах. Т.2. Учебник для вузов /Под ред. Г.Н. Мельникова. - М.: издательство МГТУ, 1999.– 640с.

4 <http://booktech.ru/books/mashinistroenie>

5 <http://lib-bkm.ru/publ/31-1-0-730>

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ВЛИЯНИЯ ОТНОСИТЕЛЬНОЙ ПЛОЩАДИ ЛОПАСТИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВЕТРОЭНЕРГЕТИЧЕСКОЙ УСТАНОВКИ

ЛУПИКОВ В. Н.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШУМЕЙКО И. А.

профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Характерной особенностью Казахстана является обширная территория и связанная с этим необходимость передачи электроэнергии на большие расстояния – общие потери электроэнергии в отдельных случаях достигают 25–30 % от её потребления. Это создает проблему с энергоснабжением отдаленных поселков и населённых пунктов. Нередко возникает необходимость энергоснабжения удаленных от линий электропередач одиночных точек – фермерских хозяйств, отгонных пастбищ, точек обслуживания ретрансляторов и т.д.

На большей территории страны среднегодовые скорости ветра составляют 4-5 м/с, а в ряде регионов превышают 6 м/с, что создает хорошие условия для развития ветроэнергетики. По оценкам экспертов величина потенциала ветроэнергетики в Казахстане составляет порядка 1820 млрд. кВт·ч в год и его использование ограничивается только потребностями в энергии.

Наблюдения за действующими ветровыми установками показали их низкую эффективность и недостаточную надежность в работе. Вследствие этого ветровые источники энергии не получили широкого применения.

С целью повышения эффективности ВЭУ проведены экспериментальные исследования зависимости основных выходных параметров (частоты вращения ветрового колеса, момента на его валу и мощности) от входных конструктивных параметров ветрового колеса и, в частности, от величины относительной площади лопасти.

Под относительной площадью лопасти понимают отношение площади лопасти к площади ветрового колеса без учета его центральной, нерабочей площади, занимаемой ступицей.

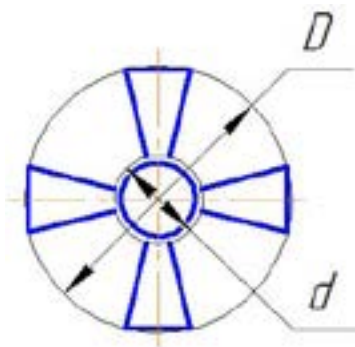


Рисунок 1– К определению относительной площади лопасти

Так, согласно рисунку 1 относительную площадь лопасти S можно представить в виде формулы

$$S = \frac{S_1}{\frac{\pi D^2}{4} - \frac{\pi d^2}{4}}$$

где S_1 – площадь лопасти;

D – диаметр ветрового колеса;

d – диаметр поверхности круга не охватываемого лопастями.

Исследования проводились на модели с ветровым колесом диаметром 600 мм с числом лопастей $i=12$ при постоянной скорости воздушного потока равной 9,9 м/с, развиваемой аэродинамической трубой. На основании ранее проведенных исследований в качестве исходной была принята наиболее оптимальная трапециевидальная форма лопастей из листовой стали с переменной уменьшающейся к периферии вогнутостью.

Исследовалось ветровое колесо с относительной площадью лопасти $S_1=0,0425$; $S_2=0,0533$; $S_3=0,064$; $S_4=0,0744$;

Частота вращения измерялась с помощью электронного тахометра, величина момента - с помощью специального тормозного устройства. Результаты исследований зависимости момента от относительной площади и потери относительно наибольшего значения представлены на рисунке 2, частоты вращения и потери относительно наибольшей частоты - на рисунке 3, мощности и потери относительно наибольшей мощности - на рисунке 4.

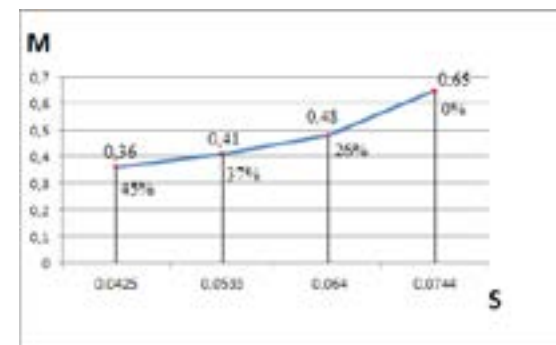


Рисунок 2 – Зависимость момента от относительной площади лопасти

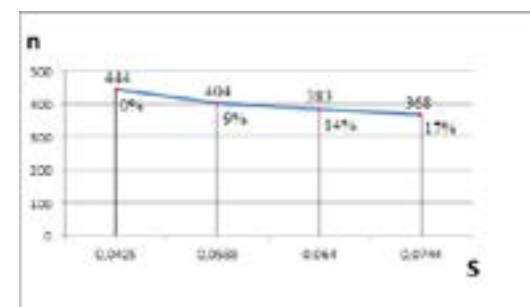


Рисунок 3 – Зависимость частоты вращения от относительной площади лопасти

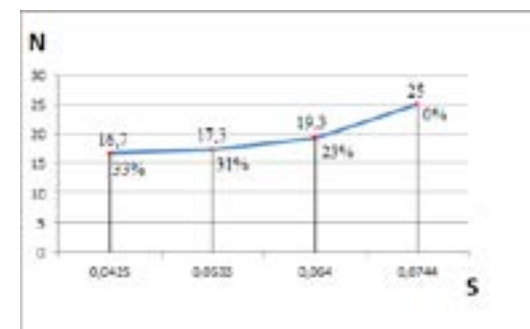


Рисунок 4 – Зависимость мощности от относительной площади лопасти

На рисунке 5 графически представлены потери по моменту, частоте вращения и мощности относительно их наибольших значений.

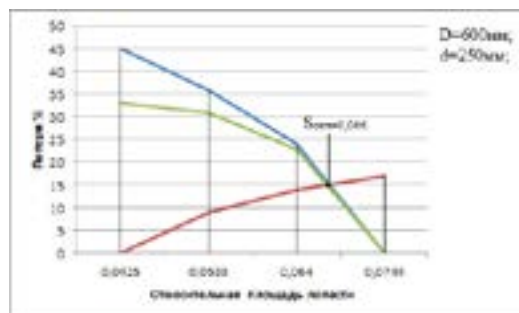


Рисунок 5 – Определение оптимального значения относительной площади лопасти

Как видно из графика (рисунок 5) наиболее оптимальной относительной площадью, при которой имеют место наименьшие потери по частоте вращения, моменту и мощности, является относительная площадь равная $S_{opt}=0,066$. Полученное значение относительной площади лопасти может быть рекомендовано при разработке конструкции ветрового колеса обеспечивающего максимальную эффективность по частоте вращения, моменту и мощности.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Харитонов В.П. Автономные ветроэлектрические установки, Москва – 2006. С. 275.
- 2 Янсон Р. А. Ветроустановки. М., МГТУ им. М.Э.Баумана – 2007. 36 с
- 3 Кривцов В.С., Олейников А.М., Яковлев А.И. Неисчерпаемая энергия. Книга 1. Ветроэлектродгенераторы. Харьков, «ХАИ», – 2003. С. 398.
- 4 Шумейко И. А., Коваль Ю. А. Инновационный патент № 26174 на изобретение «Ветроподъемник с буревой защитой». (19)KZ(13)A4(11)26174. – 2010
- 5 Ордабаев М. Е., Шумейко И. А., Коваль Ю. А. «Исследование момента, частоты вращения ветрового колеса и мощности на его валу в зависимости от числа, формы лопастей и угла установки».

Сборник статей «Инновационное развитие науки в современном Казахстане». – Алматы, 2011 – Ч. 3.

6 Христордов А. А., Шумейко И. А., Черепанов Ю. В., Шмидт А. Н. Обоснование исходных конструктивных параметров к выполнению проекта универсальной ветроэнергетической установки средней мощности. Материалы международной научной конференции молодых ученых, магистрантов, студентов и школьников «ХІІІ Сатпаевские чтения». – Павлодар: ПГУ им. С. Торайгырова, 2013. – Т.12. – С. 237.

7 Шумейко И. А., Нуркимбаев С. М. Повышение эффективности маломощных ветровых электрических установок. Materialy IX mezinarodnivedecko–prakticka conference.«Aktvalnivymozenostive dy – 2013». – Praga, 2013. – С. 36–42.

8 Шумейко И.А., Нуркимбаев С.М. Выбор оптимального варианта формы и относительной площади лопасти ветрового колеса ветроводоподъемной установки на основе моделирования. VII Международная научная конференция. Сборник статей (часть 2). Естественно-технические науки. Инновационное развитие и востребованность науки в современном Казахстане. Фонд Первого Президента Республики Казахстан – Лидера Нации.г. Алматы, 2013 г., С. 154-158.

9 Шумейко И.А., Нуркимбаев С.М., Христордов А.А. Выбор оптимального варианта формы и относительной площади лопасти ветрового колеса ветроводоподъемной установки на основе моделирования. Наука и техника Казахстана, № 1, 2013 год

10 Нуркимбаев С.М., Шумейко И.А. Выявление оптимальных конструктивных параметров ветрового колеса ветроэнергетической установки модели АВЭУ-6 на основе моделирования. Том 11 - Павлодар: ПГУ им. С. Торайгырова, 2014. С. 93-100.

ПРОИЗВОДСТВО «ЗЕЛЕННОГО» АНОДА

МАКАШЕВА Н. Н., МУРЗАБАЕВА Н. Б.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ТАСКАРИНА А. Ж.
ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Развитие техники производства алюминия за последние 10 лет шло в основном по пути применения электролизеров большей мощности с самообжигающимися анодами и верхним

токоподводом. В результате увеличения единичной мощности таких электролизеров, внедрения более совершенных машин и механизмов для их обслуживания и с вводом в эксплуатацию новых промышленных серий, оснащенных электролизерами с верхним токоподводом, в алюминиевой промышленности значительно повышена производительность труда и снижена себестоимость выпускаемого алюминия.

Современная зарубежная техника электролитического получения алюминия базируется на применении электролизеров большей мощности с крупногабаритными предварительно обожженными анодами. В настоящее время на основании зарубежного и отечественного опыта определены следующие основные преимущества электролизеров с обожженными анодами перед электролизерами с непрерывными анодами аналогичной мощности:

- 1) более низкий удельный расход электроэнергии на производство первичного алюминия вследствие значительно меньших потерь напряжения на аноде;
- 2) меньший расход фтористых солей вследствие более низкой интенсивности газовыделения и гидролиза;
- 3) отсутствие выделений в атмосферу продуктов обжига анодов – смолистых поганов;
- 4) возможность при наличии укрытия и системы газоотсоса и газоотчистки более эффективной системы улавливания и отчистки выделяющихся в процессе электролиза вредных газов и пыли;
- 5) возможность значительного повышения единичной мощности электролизера без ухудшения технико-экономических показателей электролиза вследствие более благоприятного характера распределения магнитного поля и равномерных по всей площади электролизера условий удаления из-под подошвы анодов выделяющихся при электролизе газов.

Анализ работы алюминиевой промышленности за рубежом показывает, что эффективность электролизеров с обожженными анодами может быть достигнута лишь при создании специализированного производства крупногабаритных обожженных анодов.

Требования к качеству обожженных анодов определяются условиями эксплуатации, а также технико-экономическими показателями их производства и использования для электролитического производства алюминия. Следовательно,

чтобы установить качественные характеристики анодов, надо исходить не только из условий наиболее эффективной работы их при электролизе, что весьма важно, но и из того, каким путем и при каких затратах эти характеристики могут быть получены.

«Казахстанский электролизный завод» является первым заводом в Казахстане по производству первичного алюминия, мощностью 250 тысяч тонн в год. В августе 2008 года была запущена первая очередь завода мощностью 125 тысяч тонн в год. Вторая очередь введена в 2010 году в рамках Государственной программы форсированного индустриально-инновационного развития.

В строительство инвестировали почти 300 миллионов долларов. Производство собственных анодов, во-первых, снизит себестоимость крылатого металла. Новая продукция увеличит долю казахстанского содержания, тем самым, полностью вытеснив сырьевой импорт. К тому же этот инновационный проект не имеет аналогов в мире.

Мощность предприятия 136 тысяч обожженных анодов в год, что позволит полностью покрыть потребность. В час предприятие выпускает 25 анодных блоков, которые потом обжигаются на протяжении 16 суток. Конечный продукт направляется на электролизный завод, где обожженные аноды играют важнейшую роль в производстве казахстанского алюминия.

Важнейшим моментом является экологическая безопасность производства, обеспеченная новейшими технологиями. Вошедший в республиканскую Карту индустриализации анодный завод имеет высокую степень газоочистки, которая достигает 99,5 %.

Исходным материалом для получения обожженных анодных блоков являются «зеленые» анодные блоки. Зеленый анод – анод алюминиевой электролитической ванны, не подвергшийся обжигу. В качестве пересыпочного материала в процессе обжига анодных блоков используется углеродистый материал – кокс нефтяной прокаленный максимальной крупностью 8 мм.

Технологический процесс операции производства обожженных анодных блоков включает в себя следующие:

- загрузка «зеленых» анодных блоков в камеру печи обжига;
- подключение камеры на обжиг;
- обжиг «зеленых» анодных блоков;
- выгрузка обожженных анодных блоков из печи обжига;
- доочистка и сортировка обожженных анодных блоков
- отбор проб обожженных анодных блоков;

- транспортировка обожженных анодных блоков на склад;
- текущий ремонт камер печи обжига.

Загрузка «зеленых» анодных блоков в камеру производится технологическим краном клешевым захватом. На подину кассеты засыпается слой пересыпочно материала. В каждую кассету загружается первый ряд по одному пакету анодов (семь анодов) и засыпаются слоем пересыпки. Пространство между торцами пакетов, поперечными стенками и боковыми стенами должно быть заполнено пересыпкой. Второй ряд анодных блоков также засыпается слоем пересыпочно материала и далее вышеописанные операции повторяются, пока не будут загружены все три ряда. Верхний теплоизоляционный слой над третьим рядом должен быть толщиной 450 – 500 мм.

Подключение камеры на обжиг производится в соответствии с графиком продвижения огней, утвержденным начальником цеха. Продвижение трех огней на печи обжига смещено во времени относительно друг от друга на 8-9 часов.

Перед продвижением огня требуется подготовить все необходимое оборудование для продвижения огня.

Температурный режим обжига анодов определяется графиком обжига. Графиком обжига задается значение температуры в греющих простенках камеры в определенный момент времени. Обжиг анода производится с целью придания «зеленым» блокам необходимых физико-химических свойств: высокой механической прочности, электропроводности и химической стойкости за счет коксования пека под воздействием высоких температур, образующих от сгорания мазута и летучих продуктов обжига.

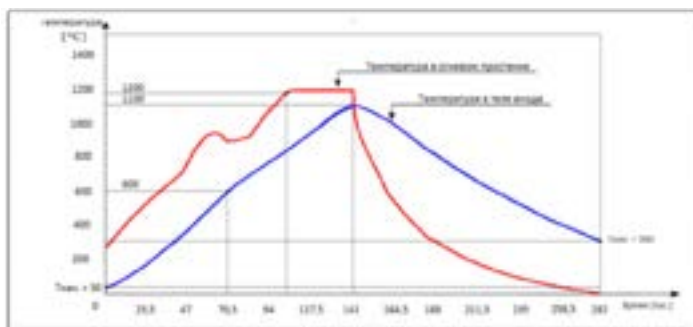


Рисунок 1 – График обжига

Конечная температура в греющих простенках при температуре обжига 23,5 часов – 1200±50 °С. Обжигочная печь имеет три системы огня. В системе огня находится три камеры естественного нагрева, на которых не установлены мостики, подающие мазут в греющие простенки. Температура в камерах естественного нагрева поддерживается за счет тепла отходящих газов камер форсированного и полного огня и благодаря сгоранию летучих веществ пека. Равномерный подъем температуры в камерах естественного нагрева играет важную роль в процессе обжига анодов.

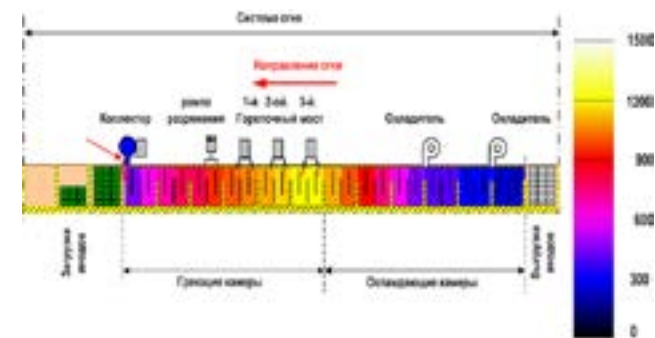


Рисунок 2 – Система огня

Температура отходящих газов на выпускном коллекторе в момент полного продвижения должна быть в пределах 240 – 300 °С.

Летучие вещества сгорают на камерах естественного нагрева. На момент полного продвижения огня летучие вещества сгорают на четвертом ряду отдушин три камеры естественного нагрева.

Контроль и регулирование температурного режима обжига на камерах естественного нагрева осуществляется приборами, расположенными на измерительной рампе и выпускном коллекторе.

После отключения горелок на последней камере системы огня, камера выводится из системы «огня» и входит в систему охлаждения. Общее время охлаждения составляет 141 час, т.е. анод должен охладиться с 1100 °С до 300 °С. После прохождения через выпускной коллектор, отходящие газы поступают в боров и на газоочистку. Здесь происходит очистка отходящих газов от пыли, смолистых веществ, сернистого газа и фтористого водорода. Очищенные газы выбрасываются в атмосферу через дымовую трубу.

После обжига и охлаждения обожженные анодные блоки выгружаются с помощью технологического крана на конвейер обожженных анодов. Выгружаемые анодные блоки транспортируются к станции очистки анодов. Выгрузка производится порядно. Выгрузку обожженных анодных блоков из камер печи обжига, начинать после охлаждения анодов до температуры ниже 300 °С.

Обожженные аноды, поступающие через существующую систему роликового конвейера, переходят на гидравлический роликовый подъемный стол. Подъемное устройство с анодом на борту поднимается на отметку площадки, где анод с помощью гидравлического толкателя выталкивается с роликового конвейера на подвижный стол внутри станции очистки боковой поверхности анода. После этого, предварительно очищенный анодный блок выталкивается в поперечном направлении на другой подвижный стол для дальнейшей очистки внутри следующей станции очистки верхней и нижней поверхности анодов.

После второй станции очистки, аноды перемещаются вперед в продольном направлении с помощью третьего гидравлического толкателя и по одному заходят на поворотный стенд, где они поворачиваются на 180 градусов и удерживаются в таком положении с помощью комплекта роликов с противодавлением, которые располагаются напротив роликов конвейера. В результате поворачивания анодных блоков, крупные частицы коксовой пересыпки, оставшиеся после процесса обжига, высыпаются из ниппельного гнезда. Каждая станция очистки представляет собой полностью закрытую конструкцию. Все взвешенные мелкие частицы коксовой пересыпки, удаленные после очисток, отсасываются с помощью отсасывающего устройства. После фильтрации через систему рукавных фильтров для задерживания частиц, использованный воздух будет выдуваться на улицу через устройство вытяжки, установленное на крыше. Все отверстия для входа и выхода анодов в камеру очистки и из камеры защищаются с помощью гибких пластмассовых створок. Под каждой камерой очистки, помещаются загрузочные желоба с соответствующими шнековыми конвейерами для сбора и разгрузки таких частиц коксовой пересыпки после операций очистки, которые не абсорбировались системой вытяжки.

В случае необходимости, доочистка производится вручную.

После ручной доочистки не допускается наличие прикоксовавшейся пересыпки в ниппельных гнездах. Далее

обожженный анод передаётся в цех производства электродов для монтажа анодного блока с анододержателем.

ЛИТЕРАТУРА

1 Галушкин Н.В. Производство алюминия в электролизерах с обожженными анодами: учебное пособие, 279 с.

2 Краткий обзор состояния, перспектив развития горно-металлургической промышленности Казахстана // Комитет индустриального развития и промышленной безопасности, 22.04.2013.

3 С. Горбунов Президент РК принял участие в церемонии пуска второй очереди Казахстанского электролизного завода // zakon.kz. – Павлодар, 25.06.2010.

4 Халс К. Л. Производство анодов / Пер. с англ. под ред. проф. П. В. Полякова. – Красноярск: Изд-во: ООО «Классик центр», 2004. – 41.

ПОВЫШЕНИЕ СТОЙКОСТИ ВАЛКОВ ПРОКАТНЫХ СТАНОВ

МӘДЕНИ Д. Н., ТЕМИРБОЛАТОВ Д. Ж.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЕРМЕКБАЕВА М. С., СМАИЛОВА А. Д.

магистранты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ОЛЖАБАЕВ Р. О.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Прокатные валки можно разделить на две основные группы [1]: листовые и сортовые. Валки листовых станов служат для прокатки листов, полос и ленты. Бочка этих валков имеет цилиндрическую форму и иногда их называют гладкими.

Валки сортовых станов служат для прокатки заготовок и сортового профильного металла. На поверхности бочки этих валков есть углубления, соответствующие профилю прокатываемого металла. Эти углубление называет ручьями, а валки – ручьевыми (калиброванными).

Валки листовых станов холодной прокатки по назначению делятся на две группы: рабочие и опорные.

Диаметр валка выбирают по результатам расчетов, при котором учитывают сортамент проката (прежде всего его толщину), условия

эксплуатации, механические свойства материала, максимальные усилия, обжатия и конструкцию стана.

Длина бочки рабочих валков зависит от ширины прокатываемых полос, листа, ленты.

Надежность и долговечность валков являются решающими факторами, определяющими качество продукции, производительность и экономическую эффективность станов горячей прокатки. Производство валков у изготовителя должно быть экономически эффективным.

Интенсивность износа, степень напряженности и повреждаемости валков во время работы зависят от исходных свойств материала, а также от типа стана и клетки, марки стали подката и сортамента прокатываемой продукции, технологических режимов прокатки.

Валки являются важной сменяемой частью прокатного стана — их расход составляет приблизительно 0,5% от массы проката. В себестоимости 1т горячекатаного листа доля стоимости валков составляет \$0,05...0,10 [1].

Чугунные валки по составу чугуна и, следовательно, структуре классифицируют следующим образом:

а) валки сортопрокатные (СП) и листопрокатные (ЛП) с отбеленным рабочим слоем. Имеют рабочий отбеленный слой, переходный слой, состоящий из половинчатого чугуна, и сердцевину из серого чугуна. В половинчатом чугуне часть углерода находится в свободном состоянии в виде графитовой фазы, а часть - в связанном в виде карбидов. Твердость таких валков составляет 68...70 HSD(твердость по Шору);

б) легированные хромом и никелем валки (СПХН) с карбидо-графито-перлитной структурой и пластинчатым графитом. Они имеют достаточноглубокий рабочий слой, обеспечивающий небольшое падение твердости на глубину ручья с учетом необходимости переточек по мере износа;

в) отбеленные хромоникелевые двухслойные валки (ЛПХНД) с высоколегированным отбеленным слоем, прочной сердцевиной, шейками и тремами из нелегированного чугуна. Они имеют отбеленный слой толщиной 12...32 мм, короткую (5... 15 мм) переходную зону и прочную сердцевину;

г) отбеленные хромоникелевые валки из чугуна с шаровидным графитом (ЛШН и СШХН). Эти валки значительно прочнее валков типа ЛП и СП. Глубина отбеленного слоя может достигать 32 мм;

д) высокохромистые валки (14...20% хрома). Имеют высокую износостойкость, так как матрица состоит из тонкодисперсного перлита с равномерно распределенными карбидами хрома. Эти валки используют при прокатке проволоки.

На рабочих валках наибольший износ наблюдается в средней части бочки и уменьшается к краям бочки. На опорных валках наибольший износ наблюдается на участках «края полосы».

Износ резко снижается, если металлическая основа имеет высокую твердость, прочно удерживает частицы карбидов и не деформируется при воздействии абразива.,

Разработаны гидроимпульсные обкатные устройства для упрочнения валков прокатных станов которые могут работать в следующих режимах:

- упрочняющая обработка, характеризующаяся высокими давлениями, на ролик при обкатке и большой глубиной на..сепанного слоя (до 10мм и выше) в зависимости от диаметра валка, при этом твердость поверхностного слоя повышается на 40- 80%.

- чистовая обработка характеризующаяся низкой шероховатостью ($Ra= 0,32-0,16\text{мкм}$), при этом обеспечивается однородности микроструктуры поверхностного слоя с наличием высоких остаточных напряжений сжатия.

По новой технологии обработаны опорные валки прокатных станов диаметром 1500мм из стали 9ХМФ массой 35т. В качестве обкатника применялся деформирующий ролик диаметром 160мм с профильным радиусом 15мм из стали ШХ15. В результате обкатки валков шероховатость поверхности составила 0,32мкм (исходная 6,3мкм), микротвердость увеличилась на 25- 30%, что значительно повышает стойкость валков прокатных станов.

ЛИТЕРАТУРА

1 Повышение надежности металлургического оборудование / Гребеник В.М., Гордиенко А.Б., Цапков В.К. Справочник. – М: Металлургия, 1988 – 688 с.

2 Олжабаев Р.О., Эйдельман В.М., Ли А.В. Устройства для упрочняюще-чистовой обкатки валков // Металлург, 1986, №5, с. 33-34.

ҚҰМ-САЗДЫ ҚҰЮ ҚАЛЫПТАРЫН АЛДЫН-АЛА ГРАВИТАЦИЯЛЫҚ ӘДІСІМЕН НЫҒЫЗДАУ ҮРДІСІН ЗЕРТТЕУ

МУКАШАЕВА А. Б.

студент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

ТАСКАРИНА А. Ж., ШОШАЙ Ж. Ш.

аға оқытушы, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

АБДРАХМАНОВ Е. С.

т.ғ.д., профессор, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Мемлекеттің экономикалық өсудегі ең маңызды міндеттерінің бірі, жаңа технологиялар негізінде және озық халық шаруашылығын нығайту нәтижесінде жетілуі тиіс ғылыми-техникалық прогрестің барынша жеделдетілуі болып табылады. Осындай технологиялар бірнеше қайтара өндірістің энергиялық және экономикалық сыйымдылығын төмендетуге, материалдық ресурстардың экономикалық тиімділігін көтеруге, еңбек өнімділігін арттыруға ерік береді.

Жоғары дәрежелі құю қалыптарын жетілдіру және өндірістік шығынның тұрақты түрде төмендеуі – кезеңдік түрдегі және бәсекелестік шарттағы әлемдік экономиканың дамуында аса маңызды. Мәселені шешу үшін жоғары сапалы құйма алуды қамтамасыз ететін, әрі техникалық деңгейі жоғары, қазіргі заман талабына сай құрал-жабдық, сонымен қатар құю жабдықтарын модернизациялау кезінде сауаттылы кешенді әдіс қажет.

Қазіргі кездегі сілкінту қалыптау машиналары зиянды және қауіпті кешенді өндірістік факторларымен сипатталады. Сілкінту үрдісіне тозандылықты, жоғары деңгейлі діріл мен шуды туындататын факторларды жатқызуға болады.

Зерттеудің мақсаты – сілкінту тәсілімен құм-сазды құю қалыптарының нығыздалуын, гравитациялық әдіске алмастыру және де осы үрдісті толығымен зерттеу болып табылады.

Қазақстан Республикасында құю жабдықтарын шығарушы өндірістің жоктығын есепке алсақ, бүгінгі күнгі өзекті мәселенің бірі – жан-жақты зерттелген қалыптау машиналарын модернизациялау болып табылады.

Белгілі бір әдістер технологиялық тұрғыдағы тәрізді, конструкторлық тұрғыда да әр-түрлі кемшіліктерге ие. Мысалы, таза пресстеу өте шектеулі, салыстырмалы түрде ғана төмен үлгілер бойынша нығыздауға тән болса, ал екі жақты пресстеу –

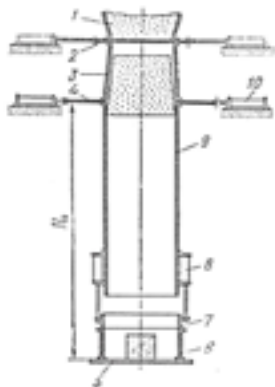
көп энергиян шығынын қажет етеді және конструктивтік жағынан күрделі; көпплунжерлі тағандармен және созылмалы жарғақпен пресстеу – өте күрделі құрылымға ие, ал торкөзбен, біліктермен және қалақты жұмыс органымен нығыздау тар бағытта ғана қолданылады.

Соңғы уақытта соққылы-прессті нығыздалатын, сілкінту мен нығыздаудың соққылы-прессті әдісі кең пайдаланыла бастады. Бұл әдістерді барлық қазіргі замаңғы автоматты желілерде қолданады. Әдістер қалыпау машиналардың және автоматтардың өнімділігін ұлғайтуға мүмкіндік береді. Алайда соққылы-прессті механизмнің жұмысы да шумен, дірілмен, динамикалық жүктемелермен қатар жүреді, бірақ олар сілкінту машиналарына қарағанда біршама аз. Бірақ бұл үрдістерде модельдердің тозуы ұлғаяды, модель үсті әрқашанда шамадан артық нығыздалады; артық нығыздалудың дәрежесі үлгінің биіктігіне тәуелді. Бірқалыпты нығыздалуды қалыптың жоғары орта тығыздығы кезінде ғана алады. Әдістер ірі қалыптарды алу үшін жарамсыз.

Ұзақ жылдар бойы нығыздаудың құрама әдістері үшін нығыздаудың алдын-ала әдісі ретінде сілкінту қолданылды. Бірақ, бірқатар зерттеулер арқылы, ғалымдар бұл әдістің бірқатар кемшіліктерге ие екендігін анықтап, төмендегідей қорытындыларға келді:

- күрделі ауатаратылу;
- ауаның үлкен шығыны;
- нығыздау үрдісінің ұзақтығы;
- сілкінту машиналарының уақыт өте келе өздігінен қирауы;
- еңбектің гигиенасының төмендеуі.

Гравитациялық нығыздау. Гравитациялық нығыздау барысында қалыптағы қоспа мөлшерін бункерден 1 (1 сурет) дозаторға 3 тиейді. Ал оның массасы, қалыптағы қоспа массасына тең болады.



1 сурет – Гравитациялық нығыздау

Бункер мен дозатор шиберлі затворлармен 2 және 4 жабдықталған. Дозатор затворы 4 тез әсер еткіш пневматикалық цилиндрлермен 10 ашылады. Дозатор қалыптау машинасының құмқоспа себетін позициясының үстінен Нп биіктікке көтерілген. Ал құрсау 6 мен дозатор арасында шахта 9 бар. Құрсауды модельді плитаға орнатқан соң, цилиндрлер 8 құрсауға толықтырғыш рамкасын 7 қысады да, затвор 4 дозаторды ашып, құмқоспа дозасы шахтаға жентек түрінде түседі. Ол гравитациялық күш әсерінен жоғары жылдамдықпен модельді плитаға құлайды. Жентектің модельді плитаға соққысы кезінде қоспа тежеледі. Қоспаның астыңғы қабатының нығыздалуынан жоғары қабаттарда жылдамдықтың төмендеуі астыңғыларға қарағанда кеш басталады. Ал астыңғы қабаттың теріс үдеуі жоғарғы қабат үдеуінен басымырақ (абсолют шама бойынша) болады. Сондықтан да уақыт аралығында күш кернеуі баяу өседі, тіпті төменгі қабаттарда да оның мәні жоғары болмайды. Жоғарғы қабаттарда кернеу әрдайым нөлге тең, яғни қоспа жұмсақ, бос күйінде қалады. Соған сәйкес тығыздығы да төмен қарай бірте-бірте арта береді. Қоспаның тығыздығы оның реологиялық көрсеткішіне тәуелді болады. Жентектің бастапқы тығыздығының артуымен бірге оның соңғы тығыздығы да ұлғаяды.

Қоспаның осы әдіс кезінде нығыздалу мезанизмі – сілкінту кезіндегі нығыздау механизмінен еш ерекшеленбейді.

С. В. Коледаның тәжірибесі көрсеткендей, жентектің құлауы кезінде жентек бұрыштарының қарсы соққан ауа лебінен жұмырлануынан, қоспаның ұшуы және оның бірте-бірте бұзылуы

орын алады. Сол себепті құлау кезінде қоспа жентегінің белгілі бір бастапқы тығыздығы болуы тиіс.

Гравитациялық нығыздау барысында қалыптың тығыздығы құрсау ауданына тәуелді болмайды, бірақ құрсау биіктігімен қоса ұлғаяды. Сапалы құйма алу үшін қалыптың ішкі жұмыстық беткейінің тығыздығы жеткіліксіз. Сондықтан бұл әдісті басқаларымен үйлестіріп қолдану қажет.

Гравитациялық қондырғының технологиялық параметрлері есептеулер арқылы анықталды. Ең біріншіден гравитациялық қондырғы шахтасының биіктігін анықтадық. Ол бізге қоспаның құлау жылдамдығы мен құлау биіктігін, ауаның кедергісінің және қабырғаға үйкелісудің салдарынан жылдамдықтың шығынын білу үшін қажет.

Шахтадан ауаны жақсырақ жою үшін шахтада бүйірлі саңылаулар қажет. Бұл қоспаның құлауы кезінде ауаның кедергісін азайтуға мүмкіндік береді.

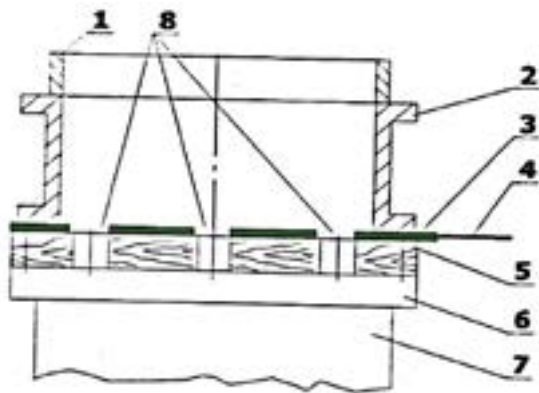
Шахтадан ауа шығып отыратындай толықтырғыш рамка мен шахта аралығында тесік қалдыру қажет. Ал құрсауда диаметрі 10–15 мм болатын желдеткіш саңылауларын жасау керек. Кейін дозатордың ауданы анықталады және оның қиылысы құрсаудың өлшеміне сәйкес келуі тиіс. Сонымен қатар дозатор биіктігі мен көлемі де анықталады.

Шахта қабырғасына үйкелген жентек көп энергиясын жоғалтады. Осы салдарды, яғни жентек энергиясы жоғалуын азайту үшін, дозатор жентекті жоғары қарай тарылатын қиық пирамида түрінде қалыптастыруы керек. Дозатор қабырғасының көлбеу бұрышы 50 кем болмауы тиіс. Ол үшін графикалық сызу арқылы көлбеу бұрышын 50 деп алып, дозатордың жоғарғы бөлігінің ұзындығы мен ені анықталады.

Гравитациялық нығыздау барысында қалыптың ішкі беткейіндегі қоспа тығыздығының таралуы үшін саңылаулары бар тегіс ағаштан жасалған модель саңылаулы металлдан жасалған пластина дайындалады.

Металлдан жасалған пластина мырышпен қапталған қаңылтырдан дайындалған. Оның қалыңдығы 1,0 мм, сондай-ақ тоғыз саңылаулары бар, бірақ оның диаметрі 40 мм. Модельдегі және пластинадағы саңылаулардың сәйкес келетін орталықтары бір-біріне дәл келеді. Пластинада штырьға 1 арналған ұзындығы 50 және 80 мм, ал ені 20 мм қыра бар. Ұзын қыра жақтан тұтқа 2 орнатылған.

Жиналған жарақ 2 суретте көрсетілген.



1 – Толықтырғыш рамка; 2 – Құрсау; 3 – Металлдан жасалған пластина; 4 – Планка тұтқасы; 5 – Ағаштан жасалған модель; 6 – Қалыптау машинасының үстелі; 7 – Пресстеу машинасының цилиндрі; 8 – Құмқоспа үлгішелерін алуға арналған ұяшықтар.

2 сурет – Құрастырылған жарак

Қондырғы дозаторына 80,5 кг қалыптау құмқоспасы тиеледі, (қалыптау құмқоспасының құрамы: қолданылған құмқоспа – 56,2%; жаңа таза құм – 37,1%; бентонит – 5,6%; лигносульфат– 1,1%; су – 1,5%; қысылуға деген беріктігі қыс. 80-нен 110 кПа дейін (зертханалық әдіспен анықтадық); құмқоспа ылғалдылығы 3,5-тен 4,5% дейін; газөткізгіштілігі 150 бірлік. Мұндай құмқоспа беріктігі орта болады және автотрактор құймалары үшін қолданылады) және затвор түбі қолмен ашылады. Қоспа жентегі шахтадан 3 м биіктікті өтіп, дайын жаракқа құлайды. Металлдан жасалған пластинаны 3 тұтқа 4 көмегімен 50 мм оңға (2 сурет) орнын ауыстырамыз. Яғни, осылайша алдын ала қалыпталған қоспаның тоғыз ұяшығынан 8 цилиндрлі үлгілерді кесіп тастаймыз. Гравитациялық қондырғы шахтасын алып кетіп, машинаның тіректі прессті плитасын өткізіп, үстемпресстеу жүргізіледі. Содан соң прессті плитаны алып (2 суретте көрсетілмеген), толықтырғыш рамканы 1 шешеміз де, тысқы бет жақтан құмқоспаның артық бөліктерін кесіп тастаймыз.

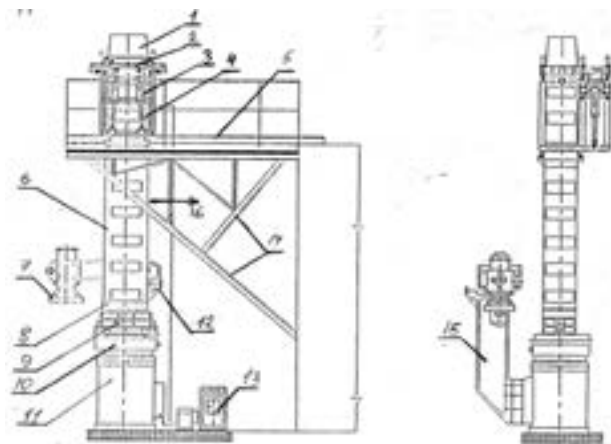
Кейін жартылай қалыпты көтеріп, алдын ала дайындалған орынға 2 қойып және үстінен металлдан жасалған пластинамен 5 жабамыз. Бұл жерге пластина модель тесіктеріне кептелген қоспа үлгілерін қиятын құрал ретінде (пышак) қолданылады.

Алдын-ала гравитациялық нығыздалу кезінде тығыздықтың төмен мәніне технологиялық тұрғыдан да, конструкторлық тұрғыдан да, сондай-ақ энергетикалық тұрғыдан да көптеген факторлар әсер етеді. Қоспаның ықшамды жентегін алу үшін дозаторды ашу уақыты 0,2 с аспау керек [1].

Дозатор қиық пирамида түрінде шахтаның стационарлы бөлігінің үстіңгі жағына орнатылып, астына топсалы, айналмалы екі қақпақ бекітілген (3 сурет). Қақпақтар өз кезегінде шпонкалар арқылы білікке айналу моментін беретін төлкелерге бекітіледі. Білік тербелмелі мойынтіректер арқылы айналып, ұзақ режимде автоматты түрде майлағыш лубрикаторлармен SKF SYSTEM 24 қамтамасыз етілген.

Мойынтіректер корпустарға орнатылып, мойынтірек корпусы рамаға болттармен бекітілген. Рама өз кезегінде, сортты прокаттан – швеллерлерден пісіріліп жасалған. Айналысу моментін білікке шпонка арқылы беру үшін білікке арнайы сырға отырғызылған. Сырғаның шығып тұрған бөлігіне саусақша пресстеліп кигізіледі. Саусақша жұдырықшамен контактыда болып, оның конфигурациясын қайталайды. Ал жұдырықшаға төлке пресстеліп отырғызылған және ось оны еркін айналу отырып, пневмоцилиндрлер арқылы қозғалысқа келтіреді. Бұл қозалыс төлкеге саптай отырғызылған үштік арқылы іске асырылады. Жұдырықшаның айналу осіне шпонка отырғызылып, түмсық жағынан гайкамен тартылып бекітіледі. Үштік пневмоцилиндр штогымен шплинт арқылы жалғасқан. Пневмоцилиндрлер рамаға арнайы шарнирлер арқылы бекітілген. Пружина қақпақтар толығынан ашыла-құлаған кезде демфер рөлін атқарады.

Қондырғының талданған конструкциясының басты артықшылығы – бір ғана механизм – пневмоцилиндрмен жұдырықшалы профиль арқылы, алдын-ала гравитациялық нығыздау бойынша барлық қарастырылатын технологиялық операциялардың жүзеге асырылуы болып табылады.



1 – Дозатор; 2 – Қакпак; 3– Пневмоцилиндр; 4 – Дозатор шахтасы; 5 – Жұмыс алаңы; 6 – Желдеткішті шахта; 7 – Пресс плитасы; 8 – Толықтырғыш рама; 9 – Құрсау-модель жарағы; 10 – Машина үстелі; 11 – Пресстеу цилиндрі; 12 – Машина траверсасы; 13 – Басқару пульті; 14 – Тірек металлоконструкциясы; 15 – Станина; 16 – Шахтаның орын ауыстыру бағыты.

3 сурет – Гравитациялық қондырғының жалпы көрінісі

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Орлов Г.М. Автоматизация и механизация процесса изготовления литейных форм. – М.: Машиностроение, 1988. – 264 с.
- 2 Карпов В.П., Орлов Г.М., Устинов В.И. Исследования скорости отражения соударяющихся элементов при уплотнении песчаных форм встряхиванием / Технология и экономика производства санитарно-технического оборудования. – М., 1982, с. 32-40.
- 3 Коледа С.В. Особенности модельно-опочной оснастки для гравитационно – прессовой оснастки. Литейное производство. 1973. №9. с.3-6
- 4 Матвеев И.В: Скоростное прессование форм. Литейное производство, 1981. №2. с. 20-21.

ОБЗОР И АНАЛИЗ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ПРИБЫЛЕЙ

МУХАМЕДЬЯРОВ Б. Т.

магистрант, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ДОСАНОВА М., СОВЕТХАНОВ М.,

КАЛИЕВА А., ЖЕКСЕНБИНОВА Т.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

СУЮНДИКОВ М. М.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Одна из главных проблем при получении качественных отливок – увеличение плотности металла, которое достигается улучшением питания отливок в форме, предупреждением образования всех видов пор и раковин, повышением однородности в строении и общей плотности. Эта проблема на практике всегда решалась применением прибылей, что в большинстве случаев было обязательным и единственным предупреждением брака в отливках.

При тепловой изоляции верха слитка футерованной прибыльной надставкой усадочная раковина сосредотачивается в объеме металла, кристаллизующемся в последнюю очередь, т.е. в прибыльной части слитка.

На практике используют именно этот способ локализации расположения усадочной раковины в слитке. В случае, когда для сохранения металла в прибыльной части слитка применяют специальные способы обогрева, весь объем жидкого металла в прибыльной части расходуется на компенсацию усадочной раковины, и таким образом обеспечивается максимальный выход годных слитков.

В настоящее время разработаны различные приемы по снижению тепловых потерь через боковую поверхность надставки и зеркало металла [1...5]. Наиболее широко для футеровки прибыльной надставки используют шамотный кирпич, характеризующийся достаточной стойкостью, но в то же время отличающийся сравнительно высокой теплопроводностью и теплоемкостью. Замена обычного шамотного кирпича на легковесный плотностью 1,2-1,3 г/см³, опробованная на Серовском и Златоустовском заводах, позволяет уменьшить объем прибыли и обрезать головной части слитка на 2-3%. Однако стойкость такой футеровки даже с защитной огнеупорной обмазкой толщиной 4-5 мм на слитках развесом 2,7-4,5 т не превышает 20-30 наливов против 50-60 наливов

при футеровки, выполненной из обычного шамотного кирпича [1, с. 442]. Применение двухслойной футеровки (изоляционный слой из легковесного кирпича и рабочий из обычного шамотного кирпича) увеличивает стойкость, однако усложняет изготовление прибыльной надставки.

Более высокий выход годного металла наблюдается при обогреве боковой поверхности прибыльной надставки одноразовыми экзотермическими вкладышами и обмазками. Вкладыши готовят одно- или многослойными. Последние состоят обычно из экзотермического слоя, прилегающего металлу, и одного-двух наружных теплоизоляционных слоев, изотермический слой готовят на основе наполнителя (шамотный порошок, кварцевый песок и т. д.); 45-55% горючих компонентов алюминий, ферросилиций, силикокальций); 10-20% окислителей: селитры (0-10%), окалины (20-40%), руды [2, с. 395]. При сгорании алюминия, кремния и кальция выделяется такое количество тепла, которое не только компенсирует тепловые потери металла через боковую поверхность, но и нагревает металл прибыльной части слитка.

Применение экзотермических вкладышей и достаточно хорошее утепление зеркала металла в прибыльной надставке позволяют значительно уменьшить объем прибыли и таким образом на 6-10% увеличить выход годного металла. Однако в связи со сравнительно высокой стоимостью и удельным расходом (15-25 кг/т) экзотермические вкладыши экономически целесообразно применять только при разливке высоколегированных сталей и сплавов.

Широкое распространение в производстве качественной и высококачественной стали нашли люнкеритные смеси, содержащие 14-28% Al; 5-10% ферросилиция; 20-25% древесного угля; до 20% коксика; 20-30% шамотного порошка и 10-15% боксита. Расход люнкерита в зависимости от его состава и массы слитка устанавливают в количестве 1,5-3,0 кг/т [2, с. 397]. Целесообразно для уменьшения теплопотерь половину люнкерита при сифонной разливке засыпать после наполнения прибыльной надставки на 1/2-2/3 высоты. Использование люнкерита уменьшает скорость снижения температуры металла в прибыльной части слитка в 4 раза по сравнению с открытым зеркалом металла.

В жидком состоянии металл в прибыльной надставке можно поддерживать длительное время, вплоть до затвердевания тела слитка, прибегая для этого к специальным способам

обогрева: электродуговому, индукционному и газокислородному. Электродуговой способ, предложенный в 1895 г. Н. Г. Славяновым, заключается в следующем. После наполнения изложницы на поверхность металла опускается электрод и зажигается дуга. Для защиты металла от окисления кислородом воздуха и для уменьшения потерь тепла на прибыль забрасывается шлакообразующая смесь, состоящая, например, из 65% извести, 20% магнезита и 15% плавикового шпата в количестве до 3-5 кг/т.

Из опыта дугового способа обогрева большого числа слитков нержавеющей стали массой 6 т на Кузнецком металлургическом комбинате выяснилось, что головная обрезь снижается с 17-18 до 10-12% без ухудшения макроструктуры металла. Расход электроэнергии при этом составлял в среднем 17 кВт·ч/т [1, с. 662]. Необходимо иметь в виду, что при использовании графитовых электродов возможно науглероживание металла.

При индукционном способе обогрева на прибыльную надставку устанавливают индуктор, по которому после наполнения прибыли металлом пускается ток высокой частоты. Токи, возбуждаемые в металле, нагревают и поддерживают его в жидком состоянии требуемое время. В результате длительной промышленной эксплуатации установки для индукционного обогрева на Ижевском металлургическом заводе были получены следующие показатели: расход электроэнергии 14-18 кВт·ч/т, уменьшение усадочной раковины и соответственно головной обрезки с 18-16 до 5-9% [1, с. 661].

К числу положительных сторон описанного способа обогрева относится возможность изменять в широких пределах продолжительность и интенсивность обогрева.

В случае газокислородного обогрева, после наполнения прибыльной надставки, металл в ней поддерживается в жидком состоянии в результате обогрева сверху газокислородным пламенем. Для защиты от окисления на поверхность металла забрасывают шлакообразную смесь, например электропечной шлак в количестве 25-30 кг/т [1, с. 664].

При обогреве, длящемся один час, и расходе кислорода около 12 м³/т и коксового газа 27 м³/т обрезь головной части 6-7 т слитков углеродистой и нержавеющей стали на Кузнецком металлургическом комбинате была уменьшена на 6-7%.

Специальные виды обогрева прибыльной части слитка обеспечивают устранение усадочной раковины и соответственно

заметное увеличение выхода годного металла и в то же время высокие капитальные затраты на установку оборудования при сравнительно небольшой ее производительности, потребность в увеличении штата обслуживающего персонала и повышенные требования к технике безопасности при эксплуатации являются существенными недостатками описанных способов, что ограничивает их широкое применение.

В последние годы все более широкое распространение находят экзотермические смеси, по составу близкие к экзотермическим вкладышам и обмазкам, однако обычно с меньшим содержанием наполнителя. Из-за высокой стоимости алюминия в качестве горючих компонентов преимущественно используют ферросилиций и силикокальций. При выборе состава экзотермических смесей необходимо во всех случаях обеспечивать некоторый избыток горючих над окислителями для предотвращения частичного окисления металла в прибыли и образования в слитке «белых пятен», характеризующихся меньшим содержанием углерода, чем основной металл. Например, на Челябинском металлургическом заводе применяли смесь, состоящую из высокопроцентного ферросилиция (70%), селитры (20%) и шамотного порошка (10%).

Экзотермическую смесь присаживают на поверхность металла при наполнении прибыли на 1/2-2/3 ее высоты. При сгорании смесей в количестве 1 кг/т температура металла в прибыли слитка развесом около 1 т возрастает на 15-20°C, что улучшает условия питания слитка [5].

Следует иметь в виду, что из-за быстрого сгорания смеси значительная часть выделяющегося тепла теряется бесполезно. Поэтому целесообразно экзотермическую смесь покрывать слоем теплоизоляционной засыпки, в качестве которой используют шамотный порошок, песок и другие материалы.

Исследования показали, что обогрев прибылей экзотермической смесью значительно повышает теплосодержание прибыли, в результате чего прибыль затвердевает в 2-2,5 раза медленнее, чем отливка [3, 16]. Повышение теплосодержания экзотермической прибыли начинается с возникновением экзотермической реакции и прекращается с ее окончанием. Так как отливка, полученная с обогревом прибыли экзотермической смесью, затвердевает значительно раньше прибыли, усадочные дефекты концентрируются в верхней части прибыли, и при ее высоте 200 мм имеется «запас» плотного металла в 110 мм. В аналогичной отливке с обычной

прибылью, несмотря на то, что масса ее прибыли в 2 раза больше, чем экзотермической, дефекты усадочного характера имеются по всей высоте прибыли и даже проникают в тело отливки. Более медленное в 2-2,5 раза затвердевание экзотермической прибыли, по сравнению с обычной, способствует лучшему питанию отливки металлом из прибыли и повышению физической однородности металла.

Таким образом, в результате анализа выявлены наиболее рациональные способы повышения эффективности работы прибылей слитков и отливок. Поставленная задача исследовать и разработать оптимальный состав экзотермической смеси для подогрева прибыли, обеспечивающий повышение выхода годного при минимальных материальных затратах.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Воскобойников В. Г. и др. Общая металлургия – 6-изд., перераб. и доп. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2005 – 768 с.
- 2 Кудрин В. А. Теория и технология производства стали: Учебник для вузов. – М.: «Мир», ООО «Издательство АСТ», 2003. – 528с.
- 3 Литейное производство №2/2013, 16-18с
- 4 Титов Н. Д., Степанов Ю. А., Технология литейного производства – Москва, 1995. – с. 274 – 280.
- 5 http://emchezgia.ru/razlivka/7_usadochnaya_rakovina.php.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ И РАСЧЕТ ШПИНДЕЛЯ ПРОШИВНОГО СТАНА С ПОМОЩЬЮ CAD/CAE СИСТЕМЫ АВТОМАТИЗИРОВАННОГО РАСЧЕТА И ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ И КОНСТРУКЦИЙ АРМ WINMACHINE

МУХТУБАЕВА К. С., ЖАНЗАКОВ Д. Г.,

РОМАНОВ Т. Н., САДВАКАСОВ Н. Г.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

БОГОМОЛОВ А. В.

к.т.н., асс. профессор (доцент), ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

МУКАНОВ Р. Б.

магистр, ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ТОО «KSP Steel», первое казахстанское предприятие по производству стальных бесшовных труб для нефтегазовой отрасли, отличается широкой номенклатурой металлургического оборудования. В частности для производства гильз – полых трубных заготовок используется прошивной стан поперечно-винтовой прокатки.

Почти во всех групповых приводах станом винтовой прокатки недостаточно работоспособны шпиндельные устройства, рассчитанные по передаваемому ими моменту. [1, с.130]

Как известно, при прошивке заготовок рабочие валки воспринимают осевые усилия, противоположные направлению прокатки. Величина этих усилий достигает 25 - 35 % от общего усилия металла на валки. Под действием осевых усилий рабочий валок смещается в сторону шестеренной клетки, так как практически во всех известных конструкциях рабочих клеток в системе рабочий валок - кассета - барабан – станина имеются значительные зазоры. Считалось, что возможность перемещения валков компенсируется подвижным шлицевым соединением шпинделя, благодаря чему исключаются осевые нагрузки на шпиндель и зубчатую передачу. Однако расчеты показывают обратное, поскольку при осевом перемещении в шлицевом соединении необходимо преодолеть значительное усилие заземления, определяемое по формуле:

$$Q_3 = \frac{2M_{кр}}{d_{шл}} f_{шл}$$

где $d_{шл}$ – диаметр шлицев по делительной окружности;

$f_{шл}$ – коэффициент трения в шлицевом соединении.

Применительно к прошивному стану ТПА при $f_{шл} = 0,2$, $M_{кр} = 150 \text{ кН} \cdot \text{м}$ и $d_{шл} = 200 \text{ мм}$ величина Q_3 составляет 300 кН. При таком усилии заземления не обеспечивается перемещение одной части подвижного соединения относительно другой и при прокатке система валок – шпиндель – зубчатое колесо смещается до упора в противоположные зубья ведущей шестерни. Поэтому в таких станах нагрузка от ведущей шестерни к рабочим валкам передается одной стороной зубьев, а вторая сторона зубьев в передаче нагрузок практически не участвует.

Осевые усилия прокатки неблагоприятно сказываются также на работоспособности шпиндельных устройств, поскольку они достигают величин, соизмеримых с усилиями, вызываемыми крутящим моментом прокатки.

Действительно, на прошивном стане ТПА при крутящем моменте прокатки, равном $150 \text{ кН} \cdot \text{м}$ усилие в шарнирах шпинделей составляет 440 кН, а осевое усилие, действующее на шпиндель, достигает 250 - 300 кН.

Анализ показывает, что радикальным средством повышения работоспособности шестеренной клетки и шпиндельных устройств является создание рабочих клеток, в которых было бы исключено осевое перемещение рабочих валков. Улучшить условия работы шестеренных клеток существующих прошивных станом можно применением в этих клетях косозубых передач. В этом случае обеспечивается нормальная работа зубчатых передач независимо от величины осевых усилий прокатки. Работоспособность шпиндельных устройств в таких станах повысится, если использовать такую конструкцию уравнивающего устройства, которая компенсирует массу шпинделя, а также увеличить нагрузочную способность шпинделей. [2, с. 208]

Шпиндельные устройства в приводах прокатного оборудования работают в очень тяжелых условиях. При крайне ограниченных габаритах и значительных перекосах в шарнирных муфтах они передают большие динамические нагрузки.

Большое распространение в прокатном производстве получили универсальные шпиндели с шарниром трения скольжения, отличающиеся высокой прочностью шарнирных элементов и компактностью. Однако из-за больших удельных давлений в подшипниках и отсутствия совершенных средств подачи смазки такие шарниры быстро изнашиваются. Частая замена бронзовых вкладышей приводит к простоям, а следовательно, к снижению

производительности оборудования. Кроме того, работа на шпинделях с подшипниками скольжения сопровождается резким ухудшением динамической характеристики привода и стана в целом. Эти недостатки универсальных шпинделей усугубляются при высоких скоростях работы, характерных для современных прокатных станов. [3, с.326]

На данный момент разработана новая конструкция шпиндельных устройств на подшипниках качения для прокатных станов, выгодно отличающихся от известных следующими особенностями:

- углы перекоса шарнирных муфт могут быть практически любыми;
- стойкость подшипниковых узлов достаточно высока;
- шпиндели легко и быстро соединяются с прокатными валками;
- в подшипниковых узлах хорошо удерживается смазка;
- конструкция хорошо центрируется и проста в эксплуатации.

Большая грузоподъемность подшипниковых узлов достигается благодаря рациональной конструкции шарнирных муфт: подшипниковые узлы расположены у наружной поверхности муфты, благодаря чему удается установить мощные подшипники. Шпиндельное устройство состоит из двух шарнирных муфт, промежуточного вала и двух фланцев, один из которых соединяется с валом прокатного валка, а второй – с валом шестеренной клетки. Шарнирная муфта состоит из двух полумуфт, цельной крестовины и четырех подшипниковых узлов.

Наружные кольца подшипников монтируются в проточках проушин полумуфт, а внутренние - на пальцах крестовины. Торцы проушины имеют прямые срезы, причем ширина проушин в каждой полумуфте на 6 – 10 мм меньше расстояния между ними. Такое исполнение позволяет не только упростить изготовление полумуфт, но и обеспечить удобную сборку и разборку шарнирных муфт. Работоспособность шпинделей и стабильность работы станов (особенно трубопрокатных) в большой степени зависит от точности центровки вращающихся масс.

В описываемой конструкции центровка полумуфт достигается тем, что кольца одного из противоположных подшипников установлены фиксировано; при этом наружное кольцо упирается в бурт полумуфты, а внутреннее прижимается к выступу крестовины. Расстояние от оси до выступов при изготовлении выдерживают строго определенным. Зазоры в подшипниках регулируют перемещением внутреннего кольца противоположного подшипника.

В предложенной конструкции [4, с.2-3] шпинделя с наружной стороны, куда отбрасывается смазка при вращении, применена глухая крышка, а с внутренней - стандартное резиновое уплотнение.

Важным конструктивным элементом в шпиндельных устройствах на подшипниках качения является соединение шарнирных муфт с фланцами. В известных шпиндельных устройствах соединение муфт с фланцами осуществляется при помощи вкладных болтов. Для центровки этих деталей используются посадочные кольцевые замки.

В рассматриваемом шпинделе муфты соединяются с фланцами и центрируются при помощи клинового устройства (рисунок 1), состоящего из пальца 1, который входит в отверстие муфты 2 и фланца 3, клина 4, врезанного в палец, пружин 5 и гайки 6. Передача крутящего момента между соединяемыми деталями осуществляется специальными замками. Предварительное сжатие пружин 5 обеспечивает постоянное плотное прилегание торцов муфт и фланцев и тем самым исключает возможность разрушения соединения во время работы.

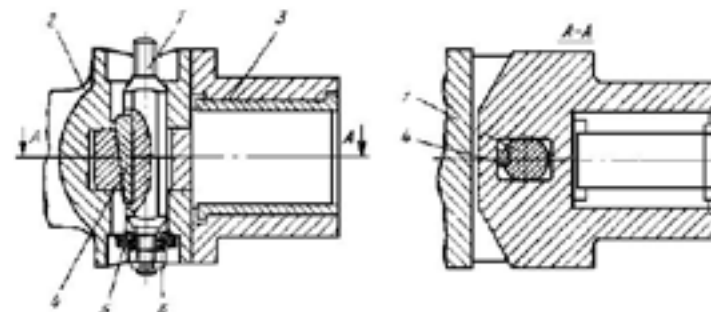


Рисунок 1 – Клиновое устройство

Такая конструкция позволяет упростить и в несколько раз ускорить операции соединения шпиндельных устройств и прокатных валков. Так, перевалку валков прошивного стана 30–102 со шпинделями прежней конструкции осуществляли за 2,5 – 3 ч, а перевалку валков того же стана со шпинделями новой конструкции выполняют всего за 1,0–1,5 ч. [5, с. 4 – 6]

Известно несколько способов соединения полумуфт и фланцев шпинделей с валками: шпоночное, шлицевое, четырехгранное, по

прессовой посадке и др. Результаты промышленной эксплуатации показали, что шлицевые соединения при работе быстро изнашиваются, а четырехгранное соединение трудно осуществить и отцентрировать.

Рациональным оказалось соединение со срезанными лысками или шпоночное. Они обеспечивают надежную центровку деталей, просты в изготовлении и при соответствующем соотношении длины к диаметру (не менее 1,2) надежны в работе.

Часто концы валов прокатных валков, на которые насаживаются фланцы шпинделя, делают укороченными. В этом случае даже соединение, выполненное со срезанными лысками или со шпонками, в работе недостаточно надежно.

В связи с этим рекомендуется применять для посадки фланцев на валы прокатных валков бесшпоночное неподвижное соединение монтируемое и демонтируемое с помощью гидрораспора.

В настоящее время на основе рассмотренной конструкции шпиндельного устройства на подшипниках качения разработаны различные модификации.

В частности, имеется шарнирная муфта с комбинированными подшипниковыми узлами, в которых восприятие радиальной нагрузки осуществляется радиальными подшипниками 1, а осевых - упорными подшипниками 2. Долговечность подшипниковых узлов в шарнирной муфте такой конструкции в четыре-пять раз превышает долговечность подшипниковых узлов рассмотренного шпинделя.

Станы винтовой прокатки длительное время изготовлялись с групповым приводом, в составе которого имеются электродвигатель переменного или постоянного тока, главный шпиндель, шестеренная клеть и универсальные шпиндели. Широкое распространение групповых приводов объясняется наличием в них жесткой кинематической связи между валами, которую обеспечивает шестеренная клеть, компактностью привода и меньшей мощностью электродвигателя по сравнению с суммарной мощностью электродвигателей индивидуальных приводов.

Наличие углов раскатки ограничивает выбор положения привода. Как известно, в станах, имеющих угол раскатки, шпиндельные устройства соединяются с рабочими валками со стороны больших подшипниковых опор. Этим обусловлено положение главного привода на выходной стороне стана с грибовидными валками, что затрудняет обслуживание из-за отсутствия свободного подхода к очагу деформации. [6, с.375]

В рамках проекта «Жас ғалым 2015» выполнена 3D модель шпиндельного устройства, проведен расчет с применением метода конечных элементов в CAD/CAE системе APM WINMACHINE и получены следующие результаты:

- распределение эквивалентных напряжений и их составляющих, а также главных напряжений;
- распределение линейных, угловых и суммарных перемещений;
- распределение деформаций по элементам конструкции;
- карты распределения и эпюры внутренних усилий;
- распределение усилий в контактной зоне;
- коэффициент запаса устойчивости и форма потери устойчивости;
- распределение коэффициентов запаса и числа циклов по критерию усталостной прочности;
- распределение коэффициентов запаса по критериям текучести и прочности;

Выводы:

1. Проведен краткий литературный обзор и патентный поиск по проблеме совершенствования конструкции металлургического оборудования, а именно – прошивных станов трубопрокатного производства.

2. Установлено, что наиболее удачное расположение оборудования и удобное обслуживание обеспечиваются в станах с чашевидными валками. В этом случае привод, размещаемый на входной стороне, можно оборудовать более мощными, чем в бочковидных станах, шпиндельными устройствами, а на выходной стороне открывается свободный подход к рабочим органам клетки, благодаря чему появляется возможность быстрой смены рабочего инструмента и упрощается настройка стана.

3. В рамках проекта «Жас ғалым 2015» выполнен расчет шпиндельного устройства с помощью с помощью CAD/CAE СИСТЕМЫ APM WINMACHINE и разработана усовершенствованная конструкторская документация в специальной части дипломных проектов студентов образовательной программы 5B072400 «Технологические машины и оборудование».

ЛИТЕРАТУРА

1 Сержанов Р.И., Богомолов А.В. Формирование прокатного производства в Павлодаре: проблемы и перспективы. Наука и техника Казахстана №3, 2005, с. 128-135.

2 Давильбеков Н.Х. Оборудование прокатных цехов: Учебник. – Алматы: КазНТУ, 2002, 243 с.

3 Королев А.А. Механическое оборудование прокатных и трубных цехов: Учебник для вузов. 4-е изд. перераб. и доп. – М.: Металлургия, 1987. – 480 с.

4 Описание изобретения к патенту РФ №2387500. Способ производства бесшовных труб на агрегатах с прошивными станами. ОАО «Челябинский трубопрокатный завод».

5 Описание изобретения к патенту РФ №2386494. Стан поперечно-винтовой шаговой прокатки ОАО «Челябинский трубопрокатный завод».

6 Технология трубного производства: Учебник для вузов/ В.Н. Данченко, Коликов А.П., Романцев Б.А. – М., 2002.– 640 с.

ОТАНДЫҚ КӘСІПОРЫНДАРДА БІРІКТІРІЛГЕН СМЖ-І ЕНГІЗУДІҢ ТИІМДІЛІГІ

МЫРЗАБЕКОВА М. М., ЗЕЙНЕШЕВ Е. Т., ТЕМИРОВ А. Х.

студенттер, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

ЫҚСАН Ж. М.

оқытушы

Біріктірілген менеджмент жүйесі (БМЖ) – ұйымның жалпы менеджмент жүйесінің бөлігі. Ол екі не одан да көп халықаралық стандарттар талаптарына жауап береді және бір бүтін секілді қызмет атқарады.

Менеджмент жүйесінің бірігуі – объективті қажеттілік. Біріктірілген менеджмент жүйесін құру – ұйымның жалпы менеджментінің тиімділігін арттыруға бағытталған қиын инновациялық жоба [1].

Біріктірілген менеджмент жүйесін құрудың нәтижелігі сауатты басқару кезінде ғана жетілуі мүмкін. Біріктірілген менеджмент жүйесін құру кезінде басты рөл ұйым менеджерлерінде болу тиіс.

Халықаралық стандарттар талаптарына жауап беретін менеджмент жүйелерінің (сапа, экология, қауіпсіздік және әлеуметтік жауапкершілік) бірігуін ұйымның нық дамуына алғышарт деп қабылдау қажет.

Біріктірілген менеджмент жүйелерінің артықшылығы:

- менеджмент жүйелерін жасап шығару, ендіру және жұмыс атқарудың технологиялығының артуы;

- менеджменттің бірыңғай үйлескен құрылымын жасап шығару;

- жасап шығаруға, жұмыс істеуге және сертификаттауға шығындардың азаюы;

- біріктірілген менеджмент жүйелері шегінде үрдістер қатарын біріктіру мүмкіндігі (жоспарлау, басқарма жағынан талдау, құжаттармен басқару, кадрларды дайындау, оқыту, ішкі аудиттер және т.б.);

- өзгеретін шарттарға мобильділік пен бейімділік мүмкіндіктерінің жоғарылауы;

- тұтынушылар, инвесторлар, мүдделі жақтар үшін үлкен тартымдылық.

Біріктірілген менеджмент жүйесі моделі – бұл 9 түр өзгертетін белгілер арқылы стандарттарды іске асыратын менеджмент жүйесінің бірыңғай жүйесі TQM (Total Quality Management – Сапаны жалпыға ортақ басқару): жұмысты ұйымдастыруда басқарманың рөлі; қоршаған орта мен сапаны басқару облысында жоспарлау; жұмыскерлердің потенциалын қолдану; ресурстарды қтымды қолдану; технологиялық үрдістерді мен жұмыстың орындалу операцияларын басқару; тжтынушылардың қанағаттануы; ұйымдағы жұмыспен персоналдардың қанағаттануы; ұйымның қоршаған табиғи орта мен қоғамға әсері; ұйым жұмысы нәтижелері [3].

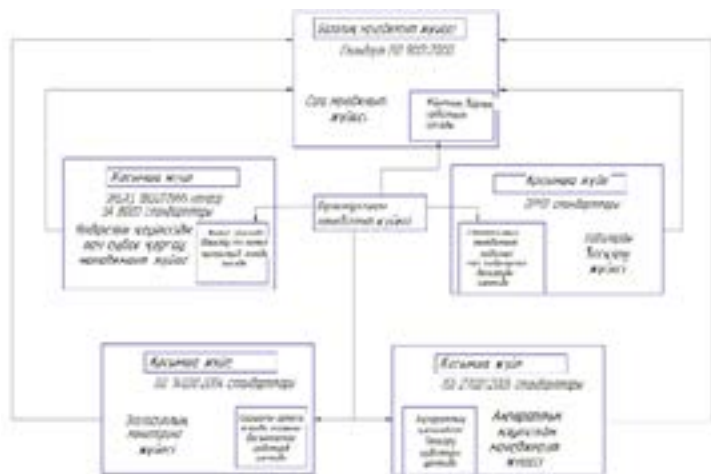
ISO 9001, ISO 14001, OHSAS 18001 және SA 8000 менеджмент стандарттары талаптарының TQM белгілермен элементтер бойынша қосылуы мүмкіндік береді:

- нық дамудың ең басты үш факторлары – экономикалық, экологиялық және әлеуметтік – негізінде фирма менеджментіне базалық талаптарды жүйелі және толық мазмұндау;

- TQM белгілерін көрсетілген стандарттарға сай жеткілікті толықтық пен нақты толтырулармен анықтау;

- сапа бойынша ұлттық және облыстық бағалаушы сыйақылармен үйлесімді бірыңғай әдістемелік негізде менеджменттің сапа дәрежесін сандық бағалау;

- менеджмент сапа дәрежесін сапа бойынша өзіндік бағалау мен бағалау конкурсы секілді сертификаттау аудиті кезінде де дифференциалды бағалау.



1 сурет – Ұйымның БМЖ сұлбалық көрінісі

Ұсынылған біріктірілген менеджмент жүйесі моделі және менеджмент жүйесін ерікті сертификаттау жүйесін дифференциалды бағалау сұлбасы сапа бойынша жүйенің кең қолданыстағы моделдерінің және сапа бойынша жүргізілетін сыйақылардың жалғыз дамуы болып табылады [3].

Менеджмент жүйесін ендіру оның қамтитын қызмет ету облысына тәуелсіз жобалауына қарағанда қиынырақ. Бұл кезеңде жобалаған жүйенің жұмыс істеп кетуі және тұрақты қызмет ету режиміне енуі маңызды.

Жүйелер бірігуі әр түрлі дәрежеде өтуі мүмкін: саясат дәрежесінде; жеке шараларда; үдерістерде; нұсқамаларда; құжаттамаларда; менеджмент бойынша бірінғай басқарма (күй); бүкіл фирма менеджменті масштабында (біріктірілген менеджмент жүйесінде).

Біріктіру жолдары әр түрлі болуы мүмкін: біріктіру ең баснан басталады немесе баснда жүйелер тәуелсіз дамиды, ал сосын біріктіріледі; ағымдағы басқару жүйесіне жаңа аспектердің кірістіруі мүмкін.

Жүйелерді біріктіру негізі болып көрсетілген стандарттар қағидаларына жауап беретін және кәсіпорын талаптарына сәйкес келетін кез келген менеджмент жүйесі болуы мүмкін. Біріктіру үрдісі паралельді немесе тізбекті болуы мүмкін. Бірақ кезеңдерді ендірудің нақты анықталған мерзімі мен нәтижелерге талаптармен

болу тиіс. Бұл өз кезегінде бақылау және түзетуш әрекеттерді жасауға мүмкіндік береді.

Ұсынылған моделде сапа менеджмент жүйесі (9000 сериялы ISO) облысындағы стандарттар менеджмент стандарттары блогында базалық, жүйе құрушылар балып қарастырылады. Бұл стандартта сапа саласындағы менеджмент жүйелеріне негізгі талаптар орнатылады. Олар қойылған мақсаттарға жету үшін қолданылуы мүмкін [2].

Экологиялық менеджмент бойынша халықаралық стандарттар (14000 сериялы ISO) болашақта бірнеше ұрпаққа алға барлық қоғамға арналған. Олар біріктірілген жүйеге салмақты әлеуметтік-экологиялық аспекті күшейтеді

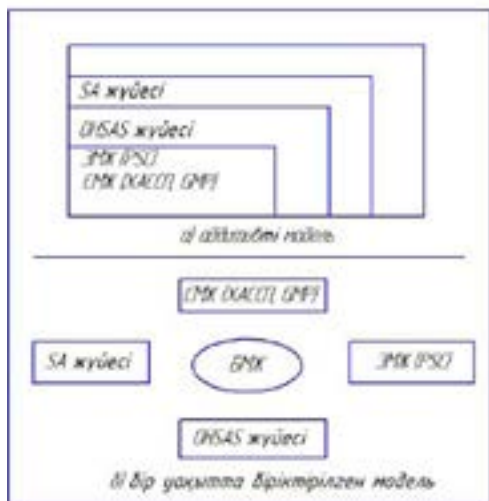
OHSAS 18001 өндірістік қауіпсіздік, еңбек қорғау және қызметкерлер қауіпсіздігі облысында ережесі бар. Бұл өз кезегінде кәсіпорын мен жалпы қоғам үшін менеджмент жүйесінің мәнін жоғарылатады.

Кәсіпорынның өз жұмыскерлері мен жалпы қоғам алдындағы жауапкершілігін жоғарылатуға бағытталған SA 8000 «Әлеуметтік жауапкершілік» стандарт күйін ендіру қоғам дамуының этикалық және адамгершілік тұжырымдамасына сәйкес.

Тамақ өндірісі кәсіпорыны үшін біріктірілген менеджмент жүйесіне ISO 9001; ISO 14001; OHSAS 18001; SA 8000 стандарттарына сәйкес орнатылған менеджмент жүйелері элементтерін толықтыруға ISO 22000 талаптары қосылады.

БМЖ құрастыру тәртібі СМЖ құрастыру кезіндегі 9000 сериялы ИСО стандарттар талаптарына сәйкес болуы мүмкін. Жалпы жағдайда бұл тәртіп келесі кезеңдерді кезектеп орындалуын қамтиды [5]:

- БМЖ құрастыру бойынша жұмыстардың ұйымдастырылуы;
- жобалау;
- құжаттама;
- БМЖ-ін ендіру;
- Сертификаттауға дайындық.



2 сурет – Кәсіпорындарда біріктірілген менеджмент жүйесін құрудың түрлері

Шешімдер: Біріктіруден менеджмент жүйелерінің ұтатын элементтері:

- ұйымдастырудың бірлік саясаты;
- ресурстарды оңтайлы қолдану;
- оперативті бақылаудың кешенді өлшемдері мен құжаттамалармен жалпы басқару;
- құжаттаманы жасап шығарудға бірыңғай амал;
- жалпы ақпараттық және қамтамасыз етуші жүйелер;
- персоналдарды дайындау мен дамыту жалпы жүйесі;
- ұйымдастырылған құрылым мен есеп беруге тиісті құрылым;
- өлшеу және мониторинг жүйелері;
- жазбалар мен есеп беру;
- бірыңғай аудит;
- менеджмент жүйелеріне бірыңғай талдау.

ӘДБИЕТТЕР

1 <http://quality.eup.ru/MATERIALY13/ism2.htm>.

2 ИСО 9001: 2000. Системы менеджмента качества. Требования.

3 ИСО 14001: 1996. Системы экологического менеджмента.

Требования и руководство по применению.

4 OHSAS 18001: 1999. Система менеджмента в области промышленной безопасности и охраны труда. Требования. SA 8000: 2001. Система социального и этического менеджмента.

5 ИСО/ТУ 16949: 2002. Системы менеджмента качества. Особые требования по применению ИСО 9001: 2000 в автомобильной промышленности и организациях, производящих соответствующие запасные части.

АНАЛИЗ ОБРАЗОВАНИЯ ОТХОДОВ НА МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ОРАЗАЛИНА А. С., ХУСАИНОВА М. Т.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖУНУСОВ А. К.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ШОШАЙ Ж.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЖУНУСОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар

В 80-е годы прошлого столетия были прогнозы, согласно которым объем произведенных к концу XX века металлов будет вполне достаточен для дальнейшего существования и развития цивилизации. Поэтому задача металлургии свелась бы к многократному использованию (переплаву) имеющегося металлофонда. При таком развитии многие экологические и сырьевые проблемы металлургии должны были исчезнуть. Однако время показало несостоятельность этих прогнозов. И чем дальше продвигается научно-технический прогресс, тем больше возникает проблем.

Мировое производство чугуна и стали на рубеже веков достигло примерно 550 млн. тонн, то есть только треть производства стали обеспечивается переработкой вторичных ресурсов [1]. Хотя использование металлофонда возросло и это не привело к существенному снижению производства металлов из руд, что обусловлено двумя причинами. Первая - это возрастающие потребности в металлах. Кроме того, опыт многократного переплава металлолома выявил значительные проблемы: необходимость сортировки, накопление вредных примесей, трудности переработки

крупногабаритных изделий. Неснижающиеся объемы производства остро требуют решения сопутствующих экологических проблем, прежде всего утилизации накапливаемых отходов.

Решение проблемы переработки отходов приобретает в последнее время первостепенное значение. Кроме того, в связи с грядущим постепенным истощением природных ресурсов (нефти, каменного угля, руд цветных и черных металлов) для всех отраслей народного хозяйства особое значение имеет полное использование всех видов промышленных и бытовых отходов. Многие развитые страны, в первую очередь Япония, США, Германия, прибалтийские государства, довольно успешно решают эти задачи. Основными источниками многотоннажных отходов являются горно-обогатительная, металлургическая, химическая промышленность, промышленность строительных материалов, энергетический и агропромышленный комплексы, лесная, деревообрабатывающая, текстильная отрасли, бытовая деятельность человека. Наиболее перспективное направление использования шлаков цветной металлургии - их комплексная переработка: предварительное извлечение цветных и редких металлов; выделение железа; использование силикатного остатка для производства строительных материалов. Шлаки медеплавильных печей, никелевого производства, свинцовой шахтной плавки, а также шламы - бокситные, нефелиновые, каолиновые, боксито-нефелиновый и др. незаменимы в производстве вяжущих автоклавного твердения (вяжущие вещества автоклавного твердения - известково-кремниземистые вещества, содержащие кварцевый песок и известь, известково-нефелиновые вяжущие вещества, содержащие нефелиновый шлам и известь, известково-шлаковые вещества, известково-зольные вещества и песчанистый портландцемент, при пропаривании и при комнатной температуре вяжущие автоклавного твердения не твердеют или набирают прочность в незначительной степени), портландцементного клинкера, нефелинового цемента, материалов для укрепления грунтов, огнеупоров, теплоизоляционных материалов [1-2].

Отходы цветных металлов - это промышленные отходы, содержащие цветные металлы или состоящие из них, получаемые как при механической обработке, так и при плавке, гальванике и других металлических процессах, а также брак изделий и деталей в процессе производства. К отходам текущего производства относятся:

- отходы металлургического передела (шлаки, сплески, съёмы);
- отходы прокатного передела (обрез концов, стружка, опилки при разрезании слитков, окалина и др.);
- отходы литейного производства (литники, съёмы, шлаки, сплески);
- отходы механической обработки литья, прессованных изделий, поковок и других полуфабрикатов (высечка, обрез, стружка и др.);
- отходы кабельного производства (обрез концов кабелей, проводов и путанка);
- отходы производства оцинкованного железа и белой жести (изгорь, зола и др.);
- отходы химического производства (отработанные катализаторы, шлаки);
- отходы гальванического процесса (дендриты, шлаки и др.);
- отходы при производстве ремонтных работ, ремонт электродвигателей, замена и прокладка кабельных линий и шинопроводов;
- отходы получаемые при изготовлении твердосплавных инструментов и их ремонт (пылевидные и кусковые); амортизационный лом, образующийся вследствие физического и морального износа различных видов оборудования, инструментов, приспособлений, отдельных деталей и другого металлоимущества, полностью или частично состоящего из цветных металлов и сплавов, а также промышленные отходы всех пределов, содержащие цветные металлы или состоящие из них.

Одновременно из-за истощения запасов минерального сырья возникают задачи ресурсосбережения. Эти проблемы и задачи взаимосвязаны. Для экологии Казахстана идеальная организация технологии предполагает использование побочных продуктов и отходов одного производства в других. Одновременно это идеальная схема ресурсосберегающей технологии, то есть задачи экологии и ресурсосбережения во многом совпадают и объединяются в единую глобальную ресурсоэкологическую задачу.

Главными факторами, определяющими возможность экологически безопасной утилизации отходов, вновь становятся их физическое состояние и химический состав. На это накладываются технические возможности существующих технологий и экономическая целесообразность с учетом экологической перспективы. Можно выделить три подхода к утилизации отходов:

прямое использование, переработка с извлечением полезных компонентов, уничтожение. Наиболее рациональны первые два, но не все отходы можно переработать. Несмотря на наличие полезных компонентов, на настоящем этапе может не существовать эффективных технологий их извлечения. Такие отходы дешевле и безопаснее уничтожить.

Таким образом, утилизация техногенных отходов является комплексной ресурсоэкологической проблемой всей металлургической отрасли Казахстана.

ЛИТЕРАТУРА

1 Рабинер Ю. Прогрессивная технология переработки муниципальных отходов [Электронный ресурс] // Экология. Отходы. Мусор. Выбросы. Утилизация. URL:<http://www.new-garbage.com> (дата обращения: 04.03.15).

2 Леонтьев, Л.И. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Л.И. Леонтьев, Н.А. Ватолин. – М.: Металлургия, 1997. – 432 с.

ВЛИЯНИЕ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ НА МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И СТРУКТУРУ ВЫСОКОПРОЧНЫХ ТРУБ С ФЕРРИТНО-БЕЙНИТНОЙ СТРУКТУРОЙ

ОРЫМБАЕВА А. К., ЖАНАБАЙ Ф. С.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ЖАКУПОВ А. Н.

магистр, ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Применение высокопрочных трубных сталей, классов прочности К65 и выше, позволяет уменьшить металлоемкость магистральных газопроводов и снизить затраты при их строительстве. В настоящее время высокопрочные трубные стали категории прочности К65 (Х80) находят все более широкое применение при строительстве магистральных газопроводов в районах с суровыми климатическими условиями и нестабильными грунтами, в том числе в сейсмоопасных зонах. Ведутся разработки и проводится промышленное опробование еще более прочных сталей категорий прочности до Х120. Термомеханическая обработка (ТМО), включающая в себя прокатку по контролируемым режимам и

ускоренное охлаждение, является наиболее эффективным способом изготовления высокопрочных трубных сталей. ТМО формирует в сталях ферритно-бейнитную структуру, обеспечивающую сочетание высокой прочности и высокого сопротивления зарождению и распространению трещин, что необходимо для обеспечения надежности высоконагруженных конструкций. В некоторых случаях после термомеханической прокатки может применяться термическая обработка. Имеется опыт применения дополнительной термической обработки (ТО) для исправления или улучшения свойств трубных сталей с ферритно-перлитной структурой, получаемых способом контролируемой прокатки. Кроме того, термообработка с отдельного нагрева или в потоке прокатного стана в перспективе может стать базовой технологией в производстве высокопрочных трубных сталей или сталей со специальными свойствами. Однако влияние ТО на свойства сталей со структурой бейнитного типа изучено недостаточно. Представляло интерес исследовать влияние ТО на механические свойства и микроструктуру этого нового класса материалов с целью определения возможностей применения такой технологии для улучшения свойств высокопрочных трубных сталей.

Исследование проводилось в лабораторных условиях ПГУ им. С. Торайгырова, образцы для исследований отбирались от труб классов прочности от К65 (Х80) до К80 (Х100). Химический состав использованных образцов труб представлен в таблице 1. Трубы толщиной от 20 до 27,7 мм, от которых отбирались заготовки для исследования, были изготовлены по технологии ТМО с ускоренным охлаждением от температур выше точки А, скорость охлаждения после прокатки составляла от 20 до 30 °С/с. Отобранные заготовки подвергались нагреву до температуры 850 °С в лабораторной камерной печи электросопротивления, время выдержки при заданной температуре составляло от 20 до 60 мин, после выдержки заготовки охлаждались на воздухе до комнатной температуры. После проведения ТО из заготовок были изготовлены поперечные образцы для испытаний на растяжение и на ударный изгиб, проведены механические испытания. Кроме того, исследовали микроструктуру образцов после ТО на микроскопе «Neophot-21», травление металлографических шлифов проводилось в 3 %-ном растворе HNO₃.

Таблица 1- химический состав исследованных сталей

Наименование стали	Класс прочности	C	Mn	Si	P	S	N	Другие	C ₁	F ₁₀₀	A ₁ , град°
A	Б45	0,05	0,12	1,85	0,009	0,004	0,005	Cr, Ni, Cu, Mo, Nb, Ti	8,84	8,18	708
Б	К70	0,06	0,27	1,65	0,012	0,002	0,006	Nb, Cu, Mo, Ni, V, Ti	8,84	8,19	713
В	330	0,06	0,24	1,80	0,005	0,001	0,006	Nb, Cu, Mo, Ni, V, Ti	8,87	8,20	708
Г	Х100	0,05	0,26	2,00	0,005	0,001	0,007	Nb, Cu, Mo, Ni, V, Ti	8,30	8,20	706
Д	К70	0,06	0,25	1,7	0,006	0,001	0,005	Nb, Cu, Mo, Ni, V, Ti	8,84	8,19	713

* По формуле Азбенс [1] A₁ = 723 + 30,7%Mn + 16,9%Ni + 29,1%V + 16,9%Cr.

По результатам механических испытаний образцов после ТО были построены зависимости свойств от температуры нагрева. Характер изменения свойств трубных сталей А-Г при испытаниях на растяжение показан на рисунках 1-3.

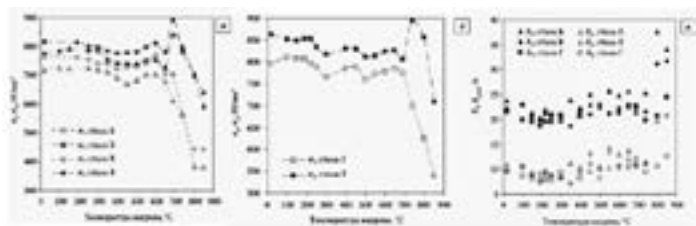


Рисунок 1 – Изменения прочностных характеристик ($\sigma_{\text{в}}$, $\sigma_{\text{т}}$) образцов сталей Б и В (а), стали Г (б) и величин относительного (δ_5) и равномерного ($\delta_{\text{р}}$) удлинения сталей Б-Г (в) при нагреве до различных температур (выдержка 20 мин)

При нагреве образцов из сталей Б и В до 300 °С существенного изменения прочностных свойств не происходило, при этом отмечалось снижение как относительного, так и равномерного удлинения на 3%. Локальный минимум пластичности для разных сталей наблюдался при температуре нагрева от 190 до 350 °С. При дальнейшем увеличении температуры нагрева сталей Б и В до 450–500 °С прочностные свойства снижались: $\sigma_{\text{т}}$ снизился на 30–50 Н/мм², $\sigma_{\text{в}}$ – на 30–40 Н/мм² по сравнению с исходным уровнем. Разупрочнение стали Г наблюдалось после нагрева до 300 °С, однако при температуре нагрева 450 °С наблюдался рост прочностных свойств примерно на 20 Н/мм², после чего при повышении температуры нагрева до 500 °С происходило дальнейшее снижение $\sigma_{\text{т}}$ и $\sigma_{\text{в}}$. По мере разупрочнения пластические свойства исследованных сталей восстанавливались и достигли исходного уровня при нагреве до 500 °С.

При дальнейшем увеличении температуры нагрева был отмечен рост прочностных свойств, локальный максимум для сталей Б-В был достигнут при 600 °С, для стали Г – при 650 °С. Величина прироста прочностных свойств в зависимости от химического состава стали была различной: для стали Б прирост от минимальных значений, полученных при нагреве до 500 °С, составил около 30 Н/мм² для $\sigma_{\text{т}}$ и около 15 Н/мм² для $\sigma_{\text{в}}$; для стали Г прирост составил 25 и 15 Н/мм², соответственно. Наибольший прирост $\sigma_{\text{т}}$ и $\sigma_{\text{в}}$ наблюдался для стали В – на 20 и 45 Н/мм² соответственно. При нагреве до 650 °С пластические свойства всех исследованных сталей несколько увеличиваются: повышение удлинения составило около 2% по сравнению с исходными значениями. При нагреве до 650 °С образцов сталей Б и В и до 690 °С для стали Г произошло снижение как временного сопротивления, так и предела текучести на 10–50 Н/мм². При увеличении температуры нагрева до 690 °С образцов сталей Б и В и до 740 °С для стали Г временное сопротивление резко выросло, а предел текучести снизился; для стали В снижение было незначительным, а для сталей Б и Г его снижение составило 70–80 Н/мм². Предположили, что резкое изменение механических свойств соответствует нагреву до температуры выше критической точки Ас1. Дальнейшее пошаговое повышение температуры ТО до 850 °С привело к постепенному снижению прочностных свойств до уровня, соответствующего прочности нормализованной стали. Пластичность стали незначительно снижалась при температуре нагрева, соответствовавшей максимальным уровням прочности; при дальнейшем увеличении температуры происходил рост как относительного, так и равномерного удлинения.

Было исследовано влияние температуры нагрева на величину отношения $\sigma_{\text{т}}$ или $\sigma_{0,2}$ к $\sigma_{\text{в}}$, а также на длину площадки текучести на диаграмме растяжения, указанной на рисунке 2.

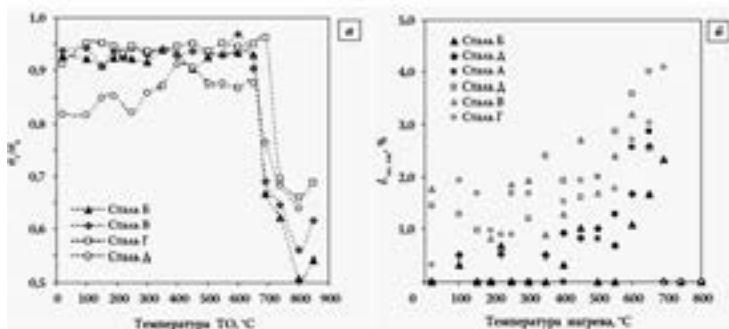


Рисунок 2 – Изменение величины σ_t/σ_B (а) и длины площадки текучести (б) при нагреве сталей Б-Д до различных температур (выдержка 20 мин)

Наличие или отсутствие площадки текучести в исходном состоянии (без ТО), зависело от параметров процесса ускоренного охлаждения. Для сталей, имевших в исходном состоянии площадку текучести, стали Б, В и Г, показанные на рисунке 3, а, б, влияние температуры ТО на величину отношения σ_t/σ_B было незначительным, отмечено небольшое повышение отношения σ_t/σ_B при нагреве (рисунок 2, а), длина площадки текучести увеличивалась по мере повышения температуры нагрева (рисунок 2, б). Для стали без площадки текучести в исходном состоянии (сталь Д, рисунок 2), появление и рост длины площадки текучести по мере увеличения температуры нагрева вызвали рост отношения σ_t/σ_B на 5-10%. При нагреве выше точки A_{c1} площадка текучести на диаграмме растяжения всех исследованных сталей исчезала, что вело к резкому снижению величины отношения σ_t/σ_B до уровня 0,50-0,75.

Исследование влияния температуры ТО на величину ударной вязкости стали В показало, что повышение температуры термообработки до 500 °С не оказывает существенного влияния на величину ударной вязкости при температурах испытания от –40 до –80 °С (рисунок 3, а). При дальнейшем повышении температуры ТО происходило снижение величины ударной вязкости, в особенности при низких температурах испытания. В стали Б резкое снижение ударной вязкости при –80 °С наблюдается при температуре нагрева образцов 550-600 °С. В стали Г ее снижение начиналось при температуре нагрева 300-400 °С (рисунок 3, б). Было отмечено, что наиболее резкое снижение величины ударной вязкости при –40 °С

происходит при температуре нагрева образцов 740 °С для стали В и 690 °С для стали Г, т.е. при нагреве выше точки A_{c1} . Также было отмечено восстановление ударной вязкости практически до исходного уровня для сталей А, Б и В, подвергнутых нагреву до 650 °С, при испытаниях образцов при –40 и –80 °С и для стали Г – при испытаниях при –40 °С. При термообработке с нагревом до 800 °С для всех исследованных сталей также отмечено повышение ударной вязкости выше минимального уровня, наблюдавшегося при температуре нагрева 740 °С (рисунок 3 а, б).

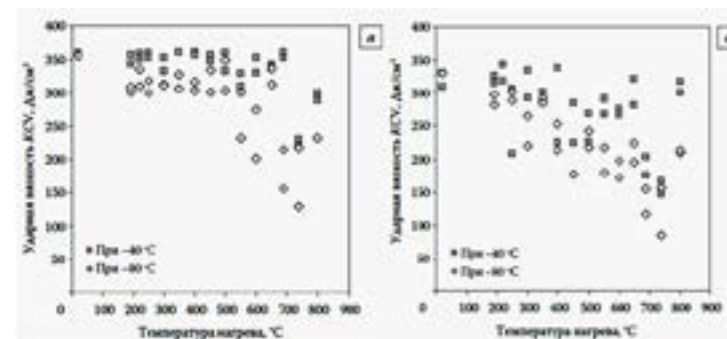


Рисунок 3 – Изменение ударной вязкости в результате нагрева сталей В (а) и Г (б) до различных температур (выдержка 20 мин)

На примере стали Б было исследовано влияние времени выдержки при термообработке на изменение ударной вязкости и хладостойкости. На рисунке 4, а показано, что при увеличении времени выдержки от 20 до 60 мин влияние температуры нагрева на снижение величины ударной вязкости усиливается, особенно при нагреве в интервале температур 300-350 °С и 600–700 °С. Исследование хладостойкости в интервале температур 550–800 °С при испытании образцов с острым надрезом показало, что увеличение времени выдержки ведет к повышению переходной температуры T_{50} на 20–50 °С (рисунок 4, б).

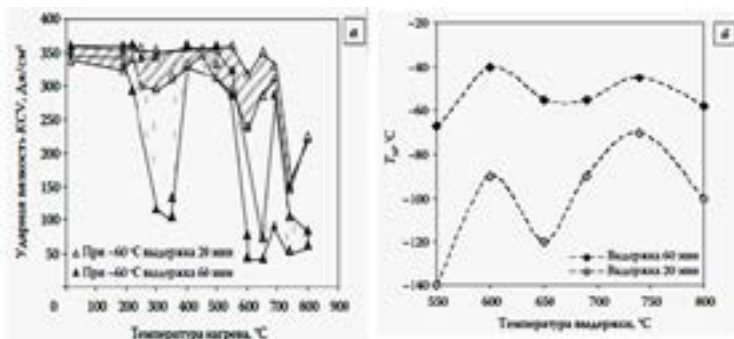


Рисунок 4 – Влияние времени выдержки на ударную вязкость (а) и хладостойкость (б) стали Б при нагреве до различных температур

Заключение. Несмотря на разницу абсолютных значений изменения механических свойств сталей при термообработке, а также небольших отличий температур, при которых достигались их локальные минимумы и максимумы, закономерности изменения свойств были близки для всех исследованных сталей.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Матросов Ю.И., Ганошенко И.В., Багмет О.А., Иванова Т.Ю. Возможности повышения предела текучести высокопрочных трубных сталей X70 и X80 // *Сталь*. 2005. № 2. С. 74–78.
- 2 Морозов. Ю.Д., Настич С.Ю., Корчагин А.М. и др. Структура и свойства штрипса для труб большого диаметра из стали категории прочности X80–X100 // *Металлург*. 2009. № 3. С. 43–49
- 3 Andrew K.W. Empirical Formulae for the Calculation of Some Transformation Temperatures // *JISI*. 1965. Vol. 203, July. P. 721–727.
- 4 LePera F.S. Improved etching technique for the determination of percent martensite in high-strength dual phase steels // *J. Metallography*. 1979. No 12. P. 263–268.

ОСОБЕННОСТИ ОБРАБОТКИ ТОЧНЫХ ОТВЕРСТИЙ

ОСПАНТАЕВ А. К., ПАНАРИНА А. В.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
СМАГУЛОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар
КАСЕНОВ А. Ж.
к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Для чистовой обработки отверстий используют различные по конструкции резцовые головки. Выбор того или иного инструмента зависит от длины обрабатываемого отверстия, физико-механических свойств обрабатываемого материала, диаметра отверстия, требуемой точности и производительности. Для чистовой обработки отверстий с диаметрами больше 70 мм с последующим раскатыванием роликами наиболее часто применяются головки с плавающими блоками резцов. Они позволяют получить достаточно высокую точность обработанного отверстия в пределах 6...8 квалитетов точности за счет большой жесткости резцов в радиальном направлении. Поэтому погрешность зависит только от настройки резцов на заданный размер, которая осуществляется вне станка с точностью (0,001...0,01) мм. В промышленном производстве преимущественно используются головки резцовые с призматическими плавающими блоками, установленными в прямоугольном пазу, выполненном в корпусе инструмента с возможностью радиального смещения блока под воздействием разности сил резания, действующих на противоположно расположенные резцы.

Расточные инструменты применяются для увеличения диаметров отверстий и являются широко универсальными инструментами, так как, в отличие от зенкеров, разверток и других инструментов, допускают регулировку (настройку) режущих кромок в радиальном направлении.

Расточными инструментами обрабатывают отверстия диаметром 1... 1000 мм и более с точностью IT5...IT6 и шероховатостью Ra 0,8...1,6.

В механообработке нашли применение следующие типы расточных инструментов:

- 1) расточные резцы (стержневые, микроборы);
- 2) двухсторонние пластинчатые резцы-блоки;
- 3) расточные головки для обработки неглубоких отверстий;
- 4) расточные головки для обработки глубоких отверстий.

Расточные резцы применяются для обработки отверстий. Работают в более тяжелых условиях, чем резцы для наружной обработки:

- поперечные размеры должны быть меньше, чем обрабатываемое отверстие (отношение диаметра державки к диаметру растачиваемого отверстия $0,5 \dots 0,8$);
- вылет резца должен быть больше длины растачиваемого отверстия (до $(6 \dots 8)d$);
- из-за малой жесткости склонны к вибрации, что не позволяет снимать стружку большого сечения.

Расточные резцы (стержневые) крепятся в суппорте станка или устанавливаются на оправке. Державки могут быть круглой, квадратной или прямоугольной формы. При растачивании глубоких отверстий для повышения жесткости резцы крепятся в специальных оправках. Резцы имеют квадратное сечение. Крепятся в оправке в перпендикулярном или наклонном по отношению к оси державки положении.

При расположении резца относительно оси отверстия под некоторым углом ξ и углы в плане у резца меняются.

В тех случаях, когда нет необходимости точной настройки резца на заданный размер крепление в гнездах оправок и борштанг может быть нерегулируемым. Резец закрепляется в оправке одним или двумя винтами.

Регулируемое крепление резцов предусматривает выдвижение резца при настройке с помощью упорных винтов, что позволяет устанавливать резцы с погрешностью, позволяющей производить обработку отверстия до 8 качества точности.

Микроборы (резцы-вставки с микрометрическим регулированием) представляют собой прецизионные инструменты для монтажа в расточных оправках. Применяются для растачивания точных отверстий начиная с диаметра 20 мм в случае необходимости подналадки размера на станке. Точность установки резца $0,01 \dots 0,005$ мм. Установку резца контролируют по нониусу.

Одной из простых и надежных конструкций расточного инструмента является конструкция оправки с микрометрической регулировкой вылета резца. Конструкция состоит из корпуса 1 с конусом $7/24$ по ГОСТ 25827-83. В корпусе на переднем торце имеется наклонное (под углом 530) точно выполненное отверстие, в котором расположена державка с квадратным сквозным отверстием для резца. На державке образована точная резьба, на которую

навинчена лимб-гайка со шкалой. Державка от проворота снабжена шпонкой, которая скользит по шпоночному пазу, имеющемуся в отверстии корпуса. Пружина и толкатель осуществляет постоянный прижим лимбгайки к плоскости корпуса. Резец предварительно устанавливается в пазу державки и закрепляется винтом, соединяющим жестко резец с державкой. Регулирование вылета резца осуществляется посредством поворота лимба-гайки на некоторый угол, соответствующий определенному числу делений лимба. Цена одного деления лимба соответствует радиальному перемещению резца на $0,01$ мм. Винт служит для фиксирования державки и резца в заданном положении. Предварительная настройка на размер производится вне станка на приборе, а окончательная подналадка – по пробному проходу.

Как показал опыт эксплуатации данных головок, они обеспечивают надежную точность регулирования резца при растачивании отверстий по 7-му качеству. Конструкция головки отличается высокой жесткостью и успешно применяется при полустачивом растачивании с припуском до 3-5 мм. Применение одних и тех же конструкций расточных инструментов для полустачивой и чистовой обработки весьма эффективно.

Двусторонние пластинчатые резцы имеют режущие части с обоих торцов и обеспечивают более высокую производительность. Применяются для растачивания отверстий диаметром более 40 мм.

Для лучшего использования и продления срока службы пластинчатые резцы изготавливают сборной конструкции из двух частей. Такая конструкция резцов позволяет регулировать рабочий размер. Применение пластинчатых резцов уменьшает разбивку отверстия в процессе обработки и улучшает качество обработки.

В резцовой головке, помимо достижения точности размеров, необходимо назначить допуски на отклонение от параллельности противоположно расположенных поверхностей и перпендикулярности смежных стенок паза, в котором расположен резцовый блок, что вызывает определенные технологические трудности. Перечисленные недостатки легко устраняются применением цилиндрического плавающего резцового блока. В этом случае в корпусе резцовой головки необходимо обработать одну цилиндрическую поверхность, заданная точность которой может быть обеспечена различными методами такими, как протягивание, развертывание, внутреннее шлифование, тонкое растачивание.

Расточные головки обладают большей производительностью по сравнению с другими расточными инструментами. Их широко применяют в автоматизированных производствах, в том числе на станках с ЧПУ.

Расточные блоки состоят из корпуса с одной или несколькими парами регулируемых на необходимый размер резцов. Их применяют для предварительной и окончательной обработки отверстий в корпусных деталях.

Сборный расточной блок состоит из блоков для предварительной и окончательной обработки. Паз в блоке для предварительной обработки служит для центрирования блока относительно оси отверстия. Рифления позволяют переставлять вставки для восстановления необходимого диаметра при переточках. Блок для окончательной обработки крепят в расточной оправке штифтом, который с помощью конического скоса прижимает блок через вкладыш к оправке. Вкладыш ускоряет смену блока, для этого выдвигают штифт, выталкивают вкладыш и блок свободно вынимают из гнезда оправки. Трапецеидальные ножи входят в пазы корпуса и их крепят в нем винтом. Вылет ножа регулируют винтом. Для предохранения блока от выпадения в нерабочем положении предусмотрен шарик с пружиной и предохранительным винтом.

Конструкция расточного блока с многогранными твердосплавными пластинами состоит из корпуса, двух четырехгранных пластин, двух подкладок и крепежных деталей. Такие блоки применяют при растачивании отверстий диаметром 50...150 мм. Расчет углов установки многогранных пластин в корпусе аналогичен расчету углов для зенкеров.

Прогрессивным инструментом являются регулируемые однолезвийные расточные сборные головки, оснащенные сменными многогранными твердосплавными пластинами.

Для более производительной обработки отверстий с пониженными требованиями к точности положения оси рационально применение расточных головок, имеющих два радиально расположенных режущих зуба. В этом случае подача может быть увеличена до двух раз в отличие от подачи при использовании однозубых головок.

Конструкция расточных головок с двумя режущими зубьями позволяет уравновесить радиальную составляющую силы резания и существенно улучшить динамику процесса растачивания, уменьшить вибрации. Увеличение числа зубьев расточных головок

свыше двух не рационально, так как значительно усложняет конструкцию инструмента, уменьшает диапазон регулирования по диаметру и, как показывает опыт, не позволяет работать на повышенных скоростях резания из-за динамической неустойчивости процесса растачивания.

Оснащение двузубых расточных головок сменными твердосплавными многогранными пластинами значительно упрощает эксплуатацию головок, так как исключаются переточки после износа и сохраняется длина головки. Применение пластин с новыми формами передней поверхности позволяет решить вопрос стружкоформирования при обработке стали.

На головках используются пластины трехгранной, ромбической или четырехгранной формы с задними углами. Марки сплавов аналогичны тем, которые применяются при точении. Рекомендуется применение пластин с износостойким покрытием. Режимы резания при применении расточных головок с механическим креплением твердосплавных пластин могут быть увеличены на 30-50% по сравнению с режимами резания при применении подобных инструментов с напаянными пластинами из твердого сплава.

Преимуществом сборного расточного инструмента являются возможность широкой унификации инструментальной оснастки для станков с ЧПУ и ГПС в масштабах предприятия, а также простота его изготовления.

Особенности обработки точных отверстий – недостаточная жесткость применяемого инструмента и высокая склонность к упругим деформациям под воздействием усилия обработки. С увеличением глубины отверстия резко возрастают трудности при обеспечении высокой производительности, требуемого и стабильного качества поверхности. Как следствие, из всех цилиндрических поверхностей деталей различного назначения, применяемых в машиностроении, наиболее трудоемкими и сложными в обработке являются глубокие отверстия.

Выбор того или иного метода обработки отверстия зависит от его размеров и точности, свойств материала заготовки, требований к качеству поверхностного слоя и производительности. При черновых операциях преимущественно используют токарную обработку сверлами, зенкерами, развертками, резцовыми головками, а при чистовых операциях – тонкое растачивание, абразивную обработку – внутреннее шлифование и хонингование. Для повышения качества поверхностного слоя широко применяются

методы ППД: выглаживание, обкатывание роликами, дорнование. Для обеспечения требований по качеству, точности и достижению заданной шероховатости поверхности необходимо наличие в технологии как черновой, так и чистовой обработки.

На черновых операциях применяются токарно-винторезные, обдирочно-бесцентрово-шлифовальные станки, при этом используется инструмент и оснастка, учитывающие особенности обработки отверстий. При черновой обработке возникают нежелательные явления, такие как вибрации, появляющиеся в связи с тем, что инструмент в процессе обработки подвергается большим крутящим и изгибающим моментам, увеличивается податливость технологической системы, возникают трудности подвода смазывающе-охлаждающей жидкости (СОЖ), затруднено удаление стружки из зоны резания, невозможность непосредственного визуального контроля над процессом обработки и др.

Применение люнетов, поддерживающих борштангу и обрабатываемый инструмент, значительно снижает производительность из-за большого вспомогательного времени, связанного с необходимостью их установки, переустановки и подготовкой установочных поверхностей. Повышение производительности и приведение равнодействующей сил резания, действующих на нежесткую заготовку, к нулю, можно достичь применением многолезцовых головок, которые оснащены несколькими режущими элементами, расположенными равномерно по окружности вокруг обрабатываемой поверхности. Резцы могут быть настроены на заданный размер, или с возможностью перемещения в радиальном направлении, причем либо жестко друг относительно друга, либо автономно.

Настройка на размер в такой головке обеспечивается перемещением режущих элементов относительно друг друга в радиальном направлении, в том случае, когда он является сборным или заточкой, когда резец является цельным. Поскольку плавающий блок резцов обладает большой жесткостью, то обеспечиваемая точность размеров может находиться в пределах 7...9 квалитета. Однако подобные резцовые головки относятся к инструментам без определенности базирования. Это означает, что под действием различных факторов, таких как неточность настройки каждого из резцов, различной степени их износа, неоднородности материала детали и припуска на обработку, на заготовку действует равнодействующая сил резания, отличная

от нуля и имеющая неопределенное направление, что приводит к дополнительным погрешностям и вибрациям. В этом отношении обработка отверстий с подвижными шпонками, установленными на борштанге соответствующим образом более предпочтительна, т. к. результирующее усилие резания имеет направление между опорными направляющими шпонками, установленными на корпусе инструмента.

В качестве чистовой обработки для обеспечения низкой шероховатости ($Ra=0,12...0,63$ мкм) может применяться различная абразивная обработка или поверхностное пластическое деформирование. Обработка глубоких отверстий шлифованием возможна только уравновешенным инструментом. Суммарная составляющая радиальных сил, действующих на инструмент, в этом случае должна быть равна нулю. К такому виду обработки относится хонингование. Несмотря на то, что хонингование является одним из точных методов обработки, позволяет достичь низкой шероховатости, тем не менее, по производительности уступает другим методам, в том числе и тонкому растачиванию, а обработка малоуглеродистых незакаленных сталей при хонинговании приводит к быстрому засаливанию абразивных шлифовальных кругов, что требует частой правки и вызывает повышенный расход абразивного материала.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Справочник технолога-машиностроителя. В 2-х т. / Под ред. А. М. Дальского, А. Г. Косиловой, Р. К. Мещерякова, А. Г. Сулова. – 5-е изд., перераб. и доп. – М. : Машиностроение-1, 2001. – 912 с.
- 2 Отений Я. Н., Смольников Н. Я., Ольштынский Н. В. Прогрессивные методы обработки глубоких отверстий. РПК «Политехник», Волгоград, 2003. – 178 с.
- 3 Фельдштейн Е. Э. Металлорежущие инструменты: справочник конструктора / Е. Э. Фельдштейн, М. А. Корниевич. – Минск: новое знание, 2009. – 1039 с.

АЛЮМИНИЙ ЭЛЕКТРОЛИЗДЕГІШТЕН БӨЛІНЕТІН ГАЗДАРДЫ ЖИНАУ ЖӘНЕ ШЫҒАРУ ҚҰРЫЛҒЫСЫ

САБИТ А. С.

студент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

КИМЕЛОВА Ж. Т.

магистрант, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

СҮЙІНДІКОВ М. М.

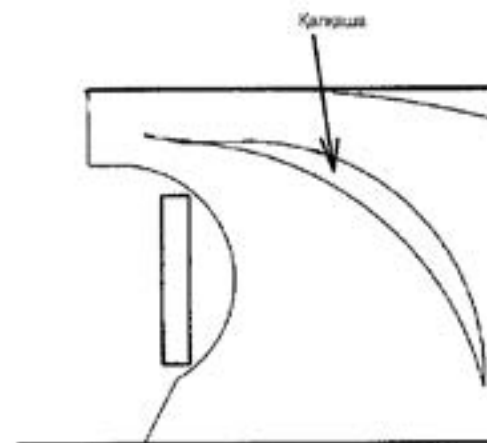
т.ғ.к., профессор, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Күйдірілген анод қолданып электролиздеу арқылы алюминий алу өндірісінде фторлы сутегі, күкірт ангидриді, майда түйірлі тозаң және қатты түйірлі фторидтер араласқан газ көп мөлшерде бөлінеді. Шамасы 70 болатын электролиздегіштің сұйық былаушасының бетінен бөлінетін газды цехтың басқа кеңістігіне жібермей жинап, одан әрі құбыр арқылы газ тазартушы жүйесіне жеткізу маңызды жұмыстардың бірі деп саналады. Ол үшін электролиздегішті жауып тұратын жамылғы қорап қарастырылады. Жамылғының құрамына газ жинап, сыртқа шығарып тұратын арқалық-коллектор кіреді. Газды жинап, оны бір құбырға бағыттау процесінің дұрыс жүріп тұруы аса маңызды.

Арқалық-коллекторлардың басты кемшілігі олардың электролиздегіштің түкпір-түкпірінде бөлінген газды бірдей тартып, жинай алмауында екені анықталған. Коллекторға газ ағындары әртүрлі жылдамдықпен, әр мөлшерде келіп тұрады. Бұл біркелкі, ырғақты жұмысты бұзады. Кейбір тұстарда газ көлемі түйықталып, соңынан цех атмосферасына тарап кету қаупі туындайды.

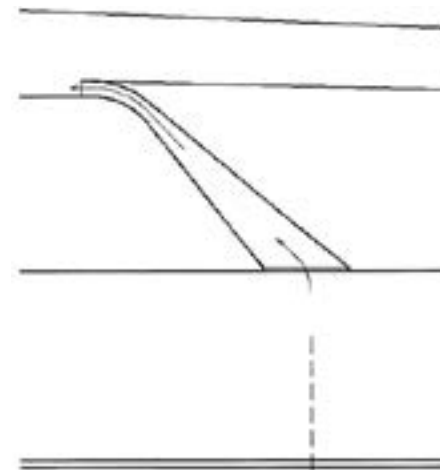
Патенттік зертеулер нәтижесінде келесідей техникалық шешімдер қолдануға болатыны байқалады [1...3].

Газ ағыны траекториясында оқыс өзгерістер болмауы үшін коллектор ішінде қалқашалар орнатып, оның пішіні ерекше түрде жасалады [1]. Тік бағытта жоғары көтерілетін газ ағыны одан әрі көлденең жатқан коллектор құбырына кіреді. Тік бағыттан көлденең бағытқа өткенде ағын оқыс бұрылса, газодинамикалық кедергі күшейіп кетеді. Осының алдын алу үшін газ ағынын тік бағыттан көлденең бағытқа жайлап бұру мақсатымен қалқашалардың ұштары екі жағынан сүйір етілген және төменгі ұшы ағынды тік бөліп, жоғары ұшы көлденең құбырға өтеді (1-сурет). Қалқадан басқа бұрмалы жапқыш қойылып, оның көмегімен әр аймақтан тартылған газ көлемін реттеп отыруға мүмкіндік алынады.



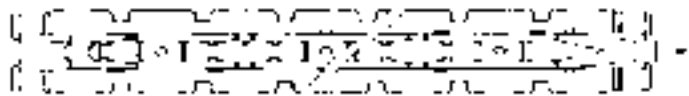
1 сурет

Арқалық-коллектордың көлденең қимасы тұрақты болғанда оның газ тарту күші нашарлайтыны анықталған [2]. Ұтымды шешім ретінде газ тарататын ұштықтың кіре беріс қимасы мен екеуінің қатынасын өзгерту ұсынылады. қатынасы электролиздегіш бүйіріне қарай бағытта кішірейген кезінде электролиздегіштің ұзына бойынан газ тарту процесі бірқалыпта жүріп тұрмақ (2-сурет).



2 сурет

Электролиздегіштегі газ тарату процесін қалыпты түрде жүргізу үшін қож қабатын тескіш аспаптың орналасуын да ескерген жөн болмақ. Олар бір-біріне бөгет жасауы мүмкін, сөйтіп газ жүру процесін бұзбақшы. Газ жүру арнасында қойылатын қосымша құрылғы газ ағынын керек бағытқа туралап, соның арқасында газодинамикалық кедергі әсері азая түседі. Одан әрі газ жүретін арналарды ортақ бір арнаға біріктіріп жіберсе газодинамикалық кедергі шамасы одан да азайып, қолайлы болмақ (3-сурет).



3 сурет

Қорыта келгенде, алюминий электролиздегіштен бөлінетін газдарды жинау және шығару құрылғыларын жетілдіру жолдарын іздестіру маңызды жұмыс болып табылады. Жетілдірудің негізгі бағыттарына электрлиздегіштің түкпір-түкпірінен бөлінетін газдарды бірқалыпты, бірдей жылдамдықпен тарта отырып, газодинамикалық кедергісі аз арқалық-коллектор көлеміне шығарып отыру жататыны анықталды.

ӘДЕБИЕТТЕР

1 Устройство для сбора и удаления газов алюминиевого электролизера. Требух Д.А., Дектерев А.А., Гусев А.О., Колчин В.В., Вабищевич П.Н. Патент № 2308551

2 Устройство для сбора и удаления газов алюминиевого электролизера. Шадрин В.Г., Архипов Г.В., Пингин В.В. Патент № 2316620

3 Устройство для сбора и удаления газов алюминиевого электролизера. Требух Д.А., Манн В.Х., Пак М.А., Чичук Е.Н. Патент № 2385975.

СТАБИЛИЗАТОРЫ ДАВЛЕНИЯ И РАСХОДА В ГРАДУИРОВОЧНЫХ УСТАНОВКАХ С ТОПЛИВНЫМИ ЖИДКОСТЯМИ

САГИТОВ А., СУЕНОВА М.

студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

МАРКОВА С. Ю.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В связи с ростом числа потребителей жидкого топлива и повышением надежности и экономичности различных двигателей и машин ужесточились требования, предъявляемые к точности и оперативности измерений расхода. Это обусловило необходимость разработки высокоточных и пожаробезопасных образцов установок (ОРУ) для проверок и градуировок образцовых средств измерений (СИ) расхода и установок сличения (УС), на которых градуируются расходомеры [1, 2]. Для обеспечения высокой точности важно, чтобы эксплуатационные и градуировочные жидкости ОРУ или УС были идентичны [2]. Так, результаты градуировок образцовых СИ расхода на жидкостях с разными физико-химическими свойствами существенно отличаются друг от друга (таблица 1).

Градуировку производили при нормальных условиях. Рабочую температуру жидкостей ОРУ поддерживали постоянной. Плотность топлива составляла 840 кг/м^3 , вязкость $4 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2/\text{с}$ (4сСт), атмосферное давление – около $0,1 \text{ МПа}$ (746-748 мм рт. ст.), влажность воздуха 57-60 %.

Накопительный бак ОРУ объемом $1,0 \text{ м}^3$ наполняли на 25% на минимальных расходах, на 50% – на средних и на 85% – на максимальных. Давление в трубопроводе ОРУ поддерживали $0,4 \text{ МПа}$. Накопленную массу жидкости измеряли на образцовых грузопоршневых весах типа ОГВ-1000, предельная погрешность которых не превышала 0,02%.

Причина изменения постоянной турбинных расходомеров как в положительную, так и в отрицательную сторону для одних и тех же диаметров датчиков до настоящего времени изучена недостаточно. По-видимому, это во многом зависит от качества и технологии изготовления вращающихся и скользящих опор турбины, влияющих на неравномерность сил трения качения и скольжения, а также от частоты рабочей жидкости.

Однако применение эксплуатационных (натурных) жидкостей (например, топливных) в качестве градуировочных ставит ряд

конструктивных и эксплуатационных проблем. Это вызвано тем, что электрические следящие автоматические системы установок, работающие достаточно надежно на токопроводящих жидкостях, теряют свою чувствительность в диэлектрических. Они нежелательны для применения во взрыво- и пожароопасных средах из-за возможных искрообразований в электрических схемах и электроэрозионных разрушений контактов, снижающих точность измерений. При этом незатопленные полости стабилизаторов расхода (давлений) ОРУ и УС заполняются инертными газами, чтобы исключить вероятность дизельного эффекта, т.е. самопроизвольное воспламенение горючей смеси, образующейся в замкнутых полостях вследствие испарения топлива и его смешивания с воздухом, находящейся в них под давлением [2].

Таблица 1 – Результаты градуировок образцовых средств измерения расхода

Тип датчика	Постоянная β датчика на воде	Постоянная β датчика на топливе	Стоимость результатов δ , %
ТДР-9	2,9600	2,8889	-2,5
ТДР-15	45,076	43,791	-2,9
ТДР-15	43,809	43,421	-0,90
ТДР-15	43,174	43,243	+0,16
ТДР-17	113,46	115,67	+1,9

В результате многие предприятия-изготовители СИ расхода эксплуатируют ОРУ только на водяных жидкостях, что исключает возможность оперативного применения СИ, например, для измерения расхода эксплуатационных топливных жидкостей с использованием градуировки предприятия-изготовителя.

Стабилизатор расхода, выполненный по [3], позволяет ОРУ и УС работать как на водяных, так и на топливных жидкостях. Высокие надежность и пожаробезопасность автоматической следящей системы стабилизатора расхода обеспечены тем, что ее первичный преобразователь, контактирующий с рабочей средой, состоит из нескольких гидравлических сопротивлений 6, включенных в стенку камеры 5 (рисунок 1).

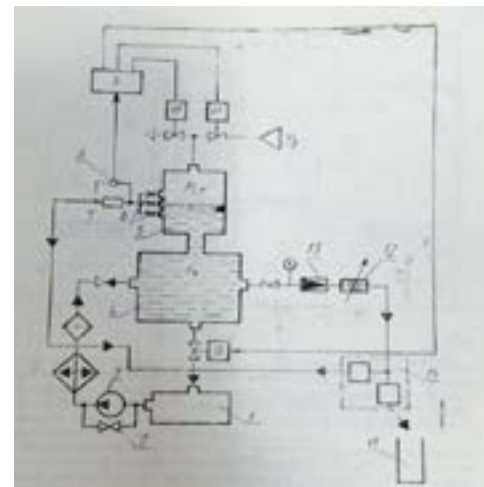


Рисунок 1 – Первичный преобразователь, контактирующий с рабочей средой

Включение сопротивлений 6 можно осуществить по вертикали или наклонно. При этом между каналами сопротивлений 6 может быть достигнуто сколько угодно малое расстояние. Так, при вертикальном включении происходит дискретное регулирование. При наклонном включении можно выполнить как дискретное (между каналами есть интервалы), так и непрерывное (каналы перекрываются по вертикали) регулирование. Сигнал от уровня и давления p_k и $p_{ст}$ в камерах 4, 5 стабилизатора расхода через сопротивления 6 поступает на датчик 7 расхода. Выходной сигнал преобразователя 8 датчика 7 расхода градуируется по частоте, которая изменяется в соответствии с количеством жидкости и воздуха, проходящих через сопротивления 6 (в зависимости от положения уровня) и чувствительный элемент датчика 7. Выходной сигнал с 8 поступает на блок 9 регистрации и управления клапанами 10, 11, 16, причем клапаны осуществляют только предварительное регулирование уровня на переходных режимах (например, при настройке номинального – заданного расхода градуируемого средства 13 изменением сопротивления дросселя 12 и релейного изменения расхода клапанов). Поэтому регулирование переходных режимов может производиться ручным управлением клапанами 10, 11, 16, так как они используются для ускорения процесса первой

фазы. Контроль положения уровня в камере 5 осуществляется блоком 9.

Насос 3 ОРУ (или УС) подает градуировочную жидкость из резервуара 1 в камеру 4 и 5 стабилизатора. Избыточный расход перепускается через регулируемый переливной клапан 2 в резервуар 1. Стравливанием воздуха клапаном 10 из камеры 5 стабилизатора (или жидкости из камеры 4) через клапан 16 устанавливается положение уровня первой фазы регулирования. При этом через калиброванное дроссельное сечение клапана 11 в камеру 5 стабилизатора поступает очищенный и осушенный воздух от сети низкого давления r_v . Между давлениями r_v , $r_{ст}$ и r_k поддерживается постоянная зависимость, при которой $r_v > r_{ст} = r_k$. Переключатель потока 14 работает на «пролет» и жидкость в СИ 13 циркулирует по схеме: резервуар 1 – насос 3 – стабилизатор 5 жидкости – СИ 13 – резервуар 1. Вторая фаза регулирования осуществляется в автоматическом режиме и обеспечивает непрерывность испытаний при установившемся расходе в камере 5 стабилизатора и расходомерном трубопроводе ОРУ или УС. Разделительный уровень градуировочной жидкости в камере 5 стабилизатора занимает положение, при котором часть сопротивлений 6 затоплена, часть сообщается с воздушной полостью. Высотой столба жидкости и воздуха камер 4, 5 пренебрегаем, так как уровень раздела сред всегда постоянен, тогда $r_{ст} = r_k$. На дроссельном сечении клапана 11 устанавливается перепад давления $\Delta p = r_v - r_{ст}$ определяющий расход воздуха (Q_v), поступающего непрерывно в воздушную полость камеры 5 и уходящего из нее через незатопленные сопротивления 6 и датчик 7 расхода в систему слива.

Давление $r_{ст}$ определяется условиями градуирования и конструкцией конкретных СИ 13 расхода и обычно не превышает 0,6 МПа. Переключатель 14 потока срабатывает на «измерения» и жидкость заполняет накопительный бак ОГВ или образцовый объемный мерник 15. При повышении или понижении уровня в камере 5 стабилизатора изменяется расход воздуха Q_v и жидкости $Q_ж$, так как расход зависит от числа незатопленных и затопленных сопротивлений 6. Например, при повышении уровня расход Q_v уменьшается, а расход $Q_ж$ увеличивается. При этом давление $r_{ст} > r_k$ и уровень понижается до исходного положения, при котором $r_{ст} = r_k$. При понижении уровня количество незатопленных сопротивлений 6 увеличивается, увеличивая расход Q_v и уменьшая

расход $Q_ж$. Уровень повысится до исходного положения при $r_{ст} < r_k$. Таким образом, уровень в камере 5 стабилизируется при восстановлении исходных значений расходов Q_v и $Q_ж$ и давлений $r_{ст}$ и r_k . При этом суммарный расход $Q = Q_v + Q_ж$, измеряемый датчиком 7 следящей системы стабилизатора, проходит через преобразователь 8 выходного сигнала и регистрируется на табло блока 9. Причем частота выходного сигнала датчика 7 зависит от количества жидкости и воздуха в потоке, проходящем через него, и датчик градуируется от положения разделительного уровня в камере 5. При этом постоянная продувка полости камеры 5 стабилизатора, осуществляемая воздухом от сети низкого давления r_v исключает концентрацию в ней горючей смеси. Таким образом, простым и экономичным путем обеспечивается пожаробезопасность ОРУ и УС. Необходимый расход воздуха определяется экспериментальным путем и зависит от рабочих объемов воздушной полости (V_5) камеры 5, каналов сопротивлений 6 (V_6), а также датчика 7 расхода (V_7). Между ними существует зависимость, при которой $V_5 \gg V_6 \geq V_7$, определяющая быстродействие следящей системы и качество стабилизации расхода. Потребляемый расход $Q_ж$ для питания следящей системы стабилизатора не превышает 0,05 м³/ч. В качестве датчика 7 расхода использован серийный турбинный датчик. При использовании датчиков [4] расход $Q_ж$ можно значительно снизить. Колебания уровня в автоматическом режиме регулирования второй фазы работы стабилизатора ОРУ или УС не превышает ± 2 мм. Такие показатели отвечают требованиям, предъявляемым к высокоточным ОРУ и УС [1]. Стабилизатор расхода (рисунок 2), выполненный по [5], по принципу работы не отличается от выполненного по [3].

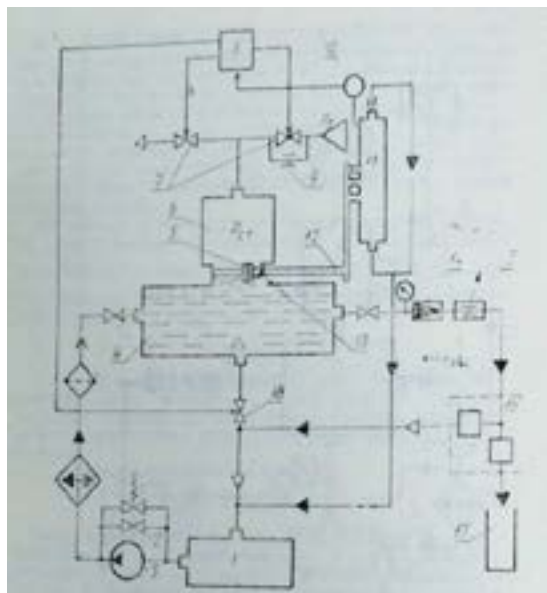


Рисунок 2 – Стабилизатор расхода

Так при установившемся режиме второй фазы регулирования $r_{ст} = r_k$ и через жиклер 13 проходит некоторое количество смеси, состоящей из градуировочной жидкости камеры стабилизатора и воздуха от сети давления r_v измеряемое датчиком 11. Выходной сигнал которого через преобразователь 10 поступает на регистратор 8 блока управления, указывая положение разделительного уровня в камере 6 стабилизатора относительно диаметра канала жиклера 13. При этом переходные режимы первой фазы могут регулироваться как в автоматическом, так и ручном режиме управления клапанами 7, 18. В случае равновесия системы перепад Δp воздуха на жиклере 9 постоянен. В случае нарушения равновесия системы, например, $r_{ст} > r_k$ или $r_{ст} < r_k$ уровень жидкости относительно жиклера 13 соответственно понижается или повышается. Количество жидкости и воздуха, протекающих через жиклер 13, соответственно уменьшается или увеличивается. Зависимость между объемами камеры 6, трубы 12 и датчика 11 сохраняется такой же, как и в стабилизаторе расхода, выполненном по [3]. Фильтр 5 жиклера 13 одновременно выполняет функции волногасительной перегородки, исключая ложный сигнал, например, от волны жидкости в камере 6.

Настройка расхода испытываемого СИ 14 расхода осуществляется дросселем 15. Отвод или направление градуируемой жидкости в образцовый мерник или ОГВ (накопительный бак 17) выполняется переключателем потока 16. Давление в стабилизирующей камере 6 обеспечивается насосом 3 и регулятором 2 давления рабочей жидкости ОРУ или УС, подаваемый из резервуара 1. Суммарный расход Q воздуха и жидкости через жиклер 13 определяется как расход воздуха Q_9 и расход жидкости Q_{13} . При этом жиклер 13 затоплен рабочей жидкостью стабилизатора ОРУ приблизительно на 0,5 диаметра. Точность регулирования уровня жидкости в камере 4 и 6 стабилизатора определяется диаметром жиклера 13, в пределах которого он изменяется. Оптимальный диаметр жиклера 13, как показал эксперимент, может быть 1,0-2 мм, что соответствует колебаниям уровня жидкости $\gamma(0,5-1,0)$ мм. Расход воздуха, потребляемого на продувку камеры 6 стабилизатора, зависит от площади незатопленной части жиклера 13.

Технические характеристики стабилизатора расхода, выполненного по [3], при установившемся режиме расхода (см. рис.1): $r_v = 0,45$ МПа, $r_{ст} = r_k = 0,40$ МПа, расход воздуха и жидкости через сопротивления 6 соответственно $Q_v = 0,6$ м³/ч, $Q_ж = 0,5$ м³/ч.

Технические характеристики стабилизатора расхода, выполненного по [5], при установившемся режиме расхода (см. рис.2): $r_v = 0,45$ МПа, $r_{ст} = r_k = 0,40$ МПа, диаметр жиклера 9 равен 1,55 мм, жиклера 13-1,32 мм, расход воздуха через жиклер 9 $Q_9 = 0,63$ м³/ч, при этом суммарный расход через жиклер 13 $Q = Q_9 + Q_{13}$, где $Q_{13} = 0,051$ м³/ч.

Согласно этому отработанные воздух и жидкость следящих систем стабилизаторов расхода возвращаются в систему слива установок. Причем воздух в них отделяется и выходит в атмосферу за пределами рабочего помещения установок.

Испытания следящих систем стабилизаторов [3, 5] расхода заполнены на установках с производительностью 50 м³/ч. В качестве датчиков 7 и 11 можно применить любые системы, имеющие частотный выходной сигнал и достаточную чувствительность к незначительным расходам, например, типа соплозаслонка [4]. Таким образом, рассмотренные стабилизаторы расхода обеспечивают надежную работу ОРУ и УС на различных градуировочных жидкостях.

При этом демпфирующие свойства стабилизаторов расхода [3, 5], их габаритные размеры и погрешность стабилизации соответствуют метрологическим нормам, параметрам и конструкциям стабилизаторов расхода ОРУ и УС, характеристики которых широко известны в технической литературе.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Бирюков Б.В. и др. Точные измерения расхода жидкостей.–М.: Машиностроение, 1984.
- 2 Бирюков Б.В. и др. Средства испытаний расходомеров.–М.: Энергоатомиздат, 1983.
- 3 Карсавин Л.В. Открытия. Изобретения. 1986. № 12
- 4 Карсавин Л.В.//Измерительная техника. – 1985. - № 11.
- 5 Карсавин Л.В. и др. Открытия. Изобретения. 1989. - № 13.

ҮЗДІКСІЗ ҚҰЮ ДАЙЫНДАМАЛАРЫНЫҢ САПАСЫН ЖОҒАРЛАТУ ТӘСІЛДЕРІ

САРЫБАЙ А. М. АРҚАЛЫҚОВ Қ. Ғ.
студенттер, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.
АБСОЛЯМОВА Д. Р., ТУСУПБЕКОВА М. Ж.
аға оқытушылар, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Үздіксіз құюды өнеркәсіпте қолдану басы вертикаль түрдегі машиналар қойылады да, оларға кристаллизатор, роликті желілер, тарту кесу құрылғылары вертикаль бойынша 23-25 метрде орналастырылған, ал кейбір жағдайларда 43 метрге дейін. Вертикаль түрлі машиналар сапасы жоғары құймакесектерді алуға мүмкіндік береді, бірақ олардың кең қолдануына жоғары биіктігі мен төмен құю жылдамдығы сияқты ірі кемшіліктер кедергі болады. Құрылыстың қымбаттауынан басқа, бұл құдықтан дайындамаларды шығару күрделі жүйелерді қолдану қажеттілігіне әкеліп соғады. Құймакесек кристалдану аймағының ұзындығын арту жолымен құю жылдамдығын жоғарылату вертикаль машиналарда іске асыруға болмайды, өйткені биіктігі артуымен үлкен ферростатикалық қысым пайда болады, ол құймакесек қабықшасының ыдырауына келтіреді және сұйық фаза сыртқа шығуымен құймакесек қиратылуын тудырады.

Тарту құрылғысынан шығуда құймакесекті роликтермен ию және оны горизонталь жазықтыққа аударуымен машиналарды жасау машина биіктігін елеулі азайтуын бермеді, бірақ оның конструкциясын қиындатады.

Құймакесек иілуімен қазіргі уақытта вертикаль түрлі ДУҚМ орнатылмайды. Ерекше түрінде, қуыс денелі құбырлы дайындамаларды және металл кристалдану ерекше шарттарына байланысты осы жағдайда қолданылатын, пішіні арнайы құймакесектерді құю үшін вертикаль машиналар қолданылады.

Тораптар мен технологиялық процестердің жеткіліксіз жұмыс істеуі горизонталь түрдегі машиналарды кең қолданылмады, бірақ даусыз артықшылығы – машиналардың минималды биіктігі және құю кезінде құймакесек деформациясының жоқ болуы – оларды перспективті қылып жасайды. Ең кең тарағаны ол – радиалды машиналар. Вертикаль түрлі және құймакесек иілуімен машиналардан айырмашылығы – биіктігі аз және құю жылдамдығы жоғары.

Радиалды машиналардағы құю жылдамдық жоғарылатуын технологиялық ось радиусын арттыру жолымен кристалдану аймағын үлкейту арқылы жетеді және де ұзындық бірлігіне машина радиусы мен биіктігі артуы радиалды аймақ ұзындығының 1,5 есе жоғары жетілдіруін береді.

Үздіксіз құю құймакесектерді өндіру ерекшеліктері слябтар мен дайындамаларда ақаулардың арнайы түрлерінің пайда болуына келтіріледі: белдік, слябтар мен дайындамалар бетіндегі қаспақтар мен шығанақтар, жарықшак, көлденен және бойлық жарықшактар, торлы (өрмекші тәріздес) жарықшактар, ішкі жарықшактар.

Құйма кесек сапасына көптеген технологиялық факторлар өзгеруінің әсері аз көміртекті тынық болатын үздіксіз құю кезінде кішкене дәрежеде ал көміртек мөлшері 0,17% жоғары болатындықтан құю кезінде өте сирек білдіреді.

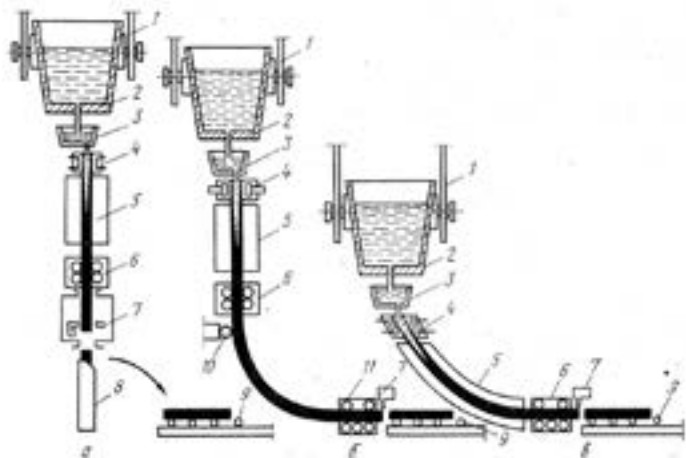
Аз және орта көміртекті болаттардан кең слябтарды құю тәжірибесі ыстық жарықшактар пайда болуын келесі шарттарды орындау кезінде минимумға апарылатынын көрсетті:

а) бұрыштағы дөңгелету радиусы тар бетінің өлшемдерінен 10% жоғары емес және кристаллизатордың жұмыс ұзындығынан 800 мм кем болуы керек;

ә) кристаллизатор қабырғалар жапсарларында санылауларды және олар бырысуын, тегіссіздіктерді, рискаларды жою арқылы

қалыптасушы құйма кесек кристаллизатордың жұмыс қабырғалары бойынша қабықшаның бөгетсіз сырғанауы;

б) толқын тереңдігі слябтың тар бетінен 1-2% құрастыратын және толқын шыңдары арасындағы ара қашықтық тереңдігін 7-10 есе асатын кристаллизаторларды қолдану.



а) – вертикальды; б) – құймакесек иілуімен; в) – радиалды
2 Сурет – Әртүрлі үздіксіз құю машиналардың биіктіктерін салыстыру сұлбасы

Феррит класының болаттары да ішкі жарықшақтарға өте сезімтал.

Құйма кесек қалыптасу кезінде беріктік пен кернеулер ұлғаю жылдамдықтың қатынасы жарықшақтар пайда болу негізгі анықтаушы критерийі болып табылады.

ДҮҚМ-ң кристаллизаторына болат мөлшері 170-800 г/т алюминий жармаларын, шыбықтарын немесе сымды енгізуі болат модификациясын және микролегирлеуін қамсыздандырады. Осы кезде ішкі жарықшақтар дамуы төмендейді және сляб қимасы бойынша металл біркелкілігі жоғарлайды.

Көп жағдайда, бір бірінен кейбір ара қашықтықта көлденен темпелеттерді кесіп алып, бір дайындамада кеуектіліктің екі түрін де анықтауға болады.

Кеуектілік түрі мен дайындаманың кристалл құрылымы арасында тәуелділік бар екені анықталды. Әдетте шоғырланған

кеуектілік дамыған дінгектік құрылымында анықталады және үзмелі бос орындар түрінде вертикаль ось бойында шоғырланады.

Шашыраңқы кеуектілік дінгектік дендриттердің шектелген аймағының тең ості кристалдар кезінде дамуды алады. Үздіксіз құю дайындаманың осындай құрылымы кезінде отырғызу кеуектілігі көптеген көп санды кішкене кеуектер түрінде құрастырылады.

Металлды қайта салқындату режимінің бұзулуы немесе аса қыздырылуы шоғырланған кеуектіліктер пайда болуына жағдай жасайды.

Үздіксіз құю артықшылығы кең мойындалған, қазіргі уақытта үздіксіз құюға ауысу барлық болат маркаларына және дайындама өлшемдеріне мүмкін. Болатты құю технологиясында үздіксіз құю революция болып келді: құймакесектерді қысу операциясынан бас тарту дайын өнім өлшемдеріне жақын дайындамаларды табысты алуға рұқсат етті, жарамды металл шығуын маңызды көтеруіне, энергия шығындарын үнемдеуіне және өндіріс шығындарын төмендетуіне келтірді. Нәтижеде дайындаманы үздіксіз құю машинасының (ДҮҚМ) және қосалқы жабдықтардың конструкциясы қиындық жағына дамыды; процесті автоматтандыру дәрежесі жоғарылады, операциялар сенімділік пен қауіпсіздіктің жоғары деңгейіне жетті.

Үздіксіз құю технологиясын енгізудің бастапқы кезеңінде көптеген үздіксіз құю дайындаманың сапасы дәстүрлі құймақалыптарға құюмен салыстырғанда төмен болды. Сапалы илемді өнімді өндіруді қамтамасыз етуші дайындамаларды алу лайықты болат құю қоспаларымен тиеу стакандары арқылы құюды қолдануымен мүмкін болды. Содан соң, шөмішке қож төгілуін ескерту, шөміште өңдеу және құю кезінде ауаның металл ағынымен әрекеттесуін болдырмау арқасында, металл емес қоспалары бойынша болат тазалығы ертеде жетпеген деңгейіне дейін жоғарылатылған болды. Болат тазалығы және бет сапасы лайықты құюды басқару қолдануымен тағы да көбірек жоғарытылған болатын.

Осы шаралар арасында сыйымдылығы үлкен шөміштерге ауысуды, кристаллизатор мен аралық шөміштегі сұйық металл деңгейін автоматты реттеуді, құюдың тұрақты шарттарын қолдауды атауға болады.

Қазіргі уақытта көп санды аспаптармен жабдықталған кристаллизатордан сигналдарды талдау жолымен болат сапасын болжау үшін әртүрлі әрекеттер қамданылған. Былау бетінің тұрақсыз сипаттамасымен басқару болат құю стакандардың

лайықты конструкциясын таңдаумен және электр магнитті өрісін салуымен ұсынады. Кристаллизатор конструкциясы бойынша зерттеулер және жобалау конструкторлық өңдеулер өткізіледі: тербелісті басқару үшін арналған гидравликалық жетек, діріл, майлау және ауыспалы конустылық. Термиялық өңдеу жолымен, яғни ағында жылдамдатылған салқындатумен беріктендіру, қажетті механикалық қасиеттерді алу баламалық шешім бола алады.

Кішкене қысымды дінгектік құрылыммен үйлестіруі үздіксіз құю дайындамада орталықтан тыс ликвацияны маңызды кемітеді. Салқындатуды бақылау жолымен үздіксіз құю дайындаманың кимасы бойынша сегрегациямен басқару туралы мәліметтер болады.

Үздіксіз құю дайындамалардың сапасын жақсарту үшін осы техникалық шараларды қолдану арнайы жабдықтар бар болуын талап етеді және құю процесін басқаруға қосымша шектеулерді таңылады. Өнімді өндіру барысында оны компьютерлік бақылау және өнімнің сапасын статикалық бақылаумен үйлестіруде құю шарттарын тіркеу үздіксіз құю дайындаманың сапа деңгейін анықтауға рұқсат ететін негізгі құралдары болып табылады.

Машинадағы механикалық шарттар (кристаллизатор пішіні, оның тозуы, тербелу режимі, роликтер соостілігі және олардың эксцентриситеті) үздіксіз құю дайындамалардың металл бетінің және ішкі құрылымының сапасын маңызды алдын ала анықтайды, қазіргі ДҮҚМ календарлық уақытты қолдану жоғары дәрежесі техникалық қызмет етуге өте аз уақытты қалдырады. Жақсы оқытылған қызметшілерді, есептеуіш жүйемен қамтылған мониторинг техникасын тартумен және өндірістік сызық шектерінен тыс тораптар мен агрегаттарды жөндеу және оларды жылдам алмастыруды қамтамасыз ететін конструкциясы ыңғайлы машиналарды қолдануымен нәтижелі сенімді қызмет етуді қамтамасыз етеді.

Болатты еуропалық әзірлеушілер сапасы жоғары болатты алу үшін сортты дайындамаларды құюды табысты дамытады. Құйылған дайындаманың көлденең қима аудандарын артуға бағытталған илемдеу орнақтарын техникалық жетілдіру оған жағдай жасады. Қазіргі уақытта шыбықтарды өлшемдері 265 мм дейін квадрат блюмдардан, ал катанканы квадрат жағы 150 мм дейін сортты дайындамалардан илемдеуге болады. Өндірістік шығындар мен өндірістік циклды қысқарту тұрақты күшейтілген қажеттілігі құю мен илемдеу процестерін бірлестіруге және илемдеу кезінде қысудың қажетті дәрежесін азайтуына әкеледі.

Бағыттаушы роликті өткізгіштер дайындаманы сүйеу және тасымалдау үшін қызмет етеді, сол кезде оның шектерінде металдың толық қатаюы өтеді. Сонымен дайындаманың ішкі құрылым мен бет сапасына маңызды әрекет жасайды, сондықтан біртекті жылу бұруын және дайындаманың қатты қабықшасында кернеулердің үйлесімді таратылуын қамтамасыз ету қажет. ДҮҚМ тарту-түзету құрылғысына, бағыттаушы роликтерге және қайтара салқындату жүйесіне қойылатын талаптарынан олар анықталады.

Технологиялық процестің барлық стадияларында металл сапасын қамтамасыз ету үшін интеграцияланған өндіріске (ДҮҚМ – илемдеу орнағы) тенденциясы нәтижелі бақылау мағынасын көрінетіндей күшейтетінін бүтіндей белгілеп қоюға болады.

ӘДЕБИЕТТЕР

1 Нилль П., Этьен А. Непрерывное литье сегодня – состояние и перспективы Metallurgical Plant and technology, 1992, Dusseldorf., с. 50-65

2 Gmelin-Durrer: Metallurgy of Iron, Vol. 12 (1991),3.5, Springer Verlag.

3 Hosoki, S.: ISIJ Intern. 31 (1991) No. 4, p. 315.

4 Богомолов А.В. Способы повышения качества непрерывно-литых заготовок – Материалы международной научно-практической конференции «Наука и образование в XXI веке – динамика развития на евразийском пространстве»,– Павлодар, 2006, Т.3, с.172-176.

5 D.M.Morgan, A.A.Galil. Technological possibilities of increasing degree use the rolling mills, capacity and quality to product - Metallurgical Plant and technology, 1993, Dusseldorf.

6 Сарычев А.Ф., Гречишный В.В. и др. Влияние состава шлакообразующих смесей на чистоту поверхности непрерывно-литых слябов Сталь №3 , 1997, с.23-25

7 Commission Europeenne de l’Energie, Reunion Plenie Florange, Sept. (1990).

МАШИНАЛАР МЕН МЕХАНИЗМДЕРДІҢ ДИНАМИКАЛЫҚ ЖҮКТЕМЕЛЕРІ

СИДИКОВ А. Х.

магистрант, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

СЕМБАЕВ Н. С.

т.ғ.к., доцент, С. Торайғыров атындағы ПМУ, Павлодар қ.

Ғылым мен техниканың дамуы механикалық жабдықтарды күрделілендіріп, олардың қуаты мен жұмыс істеу қарқынын жоғарлатуға мүмкіндік береді.

Металлургия саласында әртүрлі технологиялық процестер мен операциялар жүргізу арқылы, қазылған кенді байытудан бастап, таза және өте таза металл, әртүрлі пішінді илем мен құбырлар, т.б. қажетті заттар алынады. Әртүрлі технологиялық процестердің атқарылуы көптеген машиналар, аппараттар, агрегаттар мен механизмдер арқылы атқарылады. Қолданылып жүрген агрегаттардың іріленуі мен өнімділіктерінің өсуіне байланысты, олардың негізіне сәйкес, агрегаттарға қызмет атқаратын механикалық жабдықтардың параметрлері де өзгереді. Механикалық жабдықтардың сапасы, олардың өнімділігін, сенімділігін және тиімді жұмыс істеуін анықтайтын көрсеткіштердің бірі болып саналады. Сондықтан механикалық жабдықтардың жұмысын жақсартудың негізгі бағыттарының бірі, олардың техникалық сипаттамаларын жоғарғы деңгейге көтеру, пайдалану барысында сенімділігін арттыру және ұзақ тұрақтылығын қамтамасыз ету шаралары болып саналады.

Жабдықтардың жұмысын жақсарту арқылы өнімділігін арттыру өндірістің негізгі қоры болып саналады. Осыған сәйкес өндірістегі ескерген жабдықтарды, өнімділігі жоғарғы жабдықтармен ауыстырумен қатар, жөндеу кезінде жүргізілетін өзгертулер арқылы жабдықтардың жұмысын жасарту әдістері қолданылады.

Металлургия өндірісінде қолданылатын жабдықтар атқаратын қызметі мен құрылысы жағынан әртүрлі болғанмен, барлық жабдықтарға жоғарғы жылулық, ауыр салмақты сұйық металл мен шлак, шанданған газ әсер ететін ауыр жағдайда жұмыс істейді.

Сондықтан, жабдықтарға әсер ететін факторлардың шамасын төмендету, олардың сенімділігін арттырудың негізгі жолы болып табылады.

Металлургия саласында қолданылатын жабдықтардың салмағы үлкен болғандықтан, көптеген металл мен энергияны қажет етеді. Сондықтан, әрбір жабдықтың салмағын және энергия

сыйымдылығын төмендету машина жасаушылардың елеулі проблемаларының бірі болып саналады.

Машина сапасын жақсарту үшін, оларды жобалау кезінде ғылым мен техниканың соңғы жаңалықтары, есептеудің соңғы жетістіктері мен пайдалану барысында анықталған жаңалықтар жайында толық ақпарат болуы қажет. Сол жиналған ақпаратты тиімді қолдану арқылы болашақ машинаның негізі қаланады. Ал машинаны жобалау барысында енгізілген шаралар оларды пайдалану кезінде іске асырылды. Metallургия жабдықтарының үлкен өлшемі мен бағасы тәжірибе үлгісін жасау арқылы сынаудан өткізу мүмкіндігі өте төмен болғандықтан, олар негізінде пайдалану барысында сыналады.

Жобалау кезінде машиналарға енгізілген алдыңғы қатардағы талаптар болашақтағы өзгерістерге сай болуы қажет. Ол үшін болашақ машиналарда болатын физикалық процестер, әрбір тораптағы жүктеменің өзгеру мөлшері мен сипаты жайында, жетектің күрделі электр механикалық жүйесіндегі салмақ пен қатаңдылықтың бөлінуі, әртүрлі пайдалану жағдайындағы технологиялық процестің машинаның жүктелуіне әсерін анықтайтын ғылыми техникалық ақпарат болуы қажет.

Metallургия саласындағы технологиялық машиналар көп жағдайда циклдық жүктелуге жақын жағдайда жұмыс істейді және үлкен динамикалық жүктеме туғызады. Динамикалық жүктеменің тербелісті сипатын кезкелген машиналардан табуға болады және олардың деңгейі өте жоғары болғандықтан, оларды жобалау кезіндегі есептеулерде ескеру қажет.

Динамиканың даму сатысында пайда болған жаңа бағыттың бірі, машинаның серіппелі тораптарының динамикасы, ол машиналарда болып жатқан физикалық процестердің сипатын толығырақ ашуға және тораптардағы нағыз жүктеме мен олардың қозғалу заңдылығын анықтауға мүмкіндік береді.

Машиналарда болатын тербеліс процесімен танысудың негізгі мақсаты, динамикалық жүйедегі таңбасы ауысып отыратын қозғалысты және сол қозғалысқа байланысты күштің шамасының өзгеруі мен әсер ету процесін талдау. Сонымен қатар, тербелістің сипатын анықтау арқылы жүйе сенімділігіне әсерін есептеу, себебі ол машинаны жобалау және пайдалану кезіндегі тербеліс процесін реттеуге мүмкіндік береді.

Динамикалық жүктемелер машиналар мен механизмдерді қосқан және тежеген кезде пайда болады. Динамикалық жүктемелер

машиналардың беріліс қатынастарының өзгеруіне қарай, қозғалу жылдамдығының артуы немесе төмендеуі нәтижесінде пайда болады. Сонымен қатар, динамикалық жүктемелер инерция кезеңдері мен жабдықтың салмағының өзгеруіне қарай да туындайды. Машиналарды іске қосатын немесе тежейтін аппараттардың саңылау шамасын реттеу кезіндегі өзгерістер, әртүрлі амплитудалы тербелістердің пайда болу нәтижесінде динамикалық жүктемелер туындайды.

Қолданыстағы құбырлар пайдалану кезінде жұмыс барысында түскен күштен, температурадан, атмосфералық құбылыстардан, коррозиялы-белсенді заттардың әсерінен беріктігі мен жарамдылығы өзгеріске ұшырап жұмыстағы сенімділігі төмендейді.

Жобалау кезінде жіберілген қателіктер, құрылыс-құрылғылау және жөндеу кезінде жіберілген қателіктер құбырларды пайдалану кезінде құбыр жүйесінің қалыпты жұмыс істеуін тежейтін ақаулар ретінде көзге түсетіні анық. Сондықтан, құбырлардың істен шығу себептерін анықтау кезінде белгілі болған фактілердің көбі құбырдың өндіру кезінде дұрыс нақтыланбаған сипаттама-қасиеттеріне байланысты болады. Бұл ақаулардың басым көпшілігі ішкі және сыртқы «жасырын» факторлардың әсерінен болады.

Соңғы кезде зерттеушілердің машина жасау және металлургия кешеніндегі өнім сапасын құру теориясы негізгі екі мәселені шешуге бағытталған: сапа және оны сандық бағалау критерийінің структурасын құрастыруға; сапа параметрлерінің технологиялық үрдістер мен өнім өндіру стадиясыны шектеулі түрде байланысын қамтамасыз ететін сапаны басқарудың тиісті кешенді жүйесін ойлап табу көзделген.

ӘДЕБИЕТТЕР

- 1 Яковлев Р.А., Восконьянц А.А. / «Основы динамики металлургических машин» – М.: Москва, Издательство МГТУ, 1990 г
- 2 И.И., Коловский М.З. / «Нелинейные задачи динамики машин» – М.: Машиностроение, 1968 г.

ХАРАКТЕРИСТИКА ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ И УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ В МЕТАЛЛУРГИИ

СМАҒҰЛ Қ. Б., ТҰРСЫНЖАН Ә. М., ОРАЗАЛИНОВА А. У.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ЖУНУСОВ А. К.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ШОШАЙ Ж.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ЖУНУСОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар

Экологическая опасность отходов определяются сочетанием многих факторов. Прежде всего, это их физическое состояние, химический состав и наличие экотоксикантов. Техногенные отходы металлургии часто содержат элементы, опасные для человека и экосистемы. Это мышьяк, сера, фосфор, тяжелые цветные металлы - цинк, свинец, кадмий. Экологическая опасность таких отходов резко возрастает из-за их дисперсности.

Наибольшую угрозу представляют пыли и шламы, которые рассеиваются ветром при хранении. Малые размеры частиц способствуют переходу элементов в водорастворимые соединения, так называемому выщелачиванию. Из-за амфотерности многих металлов выщелачивание происходит при любом рН. Вредные вещества и ионы тяжелых металлов попадают в воду и почву. Очень токсичны пыли электросталеплавильных печей, в которых также содержатся хлор и фтор (в США плата за их хранение составляет сотни долларов за 1 т). Концентрация вредных компонентов в пылях и шламах в десятки и сотни раз больше, чем в шлаках, что связано с летучестью многих примесей. Поэтому уже простой перевод пыли в компактное состояние (спекание, сплавление) дает значительный экологический эффект. Вредные примеси содержатся и в шлаках цветной металлургии, однако здесь они находятся в компактном состоянии шлакового монолита, что существенно снижает экологическую опасность. Еще инертнее шлаки черной металлургии [1,2].

Таким образом, отходы металлургии включают и высокотоксичные материалы (пыли), и относительно инертные (доменные шлаки). Но даже складирование сотен миллионов тонн отходов требует отторжения больших площадей.

Главными факторами, определяющими возможность экологически безопасной утилизации отходов, вновь становятся их физическое состояние и химический состав. На это накладываются технические возможности существующих технологий и экономическая целесообразность с учетом экологической перспективы. Можно выделить три подхода к утилизации отходов: прямое использование, переработка с извлечением полезных компонентов, уничтожение. Наиболее рациональны первые два, но не все отходы можно переработать. Несмотря на наличие полезных компонентов, на настоящем этапе может не существовать эффективных технологий их извлечения. Такие отходы дешевле и безопаснее уничтожить.

Переработке с извлечением полезных компонентов могут подвергнуться различные отходы, но их состав, дисперсность, влажность затрудняют применение существующих технологий. Отходы, которые постоянно накапливаются и требуют новых площадей для хранения - это хвосты обогащения, пыли и шламы, шлаки цветной металлургии. Концентрация железа в этих шлаках достигает 25% и более, а в пылях и шламах черной металлургии до 60%, что превышает показатели необогащенных руд. Но все они содержат примеси летучих металлов, прежде всего Zn (3-7% в шлаках медных заводов, 6-10% в свинцовых). В отвалах цветной металлургии содержатся Cu, Co, Ni, Ag. Огромные запасы отходов привели к возникновению своеобразных техногенных месторождений [1, 2].

Проблема использования отходов в том, что нет промышленных технологий переработки отходов. Их использование затруднено дисперсностью и присутствием летучих металлов. Хвосты обогащения дисперсны, но не содержат летучих примесей. Шлаки - компактный продукт, но содержат много примесей. Пылям и шламам присущи оба недостатка.

Окисленная форма железа в отходах определяет необходимость их переработки восстановительными процессами, например доменным. Однако дисперсные материалы нарушают газодинамику печи и увеличивают пылевывос. Применение агломерации не решает проблемы, так как процесс связан с интенсивным прососом газов через слой шихтовых материалов. Поэтому такие отходы должны быть предварительно окомкованы. Но этим не исчерпываются трудности переработки отходов с летучими примесями.

Цинк и щелочные металлы - не только летучи (имеют высокое давление насыщенного пара), но и легко восстанавливаются уже на средних горизонтах печи в виде паров. Поднимаясь с газовым потоком, пары окисляются и конденсируются на поверхности шихтовых материалов. Со столбом шихты оксиды опускаются, опять попадают в зону высоких температур, восстанавливаются, и возникает круговорот металлов.

Щелочные металлы растворяются в огнеупорной футеровке, подвергая ее химической эрозии. Цинк и его оксид образуют наросты (настыли), которые механически разрушают футеровку.

Таким образом, даже при использовании окатышей из высокожелезистых окомкованных пылей и шламов происходит перерасход кокса и возникает взаимодействие примесей с футеровкой. При переработке отходов цветной металлургии это усугубляется дополнительным расходом кокса из-за более низкого содержания железа. Окатыши из чистых по примесям хвостов обогащения приводят к перерасходу кокса по этой же причине. Поэтому переработка указанных материалов очень ограничена.

Шламовые отвалы пытались ликвидировать, используя их для засыпки отработанных карьеров и оврагов с последующей рекультивацией плодородной землей. Однако полученные "плоды" содержали токсичные вещества, и эта практика была прекращена. Аналогичный пример: отсыпка искусственных островов из шламов приводила к появлению токсинов в морепродуктах. Помимо неэкологичности таких решений они сводятся к закапыванию железа в землю, из которой его извлекали.

Комплексная утилизация многих отходов с извлечением полезных компонентов требует создания новых процессов, к которым предъявляются следующие основные требования: возможность переработки дисперсного сырья, восстановления железа и извлечения других полезных элементов. В этих процессах надо отказаться от конструкции шахтной печи и использования кокса. Последнее связано с его дефицитностью, высокой стоимостью и вредными выбросами при производстве. Поэтому в мире активно развиваются так называемые процессы жидкофазного восстановления.

Процесс Ромелт является непрерывным способом получения чугуна из железосодержащего сырья и отходов с применением недефицитных и дешевых марок некоксуемых углей. Печь с расплавом шлака через нижние фурмы вдувается кислородно-

воздушная смесь, которая интенсивно перемешивает шлак. Печь футерована только до уровня нижних фурм. Остальная часть выполнена из водоохлаждаемых элементов - кессонов. На холодной поверхности кессонов шлак образует твердую корку - гарниссаж. Так решается проблема стойкости футеровки в контакте со шлаковым расплавом. Шихта - руда или железосодержащие отходы (шламы, окалина) и уголь - непрерывно загружаются сверху на поверхность шлакового расплава с температурой 1400-1500 °С. Предварительной подготовки пылевидного сырья или угля не требуется. Уголь выполняет две функции. Его горение совместно с дожиганием газов поддерживает температуру в печи. Кроме того, он обеспечивает восстановление оксидов железа и формирование чугуна, который в виде капелек осаждается на дно (подину) печи. Металл и шлак выпускают через отверстия (летки), выполненные на разных уровнях.

Для дожигания выделяющихся газов (СО, Н₂, летучие углеводороды угля) и возврата тепла в ванну через верхние фурмы подается кислород. В опытной установке выходящие из печи газы поступают в котел-охладитель, где окончательно дожигаются за счет естественного подсоса воздуха, охлаждаются и подаются на газоочистку. В промышленном агрегате они будут использованы для выработки электроэнергии.

Перспективным направлением по утилизации шламов комплексного состава (с повышенным содержанием цинка) является изготовление из обезвоженных по традиционной схеме шламов металлизированных окатышей, окатышей безобжигового упрочнения или брикетов. Полученные окатыши или брикеты можно использовать в сталеплавильном агрегате в качестве заменителя металлолома. При многократном возвращении пылевыноса в печь будет происходить накопление цинка в пылевыносе. При рециклинге шлама, содержащего 3,39 % Zn и 1,17 % Pb в мартеновских печах наблюдалось хорошее совпадение теоретических и практических данных по цинку [1]. В то же время практические данные по рециклингу свинца не совпадают. Это можно объяснить вероятным скоплением свинца на подине печи и выпуском его с продуктами плавки, где он испаряется и переходит в газовый фон. В скоротечных конвертерном и электросталеплавильном процессах свинец, по-видимому, будет возгоняться и переходить в пылевынос аналогично цинку. Для переработки обогащенного пылевыноса на заводах цветной металлургии достаточно иметь содержание 12 – 15 %

цинка. Однако при этом не решается проблема использования железосодержащей части. Поэтому предлагается осуществлять рециклинг пылевыноса до накопления содержания цинка в районе 12-15 % , далее производить обработку шламов с влажностью 6-8 % жидкими мартеновскими шлаками. При этом будем получать возгоны цинка - сырье для цветной металлургии и обогащенные железом шлаки, которые можно направлять в доменную печь. При использовании такого кускового продукта в доменной печи будут экономиться агломерат, известняк, марганцевая руда, кокс (не нужно затрачивать энергию для разложения известняка на СаО и СО₂).

Таким образом, для решения проблемы утилизации цинксоодержащих сталеплавильных пылей и шламов существует потенциал в самом сталеплавильном производстве. При их утилизации по предложенной технологии достигается полное использование всех ценных компонентов, содержащихся в пылевыносе сталеплавильных агрегатов, а также существенно улучшается состояние окружающей среды.

ЛИТЕРАТУРА

1 Рабинер Ю. Прогрессивная технология переработки муниципальных отходов [Электронный ресурс] // Экология. Отходы. Мусор. Выбросы. Утилизация. URL:<http://www.new-garbage.com> (дата обращения: 04.03.15).

2 Леонтьев, Л.И. Пирометаллургическая переработка комплексных руд / Л.И. Леонтьев, Н.А. Ватолин. – М.: Металлургия, 1997. – 432 с.

ПОКРЫТИЯ ДЛЯ РЕЖУЩЕГО ИНСТРУМЕНТА

ТАУКЕНОВ Т. С., ЕЛЬБАЕВ А. Е.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
ИТЫБАЕВА Г. Т.

к.т.н., ассоциированный профессор (доцент),
ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
СМАГУЛОВА А. К.

преподаватель, Павлодарский машиностроительный колледж, г. Павлодар

Научно-технический прогресс на машиностроительных предприятиях во многом связан с созданием металлорежущих

инструментов с более износостойкими рабочими поверхностями и их надёжной эксплуатацией.

Широкое применение станков с числовым программным управлением, повышение стоимости металлорежущего инструмента, а также ужесточение требований, предъявляемые к надёжности технологического процесса, физико-механическим свойствам обрабатываемой поверхности, её шероховатости и точности обработки, сделало еще более актуальной проблему повышения стойкости режущих инструментов. Основной причиной износа режущих инструментов при прерывистом резании является возникновение трещин в его режущей части, являющихся причиной появления сколов и выкрашиваний, связанных с усталостным разрушением в результате воздействия переменных силовых и, особенно, тепловых воздействий. Одним из путей повышения стойкости и работоспособности режущих инструментов с покрытием является нанесение покрытий многослойного типа. Наличие в покрытии слоев с определенными теплофизическими и механическими свойствами способно тормозить процессы образования и распространения трещин без снижения микротвердости, улучшить термонапряженное состояние режущих инструментов с покрытием и повысить стойкость режущих инструментов.

Использование металлорежущего инструмента с предварительно нанесенными тонкими (1-5 мкм) износостойкими покрытиями обеспечивает ряд важных преимуществ: повышение производительности обработки резанием на 20-200%, увеличение срока службы инструмента до 1,5-10 раз при обработке конструкционных сталей, до 4 раз - при резании коррозионностойких и жаропрочных сталей, в 1,5-2,5 раза - при обработке титановых и никелевых сплавов. Кроме того, достигается снижение расхода сложнопрофильного инструмента вследствие уменьшения количества его переточек [3].

Методы, использующиеся для модификации рабочих поверхностей режущих инструментов, имеют существенные различия в применяемых источниках энергии, рабочих средах и т.д. Однако, несмотря на это, эффекты, которые могут быть достигнуты при их применении, имеют существенные сходства и связаны они с улучшением наиболее важных показателей эффективности (выходных параметров) процесса резания. Улучшение выходных параметров процесса резания является следствием изменения

функциональных и физических параметров процесса резания, которое в свою очередь является следствием изменения физико-механических и кристаллохимических свойств поверхности и поверхностного слоя инструмента, происходящего в результате применения того или иного метода.

Эффекты, которые могут быть достигнуты в результате применения различных методов модификации рабочих поверхностей режущих инструментов:





1) Изменение свойств поверхности и поверхностного слоя режущего инструмента: повышение микротвёрдости; повышение теплостойкости; создание оптимальных напряжений; изменение шероховатости; уменьшение адгезионного взаимодействия с материалом заготовки.

2) Изменение функциональных и физических параметров процесса резания: снижение длин контакта на рабочих поверхностях; снижение коэффициента трения на рабочих поверхностях; снижение составляющих силы резания; снижение мощностей тепловых источников; снижение интенсивности наростообразования.

3) Изменение выходных параметров процесса резания: снижение расхода режущего инструмента; повышение производительности обработки; повышение точности и качества изделий; уменьшение потребляемой мощности; минимизация количества применяемой смазочно-охлаждающей жидкости.

Таблица 1 - Классификация методов модификации рабочих поверхностей режущих инструментов

Нанесение покрытий	Поверхностное легирование	Термическое воздействие	Деформационное воздействие
Химическим осаждением (CVD)	Химико-термической обработкой	Закалкой токами высокой частоты	Дробеструйной обработкой
Физическим осаждением (PVD)	Ионной обработкой	Лазерной закалкой	Вибрационной обработкой
Электролитическим способом	Лазерным легированием	Электронно-лучевой обработкой	Магнитно-импульсной обработкой
Газотермическим напылением	Электронно-лучевым легированием	Плазменной закалкой	Упрочнением взрывом
Наплавкой	Электронно-лучевым легированием	Криогенной обработкой	Ультразвуковой обработкой
Плакированием	Плазменным легированием	Газо-плазменной закалкой	Выглаживанием и обкатыванием

 <p>Образование плёнки на поверхности инструмента</p>	 <p>Изменение химического состава поверхностного слоя</p>	 <p>Изменение структуры поверхностного слоя</p>	 <p>Изменение микрогеометрии и энергозапаса, наклёп поверхностного слоя</p>
--	--	--	--

Метод покрытия режущих инструментов является наиболее универсальным среди других известных методов модификации и поэтому получил наибольшее промышленное распространение при изготовлении режущего инструмента широкой номенклатуры. Более 80% твердосплавных пластин в мире выпускается с различными покрытиями. Нанесение покрытий широко применяется и для быстрорежущего инструмента, а в последнее время и для пластин из минералокерамики.

Для инструментов их быстрорежущих сталей и твердых сплавов главный эффект от нанесения покрытий заключается в повышении твердости контактных площадок режущего инструмента и снижении их адгезионного взаимодействия с обрабатываемым материалом. В результате этого трансформируются функциональные и физические параметры процесса резания: стружкообразование, контактные и тепловые процессы, а так же изнашивание рабочих площадок инструмента.

Следствием этих изменений является:

- повышение размерной стойкости режущего инструмента, которое ведет к существенно более экономному использованию инструментальных материалов;
- смещение допустимых скоростей резания для данного инструментального материала в область более высоких значений, что обеспечивает повышение производительности обработки;
- снижение шероховатости обработанных деталей.

Известны способы нанесения износостойкого покрытий на режущий инструмент:

1) на поверхность вакуумно-дуговым методом наносят покрытие из нитрида титана (TiN) или карбонитрида титана (TiCN) [1].

При этом способе покрытия, обладающие хорошей адгезией к инструментальному материалу, имеют относительно низкую твердость и уровень сжимающих напряжений либо имеют высокую микротвердость, но недостаточную прочность сцепления с инструментальной основой. В результате этого покрытие легко подвергается абразивному износу, в нем быстро зарождаются и распространяются трещины, приводящие к разрушению покрытия, что снижает стойкость режущих инструментов с покрытием.

2) нанесение износостойкого покрытия на режущий инструмент, включающий вакуумно-плазменное нанесение многослойного покрытия, состоящего из чередующихся слоев чистого -титана (-Ti) и TiN [2].

При этом способе многослойное покрытие содержит мягкие слои чистого металла, которые хорошо сопротивляются зарождению и развитию трещин, но снижают микротвердость и когезионную прочность покрытия. В результате покрытие плохо сопротивляется абразивному износу, что приводит к разрушению покрытия и снижению стойкости режущего инструмента.

В настоящее время помимо традиционно используемых однослойных покрытий TiN, TiC и TiCN в промышленности широко используются и многослойные покрытия, в которых каждый слой выполняет строго регламентированные функции. Типичным представителем таких покрытий является TiC-TiCN-Al₂O₃. Использование барьерного (наружного) слоя Al₂O₃ сдерживает диффузионные процессы и служит своеобразным термоизолирующим слоем, снижает склонность инструментального материала к окислению при повышенных температурах резания.

На мировом рынке технологий по упрочнению поверхности инструмента всегда наиболее широко были представлены два метода: метод химического осаждения (Chemical Vapour Deposition — CVD) и метод физического осаждения покрытий (Physical Vapour Deposition — PVD). Более широкое промышленное применение получили PVD-способы нанесения защитных покрытий.

Методы CVD и PVD существенно различаются:

- по температурам и давлениям, при которых они реализуются
- по составам наносимых покрытий
- по областям применения.

Методами химического осаждения покрытий (CVD) получают соединения на основе нитридов, карбидов, карбонитридов и боридов тугоплавких металлов - AlO_3 , TiN , TiC , ZrN , TiCN и др.

В общем случае процессы CVD основаны на протекании гетерогенных химических реакций в парогазовой среде, окружающей инструмент, в результате которых образуется износостойкое покрытие. Осаждение покрытий происходит в специальной печи в присутствии водорода при взаимодействии газообразных галогенидов типа TiCl_4 , AlCl_3 с составляющими смесей - азотом при осаждении нитридов тугоплавких металлов, метаном при осаждении карбонитридов и углекислым газом при осаждении оксидов. Все CVD-методы обеспечивают равномерное нанесение покрытий на рабочие поверхности инструмента и обладают относительно высокой производительностью, что делает их особенно привлекательным для массового производства.

Существенными недостатками CVD-методов является:

- практическое отсутствие возможностей широкого управления составом, свойствами и структурой формируемых покрытий;
- взрывоопасность и токсичность используемых реагентов.

Методы физического осаждения (PVD). Методы физического осаждения покрытий универсальны с точки зрения получения гаммы монослойных, многослойных и композиционных покрытий на основе нитридов, карбидов, карбонитридов, оксидов, боридов тугоплавких металлов IV-VI групп Периодической таблицы и позволяют реализовывать процессы нанесения при температурах 500-600°C, что обеспечивает возможность их применения для инструментальных сталей и твердых сплавов.

При обработке на повышенных скоростях резания, PVD-покрытия, имеют даже некоторое преимущество перед CVD-покрытиями. Это связано с тем, что по мере повышения скорости резания, и как следствие температуры в зоне обработки, PVD-покрытия значительно меньше теряют в твердости.

Кроме состава покрытия, очень важной и достаточно противоречивой характеристикой является его толщина. С одной стороны, ее рост благоприятно сказывается на повышении износостойкости контактных площадок инструмента, с другой - приводит к заметному увеличению количества дефектов в покрытии, снижению прочности сцепления покрытия с инструментальным материалом и уменьшению способности покрытия сопротивляться хрупкому разрушению. Именно поэтому при нанесении покрытий

на инструменты, эксплуатирующиеся в условиях прерывистого резания, например, при фрезеровании, когда покрытие должно сопротивляться циклическим нагрузкам, его толщина, как правило, не превышает 6-7 мкм, в то время как при точении этот показатель может достигать 15 мкм.

Таким образом, сегодня имеется большое разнообразие методов модификации рабочих поверхностей режущих инструментов, среди которых универсального метода не существует. Один и тот же метод в одних условиях эксплуатации инструмента может дать положительный эффект, а в других отрицательный. Применение того или иного метода модификации связано с затратами на приобретение специального оборудования для его реализации, поэтому эффективность его применения также будет существенно зависеть от масштабов (серийности) производства. В связи с большим разнообразием инструментальных материалов, видов режущих инструментов и условий их работы, а также многовариантностью производственных задач, может быть предложена только общая методика выбора эффективной технологии модификации рабочих поверхностей режущего инструмента.

1 этап. Осуществляется всесторонний анализ условий эксплуатации режущего инструмента (режима резания, свойств обрабатываемого материала и т.д.), определяются конкретные выходные показатели процесса резания, которые должны быть улучшены в результате применения метода модификации рабочих поверхностей режущего инструмента.

2 этап. Определение физико-механических и кристаллохимических свойств поверхности и поверхностного слоя (шероховатость, микротвердость, теплостойкость, сродство с обрабатываемым материалом и т.д.), оказывающих наиболее сильное влияние на выходные показатели процесса резания при конкретных условиях эксплуатации режущего инструмента.

3 этап. Производится непосредственно выбор метода модификации поверхности. Для этого выявляются технологические возможности различных методов с точки зрения обеспечения необходимых физико-механических и кристаллохимических свойств поверхности и поверхностного слоя, производится экономическая оценка их применения.

4 этап. Назначение технологических режимов обработки рабочих поверхностей режущего инструмента исходя из условий обеспечения требуемых параметров поверхности и поверхностного слоя режущего инструмента.

ЛИТЕРАТУРА

1 Табаков В. П. Работоспособность режущего инструмента с износостойкими покрытиями на основе сложных нитридов и карбонитридов титана. Ульяновск: УлГТУ, 1998. 122 с.

2 Верещак А. С. Работоспособность режущего инструмента с износостойкими покрытиями. - М.: Машиностроение, 1993, с. 294

3 Ипполитов В.Н. Повышение режущих свойств инструментов из быстрорежущей стали на основе модификации их рабочих поверхностей. М.: Машиностроение, 2007. 146с.

2 Макаров А.Д. Износ и стойкость режущих инструментов. М.: Машиностроение,

**ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТАЛЛОГРАФИЧЕСКИХ
ШЛИФОВ АРМАТУРНОЙ СТАЛИ**

ТАШЕНОВ С. Ж., ТУГУМОВ К. К.,
ЕРЁМЕНКО А. С., ЖИДКОВА А. И.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
БОГОМОЛОВ А. В.
к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Для того, чтобы получить представление о структуре конкретного металлоизделия, необходимо правильно выбрать место вырезки образца для микроскопического анализа.

Микроскопический анализ заключается в исследовании структуры материалов при больших увеличениях с помощью микроскопа. Микроанализ выявляет структуры сплавов в неравновесном состоянии. Шлифы образцов из стали перед микроскопическим исследованием протравливают 1 мин в 4% растворе азотной кислоты. Поверхность образца подвергают специальной обработке. При этом необходимо получить приблизительную плоскую поверхность. Для получения качественной поверхности микрошлифа при шлифовании последовательно переходят от одной шкурки к другой с непрерывно уменьшающимися размерами абразивных частиц. Шлифование — механическая или ручная операция по обработке твёрдого материала. Механическое шлифование обычно используется для обработки твёрдых и хрупких материалов, а также для достижения наименьшей шероховатости поверхности образца [1, с. 26].

Для охлаждения обычно используют смазочно-охлаждающие жидкости. При этом при каждой смене шлиф поворачивают на 90°. После шлифования поверхности образца следует полирование, которое должно устранить риски, оставшиеся от воздействия абразивных частиц. Полированием удаляют оставшиеся после тонкого шлифования мелкие дефекты поверхности, риски и т.п. Следующий этап обработки образца «травление». Травление — группа технологических приёмов для управляемого удаления поверхностного слоя материала с заготовки под действием специально подбираемых химических реактивов [2, с.8].

Процесс травления включает в себя:

1. подготовку поверхности (например, механические шлифовка и полировка, обезжиривание);

2. взаимодействие травителя или электролита (растворы кислот, растворы и расплавы солей и щелочей, другие органические и неорганические жидкости, плазма) с обрабатываемым материалом;

3. очистку поверхности от травителя и продуктов травления (как правило, это отмывка каким либо растворителем).

Процесс травления может сопровождаться газовой выделением. В частности, кислотное травление металлов часто сопровождается выделением водорода, что требует применения особых мер безопасности [3, с. 36].

Макроскопический анализ также часто позволяет судить о качестве металла и определять условия предшествующей обработки, влияющие на сплошность металла и особенности его строения после затвердевания при литье, а также характер и качество последующей обработки [4, с.87]. Контроль структуры — основной вид испытаний для определения качества стали и обнаружения разнообразных металлургических дефектов. Макроструктуру контролируют на поперечных или продольных шлифах и изломах. Этот способ позволяет оценить все сечение заготовок и благодаря травлению выявить крупные и мелкие дефекты (включая ликвационные) и особенности структуры. Оценка макроструктуры литых заготовок, поковок и проката производится по ГОСТ 10243 и ОСТ 14-235-91 [5, с. 234].

Темплеты для поперечных шлифов и продольных изломов обычно вырезают перпендикулярно направлению прокатки иликовки, для продольных шлифов — параллельно направлению прокатки,ковки, при этом плоскость шлифа должна совпадать или быть близкой к оси контролируемого прутка. Поверхность

темплетов перед травлением подвергается торцеванию, строганию, шлифованию. Поперечные шлифы оценивают путем сравнения с фотоэталоны шкал или отдельных дефектов. В стандарте также приведены фотоэталоны макроструктуры с такими дефектами, как пузыри, корки, флокены, черновины, трещины и др. [6, с.126].

Шлифованные образцы протравливают 3 мин в 50 %-ном растворе соляной кислоты при 80 °С. Закаленный слой имеет более темную окраску. Для поверхностного травления стальных шлифов используется реактив Гейна следующего состава: NH_4Cl -53г, CuCl_2 -85г, H_2O -1000 мл, $t=20^\circ\text{C}$; $\tau=1$ мин. Микроскопический анализ заключается в исследовании структуры материалов (фаз, их количества, формы и распределения по объему заготовки) при больших увеличениях с помощью микроскопа. Чистые металлы и однофазные сплавы (твердые растворы) в литом состоянии имеют характерную дендритную структуру, а после пластической деформации и отжига, приводящего металла в равновесное состояние структура состоит из сравнительно одинаковых по форме зерен (равноосных полиэдров) [7, с.348].

В лаборатории кафедры металлургии нами были подготовлены образцы металлографических шлифов к исследованию микроструктуры металла. Поверхность образца подвергали специальной слесарной обработке для получения приблизительно плоской поверхности. Для получения качественной поверхности микрошлифа при шлифовании последовательно переходили от одной шкурки к другой и т. д. с непрерывно уменьшающимися размерами абразивных частиц. При этом при каждой смене шкурки шлиф поворачивали на 90° .

После шлифования поверхности образца следует полирование, которое должно устранить риски, оставшиеся от воздействия абразивных частиц. Полированием удаляли оставшиеся после тонкого шлифования мелкие дефекты поверхности, риски и т. п. После полирования микрошлиф промывали водой, затем спиртом и просушивали фильтровальной бумагой.

На рисунке 1 представлен образец металлографического шлифа арматурного проката периодического профиля, подготовленного к исследованию микроструктуры.

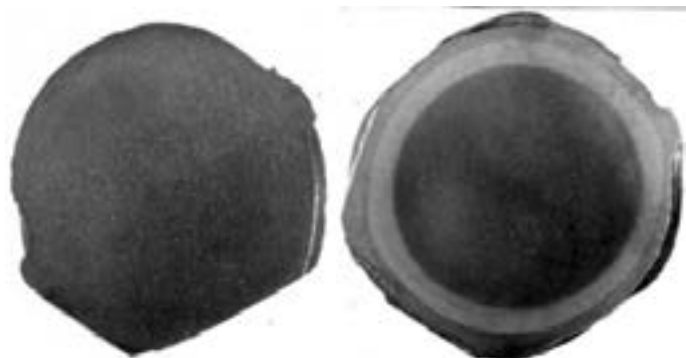


Рисунок 1 - Общий вид образца, поперечный темплет, сталь 35 ГС

Для получения металлографических шлифов нами изготовлено лабораторное оборудование в рамках проекта «Жас галым 2015». С его помощью были подготовлены образцы арматурной стали к исследованию макро- и микроструктуры.

Микроструктуру горячекатаных и упрочненных образцов исследовали при увеличении $\times 200$ на оптическом микроскопе фирмы ЛОМО (г. Санкт-Петербург, Россия). Долю перлитной составляющей определяли по методу Розиваля, согласно которому площади структурных составляющих вычисляют по длинам отрезков прямой, попавших на каждую из структурных составляющих в соответствии с принципом Кавальери.

Как показали исследования, макроструктура термоупрочненных стержней имеет четко выраженные зоны: внешнее кольцо толщиной 2мм (рисунок 2б) и внутренний круг с переходным участком - вследствие различных механизмов распада аустенита поверхностных и внутренних зон при термоупрочнении по режиму прерванной закалки с последующим самотпуском [4]. На стержнях горячекатаной стали макроструктура - однородная (рисунок 2 а).



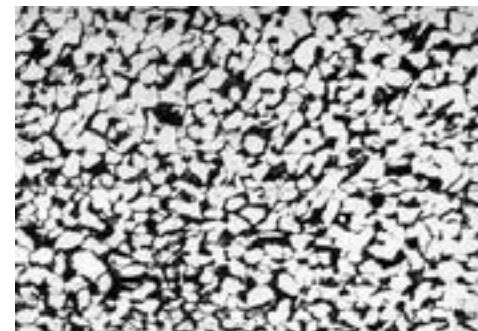
а)
Рисунок 2 - Макроструктура (X5) арматурных стержней периодического профиля диаметром 25 мм и з углеродистой стали Ст.5сп

б)

На рисунке 3 представлена микроструктура по сечению горячекатаного арматурного стержня диаметром 20 мм. из стали Ст.5сп. Видно, что из-за более ускоренного охлаждения поверхностных слоев формируется структура, напоминающая видманштеттову структуру с вытянутыми ферритными пластинками.



а) поверхностные зоны



б) центральные зоны

Рисунок 3 – Микроструктура по сечению горячекатаного арматурного стержня диаметром 20 мм. из стали Ст.5сп., х 200

Вывод. Изготовленное в рамках проекта «Жас ғалым 2015» лабораторное оборудование позволяет получать металлографические шлифы достаточного уровня качества для полноценного исследования макро- и микроструктуры металла.

ЛИТЕРАТУРА

- 1 Геллер Ю.А., Рахштадт А.Г. Материаловедение. – М.: Металлургия, 1983. – 256 с.
- 2 Способы металлографического травления: Справочное издание.: Пер. с нем./ Беккерт М., Клемм Х. – 2-е изд., перераб. И доп. – М.: Металлургия, 1988. – 400 с.
- 3 А.М. Ямпольский. Травление металлов – М.-Л.: Машиностроение, 1964-112с.
- 4 Канаев А.Т., Решоткина Е.Н., Богомолов А.В. Исследование дефектов и термическое упрочнение арматурного проката из непрерывнолитых заготовок.//«Сталь», №6, 2010 - М.:, с.87-91.
- 5 Самохоцкий А.И., Кунявский М.Н. и др. Металловедение - М.: Металлургия, 1990 -416с.
- 6 Богомолова Н.В. Практическая металлография—М.: Металлургия, 1986, 230 с.
- 7 Смағұлов Д.Ұ. Металлография – Алматы ҚазҰТУ, 2007.-376 б.

МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ (МКЭ) С ПРИМЕНЕНИЕМ ВАРИАЦИОННОГО ИСЧИСЛЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ВСП-КОМБИ

ТУСУПБЕКОВ Н. Е.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

МАЖЕНОВ А. Е.

преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБСОЛЯМОВА Д. Р.

ст. преподаватель ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

АБДРАХМАНОВ Е. С.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Рассмотрим процесс уплотнения в опоке диаметром 400 мм и высотой 200 мм с моделью «Корпус подшипника», представляющего собой тело вращения с тремя уступами. Для простоты считаем, что условия деформации смеси соответствуют плоско-напряженному состоянию. В качестве основного конечного элемента выбираем треугольный комплекс-элемент, обеспечивающий приемлемую точность расчетов.

Исходные геометрические данные:

Поскольку форма симметрична, рассматривается часть опоки с напольнительной рамкой и моделью, расположенная справа от оси симметрии, радиусом 200 и суммарной высотой 360 мм;

Сечение формовочной смеси разбиты на конечные элементы одинаковой толщины. Нумерация элементов производится снизу вверх и слева направо. Номера элементов заключены в круглые скобки. Всего используется 121 элемент

Узлы элементов нумеруются снизу вверх и слева направо от 1 до 156;

Координаты узлов задаются в миллиметрах. Начало координат находится на оси симметрии модельной плиты.

Начальные условия:

Напряжения и деформации во всех конечных элементах равны нулю;

В пределах каждого элемента смесь распределена равномерно;

Плотность и другие свойства смеси во всех элементах одинаковы;

Граничные условия:

На гранях конечных элементов, прилегающих к модельно-опочной оснастке, действует распределенная сила внешнего трения. Она вычисляется по формуле:

$$(f_{\text{тр}})^e = k_{\text{тр}}(\sigma)^e$$

где $(\sigma)^e$ – напряжение, перпендикулярное к соответствующей поверхности;

$K_{\text{тр}}$ – коэффициент внешнего трения смеси;

Принято, что во всех элементах $K_{\text{тр}} = 0,35$.

На гранях элементов, расположенных на поверхности модели и модельной плиты, действует распределенная сила нижнего прессования (на I стадии процесса);

На гранях элементов, расположенных на верхней поверхности смеси, действует распределенная нагрузка от ВСП-колодки (на второй стадии процесса);

Перемещения граничных узлов ограничиваются соответствующими поверхностями модельно-опочной оснастки. Узлы 1-16, расположенные по оси симметрии, могут перемещаться только вертикально.

На первом этапе расчета узлы, расположенные на верхней поверхности смеси не перемещаются по вертикали, а имеют возможность только горизонтального перемещения. Узлы, лежащие на поверхности модели и модельной плиты, получают определенные вертикальные перемещения, соответствующие ходу прессования. На втором этапе расчета картина прямо противоположная.

Основные предпосылки и допущения:

На первом этапе расчета усилие прессования считается неизменным по величине и направлению, поэтому расчет ведется пошаговым методом, исходя из хода прессования. Нпр разбивается на ряд отрезков $\Delta H_{\text{нпр}}$. Расчет ведется последовательно шагами, пока не выполнится условие:

$$\sum \Delta H_{\text{нпр}} = H_{\text{нпр}}$$

Это сделано с целью повышения точности результатов за счет учета изменения свойств формовочной смеси при уплотнении ее в принципе расчет можно сделать за один шаг (если $\Delta H_{\text{нпр}} = H_{\text{нпр}}$), но это фактически означает, что свойства смеси постоянны в течение всего процесса прессования. Поскольку прессование идет на небольшую глубину, ошибка вычисления невелика;

Предполагается, что в пределах одного шага прессования (или шага вычисления) свойства конечного элемента и фформовочной смеси постоянны. Они могут скачкообразно меняться при переходе к следующему шагу;

Для каждого шага прессования определяются перемещения узлов и приращения деформации в каждом элементе. По приращениям деформации рассчитывается деформация с конечным итогом, а по ней плотность и напряжение в конечных элементах. Плотность вычисляется по формуле:

$$\rho_i = \frac{\rho_{i-1}}{1 + \varepsilon_x + \varepsilon_y}$$

где ρ_i – плотность смеси в элементе на i -том шаге прессования;

ρ_{i-1} – плотность смеси на предыдущем, $(i-1)$ шаге.

Вычисленные значения берутся в качестве начальных значений для следующего шага вычисления.

Матрицы свойств конечного элемента принята в следующем виде:

$$(D)^e = \frac{E(1-\mu)}{(1+\mu)(1-2\mu)} \begin{bmatrix} 1 & \frac{\mu}{1-\mu} & 0 \\ \frac{\mu}{1-\mu} & 1 & 1 \\ 0 & 0 & \frac{1-2\mu}{2(1-\mu)} \end{bmatrix}$$

где E – модуль упругости смеси;

μ – коэффициент Пуассона для смеси.

Система уравнения для решения задачи в конечных перемещениях имеет следующий вид:

$$[k]\{\sigma\} = \{P\}$$

где $[k]$ – матрица жесткости всей системы в целом, состоит по матрице индексов на основании матриц жесткости всех конечных элементов;

$\{\sigma\}$ – вектор перемещений узлов всех элементов;

$\{P\}$ – вектор приложенной нагрузки.

На рисунке 1 приведена разбивка массива смеси с координатной сеткой для решения МКЭ.

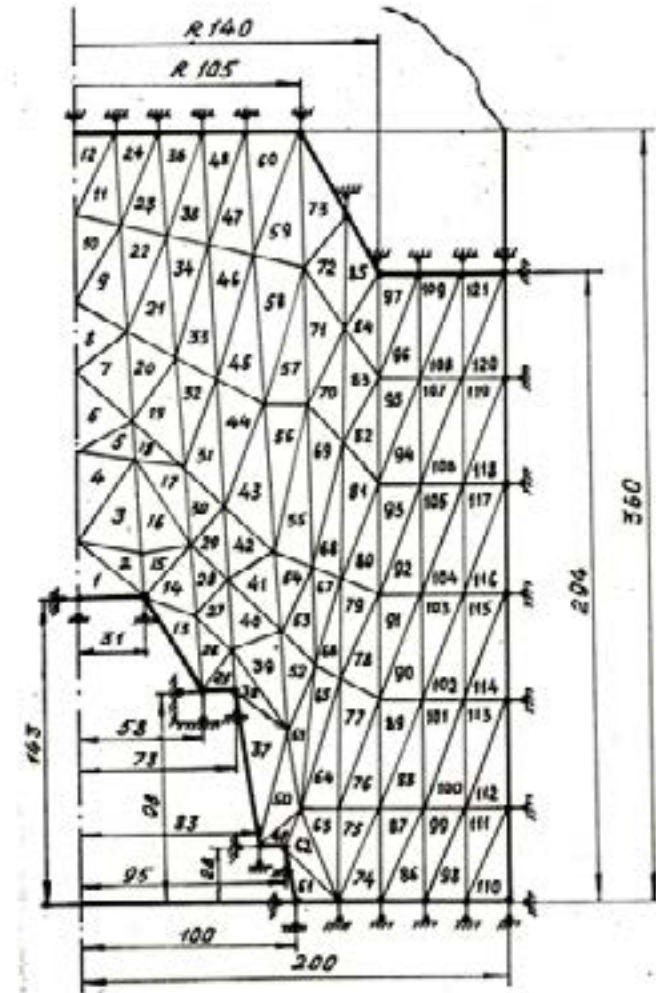


Рисунок 1 - Разбивка массива смеси с координатной сеткой для решения МКЭ

Разработка вычислительной моделирующей программы.



Рисунок 2 – Блок-схема алгоритма расчета

Проектирование программы велось с использованием принципов структурного программирования. Для выполнения стандартных процедур (решение системы линейных уравнений методом Гаусса и т.п.) применялись типовые подпрограммы.

Блок-схема алгоритма приведена на рисунке 2.

1. Задаются координаты всех узлов конечных элементов, нумерация узлов, начальные значения плотности и других свойств формовочной смеси, ход $N_{пр}$ и шаг $\Delta N_{пр}$ прессования, количество K шагов прессования и контрольные значения предельной плотности смеси

2. Обнуление всех массивов во избежание случайных ошибок, вычисление вспомогательных величин и присвоение начальных значений соответствующим идентификаторам

3. Организация цикла по шагам прессования.

4. Вычисление хода прессования.

5. Вычисления сил трения в граничных элементах.

6. Вычисление матрицы жесткости системы

7. Вычисление вектора нагрузок системы.

8. Определение перемещений узлов решением системы линейных уравнений методом Гаусса.

9. Вычисление новых координат узлов и изменение исходной сетки.

10. Вычисление деформации по их приращениям.

11. Вычисление напряжений по деформациям.

12. Определение плотности по формуле.

13. Учет изменения свойств смеси в процессе уплотнения.

14. Определение средней плотности смеси по 10 конечным элементам, где ожидается наибольшая плотность.

15. Сравнение средней плотности с критическим значением.

16. Печать результатов расчета.

17. Конец счета.

ЛИТЕРАТУРА

1 Матвеев И.В. Процессы динамического уплотнения литейных форм и выбор параметров формовочных машин. – Дис... д.т.н. – М, 1979. – 429с.

2 Исагулов А.З. Исследование процесса уплотнения холоднотвердеющих и жидкостекольных форм высокоскоростным прессованием. – Дисс... к.т.н. – М, 1980. – 186 с.

3 Абдрахманов Е.С. Разработка и промышленное опробование пресо-ударного метода уплотнения песчано-глинистых форм. – Дисс. к.т.н. – М, 1996. – 127с

4 Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов. Пер. с англ. М., 1979, 392с.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРЕССОВО-УДАРНОГО ПРОЦЕССА УПЛОТНЕНИЯ ФОРМОВОЧНЫХ СМЕСИ («КОМБИ – ПРОЦЕСС»)

ТУСУПБЕКОВ Н. Е., КУЛУМБАЕВА Г. Н.
студенты, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
МАЖЕНОВ А. Е.
преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
АБДРАХМАНОВ Е. С.
к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В настоящее время усиливается роль аналитических методов исследования процесса уплотнения литейных форм. Это вызвано ужесточением требований к отливке, а значит к литейной форме. Теоретическое решение задачи по определению распределения плотности смеси в форме, а также других параметров технологического процесса в стадии проектирования его позволяет снизить затраты труда и расход материальных средств на выпуск новой продукции.

Задача работы – разработка пригодной для повседневной инженерной практики методики аналитического определения параметров процесса формообразования. Кроме того, второй задачей является – определение самих основных параметров рассматриваемого процесса.

1. Выявление основных закономерностей процесса (физическая модель)

Особенностью данного процесса является двухстадийное уплотнение смеси, рисунке 1.

Смесь, находящаяся в опоке 1, подпрессовывается снизу с помощью подвижного стола 5 прессового цилиндра 8. На подвижном столе находится модель 7 с плитой 6. Смесь уплотняется в камере-дозаторе 3 об ударную плиту 4. Между камерой-дозатором и ударной плитой имеется зазор $Z = 35$ мм. Подвижный стол с модельной оснасткой возвращается вниз. На исходную позицию, а образовавшийся пакет смеси 9 зависает в камере-дозаторе за счет боковых сил трения. Высота образовавшегося зазора $h_3 = H_0 + h'$, где H_0 – высота опоки, h' – высота предполагаемой наполнительной рамки.

При открывании 5 м/с ударяет пакет об модельную оснастку. Воздух, находящийся под пакетом, выходит через боковые отверстия опоки. Из-за импульса сил, рабочие поверхности

формы приобретают упроченный некоторый слой с повышенной плотностью и твердостью 12 («наклепанный» слой).

Соответственно теоретический анализ процесса также должен проводиться в 2 этапа. Вначале необходимо смоделировать процесс нижнего прессования, затем высокоскоростного. В начальный момент времени считаем, что смесь равномерно распределена по объему формы, физико-механические и реологические свойства в каждом элементарном объеме смеси одинаковы, а начальные напряжения и деформации всюду равны нулю. Прикладываемое давление прессования равномерно распределено по поверхности прессовой плиты. Силы внешнего трения действуют только в пограничном слое, причем они равномерно распределены по поверхности модельной опочной оснастки.

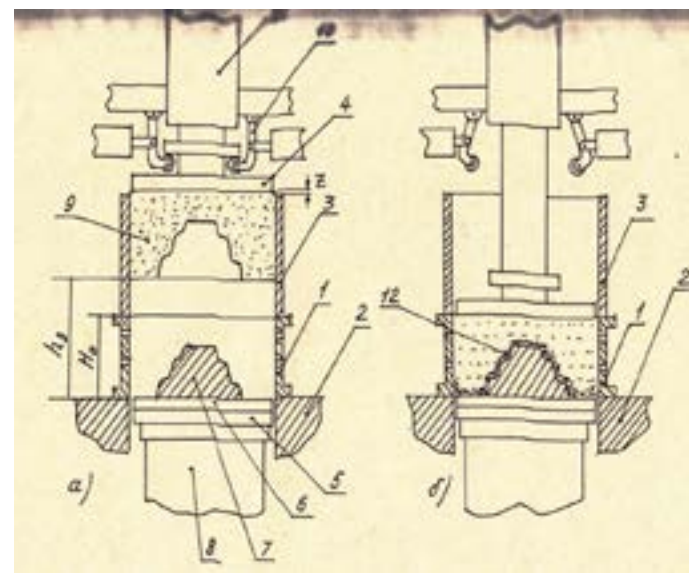


Рисунок 1 - Формовочная установка прессово-ударного действия.

Силами внутреннего трения пренебрегаем также как и массой смеси. К началу второго этапа равномерность распределения смеси нарушается, объем смеси деформируется и испытывает сжимающие напряжения, величины которых определяются на первом этапе расчета. Прикладываемое давление удара равномерно распределено

по свободной поверхности смеси. Силами внутреннего трения по-прежнему пренебрегаем. Реологические свойства смеси, как на первом, так и на втором этапе берутся по экспериментальным данным. Считаем, что на первом этапе смесь деформируется линейно, т.к. ход нижнего прессования мал по сравнению с высотой столба смеси.

1. Основные соотношения процесса (математическая модель)

Первая стадия – нижнее прессование описывается следующими зависимостями для элементарного объема формовочной смеси.

1.1 Дифференциальное уравнение равновесия:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + F_{\text{тр}x} = 0 \quad (1)$$

$$\frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + F_{\text{тр}y} + F_{\text{пр}} = 0$$

где σ_x, σ_y – нормальные напряжения, действующие в этом объеме;
 τ_{xy} – касательные напряжения;
 $F_{\text{тр}x}, F_{\text{тр}y}$ – составляющие силы трения по осям X и Y, соответственно;

$F_{\text{пр}}$ – сила прессования.

1.1 Кинематические соотношения, связывающие деформации с перемещениями:

$$\epsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x}; \epsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y}; \gamma_{xy} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x},$$

где ϵ_x, ϵ_y – линейные деформации по осям X и Y, соответственно;
 γ_{xy} – сдвиговая деформация;

u, v – перемещения по координатным осям.

1.2 Условия совместности:

$$\frac{\partial^2 \gamma_{xy}}{\partial x \partial y} = \frac{\partial^2 \epsilon_x}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \epsilon_y}{\partial x^2}$$

Вторая стадия – высокоскоростное прессование.

1.3 Дифференциальные уравнения равновесия:

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + F_{\text{тр}x} = 0,$$

$$\frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + F_{\text{тр}y} + F_{\text{уд}} + F_{\text{ин}} = 0$$

где $F_{\text{уд}}$ – сила удара ВСП – колодки при прессовании;

$F_{\text{ин}}$ – силы инерции, действующие в объеме смеси.

1.4 Кинематические соотношения.

$$\epsilon_x = \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{1}{2} \left[\left(\frac{\partial u}{\partial x} \right)^2 + \left(\frac{\partial v}{\partial x} \right)^2 \right] \quad (6)$$

$$\epsilon_y = \frac{\partial v}{\partial y} + \frac{1}{2} \left[\left(\frac{\partial u}{\partial y} \right)^2 + \left(\frac{\partial v}{\partial y} \right)^2 \right]$$

$$\gamma_{xy} = \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} + \left[\frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} + \frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} \right]$$

Слагаемые в квадратных скобках в выражениях (1) являются квадратичными нелинейными компонентами, учитывающие нелинейность процесса деформации. Поскольку деформация смеси на этой стадии велика, то пренебречь ими, как на первой стадии нельзя.

Условия совместности, аналогично выражению (3).

Динамика ударного процесса на втором этапе уплотнения характеризуется системой уравнений:

$$\frac{G}{\sigma} \frac{\partial v}{\partial t} = P_M F_{\text{ц}} + \sum G - \sum F_{\text{тр}} - P_{\text{ш}} F_{\text{ш}},$$

$$F_{y\delta} = \frac{2v}{\pi} \sqrt{\frac{E \cdot F_{\delta} \cdot G}{H_{\delta} \cdot g}}$$

где: G – суммарный вес падающих частей установки вместе со смесью;

v – скорость движения пакета;

$F_{\text{ц}}$ – площадь поршня скоростного ударного пневмоцилиндра;

$P_M, P_{\text{ш}}$ – давление сжатого воздуха соответственно в поршневой и штоковой полостях;

$\sum F_{\text{тр}}$ – суммарная сила трения на манжетах в цилиндре и на стенках камеры-дозатора;

$F_{\text{ш}}$ – площадь штоковой полости поршня.

ЛИТЕРАТУРА

1 Матвеев И.В. Процессы динамического уплотнения литейных форм и выбор параметров формовочных машин. – Дис. д.т.н. – М, 1979. – 429 с.

2 Исагулов А.З. Исследование процесса уплотнения холоднотвердеющих и жидкостекольных форм высокоскоростным прессованием. – Дисс. к.т.н. – М, 1980. – 186 с.

3 Евстифеев Ю.А. Исследование процесса динамического прессования литейных форм. – Дисс. к.т.н. – Караганда, 1978. – 175 с.

ВНЕДРЕНИЕ СМК НА ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

УСПАНОВ С. Б., ЧУРУМБАЕВА К. М.
студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар
КАСЕНОВ А. Ж.

к.т.н., доцент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

Система менеджмента качества (СМК) – совокупность организационной структуры, методик, процессов и ресурсов, необходимых для общего руководства качеством. Она, в первую очередь, предназначена для постоянного улучшения деятельности, для повышения конкурентоспособности организации на отечественном и мировом рынках, определяет конкурентоспособность любой организации.

Внедрение системы качества представляет собой комплекс работ, который затрагивает различные аспекты деятельности организации и ее подсистемы - подсистему стратегического управления, производственную подсистему, подсистему логистики, управление персоналом, внутренние коммуникации, документооборот и др. В связи с этим, внедрение системы качества является достаточно трудной, длительной и трудоемкой задачей. Решение этой задачи, как правило, происходит в несколько этапов.

Основные этапы внедрения СМК следующие:

- первый этап - анализ существующей ситуации в организации и обучение персонала;
- второй этап - разработка документации и изменение работы сотрудников;
- третий этап - проведение внутреннего аудита системы качества.

Основой международного опыта улучшения качества продукции, услуг и процессов является совершенствование менеджмента предприятия. Создание и внедрение интегрированных систем менеджмента на основе международных стандартов ИСО серий 9001 (менеджмент качества), 14001 (экологический менеджмент), 22000 (менеджмент безопасности пищевой продукции), 50001 (энергоменеджмент), SA 8000 (социальный менеджмент), OHSAS 18001 (менеджмент безопасности труда и охрана здоровья) и др.

В этих документах собран мировой опыт системного управления качеством, экологией, персоналом, охраной труда и

промышленной безопасностью, информационным обеспечением систем, энергоменеджмента.

Высокие требования международных стандартов на выпускаемую продукцию, с учетом резко возросшей конкуренции в связи с началом функционирования Таможенного союза и перспективой вступления Казахстана во Всемирную торговую организацию, привело к принятию решений руководителями предприятий Павлодарского региона о необходимости внедрения интегрированной системы менеджмента. Организационно-методической основой интегрированной системы менеджмента на базе ИСО 9001, 14001, 22000, 50001, OHSAS 18001, SA 8000, служит базовый стандарт ИСО 9001. В основе базовых стандартов ИСО 9001 лежат принципы всеобщего менеджмента качества, а также совпадение структур и состава объектов стандартизации в ИСО 9001, 14001, 22000, 50001, OHSAS 18001, SA 8000.

Стратегия качества в системном совершенствовании законодательства в области технического регулирования, в разработке и гармонизации с международными требованиями отечественных стандартов, в ускоренном обновлении, на инновационной основе, технологий выпускаемой продукции, что в свою очередь позволит выпускать продукцию высокого качества на уровне мировых стандартов.

Внедрение СМК на «KSP Steel». При диагностировании действующей СМК необходимо определить, какие её элементы могут быть использованы в новой СМК без изменений, какие следует изменить, какие необходимо исключить. Все это должно быть отражено в отчете и учтено в плане внедрения СМК.

Заместитель начальника отдела на различных этапах создания и развития СМК может курировать различные участки работы, которые в данный момент представляются наиболее важными или трудоемкими.

Служба качества является центральной частью СМК. Она подчиняется заместителю генерального директора по качеству и включает отделы СМК, технического контроля, метрологическую службу, службу стандартизации, а иногда центральную заводскую лабораторию и испытательные подразделения. В состав ОТК может входить бюро рекламаций.

При реализации принципа постоянного улучшения СМК следует руководствоваться рекомендациями, приведенными в стандарте ISO 9001:2000. Суть этих рекомендаций в том, что все

системы и процессы организации должны постоянно подвергаться измерениям, анализу и улучшениям.

Внедрение СМК на ПНХЗ. Активное внедрение современных систем менеджмента качества (СМК) – одна из очевидных особенностей современного развития компаний самых разных секторов экономики в большинстве стран мира.

По данным Международной организации по стандартизации (ИСО) на конец декабря 2010 года 1 109 905 компаний в 178 странах имели СМК, сертифицированные на соответствие международному стандарту ИСО 9001:2000.

В Казахстане процесс сертификации вступил в действие в 1994 году с момента выхода первой версии международного стандарта ИСО 9001. А активизировался в рамках исполнения государственной программы по форсированному индустриально-инновационному развитию на 2010-2014 годы. Кроме технологического перевооружения предприятий казахстанской промышленности и создания условий для производства продукции, соответствующей мировым стандартам качества, программа предполагает внедрение на предприятиях республики систем менеджмента.

Существуют различные системы менеджмента. Среди них: система менеджмента качества (ISO 9001), экологического менеджмента (ISO 14001), менеджмента в области профессиональной безопасности и охраны труда (OHSAS 18001), управления социальной ответственностью (SA 8000), качества и безопасности пищевых продуктов (ISO 22000), информационной безопасности (ISO 27001), система риск-менеджмента (ISO 31000), энергоменеджмента (ISO 50001), менеджмента безопасности цепи поставок (ISO 28000) - и этот список постоянно расширяется и дополняется.

Для Павлодарского НХЗ наиболее актуальными оказались три системы менеджмента: система менеджмента качества (стандарты СТ РК ИСО 9001:2009/ISO 9001:2008), менеджмента окружающей среды (стандарт ISO 14001:2004), система менеджмента охраны здоровья и обеспечения безопасности труда (стандарт OHSAS 18001:2007).

Подобные системы менеджмента уже введены на некоторых крупных предприятиях области: АО «Алюминий Казахстан», АО «KSP Steel», Аксуский завод ферросплавов, предприятиях холдинга «Евразийская энергетическая компания».

В стороне от процесса сертификации не остался и Павлодарский нефтехимический завод. Однако в отличие от других предприятий Павлодара, которые вводили системы менеджмента поэтапно в

течение нескольких лет, ПНХЗ внедрил три системы, названные интегрированной системой менеджмента (ИСМ), практически одновременно и в комплексе.

Внедрение трех систем менеджмента на ПНХЗ началось в декабре 2010 года. Эту масштабную работу решили на заводе осуществить в пять этапов. Первый этап – внедрение системы 5S в соответствии с методиками внедрения лучших японских предприятий, второй - введение должностного нагрудного знака (собственная разработка ПНХЗ), третий - внедрение системы менеджмента качества в соответствии с требованиями ISO 9001, четвертый - системы экологического менеджмента ISO 14001. Пятый этап - внедрение системы менеджмента охраны здоровья и обеспечения безопасности труда OHSAS 18001.

Какие преимущества может дать компании наличие подобных сертификатов соответствия? Сертификация системы менеджмента качества по стандартам СТ РК ИСО 9001:2009/ISO 9001:2008 может дать компании преимущества при участии в тендерах и конкурсах, повышение доверия со стороны инвестиционных и страховых компаний, оптимизацию бизнес-процессов предприятия с целью снижения издержек и повышения ликвидности; уверенность в надежности завода как делового партнера.

Получение сертификата на соответствие системе OHSAS (система менеджмента охраны здоровья и обеспечения безопасности труда) способствует созданию безопасных и здоровых условий труда и обеспечивает потенциальное сокращение количества несчастных случаев, времени простоев и связанных с ними издержек, демонстрацию заинтересованным сторонам приверженности предприятия охране труда, более высокий уровень управления рисками на предприятии.

Международный стандарт ISO 14001 - система экологического менеджмента - признанный инструмент повышения эффективности экологической деятельности компаний. Как показывает опыт многих российских и зарубежных компаний, внедрение данного стандарта и сама официальная сертификация активно способствуют росту лояльности со стороны потребителей, акционеров, инвесторов и кредиторов компании. Преимущества, которые получает компания с введением системы экологического менеджмента, - увеличение капитализации компании, потенциальное снижение расходов по страхованию гражданской ответственности, снижение рисков и связанных с ними возможных потерь, в том числе экологических платежей и штрафных санкций.

Совершенствование СМК. Сегодня все чаще появляются предложения по повышению эффективности системы менеджмента качества, основывающиеся на обучении сотрудников компании. Ведь каждодневное, постоянное улучшение происходящих бизнес-процессов, в которых принимает участие весь персонал предприятия, является одним из наиболее значимых принципов всего менеджмента.

В деятельность по совершенствованию СМК должны быть вовлечены, в первую очередь, следующие организации и специалисты:

- педагоги, специализация которых и заключается в обучении сотрудников менеджменту, органы по сертификации и обучению персонала (аудиторы и эксперты);
- специалисты, предоставляющие консультационные услуги, вносящие различные предложения в плане совершенствования СМК, а также консультационные организации;
- аудиторы, эксперты и органы, проводящие сертификацию;
- персонал организаций и предприятий, на котором лежит ответственность за эффективное функционирование СМК.

Следует отметить, что любое из вышеперечисленных направлений деятельности в состоянии внести посильный вклад в совершенствование имеющейся СМК с целью повышения ее эффективности.

Предложения по совершенствованию СМК посредством обучения персонала на данный момент являются наиболее целесообразными, поскольку главную роль в деятельности любой организации исполняет человеческий фактор. Для этого разрабатывают план-график обучения сотрудников и распределяют ответственность. Хотя справедливости ради стоит отметить, что положение сотрудников компании, несущих ответственность за совершенствование и функционирование СМК, является самым тяжелым. И это связано с тем, что руководство компании нанимает и оплачивает консультантов, вносящих свои предложения, лекторов, органы сертификации и т.д., но ответственность за конечный результат возлагается на работников предприятия.

Что касается способов совершенствования СМК и ее отдельных процессов, то данная тема довольно сложная вследствие особенностей и разнообразия управляемых объектов. Однако сегодня есть предложения включать данную тематику в имеющиеся программы обучения, что приведет к накоплению у лекторов материала, который будет интересен и полезен для всех обучаемых.

Основные пути совершенствования СМК на предприятии:

1. Проведение внутреннего аудита (он же диагностический) консультантом совместно с ключевыми сотрудниками предприятия с хорошей предварительной подготовкой, рассказывая и показывая тонкости аудита по ходу его проведения.

2. Определение требуемого уровня детализации при описании бизнес-процессов предприятия. Выделение и описание бизнес-процессов.

3. Мониторинг мотивации руководства и планирование ее поддержки в ходе всего проекта.

4. Повторное рассмотрение основного постановочного момента – область распространения СМК, последовательность этапов проекта внедрения СМК, установление ответственности по мероприятиям проекта. Систематический анализ и корректировка каждого этапа работ в зависимости от результатов, достигнутых на предшествующем этапе.

5. Обучение сотрудников и руководства на рабочих местах по результатам уже выполненных мероприятий по совершенствованию СМК, используя реальные примеры из деятельности этого предприятия. Проведение собраний сотрудников предприятия на привычных местах и во время их традиционных сборов, например, в столовой или на оперативных совещаниях.

6. Рассмотрение и учет всех возможностей для уменьшения объема работ по документированию СМК.

7. Проведение повторного внутреннего аудита и оценка достижения усилий по сохранению мотивации руководства.

8. Анализ высшим руководством процесса внедрения СМК, оценка первым лицом осуществленных улучшений.

9. Реализация заключительных мероприятий перед сертификационным аудитом.

Выводы. Для совершенствования СМК, повышения ее результативности и эффективности, на предприятиях необходимо повышать квалификацию сотрудников, развивать систему менеджмента, актуализировать действующую документацию, а также применять вовлечение сотрудников в процесс постоянного выявления и решения проблем, стоящих перед предприятием для создания высокого качества продукции.

С внедрением улучшенной системы менеджмента качества, предприятие получит следующие преимущества:

- повышение доверия потребителей к выпускаемой продукции;
- завоевывать новые и расширить существующие рынки сбыта для экспортеров продукции;
- возможность удачно конкурировать на рынке;
- преимущество в важных тендерах;
- поддерживать репутацию производителя качественного и безопасного продукта питания;
- существенно снизить финансовые издержки, связанные с выпуском некачественной продукции;
- обеспечивать системный подход, включающий все параметры безопасности пищевых продуктов, от сырья до конечных потребителей;
- экономно использовать ресурсы для управления безопасностью.

ФОРМИРОВАНИЕ РЕЛЬЕФА ПОВЕРХНОСТИ АЛЮМИНИЕВОГО СЛИТКА

ШАНДЫБА Д. И.

студент, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ДЕНЧИК А. И.

к.т.н., профессор, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ЫКСАН Ж. М.

к.т.н., асс. профессор (доцент), ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

ТКАЧУК А. А.

ст. преподаватель, ПГУ имени С. Торайгырова, г. Павлодар

В условиях АО «Казахстанский электролизный завод», г. Павлодар в процессе производства алюминия периодически формируются дефекты поверхности алюминиевых слитков, что является весьма негативным явлением реализуемого технологического процесса.



Рисунок 1 – Дефекты алюминиевого слитка

Не вдаваясь в подробности происходящих при этом физических процессов рассмотрим особенности разработки математической модели формирования рельефа поверхности алюминиевого слитка в произвольном его сечении.

С целью решения поставленной задачи введем следующие обозначения.

ПТ – плавающая точка (контур поверхности).

ТЖ – температура жидкого металла в точке ПТ.

ТМ – температура твердого металла в точке ПТ.

V_x – вектор скорости (ПТ) горизонтальный, интегральный тепловой поток охлаждения.

V_y – вектор скорости (ПТ) вертикальный.

Q_o – интегральный тепловой поток охлаждения в плавающей точке (ПТ).

Q_n – интегральный тепловой поток нагрева в плавающей точке (ПТ).

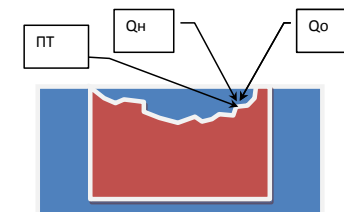


Рисунок 2 – Произвольное сечение алюминиевого слитка при затвердевании в форме

С учетом принятых обозначений запишем:

Условие роста вертикальной стенки.

$$Q_o \leq Q_n$$

$$T_{ж} > T_{пл}$$

$$T_t = T_{пл}$$

$$V_y = \max$$

$$V_x = \min$$

Условие роста горизонтальной стенки.

$$Q_o > Q_n$$

$T_{ж} = T_{пл}$ вблизи точки ПТ на поверхности.

$$T_t < T_{пл}$$

$$V_y = \min$$

$$V_x = \max$$

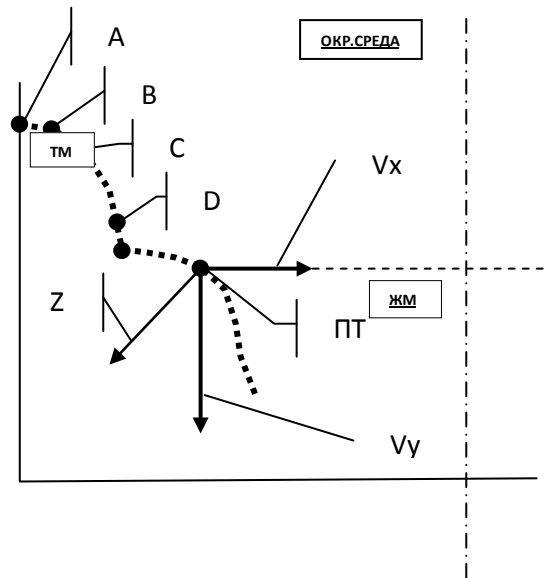


Рисунок 3 – Формирование рельефа поверхности алюминиевого слитка – чушки при затвердивании в форме

Особенности процессов в точке (ПТ) определяются индивидуальностью пространственных температурных полей:

Окружающей среды – $T_{ос} = f(x, y, z, t)$

Жидкого металла – $T_{жм} = f(x, y, z, t)$

Твердого металла – $T_{тм} = f(x, y, z, t)$

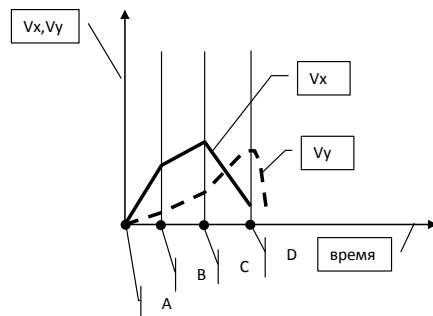


Рисунок 4 – Изменение V_x, V_y при затвердевании алюминиевого слитка

Значит

$V_x, V_y = f(T_{ос}) = f(x, y, z)$, $T_{жм} = f(x, y, z)$, $T_{тм} = f(x, y, z)$, $T_{пл}$, τ , $\xi_{ЖМ}$, $\xi_{ТМ}$

где τ – время, $\xi_{ЖМ}$ – усадка ЖМ, $\xi_{ТМ}$ – усадка ТМ

Или

$V_x, V_y = f[T_{ос}, T_{жм}, T_{тм}, T_{пл}, \tau, \xi_{ЖМ}, \xi_{ТМ}]$

Отметим, что рассматриваемый подход несколько уточняет существующее на сегодняшний день объяснение формирования усадочной раковины отливок с гладким дном с одной стороны и позволяет понять кинетику формирования поверхности усадочной раковины с дефектами волнистости с другой стороны.

МАЗМУНЫ

12 Секция. Техникалық ғылымдар
12 Секция. Технические науки12.1 Металлургия және машинажасау
12.1 Металлургия и машиностроение

Айдарханов А. А., Кулумбаев Н. К., Быков П. О., Абдрахманов Е. С. Экспериментальное определение технологических параметров ВСП-комби процесса	3
Айдарханов А. А., Тусупбекова М. Ж., Шошай Ж. Ш., Абдрахманов Е. С. Исследование основных конструктивных и технологических параметров ударного механизма при ВСП-комби процесса	7
Алибекова Д. М., Асентаева Ж. Х., Бейсенбекова А. Е., Закиров И. Р., Дейграф И. Э. Анализ новых материалов в металлургии	12
Альмяшева О. Ю., Дюсебаева С. Т., Маркова С. Ю. Метрологическое обеспечение аналитического контроля во вторичной цветной металлургии	17
Аскерғалиев Е. С., Тлєгенов Б. А., Шошай Ж., Жунусова А. К., Жунусов А. К. Анализ основных факторов, влияющие на технико-экономические показатели производства феррохрома	24
Аяшинова Г. Ф., Болат Р., Жунусов А. К., Шошай Ж., Жунусова А. К. Способы использования и переработки отходов алюминиевой промышленности	27
Байгазина А., Мақыбек Ы., Райымжанова А. Н. Способы повышения качества при изготовлении бесшовных труб	30
Батай Ә. Ж., Жумабаев Т. Е., Итыбаева Г. Т. Основные направления совершенствования режущих инструментов	35
Блялова А. К., Темірғалиева А. А., Мусина Ж. К. Инструменталды материалдарға қойылатын талаптардың кешені	38
Гаврилук М. В., Байтемирова А. К., Кулумбаев Б. Н., Жакупов А. Н. Увеличение стойкости технологического инструмента прошивного стана	41
Герман Д. И., Шумейко И. А. Обоснование конструкции универсальной ветроэнергетической установки	45

Дитяткина К. И., Магзумова А. А., Байрак М. С., Ахмедова В. Р., Кенбеилова С. Ж. Обогащение краснооктябрьского боксита на стадии размола	50
Дошанова А. А., Мусина Ж. К. Құралдың істен шығу түрлерінің негізгі себептері	54
Ергібаев А. Б., Қуанышбеков Ж. Қ., Итыбаева Г. Т. Жесткость и вибрации при токарной обработке	59
Жаксалыкова Н. К., Дуйсебаева Н. Б., Каирбаева Э. Е., Кимелова Ж. Т., Суюндиков М. М., Сержанов Р. И. Экологическая оценка и технологические особенности использования нерасходуемых анодов в производстве алюминия	64
Zhanabay F., Orymbayeva A., Bakirov A. G., Abishev A. A. Research in coppermetallurgy	71
Закарьянов Н. К., Бекжанов С. С., Таскарина А. Ж. Титан – металл будущего	74
Исинов Ж. О., Сакенов Б. Ж., Абишев А. А. Исследование в области гидрометаллургического получения медного порошка	79
Истай Т. Б., Шумейко И. А. Оценка степени влияния угла установки лопастей на эффективность ветроэнергетической установки	85
Кабдрахман А. К., Маженов А. Е. Изучение особенностей выплавки алюминиевых сплавов	89
Капаева И. С., Каскенов А. Ж., Качанова М. Ф., Кисамиденов А. Б., Дейграф И. Э. Технологии для быстрого изготовления прототипов изделий	97
Капуста Я. Я., Шумейко И. А. Технический проект маломощной ветровой электрической станции с буревой защитой	102
Касаинова И. С., Исакова Д. А. Применение лазеров для контроля размеров деталей	108
Кәбір F., Серікбай А., Мәдияров А., Сейітов Е., Сүйіндіков М. М. Қазақ ұлтынан шыққан тұңғыш инженер-металлург мамандар	112
Кулумбаева Г. Н., Абсолямова Д. Р., Быков П. О., Абдрахманов Е. С. Исследование влияния некоторых параметров ВСП-комби процесса на конечную твердость форм	117
Кусаинова К. С., Гурбик Н. И., Левенец М. А., Тарасенко А. С., Быков П. О. Модернизация конструкции кристаллизатора сортовой МНЛЗ за счет применения гильз с волнистым внутренним профилем	122

Қабыкен М. Н., Тулегенов Е. З. Байытылған Екібастұз көмірінен алынатын өнімдер.....	130
Лисогор В. А., Фахирслямов Т. К., Ткачук А. А. Типовые технологические процессы ремонта деталей.....	133
Луников В. Н., Шумейко И. А. Оценка степени влияния относительной площади лопасти на эффективность ветроэнергетической установки.....	139
Макашева Н. Н., Мурзабаева Н. Б., Таскарина А. Ж. Производство «зеленого» анода	143
Мәдени Д. Н., Темирболатов Д. Ж., Ермеқбаева М. С., Смаилова А. Д., Олжабаев Р. О. Повышение стойкости валков прокатных станов.....	149
Мукашаева А. Б., Таскарина А. Ж., Шошай Ж. Ш., Абдрахманов Е. С. Құм-сазды құю қалыптарын алдын-ала гравитациялық әдісімен нығыздау үрдісін зерттеу	152
Мухамедьяров Б. Т., Досанова М., Советханов М., Калиева А., Жексенбинова Т., Суюндиков М. М. Обзор и анализ способов повышения эффективности работы прибылей	159
Мухтубаева К. С., Жанзаков Д. Г., Романов Т. Н., Садвакасов Н. Г., Богомоллов А. В., Муканов Р. Б. Совершенствование конструкции и расчет шпинделя прошивного стана с помощью CAD/CAE системы автоматизированного расчета и проектирования механического оборудования и конструкций APM WinMachine.....	164
Мырзабекова М. М., Зейнешев Е. Т., Темиров А. Х., Ықсан Ж. М. Отандық кәсіпорындарда біріктірілген СМЖ-і енгізудің тиімділігі.....	170
Оразалина А. С., Хусаинова М. Т., Жунусов А. К., Шошай Ж., Жунусова А. К. Анализ образования отходов на металлургических предприятиях цветной металлургии.....	175
Орымбаева А. К., Жанабай Ф. С., Жақұпов А. Н. Влияние термической обработки на механические свойства и структуру высокопрочных труб с ферритно-бейнитной структурой.....	178
Оспангаев А. К., Панарина А. В., Смагулова А. К., Касенов А. Ж. Особенности обработки точных отверстий.....	185
Сабит А. С., Кимелова Ж. Т., Сүйіндіков М. М. Алюминий электролиздегіштен бөлінетін газдарды жинау және шығару құрылғысы.....	192
Сагитов А., Суенова М., Маркова С. Ю. Стабилизаторы давления и расхода в градуировочных установках с топливными жидкостями.....	195

Сарыбай А. М. Аркалыков Қ. Ғ., Абсолямова Д. Р., Тусупбекова М. Ж. Үздіксіз құю дайындамаларының сапасын жоғарлату тәсілдері.....	202
Сидиков А. Х., Сембаев Н. С. Машиналар мен механизмдердің динамикалық жүктемелері.....	208
Смағұл Қ. Б., Тұрсынжан Ә. М., Оразалинова А. У., Жунусов А. К., Шошай Ж., Жунусова А. К. Характеристика экологической опасности и утилизации отходов в металлургии	211
Таукенов Т. С., Ельбаев А. Е., Итыбаева Г. Т., Смагулова А. К. Покрытия для режущего инструмента	215
Ташенов С. Ж., Тугумов К. К., Ерменко А. С., Жидкова А. И., Богомоллов А. В. Исследование металлографических шлифов арматурной стали	222
Тусупбеков Н. Е., Маженов А. Е., Абсолямова Д. Р., Абдрахманов Е. С. Метод конечных элементов (МКЭ) с применением вариационного исчисления процессов ВСП-комби.....	228
Тусупбеков Н. Е., Кулумбаева Г. Н., Маженов А. Е., Абдрахманов Е. С. Теоретический анализ пресово-ударного процесса уплотнения формовочных смеси («комби – процесс»).....	234
Успанов С. Б., Чурумбаева К. М., Касенов А. Ж. Внедрение СМК на промышленных предприятиях.....	238
Шандыба Д. И., Денчик А. И., Ықсан Ж. М., Ткачук А. А. Формирование рельефа поверхности алюминиевого слитка.....	244

**ЖАС ҒАЛЫМДАР, МАГИСТРАНТТАР,
СТУДЕНТТЕР МЕН МЕКТЕП ОҚУШЫЛАРЫНЫҢ
«XV СӘТБАЕВ ОҚУЛАРЫ» АТТЫ
ХАЛЫҚАРАЛЫҚ ҒЫЛЫМИ КОНФЕРЕНЦИЯСЫНЫҢ
МАТЕРИАЛДАРЫ**

14 ТОМ

Техникалық редактор З. Ж. Шокубаева
Корректорлар: А. Елемесқызы, А. Р. Омарова
Компьютерде беттеген М. А. Шрейдер
Басуға 06.04.2015 ж.
Әріп түрі Times.
Пішім 29,7 × 421/4. Офсеттік қағаз.
Шартты баспа табағы 10,7. Таралымы 500 дана.
Тапсырыс № 2535

«КЕРЕКУ» баспасы
С. Торайғыров атындағы
Павлодар мемлекеттік университеті
140008, Павлодар қ., Ломов к., 64.