

第三篇

氧气转炉炼钢工艺及自动控制

第一章 氧气顶吹转炉炼钢工艺

第一节 氧气顶吹转炉的氧射流

一、超音速射流概述

(一)研究 LD 转炉氧射流的重要性

将高纯度($>99.5\% \text{O}_2$)的氧气经过从炉子上口插入炉内的氧枪,高速吹向熔池,是氧气顶吹转炉在构造上和工艺上的最大特色。

高速度、高动头的氧射流直接冲击熔池,一方面对熔池产生强烈搅拌,另一方面射流与熔体发生强烈的相互破碎,使异相接触面积急剧增大,这些物理现象给炉内的化学反应创造了良好条件,使氧的传输机理和传输速度,使各种元素在熔池中的传输速度以及反应界面面积都发生了根本的变化。喷头与金属熔池表面的距离(即通常所说的枪位)的变化从现象上来看只不过改变了氧射流与熔池的接触面积(称为冲击面积)和氧射流对金属熔池的冲击深度。但在实质上,降低枪位会使化学反应速度加快,放热速度快,从而使熔池温度迅速提升,而提高枪位则会使熔渣的氧化性增强,使渣料得以速熔。人们正是根据熔炼各时期的不同需要,适当地调整枪位来达到熔炼的目的。由此看来,了解氧气顶吹转炉里氧射流的规律与特征以及氧射流与金属熔池的相互作用,对于掌握氧气顶吹转炉的吹炼工艺,学会氧枪的设计乃至炉型、车间的设计都是极为重要的。

(二)氧气顶吹转炉的氧枪

向 LD 转炉内供氧的氧枪由直径不同的三根钢管同心套接而成。中心管道用于输

氧,中层管道用于输入冷却水,外层管道用于回水。氧枪的顶端(称为喷头)用紫铜制成,通过螺纹或焊接等方式与上述钢管相连接。氧枪所用的冷却水的压力一般应达 $6 \sim 8$ 公斤·厘米⁻²,以保证出水温度不超过 40°C 。

氧枪出口断面上的氧流参数是最重要的特性参数,它们决定着氧气射流的基本特性,而氧枪出口断面上最重要的气体动力学参数则是氧流在出口断面上的速度。为了达到上述氧射流有力地冲击熔池的目的,要求从喷头出口流出的氧气流的速度达到 500 米·秒⁻¹左右。

音速(即声波波前的传播速度)可用下式计算:

$$a = (K_g R T)^{1/2} \text{ 米} \cdot \text{秒}^{-1} \quad (3-1-1)$$

式中 a ——当地温度条件下的音速,米·秒⁻¹;

K ——气体的热容比,对于空气和氧气, $K = 1.4$;

g ——重力加速度, 9.81 米·秒⁻²;

R ——气体常数, 26.49 米·K⁻¹。

对于氧气来说,音速值为

$$a = 19.07 T^{1/2} \quad (3-1-2)$$

例如,设氧枪喷头出口处的温度为 200K ,则对于氧气流来说,该处的音速为:

$$a = 19.07 \sqrt{200} = 269.6 \approx 270 \text{ 米} \cdot \text{秒}^{-1}$$

对于超音速射流,人们习惯于用射流的马赫数(Mach)来表示其速度。所谓气流的马赫数是指气体流动速度和当地音速之比, $M = v/a$ 。比如,前面提到喷头出口处的氧射流的速度为 500 米·秒⁻¹,而该处音速为 270 米·秒⁻¹,则该处氧射流的马赫数为 $M = 500 \div 270 = 1.85$ 。

一般,人们要求喷头出口处氧射流的马赫数应该达到 $1.5 \sim 2.0$,即 LD 转炉里的氧射流在喷头出口处应该是超音速的。

(三)获得超音速射流所需的条件

要想获得超音速的射流,必须具备两个基本条件,即:

(1)喷管必须是先收缩后扩张型,这样的喷管称为拉伐尔(Laval)型喷管。

喷管中由收缩段过渡到扩张段的一段称为过渡段,该段所具有的最小截面称为临界截面。LD 转炉最初采用的是直上直下的单孔拉伐尔型喷管、随着供氧量(即每分钟内向转炉内吹氧的体积,标米³·分⁻¹)或供氧强度(即每分钟对每吨金属向炉内供氧的体积,标米³·分⁻¹,吨⁻¹)的增大,飞溅现象趋于严重,而且渣料熔化的速度很慢,于是出现了多孔喷管(包括三孔、四孔、五孔、六孔和更多孔的喷管),其中三孔喷管目前应用最为广泛。

三孔拉伐尔喷管具有三个喷射孔,每个孔都是拉伐尔型的喷管,三个孔在喷头上均匀分布。孔的轴线与整个氧枪轴线具有一定的夹角。

(2) 喷管出口处的氧气压强 $P_{\text{出}}$ 与进口处的氧气压强 P_0 之间应该符合一定的比例关系,即

$$P_{\text{出}}/P_0 < 0.5283 \quad (3-1-3)$$

(四) 超音速射流的结构

超音速射流具有湍流属性,射流边界上的质点可以法向运动到边界以外的介质中去,把自己的动量传给周围介质的质点并且带动其前进。射流与周围介质之间还会发生传质,即射流质点逸出边界进入周围介质,而介质质点则渗进射流。

由喷管流出的超音速射流可以分为三个区段。从喷管出口处到一定长度内,射流各点均保持出口速度不变,这一区段称为超音速等速核心区。从核心段继续向前流动,由于边界上发生传动和传质,使射流减速,减速过程由周界向射流轴线方向扩展,从而使轴线上的速度渐减,到某一距离,轴线上的速度降为音速。连接该点与诸断面上的音速点,构成射流的超音速区。该区域内各点均大于音速,该区周界上各点等于音速,区域之外为亚音速区。

习惯上把等速核心区与超音速区合称为射流的初始段,而把亚音速区称为射流的主段。

(五) 射流在拉伐尔管出口附近的流动情况

如令 $P_{\text{出}}$ 为氧枪喷管出口断面上气流的静压强; P_0 为喷管进口处氧气的压强(称为滞止点压强或驻点压强)。

在适当的 $P_{\text{出}}/P_0$ 下,气体经过拉伐尔管流出可以得到一定的超音速射流。

利用连续方程可以导出

$$\frac{A}{A_c} = \frac{1}{M} \left\{ \frac{2}{K+1} \left(1 + \frac{K-1}{2} M^2 \right) \right\}^{\frac{K+1}{2(K-1)}} = f(M) \quad (3-1-4)$$

式中 A_c ——喷管临界截面面积;

A ——喷管任一截面面积。如取作出口截面面积 $A_{\text{出}}$,则式中的 M 应为出口马赫数 $M_{\text{出}}$ 。

由上式可见,对于一个几何尺寸一定的拉伐尔喷管, $M_{\text{出}}$ 具有一定的数值。

如果改变滞止点压强 P_0 ,则由公式

$$\frac{K-1}{K+1} \left(\frac{A_c}{A_{\text{出}}} \right) = \left(\frac{P_{\text{出}}}{P_c} \right)^{2/K} - \frac{2}{K-1} \left(\frac{P_{\text{出}}}{P_c} \right)^{\frac{K+1}{K}} \quad (3-1-5)$$

可以看出,拉伐尔喷管的压力比是面积比的函数,所以 $P_{\text{出}}/P_0$ 不会改变,出口马赫数也将保持定值。但是由于此时 $P_{\text{出}}/P_{\text{周}}$ ($P_{\text{周}}$ 为环境压力,于此可理解为炉膛压力,约为 $1.2 \sim 1.36$ 公斤·厘米⁻²) 发生了变化,射流出口后的流动状态也将发生变化。这里可能有三种情况:

第一种情况: $P_{\text{出}} = P_{\text{周}}$ 。

此时称为喷管在设计点工作。出口附近射流周界平行于射流轴线,射流截面保持不变。由于高压气体在喷管内部已经完全膨胀,过剩静压头都已转变成动压头,在出口附近无法向压力梯度,射流流出后既不膨胀也不受压缩。在这种情况下,介质对射流的扰动极小,湍流混合仅发生在射流周界上。

第二种情况: $P_{\text{出}} < P_{\text{周}}$ 。

此时射流在喷管内过渡膨胀,氧枪在非设计点工作,射流流出后产生压缩波,射流截面有所收缩。

如果 $P_{\text{出}}$ 与 $P_{\text{周}}$ 相差不悬殊,则射流在经过轻微压缩后,便可使 $P_{\text{出}}$ 提高到 $P_{\text{周}}$,射流经过压缩后,流速减小而压力与密度增大。

当 $P_{\text{出}}$ 和 $P_{\text{周}}$ 相差很大时,喷孔内将会出现明显负压,射流将脱离喷管内壁。如果氧射流处于氧气顶吹转炉的炉膛里,则喷孔附近的钢—渣乳浊液将会被抽引到喷管内,这不但会使射流发生变形,还会加剧喷头沾钢和烧损。

第三种情况: $P_{\text{出}} > P_{\text{周}}$ 。

此时射流在喷管内没有得到充分的膨胀,射流出口后在法向压力梯度作用下发生膨胀,使截面面积增大。

根据以上叙述可以看出,对于拉伐尔型这样的喷管,当各个几何尺寸一定时, $P_{\text{出}}/P_c$ 、 $P_{\text{出}}/P_0$ 将有定值,但是如果任意改变 P_0 ,则由于改变了 $P_{\text{出}}$ 和 $P_{\text{周}}$ 二者的相对关系,也会使射流出口后的流动偏离理想状态。

(六) 射流的衰减

超音速区段的长度,即超音速区段沿射流轴线的长度,标志着射流的衰减速度。

上面提到的 $P_{\text{出}}$ 和 $P_{\text{周}}$ 的相对值不仅关系着射流在出口处的流动情况,也对射流的超音速区段的长度产生影响。在同一出口马赫数下,超音速区段的长度按照 $P_{\text{出}} < P_{\text{周}}$ —— $P_{\text{出}} = P_{\text{周}}$ —— $P_{\text{出}} > P_{\text{周}}$ 的顺序而增大,而且随 $P_{\text{出}}$ 的增大而成比例地增长。出口马赫数越大, $P_{\text{出}}$ 的提高导致的超音速区段长度的增长越明显。

与此同时,超音速区域也随之而扩大。

在 $P_{\text{出}} = P_{\text{周}}$ 的情况下,随着山口马赫数的增大,超音速区域及其长度均增大。

二、氧气顶吹转炉里的氧射流

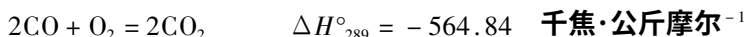
氧气顶吹转炉里从单孔拉伐尔喷管中流出的氧射流是具有反向流(主要是由炉内 C - O 反应所产生的 CO 气流)的、非等温的、超音速的、轴对称的湍流射流。

氧气顶吹转炉里的实际工况使超音速射流的流动规律复杂化,归纳起来有如下几个方面:

(1)在超音速射流的边界层里,除了发生氧与周围介质之间的传质和传动之外,还要抽引炉膛里的烟尘、渣滴和金属滴,有时还会受到炉内飞溅的冲击,这将会降低射流的流速并且减小其张角。

(2)转炉里存在着自下而上流动的,以 CO 为主的反向流,它会使氧射流的衰减加快。这种影响在强烈脱碳期最大,而以一次反应区的阻碍作用最强。

(3)氧射流自喷管喷出时温度很低,而周围介质温度则高达 1600℃或更高,在二者发生传质的过程中,射流将被加热。与此同时,反向射流中的 CO 与射流相遇时会部分燃烧。



这是一个强放热反应,而且射流距喷出口越远,所含 CO₂ 越高,黑度越大,吸热能力也越强。有人做过这样的试验,把纯氧喷入 CO 室内,结果发现,在(15 ~ 20)倍喷管直径处,射流温度为 1300 ~ 1600℃,在(35 ~ 40)倍喷管出口直径处,射流温度高达 2150 ~ 2300℃。所以应该把氧气顶吹转炉里的氧射流看做是一股高温火炬。

介质的加热和 CO 燃烧等各种作用的综合效果是使射流膨胀,射流的射程和张角均增大。

(4)当采用多孔喷头时,射流截面及射流与介质的接触面积增大,传输过程加剧。另外,每股射流内侧与介质间的传输过程弱于外侧,因而内侧的衰减较慢。这将使射流断面上的速度和动头分布发生变化。

综上所述,第一、第二两种因素使射流的衰减加快;第三种因素会使射流的射程增大;最后一个因素将使射流的不均衡性增加,而每一种因素目前都还无法做定量的描述。因此,不能认为目前人们对氧气顶吹转炉里的氧射流的特点和规律已经完全了解和彻底掌握了,还有待于做进一步的探讨。

三、氧射流与熔池之间的相互作用

氧射流在抵达熔池表面时,其马赫数仍将大于 1,高速射流冲击熔池,首先产生机械

作用。氧射流与金属熔池面有一个接触面积,称做冲击面积。不难想像,这块面积应该是转炉内各种相互作用最活泼的地区,称做一次反应地区。高动能的射流冲击熔池,一方面将熔池冲出一个凹坑(这个坑的深度称做冲击深度),并且导致熔池里出现循环流动;另一方面,发生氧射流和熔体间的相互破碎,出现乳化现象。这些机械作用,如果从物理化学的角度来观察,它们所提供的、在其它炼钢炉子里很难出现的条件,归纳起来就是氧的分压数值、主要反应区的温度、参与反应的各组元的传输条件以及异相间界面面积的数值等等。可以想象,这些独特条件的出现,势必使氧气顶吹转炉内的化学反应带有不同于其它炼钢炉子的特色,最终导致氧气顶吹转炉的冶炼速度、钢的质量和成本乃至工艺设备和车间设计上的一系列的特点。改变某些工艺和设备参数,比如喷管前的压力 P_0 、喷孔夹角或枪位等,将会使氧射流与熔池之间的机械作用发生变化,这样将会导致化学作用的变化,甚至于是本质性的变化。炼钢工作者在了解氧射流—熔池间相互作用的基础上,应该能动地掌握有关的参数和工艺措施,通过控制二者之间的机械作用,使炉内的化学反应朝着需要的方向进行。

(一)氧射流对熔池的机械作用

1. 冲击深度和冲击面积 从氧射流在熔池中冲击出来的凹坑的最低点到静止液面之间的距离称为射流对熔池的冲击深度,而氧射流冲击熔池时的接触面积称为有效冲击面积。研究冲击深度和有效冲击面积的方法是采用透明(玻璃)壁和液体进行冷模拟实验,然后推测发生在实际转炉里的情况。许多研究者在这方面做了大量的工作,得出了不下数十个公式,但所有公式的计算结果都和转炉里的实际情况有不同程度的偏离。这里只介绍比较简单的经验公式。

苏联人巴甫契兹曼斯基提出如下计算冲击深度的公式:

$$h_{\text{冲}} = K \frac{P_0^{0.5} \cdot d_0^{0.6}}{\rho_{\text{金}}^{0.4} \left(1 + \frac{H_{\text{枪}}}{d_c B} \right)} \quad \text{米} \quad (3-1-6)$$

式中 $h_{\text{冲}}$ —— 冲击深度,米;

P_0 —— 氧气的滞止压力(绝对),公斤,厘米⁻²;

d_0 —— 喷管出口直径,米;

$H_{\text{枪}}$ —— 枪位,米;

$\rho_{\text{金}}$ —— 金属的密度,公斤·米⁻³;

B —— 常数,对低粘度的液体取作 40;

K —— 考虑到转炉实际吹炼特点的系数,等于 40。

在淹没吹炼的情况下, $H = 0$,冲击深度达最大值,即

$$h_{\max} = \frac{P_0^{0.5} \cdot d_0^{0.6}}{\rho_{\text{金}}^{0.4}} \quad (3-1-7)$$

也可利用弗林纳公式计算冲击深度：

$$H_{\text{枪}} = \left(\frac{1.5 P_0 d_c}{h_{\text{冲}} - 1.5} \right)^2 \text{ 英寸} \quad (3-1-8)$$

式中 d_c ——喷管的临界直径,即喉口直径。其它符号涵义同前。

采用本式时应该注意,式中各项都要采用英制单位,如枪位(H)、冲击深度(h)和喷管临界直径(d_c)的单位采用英寸(1 毫米 = 0.03937 英寸),喷管前的压力(P_0)的单位采用磅·英寸⁻²(1 公斤·厘米⁻² = 14.223 磅·英寸⁻²)。

对于 100 ~ 130 吨的氧气顶吹转炉来说,3 ~ 4 孔喷枪的冲击深度为 0.35 ~ 0.4 米,而单孔的则为 0.6 ~ 0.7 米。

关于有效冲击面积,日本人川上提出如下计算公式：

$$R = 2.41 \times 10^4 \left(\frac{h}{v_{\max}} \right)^2 \quad (3-1-9)$$

式中 R ——有效冲击半径,米；

$v_{\max}$ ——液面氧射流中心流速,米·秒⁻¹,由下式计算：

$$v_{\max} = v_{\text{出}} \frac{d_{\text{出}}}{H} \cdot \frac{P_0}{0.404} \quad (3-1-10)$$

式中 $v_{\text{出}}$ ——氧射流在出口处的流速,米·秒⁻¹。

h 与 H 成反比而 R 和 H 成正比,提高枪位会使有效冲击面积增大而使冲击深度减小,降低枪位则会使有效冲击面积减小并使冲击深度增大。变化枪位是调节二者的重要手段。实践表明,采用单孔拉伐尔喷管时,很难把二者调节到恰到好处,表现为当把冲击深度调整到符合要求时,有效冲击面积偏小。通过选择适当的孔数和适当的喷孔夹角,可以使氧射流适当分散,在同一冲击深度下得到较大的冲击面积。

2. 氧射流对熔池的搅拌

氧射流与熔体的相遇和机械作用是按照非弹性物体的碰撞和动量守恒定律进行的。根据研究,在一般情况下,氧射流冲击熔体的动能消耗于如下几个方面：

- (1) 驱赶射流中的液滴和搅拌熔池的能量, E_1 ；
- (2) 射流与熔体作非弹性碰撞的能量损失, E_2 ；
- (3) 克服对射流的浮力的能量损失, E_3 ；
- (4) 破碎液体即生成新的表面所花费的能量, $E_4 = S\sigma$ ；

式中 σ ——熔体的比表面能；

S ——新相的表面面积；

(5)传输给反向流的能量 E_5 。

在一般的吹炼情况下,上述(4)、(5)两项所消耗的能量不大。氧射流所具有的总能量约有 70 ~ 80% 消耗于非弹性碰撞的能量损失,约 5 ~ 10% 消耗于克服浮力,而约 20% 消耗于熔池的搅拌。

根据多罗费耶夫等人的计算,不同装入量的氧气顶吹转炉里氧射流和 CO 气泡对熔池的搅拌功率列于表 3 - 1 - 1。

表 3 - 1 - 1 不同容量的 LD 转炉里氧射流和 CO 气泡对熔池的搅拌功率

转炉容量 吨	氧耗量 标米 ³ ·分 ⁻¹	熔池深度 米	搅拌功,kW		$\frac{E_{\text{氧射流}}}{E_{\text{CO气泡}}}$	$\frac{E_{\text{氧射流}}}{E_{\text{氧射流}} + E_{\text{CO气泡}}}$
			$E_{\text{氧射流}}$	$E_{\text{CO气泡}}$		
5	30	0.30	6.0	5.2	1.15	0.536
10	45	0.40	94	98	0.96	0.490
25	85	0.75	178	133	0.536	0.350
55	145	0.95	285	718	0.398	0.350
100	250	1.30	520	1625	0.320	0.243
130	300	1.70	628	2420	0.259	0.206
200	467	1.75	980	3970	0.247	0.198

由上表数据可见,氧射流消耗了一定的功率对熔池进行搅拌,但是随着氧气顶吹转炉容量的增大,氧射流搅拌熔池的相对作用有所减小。这是因为转炉容量增大时金属熔池的深度相应增大,而由 CO 气泡所起搅拌作用功率的增大和熔池深度有着比例关系。

3. 氧气顶吹转炉熔池中的环流 模拟实验的结果表明,当抵达液面上的氧射流流速较小时,即在‘软吹’(氧压很低或枪位很高)时,射流对熔池的冲击深度不大,液面生成的凹坑比较浅,而且表面光滑,射流沿熔池面反射流散。由于反射流对液面的摩擦作用,带动液体流动,其结果,导致靠近凹坑周围的熔体向上流动,距凹坑较远的熔体缓慢地向下流动,‘软吹’时氧射流对熔池的搅拌作用是不强烈的。

如果氧射流抵达液面时具有很大的动能,即在‘硬吹’(采用高氧压或者低枪位)时,射流对熔池冲击出来的凹坑很深,射流的边缘部分发生反射并有明显的熔体飞溅,射流的主要部分穿入熔池同时将周围的熔体抽引入射流并将它们击碎成细小的液滴,这些液滴向下流动,同时被氧化。与此同时,氧气射流的尾端被液体的反作用力击碎成为大量细小的氧气泡。上述这些被氧化的液滴和细小的氧气泡参与熔池的循环流动,并且进行氧化过程。

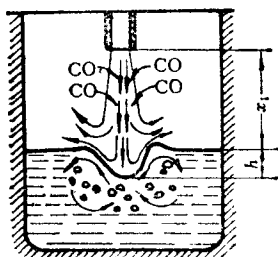


图 3-1-1 枪位很高时氧气射流与熔池的相互作用

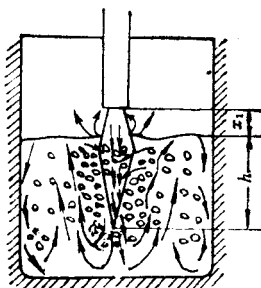


图 3-1-2 硬吹时氧射流与熔池相互作用和熔池循环示意图

据测定,在一般情况下,氧气顶吹转炉熔池中的环流速度约为 $0.3 \sim 0.6$ 米·秒⁻¹。

4. 氧射流和熔池之间的相互破碎 在氧射流和碳氧反应生成的 CO 气体的共同作用下,发生射流与金属、熔渣之间的相互破碎,并形成金属—熔渣乳浊液,使各相之间的接触面积剧烈增大,从而使冶炼过程快速进行。

(1) 金属和氧的接触面积。根据计算,在氧气顶吹转炉里,金属液滴会被击碎成直径为 $0.01 \sim 0.1$ 毫米的微小液滴。在吹炼含碳的金属时,由于 CO 气体从液滴内部逸出,会使液滴进一步爆裂成若干微米的极细微粒。

设在淹没吹炼时,射流中的金属液滴重为氧气重量的 3 倍,则吹入 1 米³ 氧气所产生的液滴总表面积(可以粗略地理解为金属—氧气接触面积)为:

$$S_{\Sigma} = \frac{G_{\text{金}}}{\frac{4}{3} \pi r_{\text{平均}}^3 \times \rho_{\text{金}}} \times 4 \pi r_{\text{平均}}^2 = \frac{3 G_{\text{金}}}{r_{\text{平均}} \cdot \rho_{\text{金}}} \quad (3-1-11)$$

式中 $G_{\text{金}}$ —— 1 标米³ 氧气中的金属液滴重量 = 3×1.43 公斤;

$r_{\text{平均}}$ —— 液滴的平均半径,米;

$\rho_{\text{金}}$ —— 金属液的密度,7000 公斤·米⁻³。

如果取氧射流里的液滴平均直径为 0.1 毫米,则吹入 1 标米³ 氧气所产生的金属—

氧气接触面积为

$$S_{\Sigma} = \frac{3 \times 3 \times 1.43}{0.05 \times 10^{-3} \times 7000} = 37 \text{ 米}^2 \cdot \text{标米}^{-3} \text{ O}_2$$

如果取液滴的平均直径为 0.01 毫米,则可算得 $S_{\Sigma} = 370 \text{ 米}^2 \cdot \text{标米}^{-3} \text{ O}_2$ 。 S_{Σ} 的真实数值应该介乎 $37.0 \sim 370.0 \text{ 米}^2 \cdot \text{标米}^{-3} \text{ O}_2$ 的范围内,约为 100 米^2 。

可见,按照习惯概念,把氧射流对熔池表面的冲击面积看作是 LD 转炉里金属和氧气的接触面积是完全不正确的。

(2) 金属和熔渣的接触面积。金属—熔渣接触面可通过下式计算

$$S_{\text{渣}} = \frac{\text{乳化渣总体积}}{\text{渣滴体积}} \times \text{渣滴面积} = \frac{3 V_{\text{渣}}}{r_{\text{渣}}} \quad (3-1-12)$$

取吹炼中期的渣量为金属重量的 $10 \sim 12\%$, $\rho_{\text{渣}} = 3 \text{ 吨} \cdot \text{米}^{-3}$, 则每吨金属的渣量约为 0.04 米^3 ; 与环流速度 $v_{\text{环流}} = 0.3 \sim 0.5 \text{ 米} \cdot \text{秒}^{-1}$ 相应的渣滴尺寸为 $1.5 \sim 4.0 \text{ 毫米}$, 如取为 4.0 毫米 , 可算出

$$S_{\text{渣}} = \frac{3 \times 0.12}{2 \times 10^{-3} \times 3} = 60 \text{ 米}^2 \cdot \text{吨}^{-1} \text{ 金属}$$

对于一座容量为 50 吨的氧气顶吹转炉,金属—熔渣的接触面积约为 $60 \times 50 = 3000 \text{ 米}^2$ 。

氧射流与熔池的相互作用过程中,射流尾端被击碎成为微小气泡,混入液相中的气泡体积往往超过熔渣体积。

可见,按照习惯概念,把熔池面积看做是金属—熔渣的接触面积也是不对的。

(3) 乳化过程。由于超音速氧射流对熔体的冲击和破碎,使大量细小的金属滴和渣滴相互渗透,高度弥散。即出现了强烈的乳化过程。

与此同时,由于密度上的差别,金属和熔渣又逐渐分离,即进行着乳化消除过程。

在乳化过程中,金属、熔渣和氧气的接触面积剧烈增大,这给参与反应的组元的传输和异相反应的进行提供了极其有利的条件。

有人做过如下计算,设渣量为金属量的 18% ,渣中金属珠的含量为 32% ,金属液滴在乳浊液中停留 1 分钟,则在 1 分钟内参与乳化的金属量为

$$18\% \times 32\% = 5.76\% \text{ 金属重}$$

$$5.76\% \times 18 = 103.68\% \text{ 金属重}$$

即使所取渣量再少一些,吹炼时间再短一些,被乳化的金属量还是相当可观的。

从冶炼工艺方面,希望在精炼期间炉内出现高度乳化,以便增大相间界面,加快反应进程 而在出钢之前乳化过程应该基本消除,以便减少金属损失。

综合本节所述的内容,对于吹炼过程中转炉里的所谓‘熔池’应该建立起新的概念:

在转炉的吹炼过程中,仅底部为单相金属,而大部分熔体以金属—熔渣乳浊液的状态存在。越靠近上层,渣滴所占的比例越大,而下层则为含有大量渣滴的金属;另外在转炉的乳浊液中,在不同的吹炼时期,还含有数量不同的 CO 气泡。

(二) 氧射流对熔池的化学作用

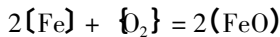
1. 氧气顶吹转炉里金属所含杂质的氧化机理 对于氧气顶吹转炉,氧射流与金属接触并氧化其中杂质的机理有三种不同的观点。

第一种是‘一步氧化’或‘直接氧化’,认为金属中所有元素都被射流中的氧直接氧化,即

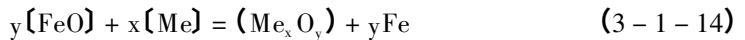
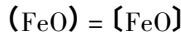


据此,各种化学反应均应集中于射流冲击熔池的面积内。但是实践表明,各种不同元素如 Fe、C、P 等的主要氧化地点是在熔池的不同部位。

第二种观点是‘二步氧化’或‘间接氧化’,认为氧气与金属接触时首先将 Fe 氧化,



生成的 FeO 溶解到金属中再将其余元素氧化:



这种观点的理论根据是物理化学中的质量作用定律。根据这一观点,可以将熔池划分为两个区域:在‘一次反应区’内,射流中的氧与熔池直接接触,首先将 Fe 氧化;而在‘二次反应区’内,即熔池的其余部分,主要是氧化铁去氧化其它元素。

第三种观点实际上是综合了上述两种观点,认为在吹炼过程中,各种元素的氧化既有直接的,也有间接的。

这种观点认为,氧射流与金属相作用的第一步是氧被金属吸附和溶解:



反应的下一步骤如何进行取决于过程的条件。

表面氧化反应(如脱碳界面反应)的限制性环节是氧在气相中的扩散或熔体中的组元向反应界面的扩散。扩散流用下式表示:

$$J_{\text{扩}} = \phi D (C_{\text{内}} - C_{\text{表}}) = \phi D \Delta C = \beta \Delta C \text{ 摩尔} \cdot \text{米}^{-2} \cdot \text{秒}^{-1} \quad (3-1-16)$$

式中 D ——静止相中的扩散系数,厘米²,秒⁻¹;

ϕ ——系数,取决于该相流动速度、熔体(或气体)粘度和湍流度等;

$C_{\text{表}}$ 和 $C_{\text{内}}$ ——某元素的界面浓度和体积浓度。

可见下一步骤如何进行取决于氧射流速度,熔体环流速度和搅拌强度等。

当氧气的流速低因而 J_{O_2} 很小时,过程受 O_2 在气相中的扩散限制。当反应达到稳态时,以碳的氧化为例:

$$J_{O_2} = J_c = \beta_c \Delta C$$

也即

$$\Delta C = J_{O_2} / \beta_c \quad (3-1-17)$$

既然 J_{O_2} 的数值小, ΔC 的数值必然也小,这意味着 $C_{\text{表}}$ 值接近于 $C_{\text{内}}$ 值,也就是说, $C_{\text{表}}$ 的数值是比较大的。

定温下,例如在 1600°C , $\{ \% C \} \{ \% O \} = 0.0025$, 如果 $\{ \% C \} > 0.5$, 则 $\{ \% O \}$ 将小于 0.005。

根据研究,在钢液中生成 FeO 新相,过饱和度应该达到 1.45,相应的 $\{ \% O \}$ 应该达到 0.33,可见这时在金属熔体表面不可能生成氧化铁薄膜。

与上述情况相反,如果氧射流的流速很大, $C_{\text{表}}$ 值减小, $\{ \% O \}_{\text{表}}$ 值增大,到一定程度便会在金属熔体表面生成 FeO 膜。试验表明,当 v_{O_2} 达到 $1 \sim 4 \text{ 米} \cdot \text{秒}^{-1}$ 便会出现 FeO 膜,生成的 FeO 进一步被氧化成 Fe_2O_3 。

在 LD 转炉中,氧射流到达液面上的流速仍是超音速的,而在喷管出口处的流速则高达 $400 \sim 500 \text{ 米} \cdot \text{秒}^{-1}$,加以高温条件使 Si、Mn 的氧化在一定程度上受阻,故金属表面(包括凹坑表面和液滴表面)的 Fe 将被氧化。生成的浮氏体熔入熔池,然后在熔池中引起二次氧化过程。

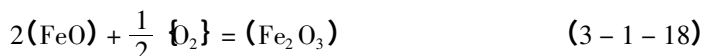
但是,在 v_{O_2} 很小的区域,例如在射流的末端或边缘,或者氧气泡内,也可能发生元素的直接氧化。

根据上述,可以判断熔体内各种元素进行氧化的部位,Fe 的氧化发生在一次反应区和液滴表面,C 的氧化主要发生在熔池内部现成的 CO 气泡表面上和液滴中;而 Si、Mn、P 等则发生在乳浊液中的金—渣界面上。

2. 氧气顶吹转炉里氧的传输 在氧射流冲击熔池的区域内,即在一次反应区内,射流的流速和氧的分压 P_{O_2} 都很大,而且温度高达 $2100 \sim 2350^\circ\text{C}$,所以该处金属被氧化到很高的程度, $\{ O \}_{\text{max}}$ 可高达 1%。射流四周的凹坑表面和被射流击碎并被卷入射流的金属液滴表面层被氧化成 Fe_2O_3 ,当它们参与熔池的环流时,将因受到冷却而析出 FeO ,在熔池中进行二次氧化过程。液滴的总表面积是很大的,所以它们是氧的主要传输者。与此同时,射流尾端被熔池的反作用力击成的小氧气泡同样参与环流,其中的氧气将使泡外的金属膜受到氧化。

在一次反应区生成的、参与熔池环流的氧化铁由于密度小于金属而缓慢上浮。在上浮过程中一部分溶于金属并主要用于碳的氧化,其余部分可能因界面反应而改变其组成并与环流中的渣滴相聚合然后上浮入渣。与此同时,渣中原有的氧化铁也在不断地溶入金属或消耗于界面反应。

此外,射流中的部分氧会用于熔渣的氧化:



射流的动头越小,这种类似发生在平炉中的、通过熔渣的传氧方式所占的比例越大。

渣中氧化铁的含量,用($\sum \% \text{FeO}$)表示或者用($\sum \% \text{Fe}$)表示,称为熔渣的氧化性。其量值由于射流对熔渣的氧化程度、加入的铁矿量和环流中氧化铁的上浮而增大;由于渣中氧化铁溶入金属和金属—熔渣间的界面反应而减小。应该注意的是,决定渣中氧化铁含量诸因素中起决定性作用的是转炉中的枪位。

在低枪位或高氧压的‘硬吹’情况下,射流对熔池的冲击深度大而搅拌作用强,此时化学反应快而且氧化铁上浮入渣所经历的途程远,其结果是氧化铁在熔池中消耗掉的量多而上浮入渣量少,而消耗掉的氧化铁主要用于 $\text{C}-\text{O}$ 反应因而进一步地加强对熔池的搅拌。凡此种都使渣中的氧化铁含量下降。

与此相反,在高枪位或低氧压的‘软吹’条件下,射流对熔池的冲击深度小、,搅拌微弱,氧化铁在熔池中消耗的量少,而且上浮入渣的途程短,加之射流对于熔渣的氧化作用增强,因而使熔渣中的氧化铁含量增高。

第二节 一炉钢的吹炼过程

一、炼钢的基本任务

从化学成分来看,钢和生铁都是铁碳合金,并且还含有 Si 、 Mn 、 P 、 S 等元素,由于碳和其他元素含量不同,所形成的组织不同,因而性能也不一样。根据 $\text{Fe}-\text{C}$ 相图(见图 3-1-3)划分,碳含量在 $0.0218\% \sim 2.11\%$ 之间的铁碳合金为钢,碳含量在 2.11% 以上的铁碳合金是生铁(根据国家标准和国际标准规定以碳含量 2% 为钢和铸铁的分界点)碳含量在 0.0218% 以下的铁碳合金称为工业纯铁。冶标规定碳含量在 0.04% 以下为工业纯铁。

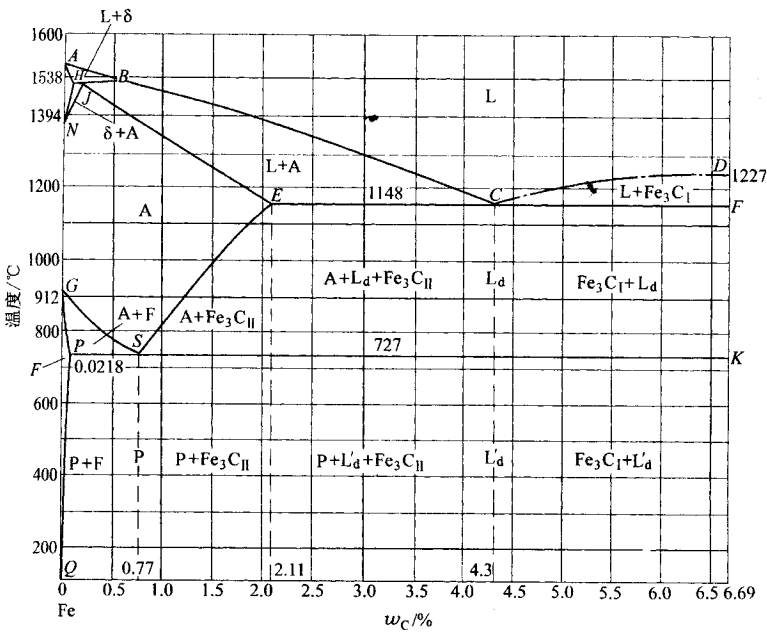


图 3-1-3 Fe-C 相图

若以生铁为原料炼钢,需氧化脱碳。钢中 P、S 含量过高分别造成钢的‘冷脆’性和‘热脆’性,炼钢过程应脱除 P、S。钢中的氧含量超过限度后会加剧钢的热脆性,并形成大量氧化物夹杂,因而要脱氧。钢中含有氢、氮会分别造成钢的氢脆和时效性,应该降低钢中有害气体含量。夹杂物的存在会破坏钢基体的连续性,从而降低钢的力学性能,也应该去除。炼钢过程应设法提高温度达到出钢要求,同时还要加入一定种类和数量的合金,使钢的成分达到所炼钢种的规格。

综上所述,炼钢的基本任务包括 脱碳、脱磷、脱硫、脱氧。去除有害气体和夹杂。提高温度,调整成分。炼钢过程通过供氧、造渣、加合金、搅拌、升温等手段完成炼钢基本任务。

二、吹炼过程

氧气顶吹转炉炼钢的吹氧时间仅仅是十几分钟,在这短短的时间内要完成造渣、脱碳、脱磷、脱硫、去气、去除非金属夹杂物及升温等基本任务。

由于使用的铁水成分和所炼钢种的不同,吹炼工艺也有所区别。现以某厂采用单渣操作工艺为例说明一炉钢的吹炼过程。图 3-1-4 是未采用溅渣护炉技术时,一炉钢在吹炼过程中金属成分、熔渣成分及熔池温度的变化情况。

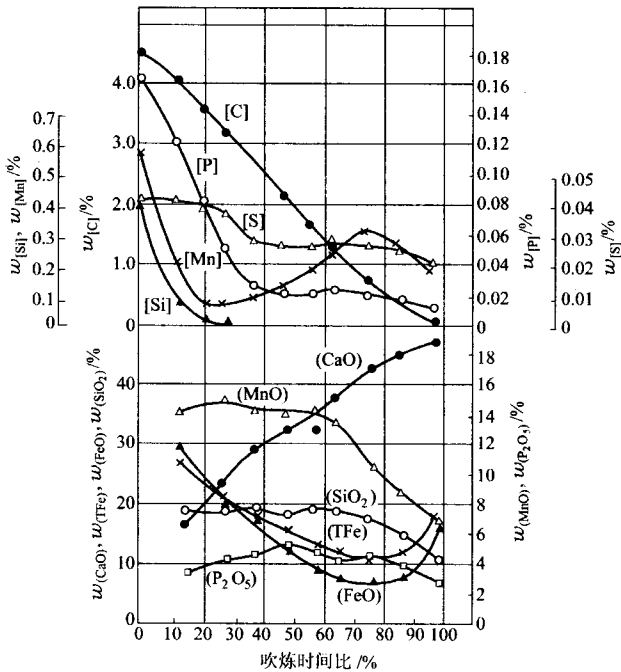
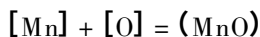
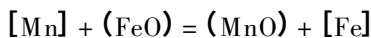
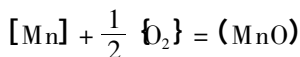
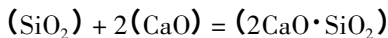
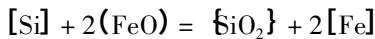
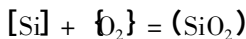
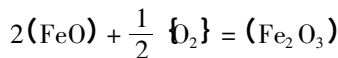
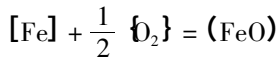


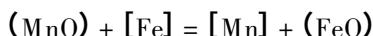
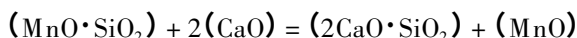
图 3-1-4 氧气顶吹转炉吹炼过程金属成分、炉渣成分的变化情况

从图 3-1-4 可以看出：

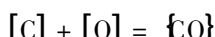
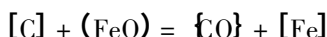
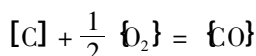
(1) 吹炼前期 20% 时间里, Fe、Si、Mn 元素即被大量氧化, 而且 Si、Mn 的含量降到很低, 几乎为痕迹量。继续吹炼, 它们不再氧化, 吹炼终了时, 锰有回升现象。其反应式如下：



Fe、Si、Mn 的氧化均为放热反应。在碱性操作条件下,冶炼后期硅含量为痕迹量,冶炼的中、后期有回锰现象,为吸热反应,反应式如下:



(2) Si、Mn 被氧化的同时,碳也被少量氧化,当 Si、Mn 氧化基本结束后,炉温达到 1450℃ 以上时,碳的氧化速度迅速提高。吹炼后期,脱碳速度又有所降低,反应式如下:

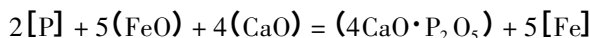
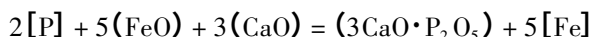


在碳氧反应中除了与渣中 FeO 的反应是吸热外,都是放热反应。冶炼中期碳氧反应速度最快。

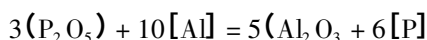
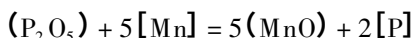
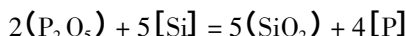
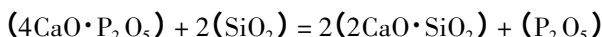
(3) 吹炼一开始,由于硅的迅速氧化,使渣中 $w_{(\text{SiO}_2)}$ 高达 20%。又因为石灰的逐渐渣化,渣中 CaO 的含量不断地升高。当硅的氧化基本结束后,渣中 SiO_2 的含量又有所下降。炉渣碱度随石灰的渣化而迅速提高。

(4) 渣中 $w_{(\text{TFe})}$,在开吹后不久,就可以达到 20% ~ 30%。随着脱碳速度的提高,渣中 $w_{(\text{TFe})}$ 逐渐降低,吹炼后期又有所升高。

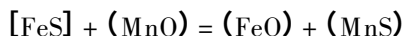
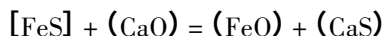
(5) 由于碱性氧化性炉渣的迅速形成,大约在吹炼的 40% 时间内,磷已降至 0.02%。脱 P 反应如下:

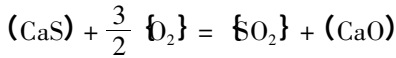
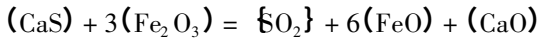


脱磷反应为放热反应。冶炼的中、后期若温度过高,也会发生回磷脱氧合金加入不当也会发生回磷现象。其反应式如下:



硫在开吹后下降不明显,在吹炼中、后期,高碱度活性渣形成后,温度升高才得以脱除,其反应式如下:





(6) 渣中 MgO 含量的变化与是否采用白云石或菱镁矿造渣工艺有关。如果加白云石或菱镁矿,还与加入的数量有关。图 3-1-5 是 30t 转炉吹炼过程渣中 MgO 含量的变化情况。可以看出,未加白云石时,从开吹至 7min 左右, MgO 含量逐渐上升,7 至 13min 时 MgO 变化不大,后期由于渣量的增加, MgO 含量略有下降,这说明吹炼的前 7min,初期酸性熔渣对炉衬的侵蚀较大,渣中 MgO 含量增加。当加入 800kg 白云石造渣后,前期 MgO 波动不大,中后期 MgO 上升后又下降。由此可见,由于加入了白云石造渣,渣中保持一定 MgO 含量,在冶炼过程中能减轻熔渣对炉衬的侵蚀。

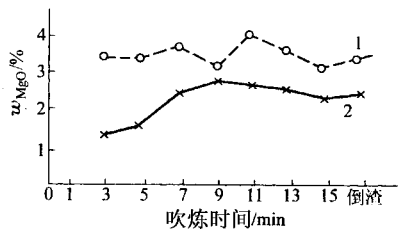


图 3-1-5 吹炼过程中炉渣中 MgO 含量的变化(30t 转炉)

1—加白云石 2—未加白云石

(7) 由于铁水中各元素氧化放出热量,熔池温度升高。元素的氧化速度与熔池的升温速度是一致的,但是由于吹炼过程还要加入冷却剂,熔池的实际升温情况与冷却剂加入的种类、数量、时间以及其他因素有关。吹炼过程中熔池需要升温 $400 \sim 500^\circ\text{C}$ 。

根据一炉钢吹炼过程中金属成分、炉渣成分、熔池温度的变化规律,吹炼过程大致可以分为以下 3 个阶段:

(1) 吹炼前期。吹炼前期也称硅锰氧化期。兑入铁水加废钢后,供氧的同时加入大部分造渣料。吹炼前期的任务是早化渣,多去磷,均匀升温。这样不仅对去除 P、S 有利,同时又可以减少熔渣对炉衬的侵蚀。为此,开吹时必须有一个合适的枪位,能够加速第一批渣料的熔化,及早形成具有一定碱度、一定 TFe 和 MgO 含量并有适当流动性和正常泡沫化的初期渣。

当 Si 、 Mn 氧化基本结束,第一批渣料基本化好,碳焰初起时,加入第二批渣料。第二批渣料可以一次加入,也可以分小批多次加入。

(2) 吹炼中期。吹炼中期也称碳的氧化期,由于碳激烈氧化,渣中 TFe 含量往往较低,容易出现熔渣‘返干’现象,由此而引起喷溅。在这个阶段内主要是控制碳氧反应均

衡地进行,在脱碳的同时继续去除 P 和 S。操作的关键仍然是合适的枪位。这样不仅对熔池有良好的搅拌,又能保持渣中有一定的 TFe 含量,并且还可避免熔渣严重的“返干”和喷溅。

(3) 终点控制。终点的任务是在拉准碳的同时确保钢中 P、S 含量合乎要求,钢水温度达到所炼钢种要求的范围,控制好熔渣的氧化性,使钢水中氧含量合适,以保证钢的质量。为完成上述任务,确定一个合适的枪位同样是很重要的。

拉碳后,测温、取样。若成分和温度合格,便可以出钢。在出钢过程中进行脱氧合金化。

出钢完毕,检查炉衬损坏情况,进行溅渣或喷补后,便组织装料,继续炼钢。

炼好一炉钢必须抓住各阶段的关键、精心操作,才能达到优质、高产、低耗、长寿的目标。

三、冶炼的五大制度

转炉炼钢冶炼通常采用的五大制度是 装入制度、供氧制度、造渣制度、温度制度、终点控制及脱氧合金化制度。

这五大制度执行的好坏,对冶炼过程控制、钢种质量、炉衬寿命都有很大影响。

第三节 装入制度

装入制度是保证转炉具有一定的金属熔池深度,确定合理的装入数量,合适的铁水废钢比例。

一、装入量的确定

装入量是指转炉冶炼中每炉次装入的金属料总重量,它主要包括铁水和废钢量。

生产实践表明,每座转炉都有其合适的装入量。装入量过多,会使熔池搅拌不良,化渣困难,有可能导致喷溅和金属损失,缩短炉帽部分的使用寿命。装入量过少,不仅产量降低,还因熔池变浅,炉底易受到氧气流股的冲击而损坏。因此,对于转炉来说,应确定合理的装入量。在确定装入量时,必须考虑下列因素。

1. 合适的炉容比 炉容比一般是指转炉新砌砖后炉内自由空间的容积 V 与金属装入量 T 之比,以 V/T 表示,量纲为 m^3/t 。转炉生产中,炉渣喷溅和生产率与炉容比密切相关。合适的炉容比是从生产实践中总结出来的,它与铁水成分、喷头结构、供氧强度等

因素有关。例如,铁水中含 Si、P 较高,则吹炼过程中渣量大,炉容比应大一些,否则易使喷溅增加。使用供氧强度大的多孔喷头,应使炉容比大些,否则容易损坏炉衬。

目前,大多数顶吹转炉的炉容比选择在 0.7 ~ 1.10 之间,表 3 - 1 - 2 是国内外转炉炉容比的统计情况。

表 3 - 1 - 2 顶吹转炉炉容比

炉容量,t	≤30	50	100 ~ 150	150 ~ 200	200 ~ 300	> 300
V / T ,m ³ / t	0.92 ~ 1.15	0.95 ~ 1.05	0.85 ~ 1.05	0.7 ~ 1.09	0.7 ~ 1.10	0.68 ~ 0.94

2. 保证一定的熔池深度 为了保证生产安全和延长炉底寿命,要保证熔池具有一定的深度。熔池深度 H 必须大于氧气射流对熔池的最大穿透深度 h ,一般认为 $h / H \leq 0.7$ 是合理的。

3. 应与钢锭质量相配合 装入量应考虑在扣除吹炼和浇注过程中必要的金属损失后,其钢水质量应是钢锭质量的整倍数,这对于浇注大型钢锭尤为重要。对于与连续浇注相配合的转炉则不必考虑与锭坯质量相配合。

4. 应与钢包容量、行车的起重能力、转炉的倾动力矩相适应。

二、铁水废钢比例

铁水、废钢装入比例的确定,从理论上讲应根据热平衡计算而定。但在生产条件下,一般是根据铁水成分、温度、炉龄期长短、废钢预热等情况按经验确定铁水配入的下限值和废钢加入的上限值。在正常生产条件下,废钢加入量变化不大,各炉次废钢加入量的变化受上下炉次间隔时间的影响。目前,我国大多数转炉生产中铁水比一般波动在 75 ~ 90% 之间,近年来我国转炉废钢加入量平均为 100 ~ 150kg/to

三、装入制度

在冶炼过程中,由于炉渣的侵蚀和炉气、钢水对炉衬的冲刷等原因,炉内各部位炉衬受到损耗。随着炉龄的增加,炉衬逐渐减薄,炉膛不断扩大,因而装入量也应在其合理的范围内发生变化。目前国内外装入制度大体上有三种方式：

1. 定深装入 为了保证比较稳定的熔池深度,在整个炉役期,随着炉膛的不断扩大,装入量逐渐增加。这种装入制度的优点是氧枪操作稳定,有利于保持较大供氧强度和减少喷溅,并可保护炉底和充分发挥转炉的生产能力。这种装入制度对于实现全连铸的转炉车间具有其优越性,但当采用模铸生产时锭型难于配合,给生产组织带来困难。

2. 分阶段定量装入 为了使整个炉役期间有较为合适的熔池深度,又便于生产组织和发挥转炉的生产能力,在整个炉役期间根据炉膛扩大程度划分几个阶段,每个阶段定量装入铁水废钢。这种装入制度适应性较强,为各厂普遍采用。表 3-1-3 为国内一些转炉采用的分阶段定量装入的控制情况。

表 3-1-3 部分转炉分阶段定量装入量

鞍钢 150t	炉龄,次 装入量,t	1 160	2~100 165~175	101~200 175~185	201~300 185~190	>300 ≥200		平均炉龄 550
马钢 50t	炉龄,次 装入量,t	1~5 52	6~50 57	51~100 62	101~150 67	151~200 72	>200 77	350
首钢 30t	炉龄,次 装入量,t	1 24	2~200 27~31	201~400 33	401~600 35	601~800 37	>800 40	1500
昆钢 15t	炉龄,次 装入量,t	1 16	2~50 17~18	51~100 18~19	101~200 20~21	>200 22~24		300

3. 定量装入 在整个炉役期,每炉的装入量保持不变。这种装入制度的优点是生产组织简便,原材料供给稳定,有利于实现过程自动控制。不足之处是炉役后期熔池较浅,转炉的生产能力没有很好发挥。转炉容量越小,则钢水熔池变浅越突出,故大型转炉较适用这种装入制度。

但对于受浇注条件限制和没有生产管理经验的新开转炉车间,也可以应用这种装入制度。如我国柳州钢铁厂转炉车间,由于浇注条件所限,15t 转炉采用了定量装入制度,其装入量规定如下:冶炼镇静钢每炉装入 22t,沸腾钢每炉装入 19t,每炉误差小于 0.5t。

四、装料次序

生产实际中,一般在装料前,都把废钢根据配料比例装入料斗,吊运到转炉操作平台上,而铁水是在出钢时倒入铁水包中吊运到炉前以备入炉。

为了维护、炉衬,减少废钢对炉衬的冲击,装料次序一般是先兑铁水,后装废钢。若采用炉渣预热废钢,则先加废钢,再倒渣,然后兑铁水。如果采用炉内留渣操作,则先加部分石灰,再装废钢,最后兑铁水。

在兑铁水入炉时,应先慢后快,以防兑铁水过快时引起剧烈的碳氧反应造成铁水大量飞溅,酿成事故。

第四节 供氧制度

将 0.7 ~ 1.5MPa 的高压氧气通过水冷氧枪从炉顶上方送入炉内,使氧气流股直接与钢水熔池作用,完成吹炼任务。供氧制度是在供氧喷头结构一定的条件下使氧气流股最合理的供给熔池,创造炉内良好的物理化学条件。因此,制订供氧制度时应考虑喷头结构、供氧压力、供氧强度和氧枪高度控制等因素。

一、氧枪喷头

转炉供氧的射流特征是通过氧枪喷头来实现的,因此,喷头结构的合理选择是转炉供氧的关键。氧枪喷头有单孔、多孔和双流道等多种结构,对喷头的选择要求为：

- (1)应获得超音速流股,有利于氧气利用率的提高；
- (2)合理的冲击面积,使熔池液面化渣快,对炉衬冲刷少；
- (3)有利于提高炉内的热效率；
- (4)便于加工制造,有一定的使用寿命。

二、氧气压力控制

氧气压力控制受炉内介质压力和流股马赫数的影响。经测定,炉内介质压力一般为 0.12 ~ 0.13MPa,流股马赫数在 1.8 ~ 2.2 之间。因此,目前在转炉上使用的工作压力为 0.6 ~ 1.2MPa,视各种转炉容量而定。一般说来,转炉容量大,使用压力越高。在生产实际中,我国一般都采用分阶段恒压操作,即随着炉龄增加,装入量增大,供氧压力相应提高。表 3 - 1 - 4 是国内部分转炉供氧压力变化情况。

表 3 - 1 - 4 转炉供氧压力变化

马钢 50t	炉龄,次 氧压,MPa	2 ~ 5 0.85	6 ~ 50 0.90	51 ~ 100 1.00	101 ~ 150 1.10	151 ~ 200 1.15	> 200 1.20
首钢 30t	炉龄,次 氧压,MPa	1 0.75	2 ~ 50 0.90	51 ~ 200 1.02	201 ~ 600 1.10	601 ~ 900 1.15	> 900 1.20
昆钢 15t	炉龄,次 氧压,MPa	1 0.90	2 ~ 50 1.00	51 ~ 100 1.05	101 ~ 200 1.10	> 200 1.15	

三、氧气流量和供氧强度

1. 氧气流量 氧气流量 Q 是指单位时间内向熔池供氧的数量,其量纲为 m^3/min 或 m^3/h 。氧气流量是根据冶炼中炉内金属料所需要的氧气量、金属装入量和吹氧时间等因素来确定。在实际生产中,由于供氧压力的波动和氧枪喷头加工尺寸的误差,有的工厂以氧气流量作为供氧制度的控制参数。

$$\text{氧气流量 } Q = \frac{\text{每吨金属需氧量}(\text{m}^3/\text{t})}{\text{吹氧时间}(\text{min})} \times \text{装入量}(\text{t}) \quad (3-1-19)$$

2. 供氧强度 供氧强度是指单位时间内每吨金属的供氧量,其量纲为 $\text{m}^3/\text{t} \cdot \text{min}$ 。

$$\text{供氧强度 } I = \frac{\text{氧气流量}(\text{m}^3/\text{min})}{\text{装入量}(\text{t})} \quad (3-1-20)$$

供氧强度的大小,主要受炉内喷溅的影响,通常在不影响喷溅的情况下可使用较大的供氧强度。国内转炉的供氧强度控制见 3-1-5。

表 3-1-5 不同容量转炉的供氧强度

炉容量,t	< 12	15 ~ 50	120 ~ 200	> 200
$I, \text{m}^3/\text{t} \cdot \text{min}$	4.0 ~ 4.5	2.8 ~ 4.0	2.3 ~ 3.5	2.5 ~ 4.0

四、氧枪高度调节

目前氧枪操作有两种类型,一种是恒压变枪操作,就一炉钢的吹炼过程,其供氧压力基本保持不变,通过氧枪枪位高低变化来改变氧气流股与熔池的相互作用,以控制吹炼过程。另一种类型是恒枪变压,即在一炉钢吹炼过程中,氧枪枪位基本不动,通过调节供氧压力来控制吹炼过程。目前,我国大多数工厂是采用恒压变枪操作,下面就以恒压变枪操作来进行分析。

1. 枪位高低与炉内反应 根据氧气射流特性可知,枪位越低,氧气射流对熔池的冲击动能越大,熔池搅拌加强,氧气利用率越高,其结果是加速了炉内脱硅、脱碳反应,使渣中(FeO)含量降低,表 3-1-6、3-1-7 的数据说明这种结果。同时,由于脱碳速度快,缩短了反应时间,热损失相对减少,使熔温升温迅速。但枪位过低,则不利于成渣,也可能冲击炉底。而枪位过高,将使熔池的搅拌能力减弱,造成表面铁的氧化,使渣中(FeO)含量增加,导致炉渣严重泡沫化而引起喷溅。由此可见,只有合适的枪位才能获得良好的吹炼效果。

表 3 - 1 - 6 不同枪位时渣中(FeO)含量(%)

时间,min		< 4	4 ~ 12	12 ~ 15
枪位 m	0.7	15 ~ 36	7 ~ 15	10 ~ 15
	0.8	25 ~ 35	11 ~ 25	11 ~ 20
	0.9	27 ~ 43	13 ~ 27	13 ~ 25

表 3 - 1 - 7 不同枪位时的脱碳速度(% C/min)

吹炼时间,min		3	5	7	9	11	13
氧枪枪位 m	0.90	0.312					0.330
	0.95					0.294	
	1.00	0.294		0.376	0.414		0.285
	1.05		0.320				
	1.10	0.298		0.323	0.364		0.226
	1.15					0.246	
	1.20			0.253	0.418		0.145
	1.25		0.310			0.200	

2. 氧枪高度确定 氧枪枪位高度的确定,主要考虑两个主要因素,一是氧射流要有一定的冲击面积;二是氧射流应有一定的冲击深度,但保证不能冲击炉底。目前,氧枪高度的确定一般是依据相应关系式,结合工厂生产实际而总结的经验公式确定氧枪高度的变化范围,然后再根据操作效果加以校正。确定氧枪高度的经验公式如下:

$$H = bPD_e \tag{3 - 1 - 21}$$

式中 H ——氧枪喷头端面距熔池液面的高度,mm;
 P ——供氧压力,MPa;
 D_e ——喷头出口直径,mm;
 b ——系数,随喷孔数而变化。三孔喷头 $b = 35 \sim 463$ 四孔喷头 $b = 45 \sim 60$ 。

3. 影响枪位变化的因素 枪位变化受多种因素影响,其基本原则是早化渣,化好渣,减少喷溅,有利于脱碳和控制终点。

(1)铁水成分。铁水中含 Si、P 较高时,若采用双渣操作,可采用较低枪位,以利快速脱硅、脱磷,然后倒掉酸性渣。若采用单渣操作,则可高枪化渣,然后降枪去磷。铁水含 Si、P 较低时,为了化好渣,应提高枪位。

(2)铁水温度。铁水温度低时,应低枪提温,待温度升高后再提枪化渣,此时降枪时间不宜太长,一般为 2min 左右。若铁水温度高,则可直接高枪化渣,然后降枪脱碳。

(3) 炉内留渣。炉内留渣时,由于渣中(FeO)含量高,有利石灰熔化,吹炼前期应适当降枪,防止渣中(FeO)过多而产生泡沫渣喷溅。

(4) 渣料加入。在吹炼过程中,通常加入二批渣料后应提枪化渣。若渣料配比中氧化铁皮、矿石、萤石加入量较多时,或石灰活性较高时,炉渣易于化好,也可采用较低枪位操作。

(5) 装入量变化。炉内超装时,使熔池液面升高,相应的枪位也应提高,否则不易化渣,还可能因枪位过低而烧坏氧枪。

(6) 碳氧化期。冶炼中期是碳氧化期,脱碳速度受供氧限制,通常情况下采用低枪位脱碳。若发现炉渣返干现象时,则应提枪化渣或加入助熔剂化渣,以防止金属喷溅。

(7) 停吹控制。没有实现自动控制的转炉在停吹前,一般都降枪吹炼,其目的是充分搅拌钢液,提高温度,同时也有利于炉前操作工观察火焰,确定合适的停吹时间。

枪位的变化除上述因素外还受冶炼钢种、炉龄期变化等影响,总之应根据生产实际情况,灵活调节,以保证冶炼的正常进行。

4. 几种典型氧枪枪位操作 由于各厂所用原材料和冶炼钢种不同,氧枪操作也不一样,现就几种典型的氧枪操作介绍如下:

1) 恒枪位操作 在铁水中 P 、 S 含量较低时,使吹炼过程中枪位基本保持不作变动,这种操作主要是依靠多次加入炉内的渣料和助熔剂来控制化渣和预防喷溅,保证冶炼正常进行。

2) 低—高一低枪位操作 铁水入炉温度较低或铁水中 $\text{Si} + \text{P} > 1.2\%$ 时,使吹炼前期加入渣料较多,可采用前期低枪提温,然后高枪化渣,最后降枪脱碳去硫。这种操作是用低枪点火,使铁水中 Si 、 P 快速氧化升温,然后提枪增加渣中(FeO)来熔化炉渣,待炉渣化好后再降枪脱碳。必要时还可以待炉渣化好后倒掉酸性渣,然后重新加入渣料,高枪化渣,最后降枪脱碳去硫,在碳剧烈氧化期,加入部分助熔剂防止炉渣返干。

3) 高一低—高一低枪位操作 在铁水温度较高或渣料集中在吹炼前期加入时可采用这种枪位操作。开吹时采用高枪位化渣,使渣中含(FeO)量达 $25 \sim 30\%$,促进石灰熔化,尽快形成具有一定碱度的炉渣,增大前期脱磷和脱硫效率,同时也避免酸性渣对炉衬的侵蚀。在炉渣化好后降枪脱碳,为避免在碳氧化剧烈反应期出现返干现象,适时提高枪位,使渣中(FeO)保持在 $10 \sim 15\%$,以利磷、硫继续去除。在接近终点时再降枪加强熔池搅拌,继续脱碳和均匀熔池成分和温度,降低终渣(FeO)含量。

以上介绍了三种典型的氧枪操作模式,但在实际生产中则应根据原材料条件和炉内反应,灵活调节枪位。

例如 铁水条件 $\text{Si } 0.7\%$, $\text{P } 0.5\%$, $\text{S } 0.04\%$, 温度 1280°C 。冶炼低碳镇静钢,其操作枪位如何确定?

分析 根据铁水成分,冶炼中的主要矛盾是考虑去 P 并且铁水温度低,应先提温后化渣。考虑采用双渣法操作,可用低—高一低氧枪操作模式。若采用单渣法,要防止炉渣返干造成回磷,故应采用低—高一低—高一低的多段式氧枪操作。其枪位变化见图 3-1-6。

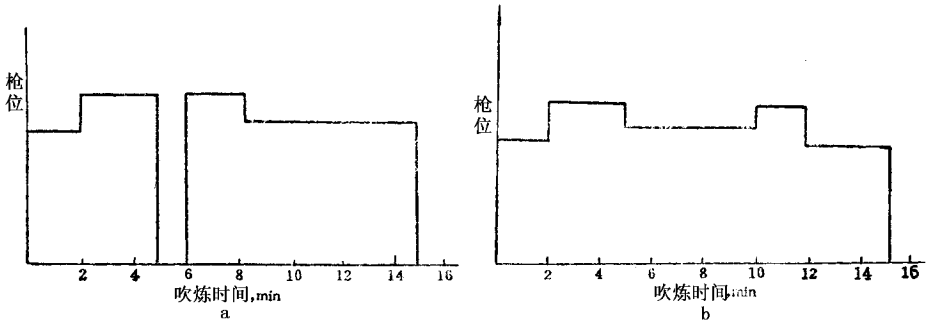


图 3-1-6 氧枪操作图

a—双渣法低—高一低式 b—单渣法多段式

第五节 造渣制度

顶吹转炉的供氧时间只有十几分钟,在此时间内必须快速成渣,使炉渣具有一定碱度,一定流动性和氧化性,以便迅速把铁水中的磷、硫等杂质元素去除掉,保证炼出合格的钢水。造渣制度就是根据原材料和冶炼钢种要求确定造渣方法,渣料加入数量和加入时间,并考虑维护炉衬,提高炉衬寿命。

一、造渣方法

根据铁水成分和冶炼钢种要求来确定造渣方法,目前常用的造渣方法有以下几种。

1. 单渣法 在吹炼过程中所造的渣不倒出,直至吹炼终点。这种造渣方法适用于铁水含 Si、P、S 较低或对磷、硫含量要求不高的钢种。单渣法操作简单,冶炼时间短,劳动条件较好,其脱磷率在 90% 左右,脱硫率约 35%。

2. 双渣法 双渣法就是换渣操作,即在吹炼过程中停止吹炼,倒出部分炉渣,然后重

加渣料造渣。根据铁水成分和冶炼钢种要求,也可多次倒渣和造新渣。采用双渣法中间倒渣的优点是倒出初期酸性渣可以减轻对炉衬的侵蚀,减少石灰消耗;倒出部分含有磷和硫的炉渣,可以提高脱磷、脱硫效率;倒出部分炉渣,使炉内渣量减少,可以消除大渣量引起的喷溅。

双渣法操作的关键是选择倒渣时间。若铁水含磷高,根据吹炼过程中磷含量的变化可见,顶吹转炉在吹炼前期铁水含碳量为 3.5% 时,其磷含量最低,(复吹转炉在铁水含碳 3.0% 时磷含量最低),此时倒渣将能有效地去除渣中磷。生产实践证明,顶吹转炉在吹炼时间为 25% 左右(复吹转炉在吹炼时间为 30% 左右)时倒渣去磷效果最佳。若铁水含硫较高,为了提高脱硫率,其倒渣时间应选择在吹炼 10min 左右,此时温度高,碱度高,渣中(FeO)低,有利于硫的去除。

双渣法操作通常在铁水含 Si、P、S 较高或吹炼优质钢时采用,其脱磷率可达 92 ~ 95%,脱硫率为 50% 左右。

3. 双渣留渣法 双渣留渣法是将上一炉冶炼的终渣在出钢后留一部分在转炉内,供下一炉冶炼作部分初期渣使用。由于终渣碱度高,渣温高, (FeO) 含量较高,有助于前期石灰熔化成渣和脱磷,同时还可以减少石灰的消耗。吹炼前期结束,倒掉酸性渣,重新造渣吹炼。

双渣留渣操作适用于吹炼中、高磷铁水,其脱磷率可达 95% 左右,脱硫率也可达 60 ~ 70%。但在应用留渣操作时要注意防止兑铁水时铁水喷溅。

二、白云石或镁质造渣

从炉渣的形成过程中可以看到,初期渣的矿物组成中含有一些含镁的硅酸盐,这说明炉渣能够溶解 MgO 和 CaO 等氧化物。如果只用石灰造渣,则炉渣中只有过剩的 CaO 存在,使 MgO 含量很低。在碱性炼钢中,炉衬材质大多是由 $\text{CaO} - \text{MgO}$ 系耐火材料组成的,初期渣中含镁硅酸盐的形成,必然要夺取炉衬中的 MgO ,以满足 MgO 在炉渣中的溶解度,这样就使炉衬受到侵蚀。如果在渣料中配加一定数量的白云石或镁质石灰,给炉渣中提供一定数量的 MgO 含量,这样就可抑制炉渣对炉衬的侵蚀。同时,随着炉渣碱度的提高,前期过饱和的 MgO 将会从炉渣中逐渐析出,使后期炉渣粘度增大,在倒炉时,可以使终渣粘挂在炉衬表面上,形成保护层,有利于提高炉龄。

增加初期渣中 MgO 含量,可在 $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{FeO}$ 渣系中形成一些低熔点含镁矿物,降低炉渣熔化温度和粘度,有利于早期成渣。同时,初期渣中 MgO 含量增加,可以减缓并推迟石灰表面形成高熔点的 $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ 外壳层,有利于石灰溶解加快。

关于渣中 MgO 的含量,原则上应使炉衬中 MgO 的侵蚀量与由炉渣中沉淀到炉衬上的 MgO 量相等为宜,实践中一般终渣 MgO 含量控制在 $6 \sim 8\%$ 。根据对转炉初期渣碱度与炉衬侵蚀量的研究表明,当炉渣碱度 < 1.2 时侵蚀较严重,在炉渣碱度为 0.7 时炉衬侵蚀量最大。因此,白云石或镁质材料应在开吹时就加入炉内,以利早成渣保护炉衬。

三、渣料加入量确定

加入炉内的渣料,主要指石灰和白云石数量,还有少量助熔剂。

1. 石灰加入量确定 石灰加入量主要根据铁水中 Si 、 P 含量和炉渣碱度来确定,对于含 Si 、 P 量较低的铁水和半钢,则可能根据含 S 量来确定。

(1) 炉渣碱度确定。碱度高低主要根据铁水成分而定,一般来说,铁水含 P 、 S 量低,炉渣碱度控制在 $2.8 \sim 3.2$ 中等 P 、 S 含量的铁水,炉渣碱度控制在 $3.2 \sim 3.5$ P 、 S 含量较高的铁水,炉渣碱度控制在 $3.5 \sim 4.0$ 。

(2) 铁水吹炼。铁水吹炼时,石灰加入量可用以下公式计算。

1) 铁水含 $\text{P} < 0.30\%$:

$$\text{石灰加入量 } W = \frac{2.14[\% \text{Si}]}{\% \text{CaO}_{\text{有效}}} \times B \times 1000 \quad \text{kg/t} \quad (3-1-22)$$

式中 B ——碱度, CaO/SiO_2 ;

$\% \text{CaO}_{\text{有效}}$ ——石灰中有效 CaO 含量, $\% \text{CaO}_{\text{有效}} = \% \text{CaO}_{\text{石灰}} - B \% \text{SiO}_{2\text{石灰}}$;

2.14 —— SiO_2/Si 的分子量之比。

2) 铁水含 $\text{P} > 0.30\%$, $B = \text{CaO}/(\text{SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5)$:

$$\text{石灰加入量 } W = \frac{2.2([\% \text{Si}] + [\% \text{P}])}{\% \text{CaO}_{\text{有效}}} \times B \times 1000 \quad \text{kg/t} \quad (3-1-23)$$

式中 2.2 —— $1/2[(\text{SiO}_2/\text{Si}) + (\text{P}_2\text{O}_5/\text{P})]$, 即分子量之比的平均值。

(3) 半钢吹炼。某厂铁水经过提钒预处理后,其半钢中 Si 、 P 含量很低,因此石灰的加入量按铁水中含 S 量来确定。

$$\text{石灰加入量 } W = \alpha [\% \text{S}] \times 1000 \quad \text{kg/t} \quad (3-1-24)$$

式中 α ——造渣系数,变化在 $0.9 \sim 1.1$ 之间。

2. 白云石加入量确定 白云石加入量根据炉渣中所要求的 MgO 含量来确定,一般炉渣中 MgO 含量控制在 $6 \sim 8\%$ 。炉渣中的 MgO 含量由石灰、白云石和炉衬侵蚀的 MgO 带入,故在确定白云石加入量时要考虑它们的相互影响。

(1) 白云石应加入量 $W_{\text{白}}$ 。

$$W_{\text{白}} = \frac{\text{渣量}\% \times (\% \text{MgO})\%}{\% \text{MgO}_{\text{白}}} \times 1000 \quad \text{kg/t} \quad (3-1-25)$$

式中 $\% \text{MgO}_{\text{白}}$ ——白云石中 MgO 含量。

(2)白云石实际加入量 $W'_{\text{白}}$ 。白云石实际加入量中,应减去石灰中带入的 MgO 量折算的白云石数量 $W_{\text{灰}}$ 和炉衬侵蚀进入渣中的 MgO 量折算的白云石数量 $W_{\text{衬}}$ 。下面通过实例计算说明其应用。

$$W'_{\text{白}} = W_{\text{白}} - W_{\text{灰}} - W_{\text{衬}} \quad (3-1-26)$$

设渣量为金属装入量的 12%, 炉衬侵蚀量为装入量的 1%, 炉衬中含 MgO 量为 40%。

铁水成分 :Si 为 0.7%, P 为 0.2%, S 为 0.05% ;

石灰成分 :CaO90%, MgO 3%, SiO_2 2% ;

白云石成分 :CaO40%, MgO 35%, SiO_2 3% ;

终渣要求 :(MgO)为 8%, 碱度为 3.5。

1)白云石应加入量 :

$$W_{\text{白}} = \frac{12\% \times 8\%}{35\%} \times 1000 = 27.4 \quad \text{kg/t}$$

2)炉衬侵蚀进入渣中 MgO 折算的白云石数量 :

$$W_{\text{衬}} = \frac{1\% \times 40\%}{35\%} \times 1000 = 11.4 \quad \text{kg/t}$$

3)石灰中带入 MgO 折算的白云石数量 :

$$\begin{aligned} W_{\text{灰}} &= W(\text{MgO}_{\text{灰}} / \text{MgO}_{\text{白}}) = \frac{2.14 \times 0.7\%}{90\% - 3.5 \times 2\%} \times 3.5 \times 1000 \times \frac{3\%}{35\%} \\ &= 5.4 \text{kg/t} \end{aligned}$$

4)实际白云石加入量 :

$$W'_{\text{白}} = 27.4 - 11.4 - 5.4 = 10.6 \quad \text{kg/t}$$

5)白云石带入渣中 CaO 折算的石灰数量 :

$$10.6 \times 40\% / 90\% = 4.7 \quad \text{kg/t}$$

6)实际入炉石灰数量 :

石灰加入量 W - 白云石折算石灰量

$$= \frac{2.14 \times 0.7\%}{90\% - 3.5 \times 2\%} \times 3.5 \times 1000 - 4.7 = 58.5 \text{kg/t}$$

7)石灰与白云石入炉比例 :

$$\text{白云石加入量} / \text{石灰加入量} = 10.6 / 58.5 = 0.18$$

在工厂生产实际中,由于石灰质量不同,白云石入炉量与石灰之比可达 $0.20 \sim 0.30$ 。

3. 助熔剂加入量 转炉造渣中常用的助熔剂是氧化铁皮和萤石。萤石化渣快,效果明显。但用量过多对炉衬有侵蚀作用;另外我国萤石资源短缺,价格较高,所以应尽量少用或不用。冶金部转炉操作规程中规定,萤石用量应小于 4kg/t 。氧化铁皮或铁矿石也能调节渣中 FeO 含量,起列化渣作用,但它对熔池有较大的冷却效应,应视炉内温度高低确定加入量。一般铁矿或氧化铁皮加入量为装入量的 $2 \sim 5\%$ 。

四、渣料加入时间

渣料的加入数量和加入时间对化渣速度有直接的影响,因而应根据各厂原料条件来确定。通常情况下,渣料分两批或三批加入。第一批渣料在兑铁水前或开吹时加入,加入量为总渣量的 $1/2 \sim 2/3$,并将白云石全部加入炉内。第二批渣料加入时间是在第一批渣料化好后,铁水中硅、锰氧化基本结束后分小批加入,其加入量为总渣量的 $1/3 \sim 1/2$ 。若是双渣操作,则是倒渣后加入第二批渣料。第二批渣料通常是分小批多次加入,多次加入对石灰溶解有利,也可用小批渣料来控制炉内泡沫渣的溢出。第三批渣料视炉内磷、硫去除情况而决定是否加入,其加入数量和时间均应根据吹炼实际情况而定。无论加几批渣,最后一小批渣料必须在拉碳倒炉前 3min 加完,否则来不及化渣。

五、应用举例

某厂铁水成分为 $\text{Si } 1.1\%$, $\text{P } 0.4\%$, $\text{S } 0.035\%$,冶炼低碳钢,试确定其造渣制度?(石灰有效 CaO 为 80%)

分析 根据铁水成分可知,冶炼中的主要问题是铁水 Si 、 P 含量较高,使前期炉渣酸性较强,对炉衬侵蚀加重,故应采用双渣操作,在冶炼前期待硅氧化后即可倒渣,以减少酸性渣对炉衬的侵蚀。然后加入第二批渣料。

造渣参数控制如下 终渣碱度 3.2 ;白云石加入量为石灰加入量的 25% ,并在兑铁水前加入白云石。

$$\text{石灰加入量 } W_{\text{石}} = \frac{2.2(1.1 + 0.4)\%}{80\%} \times 3.2 \times 1000 = 132\text{kg/t}$$

$$\text{白云石加入量 } W_{\text{白}} = 132 \times 25\% = 33\text{kg/t}$$

渣料分两批加入,第一批料中石灰加入 $1/2$,白云石全部加入。吹炼进行到 $4 \sim 5\text{min}$ 时,倒炉除渣,然后分小批多次加入剩余的石灰。

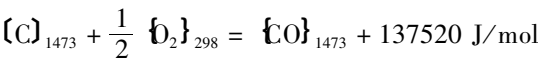
第六节 温度制度

温度制度主要是指过程温度和终点温度的控制。温度控制对炉内反应、渣料熔化、炉衬寿命和钢水质量等均有重大影响。吹炼任何钢种,对出钢温度都有一定要求,出钢温度过低,将会使钢水粘包,造成浇注短锭,甚至造成全炉钢水重新回炉吹炼。如果出钢温度过高,不仅会增加钢液中气体含量,而且还增加了铁的烧损,降低炉衬寿命。控制好过程温度,有利于化渣和掌握时机去除磷、硫,对终点温度的合理控制也是有利的。

一、热量来源

氧气转炉炼钢的热量来源主要是铁水的物理热和化学热。物理热是指铁水带入的热量,它与铁水温度有直接关系,化学热是铁水中各元素氧化后放出的热量,它与铁水化学成分直接相关。

在炼钢温度下,各元素氧化放出的热量各异,它可以通过各元素氧化放出的热效应来计算确定。例如铁水温度 1200℃,吹入的氧气 25℃,碳氧反应生成 CO 时:



则 1kg [C] 氧化生成 CO 时放出的热量为 $137520/12 = 11300 \text{ kJ/kg}$ 。

在转炉吹炼中,一般铁水温度为 1200 ~ 1400℃,而出钢温度通常为 1650℃左右,因此在整个吹炼过程中,熔池要升温几百度。而元素氧化放出的热量,不仅用于加热熔池的金属液和炉渣,同时也由于散热被炉衬吸热一部分。现以 100kg 金属料为例,计算各元素的氧化热能使熔池升温多少。

设炉渣量为装入金属料的 15%,炉衬吸热为装入金属料的 10%,计算热平衡公式如下:

$$Q = \sum MCT \tag{3-1-27}$$

式中 Q —— 1kg 元素氧化放出的热量, kJ/kg;

M —— 受热金属液、炉衬和炉渣重量, kg;

C —— 各物质比热, 已知钢液 C_L 为 $0.84 \sim 1.0 \text{ kJ/kg} \cdot ^\circ\text{C}$, 炉渣和炉衬的 C_s 为 $1.23 \text{ kJ/kg} \cdot ^\circ\text{C}$ 。

根据(3-1-27)式来计算在 1200℃时 C-O 反应生成 CO 时,氧化 1kg 碳可使熔池温度升高数为：

$$T = \frac{11300}{100 \times 1.0 + 15 \times 1.23 + 10 \times 1.23} = 84^{\circ}\text{C}$$

1kg 元素是 100kg 金属料的 1%，因此,根据同样道理和假设条件,可以计算出其它元素氧化 1%时使熔池的升温数,计算结果见表 3-1-8。

表 3-1-8 氧化 1% 元素使熔池升温数
(条件 炉渣量为金属料 15%，炉衬散热为金属料 10%)

反 应	氧 气 吹 炼 时 的 温 度,℃		
	1200	1400	1600
[C] + O ₂ = CO ₂	244	240	236
[C] + 1/2O ₂ = CO	84	83	82
[Fe] + 1/2O ₂ = (FeO)	31	30	29
(Mn) + 1/2O ₂ = (MnO)	47	47	47
[Si] + O ₂ + 2(CaO) = (2CaO·SiO ₂)	152	142	132
2[P] + 5/2O ₂ + 4(CaO) = (4CaO·P ₂ O ₅)	190	181	173

由表 3-1-8 可见,碳完全燃烧生成 CO₂ 时其发热量最高,使熔池升温数最大,其次是磷和硅。但是碳大部分没有完全燃烧,因此,在氧气转炉吹炼中采用双流氧枪,可有助于 CO 进一步燃烧生成 CO₂,使转炉热效率提高。

哪些元素是转炉炼钢的主要热源,不仅要看其热效应大小,还要视其氧化总量的多少而定。例如,在 1400℃时,硅氧化 0.5%，碳氧化 3%，则分别使熔池升温数为 71℃和 249℃,可见碳氧化产生的总热量要比硅的总热量多得多。

二、熔池的温度变化

氧气转炉吹炼过程中熔池温度的变化与元素的氧化放热相对应,但由于加入废钢、渣料和各种冷却剂的影响,使实际升温与炉内加入的冷却剂数量相关。某厂 30t 顶吹转炉所测定的熔池温度变化情况见图 3-1-7。根据测定结果可以看出,熔池金属液温度上升大致可以分为三个阶段,每个阶段的温度变化回归方程如下：

0 ~ 6min $T = 1146.7 + 68.4t$ ℃ (3-1-28)

6 ~ 11min $T = 1253.4 + 26.1t$ ℃ (3-1-29)

11 ~ 18min $T = 1192.7 + 30.4t$ ℃ (3-1-30)

0 ~ 18min $T = 1187.6 + 33.06t$ ℃ (3-1-31)

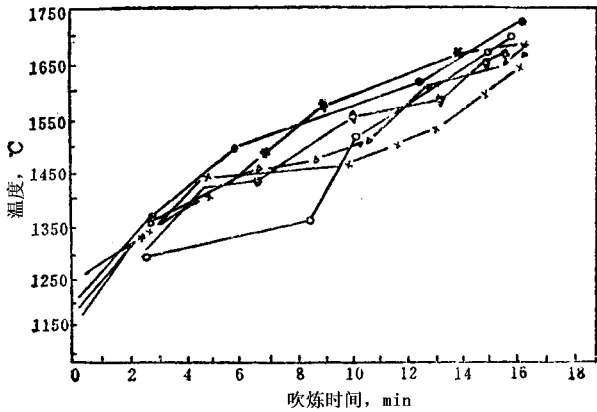


图 3-1-7 30t 转炉熔池温度变化曲线

○149 炉；●187 炉；× 256 炉；△260 炉；* 266 炉；◇267 炉

由(3-1-28)式可见,吹炼第一阶段升温速度很快,达 $63.4^{\circ}\text{C}/\text{min}$,这主要是铁水中 Si、Mn、P 氧化大量放热的结果。由(3-1-29)式可知,吹炼第二阶段升温较慢,升温速度仅为 $26.1^{\circ}\text{C}/\text{min}$,此阶段虽然碳大量氧化,但由于加入 15% 左右的废钢熔化而大量耗热,同时这个阶段加入的二批渣料和冷却剂耗热也不可说没有影响,况且大量的烟气带走了大量热量,故此阶段升温较慢。由此可见,第二批渣料分小批多次加入,不仅对化渣有利,也有助于合理控制熔池温度。第三阶段碳氧化接近后期,并有部分铁氧化,而炉内基本不加入多少冷却剂,故其升温速度略比第二阶段高。由(3-1-31)式可见,冶炼过程平均升温速度为 $33^{\circ}\text{C}/\text{min}$,而一般顶吹转炉的熔池升温速度为 $25 \sim 35^{\circ}\text{C}/\text{min}$ 。

三、确定出钢温度

出钢温度的高低受钢种、锭型和浇注方法的影响,其依据原则是：

- (1) 保证浇注温度高于所炼钢种凝固温度 $50 \sim 100^{\circ}\text{C}$ (小炉子偏上限,大炉子偏下限)。
- (2) 考虑出钢过程和钢水运输、镇静时间、钢液吹氩时的降温,一般为 $40 \sim 80^{\circ}\text{C}$ 。
- (3) 考虑浇注方法和浇注锭型大小所用时间的降温。

出钢温度可用下式计算：

$$T = T_f + \Delta T_1 + \Delta T_2 + \Delta T_3 \tag{3-1-32}$$

式中 T_f ——钢水凝固温度,可用(3-1-33)式计算：

ΔT_1 ——钢水过热度；

ΔT_2 ——出钢、吹氩、运输、镇静过程降温；

ΔT_3 ——浇注过程降温。

$$T_f = 1539 - \sum [\%i] \Delta T_i \tag{3-1-33}$$

式中 $[\%i]$ ——钢水中元素含量；

ΔT_i ——1%的*i*元素使纯铁凝固温度的降低值，其数据见表 3-1-9。

表 3-1-9 溶解 1%元素使纯铁凝固点降低值

元 素	适用范围%	ΔT	元 素	适用范围%	ΔT
C	< 1.0	65	V	< 1.0	2
Si	< 3.0	8	Ti		18
Mn	< 1.5	5	Cu	< 0.3	5
P	< 0.7	30	H ₂	< 0.003	1300
S	< 0.08	25	N ₂	< 0.03	80
Al	< 1.0	3	O ₂	< 0.03	90

现以 Q235F 钢为例来计算出钢温度。成品钢水成分是：C 0.20%，Si 0.02%，Mn0.4%，P 0.030%，S 0.020%，钢水中气体降温 7℃。

$$T_f = 1539 - (0.2 \times 65 + 0.02 \times 8 + 0.4 \times 5 + 0.03 \times 30 + 0.020 \times 25 + 7) = 1515^\circ\text{C}$$

取 ΔT_1 为 70℃， ΔT_2 为 50℃， ΔT_3 为 30℃，则

$$T = 1515 + 70 + 50 + 30 = 1665^\circ\text{C}$$

四、冷却剂的冷却效应

冷却剂的冷却效应为加热冷却剂到一定的熔池温度所消耗的物理热和冷却剂发生化学反应所消耗的化学热之和，即

$$Q = Q_{物} + Q_{化} \tag{3-1-34}$$

$Q_{物}$ 决定于冷却剂的性质和熔池温度，其计算式如下：

$$Q_{物} = C_s T_f + Q_f + C_L (T - T_f) \tag{3-1-35}$$

式中 C_L 、 C_s ——分别为液态和固态的热容量，kJ/kg·K；

T_f 、 T ——分别为冷却剂的熔点和熔池温度，K；

Q_f ——冷却剂的熔化潜热，kJ/kg。

$Q_{化}$ 不仅与冷却剂的成分和性质有关，还与使用条件下的化学反应有关。因此，在不同条件下，同一冷却剂可以有不同的冷却效果。

通常采用的冷却剂为废钢、铁皮或铁矿石，有时也用石灰石。同时加入的石灰、白云

石也可起到冷却剂的作用。

1. 废钢的冷却效应 采用普通的低碳废钢作冷却剂时,其元素氧化的化学热可以不考虑,只考虑其物理热。取废钢 C_s 为 $0.699\text{kJ/kg}\cdot\text{K}$,熔化潜热 Q_f 为 272kJ/kg , C_L 为 $0.837\text{kJ/kg}\cdot\text{K}$, T_f 为 1773K ,代入(3-1-35)式可得到废钢的冷却效应为:

$$Q_{\text{废钢}} = 27.4 + 0.837 T \quad \text{kJ/kg} \quad (3-1-36)$$

对于高碳高硅废钢,应考虑元素氧化的化学热,此处未再计算。

2. 铁矿石或氧化铁皮的冷却效应 取铁矿石的 C_s 为 $1.05\text{kJ/kg}\cdot\text{K}$,熔化潜热 Q_f 为 209.34kJ/kg ,则其物理吸热为:

$$Q_{\text{物}} = 209.34 + 1.05 T \quad \text{kJ/kg} \quad (3-1-37)$$

铁矿石或氧化铁皮中的氧化物主要是 FeO 和 Fe_2O_3 ,因此在考虑其化学热时应注意到不同含量对化学热的影响,取 FeO 的化学热为 36.93kJ/kg , Fe_2O_3 的化学热为 51.34kJ/kg ,则其化学热为:

$$Q_{\text{化}} = 36.93\text{FeO}\% + 51.34\text{Fe}_2\text{O}_3\% \quad \text{kJ/kg} \quad (3-1-38)$$

忽略铁矿石或氧化铁皮中其它氧化物对冷却效应的影响,可得到铁矿石或氧化铁皮的冷却效应为:

$$Q_{\text{矿石}} = 36.93\text{FeO}\% + 51.34\text{Fe}_2\text{O}_3\% + 1.05 T + 209.34 \quad \text{kJ/kg} \quad (3-1-39)$$

采用同样方法,可以计算出石灰、白云石和石灰石的冷却效应。如果以低碳废钢的冷却效应作为 1,则其它冷却剂的相应冷却效果见表 3-1-10。

表 3-1-10 不同冷却剂的相应冷却效果

冷却剂种类	废 钢	石 灰	铁矿石	石灰石	铁 皮	生白云石
相应冷却效果	1.0	1.0~1.2	3.0~3.5	3.0~3.0	3.5~4.0	2.0

五、生产实际中的温度控制

在生产实际中,温度的控制主要是根据所炼钢种、出钢后间隔时间的长短、补炉材料消耗等因素来考虑废钢的加入量。对一个工厂来说,由于所用的铁水成分和温度变化不大,因而渣量变化也不大,故吹炼过程的热消耗较为稳定。若所炼钢种发生改变,出钢后炉子等铁水吊运和修补炉衬使间隔时间延长和炉衬降温,则必然引起吹炼过程中热消耗发生变化,因而作为冷却剂的废钢加入量也应作相应调整。

吹炼过程中温度的调节可以用铁矿石、氧化铁皮和石灰等散状料来控制,它们与渣料一起加入,这也是分小批加入第二批渣料的原因之一。终点温度的调节比较灵活,它

可以根据炉温、炉渣和炉内成分而决定使用的冷却剂。若炉温高,炉渣化得好,钢水成分合格,则可以加入洁净废钢降温,以提高炉子生产率和热效率。若炉温高,炉内钢水中磷或硫不合格,则可加入石灰和助熔剂等渣料,并适当补吹。若炉温低,化渣也不好,则可加入助熔剂,然后低枪提温。

各转炉炼钢厂都总结有一些根据炉况控制温度的经验数据,一般冷却剂的降温效果见表 3-1-11。

表 3-1-11 冷却剂降温经验数据

加入 1% 冷却剂	废 钢	矿 石	铁 皮	石 灰	白云石	石灰石
熔池降温,℃	8 ~ 12	30 ~ 40	35 ~ 45	15 ~ 20	20 ~ 25	28 ~ 38

第七节 终点控制和出钢

终点控制主要是指终点温度和成分的控制。所谓终点,是指转炉加入铁水后,经过造渣、供氧和一系列物理化学反应,使钢水达到所炼钢种要求的时刻。到达终点的具体要求是:钢水中碳含量达到所炼钢种的控制范围,磷和硫含量低于规格下限,达到出钢温度,保证钢水合适的氧化性。在一般的生产条件下,磷、硫的去除比脱碳更复杂,因此总是在吹炼过程中尽可能让磷和硫提早去除到终点所要求的范围。这样就使终点控制简化为熔池碳和温度的控制,所以终点也称为“拉碳”。

转炉的终点控制,包括经验控制和自动控制两种方式。自动控制是借助于计算机通过建立数学模型对吹炼过程各种复杂参数进行快速、高效的计算和处理,并给出综合动作指令来达到控制终点的目的。

一、经验控制的方法

常用的终点经验控制方法有“拉碳法”和“增碳法”。拉碳法是指吹炼操作中当熔池钢水含碳量达到出钢要求时停止吹氧,此时钢水中 P、S 和温度也符合出钢要求。

拉碳法在生产实际中又分为一次拉碳和高拉补吹两种操作控制。一次拉碳是在停止吹氧时使钢水成分和温度已达到出钢要求,倒炉后即可出钢。高拉补吹操作是在停止吹氧倒炉时,钢水中的含碳量高于出钢要求 0.20 ~ 0.40% 的范围,测温取样后再进行供

氧补吹。高拉碳时,温度不得高于终点温度的上限。经过补吹,使钢水成分和温度达到出钢控制范围,然后倒炉出钢。

拉碳法具有的优点是 终渣(FeO)含量低,金属收得率高,有利于提高炉衬寿命 终点钢水残锰量较高,可减少锰铁合金消耗 终点钢水气体含量较低,有利于减少非金属夹杂 吹炼时氧气消耗减少,且节约了增碳剂。

增碳法是指在吹炼过程中,钢水中含碳量一律由吹氧氧化去除到 $0.05 \sim 0.08\%$ 时停止吹氧并出钢,然后根据所炼钢种规格,在钢包中增碳。采用的增碳剂应选用含硫低、灰分少、干燥的材料,当钢包中曾碳量大于 0.05% 时,应经过吹氩处理钢水,以均匀成分。

增碳法的优点是 终点控制容易,减少了倒炉取样的时间,提高了生产率 吹炼终渣(FeO)含量较高,化渣好,脱磷率高 操作简化,有利于稳定吹炼工艺 炉内热量收入多,可以增加废钢用量。

二、终点碳的判断

转炉开吹后,熔池中的碳不断被氧化,金属液中的碳含量不断降低。碳氧化时,生成大量 CO 气体,高温的 CO 气体从炉口排出时,与周围空气相遇,立即燃烧成火焰。炉口火焰的颜色、亮度、长度是熔池温度和炉内 CO 排出量的标志,而 CO 排出量与脱碳速度有关,脱碳速度在吹炼后期受熔池碳含量的控制。因此,通过观察炉口火焰、火花和供氧时间、耗氧量来综合判断终点含碳量。

1. 看火花 从炉口被炉气带出的金属液滴,遇到空气发生氧化,使金属液滴中的碳与氧反应生成 CO 气体,由于气体的体积膨胀将金属粒爆裂成许多碎片。金属粒含碳量越高,生成气体越多,产生爆裂程度越大,表现为火球状和羽毛状。随着液滴中碳含量的降低,爆裂的碳火花分为多叉、三叉、两叉,当碳含量小于 0.10% 时,爆裂的碳火花分叉几乎消失,形成的均是小火星和流线。

2. 看火焰 吹炼中期,熔池中的碳大量氧化,生成 CO 气体数量较多,使炉口火焰白亮、有力,火焰长度也增加。当熔池中的碳进一步氧化到含碳量为 0.20% 左右时,脱碳速度明显变慢,生成 CO 气体数量也显著减少,此时炉口火焰收缩、发软、打晃,看起来火焰也较为稀薄。

3. 供氧时间和耗氧量 当氧枪喷头结构和供氧压力一定时,单位时间内的供氧量是一定的。在装入量、冷却剂用量和冶炼钢种都没有什么变化时,每吨金属的需氧量也几乎不变。因此,吹炼一炉钢的供氧时间和耗氧量也变化不大。这样就可以根据冶炼过程统计的耗氧量和供氧时间,结合平均脱碳速度作为本炉次拉碳终点的参考,再结合观察

火焰和火花情况综合判断终点。

特别是在补吹时,钢水中碳含量较低,此时脱碳所需的时间和耗氧量均高于平均脱碳所需的时间和耗氧量。如太钢 50t 转炉在钢水含碳量为 0.15% 以下时,每脱去 0.01% 的碳要消耗 $0.2 \sim 0.25 \text{ m}^3/\text{t}$ 氧气,费时 $6 \sim 8 \text{ s}$ 。

三、钢水终点温度判断

目前常用插入式热电偶测定钢水温度。经验判断钢水温度,则可在倒炉时观察炉况 炉膛白亮、渣面上有气泡和火焰冒出,炉渣呈泡沫渣涌出,表明炉温高 若炉膛不那么白亮,渣面暗红,没有火焰冒出,则炉温较低。另外在出钢时观察钢流 若钢流白亮,流动性好,则表示钢水温度高 若钢流不那么白亮,流动性较差,则说明钢水温度较低。同时还可以观察氧枪冷却水进出温度差进行判断,若水温差大,则说明炉温较高 若水温差小,则炉温较低。

目前生产实际中以热电偶测温为主,再结合经验判断便可准确地控制钢水终点温度。

四、钢水氧含量控制

对于不同种类的钢中氧含量应进行控制。对于镇静钢,要求含氧量低,而对沸腾钢,则要求一定的含氧量。根据不同的研究结果,钢水中 $[\text{O}]$ 含量与 $[\text{C}]$ 、 $[\text{Mn}]$ 和温度等因素有关。大量研究表明,碳对氧所起的作用是主要的,可用下式来计算钢中的含氧量:

$$a_{\text{O}} = 94.07 + 36.8862/[\% \text{C}] \quad \text{ppm} \quad (3-1-40)$$

国外对 100t 转炉钢水含氧的研究结果为:

$$[\text{O}] = 10.99/[\% \text{C}] + 1.63 T(^{\circ}\text{C}) - 880[\% \text{Mn}] - 2236 \quad \text{ppm} \quad (3-1-41)$$

我同对 150t 转炉钢水含氧的研究结果为:

$$a_{\text{O}} = 36.63/[\% \text{C}] + 1350.57[\% \text{Mn}] + 0.77 T(^{\circ}\text{C}) - 1387.78 \quad \text{ppm} \quad (3-1-42)$$

在生产实际中,对钢水中含氧量的控制主要是控制终点钢水的含碳量和渣中 (FeO) 。冶炼镇静钢时,把碳含量控制在规格中上限,吹炼后期采用低枪位操作,以降低渣中 (FeO) ,减少氧向钢水中传质;减少和消除补吹次数。冶炼沸腾钢时,把碳含量控制在规格中下限,冶炼后期采用较高枪位操作,增加渣中 (FeO) ,以保证钢水中具有合适的氧含量,以利浇注时沸腾良好。

五、出钢持续时间

在转炉出钢过程中,为了减少钢水吸气和有利于合金加入钢包后的搅拌均匀,需要适当的出钢持续时间。我国转炉操作规范规定,小于 50t 的转炉出钢持续时间为 1 ~ 4min,50 ~ 100t 转炉为 3 ~ 6min,大于 100t 转炉为 4 ~ 8min。出钢持续时间的长短受出钢口内径尺寸影响很大,同时出钢口内径尺寸变化也影响挡渣出钢效果。为了保证出钢口尺寸的稳定,减少更换和修补出钢口的时间,近年来广泛采用了镁碳质的出钢口套砖或整体出钢口。镁碳质出钢口砖的应用,减少了出钢口的冲刷侵蚀,使出钢口内径变化减小,稳定了出钢持续时间,也减少了出钢时的钢流飞溅和吸气。同时也提高了出钢口的使用寿命,减轻了工人修补和更换出钢口时的劳动强度。

六、红包出钢

出钢过程中,钢流受到冷空气的强烈冷却,钢流向空气中的散热,钢包耐火材料吸热,加入铁合金熔化时耗热,使得钢水在出钢过程中的温度总是降低的。

红包出钢,就是在出钢前对钢包进行有效的烘烤,使钢包内衬温度达到 800 ~ 1000℃,以减少钢包内衬的吸热,从而达到降低出钢温度的目的。我国某厂使用的 70t 钢包,经过煤气烘烤使包衬温度达 800℃左右,取得了显著的效果:

- 1) 采用红包出钢,可降低出钢温度 15 ~ 20℃,因而可增加废钢 15kg/to
- 2) 出钢温度的降低,有利于提高炉龄。实践表明,出钢温度降低 10℃,可提高炉龄 100 炉次左右。
- 3) 红包出钢,可使钢包中钢水温度波动小,从而稳定浇注操作,提高锭坯质量。

七、挡渣出钢

转炉炼钢中,钢水的合金化大都在钢包中进行。而转炉内的高氧化性炉渣流入钢包会导致钢液与炉渣发生氧化反应,造成合金元素收得率降低,并使钢水产生回磷和夹杂物增多。同时,炉渣也对钢包内衬产生侵蚀。特别在钢水进行吹氩等精炼处理时,要求钢包中炉渣(FeO)含量低于 2% 时才有利提高精炼效果。

为了限制炉渣进入钢包,目前国内外广泛采用挡渣出钢技术。挡渣出钢的方法有挡渣球、挡渣塞、U 型虹吸出钢口、气动挡渣等多种方式。目前,国内使用最多的是挡渣帽和挡渣球。

1. 挡渣帽 转炉出钢倾炉时,浮在钢液面上的炉渣将首先流经出钢口,为了防止炉

渣流入钢包,在出钢口内使用挡渣帽,挡住液面浮渣,随后钢水流出时又能将挡渣帽冲掉或熔化,使钢水流入钢包中。挡渣帽在出钢前放置于出钢口内。

挡渣帽呈圆锥体,其尺寸根据转炉出钢口尺寸而确定。目前国内使用的挡渣帽多为铁皮或轻质耐火材料制成。铁皮挡渣帽加工容易,但表面硬而光滑,放在出钢口内不易固牢,且熔点低,有时还没等到出钢就熔化了。轻质耐火材料挡渣帽具有一定韧性,放在出钢口内容易固牢,且耐火度较高,挡渣可靠。但加工工序多,成本比铁皮挡渣帽高。

2. 挡渣球 挡渣球是一个密度介于钢水和炉渣之间的圆球,由耐火材料和铁块制成,其结构见图 3-1-8。为了使炉内钢水流尽,又能有效挡住炉渣,挡渣球的体积密度选择是一个重要因素。

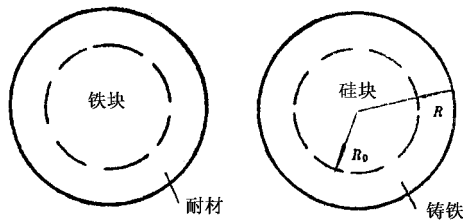


图 3-1-8 挡渣球的结构

挡渣球挡渣时沉浮在钢水—炉渣之间,其工作状态见图 3-1-9 所示。当球处于受力平衡时,服从阿基米德定律,其平衡受力情况如下:

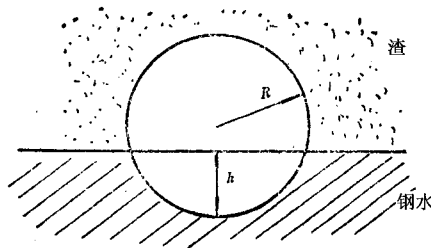


图 3-1-9 挡渣球工作状态

$$\frac{4}{3} \pi R^3 d = \pi h^2 \left(R - \frac{h}{3} \right) d_m + \left[\frac{4}{3} \pi R^3 - \pi h^2 \left(R - \frac{h}{3} \right) \right] d_s \quad (3-1-43)$$

整理后可得到:

$$d = d_s + \frac{h^2 (3R - h) (d_m - d_s)}{4R^3} \quad (3-1-44)$$

式中 d 、 d_m 、 d_s ——分别指挡渣球、钢水、炉渣的密度, g/cm^3 ;

R ——挡渣球半径, cm ;

h ——挡渣球浸入钢水的深度, cm 。

通常,挡渣球的密度选择在 $4.2 \sim 5.0 \text{g}/\text{cm}^3$ 之间,浸入钢水的深度为球直径的 $1/3$ 左右。

制造挡渣球时,所用两种材料的比例可根据质量平衡原理得到。

1) 外壳是铁内部是耐火材料时其平衡关系为:

$$\frac{4}{3} \pi R^3 d = \frac{4}{3} \pi [(R^3 - R_0^3) d_{\text{Fe}} + R_0^3 d_r] \quad (3-1-45)$$

2) 外壳是耐材内部是铁块时其平衡关系为:

$$\frac{4}{3} \pi R^3 d = \frac{4}{3} \pi [(R^3 - R_0^3) d_r + R_0^3 d_{\text{Fe}}] \quad (3-1-46)$$

式中 R_0 ——指挡渣球内部材料半径, cm ;

d_r 、 d_{Fe} ——分别指所用耐火材料和铁的密度, g/cm^3 。

挡渣球是在出钢过程中加入转炉内的,应在出钢结束前 1min 左右加入到出钢口上方的炉渣中。一般挡渣球到达出钢口位置约需 30s 的时间,加入时间晚了,挡渣球来不及到达挡渣位置钢水就出完了 加入时间过早,会使挡渣球在炉内停留时间过长而损坏,或使挡渣球表面变形而降低挡渣效果。

3. 挡渣出钢的效果 转炉采用挡渣出钢工艺后,取得了良好的效果:

(1) 减少了钢包中的炉渣量和钢水回磷量。国内外生产厂家的使用结果表明,挡渣出钢后,进入钢包的炉渣量减少,钢水回磷量降低。不挡渣出钢时,炉渣进入钢包的渣层厚度一般为 $100 \sim 150 \text{mm}$,钢水回磷量 $0.004 \sim 0.006\%$ 采用挡渣出钢后,进入钢包的渣层厚度减少为 $40 \sim 60 \text{mm}$,钢水回磷量 $0.002 \sim 0.0035\%$ 。

(2) 提高了合金收得率。挡渣出钢,使高氧化性炉渣进入钢包的数量减少,从而使加入的合金在钢包中的氧化损失降低。特别是对于中、低碳钢种,合金收得率将大大提高。不挡渣出钢时,锰的收得率为 $80 \sim 85\%$,硅的收得率为 $70 \sim 80\%$ 采用挡渣出钢后,锰的收得率提高到 $85 \sim 90\%$,硅的收得率提高到 $80 \sim 90\%$ 。

(3) 降低了钢水中的夹杂物含量。钢水中的夹杂物,大多来自脱氧产物,特别是对于转炉炼钢在钢包中进行合金化操作时更是如此。攀钢对钢包渣中 (TFe) 量与夹杂废品情况进行了调查,其结果是 不挡渣出钢时,钢包渣中 (TFe) 为 14.50% ,经吹氩处理后渣中 (TFe) 为 2.60% ,这说明渣中 11.90% (TFe) 的氧将合金元素氧化生成了大量氧化物夹杂,使废品率达 2.3% 。采用挡渣出钢后,钢包中加入覆盖渣的 (TFe) 为 3.61% ,吹氩处

理后渣中(TFe)为 4.01%,基本无多大变化,其废品率仅为 0.059%。由此可见,防止高氧化性炉渣进入包内,可有效地减少钢水中的合金元素氧化,降低钢水中的夹杂物含量。

(4)提高钢包使用寿命。目前我国钢包内衬多采用粘土砖和铝镁材料,由于转炉终渣的高碱度和高氧化性,将侵蚀钢包内衬钢包使用寿命降低。采用挡渣出钢后,减少了炉渣进入钢包的数量,同时还加入了低氧化性、低碱度的覆盖渣,这样便减少了炉渣对钢包的侵蚀,提高了钢包的使用寿命。

4. 使用覆盖渣 挡渣出钢后,为了钢水保温和对有效处理钢水,应根据需要配制钢包覆盖渣,在出完钢后加入钢包中。钢包覆盖渣应具有保温性能良好、含磷、硫量低的特点。如首钢使用的覆盖渣由铝渣粉 30~35%,处理木屑 15~20%,膨胀石墨、珍珠岩、萤石粉 10~20%组成,使用量为 1kg/t 左右。这种渣在浇完钢后仍呈液体状态,易于倒入渣罐。目前,在生产中广泛使用碳化稻壳作为覆盖渣,碳化稻壳保温性能好,密度小重量轻,浇完钢后不粘挂在钢包上,因而在使用中受到欢迎。

第八节 脱氧与合金化

在吹炼过程中,由于钢中同时存在着碳氧平衡和铁氧平衡,在一定温度下,钢中实际氧含量大于碳氧平衡计算值,小于铁氧平衡计算值。当终点碳含量小于 0.10%时,钢中氧含量为 0.035%~0.069%,当碳含量为 0.14%~0.30%时,钢中氧含量为 0.017%~0.054%。常炼的钢种 Q235B 和 16Mn 的终点氧含量一般为 0.02%~0.03%。

氧含量超过限度,影响铸坯(锭)质量,降低钢的力学、电磁和抗腐蚀等性能,加剧钢的“热脆”。生产实践证明,氧含量过高的钢水,不进行脱氧就不能得到合格的铸坯(锭)。为了浇成合格的铸坯(锭),轧成性能良好的钢材,到达终点后钢水必须脱氧,并且还要根据钢种规格要求调整成分,同时进行脱氧和合金化。脱氧合金化是钢冶炼过程的最后一项操作,也是炼好一炉钢的成败关键之一,如果操作不当造成废品,则前功尽弃。

一、镇静钢、沸腾钢、半镇静钢

按钢的脱氧程度不同可分为镇静钢、沸腾钢和半镇静钢三大类。其凝固组织结构见图 3-1-10。

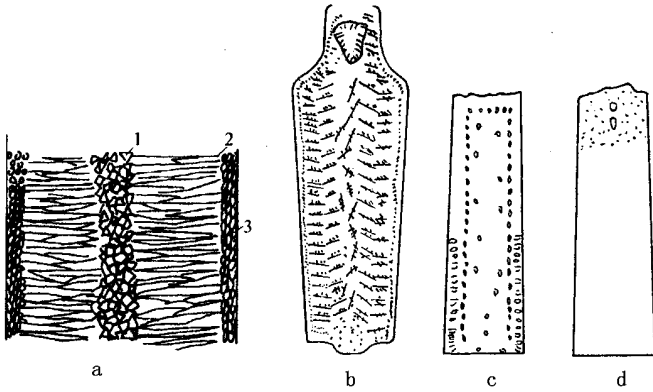


图 3-1-10 钢坯、钢锭凝固结构

- a—连铸钢坯凝固结构 b—镇静钢钢锭凝固结构；
c—沸腾钢钢锭凝固结构 d—半镇静钢钢锭凝固结构
1—中心等轴晶带 2—柱状晶带 3—激冷层细小等轴晶带

氧气顶吹转炉所炼钢种，均在钢包内脱氧合金化。

镇静钢是脱氧完全的钢。在冷凝过程中，钢水比较平静，没有明显的气体排出。凝固组织致密，化学成分及力学性能比较均匀。对于同一牌号的钢种，镇静钢的强度比沸腾钢要高一些，但生产镇静钢的铁合金消耗多，而且钢锭头部有集中的缩孔。镇静钢钢锭的切头率一般为 15% 左右，而沸腾钢钢锭只有 3% ~ 5%。对力学性能要求高的钢种，如无缝钢管、重轨钢、工具钢，各种含有合金元素的特殊性能钢，如硅钢、滚珠钢、弹簧钢等合金钢都是镇静钢。只有镇静钢才能浇注成连铸坯。

沸腾钢是脱氧不完全的钢，只能用模铸，沸腾钢只用锰铁脱氧。钢中含有一定数量的氧，因此钢水在凝固过程中有碳氧反应发生，产生相当数量的 CO 气体，CO 排出时产生沸腾现象。沸腾钢钢锭正常凝固结构是：气体有规律的分布，形成上涨不多、具有一定厚度坚壳带，钢锭没有集中的缩孔，所以沸腾钢钢锭较镇静钢切头率低，成本低，简化了整模和脱模工序。基于上述原因，在模铸条件下，若性能可以满足工业需要，应以沸腾钢代替镇静钢。一般低碳结构钢可炼成沸腾钢。

沸腾钢由于碳含量低，有很好的耐冲压性能，是做各种工业用薄板及日常生活用薄板的好材料。例如各种搪瓷用具等都是用沸腾钢种制作的。

沸腾钢的碳含量在 0.05% ~ 0.27% 范围内，锰含量为 0.25% ~ 0.70%。沸腾钢一般都用高碳锰铁作主要脱氧剂，合金全部加在钢包内。并用适量的铝调节钢水的氧化性。出钢时加铝量可按表 3-1-12 所示。

表 3-1-12 Q235AF 沸腾钢出钢加铝量

终点 $w_{[C]}/\%$	< 0.10	0.10 ~ 0.13	0.14 ~ 0.18	> 0.19
加铝量/ $g \cdot t^{-1}$	85 ~ 100	50 ~ 85	0 ~ 50	不加

有的厂家认为,在吹炼 Q235A·F 时,当碳为 0.16% ~ 0.22% 时,钢中氧含量在 0.035% 左右比较合适,为此成品锰控制在 0.45% 左右。

半镇静钢的脱氧程度介乎于镇静钢和沸腾钢之间。脱氧剂用量比镇静钢少得多。结晶过程中有气体排出,比沸腾钢微弱,因此缩孔比镇静钢大为减少,切头率比镇静钢低。它的力学性能与化学成分比较均匀,接近于镇静钢。

半镇静钢目前尚没有比较理想的脱氧方法,一般是用少量的 Fe-Si 或 Mn-Si 合金在钢包内脱去一部分氧,然后根据情况在锭模内再按经验加铝粒补充脱氧。

由于半镇静钢的脱氧程度很难控制,所以质量不够稳定。如脱氧过度,将出现镇静钢的某些缺陷(如缩孔较深)脱氧不足时,又会产生沸腾钢脱氧过度的缺陷(如蜂窝气泡接近表面),这就给大规模生产带来困难。目前国内外的半镇静钢产量很少。

二、脱氧方法

常用的脱氧方法有 沉淀脱氧、扩散脱氧和真空脱氧等。

沉淀脱氧时,铁合金直接加入到钢水中,脱除钢水中的氧。这种脱氧方法脱氧效率比较高,耗时短,合金消耗较少,但脱氧产物容易残留在钢中会造成内生夹杂物。

扩散脱氧时,脱氧剂加到熔渣中,通过降低熔渣中的 TFe 含量,使钢水中氧向熔渣中转移扩散,达到降低钢水中氧含量的目的。钢水平静状态下扩散脱氧的时间较长,脱氧剂消耗较多,但钢中残留的有害夹杂物较少。渣洗及钢渣混冲均属扩散脱氧,其脱氧效率较高,但必须有足够时间使夹杂上浮。若配有吹氩搅拌装置,效果非常好。

真空脱氧的原理是将钢水置于真空条件下,通过降低外界 CO 分压打破钢水中碳氧平衡,使钢中残余的碳和氧继续反应,达到脱氧的目的。这种方法不消耗合金,脱氧效率也较高,钢水比较洁净,但需要专门的真空设备。

随着炉外精炼技术的应用,根据钢种的需要,转炉炼钢也可采用真空脱氧。

氧气顶吹转炉炼钢普遍采用沉淀脱氧法。沉淀脱氧可以用元素单独脱氧法和复合脱氧法。元素单独脱氧是指脱氧过程向钢水中只加单一脱氧元素,而复合脱氧指向钢水中同时加入两种或两种以上的脱氧元素。复合脱氧可以提高脱氧元素的脱氧能力,若各种脱氧元素用量比例适当,可以生成低熔点脱氧产物,易于从钢水中排出,能提高易挥发性 Ca、Mg 等元素在钢水中的溶解度。

三、合金的加入原则

(一)脱氧元素的条件

作为脱氧元素应满足以下要求：

- (1)脱氧元素与氧的亲合力比铁和碳大；
- (2)脱氧剂熔点比钢水温度低,以保证合金熔化,均匀分布,均匀脱氧；
- (3)脱氧产物易于从钢水中排出。要求脱氧产物熔点低于钢水温度、密度要小、在钢水中溶解度小、与钢水界面张力大等；
- (4)残留于钢中的脱氧元素对钢性能无害；
- (5)价格便宜。

根据这些要求,常用的脱氧元素有 Mn 、 Si 、 Al 、 Ca 等,一般是用由这些元素组成的合金作脱氧剂,如 $Fe-Mn$ 、 $Mn-Si$ 合金、 $Fe-Si$ 、 $Ca-Si$ 合金、 $Al-Ba-Si$ 合金、 $Fe-Al$ 和金属铝等。另外,含 V 、 Ti 、 Cr 、 Ni 、 B 、 Zr 等元素的合金都是用于钢水合金化的。

(二)脱氧剂加入的原则

在常压下脱氧剂加入的顺序有两种,一种是先加脱氧能力弱的,后加脱氧能力强的脱氧剂。这样既能保证钢水的脱氧程度达到钢种的要求,又使脱氧产物易于上浮,保证质量合乎钢种的要求。因此,冶炼一般钢种时,脱氧剂加入的顺序是 锰铁、硅铁、铝。

从目前发展的趋势来看,脱氧剂的加入顺序是 先强后弱,即铝、硅铁、锰铁。实践证明,这样可以大大提高并稳定 Si 和 Mn 元素的吸收率,相应减少合金用量,好处很多,可是脱氧产物上浮比较困难,如果同时采用钢水吹氩或其他精炼措施,钢的质量不仅能达到要求,而且还有提高。

可根据具体钢种的要求,制定具体的脱氧方法,但一般加入顺序应考虑以下原则：

- (1)以脱氧为目的元素先加,合金化元素后加。
- (2)易氧化的贵重合金应在脱氧良好的情况下加入。如 $Fe-V$ 、 $Fe-Nb$ 、 $Fe-B$ 等合金应在 $Fe-Mn$ 、 $Fe-Si$ 、铝等脱氧剂全部加完以后再加,以减少其烧损。为了成分均匀,加入的时间也不能过晚。微量元素还可以在精炼时加入。
- (3)难熔的、不易氧化的合金如 $Fe-Cr$ 、 $Fe-W$ 、 $Fe-Mo$ 、 $Fe-Ni$ 等应加热后加在炉内。若 $Fe-Mn$ 用量大,也可以加入炉内,其他合金均加在钢包内。

四、脱氧操作

(一)钢包内脱氧合金化

目前大多数钢种都是采用钢包内脱氧,即在出钢过程中,将全部合金加到钢包内。

这种方法简便,大大缩短冶炼时间,而且能提高合金元素的吸收率。冶炼一般钢种,包括低合金钢,采用钢包内脱氧完全可以达到质量要求。如果配有必要的精炼设施,还可以提高钢的质量。

合金加入时间,一般在钢水流出总量的 $1/4$ 时开始加入,到流出 $3/4$ 时加完。为保证合金熔化和搅拌均匀,合金应加在钢流冲击的部位或同时吹氩搅拌。出钢过程中应避免下渣,还可在钢包内加一些干净的石灰粉,以避免回磷。

(二)真空精炼炉内脱氧合金化

冶炼特殊质量钢种,为了控制气体含量,钢水须经过真空精炼。一般在进行了初步脱氧后,在精炼炉内合金化。

对于加入量大的、难熔的 W、Mn、Ni、Cr、Mo 等合金可在真空处理开始时加入,对于贵重的合金元素 B、Ti、V、Nb、RE 等在真空处理后期或真空处理完毕再加,一方面能极大地提高合金元素吸收率,降低合金的消耗。同时也可以减少钢中氢的含量。

五、合金加入量的确定

各种铁合金的加入量可按下列公式计算：

$$\text{合金加入量} = \frac{\text{钢种规格中限}\% - \text{终点残余成分}\%}{\text{铁合金中合金元素含量}\% \times \text{合金元素吸收率}\%} \times 1000 \quad (3-1-47)$$

$$\text{钢种规格中限}\% = \frac{\text{钢种规格上限}\% + \text{钢种规格下限}\%}{2} \quad (3-1-48)$$

$$\text{合金增碳量} = \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量}\% \times \text{碳吸收率}\%}{1000} \times 100\% \quad (3-1-49)$$

(一)合金元素吸收率

钢水量和合金元素的吸收率必须估算准确,才能确保钢水成分稳定。钢水收得率可根据装入量确定,有的厂家按装入量的 90% 计算。合金元素的吸收率是指合金元素进入钢中的质量占合金元素加入总量的百分比。合金元素吸收率又称为收得率或回收率 (η)。所炼钢种、合金加入种类、数量和顺序、终点碳以及操作因素,均对合金元素吸收率有影响。先加入的合金,吸收率低;脱氧能力强的合金元素吸收率低;合金粉末多,密度小,吸收率低。

$$\text{吸收率} = \frac{\text{合金元素进入钢中质量}}{\text{合金元素加入总量}} \times 100\% \quad (4-1-50)$$

不同合金元素吸收率不同,同一种合金,钢种不同,吸收率也有差异。炼钢生产要根据不同钢种,总结出各种合金元素的吸收率,见表 3-1-13。

表 3 - 1 - 13 某厂部分钢种合金元素的吸收率

钢 种	Fe - Mn ($w_{[Mn]} = 68\%$) $\eta_{Mn}/\%$	Fe - Si ($w_{[Si]} = 75\%$) $\eta_{Si}/\%$	Fe - V ($w_{[V]} = 42\%$) $\eta_V/\%$
16Mn	85	80	75
20g	78	66	
35	85	75	
25MnSi	88	80	
45SiMnV	90	85	
U71	91.7	80	

镇静钢的加铝量取决于 C 和 Si 的含量、钢水温度以及是否需要控制晶粒度。经验证明,为了得到细晶粒的钢,钢中铝含量应达到 0.02% ~ 0.05%,为此每吨钢铝的加入量应为 0.4 ~ 2.0kg/t,终点碳含量高的钢种加铝量少些,碳含量低的钢种加铝量要多些。铝的吸收率波动很大,各厂家应根据自己的具体情况研究确定。例如有的钢厂吹炼 08Al 时,钢包内加铝铁脱氧,铝的吸收率只有 25%。

连铸钢水可用 Al - Ba - Si 合金代替铝终脱氧以防水口堵塞,也可喂铝丝调整钢中铝含量。Al - Ba - Si 合金加入量参考表 3 - 1 - 14。

表 3 - 1 - 14 首钢二炼钢厂 Al - Ba - Si 加入量

终点 $w_{[C]}/\%$	0.13 ~ 0.14	0.11 ~ 0.12	0.09 ~ 0.10	0.07 ~ 0.08	0.05 ~ 0.06	0.04	0.03	0.02
加入量 $/\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$	0.286	0.571	0.952	1.333	1.810	2.190	2.571	3.333

(二)余锰量

终点钢水余锰量也是确定合金加入量的另一个经验数据,余锰量占铁水锰的百分比一般根据钢水终点碳含量确定,见表 3 - 1 - 15。凡影响终点渣 TFe 增高的因素,钢中余锰量都降低,反之余锰量会增高。目前转炉用铁水均为低锰铁水,终点钢中余锰量很低。

表 3 - 1 - 15 沸腾钢余锰、锰吸收率、钢包调铝量(无后吹条件推荐值)

终点 $w_{[C]}/\%$	余锰量占铁水 锰的百分比/%	Fe - Mn $\eta_{Mn}/\%$	钢包加铝量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$
0.21 ~ 0.28	40	75	$w_{[C]} < 0.16\%$ 加 24
0.14 ~ 0.20	40	70	

终点 $w_{[C]}/\%$	余锰量占铁水 锰的百分比/ $\%$	Fe – Mn $\eta_{Mn}/\%$	钢包加铝量/ $g \cdot t^{-1}$
0.11 ~ 0.13	35	65	48 ~ 95
0.08 ~ 0.10	25 ~ 30	60 ~ 65	119 ~ 167
0.05 ~ 0.07	20	55 ~ 60	190 ~ 286
0.02 ~ 0.04	10 ~ 20	30 ~ 40	310 ~ 548

(三)沸腾钢合金加入量确定

沸腾钢只加 Fe – Mn,并用铝调整钢水氧化性。计算锰铁加入量见例 1。

例 1 冶炼 Q235A·F 钢,用高碳 Fe – Mn 脱氧,计算吨钢锰铁加入量和锰铁的增碳量。已知条件如下：

项 目	$w/\%$		
	C	Si	Mn
Q235A·F	0.14 ~ 0.22	< 0.07	0.30 ~ 0.60
高碳 Fe – Mn	7.0		70
$\eta/\%$	90		70

解 设余锰量 $w_{[Mn],余} = 0.14\%$

$\eta_{Mn} = 70\%$

钢种锰规格中限 $\% = \frac{\text{钢种锰规格上限 } \% + \text{钢种锰规格下限 } \%}{2}$
 $= \frac{0.60\% + 0.30\%}{2} = 0.45\%$

高碳 Fe – Mn 锰的成分 70%

高碳 Fe – Mn 加入量：

合金加入量 = $\frac{\text{钢种规格中限 } \% - \text{终点残余成分 } \%}{\text{铁合金中合金元素含量 } \% \times \text{合金元素吸收率 } \%}$

$\times 1000 = \frac{0.45\% - 0.14\%}{70\% \times 70\%} \times 1000 = 6.33\text{kg/t}$

增碳量 = $\frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量 } \% \times \text{碳吸收率 } \%}{1000} \times 100\%$
 $= \frac{6.33 \times 7.0\% \times 90\%}{1000} \times 100\% = 0.040\%$

答 每吨钢加高碳 Fe－Mn 合金 6.33kg,合金增碳量为 0.040%。

由于合金的加入,增加钢水碳含量,为此终点拉碳应考虑增碳量或者用中碳 Fe－Mn 代替部分高碳 Fe－Mn 脱氧合金化。

例 2 冶炼 Q195A·F 钢,用高碳 Fe－Mn、中碳 Fe－Mn 各一半脱氧合金化,铁水和合金成分如下：

项 目	w / %		
	C	Si	Mn
Q195A·F	0.06 ~ 0.12	< 0.05	0.25 ~ 0.50
铁水	4.00	0.35	0.30
高碳 Fe－Mn	7.0		72
中碳 Fe－Mn	0.9		76

计算锰铁加入量和增碳量各为多少？

解 设 $w_{[C]} = 0.06\%$,由表 3－1－15 知余锰量：

$$w_{[Mn],余} = 20\% \times 0.30\% = 0.06\%$$

锰吸收率： $\eta_{[Mn]} = 55\%$ ；

$$\begin{aligned} \text{钢种锰规格中限 } \% &= \frac{\text{钢种锰规格上限 } \% + \text{钢种锰规格下限 } \%}{2} \\ &= \frac{0.50\% + 0.25\%}{2} = 0.375\% \end{aligned}$$

高碳 Fe－Mn 加入量：

$$\begin{aligned} \text{合金加入量} &= \frac{0.5 \times (\text{钢种规格中限 } \% - \text{终点残余成分 } \%)}{\text{铁合金中合金元素含量 } \% \times \text{合金元素吸收率 } \%} \\ &\times 1000 = \frac{0.5 \times (0.375\% - 0.06\%)}{72\% \times 55\%} \times 1000 \\ &= 3.98\text{kg/t} \end{aligned}$$

中碳 Fe－Mn 加入量：

$$\begin{aligned} \text{合金加入量} &= \frac{0.5 \times (\text{钢种规格中限 } \% - \text{终点残余成分 } \%)}{\text{铁合金中合金元素含量 } \% \times \text{合金元素吸收率 } \%} \\ &\times 1000 = \frac{0.5 \times (0.375\% - 0.06\%)}{76\% \times 55\%} \times 1000 \\ &= 3.77\text{kg/t} \end{aligned}$$

$$\text{增碳量} = \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量 } \% \times \text{碳吸收率 } \%}{1000} \times 100\%$$

高碳 Fe－Mn 增碳量：

$$= \frac{3.98 \times 7.0\% \times 90\%}{1000} \times 100\% = 0.025\%$$

中碳 Fe - Mn 增碳量：

$$= \frac{3.77 \times 0.9\% \times 90\%}{1000} \times 100\% = 0.003\%$$

总增碳量：

$$0.025\% + 0.003\% = 0.028\%$$

答 每吨钢水加高碳 Fe - Mn 合金 3.98kg, 中碳 Fe - Mn 合金 3.77/kg。合金增碳量为 0.028%。

例 3 若其他条件与例 2 相同, 每吨钢只加入高碳 Fe - Mn 合金 3kg, 应补加中碳 Fe - Mn 多少? 增碳量又是多少?

解 其他步骤同例 2;

3kg 高碳 Fe - Mn 增锰量：

$$\begin{aligned} \text{增锰量} &= \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金锰含量} \% \times \text{锰吸收率} \%}{1000} \times 100\% \\ &= \frac{3.00 \times 72\% \times 55\%}{1000} \times 100\% = 0.1188\% \end{aligned}$$

中碳 Fe - Mn 加入量：

$$\begin{aligned} \text{合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限} \% - \text{终点残余成分} \% - \text{高碳锰铁增锰量} \%}{\text{铁合金事金中合金元素含量} \% \times \text{合金元素吸收率} \%} \\ &\times 1000 = \frac{0.375\% - 0.06\% - 0.1188\%}{76\% \times 55\%} \times 1000 \\ &= 4.69\text{kg/t} \end{aligned}$$

3kg 高碳 Fe - Mn 增碳量：

$$\begin{aligned} \text{增碳量} &= \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量} \% \times \text{碳吸收率} \%}{1000} \times 100\% \\ &= \frac{3.00 \times 7\% \times 90\%}{1000} \times 100\% = 0.0189\% \end{aligned}$$

4.69kg 中碳 Fe - Mn 增碳量：

$$\begin{aligned} \text{增碳量} &= \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量} \% \times \text{碳吸收率} \%}{1000} \times 100\% \\ &= \frac{4.69 \times 0.9\% \times 90\%}{1000} \times 100\% = 0.0038\% \end{aligned}$$

总增碳量：

$$0.0189\% + 0.0038\% \approx 0.023\%$$

答 每吨钢加中碳 Fe－Mn 合金 4.69kg,合金增碳量为 0.023%。

(四)镇静钢合金加入量确定

1. 二元合金加入量确定

镇静钢使用两种以上合金脱氧时,合金加入量计算步骤如下：

(1)若用单一合金 Fe－Mn 和 Fe－Si 脱氧时,分别计算 Fe－Mn 和 Fe－Si 加入量；

(2)若用 Mn－Si 合金、Fe－Si、Al－Ba－Si 等复合合金脱氧合金化时,先按钢中 Mn 含量中限计算 Mn－Si 加入量,再计算各合金增硅量 最后把增硅量作残余成分,计算硅铁补加数量；

(3)当钢中 $\frac{w_{[Mn],中}-w_{[Mn],余}}{w_{[Si],中}}$ 比值低于硅锰合金中 $\frac{w_{[Mn]}}{w_{[Si]}}$ 比值时,根据硅含量计算 Mn－Si 合金加入量及补加 Fe－Mn 量。

例 4 冶炼 16Mn 钢,若采用 Mn－Si、Al－Ba－Si、Ca－Si 合金脱氧合金化,每吨钢水加 Al－Ba－Si 合金 0.75kg,Ca－Si 合金 0.70kg,计算 Mn－Si 合金和 Fe－Si 合金加入量各种合金成分如下：

项 目	w / %		
	C	Si	Mn
Mn－Si	1.6	18.4	68.5
Fe－Si		75	
Al－Ba－Si	0.10	42	
Ca－Si	0.8	58	
16Mn	0.14～0.22	0.20～0.60	1.20～1.60
γ	90	80	85

设 $w_{[Mn],余}=0.16\%$,计算合金加入量。

解 先计算 Mn－Si 加入量：

$$\begin{aligned} \text{Mn－si 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \\ &\times 1000 = \frac{1.40\% - 0.16\%}{68.5\% \times 85\%} \times 1000 \\ &= 21.30\text{kg/t} \\ \text{增硅量} &= \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金硅含量 \%} \times \text{硅吸收率 \%}}{1000} \times 100\% \end{aligned}$$

21.30kgMn－Si 合金增硅量：

$$= \frac{21.30 \times 18.4\% \times 80\%}{1000} \times 100\% = 0.313\%$$

每吨钢水加入 0.75kg Al - Ba - Si 和 0.7kgCa - Si 合金的增硅量：

$$\begin{aligned} \text{Al - Ba - Si 合金增硅量} &= \frac{0.75 \times 42\% \times 80\%}{1000} \times 100\% \\ &= 0.025\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Ca - si 合金增硅量} &= \frac{0.7 \times 58\% \times 80\%}{1000} \times 100\% \\ &= 0.032\% \end{aligned}$$

因 Si 量不足,补加 Fe - Si 量：

$$\begin{aligned} \text{Fe - Si 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \\ &\times 1000 = \frac{0.40\% - 0.313\% - 0.025\% - 0.032\%}{75\% \times 80\%} \\ &\times 1000 = 0.48\text{kg/t} \end{aligned}$$

答 每吨钢水需加 Mn - Si 合金 21.30kg, Fe - Si 合金 0.48kg。

例 5 在例 4 中,若取包样分析成分为 $w_{[\text{Si}]} = 0.36\%$, $w_{[\text{Mn}]} = 1.32\%$,问钢水成分是否超出规格,并核算合金元素的实际吸收率。

解 根据公式 3 - 1 - 47 可推得：

$$\begin{aligned} \text{合金元素吸收率 \%} &= \frac{\text{钢种实际成分 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金加入量}} \\ &\times 1000 \quad (3 - 1 - 51) \end{aligned}$$

锰元素吸收率：

$$\begin{aligned} \eta_{\text{Mn}} &= \frac{1.32\% - 0.16\%}{68.5\% \times 21.30} \times 1000 \\ &= 79.5\% \end{aligned}$$

硅元素吸收率：

$$\begin{aligned} \eta_{\text{Si}} &= \frac{0.36\% - 0\%}{18.4\% \times 21.30 + 75\% \times 0.48 + 42\% \times 0.75 + 58\% \times 0.70} \\ &\times 1000 = 72.0\% \end{aligned}$$

答 :钢水成分未出格,锰元素的实际吸收率为 79.5%,硅元素的实际吸收率为 72.0%。

2. 多元合金加入量确定

例 6 吹炼钢种为 10MnPNbRE,余锰量为 0.10%,余磷量为 0.010%,钢种成分、铁

合金成分及元素吸收率如下：

名 称	w / %							
	C	Si	Mn	P	S	Nb	RE	Ca
10MnPNbRE	≤0.14	0.20 ~ 0.60	0.80 ~ 1.20	0.06 ~ 0.12	≤0.05	0.015 ~ 0.050	≤0.20	
Fe – Nb	6.63	1.47	56.51	0.79		4.75		
中碳 Fe – Mn	0.48	0.75	80.00	0.20	0.02			
Fe – P	0.64	2.18		14.0	0.048			
Fe – RE		38.0					31	
Ca – Si		64.48						20.6
Fe – Si		75						
Al – Ba – Si	0.10	42		0.03	0.02			
η / %	95	75	80	85		70	100	

每吨钢加入脱氧剂：**Ca – Si 合金** 2kg/t ；**Al – Ba – Si 合金** 1kg/t。

计算 1t 钢水合金加入量和增碳量。

解：计算步骤：先算合金表中稀有元素合金加入量，后算其他各种合金加入量，即按如下顺序计算：

$$\text{Fe – RE} \longrightarrow \text{Fe – Nb} \longrightarrow \text{中碳 Fe – Mn} \longrightarrow \text{Fe – P} \longrightarrow \text{Fe – Si}$$

(1) Fe – RE 加入量：

$$\begin{aligned} \text{Fe – RE 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \\ &\times 1000 = \frac{0.15\% - 0\%}{31\% \times 100\%} \times 1000 \\ &= 4.84\text{kg/t} \end{aligned}$$

(2) Fe – Nb 加入量：

$$\begin{aligned} \text{Fe – Nb 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \\ &\times 1000 = \frac{0.0325\% - 0\%}{4.75\% \times 70\%} \times 1000 \\ &= 9.77\text{kg/t} \end{aligned}$$

(3) 中碳 Fe-Mn 合金加入量

Fe-Nb 增锰量：

$$\begin{aligned}\text{增锰量} &= \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金锰含量} \% \times \text{锰吸收率} \%}{1000} \times 100 \% \\ &= \frac{9.77 \times 56.51 \% \times 80 \%}{1000} \times 100 \% = 0.442 \%\end{aligned}$$

中碳 Fe-Mn 加入量：

$$\begin{aligned}\text{Fe-Mn 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限} \% - \text{终点残余成分} \%}{\text{铁合金中合金元素含量} \% \times \text{合金元素吸收率} \%} \\ &\times 1000 = \frac{1.00 \% - 0.442 \% - 0.10 \%}{80 \% \times 80 \%} \\ &\times 1000 = 7.16 \text{kg/t}\end{aligned}$$

(4) Fe-P 合金加入量

$$\text{增磷量} = \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金磷含量} \% \times \text{磷吸收率} \%}{1000} \times 100 \%$$

$$\text{Fe-Nb 增磷量} = \frac{9.77 \times 0.79 \% \times 85 \%}{1000} \times 100 \% = 0.0066 \%$$

$$\text{中碳 Fe-Mn 增磷量} = \frac{7.16 \times 0.20 \% \times 85 \%}{1000} \times 100 \% = 0.0012 \%$$

$$\text{Al-Ba-Si 增磷量} = \frac{1 \times 0.03 \% \times 85 \%}{1000} \times 100 \% \approx 0$$

Fe-P 加入量：

$$\begin{aligned}\text{Fe-P 合金加入量} &= \frac{\text{钢种规格中限} \% - \text{终点残余成分} \%}{\text{铁合金中合金元素含量} \% \times \text{合金元素吸收率} \%} \\ &\times 1000 = \frac{0.09 \% - 0.0066 \% - 0.0012 \% - 0.010 \% - 0 \%}{14.0 \% \times 85 \%} \\ &\times 1000 = 6.07 \text{kg/t}\end{aligned}$$

(5) Fe-Si 合金加入量

$$\text{增硅量} = \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金硅含量} \% \times \text{硅吸收率} \%}{1000} \times 100 \%$$

$$\text{Ca-Si 增硅量} = \frac{2 \times 64.48 \% \times 75 \%}{1000} \times 100 \% = 0.097 \%$$

$$\text{增硅量} = \frac{\text{合金加入量} \times \text{合金硅含量} \% \times \text{硅吸收率} \%}{1000} \times 100 \%$$

$$\text{Fe-Nb 增硅量} = \frac{9.77 \times 1.47 \% \times 75 \%}{1000} \times 100 \% = 0.011 \%$$

中碳 Fe - Mn 增硅量 = $\frac{7.16 \times 0.75\% \times 75\%}{1000} \times 100\% = 0.004\%$

Fe - P 增硅量 = $\frac{6.07 \times 2.18\% \times 75\%}{1000} \times 100\% = 0.010\%$

Fe - RE 增硅量 = $\frac{4.84 \times 38.0 \times 75\%}{1000} \times 100\% = 0.138\%$

Al - Ba - Si 增硅量 = $\frac{1 \times 42.0\% \times 75\%}{1000} \times 100\% = 0.032\%$

Fe - Si 加入量：

Fe - Si 合金加入量 = $\frac{\text{钢种规格中限}\% - \text{终点残余成分}\%}{\text{铁合金中合金元素含量}\% \times \text{合金元素吸收率}\%} \times 1000 =$
 $\frac{0.40\% - 0.097\% - 0.011\% - 0.004\% - 0.010\% - 0.138\% - 0.032\%}{75\% \times 75\%} \times 1000 = 1.92\text{kg/t}$

(6)增碳量：

增碳量 = $\frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量} \times \text{碳吸收率}\%}{1000} \times 100\%$
 $= [(4.84 \times 0\% + 9.77 \times 6.63\% + 7.16 \times 0.48\% + 6.07 \times 0.64\% + 1.92 \times 0\% + 1 \times 0.10\%) \times 95\%] \div 1000$
 $\times 100\% = 0.07\%$

终点碳应控制在 0.14% - 0.07% = 0.07% 以下,实际上,按 0.05% ~ 0.07% 控制。

答 每吨钢加入 Fe - RE 合金 4.84kg, Fe - Nb 合金 9.77kg, 中碳 Fe - Mn 合金 7.16kg, Fe - P 合金 6.07kg, Fe - Si 合金 1.92kg, 增碳量为 0.07%。

3. 微调成分合金补加量计算

在真空精炼装置中,合金元素吸收率大大提高,如在 RH 精炼时,合金元素吸收率见表 3 - 1 - 16。

表 3 - 1 - 16 RH 精炼时合金元素吸收率

合金元素	Mn	Si	C	Al	Cr	V	Ti	B	Nb	P	Cu	Ni	Mo
吸收率 / %	90 ~ 95	90	95	75	100	100	75	70 ~ 80	95	95	100	100	100

例 7 冶炼 MLMnVB 钢,规格成分以及钢水进入 RH 精炼站取包样测得成分见下表。求每吨钢的合金加入量为多少？

项 目	w / %						
	C	Si	Mn	P	S	V	B
MLMnVB 规格成分	0.13 ~ 0.17	≤0.08	1.30 ~ 1.50	≤0.025	≤0.015	0.085 ~ 0.105	0.0010 ~ 0.0030
入精炼 站包样	0.12	0.04	1.25	0.020	0.010		
中碳 Fe - Mn	0.9	2.0	70				
Fe - V	0.6	1.8				42	
Fe - B							11

解 各元素吸收率按表 3 - 1 - 16。

合金加入量：

加入量 = $\frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \times 1000$

Fe - V 合金加入量 = $\frac{0.095 \% - 0 \%}{42 \% \times 100 \%} \times 1000 = 2.26 \text{kg/t}$

$\frac{\text{钢种规格中限 \%} - \text{终点残余成分 \%}}{\text{铁合金中合金元素含量 \%} \times \text{合金元素吸收率 \%}} \times 1000$

Fe - B 合金加入量 = $\frac{0.002 \% - 0 \%}{11 \% \times 80 \%} \times 1000 = 0.23 \text{kg/t}$

中碳 Fe - Mn 合金加入量 = $\frac{1.40 \% - 1.25 \%}{70 \% \times 95 \%} \times 1000 = 2.26 \text{kg/t}$

增碳量 = $\frac{\text{合金加入量} \times \text{合金碳含量 \%} \times \text{碳吸收率 \%}}{1000} \times 100\%$
= $\frac{2.26 \times 0.6 \% \times 95 \% + 2.26 \times 0.9 \% \times 95 \%}{1000} \times 100\%$
= 0.003%

增硅量 = $\frac{\text{合金加入量} \times \text{合金硅含量 \%} \times \text{硅吸收率 \%}}{1000} \times 100\%$
= $\frac{(2.26 \times 1.8 \% + 2.26 \times 2.0 \% + 0.23 \times 11 \%) \times 90 \%}{1000}$
× 100%
= 0.01%

答 每吨钢加入 Fe - V 合金 2.26kg、Fe - B 合金 0.23kg、中碳 Fe - Mn 合金 2.26kg，C、Si 成分均未出格。

第九节 吹损与喷溅

一、吹损

顶吹转炉的出钢量比装入量少,这说明在吹炼过程中有一部分金属损耗,这部分损耗的数量就是吹损,一般用其占装入量的百分比来表示。

吹损 = 钢铁料 $\frac{\text{装入量} - \text{出钢量}}{\text{钢铁料装入量}} \times 100\%$ (3-1-52)

钢水收得率 = $\frac{\text{出钢量}}{\text{钢铁料装入量}} \times 100\% = 1 - \text{吹损}$ (3-1-53)

铁矿石(或氧化铁皮)用量对出钢量有影响,若铁矿石(或氧化铁皮)用量多,则出钢量有所增加,吹损有所减少。

氧气顶吹转炉主要是以铁水为原料。铁水吹炼成钢,要去除部分 C、Si、Mn、P、S 等杂质元素;另外,还有一部分铁被氧化。铁被氧化生成的氧化铁,一部分随炉气排走,另一部分留在熔渣中。吹炼过程中的喷溅也损失一部分金属。吹损就是由这些部分组成的。下面举一个实例计算吹损,为了方便起见,以 100kg 金属料为计算单位。

1. 烧损

吹炼 Q235B 钢,元素烧损如表 3-1-17 所示,100kg 金属烧损为 4.438kg。

表 3-1-17 100kg 金属料烧损量

项 目	成 分 $w/\%$				
	C	Si	Mn	P	S
金属料平均	3.88	0.475	0.310	0.038	0.038
钢水(终点)	0.15	痕量	0.124	0.004	0.025
氧化量/kg	3.73	0.475	0.186	0.034	0.013

2. 烟尘损失

转炉烟气采用未燃法净化系统时,吹炼过程中炉气烟尘中氧化铁约占 90%,而其中 $w_{\text{Fe}_2\text{O}_3,\text{尘}} \approx 20\%$, $w_{\text{Fe}_2\text{O}_3,\text{渣}} \approx 70\%$ 。每 100kg 金属料产生 1.16kg 的烟尘。1.16kg 烟尘中金属损失是:

$$1.16 \times 70\% \times \frac{56}{72} + 1.16 \times 20\% \times \frac{112}{160} = 0.794\text{kg}$$

式中 112——两个铁原子的相对原子质量；

160—— Fe_2O_3 的分子相对分子质量；

72—— FeO 的分子相对分子质量。

3. 渣中 Fe_2O_3 和 FeO 的损失

吹炼过程中铁的氧化物除被炉气带走部分外,另一部分进入熔、渣。若渣量为金属量的 7.777%,若渣中 $w_{(\text{FeO})} = 9\%$, $w_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = 3\%$ 。这部分铁的损失为：

$$100 \times 7.777\% \times \left(9\% \times \frac{56}{72} + 3\% \times \frac{112}{160} \right) = 0.708\text{kg}$$

4. 渣中的金属损失

在吹炼过程中渣中悬浮部分金属铁珠,随渣倒掉。若渣中金属铁珠占渣量的 8% 计算,则铁的损失为：

$$100 \times 7.777\% \times 8\% = 0.622\text{kg}$$

5. 机械损失

由于控制不当而产生喷溅,有金属损失,一般约占 0.93% ~ 2.06%,若按 1.2% 计算,则损失为：

$$100 \times 1.2\% = 1.2\text{kg}$$

总的金属损失为：

$$4.438 + 0.794 + 0.708 + 0.622 + 1.20 = 7.762\text{kg}$$

从以上数字来看,吹损的主要部分是氧化损失,即烧损;其次是机械损失。烧损是不可避免的,其数值的大小将随所炼钢种和铁水成分的不同而有所区别。机械损失是可以控制减少的。

二、喷溅

喷溅是顶吹转炉操作过程中经常见到的一种现象。根据有关厂家统计数字表明,大喷时金属损失约 3.6%,小喷时金属损失也有 1.2% 左右。还有研究认为喷溅造成金属损失在 0.5% ~ 5%。避免喷溅就等于增加钢产量。由于操作不当而产生的喷溅会严重地冲刷炉衬、造成氧枪粘钢等事故。由于喷出大量的熔渣,还会影响 P、S 的脱除,损失热量,并影响操作的稳定性,限制了供氧强度的进一步提高。所以防止和减少喷溅是顶吹转炉操作的重要课题。

铁水的密度约为 7.15t/m^3 ,炉渣的密度约为 4.0t/m^3 ,如果没有足够的力量,要把金

属和熔渣吹出炉口以外是不可能的。由于顶吹转炉炼钢供氧强度大,碳氧反应激烈,脱碳速度快。因此促使喷溅的力量不外乎是氧气流股的冲击力量,以及碳在激烈氧化时形成大量 CO 气体排出时的推动力。

以上两者中任何一种单独的力量都不能产生喷溅。例如有些研究资料表明,当氧压为 0.65 MPa,流量(标态)为 1800m³/h,金属和熔渣在氧气流股的作用下,其喷溅的高度只有 0.75m 当氧压为 0.75 ~ 1.0 MPa,流量(标态)为 2100 ~ 2700m³/h,金属和熔渣的飞溅高度也不过是 1.5m 左右。若 30t 转炉从熔池液面至炉口约 4m,3t 转炉距炉口也有 2.7m 左右。可见单独的氧气流股的冲击力量是不会将金属和熔渣吹出炉口之外的,若碳的氧化反应均衡地进行,所产生的 CO 气体的推动力,也不会引起喷溅。

爆发性喷溅、泡沫性喷溅和金属喷溅是氧气顶吹转炉炼钢常见的现象。通过对实际喷溅炉次进行分析发现,发生喷溅时,熔渣成分最明显的变化是 TFe,表 3 - 1 - 18 中的 $w_{(FeO)}$ 也反映了这一点。

表 3 - 1 - 18 喷溅与炉渣成分

取样时间/min	渣碱度和成分	有喷溅炉次 ^①	无喷溅炉次
		三炉平均值	三炉平均值
6 ~ 7.5	R	4.1	4.3
	$w_{(P_2O_5)}$	24.2	28.2
	$w_{(FeO)}$	24.4	16.1
9 ~ 12	R	两炉平均值	两炉平均值
		2.4	3.55
	$w_{(P_2O_5)}$	29.72	27.4
	$w_{(FeO)}$	24.37	9.42

①在喷溅开始后半分钟左右取样。

(一)爆发性喷溅

1. 爆发性喷溅产生的原因

熔池内碳氧反应不均衡发展,瞬时产生大量的 CO 气体。这是发生爆发性喷溅的根本原因。

顶吹转炉特点是脱碳速度快,瞬时 CO 气体排出量大,并且具有较大的能量,推动熔池炉液运动。

当脱碳速度 0.4 ~ 0.6(C%/min)时,每秒钟从熔池排出 CO 气体的体积是钢水体积的 3 ~ 4.5 倍 其搅拌能量则是氧流搅拌能量的 7 ~ 9 倍。这么多 CO 气体又具有这么大的能量,瞬间从熔池中排出,必然将钢水、熔渣带出炉口之外,严重时也曾将炉帽炸出几

米之外。

在正常情况下,碳均匀氧化,生成的 CO 气体均匀排出,不致产生猛烈的喷溅。许多炉次没有发生喷溅就证明了这点。

碳在激烈氧化时,对于温度的变化非常敏感,如果由于操作上的原因使熔池骤然冷却,温度下降,抑制了正在迅速进行的碳氧反应,供入的氧气生成了大量 FeO ,并开始积聚。一旦熔池温度升高到一定程度(一般在 1470°C 以上), TFe 积聚到 20% 以上时,碳氧反应重新以更猛烈的速度进行,瞬间排出大量具有巨大能量的 CO 气体,从炉口夺路而出。同时,还挟带着大量的钢水和熔渣,造成较大的喷溅。例如二批渣料加得不合适,在加入二批料之后不久,随之而来的大喷溅,就是由于这种原因造成的。

可以认为在熔渣氧化性过高,熔池温度突然冷却情况下,就有可能发生爆发性喷溅。

2. 爆发性喷溅的预防和处理

根据爆发性喷溅产生的原因,预防喷溅的原则如下:

(1)控制好熔池温度。前期温度不过低,中后期温度不过高,均匀升温,严禁突然冷却熔池,碳氧反应得以均衡的进行,消除爆发性的碳氧反应。

(2)控制好熔渣中 TFe 含量,保证 TFe 不出现积聚现象,以避免造成炉渣过分发泡或引起爆发性的碳氧反应。具体讲应注意以下的情况。

片面强调前期快化渣,采用了过高的枪位操作,使前期温度上升缓慢, TFe 积聚过多,一旦碳开始激烈氧化时,往往会引起大喷。因此,凡是前期炉渣化得早,就应及时降枪以控制渣中 TFe ,同时促进熔池升温,碳得以均匀的氧化。避免碳焰上来后的大喷。

二批料加得不适时,使熔池温度明显下降,抑制了碳的氧化,等温度再度提高后,也会产生大喷。最好采用小批量多次加入的方式,有利于消除因二批渣料加入冷却熔池而引起的大喷。

在处理炉渣‘返干’或加速终点渣形成时,加入了过量的萤石,或者采用了过高的枪位操作,使终点渣化得过早,或 TFe 积聚,此时碳的氧化还很激烈,也会造成大喷。

终点炉渣基本化好,降枪过早、过低时,由于熔池内碳含量还较高,碳的氧化速度猛增,也会产生大喷。所以应控制好终点的降枪时机。

炉役前期炉膛小,前期温度低,渣中 TFe 偏高,要注意及时降枪,不使 TFe 过高,以免喷溅。

补炉后,炉衬温度偏低,前期吹炼温度随之降低,造成氧化性强,要注意及时降枪,控制渣中 TFe 含量,以免喷溅。对此现场总结为:前期喷渣,炉温过低;中期喷渣,炉温过高。

若采用留渣操作,所留熔渣 T_{Fe} 较高,兑铁前如果没有采取冷凝熔渣的措施,也可能产生爆发性喷溅。

吹炼过程一旦发生喷溅就不要轻易降枪,因为降枪以后,碳的氧化反应更加激烈,反而会加剧喷溅。此时可适当的提枪,这样一方面可以降低碳的氧化反应速度和熔池升温速度,另一方面也可以借助于氧气之流股的冲击作用吹开熔渣,促进气体的排出。在炉温很高时,可以布提枪的同时适当加一些石灰冷却熔池,稠化熔渣,有时对抑制喷溅也有些作用,但不能过分冷却熔池。也可以用废绝热板、小木块等密度较小的防喷剂,在喷溅时加入能降低熔渣中 T_{Fe} 含量,达到减少喷溅的目的。此外适当降低氧气流量也可以减轻喷溅强度。

(二) 泡沫性喷溅

1. 泡沫性喷溅产生的原因

有时各炉吹炼情况差不多,碳的氧化速度也不相上下。但有的炉次有大喷,有的就没有。这说明除了碳的氧化不均衡外,还有其他原因引起喷溅,如炉容比的大小、渣量多少、熔渣泡沫化程度等。

在铁水 Si 、 P 含量高,渣中 SiO_2 、 P_2O_5 含量较高,渣量大时,再加上熔渣内 T_{Fe} 较高,熔渣表面张力降低,熔渣泡沫太多,阻碍着 CO 气体通畅排出,使渣层厚度增加,严重时能够上涨到炉口。虽然碳氧反应冲击力不大也可能推动熔渣从炉口喷出。

炉内有大量泡沫渣存在,说明在熔渣中保留了大量的气体。吹炼过程中渣层的厚度变化情况曾进行过测定,其结果如图 3-1-11 所示。

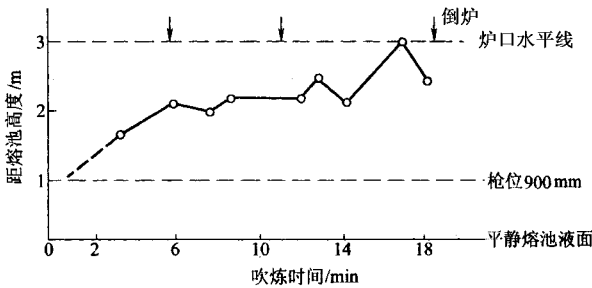


图 3-1-11 吹炼过程渣层厚度的变化

从图 3-1-11 可以看出,当熔渣起泡沫时,渣面上涨到接近于炉口。此时,只要有一个不大的冲击力,就能把熔渣从炉口推出,熔渣所夹带的金属液也随之而出,造成较大的喷溅。同时泡沫渣对熔池液面覆盖良好,对气体的排出有阻碍作用。因此严重的泡沫渣就是造成泡沫性喷溅的原因。

显然,渣量大比较容易产生喷溅;炉容比大的转炉,气体排出通畅,发生较大喷溅的可能性小些。

泡沫性喷溅由于渣中 T_{Fe} 较高,往往伴随着爆发性喷溅。

2. 泡沫性喷溅的预防和处理

根据泡沫性喷溅产生的原因,预防的措施如下:

(1)控制好铁水中的 Si、P 含量,最好是采用铁水预处理进行三脱,如果没有铁水预处理设施,可在吹炼过程倒出部分酸性泡沫渣,采用二次造渣技术可避免中期泡沫性喷溅。

(2)控制好熔渣中 T_{Fe} 含量,不出现 T_{Fe} 积聚现象,以免熔渣过发泡。

(三)金属喷溅

1. 金属喷溅产生的原因

渣中 T_{Fe} 过低,熔渣流动性不好,氧气流直接接触金属液面,由于碳氧反应生成的 CO 气体排出时,带动金属液滴飞出炉外,形成金属喷溅。飞溅的金属液滴粘附于氧枪喷嘴上,严重恶化了氧枪喷嘴的冷却条件,导致喷嘴损坏。金属喷溅又称为返干性喷溅。可见,金属喷溅产生的原因与爆发性喷溅正好相反。当长时间低枪位操作、二批料加入过早、炉渣未化透就急于降枪脱碳等,都有可能产生金属喷溅。

2. 金属喷溅的预防和处理

分阶段定量装入制度应合理增加装入量,避免超装,防止熔池过深。溅渣护炉引起的炉底上涨应及时处理,经常测量炉液面,以防枪位控制不当。

控制好枪位,化好渣,避免枪位过低、 T_{Fe} 含量过低均有利于预防金属喷溅。

第十节 操作事故及处理

一、温度不合格

氧气顶吹转炉炼钢过程中虽然热量有富余。如操作不当,也会出现高温钢和低温钢,应尽早发现,及时处理。

(一)高温钢

出钢前发现炉温过高,可加入适量的炉料冷却熔池,并采用点吹使熔池温度、成分均匀。测温合格后,就可以出钢。

若出钢温度高出不多时,可以通过炉外精炼加入小块清洁废钢、延长吹氩时间、或采用延长镇静时间来降低温度。最好是将终点温度控制在所炼钢种的要求范围之内。

(二)低温钢

当温度过低时,可向炉内增碳补吹提温 ;或加硅铁补吹提温 ;若熔池碳含量高时,可直接补吹提温。提温剂加入的数量、补吹的时间等要根据转炉吨位及钢水成分而定。若出钢后发现低温,要慎重处理,可以将连铸钢水转为事故模铸,或通过炉外热补偿技术加热升温以减少损失。必要时可以组织回炉,切不可勉强浇注。

易出现低温钢的情况有 :高 P、S 铁水反复二次造渣,热量损失大 ;炉役前期,新炉衬温度低,出钢时间过长 ;炉役后期,由于搅拌不良,搅拌不均匀,测温无代表性 ;钢包内残钢量较多或烘烤温度不够 ;装入的重型废钢未完全熔化等。

炉外精炼加热设施有电弧加热、化学加热等,通过热补偿,达到和稳定浇注温度。

二、成分不合格

(一)碳、锰含量不合格

吹炼的碳素钢,有时碳含量虽在所炼钢种的规格范围之内,而锰的含量却高出或不足于钢种的规格成分,称为号外钢。

造成号外钢的原因不外乎终点碳判断不准,或者配锰有误。出现 C、Mn 不合格时应根据出现的原因加以分析,采用相应措施改判钢种或回炉处理。有的厂家将其轧成钢球。

造成碳出格、配锰不准的原因可能有以下几种 :

- (1)铁水锰含量有波动,对终点余锰估计不准 ;
- (2)锰铁成分有变化,或者数量计算不准 ;
- (3)铁水的装入量不准或是波动较大 ;
- (4)出钢时下渣过多,钢包内钢水有大翻,因而合金元素的吸收率有变化,没有及时调整合金加入量 ;
- (5)有时由于设备运转不灵,合金未全部加在钢包之内,义又发现 ;
- (6)人工判断有误,如炼钢工经验不足,出现误判。

根据各种情况在操作过程中采取相应的措施,是可以避免 C、Mn 含量出格而出现的号外钢。

(二)硫含量出格

终点钢水硫含量超出所炼钢种规格的要求。在这种情况下不能贸然出钢,可以倒出

部分熔渣,再加入适量的渣料重新造渣,必要时兑入一定量的铁水或加入提温剂,继续吹炼。待钢中硫含量合乎要求时,再出钢。

若出钢后才发现钢中硫含量高时,应及时组织回炉处理。

造成终点硫高的原因如下:

(1)原料中硫含量突然增加,未及时通知炉前,没能采取相应的措施。例如铁水、石灰、铁矿石等硫含量增高时,都会引起钢中硫含量的增高。

(2)吹炼过程中熔渣的流动性差、碱度低,或渣量太少、炉温低等都可能造成终点硫高。

因此,各种原料在入炉之前,对其成分必须清楚。

(三)磷含量出格

造成终点磷高的原因不外乎熔渣流动性差、碱度低,或者终点温度过高等因素。有时由于出钢过程中下渣过多,或合金加得不得当,也会导致钢包中的钢水回磷,使成品钢磷不合格。出钢前发现磷含量出格可倒出部分熔渣,加入造渣材料二次造渣,提高熔渣氧化性,同时降低炉温,保证脱磷效果,出钢后发现磷含量高,只能改判钢种或回炉处理。

因此,在吹炼过程中一定要控制好熔渣和炉温,各岗位都严细操作,就可避免事故的发生。随着炉外精炼技术的发展和运用,某些成分、温度不合格的钢水,可以在炉外精炼过程中得以调整,减少损失。但也不是所有的问题都能解决。

三、回炉钢冶炼

出钢后,由于钢水的成分或温度不合格,或者浇铸设备出了故障,不能继续浇钢时,就要将钢水重新返回转炉吹炼,这就是所谓的回炉钢。

处理回炉钢时,必须对钢水的回炉原因、钢水的成分、温度、所用铁水的成分和温度以及其他情况了解清楚,同时还要参考正常吹炼时的一些参数,综合分析,得出妥善的处理办法。

处理回炉钢的关键是控制好终点温度和成分。根据各厂的经验,大体应注意以下几方面:

(1)若全炉钢水需要回炉处理时,可先返回混铁炉,或者分为2~3炉处理;

(2)为了保证熔池有足够的热量,要配加一定数量的硅铁;

(3)对硅钢、16Mn等合金元素含量高的钢种,回炉的数量不能超过装入量的一半,并且要特别注意终点钢水成分;

(4)根据补充兑入铁水的成分配加渣料,终点渣碱度值可以控制在2.8~3.2之间。

若吹炼时间较短,渣料可在开吹后一次加入;

(5) 枪位控制要十分小心,既要保证化好渣,又要防止损坏氧枪喷嘴和喷溅;

(6) 加入脱氧剂时,合金元素的吸收率比正常吹炼时要偏低些;

(7) 根据具体情况调节冷却剂加入量,一些厂家经验是每 3t 回炉钢水相当于 1t 固体废钢的冷却效应,以便保证终点温度合乎要求。

四、氧枪粘钢及漏水

氧枪喷嘴粘钢后,散热条件恶化,很容易被烧坏。非水冷三孔喷嘴中心“鼻尖”部位往往容易被“吃”进,而变成了“单孔”,无法使用,被迫停炉更换氧枪。

枪身的粘钢大部分是冷钢夹着炉渣。严重时,粘钢厚度可达 30 ~ 150mm、几米长,致使氧枪提不起来,只能停炉处理。

氧枪粘钢的主要原因是由于吹炼过程中炉渣没有化好化透,流动性差,金属喷溅严重,或者枪位过低等造成的。另外,喷嘴结构、氧压的高低,也有一定的影响。

氧枪粘钢少时较容易处理,一般是在吹炼后期用熔渣涮掉。涮枪的条件是炉温要稍高些(高出出钢温度上限 10℃左右),熔渣碱度稍低些,可适当地多加些萤石,在保证炉渣化透的情况下有较厚的渣层,枪位稍低些。在上述条件下,氧枪的粘钢是容易涮掉的。粘钢若一炉没有涮干净,可在下炉继续涮,一般吹炼两炉钢基本上粘钢就可以全部涮掉了。

若氧枪粘钢严重影响提升时,要在停吹后,人工用钎子打;若打不下来,可以用乙炔—氧气来切割;仍然处理不掉时,只好更换氧枪。

上述处理办法,无论对钢的质量,炉衬寿命,材料的消耗,冶炼时间等都有不良影响。因此,最根本的解决办法就是精心操作,避免粘枪事故的发生。

粘枪严重往往造成氧枪烧坏,氧枪喷嘴出现漏水。吹炼过程发现氧枪漏水或罩裙、烟道及其他部位造成炉内进水时,应立即切断水源同时停止吹炼,严禁动炉,待炉内水分蒸发完毕后才可摇炉处理。

五、漏钢

转炉炉衬修砌质量不好、开新炉炉衬烘烤不当,或在吹炼过程炉衬维护不及时,有时会出现漏钢。

转炉下修为可拆卸炉底,在炉底与炉身接缝处,由于砌筑质量不合要求,在开新炉第一炉吹炼就可能发生漏钢事故。

内衬砌砖处有砍砖楔入,在烘炉受热膨胀挤压,致使砍砖掉出,而形成孔洞。倘若孔洞在熔池部位,吹炼过程受炉液的冲蚀,孔洞扩大和深入致使炉壳熔融漏钢。

漏钢前在漏钢部位的炉壳会出现发红的现象,根据发红部位决定处理办法。若发红部位靠上,可继续吹炼,拉碳出钢后处理;发红部位靠近熔池,应迅速组织出钢,所出钢水按回炉钢处理。

出钢后应仔细观察漏钢部位及漏钢孔洞大小,组织修补,漏钢孔洞小,可采用投补加喷补,但一定保证烧结时间;漏钢孔洞大,可分两次投补,一次先堵住坑,待烧结牢固后,先兑铁吹炼 1~2 炉提高温度后,再次修补。

六、冻炉

由于设备故障,如停电、停水等造成长时间的停吹,钢水被迫凝固在转炉内,这种现象称为冻炉。

处理冻炉的关键是温度。由于长时间的停吹,又加上炉内有凝固的冷钢,因此在重新炼钢的第一炉,不仅要全部凝钢熔化,还要在终点使钢水温度达到所炼钢种出钢要求。

炉内凝钢不多时,开吹的第一炉就可以全部解冻;若凝钢数量较多时,就要连续吹炼两炉才能熔掉全部凝钢。

第一炉全部装入铁水,兑铁水后,配加部分硅铁,并且分批加入焦炭,也可以将焦炭一次加入炉内,焦炭加入总量一般是铁水量的 $1/30$ 左右。在吹炼前要测液面,吹炼过程注意控制枪位。

第二炉的吹炼就要根据炉内剩余凝钢的多少及炉温情况确定处理方法。如果剩余凝钢不太多,炉温也较高,兑入铁水后只配加部分硅铁,不加冷却剂并控制好熔渣的流动性,炉内的凝钢基本上可以全部熔化,并达到出钢温度在要求范围之内。

第十一节 物料平衡和热平衡

物料平衡是计算炼钢过程中加入炉内和参与炼钢过程的全部物料(如铁水、废钢、氧气、冷却剂、渣料和被侵蚀的炉衬等)和炼钢过程的产物(如钢液、炉渣、炉气、烟尘等)之间的平衡关系。

热平衡是计算炼钢过程的热量收入(如铁水的物理热、化学热)和热量支出(如钢液、炉渣、炉气的物理热、冷却剂熔化和分解热等)之间的平衡关系。

通过物料平衡和热平衡的计算,结合炼钢生产的实践,可以确定许多重要的工艺参数。对于指导生产和分析、研究、改造冶炼工艺、设计炼钢车间、选用炼钢设备以及实现炼钢过程的自动控制都具有重要的意义。

要进行物料平衡和热平衡计算,首先必须对转炉吹炼过程的有关数据进行实测。下例是根据首钢 30 吨氧气顶吹转炉的部分实测数据进行计算的。由于炼钢过程是在高温下进行的复杂的物理化学变化过程,要全面实测所有数据目前还是有困难的,同时反应温度、反应物的浓度和状态等参数又随着吹炼过程的进行在不断变化。所以要做精确的物料平衡和热平衡计算,目前还不可能。本例中有的数据引自其它厂家的测定结果,有的则是结合生产实际情况进行假定。显然,这样的计算只能算是近似的,与生产实际情况相比会有一定的偏差,需要在生产实践中进行修正。尽管如此,物料平衡和热平衡计算在生产实践中仍然起着重要的指导作用。

一、计算的原始数据(表 3-1-19、3-1-20、3-1-21、3-1-22)

表 3-1-19 30 吨氧气顶吹转炉—炉钢实测数据

项 目	成 分 (%)					重量 (吨)	温度 ℃	终渣成分(%)		
	C	Si	Mn	P	S			CaO/SiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃
铁 水	4.4	0.93	0.20	0.12	0.04			3.02	10.99	4.79
钢 水	0.06	0.01	0.05	0.005	0.014					
废 钢	0.30	0.20	0.50	0.04	0.04					

表 3-1-20 原材料成分

项 目	成 分 (%)								
	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂	MgO	MnO	CaF ₂	Al ₂ O ₃	S	烧 减
石 灰		92.15	1.58	1.25				0.10	4.92
铁 矿	80		10		5.0		4.93	0.07	
萤 石			4.3			95.7			
炉 衬		55	2.6	40			2.4		

表 3 - 1 - 21 反应热效应

反 应 式	ΔH (千焦·公斤摩尔 ⁻¹)	ΔH (千焦·公斤 ⁻¹)
$[C]_{(T)} + \frac{1}{2}O_{2(g,T)} = CO_{(g,T)}$	- 139860	- 11676
$[C]_{(T)} + O_{2(g,T)} = CO_{2(g,T)}$	- 919391	- 34944
$[Mn]_{(T)} + \frac{1}{2}O_{3(g,T)} = MnO_{(L,T)}$	- 362800	- 6615
$[Si]_{(T)} + O_{2(g,T)} = SiO_{2(L,T)}$	- 820260	- 29274
$2[P]_{(T)} + \frac{5}{2}O_{2(g,T)} + 4CaO_{(L,T)} = 4CaO \cdot P_2O_5_{(L,T)}$	- 2232300	- 35994
$Fe_{(L,T)} + \frac{1}{2}O_{2(g,T)} = FeO_{(L,T)}$	- 238980	- 4263
$2Fe_{(L,T)} + \frac{3}{2}O_{2(g,T)} = Fe_2O_3_{(L,T)}$	- 724710	- 6481
$SiO_{2(s,T)} + 2CaO_{(s,T)} = 2CaO \cdot SiO_{2(s,T)}$	- 97440	- 1625 (公斤 SiO ₂)

表 3 - 1 - 22 铁水、钢水、炉渣、炉气、烟尘的平均比热

	固态平均比热 (千焦·公斤 ⁻¹ ·℃ ⁻¹)	熔 化 潜 热 (千焦·公斤 ⁻¹)	液态或气态比热 (千焦·公斤 ⁻¹ ·℃ ⁻¹)
生 铁	0.745	218	0.837
钢	0.70	272	0.837
炉 渣		209	1.247
炉 气			1.14
烟 尘	1.000	209	

下列数据为假定值：

- 1. 炉气平均温度为 1450℃ ；
- 2. 金属中烧损的碳 90%氧化成 CO,10%氧化成 CO₂ ；
- 3. 炉衬消耗量为 1.0% ；
- 4. 转炉渣中铁珠量占渣量的 8% ；
- 5. 烟尘损失为 1.16% 其中 Fe₂O₃ 为 70% ,FeO 为 20% ；
- 6. 因喷溅而产生的机械吹损在炉役中期平均为 1.2%。

二、物料平衡计算

为简化起见,以 100 公斤钢铁料为计算基本单位。

本炉钢铁料总重 $31.7 + 3 = 34.7$ 吨,铁水占 91.5%。
每 100 公斤钢铁料加入的原材料数量为 石灰 7.49 公斤,铁矿 3.46 公斤,萤石 1.2 公斤。

- 1. 求各元素的氧化量(表 3-1-23)
- 2. 求各元素氧化产物的数量(表 3-1-24)
- 3. 求炉渣重量和成分(表 3-1-25)

表 3-1-23 各元素的氧化量

	C	Si	Mn	P	S
铁水(91.5%)	4.02	0.85	0.18	0.11	0.037
废钢(8.5%)	0.03	0.02	0.04	0.004	0.004
钢铁料(平均成分)	4.05	0.87	0.23	0.114	0.041
钢 水	0.06	0.01	0.05	0.005	0.014
氧化量	3.99	0.86	0.17	0.109	0.027

表 3-1-24 各元素氧化产物和数量(公斤)

元 素	氧化物	氧 化 量	耗 氧 量	氧化产物量	
Si	SiO ₂	0.86	$0.86 \times \frac{32}{28} = 0.98$	1.84	
Mn	MnO	0.17	$0.17 \times \frac{16}{55} = 0.05$	0.22	
C	CO	$3.99 \times 90\% = 3.59$	$3.59 \times \frac{16}{12} = 4.79$	8.38	
C	CO ₂	$3.99 \times 10\% = 0.40$	$0.40 \times \frac{32}{12} = 1.07$	1.47	
P	P ₂ O ₅	1.109	$0.109 \times \frac{80}{62} = 0.14$	0.25	
Fe	FeO	1.26	$1.26 \times \frac{16}{56} = 0.36$	1.62	} 由渣量按已知 成分反算,见后 气化去硫假定为 总去硫量的 1/3
Fe	Fe ₂ O ₃	0.49	$0.49 \times \frac{48}{112} = 0.21$	0.70	
S	SO ₂	$0.027 \times 33\% = 0.009$	$0.009 \times \frac{32}{32} = 0.009$	0.018	
S	CaS	$0.027 - 0.009 = 0.018$		$0.018 \times \frac{72}{32} = 0.04$	
共 计	6.90	7.61			

表 3 - 1 - 25 炉渣的重量和成分

	氧化产物 (公斤)	石灰(公斤)	铁矿(公斤)	萤石(公斤)	炉衬(公斤)	共计 (公斤)	(%)
SiO ₂	1.84	7.49 × 1.58 = 0.12	3.46 × 10% = 0.35	1.2 × 4.3% = 0.05	1 × 2.6% = 0.03	2.39	16.27
CaO		7.49 × 92.15% = 6.9			1 × 55 = 0.55	7.45	50.71
CaF ₂				1.2 × 95.7 = 1.15		1.15	7.33
MnO	0.22		3.46 × 5% = 0.17			0.39	2.65
MgO		7.49 × 1.25% = 0.09			1 × 40% = 0.40	0.49	3.34
FeO	1.62					1.62	11.03
Fe ₂ O ₃	0.70					0.70	4.77
P ₂ O ₅	0.25					0.25	1.70
Al ₂ O ₃			3.46 × 4.93% = 0.17		1 × 2.4% = 0.024	0.19	1.30
CaS	0.04	7.49 × 0.10% × $\frac{72}{32}$ = 0.017	3.46 × 0.07% × $\frac{72}{32}$ = 0.005			0.06	0.40
						14.69	100.00

表 3 - 1 - 24、表 3 - 1 - 25 中氧化铁的数量是这样计算出来的：

由表 3 - 1 - 25 知除了 FeO 和 Fe₂O₃ 以外的熔渣重量为：

$$\text{SiO}_2 + \text{CaO} + \text{CaF}_2 + \text{MnO} + \text{MgO} + \text{P}_2\text{O}_5 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{CaS}$$
$$= 2.39 + 7.45 + 1.15 + 0.39 + 0.49 + 0.25 + 0.19 + 0.06 = 12.37 \text{ 公斤}$$

又由表 3 - 1 - 19 知终渣成分中

$$\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 = 10.99\% + 4.79\% = 15.78\%$$

则其它成分共占

$$(100 - 15.78)\% = 84.22\%$$

故总渣量为

$$12.37 \div 84.22\% = 14.69 \text{ 公斤}$$

于是

$$\text{FeO} = 14.69 \times 10.99 = 1.62 \text{ 公斤}$$

其中

$$\text{Fe} = 1.62 \times \frac{56}{72} = 1.26 \text{ 公斤}$$

又

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 14.69 \times 4.79\% = 0.70 \text{ 公斤}$$

其中

$$\text{Fe} = 0.70 \times \frac{112}{160} = 0.49 \text{ 公斤}$$

将以上所得数据分别填入表 3 - 1 - 24 和表 3 - 1 - 25 中。

由表 3-1-25 计算结果,熔渣碱度为 3.1,FeO = 11.03%,Fe₂O₃ = 4.77%,与原来实际成分符合甚好。

4. 铁矿石还原,转炉烟尘和总耗氧量

加入铁矿石为 3.46 公斤,其中

$$\text{Fe}_2\text{O}_3 = 3.46 \times 80\% = 2.77 \text{ 公斤}$$

2.77 公斤 Fe₂O₃ 含

$$2.77 \times \frac{112}{160} = 1.94 \text{ 公斤 Fe}$$

$$2.77 \times \frac{48}{160} = 0.83 \text{ 公斤 O}_2$$

每 100 公斤铁水(近似地为钢铁料)产生烟尘 1.16 公斤,烟尘中含 70% Fe₂O₃,20% FeO,则烟尘中含:

$$1.16 \times 70\% \times \frac{148}{160} + 1.16 \times 20\% \times \frac{16}{72} = 0.30 \text{ 公斤 O}_2$$

$$1.16 \times 70\% \times \frac{112}{160} + 1.16 \times 20\% \times \frac{56}{72} = 0.75 \text{ 公斤 Fe}$$

炉气中含有 0.5% 左右的自由氧,由以后炉气成分反算出为 0.056 公斤。

氧气总消耗为

$$7.61 + 0.30 - 0.83 + 0.056 = 7.136 \text{ 公斤}$$

$$7.136 \times \frac{22.4}{32} = 4.995 \text{ 标米}^3$$

氧气纯度为 99.5%,实际消耗为 4.995/0.995 = 5.02 标米³,带 N₂ 为 5.02 - 4.995 = 0.025 标米³。生产中实际耗氧量要比以上理论计算值高一些。

5. 求炉气成分(表 3-1-26)

表 3-1-26 炉气成分

成 分	重量(公斤)	体 积(标米 ³)	体积百分数(%)
CO	8.38	$8.38 \times \frac{22.4}{28} = 6.70$	86.9
CO ₂	1.84 ^①	$1.84 \times \frac{22.4}{44} = 0.94$	12.19
N ₂	0.03	$0.03 \times \frac{22.4}{28} = 0.025$	0.33
O ₂	0.056	$0.056 \times \frac{22.4}{32} = 0.039$	0.50

成 分	重量(公斤)	体 积(标米³)	体积百分数(%)
SO ₂	0.018	$0.018 \times \frac{22.4}{64} = 0.006$	0.08
共 计	10.324	7.71	100.00

CO₂ 成分中包括石灰烧减 0.368 公斤。

上述炉气中含有 0.5% 左右自由氧重 0.056 公斤,是由表 3-1-26 炉气成分反算出来的。

设在炉气总体中,氧占 x 标米³,氮占 y 标米³,根据表 3-1-26,已知炉气的其它成分,则可写出:

$$x = \frac{6.70 + 0.94 + 0.006 + y}{0.995} - (6.70 + 0.94 + 0.006 + y)$$

经简化可以得到

$$x = \frac{7.646 + y}{199} \text{ 或者 } 199x = 7.646 + y \tag{1}$$

又

$$y = \frac{\frac{22.4}{32}(7.61 + 0.30 - 0.83) + x}{0.995} - \left\{ \frac{22.4}{32}(7.61 + 0.30 - 0.83) + y \right\}$$

经简化可得

$$y = \frac{4.956 + x}{199} \text{ 或者 } 199y = 4.956 + x \tag{2}$$

解方程组(1)、(2)可得到:

$$y = 0.025 \text{ 标米}^3 \text{ N}_2, x = 0.039 \text{ 标米}^3 \text{ O}_2$$

或者

$$y = 0.025 \times \frac{28}{22.4} = 0.03 \text{ 公斤 N}_2$$

$$x = 0.039 \times \frac{32}{22.4} = 0.056 \text{ 公斤 O}_2$$

将以上所得结果列入表 3-1-26。

6. 钢水收得率

吹损组成如下:

化学损失为 6.90 公斤

烟尘损失为 0.75 公斤

炉渣中铁珠损失为 $14.69 \times 8\% = 1.18$ 公斤

机械吹损为 1.2 公斤

加入铁矿石还原出铁为 1.94 公斤,增加了钢水收得率。

钢水量 = 100 - (6.90 + 0.75 + 1.18 + 1.2) + 1.94 = 91.91 公斤

7. 物料平衡表(表 3 - 1 - 27)

表 3 - 1 - 27 物料平衡表

收 入			支 出		
项 目	重量(公斤)	(%)	项 目	重量(公斤)	(%)
铁水	91.5	76.1	钢水	91.91	76.29
废钢	8.5	7.1	炉渣	14.69	12.19
石灰	7.49	6.23	炉气	10.32	8.58
铁矿	3.46	2.87	喷溅	1.20	1.0
萤石	1.20	1	烟尘	1.16	0.95
炉衬	1.0	0.83	铁珠	1.18	0.98
氧气	7.14	5.94			
	120.29			120.46	100.00

注 误差： $\frac{120.29 - 120.46}{120.29} = -0.15\%$ 。

以上是根据已生产的转炉部分实测数据(未加白云石的)计算的物料平衡。如果是尚未生产的转炉或为确定试验方案作物料平衡,则可参考同类型已生产的工厂的情况,选定工艺参数进行计算,以后再实测生产数据,加以校正。

钢水收得率是转炉炼钢一项极为重要的技术经济指标。通过物料平衡的计算,可以清楚地看出影响钢水收得率的各种因素。生产中应针对上述因素,改进工艺操作,以提高钢水收得率。此外,从计算中还可清楚看出,各种造渣材料和炉衬的消耗,炼钢操作应力求降低这些材料的消耗。

三、热平衡计算

为简化计算起见,装入炉内的冷料(如废钢、渣料等)的物理热均不计算在内,因此,收入和支出两项中有关物理热的计算均以冷料温度(假定为 25℃)为起点。

1. 热收入

(1)铁水物理热。

铁水熔点 = 1538 - [4.4 × 100 + 0.93 × 8 + 0.20 × 5 + 0.12 × 30 + 0.04 × 25] - 7
= 1538 - 460 = 1078℃

铁水所带物理热为

$$91.4[0.75(1078 - 25) + 218.4 + 0.84(1300 - 1078)] = 109190 \text{ 千焦}$$

(2) 各元素氧化放热。

$$\text{C} \rightarrow \text{CO} \quad 3.59 \times 11676 = 41917 \text{ 千焦}$$

$$\text{C} \rightarrow \text{CO}_2 \quad 0.40 \times 34944 = 13978 \text{ 千焦}$$

$$\text{Si} \rightarrow \text{SiO}_2 \quad 0.86 \times 29274 = 25176 \text{ 千焦}$$

$$\text{Mn} \rightarrow \text{MnO} \quad 0.17 \times 6615 = 1125 \text{ 千焦}$$

$$\text{P} \rightarrow 4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5 \quad 0.108 \times 36015 = 3890 \text{ 千焦}$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{FeO} \quad 1.26 \times 4263 = 5371 \text{ 千焦}$$

$$\text{Fe} \rightarrow \text{Fe}_2\text{O}_3 \quad 0.49 \times 6481 = 3175 \text{ 千焦}$$

$$94632 \text{ 千焦}$$

(3) 烟尘氧化热。

$$1.16 \times 0.70 \times \frac{112}{160} \times 6481 = 3696 \text{ 千焦}$$

$$1.16 \times 0.20 \times \frac{56}{72} \times 4263 = 769 \text{ 千焦}$$

(4) SiO_2 成渣生成热。

$$2.39 \times 1625 = 3884 \text{ 千焦}$$

$$\text{总热量收入} = 109190 + 94632 + 3696 + 769 + 3884 = 212231 \text{ 千焦}$$

2. 热量支出

(1) 钢水物理热。

$$\text{钢水熔点} = 1538 - [0.06 \times 65 + 0.05 \times 5 + 0.005 \times 30 + 0.014 \times 25] - 7 = 1526^\circ\text{C}$$

$$\text{故钢水的物理热} = 91.91[0.70(1526 - 25) + 273 + 0.84(1670 - 1526)] = 132779 \text{ 千焦}$$

(2) 熔渣物理热。

$$14.69[1.25(1650 - 25) + 210] = 32962 \text{ 千焦}$$

(3) 铁矿分解热。

$$1.94 \times 6481 = 12571 \text{ 千焦}$$

(4) 炉气物理热(炉气温度假定为 1450°C)。

$$10.324 \times 1.145(1450 - 25) = 16775 \text{ 千焦}$$

(5) 烟尘带走热。

$$1.16 \times [1.0 \times (1450 - 25) + 210] = 1894 \text{ 千焦}$$

(6) 渣中铁珠和喷溅金属带走的热量。

$$(1.18 + 1.12)[0.70(1526 - 25) + 273 + 0.84(1650 - 1526)] = 3091.2 \text{ 千焦}$$

总热量支出 = 132779 + 32962 + 12571 + 16775 + 1894 + 3091.2 = 200072 千焦

其它热损失 = 212231 - 200072 = 12159 千焦

3. 热平衡表(表 3 - 1 - 28)

表 3 - 1 - 28 热平衡表

热 收 入			热 支 出		
项目	热量(千焦)	(%)	项目	热量(千焦)	(%)
铁水物理热	109190	51.46	钢水物理热	132779	62.56
各元素氧化热	94632	44.59	炉渣物理热	32962	15.34
其 中 C	55895	26.34	铁矿分解热	12571	5.92
Si	25176	11.86	炉气物理热	16775	7.9
Mn	1125	0.53	烟尘带走热	1894	0.9
P	3890	1.83	铁珠喷溅带走热	3091	1.5
Fe	8546	4.03	其它热损失	12159	5.84
烟尘氧化热	4465	2.11			
SiO ₂ 成渣热	3884	1.84			
共计	212231	100.00	共计	212231	100.00

由热平衡表可以算出转炉的总热效率：

总热效率 = $\frac{\text{有效热}}{\text{有效热} + \text{无效热}} = \frac{62.56 + 5.92}{100} \times 100\% = 68.48\%$

转炉总热效率是转炉操作的一项重要指标。提高总热效率意味着收入的热量得到更充分的利用,可以加入更多的废钢或铁矿,这样可以提高转炉的技术经济指标。分析热平衡表可以看出,氧气顶吹转炉提高总热效率的关键是减少渣量。减少热损失最主要的是缩短冶炼时间和炉与炉的间隔时间。此外,造好渣和减少喷溅也是提高转炉总热效率的重要途径。提高总热效率同提高钢水收得率是一致的,应在操作时全面考虑。

第十二节 开新炉及停炉、补炉操作

一、开新炉前的准备工作

(一)操作步骤

转炉开炉前必须有专人负责对所有的设备及各项准备工作进行全面检查,保证开新

炉后运行正常、安全可靠。

(1) 检查耐火砖的砌筑质量。应严格按照‘转炉砌筑操作规程’进行检查,如砌筑中要求平、紧、实,平缝小于 2mm,竖缝小于 1mm 等。

(2) 各种运转系统试运行保证正常。炉子倾动机构 :炉子倾动机构的检查要求是电器设备和机械设备是否完好、有效 ;在砌炉前先进行。供氧系统 :输氧管必须畅通无阻 ;氧枪升降机构升降正常,并校正零位 ;氧枪更换装置完好,能正常运行 ;输氧管道上的减压阀、调节阀、压力表、流量计、温度计、切换阀门等各种仪表、阀门灵敏可靠。一般要求动作 4 次以上才认可合格。

(3) 供料系统。铁水供应 :要求线路畅通 ;铁水包到位、有效 ;吊车到位 ;铁水准备就绪。废钢供应 :供应线路畅通 ;料斗到位可用 ;吊车到位 ;废钢准备就绪。散状料供应 :检查皮带运输机 ;各种料仓及漏斗完好有效 ;称量和振荡机构正常 ;下料系统畅通 ;氮气封设备能正常使用 ;各种散状料准备就绪。

(4) 烟气净化回收系统。文氏管、汽化冷却、风机、各种水封器、煤气贮存器等系统设备都完好有效,并调节到开炉状态。煤气回收系统的各联锁到位并有效。

(5) 供水系统。打开各路冷却水、水封水、除尘水、并调整水压和流量符合规程要求,汽包水位调节到规定范围内。

(6) 各种仪表、开关、阀门确保灵敏可靠。

(7) 各种联锁装置必须灵敏、可靠。

(8) 挡渣板必须到位,钢包车能正常运行。

(9) 炉前及炉后所有工、器具和应用材料齐备、可用。

(10) 使用新钢包时,钢包必须烘烤到要求的温度。

(二) 注意事项

(1) 检查、试车工作必须有专人负责 ;

(2) 检查、试车工作必须依据有关操作规程和规定,不可自行其是 ;

(3) 检查、试车后必须使各设备、仪表、阀门等处于开炉状态 ;

(4) 在检查、试车和开新炉时,检修人员必须在场待命,准备随时进行检修。待第一炉钢正常出钢后,检修人员才可撤离现场。

(三) 操作要点

(1) 开炉前准备工作的重要性。开炉前的准备工作是十分重要的,只有在设备完好、运行正常,阀门仪表灵敏可靠的情况下才能进行正常的冶炼。准备工作如果不充分、不仔细而稍有疏忽,哪怕是一只小小螺丝钉的松动、跌落,都可能影响整体设备的正常运转

行,最后会导致冶炼的失败。例如某厂在生产中曾发生过一次事故:正待摇炉出钢的炉子突然停住不动了,经过各方人员的全力检查都找不出事故的原因,眼看一炉合格钢水只得泡在已经倾斜的炉子内任其慢慢地冷却而报废。最后查出来的原因竟是如此地出乎意料之外,只是一只摇炉开关的销子脱落所致。所以检查和准备工作必须认真、仔细,发现问题应及时解决,才能保证能安全、顺利地开好第一炉。

(2)转炉新开炉前不专门烘烤炉子,而采用焦炭-铁水法生产第一炉钢,利用冶炼第一炉中的热量将炉衬充分烘烤烧结,所以转炉的开新炉准备工作主要炉衬砌筑质量的检查和炉子设备的检查,没有烘炉的内容。目前大多数使用煤气烘烤,因为其成本较低,操作简单,使用方便,比较清洁。但使用煤气烘烤必须要严格遵守煤气的操作规程,因为煤气是一种无色无味,有毒易爆的气体,使用中要严防中毒及爆炸。

二、开新炉操作

(一)操作步骤

确认开新炉前的各项准备工作就绪;设备符合开新炉要求;人员到岗、工具到位、物料到场。

1. 开新炉操作(焦炭-铁水烘烤法)

(1)测量氧枪“零位”,进行试氧操作。测量炉底深度,调整好算尺,然后安上氧气胶管,打开氧气阀门进行试氧。开始用低压,逐步加大氧压,在上部炉子空间内开氧2~3次,每次1~2s,以清除下部管道内的存留气体和杂物屑,并检查供氧管道情况。

(2)兑铁水。向炉内兑入高温低硫铁水。开新炉第一炉为全铁水,不加废钢。

例如 30t 转炉兑入 30t 铁水,40t 转炉兑入 $38 \pm 0.5t$ 铁水。

(3)用废钢斗向炉内加入焦炭。焦炭块度为20~60mm,加入量要视炉子吨位大小而异。例如 30t 转炉加1~2t 焦炭,40t 转炉加入2~3t 焦炭。焦炭分批加入,每批间隔5min左右,共加5批,约5min左右能燃烧完一批焦炭。

(4)降枪吹氧冶炼。低枪点火。因为炉子是冷炉,一开始就加入了大量石灰,铁水温度低,采用低枪点火升温快,熔池活跃,可避免渣料结团。

氧压控制在偏低区 30t 转炉为0.6MPa左右;40t 转炉为0.62~0.64MPa;120t 转炉为0.8MPa左右。

基本枪位应偏高些 30t 转炉为1200mm($\pm 100mm$);40t 转炉为1500~1700mm 不小于1300mm);120t 转炉为1500~2000mm。

纯供氧时间大于规定时间 30t 转炉不小于30min;40t 转炉不小于32min;120t 转炉

不小于 40min。

(5)根据铁水成分配加渣料。高枪化渣当炉口有火焰喷出时即可提枪化渣,把炉渣大致化一化,至炉口喷渣片时为止。时间一般 5min 左右。

根据铁水成分和新开炉终渣碱度要求配加石灰。经验可知 石灰实际加入量要比计算加入量多 10 ~ 15kg/t 铁水。

渣料一般在开吹 6 ~ 8min 时开始分批均匀加入,在收火前 5min 加完。

新开炉一般不加任何冷却剂,如温度不够可配加少量硅铁 为加速成渣也可配加少量锰铁。

(6)控制炉况及时出钢。加完最后一批焦炭后 4、5min 焦炭燃烧完毕。以后的炼钢过程与一般炼钢操作相似,前 5 炉连续炼钢,要堵好出钢口并防止出钢口打不开。等铁水时应将炉子摇到直立位置,以防塌炉。新开炉 1 ~ 3 炉只能冶炼沸腾钢(如全连铸炼钢车间则只能冶炼普碳钢),同时完成烘烤炉衬的任务。

2. 某厂 120t 转炉开新炉操作

(1)采用全铁水法开新炉,兑铁操作必须准确迅速,从兑铁到开吹时间不大于 3min。

(2)装入铁水 120t,铁水必须测温取样,出钢量 $110 \pm 1t$ 。

(3)开新炉只允许冶炼 Q235。

(4)供氧操作。采用双流道氧枪恒压变枪操作,枪位波动在 1.5 ~ 2.2m 之间,使用低 - 高 - 低三段法操作,中段时间较长,并根据化渣情况调整枪位,指导枪位(见图 3 - 1 - 12),全程主氧流为 $1.8 \times 10^4 m^3/h$,参考氧压 0.8MPa,副氧流量 $0.3 \times 10^4 m^3/h$,参考氧压 0.3MPa。

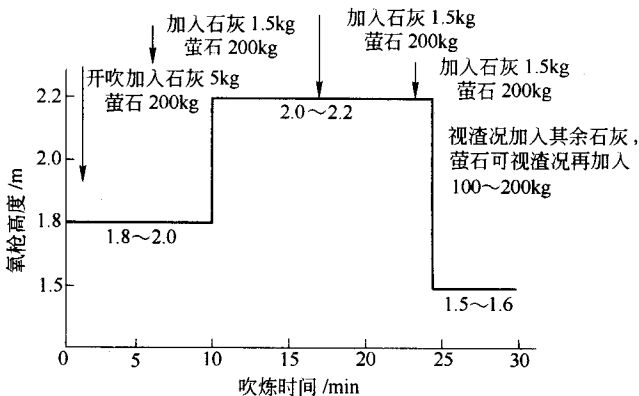


图 3 - 1 - 12 低 - 高 - 低三段法开新炉操作

(5)温度控制。根据烘烤时间,铁水含硅量按 0.6% 配。将要补加的硅铁在兑铁之前投入兑铁包内,铁水温度不小于 1250℃,铁水温度每降低 10℃,则另外补加硅铁 50kg,同时可加石灰或白云石调整温度。开新炉补加硅铁量计算公式:

$$W = \frac{0.6\% - w[\text{Si}]_{\text{铁水}}}{w[\text{Si}]_{\text{硅铁}}} \times 120000 + (1250 - T) \times 5 \quad (3-1-54)$$

式中 W ——补加硅量,kg/炉;
 $w[\text{Si}]_{\text{铁水}}$ ——铁中含硅量,%;
 $w[\text{Si}]_{\text{硅铁}}$ ——硅铁含硅量,%;
 T ——铁水实际温度,℃。

(6)造渣制度。由于开新炉不倒残渣,焦炭中含硫高,为确保能将硫脱至钢种要求范围,碱度按 4~4.5 控制渣料加入,加料过程见指导图 3-1-12,要求石灰量 9000~11000kg,萤石批量不大于 200kg。

(7)终点控制。出钢温度控制在 1720~1750℃,力争一次拉碳出钢。

(8)出钢合金化按正常操作进行,终脱氧剂按正常的 2 倍加入,到精炼定氧,喂 Ca-Si 线 400m。

(9)底吹选择手动,流量设定 900L/min,吹炼至 70% 时,氮气切换成氩气。

(10)在冶炼时出现故障,若停吹时间大于 20min,则回炉处理。

(11)为保证炉衬烧结质量,开新炉要确保连续吹炼 3 炉以上不停炉。

(二)注意事项

(1)开新炉的前几炉只能冶炼沸腾钢或普碳钢。

(2)开新炉后应连续冶炼 7~10 炉才能烧结好炉衬,而且在新开炉 10 炉以内不能炼高质量的品种钢。

(3)新开炉时,炉前不得站立人,并需放置明显标牌;第一炉严禁取样,以防塌炉伤人。

(三)操作要点

1. 开好第一炉的意义

开新炉操作我国基本采用铁水-焦炭法烘烤新炉衬,同时又完成第一炉的炼钢任务,即新开第一炉不仅是炼钢,更重要的是烘烤炉衬即对新炉炉衬进行烧结的过程。第一炉开得好不好影响着以后炉衬的寿命和钢的质量,所以必须要开好第一炉。

2. 新开炉参数确定的原则

(1)新开炉兑入铁水后需加入焦炭,这是铁水-焦炭烘烤法的核心内容。加入焦炭不仅仅是为了增加热量利于烘烤,更重要的是为了延长新开炉第一炉的吹炼时间,提高

烧结质量 新炉开吹后,铁水中的硅、锰、碳等元素经 10min 吹炼已被绝大部分氧化。由于元素的氧化放热,炉温急速升高,新炉衬得以烧结。但由于吹炼时间短,被烧结的仅是表面一层,此时若摇炉,仍可能会引起炉衬塌落。因此为了提高烧结质量,必须延长吹炼时间。加入一定量的焦炭即解决了此问题,焦炭既可燃烧放热来升温,又可使金属增碳来增加吹炼时间,使炉衬烧结层增厚。

(2) 降压吹氧冶炼要求其纯供氧时间大于等于规定值,实际上也就是规定了要进行较长时间的吹炼,以保证有足够的烘烤炉衬的时间,提高烧结质量及提高炉衬的温度,提高炉衬砖的使用寿命。

(3) 渣料中一般不加任何冷却剂,就是为了保证熔池高温冶炼,提高炉衬的烧结质量。

(4) 配加少量锰铁的目的主要是为了促使化渣,因为加入锰铁后生成 (MnO) , (MnO) 既能与 (SiO_2) 生成多种低熔点矿物,又可使高熔点的 (C_2S) 酥松软化,都能促使化渣。

(5) 要求新开炉的终渣碱度是为了后期脱硫的需要。

脱硫反应式: $(FeS) + (CaO) \longrightarrow (CaS) + (FeO)$ 是一个吸热反应。

炉内脱硫反应大多是在冶炼后期温度较高时进行,但新开炉的后期温度不能达到正常炉次那样的高温,脱硫主要是依靠高碱度脱硫;同时,新开炉第一炉由于加入较多的焦炭(焦炭中含有 6% 左右的 SiO_2) 会增加炉渣中的酸性物质,因此必须要保证终渣碱度。

例如 正常炉次的终渣 R 为 3.0 ~ 3.5,但新开炉第一炉却要求终渣 R 为 4.0 ~ 4.5。

同样道理,新开炉第一炉的铁水应该高温、低硫。

3. 新开炉第一炉只能炼沸腾钢或普碳钢

目前转炉炉衬砖基本都采用镁碳砖,其结合剂多为酚醛树脂,它在 100 ~ 150℃ 开始脱水并在高温下分解出氢,特别是熔池部位炉衬砖中分解出来的氢将会溶于钢水中。尽管在碳沸腾过程中 CO 气体逸出时带走了部分溶解于钢水中的氢,但仍有部分残留于钢水中而使钢水中的氢含量要比正常炉次的高。

如果冶炼沸腾钢,因其脱氧不完全在浇注中模内发生的碳氧反应形成沸腾, CO 气体在逸出的同时将氢气带走,因而不会影响沸腾钢的结构和质量。

如果冶炼镇静钢,由于其脱氧较完全,在模中基本不发生碳氧反应而无沸腾现象,钢流凝固时析出的氢很难排出而残留在钢锭中,因而造成皮下气泡或白点,降低钢的质量。

全连铸炼钢车间因无沸腾钢,故新开炉第一炉只能冶炼钢质一般的普碳钢而不能冶炼高质量的品种钢(一般要待冶炼 10 炉左右后钢水中氢含量才能正常,此时方可冶炼高质量的品种钢)。

三、停炉操作

(一)操作步骤

(1)冶炼结束、提枪、提罩、炉体向后倾至炉口对准平台操作水箱,如氧枪有冷钢黏结,则应切割清除 氧枪提升到清渣点,关闭供氧、供水手动总阀门。

(2)通知除尘值班室、热力站值班室进行停炉操作。

(3)通知供氧值班室调整好氧和氮的供应。

(4)通知污水泵房按操作规程停或减小氧枪及水箱用水。

(5)通知散状料系统,做好停炉后的工作。

(6)通知炉下钢、渣包车做好炉下清理工作。

(7)通知炉衬准备拆、砌炉衬的操作。

(8)通知车间跟班检修值班室及保管人员做好以下各项停炉操作:

停炉后将炉前、炉侧进水阀门关闭,停炉后 4h,关闭炉后、炉口水箱的进水阀门,并检查各阀门的关闭度 ;关活动烟罩水封进水阀门,清理水封内积尘 ;关闭各气缸的压缩空气进气阀门 ;关闭炉润滑油泵,转炉停止倾动 ;切断总电源,取下“开动牌”。

(二)注意事项

(1)确认转炉已达到一个炉役期,切勿匆忙停炉造成损失。

(2)停炉操作一定按操作规程进行。

四、补炉操作

(一)操作步骤

开始补炉的炉龄一般规定为 200 ~ 400 炉,这段时间也称为一次性炉龄。根据炉衬损坏情况补炉可以作相应的变动。准备工作 根据炉衬损坏情况拟定补炉方案 ;准备好补炉工具、材料,并组织好参加补炉操作的人员。

1. 补大面

一般对前后大面(前后大面也叫做前墙和后墙)交叉补。

(1)补大面的前一炉,终渣黏度适当偏大些,不能太稀。如果炉渣中(FeO)偏高,炉壁太光滑,补炉砂不易黏在炉壁上。

(2)补大面的前一炉出钢后,摇炉工摇炉使转炉大炉口向下,倒净炉内的残钢、残渣。

(3)摇炉至补炉所需的工作位置。

(4)倒砂。根据炉衬损坏情况向炉内倒入 1 ~ 3t 补炉砂(具体数量要看转炉吨位大

小、炉衬损坏的面积和程度。另外前期炉子的补炉砂量可以适当少些),然后摇动炉子,使补炉砂均匀地铺展到需要填补的大面上。

(5)贴砖。选用补炉瓢(长瓢补炉身,短瓢补炉帽),由一人或数人握瓢,最后一人握瓢把掌舵,决定贴砖安放的位置。补炉瓢搁在炉口挡火水箱口的滚筒上,由其他操作人员在瓢板上放好贴补砖,然后送补炉瓢进炉口,到位后转动补炉瓢,使瓢板上的贴补砖贴到需要修补的部位。

贴补操作要求贴补砖排列整齐,砖缝交叉,避免漏砖、搁砖,做到两侧区和接缝贴满。

(6)喷补。在确认喷补机完好正常后,将喷补料装入喷补机容器内,接上喷枪待用。

贴补好贴补砖后,将喷补枪从炉口伸入炉内,开机试喷。正常后将喷补枪口对准需要修补的部位均匀地喷射喷补砂。

(7)烘烤。喷好喷补砂后让炉子保持静止不动,依靠炉内熔池温度对补炉料进行自然烘烤。要求烘烤 40 ~ 100min。烘烤前期最好在炉口插入两支吹氧管进行吹氧助燃,有利于补炉料的烘烤烧结。

2. 补炉底

(1)同 1. 中(1)的操作。

(2)同 1. 中(2)的操作。

(3)摇动炉子至加废钢位置。

(4)用废钢斗装补炉砂加入炉内,补炉砂量一般为 1 ~ 2t。

(5)往复摇动炉子,一般不少于 3 次,转动角度在 5° ~ 60° 或炉口摇出烟罩的角度。

(6)降枪。开氧吹开补炉砂。一般枪位在 0.5 ~ 0.7m,氧压 0.6MPa 左右,开氧时间 10s 左右。

(7)烘烤。要求烘烤 40 ~ 60min。

若炉衬蚀损不严重,可以只进行倒砂或喷补的操作;若炉衬蚀损严重,则必须进行倒砂、贴补砖和喷补操作,且顺序不能颠倒。

3. 补炉记录

每次补炉后要作补炉记录:记录补炉部位、补炉料用量、烘烤时间、补炉效果及补炉日期、时间、班次等。

4. 某厂 120t 转炉补炉操作

严格贯彻高温快补的制度,确保补炉质量,补炉料量不大于 3.5t。

(1)补炉底

①用焦油白云石料。补炉料入炉后,转炉摇至大面 + 95° ,再向小面摇至 - 60° ,再摇

至大面 + 95°待补炉料无大块后,再将转炉摇至小面 - 30°,再摇到大面 + 20°,再将转炉摇直。

将氧气改为氮气,流量设定 $1.6 \times 10^4 \text{ m}^3/\text{h}$ 降枪,枪位控制在 1.7m,吹 30s 起枪。

将氮气改为氧气流量设定 $(0.5 \sim 0.8) \times 10^3 \text{ m}^3/\text{h}$ 降枪,枪位控制在 1.3 ~ 1.5m,每次吹 1min,间隙停 5min 共降枪 3 ~ 5 次,保证纯烧结时间不小于 30min。

在正式兑铁前应向炉内先兑 3 ~ 5t 铁水,将炉子摇直进行烧结,待炉口无黑烟冒出后,再进行兑铁。

②用自流式补炉料。将补炉料兑进转炉后,将转炉摇至小面 - 30°,再将转炉摇到大面 + 20°,再将转炉摇直,保证纯烧结时间不小于 30min。

待补炉料已在炉底处黏结后,缓慢将炉子摇到大面位,继续用煤氧枪烧结 10min。

在兑铁水前,先向炉内兑 3 ~ 5t 铁水,将炉子摇直进行烧结,待炉口无黑烟冒出后,再进行兑铁水。

(2) 补大面

①用焦油白云石垫补料。将补炉料加入炉子后,先将转炉摇至大面 + 95°,再向小面摇至 - 60°,再摇向大面 + 95°,待补炉料无大块后再将转炉摇至小面 - 60°,再将转炉摇至大面 + 90°。

用煤氧枪进行烧结,保证纯烧结时间不小于 30min。

在兑铁前先将转炉摇至大面 + 100°,进行控油,待无油流出后,再进行兑铁操作。

②用自流式补炉料。向炉内加入补炉料后,先将转炉摇至大面 + 100°,再摇至小面 - 60°,再将转炉摇至大面 + 90°。

用煤氧枪进行烧结,保证纯烧结时间不小于 30min。

在兑铁前先将转炉摇至大面 + 100°,进行控油,待无油后再进行兑铁操作。

(3) 补小面

①用焦油白云石。待补炉料装入炉子后,将转炉摇至小面 - 60°,下进出钢口管,再将转炉摇至小面 - 90°,再将转炉摇至大面 + 90°,待补炉料无大块时,将转炉摇向小面 - 90°。

用煤氧枪进行烧结,保证纯烧结时间不小于 30min。

在兑铁水前先将转炉摇至小面 - 100°进行控油,待无油后再进行兑铁水操作。

②用外进补炉料。先下进出钢口管,再加入补炉料,然后将转炉摇至小面 - 100°位置,再摇至小面 - 60°,再将转炉摇至小面 - 90°。

用煤氧枪进行烧结保证纯烧时间不小于 30min。

在兑铁前,先将转炉摇至小面 -100° ,进行控油,待无油后,再进行兑铁操作。

(4) 喷补

喷补枪放置炉口附近,调节水料配比,以喷到炉口不流水为宜,在调料时,避免水喷入炉内。

调节好料流后立即将喷补枪放置喷补位。喷补时,上下摆动喷头,使喷补部位平滑,无明显台阶。喷补完后经过 $5\sim 10\text{min}$ 烧结。

(二) 注意事项

(1) 检查补炉料的质量,确保符合要求。

(2) 炉役前期的补炉砂用量可以少一些,而炉役中、后期的补炉砂用量应该多一些。

(3) 补炉结束后必须烘烤一定时间,以保证烧结质量。

(4) 补炉后的前几炉(特别是第一炉)由于烧结还不够充分,所以炉前摇炉要特别小心,尽量减少倒炉次数。当需进行前或后倒炉时,操作工要注意安全,必须站在炉口两侧,以防突然塌炉而造成人身伤害。

(5) 补炉操作必须全面组织好,抓紧时间有条不紊地进行,否则历时太长,炉内温度降低太大而不利于补炉材料的烧结。

(6) 补炉后吹炼的第 $1\sim 2$ 炉必须在炉前操作平台的醒目处放置补炉警告牌,警告操作人员尽量避开与炉子距离太近(特别是炉口正向)。

(7) 误操作的不良后果。若补炉不认真,在严重损坏处仅是喷补补炉砂而不进行贴补砖处理,则会因补炉料疏松,耐蚀性差而降低补炉效果。在补炉时若将倒砂、贴砖、喷补的正常操作顺序颠倒,或者贴砖后不喷砂,都会在冶炼过程中使钢水钻入砖缝,造成贴砖容易浮起并增加侵蚀面,影响补炉质量。

(三) 操作要点

1. 补炉时倒砂、贴砖、喷补的操作顺序不能颠倒

若按规程要求操作可以使贴补砖与炉衬烧结良好,提高补炉后的炉衬寿命;若补炉操作的顺序颠倒,应先贴砖后倒砂。贴砖与炉壁很难烧结牢固,吹炼时一摇动炉子,贴补砖会由于松动移位而脱落,这样就失去了补炉的作用。如果先喷补后贴砖:一方面由于先喷砂,其砂不容易把大面积的凹坑填平、填高;另一方面喷补后再贴砖,贴砖部位的补炉层因太厚而不容易烧结好,摇炉中容易脱落;第三方面,由于是最后贴砖,其间极可能因漏砖、搁砖及接缝等产生多处空隙,不能做到贴满补实,降低补炉质量,影响使用效果。

2. 补炉料材质

一般为沥青结合的镁质料。补炉材料按外形可分为散状补炉料、补炉用的贴砖和喷

补用的喷补料等。

(1)散状补炉料由废弃的耐火材料砖破碎成 10 ~ 60mm 的颗粒而成,其内不得混入金属垃圾及杂物等。散状补炉料主要用于补前后大面和炉底,其中补前后大面最好用热料。

(2)补炉用的贴砖主要原料为镁质白云石。散状补炉料和补炉用的贴砖材质表面都不准有风化现象,所以最好现制现用。

(3)喷补料主要用于对耳轴两侧的喷补和贴砖后喷补。喷补有干法和湿法两种。散状补炉料和喷补料统称为不定型耐火材料。某厂转炉用喷补料组成如表 3 - 1 - 29。

表 3 - 1 - 29 补炉料的组成

名 称	补炉料	干法喷补料
材 质	镁质、镁白云石	镁 质
骨 料	3 ~ 18mm,65 %	< 3mm,100 %
细 料	35 %	
外 加	焦油沥青 7.5 % ~ 8.5 %	固体沥青粉 18 % ~ 20 %

3. 烧结时间的重要性与补炉料用量的关系

补炉料补到炉衬上后不仅其内部需要烧结透,而且还要求补炉料中的沥青能渗入到炉衬表面与原炉衬烧结在一起后才会不会脱落,所以补炉料烧结需要时间,一般与补炉料用量成正比关系,即补炉料量越多、补的越厚,烘烤烧结时间则需越长。例某厂 120t 转炉的操作规程规定 :倒补炉砂 2t,烘炉时间应 $t \geq 90\text{min}$ 。

但补炉料的量不能过大。因为烘烤时间过长会使炉温下降太大而不利于补炉料的烧结,甚至造成塌炉等不良后果的产生,这样不仅浪费补炉材料和补炉时间,造成钢水污染,也可能造成人身安全事故。

4. 补炉操作与提高炉龄的关系

根据实际经验可知炉龄高低基本与 3 个因素密切相关 :

- (1)耐火材料的内在质量、制砖工艺和砌筑质量 ;
- (2)冶炼的操作水平,包括各种操作制度的执行 ;
- (3)补炉操作的水平。

在(1)、(2)两个因素基本相同的情况下,补炉操作的水平与提高炉龄就直接相关了。

转炉一般在炉龄 200 ~ 400 炉后炉衬已经明显损坏而需要修补,而目前转炉炉衬的寿命一般在几千炉,甚至在万炉以上,这都是靠补炉来达到的,可见补炉是提高炉龄的重要一环。

第二章 氧气底吹转炉炼钢工艺

第一节 氧气底吹转炉炼钢法发展概况

西欧的主要产钢国家如德国、法国、比利时、卢森堡等所生产的生铁含磷量都很高。这样就促使这些国家去探索能够有效处理高磷铁水的可能性。德国马克希米利安钢铁公司在 25 吨空气底吹转炉(即托马斯转炉)上试验用四个喷嘴吹入 40 个大气压的氧气,利用高压氧气的膨胀吸热冷却保护喷嘴。内管为铜管用以通入吹炼所需氧气,外层套管为普碳钢无缝钢管,从内、外层管间环缝中通入碳氢化合物做为喷嘴的保护介质。这种氧气底吹转炉炼钢法被命名为 OBM 法。法国的隆巴厂也在 30 吨托马斯转炉上进行了类似的试验并取得成功,命名为 LWS 法(图 3-2-1)。1971 年美国钢铁公司引进 OBM 法在 30 吨转炉上试验采用石灰粉吹炼,也取得成功,命名为 Q-BOP 法。目前这种炼钢方法已经推广到意大利、加拿大、瑞典、日本、南非、卢森堡等国。炉子吨位也越来越大。美国钢铁公司格里厂建成了三座容量为 200 吨的氧气底吹转炉,日本川崎钢铁公司千叶厂的氧气底吹转炉的容量达到 250 吨,这样就出现了氧气底吹转炉和氧气顶吹转炉竞争的趋势。

我国从 1973 年开始,先后在唐钢、马钢、首钢等厂的 5~8 吨转炉上分别进行了用石灰块和喷石灰粉造渣的氧气底吹转炉炼钢方法的试验,并取得了一定的效果。

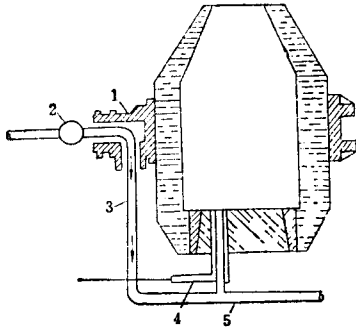


图 3-2-1 LWS 法

第二节 氧气底吹转炉的设备

一、氧枪和冷却介质

氧气底吹转炉炉底是可以更换的。根据炉子容量的大小,在炉底上装有 5~25 根直径为 20~40 毫米的氧枪。氧气便通过这些装在炉底上的氧枪吹入熔池。供氧压力为 5~15 公斤·厘米⁻²,耗氧量为 50~65 标米³/吨铁水。

氧气底吹转炉的氧枪是由两层同心套管组合而成,中心管通入氧气,一般采用紫铜等截面长圆管,外层套管采用碳素钢无缝钢管。内管的外表面刻有油槽,目前我国氧气底吹转炉氧枪,多采用螺旋型油槽,采用直油槽的较少。油槽宽度一般为 1~2 毫米,槽深 1.2~0.8 毫米。国外氧枪并没有油槽,而是采用点筋状的环境缝结构,一般环境缝尺寸为 1~2 毫米。最近法国试验的氧气喷嘴,其冷却环境缝尺寸为 0.10~0.15 毫米。

5 吨氧气底吹转炉氧枪构造如图 3-2-2 所示。

炉底氧枪的布置形式大体可以分为三种：

一种是将氧枪均匀地布置在以炉底中心为圆心的同心圆上。如法国某厂 65 吨氧气底吹转炉即属于这种布置形式。

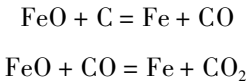
另一种是将氧枪均匀地平行布置在炉底上,如国内某厂 50 吨氧气底吹转炉 8 根氧枪分为两排对称排列,排间距离为 500 毫米,每排中相邻两根氧枪的距离为 450 毫米。

还有一种是将氧枪非均匀地布置在炉底上,联邦德国和法国的一些偏口转炉采取这

温(2300 ~ 2500℃)作用,因此必须借助碳氢化合物的分解吸热来冷却喷嘴周围金属。根据法国资料,离喷嘴很近区域的温度低于 150℃。

目前我国底吹转炉均采用轻柴油(如 $C_{15}H_{32}$ 、 $C_{17}H_{36}$ 等,通式为 C_nH_{2n+2})作为冷却介质,其中碳与氢的重量百分数各为 85% 和 15%,沸点范围为 270 ~ 340℃。柴油的汽化热为 51.8 ~ 56.85 千焦·克⁻¹(或 12.4 ~ 13.6 千卡·克⁻¹),完全裂解热为 9300 千焦,摩尔⁻¹(或 2225 千卡·摩尔⁻¹)。

(2)可以降低喷嘴区的氧化铁浓度。碳氢化合物裂解产生的碳、氢以及燃烧生成的一氧化碳,均能对氧化铁起还原作用:



这就降低了喷嘴附近金属中的 FeO 浓度,从而减轻 FeO 对附近炉衬的化学侵蚀作用。

(3)碳氢化合物裂解后生成 H_2 和 CO 等,在喷嘴出口处气流周围形成一个气幕,隔开了喷嘴出口处的氧流和金属,从而使反应区上移。气体还往一定程度上隔离了高温熔池对附近炉衬的辐射。

碳氢化合物裂解生成的气体还会在每个喷嘴的氧射流和外管间起隔离作用,减轻氧气对外层钢管的烧蚀作用。另外,部分碳沉积在喷嘴附近所形成的碳质保护层也保护了喷嘴。

采用油冷氧枪时要确定合理的油耗,既要保证氧枪端部温度不超过 450℃左右,又要尽可能地降低油耗。法国推荐氧气底吹转炉氧枪的油耗如下:

转炉容量(吨)	20	30	60	200
油耗(升·吨 ⁻¹)	5	3	2.4	2

最近法国又提出,喷嘴耗油量应为每分钟对每一环缝周边每厘米长度上供应 0.13 升。

我国某些钢厂油冷氧枪性能见表 3-2-1。

二、炉型

氧气顶吹转炉的炉型同氧气顶吹转炉相似。

除西欧一些国家由托马斯一些炉子改装成的氧气底吹转炉是偏口型的以外,国内外大部分新建的氧气底吹转炉都是正口型的。外壳钢板厚度可以和同容量氧气顶吹转炉相同。炉壁由镁砖永久层(约 115 毫米)、油料填充层(约 30 ~ 50 毫米)和白云石油砖工作层构成;炉底则由镁砖永久层(约 65 毫米)和白云石油砖工作层构成。炉底的总厚度一般都大于炉壁。

表 3-2-1 我国某些工厂油冷氧枪系统性能(全氧侧吹和氧气底吹转炉)

工厂名称		转炉吨位	氧枪		油槽尺寸			供油方式	供 油 泵			供油量	
			支数	内径(毫米)	宽×深(毫米)	导程(毫米)	头数		型 号	油泵	压力(公斤·厘米 ⁻²)	大油(升·时 ⁻¹)	小油(升·时 ⁻¹)
侧吹	上钢五厂	8	2	φ21.5	1.7×1.1	224	8	一泵多枪	HY01—70×25	70	25	50	40
	上钢一厂	8	3	φ18	1.2×1.2	200	8	"	CB—B25	25	25	40	25
	唐山钢厂	6	3	φ16	1.6×1.1	160	8	一泵一枪	CB—B10	10	25	40	20
	鞍山三钢	150	5	φ32	4.8×0.8	(直槽)	18	一泵多枪	CB6—50A	50	25	125	100
	天津二钢	8	4	φ17	1.1×1.1	224	8	"	HY01—25×25	25	25	40	20
底吹	首钢试验厂	5	3	φ19	3.0×0.8	96	8	"	CB—B50	50	25	60	30
	马钢二钢	8	3	φ16	2×1.0	195	8	"	ZCY—42/25-1	42	25	40~50	25~30
	马钢一钢	12	3	φ16	2×1.0	195	8	"	CB—B10	10	10	50~60	30~40
	包 钢	50	8	φ22	2×0.8	196	8	"	ZCY—1.08/25-1	1.08米 ³ /时	25	63	21

炉子的高宽比($H_{总}/D_{壳}$)可采取表 3-2-2 中的数值。

表 3-2-2 氧气底吹转炉的炉容量和高宽比

炉容量(吨)	10	20	30	50	100	150	200	300
$H_{总}/D_{壳}$	1.5~1.65	1.4~1.55	1.35~1.45	1.25~1.35	1.15~1.25	1.05~1.15	1.0~1.10	1.0~1.10

氧气底吹转炉的炉容比(V/T)可取为 0.7~1.1。

氧气底吹转炉的炉型尺寸除了可以用理论公式进行计算外,一般地多采用经验公式或数据。联邦德国根据经验总结出来的公式如下：

炉膛直径 $D = \sqrt[3]{\frac{F \cdot S}{0.7}}$ 米 (3-2-1)

式中 $F \cdot S$ ——钢液重量,吨；

炉口直径 = 0.5 D (3-2-2)

炉帽高度 = 0.35 D (3-2-3)

炉身高度 = 0.45 D (3-2-4)

熔池深度 = 0.30 D (3-2-5)

炉底直径 = 0.7 D (3-2-6)

联邦德国最近统计了 10 座氧气底吹转炉,得出如下回归方程,可作为设计参考。

炉型尺寸(米)	OBM 转炉尺寸与 V 和 T 之间的关系	修正系数	
炉壳外径	$D_G = 1.499 V^{0.322}$	0.98	(3 - 2 - 7)
炉壳总高	$H_G = 1.892 V^{0.311}$	0.98	(3 - 2 - 8)
转炉内径	$D = 0.763 V^{0.416}$	0.98	(3 - 2 - 9)
转炉有效高度	$H_N = 1.277 V^{0.351}$	0.96	(3 - 2 - 10)
熔池直径	$D_B = 0.771 T^{0.392}$	0.98	(3 - 2 - 11)
熔池深度	$H_B = 0.383 T^{0.243}$	0.93	(3 - 2 - 12)

第三节 氧气底吹转炉工艺特征

氧气底吹转炉的一个重要特征是吹炼过程平稳。底吹转炉不象顶吹转炉那样有高速氧射流冲击熔池并激起反射流,氧从分布在炉底上的氧枪分散地吹入熔池,搅拌均匀有力,反应过程迅速而均衡。不象顶吹转炉那样渣中 $\Sigma(\text{FeO})$ 很高,甚至由于短时间的积聚而造成碳、氧间的猛烈反应导致猛烈喷溅。氧气底吹转炉整个吹炼过程中火焰软而稳定,基本上无喷溅,因而减少了铁的损失。美国格里厂测定和计算铁平衡的结果,金属收得率约比顶吹转炉高 1%。

氧气底吹转炉渣中 $\Sigma(\text{FeO})$ 低是由于氧流对熔池的搅拌均匀而有力,促进了熔池内的传质,氧化铁在熔池底部反应区生成后有充分的机会与含碳的金属接触而被消耗掉。所以氧气底吹转炉渣中的氧化铁含量始终不高,平均为 8~12%。如果象 Q-BOP 法那样采用喷粉造渣,则因石灰利用率高而渣量少,可使由于渣中氧化铁造成的铁损减少,据测算约比氧气顶吹转炉少 0.5~1.0%。

图 3-2-3 为氧气底吹转炉吹炼过程中成分和温度的变化。

氧气底吹转炉吹炼前期的脱磷率低。这主要是由于吹炼前期渣中 $\Sigma(\text{FeO})$ 含量低,在用石灰块造渣时,从炉口加入的石灰块又落在远离高温区的熔池表面。因此,脱碳过程中,石灰始终难以熔化入渣。只有在‘后吹’时,渣中 $\Sigma(\text{FeO})$ 急剧增高,才能迅速形成高 $\Sigma(\text{FeO})$ 、高碱度和流动性良好的熔渣,完成脱磷任务。后期脱磷有许多缺点,首先是不能用拉碳法控制含碳量,生产含碳较高的钢种时必须采取包内增碳的方法;再有,后吹时钢中气体含量增加较快,不利于钢的质量。改用喷粉法造渣后,磨成细粉的石灰具有极大的反应表面,它随氧气进入高温的和铁大量氧化的反应区,在熔池均匀而有力的搅

拌下与氧化铁和金属充分接触,使成渣、脱磷、脱硫等界面反应迅速进行,根本改变了托马斯法脱磷落后于脱碳的缺点。试验和生产的结果表明,喷石灰粉吹炼低磷铁水时,脱磷与脱碳同时进行。在首钢的试验中,金属含碳还高于 3% 时,脱磷率已达到约 80%。美国格里厂可以用‘拉碳法’炼出重轨钢。此外,提前成渣,渣中氧化铁含量低和熔池搅拌良好,使氧气底吹转炉的脱硫率比氧气顶吹转炉高。由于终渣氧化铁含量低,残锰量也比氧气顶吹转炉高。在首钢的试验中,铁水含锰 0.6% 时,残锰量比氧气顶吹转炉高 0.15 ~ 0.20%。在终点碳相同时,钢水含氧量也比氧气顶吹转炉低。这些都有利于扩大冶炼钢种,提高钢的质量,减少钢铁料和脱氧剂的消耗。

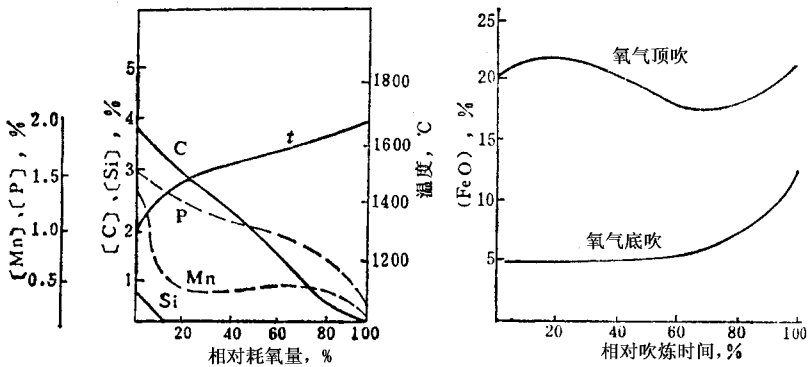


图 3-2-3 底吹转炉吹炼过程成分和温度的变化

法国瓦朗贤厂氧气底吹转炉喷粉装置如图 3-2-4 所示。

氧气底吹转炉吹炼平稳,为提高供氧强度、缩短吹氧时间和扩大装入量创造了条件。美国格里厂的 200 吨氧气底吹转炉的吹氧时间为 12 分钟,比同容量的氧气顶吹转炉缩短了 1/3。

氧气底吹转炉高温反应区的辐射热损失少,废气温度低并且没有氧枪冷却水的热损失,故废钢用量可比顶吹转炉增多 10% 左右,而且由于熔池搅拌强烈,故可使用大块废钢。

由于碳氢化合物裂解等吸收热量,使反应区的温度降低,铁的蒸发损失减少。而且蒸发的铁穿过熔池时又被熔池过滤,使烟尘比氧气顶吹转炉减少约 1/3。但是氧气底吹转炉的烟尘虽然比氧气顶吹转炉少,烟气仍需经净化才能排放。联邦德国、美国、法国、瑞典等国的氧气底吹转炉已经开始使用除尘设备。

氧气底吹转炉不需要氧枪升降机构和吊换氧枪的起重机,因而主厂房炉子跨的高度可以比氧气顶吹转炉车间约低 1/3。这就使基建投资低于氧气顶吹转炉车间,也有利于

平炉车间的改建。

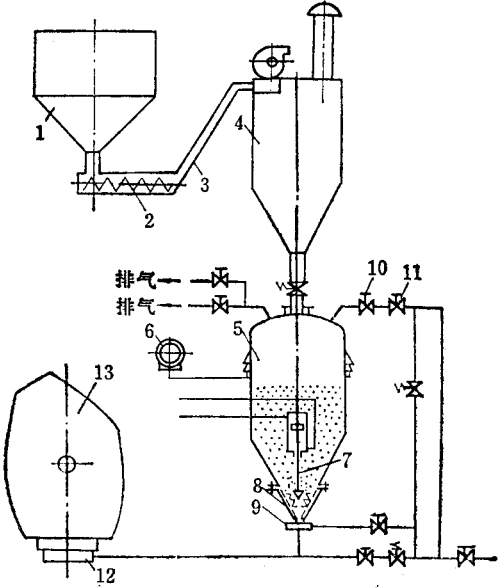


图 3-2-4 瓦朗贤厂氧气底吹转炉喷粉装置示意图

以上这些工艺等方面的特征也可以说是氧气底吹转炉比氧气顶吹转炉优越的地方。但是氧气底吹转炉所采取的特殊措施如采用碳氢化合物冷却和保护喷嘴以及喷粉操作等也带来一些新问题。采用碳氢化合物冷却保护氧气喷嘴不但要额外消耗约氧气重量 3 ~ 5% 的燃料油、丙烷、天然气和相应的氧气,而且它们的裂解还会使钢中的氢含量增加。接近吹炼终点时短时间改吹氮气吹洗虽然能使钢中的氢含量降低,但又将使钢中的氮含量增加。

由于氧气由炉底吹入,高温反应区接近炉底,所以炉底侵蚀严重,成为提高炉龄的薄弱环节。国外各厂的氧气底吹转炉炉龄,一般为 400 ~ 600 炉,接近或超过 1000 炉次的并不多。

除此之外,还应解决石灰粉的制备和输送,以及氧气、冷却保护介质和石灰粉在各氧气喷嘴之间的均匀分配和调节控制等问题。

第三章 氧气侧吹转炉炼钢工艺

第一节 氧气侧吹转炉炼钢法发展概况

碱性侧吹转炉于 1952 年在我国唐山钢厂投入生产。这种炼钢方法,通过灵活的摇炉,可以改变炉内的金属液面和风眼的相对位置,调节吹炼深度,控制造渣和脱碳、脱磷的进程。热效率也比空气底吹转炉为高。因此,无须后吹就可实现脱磷,它可以用含磷(0.2~0.6%)生铁作原料,并实现“高拉碳”(吹炼终点钢中碳含量 $\geq 0.1\%$)。而且与发展平炉炼钢法相比较,又具有生产率高,设备简单,投资少,投产快等优点,故碱性侧吹转炉炼钢法在我国钢铁生产的发展中曾起了一定的作用。但是,由于原有的碱性侧吹转炉都用空气吹炼,因而普遍存在着炉龄短,吹损大,原材料和耐火材料消耗高,冶炼品种少,钢中氮含量高等缺点。炉子容量因受鼓风机的限制,一般都较小,最大的也不超过 10 吨。这些都大大地限制了侧吹转炉炼钢的发展。为了进一步发展我国的钢铁生产,必须对空气侧吹转炉进行技术改造。

1973 年首先在沈阳第一钢厂的 3 吨侧吹转炉上采用轻柴油冷却保护的两支氧枪代替原来的风眼砖进行了吹氧炼钢的试验,并先后在上海、唐山等地的 6~8 吨侧吹转炉上投入了生产。

试验和生产的结果表明,空气侧吹转炉改为氧气侧吹转炉是可行的。用柴油冷却保护的氧枪用于氧气侧吹转炉时工作可靠,吹炼一炉钢的氧枪损耗可以减小到 0.5~1 毫米。8 吨侧吹转炉的耗油量约为 0.5 公斤/吨钢。供氧和供油系统设备简单,工作可靠,

可以实现自动控制。唐钢的 6 吨转炉用焦油白云石炉衬,通过拉碳和控制终渣氧化铁含量(12~14%)和出钢温度,以及停吹时控制氧枪的低氧压(<0.1 公斤·厘米⁻²)和不减少供油量,减轻对炉衬的侵蚀,炉龄高达千次以上。吹炼中磷铁水时,用石灰块造渣,通过摇炉化渣,可以用拉碳法冶炼 45A、重轨等中、高碳钢。吹炼过程平稳,在装入量和吹炼角度适当时,吹炼时间比氧气顶吹转炉缩短约 1/3,吹炼过程中没有喷溅,烟尘量比氧气顶吹转炉减少 1/3 以上。废钢用量可达装入量的 25% 以上。上钢一厂在生产条件下测定和计算物料平衡和铁平衡的结果,金属收得率比空气侧吹转炉高 5% 以上,比本厂的氧气顶吹转炉也高 1.5%。

第二节 氧气侧吹转炉的设备

目前,国内各厂生产用的全氧侧吹转炉,均系小容量转炉,(有 3、4、5、6、8 吨),炉型有直筒型和涡鼓两种,但大多数为涡鼓型。炉型和尺寸参数以及炉衬材质、修砌工艺等与原空气侧吹转炉相似。图 3-3-1 为国内某些厂涡鼓型全氧侧吹转炉炉型,表 3-3-1 为其尺寸参数。

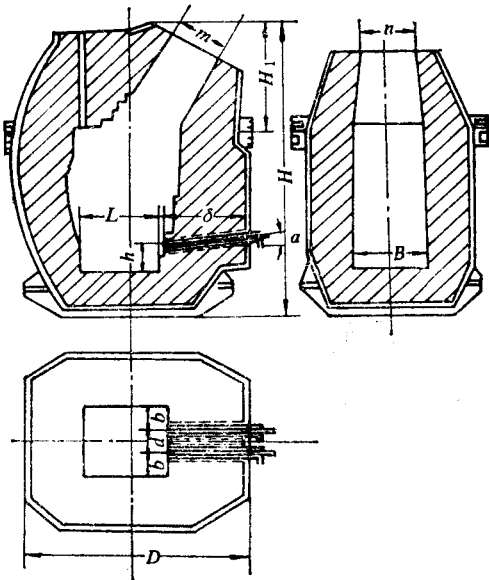


图 3-3-1 涡鼓型全氧侧吹转炉炉型及尺寸参数

表 3-3-1 涡鼓型全氧侧吹转炉尺寸参数

吨位	H	D	H_1	m	n	L	B	h	d	b	α°	δ
4	3710	2200	1300	600	600	1100	1100	385	单枪	550	3	900
6	4320	2490	1600	940	820	1300	980	430	120	425	3	1300
8	4600	2726	1700	950	950	1500	1500	420	145	677.5	3	1200

氧气侧吹转炉所用氧枪,其工作原理与氧气底吹转炉的氧枪相同,目前各厂均采用柴油做冷却保护介质。

氧枪由两根同心套管构成,内管用铜管,外管用普通碳素钢管制作。氧枪中心管路供气,内、外管之间的特制间隙走油。在工作条件下,油与氧气同时喷入炉内,油在枪口处升温、汽化和裂解而吸收热量,加上氧气喷出时的膨胀吸热,使氧枪头部温度始终保持在几百度而能正常供气(经实际测定,氧枪枪身和头部温度在 200~250℃ 以下)。氧枪示意图如图(3-3-2)。

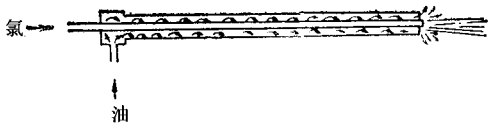


图 3-3-2 全氧侧吹转炉氧枪示意图

氧枪埋设于炉身相当于熔池渣线附近的炉衬中,与空气侧吹转炉主排风眼的位置相当。

8 吨以下氧气侧吹转炉氧枪布置方式和主要参数：

氧枪支数 1~2 支

氧枪内径 $\phi 14 \sim 30$ 毫米

油槽型式 螺旋式或直槽

油槽宽 $\times$ 深 $(1.0 \sim 1.6) \times (1.0 \sim 1.5)$ 毫米

供油速度 0.8~1.2 公斤/分钟·支枪

吹炼氧压(大氧) 4~10 公斤·厘米⁻²

空炉氧压(小氧) 0.03~0.05 公斤·厘米⁻²

布置方式 水平一列式

向下倾角 0~5°

枪间距 80~150 毫米

边枪距两侧墙 不小于 400 毫米

熔池深度(枪口以下) 350~500 毫米

氧枪的安装和快速更换技术,是我国氧气侧吹转炉炼钢法投产以来,所积累的重要经验之一。

第三节 氧气侧吹转炉工艺特征

一、通过控制装入角和合理摇炉,可对造渣和冶金过程实现灵活的控制

实践证明,通过摇炉灵活控制氧流与钢渣的相对位置(图 3-3-3),就可以实现冶金过程的要求。一般对于 100~300 毫米厚的渣层,只需使炉体作 $7\sim 15^\circ$ 以下的摇动即可。

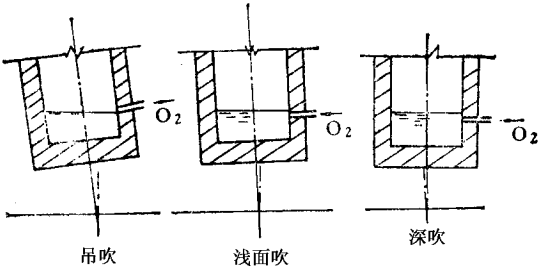


图 3-3-3 全氧侧吹转炉不同吹炼位置

图 3-3-4 是国内某厂 8 吨氧气侧吹转炉的操作实例。

氧气侧吹转炉吹炼过程中熔池成分变化的规律基本上与氧气顶吹转炉和平炉相似,可实现前期脱磷。熔池成分的变化如图 3-3-5。

二、具有较高的脱磷、脱硫能力

底吹氧气转炉不喷石灰粉时,只有将熔池碳吹到 0.05% 以下,渣中 $\sum \text{FeO}$ 才能富集而获得脱磷能力。氧气侧吹转炉在不喷石灰粉的情况下,可将中、低磷铁水用直接拉碳法生产中、高碳钢。在操作正常的情况下,前期脱磷效率可达 40~50%,最好时可达 70~80%,但如果初期温度控制偏高, $\sum (\text{FeO})$ 偏低,则脱磷效率将降低。一般全程脱磷效率 $\geq 90\%$ 。

氧气侧吹转炉由于操作温度高,又可实现前期化渣脱硫,气化脱硫效果也较好,所以脱硫效率不低于氧气底吹转炉。

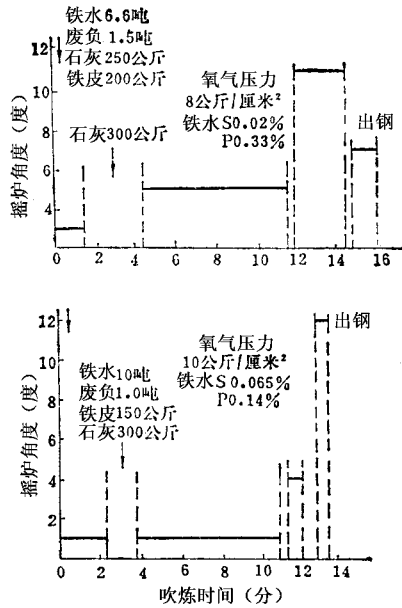


图 3-3-4 全氧侧吹转炉摇炉控制实例

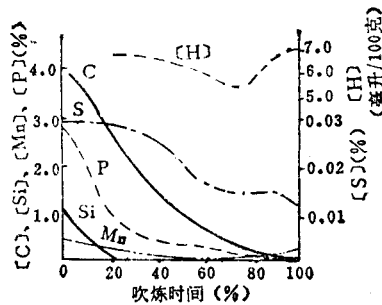


图 3-3-5 全氧侧吹转炉吹炼过程熔池成分变化

三、可以灵活地控制渣中氧化铁含量

与氧气底吹转炉不同,渣中 ΣFeO 含量可以在不同含碳量下进行调整。例如,氧气侧吹转炉渣中 ΣFeO 含量的下限可以控制到3%左右(相当于氧气底吹转炉渣),上限可比氧气顶吹转炉渣高,为了前期脱磷,通过控制摇炉角度实现面吹可以适当提高初渣 ΣFeO 含量。终点时也可实现高拉碳低氧化铁操作,必要时可在终点造成 $\Sigma\text{FeO} < 5\%$ 的熔渣,改善脱氧条件。

四、炉子热效率高,温度条件好有利于多使用废钢

氧气侧吹转炉,由于埋入式吹氧的良好传热条件,且使用柴油作为冷却介质,没有氧气顶吹转炉内氧枪冷却水带走的热损失,炉气中 CO 能够得到燃烧,故炉子热效率既高于氧气顶吹转炉,也可以高于氧气底吹转炉。例如,6~8 吨的氧气侧吹转炉可以加入 25~30% 的冷废钢(吹炼含硅 $< 1.0\%$,含磷 $< 1.0\%$,含锰 $0.2 \sim 0.5\%$ 的铁水时)。

五、钢中气体含量

由于采用柴油作为冷却介质,碳氢化合物裂解后会使钢中氢含量增加,在不采用 N_2 或 Ar 搅拌的情况下,钢中氢含量较高,例如某些厂测定的数据为 $4.30 \sim 5.78$ 毫升/100 克钢(平均值为 5.17 毫升/100 克钢)。当出钢前加入冷生铁后,钢中氢略有降低。

由于采用氧气吹炼,又未通氮赶氢,故钢中氮含量低于空气侧吹和通氮赶氢的氧气底吹转炉。而与氧气顶吹转炉钢相近。氧气侧吹转炉钢中氮含量波动在 $0.0026 \sim 0.0077\%$ 之间。

钢中氧含量也和氧气底吹转炉钢相近。

六、存在的问题

氧气侧吹转炉还存在一些问题有待解决:

(1) 钢中含氢量高,若不采取有效措施,就会使镇静钢锭产生皮下气泡等缺陷。

(2) 由于氧气侧吹转炉在吹炼过程中要经常摇炉,使烟气净化被迫采用燃烧法的庞大系统。1977 年,在唐山钢厂进行了双排氧枪的氧气侧吹转炉试验,采用上、下两排氧枪,下枪供氧主要用于脱碳,上枪供氧主要用于化渣。吹炼过程中不摇炉,保持直立状态,通过分别调节上、下枪的氧压控制化渣和脱碳,取得了一定的效果,但这方面仍有待于进一步地研究和试验。

(3) 目前氧气侧吹转炉的容量只有 8 吨,1973 年在鞍山 150 吨转炉,1978 年在唐钢 30 吨转炉(双排氧枪)上进行了氧气侧吹转炉炼钢试验,结果表明,氧气侧吹转炉的大型化从实现炼钢过程来说并没有遇到困难。但是,这种炼钢方法的吹炼效果与熔池面的相对位置有非常密切的关系。而在炉役期间,炉衬和氧枪逐渐被烧蚀,随着炉衬减薄,炉膛扩大和氧枪缩短,氧枪位置相对升高,为了保持上枪与熔池面间一定的相对位置,就必须相应地增加装入量,并要有可靠的手段准确地控制装入量。

第四章 顶底复合吹炼工艺

第一节 顶底复合吹炼技术发展概况

一、各国顶底复合吹炼技术概况

顶底复合吹炼是 20 世纪 70 年代初兴起的炼钢工艺,它是吸取了顶吹与底吹氧气转炉炼钢法的各自优势而发展起来的。

氧气顶吹转炉炼钢工艺的特点是从熔池上方供氧,氧气通过氧枪所形成的超音速氧射流与熔池相互作用,形成了氧气-熔渣-金属的乳浊液;化学反应均在乳浊液中进行,因而冶炼速度非常快;高温反应区集中于熔池的表面,造成了炉渣的氧化铁含量高,熔池内成分与温度梯度较大,很不均匀;从而诱发了间断性喷溅。同时烟尘量大,铁损也较多。

底吹转炉工艺是从转炉底部供氧,氧气流从熔池穿过,氧的利用率高,对熔池搅拌强度至少是顶吹转炉的 10 倍左右,因此消除了熔池温度和成分的不均匀性,吹炼平稳,也避免了由此而引发的喷溅,能够吹炼超低碳钢种。底吹转炉成渣困难,但可以通过底部供气喷嘴向熔池喷入石灰粉,从而改善了脱 P、S 的条件。由于从转炉底部供入氧气,喷嘴需要冷却,一般是用碳氢化合物为冷却介质,所以冶炼终点钢中氢含量较高。表 3-4-1 列出了顶吹转炉(LD 法)与底吹转炉(OBM 法)各自的特点。

表 3－4－1 传统的顶吹转炉(LD 法)与底吹转炉(OBM 法)炼钢的特点

参 数	LD 法	OBM 法
渣中 $w_{(\text{TFe})}/\%$	17 ~ 22	10 ~ 15
炉尘铁损/ $\text{kg}\cdot\text{t}^{-1}$	10	2
供氧强度(标态)/ $\text{m}^3\cdot(\text{t}\cdot\text{min})^{-1}$	3.0 ~ 3.5	高达 5.5
耗氧量(标态)/ $\text{m}^3\cdot\text{t}^{-1}$	48 ~ 60	45 ~ 55
熔池氧含量/ $\%$	0.050 ~ 0.080	0.035 ~ 0.040
吹炼终点的最低碳含量/ $\%$	0.04 ~ 0.05	0.01
有代表性的熔池 $[\text{C}]\cdot[\text{O}]$	29 ~ 30(钢中碳含量 越低差越大)	20 ~ 22(钢中碳含量 越低差越大)
铝收得率/ $\%$	标准值	+ 10
熔池中 $w_{\text{H}}/\%$	0.0002 ~ 0.0003	0.0004 ~ 0.0005
熔池中 $w_{\text{N}}/\%$	0.0020 ~ 0.0040	0.0015 ~ 0.0030
渣与金属的氧势比	8 ~ 10	1
熔池中的 $w_{\text{Mn}}/\%$	0.10 ~ 0.15	0.25 ~ 0.30
石灰反应表面/ $1000\text{cm}^2\cdot\text{cm}^{-3}$	100 ~ 200	800 ~ 1000
磷分配比/ $\%$	70 ~ 80	100 ~ 120
硫分配比/ $\%$	4.5 ~ 6.0	7.0 ~ 8.0
CO 二次燃烧比/ $\%$	5	2 ~ 3
炉气中 $\varphi_{\text{CO}_2}/\%$	12 ~ 15	3 ~ 5
$p_{\text{CO}}[\text{WC}=0.05\%]/\text{atm}$	1.0	0.60
废钢比[铁水 $w_{\text{Si}}=1.5\%]/\%$	32 ~ 33	27 ~ 28
飞溅情况	频繁	无
钢水收得率/ $\%$	标准值	+ 0.7 ~ 0.15

注 1. 吹炼钢种 $w_{[\text{C}]}=0.04\% \sim 0.05\%$ ；
2.“标准值”是 LD 法正常情况值,或增或减而得 OBM 法的对比值。

复吹转炉通常是由顶吹或底吹转炉改造而成。若由顶吹转炉改建成复吹转炉时,底部供入的气源是以惰性气体为主,大多数是弱搅拌型复吹工艺,供气强度(标态)一般在 $0.12\text{m}^3/(\text{t}\cdot\text{min})$ 以下,而底吹转炉改造成复合吹炼工艺时,底部气源是以氧气为主,大多数为强搅拌型复吹技术,供气强度(标态)一般在 $0.25\text{m}^3/(\text{t}\cdot\text{min})$ 以上。

我国复吹转炉均由氧气顶吹转炉改建而成,多数属于弱搅拌型复吹技术,底部供气强度(标态)为 $0.01 \sim 0.2 \text{ m}^3 / (\text{t} \cdot \text{min})$;底部气源有 N_2 、 Ar 、 CO_2 、 CO 等,有时还混入部分 O_2 ,以防止底部供气元件堵塞。供气元件种类也有很多种,如缝隙式、集管式、单管式、套管式、透气砖型等。

由于底部所供气源和底部供气元件的区别,复合吹炼也分为很多的类型。弱搅拌复吹技术的设备简单,投资少,钢种适应性强。各厂家自行研究开发的复吹技术有 LBE 法、NK - CB 法、LD - KGC 法、LD - CB 法、STB 法、BAP 法、TRM 法、OTB 法等,如图 3 - 4 - 1 所示。

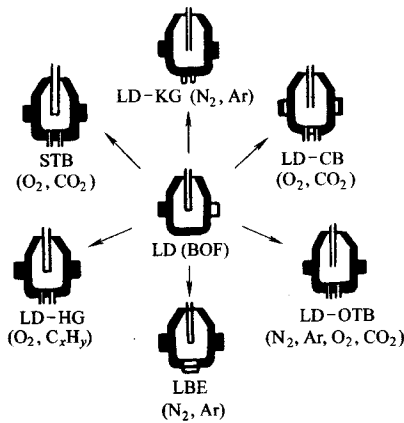


图 3 - 4 - 1 弱搅拌复合吹炼形式示意图

LBE 法是 1975 年由法国钢铁研究院与卢森堡阿尔贝德公司共同开发的复吹技术,使用缝隙式透气元件,底部供气管路十分复杂繁琐。1984 年日本引进、改造、简化该技术,形成 LD - CB 复吹法。NK - CB 法是日本钢管公司开发的,1981 年投入工业生产,使用集管式透气元件,早期曾用 CO_2 为底部气源,后改用氩气。我国台湾基隆钢厂和韩国浦项钢厂都使用了这种技术。LD - KGC 法是日本川崎开发的并用于工业生产,其底部供气流量可在较宽的范围内调节,供气压力高达 4.3 MPa ;1985 年又使用了 CO 作为底吹气体, CO 是从转炉煤气中分离出来的,其吹炼效果与吹入氩气基本一样,但成本降低了许多。LD - KGC 复吹技术还输出到南非、芬兰、韩国、美国等。日本水岛厂 LD - KGC 炉的炉龄达 6000 炉以上。此外,英国钢铁公司的 BAP 法、德国蒂森公司的 TBM 法、日本住友金属公司的 STB 法、神户制钢公司的 OTB 法等都属弱搅拌型复吹技术,基本上只局限于本公司使用。

强搅拌复吹技术是以底部供给 O_2 为主,其底部供气元件是使用套管式喷嘴,中心供

给 O_2 ,环管供给天然气,或液化石油气作为冷却介质 ;底部供氧量占总供氧量的 5% ~ 40% ,供氧强度(标态)一般在 $0.25 \sim 0.8m^3/(t \cdot min)$ 。有的底部喷嘴还可喷入石灰粉。强搅拌技术主要有比利时冶金研究中心开发应用的 LD - HC 法、新日铁公司开发的 LD - OB 法、川崎厂开发的 K - BOP 法等。加拿大多发斯科钢厂 1987 年投产的 300t 转炉采用 K - OBM 法,冶金效果明显。钢水收得率提高了 1.4% ,终点钢水硅含量降低到 0.015% 以下 氮和氧含量都有降低,钢中氮含量到 0.0023% ,氧含量到 0.0250% ;每吨钢水节约铝 0.53kg/t,节约锰铁 1.36kg/t 在整个炉役期间更换一次炉底,炉龄可达 2544 炉。除此之外,还使用了二次燃烧技术,因此废钢比提高了 2.5% 。图 3 - 4 - 2 为强搅拌复合吹炼形式示意图。

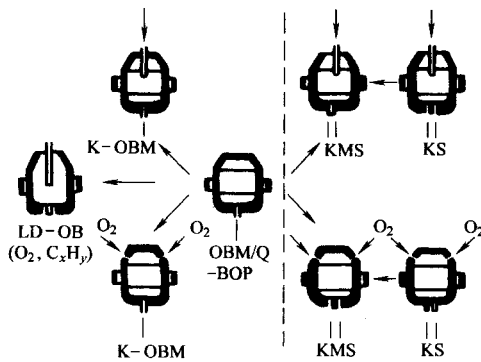


图 3 - 4 - 2 强搅拌复吹形式示意图

复吹转炉其底部供气气压可分为高压、中压、低压三档。低压复吹,由于搅拌强度太小,透气元件多,容易堵塞,操作麻烦,已被淘汰。中压复吹,总管的气压在 3.0MPa,其典型代表为 LD - CB 法。我国和日本大多数采用中压复吹技术,底部供气总管压力在 2.5 ~ 3.0MPa 范围。如 LD - CB 法、STB 法、NK - CB 法等都是中压复吹技术。底吹供气气压在 5.0MPa 级的为高压复吹技术,其典型代表是日本川崎的 LD - KGC 法,供气气压在 5.0MPa,以保证底部供气强度(标态)达到 $3.0m^3/(t \cdot min)$ 。这种方法吹炼效果好,但设备费用与运转费用较 LD - CB 法要高。

据资料统计,20 世纪 90 年代初,复吹钢已经占整个转炉钢产量约一半以上,这说明复吹技术应用很普遍。归纳起来,底部供气有 5 种类型,即 N_2/Ar 惰性气体型 ; $O_2 + CO_2/CO_2, N_2, Ar$ 型 ; O_2/C_xH_y 型 ; $O_2/C_xH_y +$ 石灰粉型 ; $O_2 +$ 煤粉或其他燃料型等。表 3 - 4 - 2 为 20 世纪 90 年代初各种复吹转炉钢产量所占比例。

表 3-4-2 各种复吹转炉钢产量所占比例

复吹转炉类型	底吹 N ₂ /Ar	底吹 O ₂ + CO ₂ /CO ₂ , N ₂ ,Ar	底吹 O ₂ /C _x H _y	底吹 O ₂ /C _x H _y + 石灰粉	底吹 O ₂ + 燃料
占全部复吹产钢 量的百分数/%	38.53	24.10	29.87	4.58	2.92

二、我国顶底复合吹炼技术的发展概况

我国是从 1980 年开始研究转炉复吹技术的,1983 年用于工业生产。经过多年来对复吹及相关技术的研究开发,复吹技术有很大进展。复吹转炉底部气源由单一供氮发展到 N₂、CO₂、Ar、O₂ 等多种气源 ;底部供气元件也已多种化了。转炉热补偿技术、优质镁碳砖及高寿命底部供气元件、定氧探头等方面的研究应用,都取得了很大成效。由于底部供气元件材质、结构、供气元件保护砖、炉底砌筑工艺、复吹工艺及维护制度等方面的改进,底部供气元件的寿命大有提高。

由于复吹工艺的发展与铁水预处理技术、炉外钢水精炼相结合,在我国一些钢厂已形成了现代化炼钢新工艺流程,从而扩大了钢的品种,提高了转炉钢的质量,一些高纯净度,超低碳钢种得以开发。用 STB 法复吹工艺可以冶炼铬不锈钢和超低碳 Ni - Cr 不锈钢种,转炉产品的结构得到优化,有相当一部分钢种达到国际水平。我国也开发了高压复吹技术,并根据我国转炉特点和资源情况,在开展相关的科研工作,如进一步开发新气源、长寿和大气量可调的供气元件,底部供气元件端部蘑菇头的形成条件和控制技术的研究,转炉复吹工艺热补偿技术,建立和完善复吹工艺检测及计算机系统,铬矿和锰矿的直接还原,高废钢比冶炼,高纯净和超高纯净钢的冶炼等。尽快提高我国转炉复吹比,使我国的复吹工艺技术达到国际水平和国际先进水平。表 3-4-3 是 20 世纪 90 年代初我国已有的复吹工艺及其主要特征。

表 3-4-3 我国已有的复合吹炼法及主要特征

厂家	复吹类型	供 气 特 点				投产 年份	公称吨位 × 座数
		顶吹 O ₂		底部供 气种类	占总 O ₂ 比例/%		
		强度(标态)/ m ³ ·(min·t) ⁻¹	比例 /%				
鞍钢三炼钢厂	AFC	2.0 ~ 2.5	> 95	CO ₂ + O ₂ + N ₂ + Ar	< 5	1986	180 × 1 150 × 2
宝钢炼钢厂	LD - CB		100	N ₂ + Ar		1990	300 × 3

厂家	复吹类型	供 气 特 点				投产 年份	公称吨位 × 座数
		顶吹 O ₂		底部供 气种类	占总 O ₂ 比例/%		
		强度(标态)/ m ³ ·(min·t) ⁻¹	比例 /%				
武钢二炼钢厂			100	N ₂ + Ar		1983	90 × 3
首钢一炼钢厂			100	N ₂			30 × 3
马钢三炼钢厂	LBE		100	N ₂ + Ar		1991	50 × 3
柳州钢铁厂	LBE		100	N ₂ + Ar		1990	15 × 2
上钢一厂 三转炉车间	LD - CB		100	CO ₂ , N ₂		1990	30 × 3
上钢五厂	STB			CO ₂ , N ₂ , Ar, O ₂			15 × 1
攀钢炼钢厂			100	N ₂ , Ar			120 × 2
本钢二炼钢厂	LD - CB		100	N ₂ , Ar		1993	120 × 1

第二节 顶底复合吹炼的工艺过程

顶底复合吹炼转炉按底部供气的种类主要分为两大类：一是顶吹氧底吹非氧化性气体的转炉，一是顶底吹氧转炉，即 20 ~ 40 % 的氧是由底部吹入熔池内，其余的氧是通过顶吹氧枪吹至熔池面上。前者供气强度一般 $\leq 0.15 \text{Nm}^3 / \text{min} \cdot \text{t}$ ，属弱搅拌型，其中 LBE 法发展最快；后者供氧强度可达 $2 \text{Nm}^3 / \text{min} \cdot \text{t}$ 以上。

采用顶吹氧底吹非氧化性气体氮或氩复合吹炼时，关键是控制底气量，顶枪枪位和供氧强度。在操作上除炉底全程恒流量供气和顶吹氧枪枪位适当提高外，冶炼工艺制度基本上与顶吹法相同。吹炼过程中钢、渣成分变化趋势也与顶吹法基本相同。但由于炉底供气的作用，强化了熔池搅拌，对冶炼过程和终点都带来了一定的影响。图 3 - 4 - 3 为顶吹和复合吹炼在吹炼过程中主要元素浓度的变化。

底吹气体采用氮气，会使钢中[N]显著增高，这对要求含氮较低的钢种是不适当的。因此有的工厂在吹炼的前 2/3 时间吹氮，在后 1/3 时间吹氩，这样既可节约氩气又不使钢中[N]有明显增加。

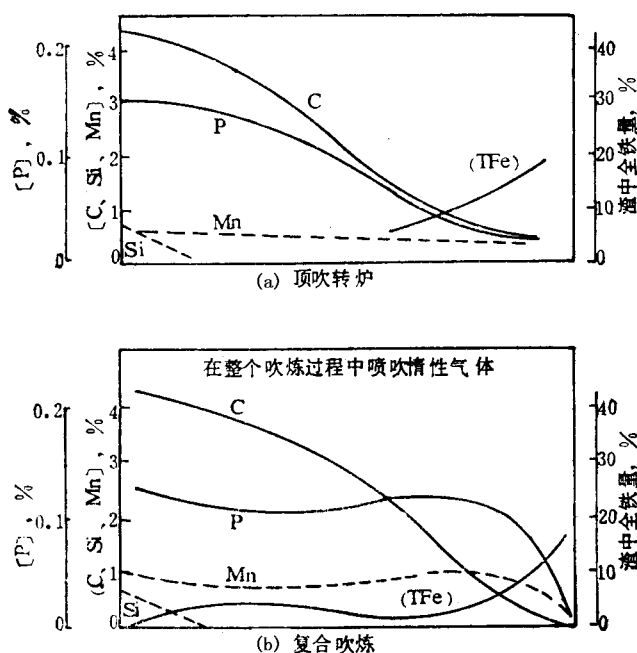


图 3-4-3 顶吹和复合吹炼过程中主要元素浓度的变化

(a) — 顶吹转炉 ; (b) — 复合吹炼

采用顶底吹氧时,关键是调节顶吹和底吹氧气的流量比以调节渣中氧化铁的含量。由于底部吹入氧气,因而在炉内生成二个火点区,即下部区和上部区。下部火点区,可使吹入气体在反应区高温作用下,体积剧烈膨胀,并形成过热金属对流,从而增加熔池搅拌力,又可促进熔池脱碳。上部火点区主要促进钢渣形成和进行脱碳反应。研究表明,当底吹氧量为 10% 时,基本上能达到纯底吹的主要效果。如底吹氧量为总氧量的 20 ~ 30%,则几乎能达到纯底吹的全部混合效果,即渣—金属乳化液完全消失,和底吹法的情况很近似。

第三节 顶底复合吹炼的冶金特点

由于增加底部供气,加强了熔池的搅拌力,使熔池内成分和温度的不均匀性得到改善。

为了了解顶底复合吹炼转炉熔池内部的搅拌效果,同时使用 2 支副枪,在熔池的二

个不同点进行测温取样。图 3-4-4 表示熔池内碳含量的测定结果。在顶吹法中即使在熔池内碳含量为 0.2% 以下的低碳区域内,偏差值最大为 $\pm 0.07\%$ 而在顶底吹炼法中即使在高碳区内,偏差值仅处于 $\pm 0.02\%$ 的范围内,因此碳含量的分布显著得到改善。熔池温度的均匀化取得同样显著的效果。

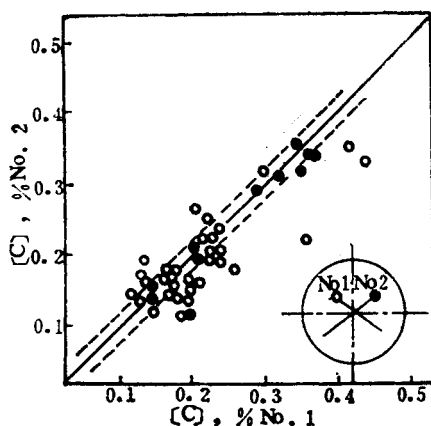


图 3-4-4 熔池中[C]的不均匀值比较

○—LD 法 ●—LD-OTB 法

由于搅拌力增强,改善了渣—金属间的平衡条件,减少了钢和渣的过氧化现象。提高了钢水中的残锰量,降低了钢水中的含磷量,减少了飞溅。

图 3-4-5、图 3-4-6 为顶吹和复合吹炼终点时钢水中溶解氧与含碳量的关系。复合吹炼时,底部吹入气体后,在熔池内部建立许多气泡生成核心,使气相中 CO 分压力降低。由图看出,金属中碳氧更接近平衡,特别是在低碳时,降低钢水中的溶解氧有明显的效果,对冶炼低碳钢特别有利。不同复合吹炼法对降低钢中溶解氧量的能力是十分相似的。

图 3-4-7 为吹炼终点碳和渣中全铁的关系。图 3-4-8 为吹炼终点碳和锰的关系。图 3-4-9 为渣中全铁量和磷分配比的关系。

通过改变顶枪和顶底吹炼制度,可以控制化渣,有利于充分发挥炉渣的作用。

采用复吹法熔池富余热量减少。这是由于复吹减少了 Fe、Mn、C 等元素的氧化放热,同时吹入的搅拌气体如 Ar、N₂、CO₂ 等要吸收熔池的显热,以及吹入的 CO₂ 替代了部分工业氧使熔池中元素氧化放热量减少。因此,如不采取专门增加熔池热量收入的措施,顶底复合吹炼将导致废钢装入量减少,铁水用量增加。

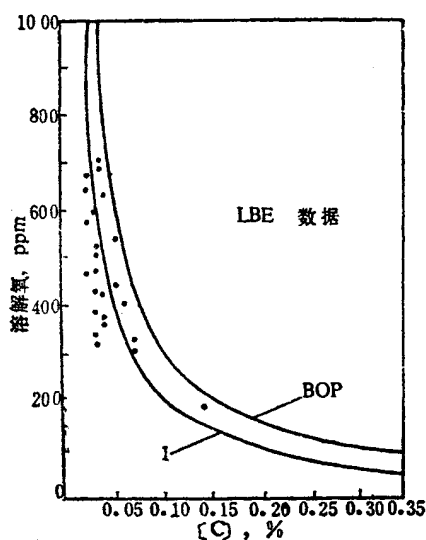


图 3-4-5 溶解氧与碳含量的关系

温度: 1600℃, 一氧化碳分压为一大气压时的碳氧平衡曲线

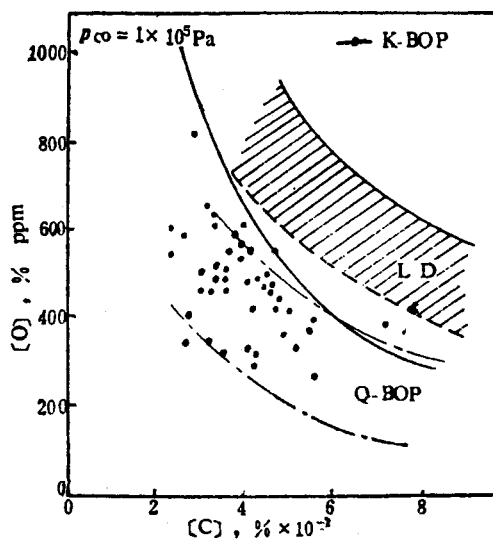


图 3-4-6 吹炼终点[C]和[O]之间的关系

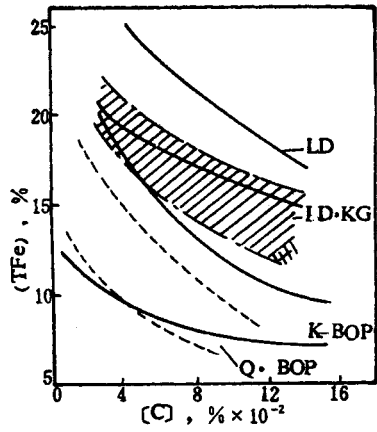


图 3-4-7 渣中铁含量与终点碳的关系

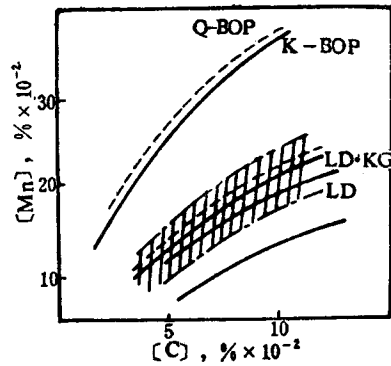


图 3-4-8 终点 $[C]$ 和吹炼终点 $[Mn]$ 的关系

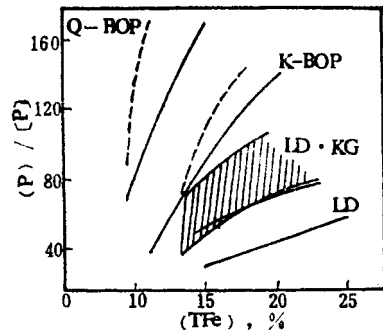


图 3-4-9 渣中 TFe 含量与磷分配比的关系

早期的复合吹炼转炉,在操作控制上与传统的顶吹法大体相同。炉底供气仅仅是为

了活跃熔池,供气量是恒定的或是根据供气元件工作状态改变而任其变化。发展至今,底吹供气已成为控制吹炼的主要手段,而顶枪枪位变化仅为辅助控制手段。复合吹炼的效果不但随底吹气体的种类和底吹方法而有不同,并且随底吹气体的流量而异。通常用测定熔池的均匀混合时间来估价底吹气体的供气强度对搅拌的影响。采用各种复合吹炼方法用下式(1)和(2)算出的底吹气体量和熔池的均匀混合时间的数据汇集于图 3-4-10。底部仅吹氩、氮等非氧化性气体的最大供气强度一般不超过 $0.3 \text{ Nm}^3/\text{min} \cdot \text{t}$,使用氧气时的底吹强度则较高。同时,采用底吹法时熔池在 10 秒左右时间就能达到彻底混合,而顶吹法则需在 100 秒钟以上。由此足以说明顶吹法对熔池缺乏足够搅拌,而底吹少量气体就会对熔池起显著搅拌作用。

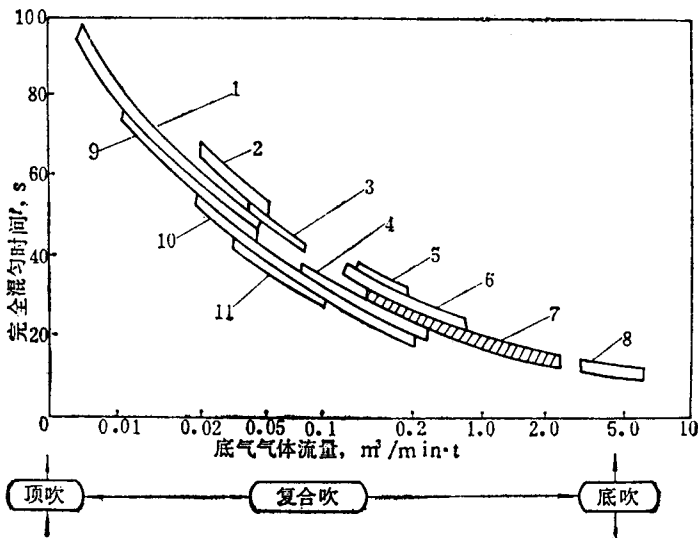


图 3-4-10 底吹强度对金属熔池搅拌强度的影响

1—LD—KG(川崎) 2—NK—CB(NKK)日本钢管 3—LBE(ARBED) 4—LD—OB(NSC)新日铁;
5—IRSID 6—BSC 7—BOP 8—Q—BOP 9—LD—OTB(Kobe kakogawa)神户加古川;
10—LD—OTB(Kobe Amagasaki)神户尼崎 11—STB(Sumitomo)住友

$$\dot{\epsilon} = 0.0285 Q T / W \cdot \lg(1 + Z/H) \quad (3-4-1)$$

式中 $\dot{\epsilon}$ ——搅拌能量, W/t ;

Q ——底吹气体量, Nm^3/min ;

W ——钢水重量, t ;

T ——钢水温度, K ;

Z ——钢水深度, cm ;

H ——相当于 $1 \times 10^5 \text{ Pa}$ 时的钢水深度。

$$H = 148\text{cm}$$

$$\tau = 800 \cdot \epsilon^{-0.4} \qquad (3-4-2)$$

式中 τ ——钢水均匀混合时间, s。

第四节 顶底复合吹炼的种类和特征

根据底部吹入气体的种类、数量和喷吹方式的不同,复合吹炼可分为表 3-4-4 所示的不同类型。这些类型虽然大同小异,但各有其特点。

一、底吹气体的种类及特点

迄今为止用来作为搅拌钢水的气体有 O_2 、空气、 CO_2 、 N_2 及 Ar 等。

采用氧气搅拌 不论是用纯氧、氮与氧的混合物或者空气,都需要用燃料(天然气、丙烷或油)来进行遮盖保护以防止与耐火材料接触和起冷却作用。由于燃料分解和氧与熔池中的碳发生反应生成两倍于吹入氧气体积的一氧化碳,从而产生比较大的搅拌力。但是这种搅拌力将随熔池中含碳量的减少而明显减少。研究表明,当熔池碳大于 0.2% 时,其搅拌力要两倍于 N_2 、Ar; 当碳降至 0.04 ~ 0.06% 时,搅拌力基本与 N_2 、Ar 相等 而在碳更低的情况下,氧的作用将小于 N_2 、Ar。 因为必须用燃料进行遮盖保护,故炉底供气系统结构比较复杂,喷嘴及炉底寿命低。同时有增[H]问题。目前使用不多,主要是一些用氧为载体吹石灰粉的方法。此外,采用空气搅拌,将有增[N]的问题。

采用 CO_2 气体搅拌 :由于 CO_2 与熔池中的碳发生反应($\text{CO}_2 + \text{C} \rightarrow 2\text{CO}$),所以也是一种搅拌力比较强的气体。另外 CO_2 不会恶化钢质,具有一定冷却作用,因此是应用较普遍的气体。但是 CO_2 气体具有一定氧化性以及发生反应时将造成压力波动,对炉底耐火材料具有一定程度的影响,特别是会相对引起熔池 CO 分压的增加,不利于超低碳钢的冶炼。

N_2 作为搅拌气体,无需遮盖保护,供气元件结构简单,对炉底耐火材料的蚀损小,在非氧化性气体中价格最便宜,因此被广泛采用,但它会增加钢中[N]。当采用全程吹 N_2 时,即便使用较小供 N_2 强度,钢中含[N]量也要增加 30 ~ 50ppm。 如果吹炼终了到出钢期间继续吹 N_2 ,则还将增[N] 5 ~ 10ppm。

表 3-4-4 各种复合吹炼法的主要特征

类型	名 称	发明单位	顶 吹 O ₂		底 吹 O ₂		使用其它种类气体 及流量, Nm ³ /min	加入石灰		底 吹 方 式
			比例, %	流量, Nm ³ /min	比例, %	流量, Nm ³ /min		顶部	底部	
I	LBE	ARBED—IRSID	100	4.0~4.5	0		Ar/N ₂ , 0~0.25	块		炉底用透气砖。
	LD—KG	日本川崎	100	3.0~3.5	0		Ar/N ₂ , 0.01~0.05	块		炉底用小口径喷嘴
	LD—OTB	日本神户	100	3.3~3.5	0		Ar/N ₂ , 0.01~0.10	块		
	NK—CB	日本钢管(NKK)	100	3.0~3.3	0		Ar/CO ₂ /N ₂ , 0.04~0.10	块		单孔喷嘴或多孔塞
	LD—AB	日本新日铁	100	3.5~4.0	0		Ar, 0.014~0.31	块		炉底喷嘴
	J&L系统	Jones and Laughlin	100	3.3~3.5	0		Ar/N ₂ /CO ₂ , 0.045或0.112	块		炉底喷嘴或为槽砖,大部分时间吹N ₂ 在最后 阶段吹Ar/CO ₂
II	BSC—BAP	BSC(Tesside Lab)	85~95	2.2~3.0	5~15		Ar, 0.075~0.20	块		炉底喷嘴吹O ₂ 或空气,用N ₂ 遮盖
	LD—OB	新 日 铁	80~90	2.5~3.0	10~20	0.3~0.8	天然气遮盖	块		OBM型喷嘴, 天然气遮盖
	LD—HC	比 利 时 Halsaut-Sambre —CRM	92~95	3.1~4.2	5~8	0.08~0.20	天然气遮盖	块或粉		较早先在CD—AC车间进行试验
	STB或 STB—P	日本住友金属	90~92	2.0~2.5	8~10	0.15~0.25	内喷嘴O ₂ /CO ₂ 外喷嘴CO ₂ /N ₂ /Ar 0.03~0.07	STB— P用粉		有较灵活的底吹喷嘴系统,吹入氧化性气 体。STB—P为用顶枪喷石灰粉
III	K—BOP	日本川崎	60~80	2.0~2.5	20~40	0.7~1.5	用天然气遮盖	粉		用OBM喷嘴, 氧气底喷石灰粉
IV	OBM—S (K—OBM)	西德Maxhutte- Klockner	20~40		60~80		天然气遮盖和侧喷嘴			
V	KS, KMS	西德、日本川崎	0		100	4.5~5.5	天然气遮盖喷嘴	粉		KS法为100%废钢, 喷50kg煤/t, 增加废钢 比18~20%

Ar 气是最为理想的搅拌气体,既可保证搅拌效果,又没有增加钢中有害气体的危险。它的价格较贵。

二、供气元件的类型及主要特点

1. 喷嘴型供气元件

最早期使用的是单管式喷嘴型供气元件,喷吹非氧化气体 Ar 、 N_2 等。使用此元件时,气体流量调节范围小,不能满足工艺要求。在生产上,当气体出口速度小于音速时,会出现气流脉动引起的气流非连续性中断,造成钢水粘结喷嘴和灌钢。而且喷出口处气流沿管壁‘后坐’严重,加速了对元件母体耐火材料的蚀损,喷管也将迅速烧损。因而出现了由底吹氧气转炉引伸来的双层套管喷嘴。但在复吹转炉上采用的双层套管,内管和环缝均走相同介质的气体,只是两者所走气体的压力和流量不同。为防止内管的粘结堵塞,环缝是引入速度较高的气体。图 3-4-11 为双层套管的构造。图 3-4-12 为至今仍采用的双层套管喷嘴复吹法。

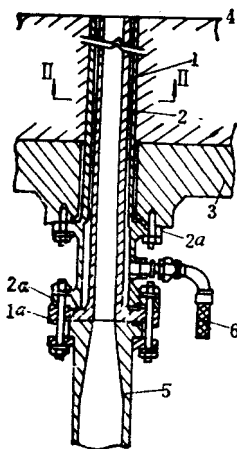


图 3-4-11 双层套管喷嘴的构造

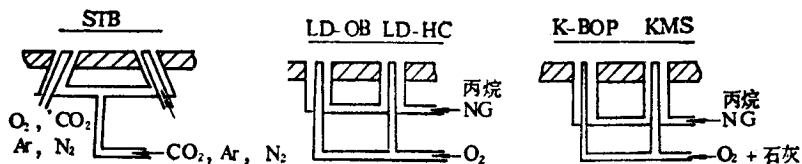


图 3-4-12 双层套管喷咀复吹法

双层套管式供气元件可调节的气量范围仍嫌小,使冶炼中、高碳钢时脱磷困难。出

现了一种可在较大范围内调节气量的环缝式喷嘴(也称 S·A 型喷嘴)。此种喷嘴是将双层套管喷嘴的内管用泥料堵塞,只由环缝供气。环缝宽度为 $0.5 \sim 5.0\text{mm}$ 。与双层套管喷嘴相比,最大气量与最小气量比值由 ≤ 2.0 增加至 ≤ 10.0 ,喷嘴蚀损速度由 $0.7 \sim 1.2\text{mm/炉}$ 降为 $\leq 0.6\text{mm/炉}$ 。目前这种喷嘴广泛用于顶底复合吹转炉底吹惰性、中性和弱氧化性搅拌气体。它的主要问题是缝很狭窄,不适宜喷粉,难于保证环缝内圆和外圆的同心度以使环缝均匀,不适用于喷吹氧化性较强的气体。

2. 砖型供气元件

在发展喷嘴型供气元件同时,在西欧出现了透气砖型供气元件。最初由法国 IRSID 和卢森堡 ARBED 联合研制成功的透气砖为弥散型。砖内由无数呈弥散分布的微孔组成,孔的大小约在 100 目左右。由于其气孔率高,砖的致密性差,寿命低,气流通过的阻力大等缺点,又出现了砖缝组合型供气元件。它是由多块耐火砖以不同形式组合各种砖缝并外包不锈钢板而成(见图 3-4-13)。气体经砖体下部气室通过砖缝进入炉内。由于砖比较致密,寿命比弥散型高。但在炉役期内钢壳易开裂漏气,并且由于砖与钢壳间缝隙不均造成供气不均和不稳定。

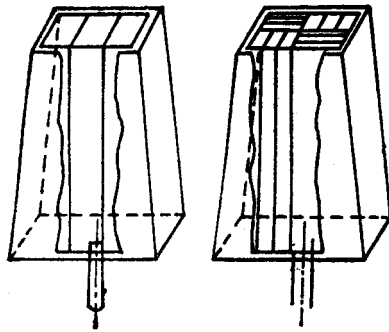


图 3-4-13 缝砖式供气元件

在发展钢板包壳砖同时,奥钢联及北美相继出现直孔型透气砖(见图 3-4-14)。此种砖内分布很多贯通的直孔道。它是在制砖时埋入许多细的易熔金属丝,在焙烧过程中熔出而形成的。因此这种砖致密度比弥散型好,同时气流由直孔道进入炉内,阻力也小一些,避免了钢板包壳砖容易漏气和气流分布不均匀的缺点。

由于砖型供气元件可调气量范围大,并能允许气流间断,所以对吹炼操作有较大的适应性,在生产中得到应用。但它不适用于吹氧、喷粉。

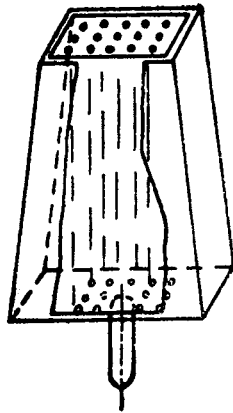


图 3-4-14 直孔型透气砖

3. 细金属管多孔塞式供气元件

最早由日本钢管公司研制成功的是多孔塞型供气元件, (Mutiple Hole plug)。它是由埋设在母体耐火材料中的许多细不锈钢管组成(见图 3-4-15)。所埋设的金属管内径一般为 $\phi 0.1 \sim 3.0\text{mm}$ (通常多为 $\phi 1.5\text{mm}$ 左右)。每块供气元件中埋设的细金属管数为 $10 \sim 150$ 根。各金属管焊装在一个集气箱内。此种供气元件调节气量幅度比较大, 供气比较均匀、稳定, 寿命较长。经反复生产实践及不断改进, 出现新式细金属管砖式供气元件(见图 3-4-16)。在砖体外层细金属管处多增设一个专门供气箱, 因而把一块元件分别通入气体。在用 CO_2 气源供气时, 可在外侧通以少量 Ar 气, 以减轻多孔砖与炉底接缝处由于 CO_2 气体造成的腐蚀(3-4-17)。

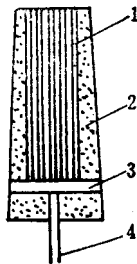


图 3-4-15 MHP 供气元件

1—母体耐火材料 2—细金属管 3—集气箱 4—进气箱

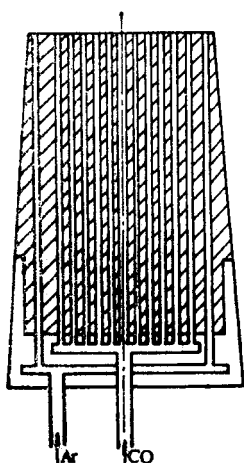
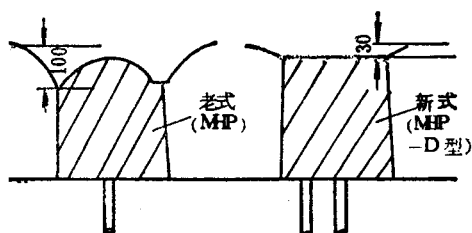


图 3-4-16 改进的 MHP-D 型金属管砖结构

图 3-4-17 改进前后砖缝间由于 CO_2 气体造成的腐蚀

细金属管多孔砖的出现,可以说是喷嘴和砖两种基本型元件综合发展的结果。它既有管式元件的特点,又有砖式元件的特点。新的类环缝管式细金属管型供气元件(见图 3-4-18)的出现,使环缝管型供气元件有了新的发展,同时也简化了细金属管砖的制造工艺。细金属管型供气元件,将是最有发展前途的一种类型。

三、复合吹炼法的分类及主要特征

一般顶底复合吹炼可分成以下五大类：

100%顶吹 O_2 + 石灰块(从顶部) + 惰性气体搅拌；

90 ~ 95%顶吹 O_2 + 石灰块(从顶部) + 5 ~ 10%底吹 O_2 ；

70 ~ 80%顶吹 O_2 + 石灰粉(底吹) + 20 ~ 30%底吹 O_2 ；

60 ~ 80%顶吹 O_2 + 石灰粉(底吹) + 20 ~ 40%底吹 O_2 + 喷吹油/燃气预热带废钢；

100%底吹 O_2 + 石灰粉(底吹) + 附加 O_2 + 顶/底部喷吹煤粉。

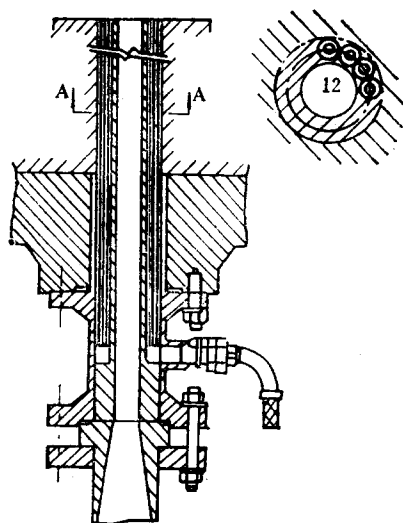


图 3-4-18 新的类环缝管式细金属管型供气元件

表 3-4-4 为各种复合吹炼法的主要特征。由表 3-4-4 所示：

(1) LD-KG、LD-OTB、LD-AB、LBE 法是由底部吹入惰性气体 Ar、中性气体 N₂ 来搅拌熔池的；NK-CB 及 J&L 法底吹气体还有氧化性气体 CO₂。LD-KG、LD-OTB、LD-AB、NK-CB 法是采用小直径多管供气，LBE 法为透气砖供气。

(2) BSC-BAP、LD-OB、LD-HC、STB 及 STB-P 法采用从炉底吹 O₂ 或其它氧化性气体来搅拌熔池。BSC-BAP 法是用 N₂ 作遮盖气体的。LD-OB 和 LD-HC 法是采用天然气(或丙烷)为遮盖气体，因而有增[H]问题，约 4~5ppm。要求吹炼结束时用惰性气体冲洗。STB 法通常是中心管道通 O₂ 及 CO₂，外管遮盖气体用 CO₂、N₂、Ar。STB-P 法还用顶枪喷石灰粉。

(3) K-BOP 法与 OBM 法相似，只是底吹氧量最大可达 40% (通常为 30%)。其余氧气通过顶枪吹入熔池。由于底吹氧量减少，使炉底喷嘴数目明显减少，并且简化了炉底结构。

(4) OBM-S、KMS-KS、Hoogovens-BSC 与 ALCI 法均是以增加炉气在炉内的再燃烧以提高废钢比为目标的。

第五节 多段炼钢少渣吹炼工艺

随着铁水预处理技术的进步及顶底复合吹炼炼钢法的发展,为解决在炉内脱磷必须大量造渣的问题,人们将铁水预处理与转炉复合吹炼相结合发展了所谓多段炼钢少渣吹炼的新工艺,并已被用于工业生产。

多段炼钢少渣吹炼新工艺是将炼钢过程分为三个独立的氧化阶段,分设于炼铁和连铸之间。第一阶段是铁水脱硅,第二阶段是铁水脱磷(同时脱硫),第三阶段是在转炉少渣吹炼下进行脱碳和提温。图 3-4-19 为多段炼钢工艺流程图。

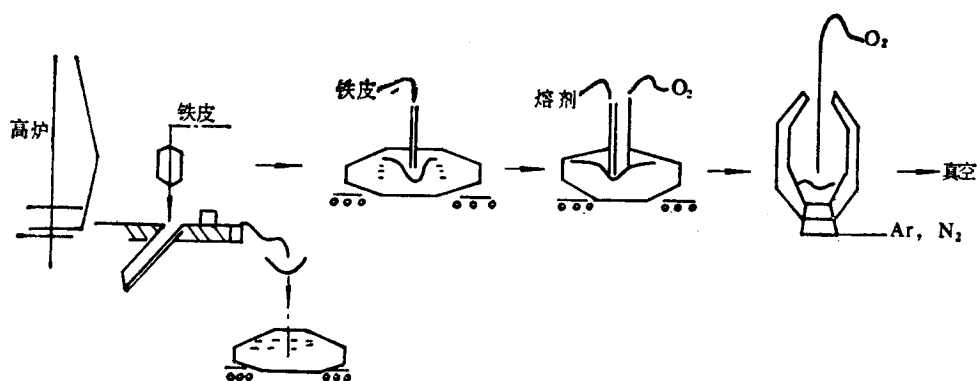


图 3-4-19 多段炼钢工艺流程

由于铁水中的硅、磷、硫已在前面两个阶段中除去,因而转炉冶炼的任务仅为脱碳和升温,但是为了防止金属喷溅和减少铁的气化损失,除了降低顶吹喷枪的供氧强度和采用较高枪位外,添加相当于过去渣量 $\frac{1}{10}$ 的少量覆盖渣。此外还有由铁矿石中的硅酸盐与中和它的石灰形成的少量炉渣。由于少渣,氧的利用率可以大为提高,碳的氧化速度快,并且得到较高的残锰和比较少的铁氧化率,不再有明显的硅、磷氧化现象,终点氢含量低。图 3-4-20 为少渣吹炼法与传统法相比较的碳、锰、磷脱除曲线。图 3-4-21 为少渣吹炼法与传统法相比较的终点[C]和[H]的关系。图 3-4-22 为少渣操作倒炉时熔池中碳含量与渣中全铁量的关系。图 3-4-23 为少渣操作倒炉时熔池中碳和氧含量的关系。

由图 3-4-24 看出少渣吹炼法锰的收得率在高碳区几乎达 100%,在低碳区也可达 70% 以上。因此,利用提高易氧化元素如 Mn 、 Cr 的收得率这一点,可以在炉内加入原矿,使其熔融还原,生产高锰钢、不锈钢等高合金钢。

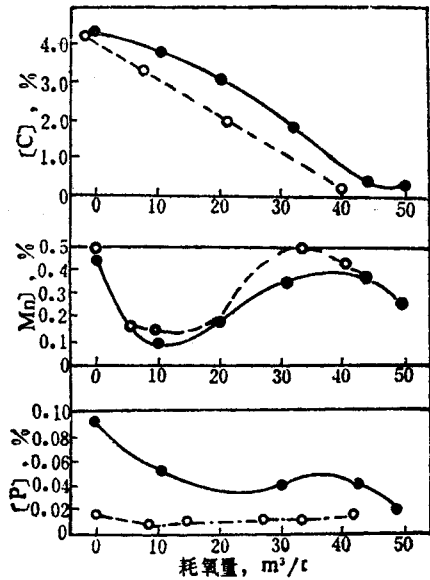


图 3-4-20 吹炼过程熔池成分的变化

●—传统法 ○—少渣法

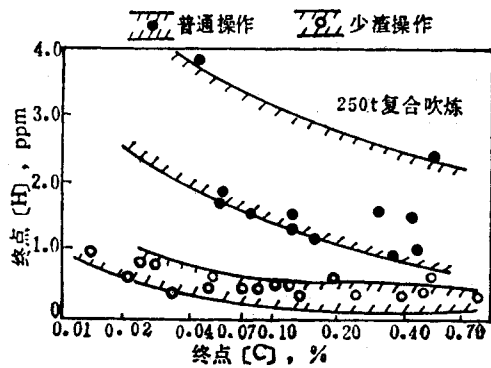


图 3-4-21 复合吹炼法普通操作和少渣精炼的终点 $[C]$ 和 $[H]$ 的关系

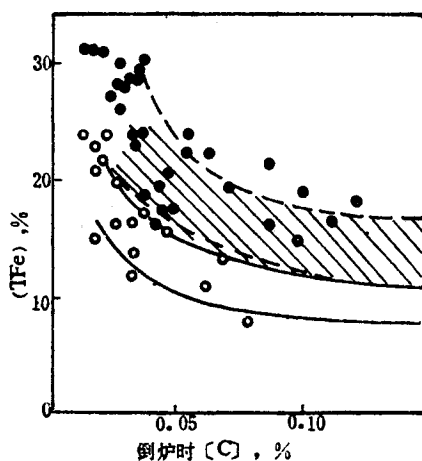


图 3-4-22 少渣操作倒炉时熔池中碳含量和渣中全铁量的关系

—NK—CB 带渣；○—NK—CB+无渣；

0.1Nm³/min·t；●—LD+无渣；▨ LD 带渣

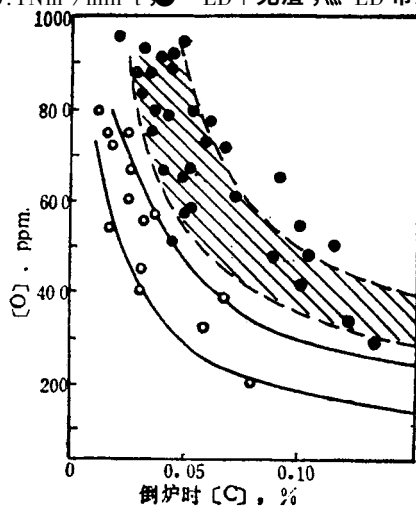


图 3-4-23 少渣操作倒炉时熔池中碳和氧含量的关系

—NK—CB 带渣, 0.10Nm³/min·t；▨ LD 带渣；

○—NK—CB+无渣；●—LD+无渣

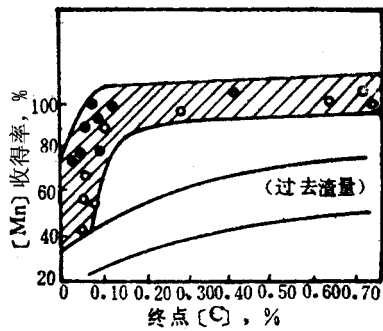


图 3-4-24 终点[C]和[Mn]收得率的关系
○—常规吹炼 ●—少渣吹炼

此外,少渣吹炼法加入石灰量很少,所以终点含氢量可降低至不超过 2ppm。当然,钢水[H]量的减少也与少渣下 CO 气泡增加对[H]的去除能力有关。图 3-4-25 为石灰耗量对于终点氢含量的影响。因此少渣吹炼可冶炼低氢钢,而且成本低。

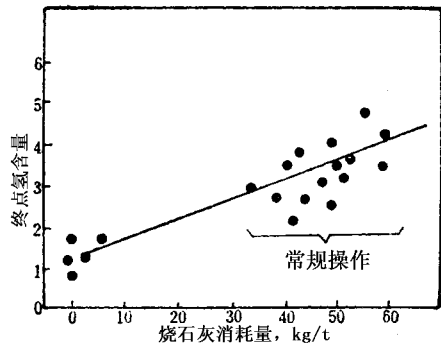


图 3-4-25 石灰耗量对于终点氢含量的影响
$$[H] = 1.27 + 0.040 \times \text{CaO}(\text{kg/t})$$
$$(r = 0.855)$$

必须指出,经铁水预处理后[P]和[N]也得到降低,少渣吹炼还可冶炼低磷钢([P] < 0.01%)和低[N]钢([N] < 20ppm)。

从操作上讲,少渣吹炼时由于氧的利用率提高,容易控制终点,因而可以提高终点命中率。

采用少渣吹炼的经济指标有明显的改善。如石灰消耗每吨钢只有 7 千克,炉衬消耗每吨钢只有 0.4 千克。由于渣量减少铁耗也明显降低。

综上所述,少渣吹炼法,采用分段精炼使炼钢过程变得更为合理化和最佳化,并使各种钢的生产成本降低和操作改善。但此法比顶底复吹转炉的废钢比低。为提高转炉废钢比目前可采用顶吹双流道氧枪在转炉内进行废气的二次燃烧,或向熔池中添加固体碳质燃料以及底吹喷枪预热废钢三种方式。另外,采用少渣吹炼耐火材料是十分重要的问题。为防止从火点区扩散出来的高氧化性炉渣的侵蚀,目前正研究白云石和 $Mg-C$ 系耐火材料。

第五章 转炉炼钢计算机自动控制

第一节 概 述

转炉炼钢过程复杂(如图 3-5-1 所示),终点成分和温度的控制范围窄,使用的原材料和生产的品种多、数量大,冶炼过程温度高,时间短,可变因素多,变化范围大。因此,凭经验和直接观察很难适应现代转炉炼钢生产的需要。

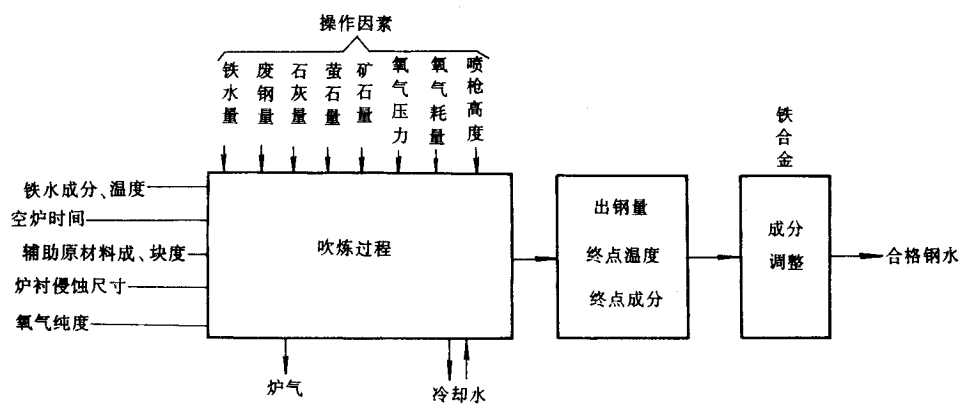


图 3-5-1 转炉炼钢过程的主要影响因素和操作因素

20 世纪 60 年代以来,随着电子计算机和检测技术的迅速发展,开始采用计算机控制炼钢过程。美国于 1959 年首次利用计算机计算转炉供氧量和冷却剂用量,对转炉终点

实行静态控制。随后,很多国家投入研究并相继采用。在此基础上,又出现了转炉终点的动态控制法。在发展转炉过程控制技术的同时,转炉生产管理系统的自动控制也得到了很大发展,出现了联机实时管理系统、计算机网络系统和数据库系统,形成了包括生产计划、作业管理、工艺控制、库存管理、质量及其它业务管理的自动化系统。

计算机用于钢铁企业管理和转炉冶炼过程控制,显著提高了转炉生产率,降低了原材料、能源和人工消耗及生产成本,提高了产品质量,减轻了劳动强度。目前,转炉终点静态控制的命中率可达 $60\% \sim 70\%$,比人工控制命中率约高 $10\% \sim 20\%$,动态控制的终点成分和温度的命中率可达 90% 以上。

目前转炉的自动控制还处于发展和逐步完善阶段。由于某些系统的控制模型主要是依靠经验建立的,目标命中率尚不高。转炉全部工艺过程的自动控制,例如脱磷和脱硫的控制,还有待研究开发。目前,自动控制系统功能也还有限,例如还不能满意地消除喷溅等异常事故,因此,转炉的自动控制仍然是需要深入工作和迫切需要研究的重要课题。

一、转炉自动控制系统

转炉炼钢厂的自动控制系统由原料、冶炼、钢水处理、浇注及生产管理等全部工艺环节在内的若干子系统构成。其中,转炉冶炼的自动控制系统是主要子系统。

转炉自动控制系统包括计算机系统、电子称量系统、检测调节系统、逻辑控制系统、显示装置及副枪设备等。

通常,人们把描述转炉实际过程的数学模型用‘程序设计语言’写成源程序,靠计算机内的‘编译程序’翻译成机器指令(目的程序),然后计算机执行机器指令工作,辅助操作者实现炼钢过程控制。

比较典型的转炉计算机控制系统及其数据输入—输出时间如图 3-5-2 所示,该系统还包括下一工序在内的信息管理。

图 3-5-3 是典型的转炉冶炼作业工作顺序和计算机静态、动态控制的工作顺序。该转炉具有氧枪(OG)装置,控制系统包括对 OG 的控制。根据前炉情况,计算机就会对预定炉次进行炉料计算。在预定炉次冶炼开始前,通过手动或自动向计算机输入设定的吹炼数据,以及测定和分析的铁水温度和成分数据,辅助原料数据等。然后根据操作者的要求,按静态或动态控制吹炼。吹炼停止后对数学模型进行修正并向下步工序输出信息。

转炉的计算机控制系统通常应具备的功能有:(1)工艺过程参数的自动收集、处理和记录;(2)根据模型计算出各种原材料,包括铁水、废钢、辅助材料、铁合金和氧气的用量;

(3)吹炼过程的自动控制,包括静态控制、动态控制和全自动控制 ;(4) 人机联系,包括用各种显示器报告冶炼进程和向计算机输入 ;(5) 信息控制系统本身的故障处理 ;(6) 生产管理,包括向后续工序输出信息以及打印每炉冶炼记录和报表等。

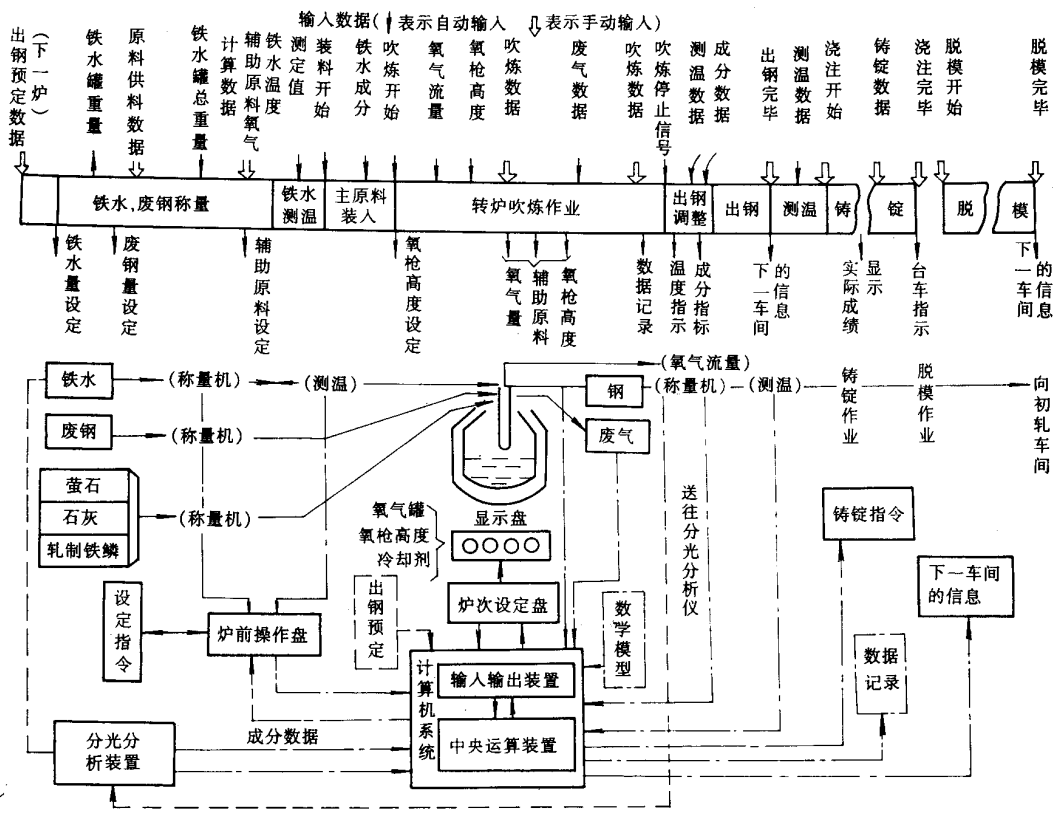


图 3-5-2 典型的计算机控制系统及其数据输入—输出时间关系表

二、静态控制

静态控制是按照已知的原材料条件和吹炼终点温度及含碳量,按静态模型计算吹氧量、冷却剂加入量、造渣材料以及其原材料加入量并按其进行吹炼,在吹炼过程中不按任何新信息修正吹炼的控制方法。

模型是用物理化学或数学方法对实际过程进行描述的一种工具,是实现计算机控制转炉炼钢的核心。因此,建立好的控制模型至关重要。模型分为理论模型和经验模型两类。

理论模型是根据物理化学原理用数学式描述各个过程。但由于转炉炼钢过程十分复杂,在理论上也还不完全清楚,因此至今人们还未能建立起能供实际运用的纯理论模

型。经验模型不考虑真正的过程本身,而只选择一定的数学方程式结构,在使用中通过与实践作比较而逐步校正的方程式的系数而使偏差减小,这样模型并无物理意义,不说明操作的内在过程,而只限于表达输入和输出数据之间的一定的几率关系,经验模型在 20 世纪 60 年代受到广泛注意。为克服上述两类模型各自的缺点,目前通用的办法是将理论模型和经验模型结合起来,即所谓“复合模型”,模型的结构是理论确定,而模型中的各项系数则由实践数据通过最佳化方法得出。

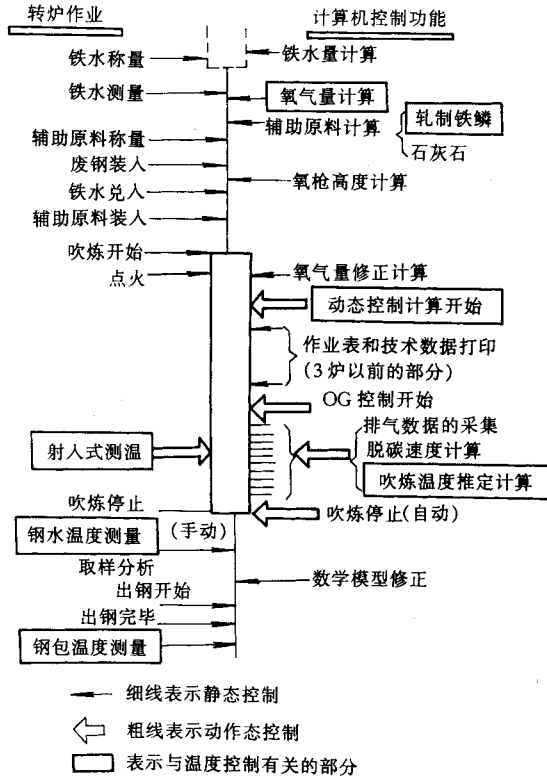


图 3-5-3 转炉作业和计算机控制系统工作顺序

静态模型以终点碳和终点温度控制模型为中心,还包括其它一些模型如装入量模型,供氧模型、冷却剂加入量模型、造渣模型和铁合金加入模型等。

1. 理论模型 静态理论模型主要是建立在热平衡和物料平衡基础上的。以野坂康雄介绍的静态终点控制理论模型为例,建立模型的大致步骤如下(其中操作量选择为供氧量和氧化铁皮量):

- (1) 确定建立物料平衡和热平衡时的假定条件和实验值;
- (2) 建立物料平衡和热平衡方程式,物料平衡包括 C、Si、Mn、P、Fe、O、CaO 等平衡,

图 3-5-4、图 3-5-5 为该模型计算后得到的物料平衡和热平衡图；

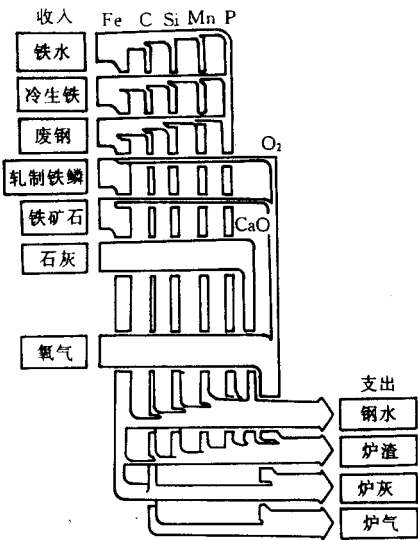


图 3-5-4 物料平衡

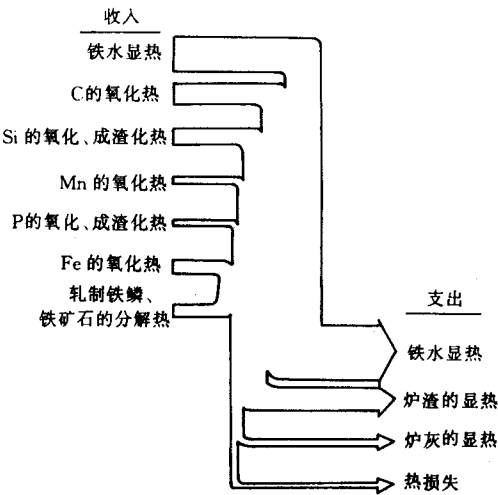


图 3-5-5 热平衡

- (3)把平衡方程式转化为控制方程式；
- (4)从控制方程式的角度对物料平衡中热平衡中的各项进行分类,分为待测量、目标值、其它未知量和应求量。用平衡方程式以外的假定或实验公式解出未知量；
- (5)解联立方程,得出计算供氧量和氧化铁皮量的公式。

从上述介绍可见,理论模型假定多,致使模型精度很低。

2. 经验模型 经验模型是使用数理统计的方法,对大量生产数据进行统计分析建立的,或者根据积累的经验数据来建立。某厂 30t 顶吹转炉氧耗统计模型为:

$$V_{O_2} = V_{O_2\text{尾}} + 0.08\Delta\tau + 0.46\Delta W_0 + 0.56\Delta T_0 + 0.779\Delta Si_0 + 0.1\Delta W_F + 0.3\Delta W_A \\ - 1.2\Delta W_{g1} - 0.13\Delta W_{g2} - 1.3\Delta W_{g3} - 0.18\Delta W_{e1} - 0.47\Delta W_{e2} + 0.6\Delta W_{e3} - 4\Delta P_{O_2} \\ - 5\Delta C_s + 0.19\Delta T_s + \text{修正量} \quad (3-5-1)$$

式中 V_{O_2} —— 本炉计算氧耗值, m^3 ;

$V_{O_2\text{尾}}$ —— 参考炉实际氧耗值, m^3 ;

$\Delta\tau$ —— 本炉与参考炉的空炉时间增量值, s ;

ΔW_0 —— 本炉与参考炉的铁水加入量增量值, t ;

ΔT_0 —— 本炉与参考炉的铁水温度增量值, K ;

ΔSi_0 —— 本炉与参考炉的铁水硅含量增量值, 0.01% ;

ΔW_F —— 本炉与参考炉的废钢加入量增量值, t ;

ΔW_A —— 本炉与参考炉的石灰加入量增量值, kg ;

ΔW_{g1} 、 ΔW_{g2} 、 ΔW_{g3} —— 本炉与参考炉的一、二、三批矿石加入量增量值, kg ;

ΔW_{e1} 、 ΔW_{e2} 、 ΔW_{e3} —— 本炉与参考炉的一、二、三批萤石加入量增量值, kg ;

ΔP_{O_2} —— 本炉与参考炉的氧压增量值, $\times 10^5 \text{ Pa}$;

ΔC_s —— 本炉参考炉的终点碳含量增量值, 0.01% ;

ΔT_s —— 本炉与参考炉的终点温度增量值, K。

式(3-5-1)是用逐步回归的方法得来的,根据第一次积累的数据建立模型后,在以后的在线控制中,不断根据控制偏差和新的数据的回归分析结果,人为地加以修正,得到系数较为稳定的统计模型。

最常用的修正方法,是把转炉整个炉役期中工艺因素变化的影响看作是连续函数,相邻两炉炉型对操作结果的影响由于相差极微而看成是一样的。这样,以上一炉的操作情况为基础,对下一炉操作因素的变化加以修正,作为下一炉的数学模型。其数学通式为:

$$y_0 = y_1 + f(x_0 - x_1) \quad (3-5-2)$$

式中 y_0 —— 下一炉控制参数的目标值 ;

y_1 —— 上一炉控制参数的实际结果 ;

x_0 —— 下一炉的变量 ;

x_1 —— 上一炉的变量。

实践表明,纯理论模型的命中率很低,而经验模型的命中率高于理论模型,比人工控制好一些。尽管如此,静态控制的命中率仍不高,其原因是操作和其它各种随机因素的干扰很难完全包括在数学模型中。此外,在整个吹炼过程中,静态控制得不到炉内反应实际进展的反馈信息,不能及时修正吹炼轨迹。

三、动态控制

如前所述,静态控制只考虑始态与终态之间量的差别,而不考虑量随时间的变化,因而静态控制的命中率是有限的。为了提高命中率,应根据吹炼过程中检测的金属成分、温度及炉渣状况等有关随时间变化的动态信息对吹炼参数进行修正,以达到预定的吹炼目标,这种方法称为动态控制法。动态控制的关键在于迅速、准确的连续获得反馈信息。否则,即使建立的模型再好也是枉然。

目前,动态控制仍主要是保证出钢含碳量和出钢温度,使用的动态自动控制方法主要有轨迹跟踪法、动态停吹法、吹炼条件控制法、称量控制法等。

1. 轨迹跟踪法 转炉吹炼后期脱碳和升温速度是有规律的,轨迹跟踪法认为吹炼后期脱碳规律呈指数衰减方式,其指数方程为:

$$R = \frac{dC}{dO} = R_p \{1 - \exp[-K(C - C_0)]\} \quad (3-5-3)$$

式中 R —— 瞬时脱碳速度;

R_p —— 冶炼过程中最大脱碳速度;

K —— 常数;

C —— 脱碳速度为 R 时的熔池含碳量, %;

O —— 氧气, m^3 ;

C_0 —— R 外推到零时的熔池含碳量, %。

将式 3-5-3 整理成如下形式:

$$C = \frac{-\ln(1 - R/R_p)}{K} + C_0 \quad (3-5-4)$$

根据冶炼过程中获得的气体分析和流量数据,可以计算脱碳速度,从而由式(3-5-3)可以解出指数方程中的系数 K ,式中的 R_p 以吹炼中期测得的 R 平均值代替。然后由式(3-5-4)用逐次迭代法算出熔池含碳量。

将方程式(3-5-3)整理并积分,从而可求出达到目标含碳量 C_f 时所需的氧量:

$$O_c = \int_c^{C_f} \frac{1}{R_p \{ [1 - \exp] - K(C - C_0) \}} dC \quad (3-5-5)$$

用一独立的系统来测定熔池温度,并把测温数据代入下面的经验线性方程,以确定终点温度。

$$T_f = T_b + A O_T \quad (3-5-6)$$

式中 T_f ——目标终点温度, K ;

T_b ——测得的熔池实际温度, K ;

A ——单位吹氧量的升温值, 常数, K/m^3 ;

O_T ——从测温时起到目标温度时应吹入的氧量, m^3 。

过程控制计算机对算出的达到目标含碳量和目标温度所需的氧气 O_c 和 O_T 进行比较。若 $O_c = O_T$, 即达到目标含碳量与达到目标温度所需的氧气量相等, 则无需调整操作, 若 $O_c > O_T$, 应加入冷却剂 ; 若 $O_c < O_T$, 则应提高枪位, 使终点含碳量和温度同时命中目标值。

目前的动态控制, 轨迹跟踪用计算机每 5s 从检测系统采得一套新的瞬时熔池数据, 对计算结果做一次校正。这样反复进行, 直到吹炼终点, 越接近吹炼终点, 预计的吹炼曲线越接近实际曲线。

2. 动态停吹法 在开吹前用静态模型进行装料计算, 吹炼前期用静态模型进行控制, 只是在接近终点时, 由检测器测得信息, 根据对接近炉次或类似炉次回归分析, 获得的脱碳速度和含碳量的关系, 以及升温速度与温度的关系, 判断最佳停吹点。

停吹时按需要作相应的修正动作。但作为最佳停吹点需要满足下面两个条件之一, 即含碳量和温度同时命中或两者中有一项命中, 另一项不需后吹, 只经某些修正动作即可达到目标要求。

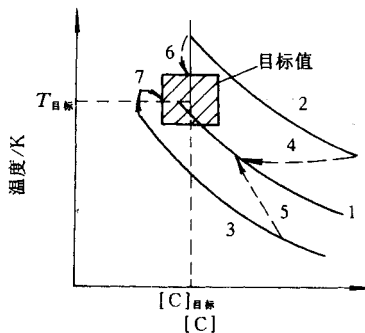


图 3-5-6 动态停吹法

图 3-5-6 是动态停吹法示意图,轨迹 1 是停吹时含碳量和温度同时命中。轨迹 2 和 3 是停吹时含碳量和温度两者不能同时命中,但不必后吹,只需作 6 或 7 轨迹修正即可达到目标值,而不必在冶炼过程中作 4 或 5 轨迹的修正。

3. 吹炼条件控制法 吹炼条件控制法是根据吹炼过程中检测出来的熔池反应信息,修正吹炼条件,使吹炼按预定的吹炼轨迹进行的一种控制方法。

4. 称量控制法 称量控制法的基本依据是,转炉中的主要反应都伴有失重或增重,由此根据获得的炉内重量、重量变化率及动能曲线信息来控制冶炼进程,使其按预定轨迹进行。

上述几种方法中,使用较普遍的是动态停吹法和吹炼条件控制法。

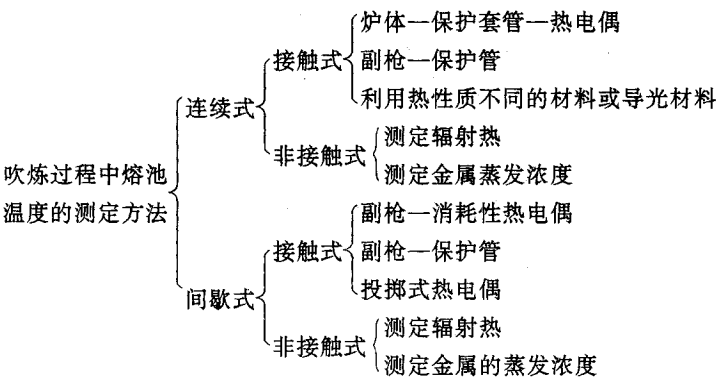
以终点含碳量和温度为主的控制方法,不能满足终点含磷量的控制要求和吹炼的平衡性。为此,开展了炉渣及废气状态等检测技术的研究,并引入终点控制系统,从而增加了动态控制的功能。

目前开发的炉渣及废气的检测,主要有间接的通过测音响、炉体振动,氧枪振动、氧枪膨胀、渣中液滴、炉渣电导、氧枪与炉壳之间的电位差、废气成分、废气温度和火焰光度等,将其信息用于冶炼控制。

四、动态控制的信息检测

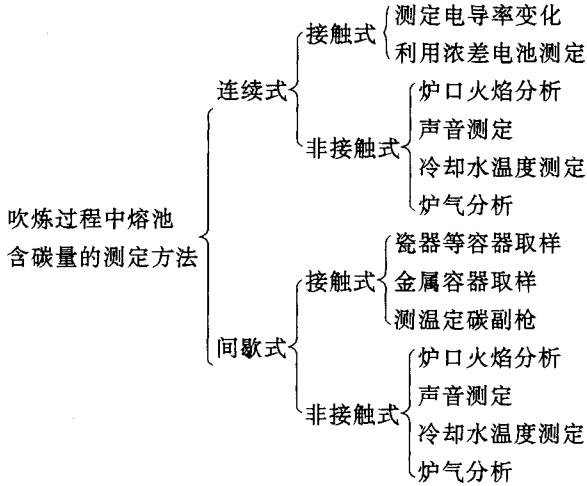
冶炼过程中熔池反应信息的检测是实现动态控制的基础,由于转炉吹炼时处于半封闭状态,炉内温度高而且运动激烈,因此由炉内直接测温和取样是困难的,而倒炉进行测温取样,对高速操作的转炉也是不合算的。因此,必须具有迅速可靠的检测手段,一个好的检测器应该快速准确地得到熔池内的各种信息,而且结构简单和费用低。

1. 熔池温度测定 熔池温度测定有连续式和间歇式两类,它们各有接触式和非接触式的区别。目前,已投入冶炼过程测温的方法分类如下：



上述各类方法中,使用比较简单和精度较高的是投掷式测温 and 副枪测温探头,但由于测温元件是消耗性的,测温成本较高。

2. 熔池含碳量测定 吹炼过程中熔池含碳量测定也有连续式和间歇式两种方式,二者又各有接触式和非接触式两类方法。现有的熔池含碳量测定方法可分类如下:



上述各种方法中,开发较早和使用较多的是炉气、烟气的分析和测定方法,包括用测定炉口废气温度来确定熔池脱碳速度;测定废气中 CO 和 CO_2 量计算脱碳速度;测定煤气回收转炉炉气量测定脱碳速度;测定废气量并分析 CO 和 CO_2 量,然后计算脱碳速度及熔池含碳量等。废气分析确定熔池含碳量,由于受操作因素、取样和分析精度的影响,加上测定时间滞后性,有大的累计误差,检测和精度偏低。

其它一些类型的方法,也都各有特点并存在一定问题,有待进一步研究。

3. 炉渣检测 如前所述,熔渣检测包括音响测定、氧枪膨胀测定、渣中铁滴测定、炉渣电导测定等。这些收集信息的方法,还各自存在不同程度的问题,使用尚不普遍,还有待开发。

4. 测温定碳副枪 副枪是设置在吹氧主枪旁的间歇式水冷检测装置。检测副枪由于比其它检测手段具有功能多、寿命长、精度高的优点,已经成了转炉动态控制的主要检测手段。

第二节 主要自动控制系统

一、供气系统自动控制

供气系统在转炉冶炼中起着重要的作用,氧气压力和流量是直接影响钢的质量、产量、炉龄和成本的两个重要参数。例如提高氧气压力,也就是提高氧气流量,将增加氧气对铁水的穿透能力而会缩短吹氧时间,但过多增加压力又会造成铁水喷溅,损坏炉衬。

供气系统自动控制,一般采用两级减压控制方式,如图 3-5-7 所示。第一级减压是将贮氧罐压力从 1.7~3.0MPa 经压力调节阀减到 1.3~1.6MPa;第二级减压通过流量调节阀再减到 0.8~1.2MPa 送到氧枪。因此,供气系统的仪表控制有总管一次压力调节和流量调节两个控制回路。

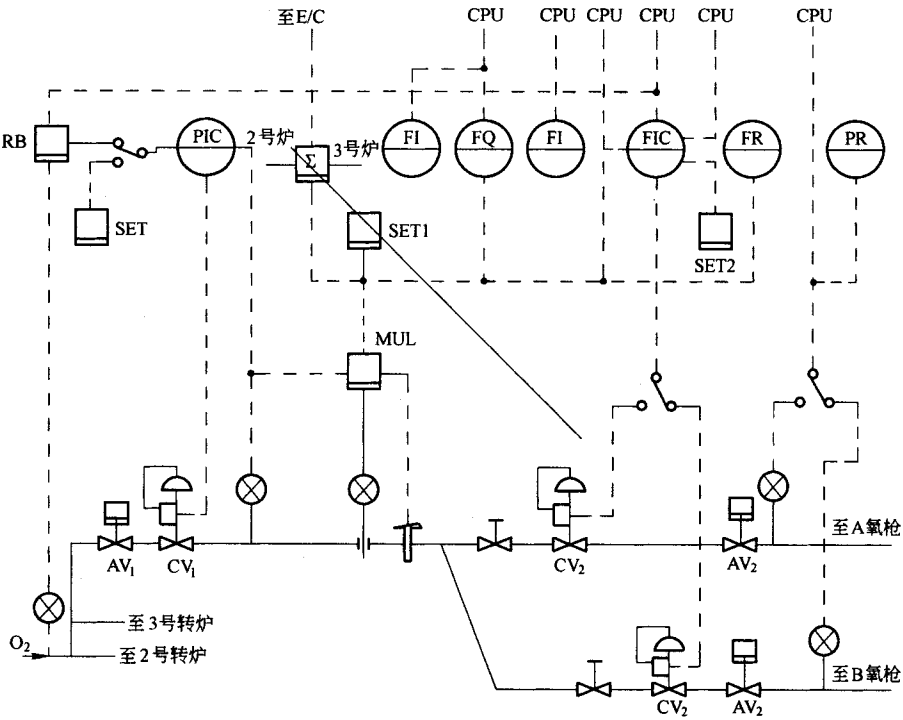


图 3-5-7 供气系统的检测及自动控制原理图

(一) 氧气一次压力自动控制

由于转炉开吹和停吹以及各个转炉投入时间和吹氧时间不同,往往造成总管氧气压力波动,为保证在吹炼过程中保持稳定的氧压和氧量,调节总管压力并保持恒定是非常必要的。

为实现氧压一次调节,将阀后氧压力信号经压力变送器检测出来送至 DCS,DCS 按照 PI 控制规律控制压力调节阀的开度,使阀后压力保持在 $1.3 \sim 1.6 \text{ MPa}$ 范围内,具体压力根据工艺要求设定。为获得较好的调节特性,减少因开吹时阀门开度突然开大造成大的扰动,一般采用事先计算的规定开度控制方式,即在开吹后先将调节阀放在一规定的开度,过一段时间再投入压力自动调节。计算的规定开度根据吹氧量设定值和氧气罐压力等参数由运算器 RB 计算(某钢厂的运算式为: $V_0 = 1.243 V_1 - 0.507 V_2 + 30\%$ 。 V_0 , V_1 , V_2 分别为阀门开度输出、吹氧量设定值、氧气罐压力)确定。

(二) 氧气流量自动控制

吹氧流量是以控制流量调节阀的开度实现的。氧流量检测通常采用孔板和差压变送器。提高流量检测精度,必须进行温度、压力补正。为此,孔板的差压信号、由铂电阻测量的温度信号以及来自压力变送器的压力信号均输入到 DCS,按补正计算公式算出流量实际值,对此流量进行累计就得出氧耗量。这些数据均在 CRT 画面上显示,并定时更新。

氧流量设定值,根据工作方式不同可由过程计算机向 DCS 发出设定值,或由人工通过键盘给定。和压力调节一样,为得到较好的调节品质,氧流量调节也加有阀门固定开度控制,即在开吹时先使流量调节阀固定在某一开度上,经过一段时间投入自动调节。

供气系统除上述测量点和调节阀外,还安装有两个氧气切断阀,一个用于事故紧急关氧,另一个用于吹炼时开氧和停氧,由 DCS 或 PLC 直接控制。

(三) 氧枪冷却水检测和越限报警及自动控制

冷却水系统采用电磁流量计或孔板式流量计检测氧枪进、出水的流量,流量信号送 DCS,算出流量差,与进出水流量值一并显示在 CRT 上。此外还测量氧枪进、出水温度。当出水流量低于设定值和流量差以及出水温度大于其设定时,发出报警信号。如此时正在吹炼,将紧急提枪停吹,同时使 OG 系统紧急停止工作。氧枪冷却水检测和越限及自动控制参见图 3-5-8。

二、副枪系统检测及报警

副枪系统检测及报警包括钢水温度、钢水定碳、钢水溶氧和钢水液位(在探头端部设

有电极,当电极接触钢水时,电极导电,就以此时副枪高度来换算钢水液面高度)检测。副枪也设有冷却水系统,其检测和报警以及控制和氧枪相同。

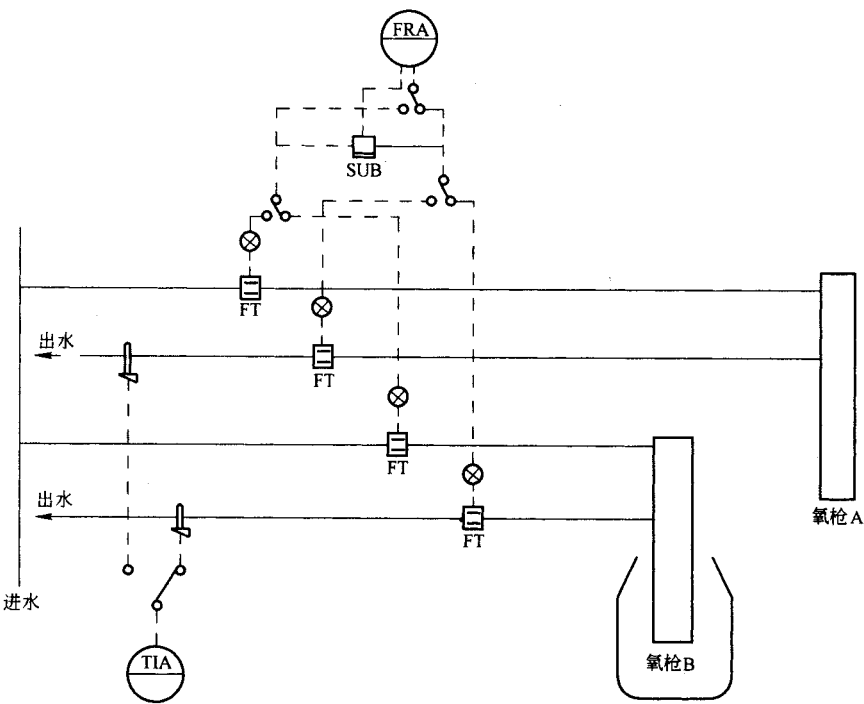


图 3-5-8 氧枪冷却水系统检测及报警

副枪探头按测定性能分有下列四种类型:(1)测温探头;(2)测温+定碳+取样探头;(3)定氧探头;(4)钢水液面测定探头。

三、底吹系统检测和自动控制

根据不同的底吹气源和底吹方式,底吹供气系统有不同的组成,但主要检测和控制项目大体相同。检测项目有:总管压力、流量、温度、各支管的压力和流量。控制项目有:总管压力控制、支管流量控制、供气种类切换。下面以底吹 N_2 、 Ar (或 CO_2) 惰性气体的底吹系统为例加以说明。图 3-5-9 示出一个典型的底吹供气自动控制的示意图。其压力和流量的控制原理与氧气的压力和流量调节基本上相同,但考虑到底吹工艺特殊要求,在具体设计上有以下特点。

(1)底吹工艺要求根据钢种不同底部供气的强度在 $0.01 \sim 0.1$ 标 $m^3/t \cdot min$ 范围内改变,有的甚至达 0.15 标 $m^3/t \cdot min$ 。因此要求各支管流量有很宽的调节范围,一般为

10 倍以上。为此,在流量计和调节阀的选择上要满足这一要求。为在整个流量调节范围内都达到较高的检测和控制精度,有的厂家采用两套系统,一套用于小流量调节;另一套用于中、大流量调节。

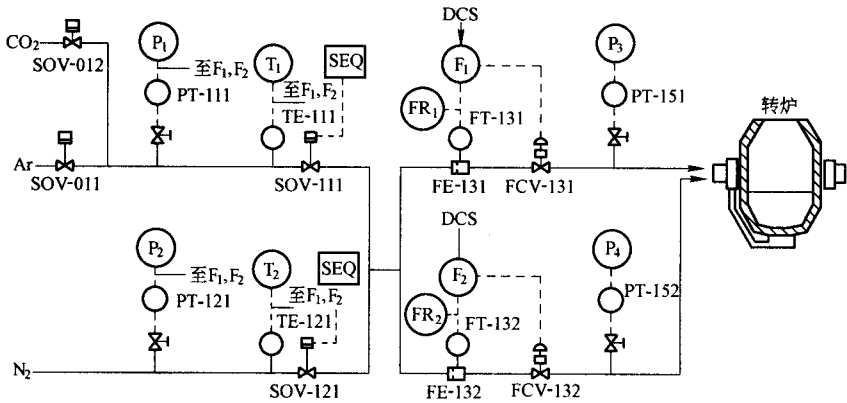


图 3-5-9 底吹供气检测及自动控制原理图

(2) 如采用孔板流量计,由于各支管直径较小,需要对小孔板做专门设计,并作标定。

(3) 在某一支管堵塞时,应相应增加其他各支管的流量,使吹入炉内的总底吹强度不变。

(4) 底吹供气制度可存于过程计算机,由过程机向 DCS 发出设定值和切换命令;也可将不同的底吹曲线存于 DCS 内,由过程机按钢种需要选择,由 DCS 按所选的曲线自动执行操作。

四、转炉 OG 检测和自动控制

采用未燃法实现转炉烟气净化的回收煤气方法称为 OG (Oxygen Converter Gas Recovery) 法。宝钢 300t 大型转炉 OG 系统是由裙罩、烟罩、烟气冷却装置、烟气净化装置、煤气回收装置、给水处理系统、烟气放散塔及其附属安全设施等构成。

烟气净化采用双级文氏管,净化效率高达 99.9%,排放浓度小于 100 标 mg/m^3 ,设备管道化。设有炉口微差压控制装置,使罩内保持 $\pm 20\text{Pa}$ 的压差,煤气回收浓度达 55% ~ 65%。烟罩采用密闭循环冷却系统,一文、二文串接供水,新水补给量 2t/t 钢。设有半密闭式二次集尘系统,在兑铁水、加废钢、出钢、修炉作业时,对一次烟罩不能捕集的烟尘,进行二次捕集,确保操作平台区的粉尘浓度不超过 5 标 mg/m^3 。除尘设备总重量占车间设备总重量的 27%,投资占 21%。

(一) 裙罩位置控制

OG 烟罩是由裙罩、上烟罩、下烟罩组成。整个裙罩由四个支架悬挂在烟罩台架上的液压缸,裙罩上下行程 800mm。在转炉兑铁水、出钢、回收煤气等生产过程中,裙罩需要频繁升降。吹炼中在煤气回收期,裙罩下降至炉口部(与炉口最小间隙为 50mm),在 p_0 压力控制下,防止煤气外溢,也防止空气进入裙罩。

裙罩升降位置设有指示计和限位开关,位置指示仪表,裙罩升降可在机旁或中央操作。裙罩升降系统设有停电安全装置,转炉吹炼中裙罩下降到炉口位,突然发生停电事故时,由液压系统蓄能器释放能量,使裙罩上升 500mm。

(二) 密闭冷却水检测及报警

转炉裙罩、下裙罩、上下烟罩采用密闭水循环冷却,该装置由裙罩、上下烟罩、膨胀箱、空冷式热交换器、循环水泵、切换阀等组成。在循环水泵前设有密闭系冷却水给水流量测量,在 DCS 系统内设流量指示报警仪表,流量达到规定值以下,通过系统联锁使 OG 非常停止,同时启动备用泵。冷却水通过循环水泵流向烟罩、裙罩、下裙罩,各支管处设有流量现场指示仪表。

测量密闭系冷却水给水温度,设指示报警仪表,使温度超过规定值 H 后报警。

测量烟罩、裙罩、下裙罩冷却水出口温度,温度超过规定值报警。烟罩冷却水出口温度超过规定值 H 后同时使 OG 非常停止。

(三) 膨胀箱压力检测控制

密闭系冷却水系统设置膨胀箱,为防止热水在系统中汽化,膨胀箱内用氮气加压。膨胀箱压力调节控制仪表设定值(SV)是由膨胀箱下降管出水口处冷却水温度决定的,利用内部仪表加减运算器实现温度/压力变换,其测量值来自膨胀箱顶部压力计,调节器输出控制氮气加压阀,实现膨胀箱压力自动调节控制。

压力计信号通过设定器参与报警和联锁控制,压力过高过低发出报警信号,压力高于规定值调节阀闭,压力到达某规定值使压力放散阀打开。

(四) 膨胀箱水位检测控制

膨胀箱设两台液面计,一台为现场液面计,另一台为控制系统使用。水位控制采用开闭式调节控制方式,通过设定器参与报警和联锁控制。水位 L_4 以下为烟罩循环泵停止条件,水位 L_3 以下为水位‘低’警报、OG 非常停止,水位 L_2 为烟罩循环泵启动条件,水位 $L_2 \sim L_1$ 膨胀箱补给水泵开。水位 $H_2 \sim H_1$ 排污阀开。水位 $H_2 \sim L_2$ 为 OG 启动条件。水位 H_3 以上为水位‘高’警报。

(五) 汽化冷却检测和自动控制

转炉烟气上烟罩温度达 1200℃,通过强制循环烟道锅炉(汽化冷却装置),可回收热

量,并使烟气温度下降到 1000°C 以下。锅炉循环系统是由上下锅炉、汽包、锅炉循环泵等构成。余热锅炉是利用在吹炼过程大量高温烟气的热量来产生蒸汽,由于吹炼的不同周期蒸汽产生量波动大,锅炉汽包给水量控制和水位控制很重要,给水量跟不上负荷变化,会造成设备损坏等事故,给水量太大,使汽包水位过高,送出蒸汽带水。

1. 锅炉汽包压力控制

上锅炉、下锅炉出来的蒸汽是汽水混合形态送入锅炉汽包,在汽包内使蒸汽和水分离。汽包设压力检出器两台,一个为现场压力计,另一个为汽包压力调节器的输入,其输出控制向蓄热器送蒸汽的调节阀。测定压力参与锅炉汽包蒸发量的压力补正计算。压力过高过低发出报警信号。

2. 锅炉汽包蒸发量测量

在蓄热器蒸气管压力调节阀前,安装蒸汽流量检出器,经压力补正运算得到锅炉汽包蒸发量,在 DCS 操作站显示蒸发量及累计量。

3. 锅炉汽包给水流量调节控制

锅炉汽包给水流量调节计为串级调节仪表,从锅炉汽包水位调节计输出 MV 作为调节计串级设定 SV 。给水流量调节阀设置两台,其中一台备用,在不使用状态下,关闭前后现场手动阀,在系统中设置两台调节阀切换开关,可在中央实行手动切换操作。自动调节时由给水流量调节计控制其中一个调节阀。

锅炉给水流量调节阀在给水流量规定值以下时全闭,吹炼中再开条件是汽包蒸发量在规定值 L_2 以上,非吹炼中再开条件是锅炉汽包水位在 L_3 以下起动至 L_2 。

4. 锅炉汽包水位调节控制

锅炉汽包两端设置两台水位信号检出器,一台信号经锅炉汽包压力补正计算后,由仪表指示汽包压力。另一台作为警报和联锁控制使用。

两台水位检出器输出进行比较,偏差信号值过高过低发出报警信号。

汽包水位低于 L_6 为锅炉循环水泵动作条件,水位低于 L_5 发出水位‘低’报警、OG 非常停止信号,水位高于 H_3 发出水位‘高’报警,在非吹炼中水位在 $H_2 \sim H_1$ 排水阀开,水位 L_1 为锅炉循环水泵启动条件,水位在 $H_1 \sim L_4$ 为 OG 启动条件。

吹炼中锅炉汽包水位控制由水位、蒸发量和给水量三冲量控制,即把锅炉汽包蒸发量与锅炉汽包水位调节计输出 MV ,经加算单元运算,其值作为锅炉汽包给水流量调节计的串级设定值 SV 。

非吹炼中锅炉汽包水位由二冲量控制,即锅炉汽包水位调节计输出 MV ,作为锅炉汽包给水流量调节计的串级设定值 SV 。为防止因吹炼开始随温度升高水位急剧升高发

生异常水位上升,一般把吹炼中水位设定值大于非吹炼中水位设定值。

在 DCS 中通过趋势记录仪表同时记录锅炉汽包给水流量、蒸发量和水位。控制系统如图 3-5-10 所示,联锁控制见图 3-5-11。

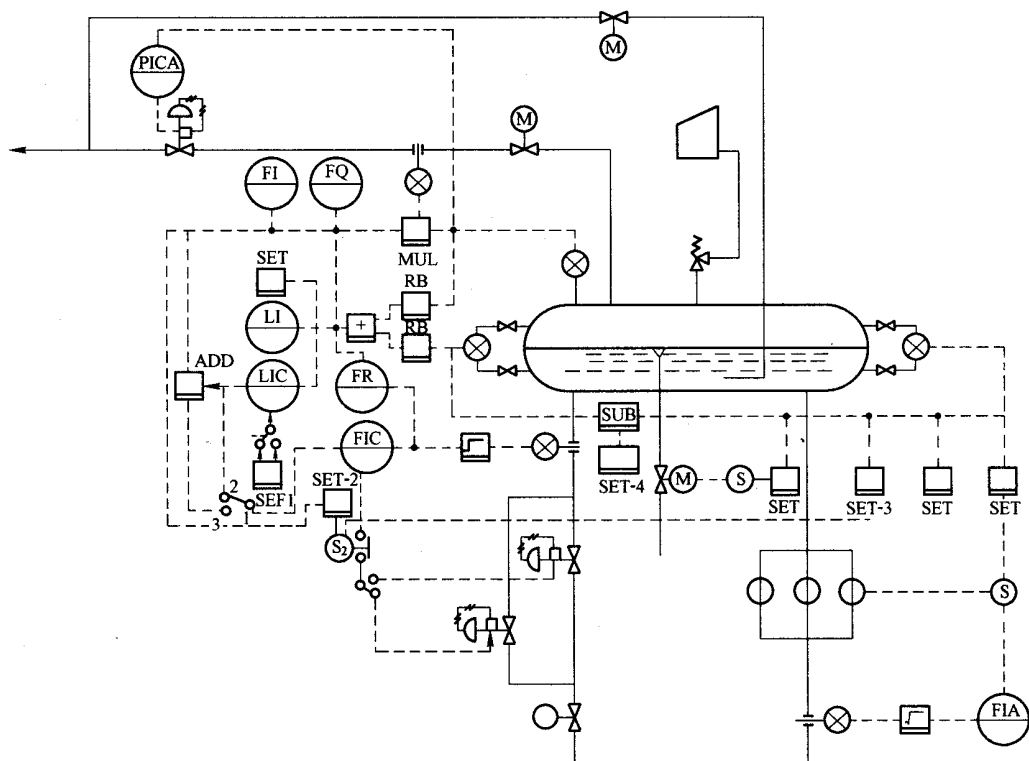


图 3-5-10 锅炉汽包检测及自动控制原理图

由于在吹炼过程中热负荷变化较大,会出现虚假水位,造成控制失误,为此在吹炼不同阶段采取不同的控制措施。

(1)开吹阶段。吹氧点火后,烟气温度急剧上升,使汽包内水中的汽泡容量突增。这样,水位迅速上升,出现虚假水位。为克服由于虚假水位造成的水位过高,此时水位控制器采用较小的设定值。由于此时产生的蒸汽量还较少,故使供水调节阀全关闭,停止进水。当虚假水位下降,蒸汽量增加时,需及时向汽包补水。此时,水位调节器设定在高水位上,并打开水流量调节阀,构成水位-给水流量的串级调节系统向汽包补水。

(2)产汽阶段。当蒸汽量达到一定值时,构成水位-给水流量-蒸汽流量的三冲量串级控制系统进行水位控制。

(3)停吹阶段。在停吹初期,蒸汽量急剧下降,此时断开供水控制回路,使供水调节

阀关闭停止供水,并将水位控制器设定值切换到低水位。完全停吹后,由于烟道尚有余热,仍会产生少量蒸汽,而使水位下降。为保持汽包有一定水位,此时采用两位控制方式控制水位。

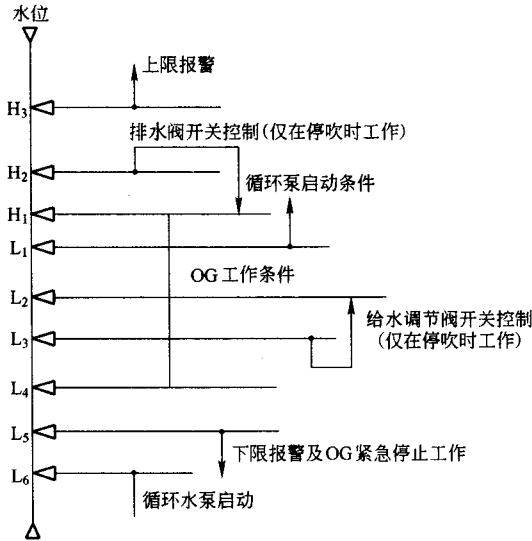


图 3-5-11 汽包水位报警连锁示意

此外,锅炉还设有下列安全设施:(1)水位超限连锁系统(图 3-5-11);(2)设有备用给水阀;(3)设有水位事故检测装置(汽包两端各设一台测量水位装置,其中一台作为事故检测)。

五、炉口微差压调节

转炉用未燃法进行煤气回收时(即 OG 法,其检测和自动控制系统见图 3-5-12),为提高煤气质量和回收率以及减少转炉烟气外泄对环境的污染,设置了炉口微差压调节系统。它根据炉口烟罩内烟气压力的大小,通过控制器来控制第二文氏管喉口 $R-D$ 阀的开度,使炉口压力保持在一定范围内,一般控制在 $\pm 20\text{Pa}$ 左右。煤气回收是在烟气中含 CO 达到一定浓度,并满足回收条件时才开始回收。去掉开吹以后和停吹以前的一段不能回收的时间以外,只有 $8 \sim 10\text{min}$ 回收时间。

为使微差压控制系统获得良好的控制性能,在吹炼初期将 $R-D$ 阀的开度固定在某一位置上,待开吹后过一定时间才投入自动控制。由于炉口间隙受转炉喷渣的影响,该系统的增益是可变的。因此,为保持系统稳定,设定值和系统调节参数要根据操作条件变化适当地予以调整。国外有的系统采用预估烟气发生量进行前馈以及按最佳控制策

略来计算和整定系统参数。

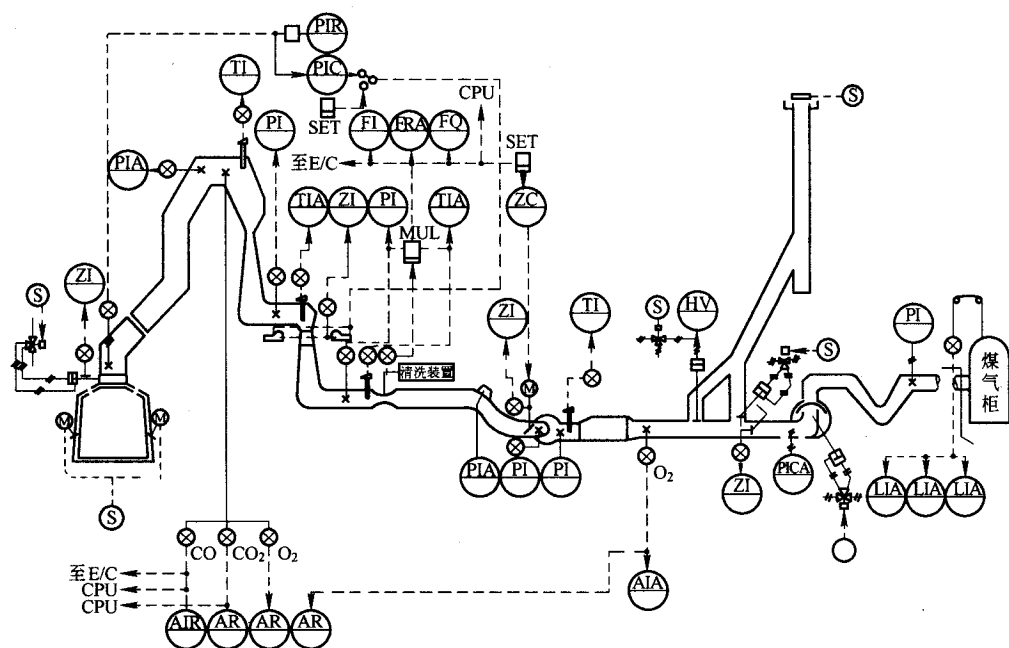


图 3-5-12 OG 系统检测和自动控制系统

图 3-5-12 中,其检测元件采用炉口微差压取压装置和微差压变送器,变送器的输出信号送 DCS,在 DCS 内与设定进行比较,并按一定控制算法计算得到控制信号送执行机构。

炉口微差压的取压点一般设在下部烟罩上,用四点取压,四根取压管的管径均为 $\phi 40\text{mm}$,取压管引出后再由一根 $\phi 50\text{mm}$ 环形管将四根取压管连通,取其平均压力连接到微差压变送器上。变送器为电容式,其测量范围为 $-300 \sim +300\text{Pa}$,精度为 $\pm 0.25\%$ 。为减少执行机构的响应时间($R-D$ 挡板从全开到全关时间小于 10s),采用液压驱动机构带动二文喉口的 $R-D$ 阀。

虽然微差压控制系统取压口部位受烟尘及钢渣影响较小,取压口不易被堵塞,但为保证畅通,还在取压口处设置氮气吹扫设施以便在转炉停吹时吹扫。

六、程控装置

程控系统有的属于电力传动系统,如氧枪升降等,本节主要叙述由传感器或仪表部分发出信号并进行联锁的系统。

(一)转炉吹炼开始的条件

转炉吹炼必须满足表 3－5－1 的条件才能开始。

表 3－5－1 转炉吹炼的条件

序 号	项 目 名 称	吹炼条件
1	氧枪高度	在吹炼待吹位置
2	氧枪冷却水流量和漏水均正常,烟罩冷却水出水温度正常	在规定值内
3	煤气回收三通阀	处于放散位置
4	水封止逆阀,旁通阀	处于全闭位置
5	引风机电机	处于运转状态
6	引风机转速,引风机入口挡板开度,氮气清扫密封系统压力正常,仪表气源压力正常	在规定值以上
7	安全阀	全闭,水位压力正常
8	文氏管给水压力正常,锅炉循环水流量正常,密封冷却水和高压冷却水系统给水流量正常	在规定值以上
9	清洗净化系统	不处于清洗状态
10	锅炉汽包水位正常,膨胀器水位正常	处于最高最低水位之间
11	锅炉汽包蒸汽出口阀	全开
12	氧枪运转准备	完毕

(二)转炉紧急停车条件

在冶炼过程中如遇表 3－5－2 所列条件之一即应紧急停车。

表 3－5－2 转炉紧急停车条件

序 号	项 目 名 称	吹炼条件
1	氧枪高度	在吹炼待吹位置以上
2	氧枪冷却水流量 吹氧流量或压力 风机转速或入口挡板开度 仪表气源压力	小于规定值
3	氧枪冷却水进出水流量差、冷却水出水温度 烟罩冷却水出水温度	大于规定值
4	烟罩冷却水流量 锅炉循环水流量 锅炉汽包水位	小于规定值
5	氧枪紧急提升	氧枪紧急提升
6	氧气切断阀异常	大于规定时间
7	安全阀异常	上、下阀开
8	一文给水泵停	两台泵均停止工作

(三)转炉煤气回收条件

转炉煤气必须满足表 3－5－3 的条件才能回收。

表 3－5－3 转炉煤气回收条件

序号	项目名称	吹炼条件	序号	项目名称	吹炼条件
1	CO 浓度	规定值以上	8	吹氧流量、烟气流量	在规定值以上
2	引风机出口 O ₂ 浓度	小于 1%	9	氧气切断阀	全开
3	煤气柜高度	规定值以下	10	三通切换阀	处于回收位置
4	V 型水封阀水位	非水封中	11	逆止阀	正常
5	回收时限	成立	12	旁通阀	全闭
6	氮封系统管路通氮	在吹炼中	13	引风机出口分析计	正常
7	不在紧急停止中	各操作开关复位完毕			

(四)OG 煤气回收系统联锁条件

风机自动停车条件见表 3－5－4。

表 3－5－4 风机自动停车条件

序 号	项 目 名 称	吹炼条件
1	电源	停电
2	风机进口挡板阀	开度在规定值以下
3	炉口微差压控制系统油压,风机轴承油压,高位油槽液位,油槽液位	在规定值以下
4	风机轴承温度	超过规定值

风机电机自动停车条件见表 3－5－5。

表 3－5－5 风机电机自动停车条件

序 号	项 目 名 称	吹 炼 条 件
1	电源,控制电源	断电
2	电机定子温度,轴承温度	超过规定值
3	轴承油压,油槽液位,冷却水流量	在规定值以下

第三节 电力传动及其控制

氧气转炉的电力传动和控制设备主要包括炉体倾动的电力传动装置、氧枪和副枪传动的电气控制以及副原料输送和投入系统的电气控制等,下面做简单介绍。

一、炉体倾动电力传动装置及其控制系统

(一)转炉倾动装置结构的特点

转炉倾动装置在冶炼操作中频繁地启动、制动和加减速,常常产生剧烈的扭转振动,出现强烈的扭振力矩冲击,这不仅影响转炉传动设备的机械寿命,甚至会导致设备事故。因此,在倾动装置的结构设计及电力传动设计上要考虑这一问题,要采取措施减小扭振力矩的振荡幅值,并吸收它的冲击。

中、小型转炉的炉体倾动装置,为节省投资一般采用比较简单的两台电动机同轴连接传动的结构,而对大型转炉则考虑上述特点采用比较复杂的结构,如宝钢 300t 转炉采用新型的 PGC 结构,如图 3-5-13 所示。其传动方式为四台小齿轮传动,采用全悬挂式的固定方式和扭力杆式的力矩吸收方式。这种结构借助于扭力杆可吸收由于倾动电动机的启动、制动引起的冲击,并且设备重量轻,设备基础及占地面积小,适应转炉轴的变形。近年来转炉倾动多采用 4 台电动机的传动结构,由于 4 台电动机中有 1 台损坏时,仍有 3 台工作,使生产更有保证和更可靠。

(二)电气传动及供电方式

转炉倾动可以采用交流传动,也可采用直流传动,主要取决于炼钢工艺对转炉倾动速度调节的要求及传动装置的机械结构。中、小转炉由于传动设备结构简单,对调速的要求不高,可以采用交流传动,一般用高低速双电机差动调速,或用双绕线型电动机涡流制动降速,近来更有使用变频调速。大型转炉大多采用直流传动。在 20 世纪 60 年代一般为直流发电机-电动机组调速系统,进入 70 年代由于晶闸管技术的发展,广泛地采用晶闸管变流调速系统。如宝钢 300t 转炉,采用四台直流电动机同步传动,直流电动机用晶闸管变流装置以公共线方式供电,进行恒激磁调压调速。其倾动速度为 $0.15 \sim 1.5 \text{ r/min}$,倾动角度 $0 \pm 360^\circ$,加减速时间 4.5 s 。晶闸管变流装置主回路采用三相全控桥,反并联接线方式。速度控制回路采用速度和电流调节的双闭环系统,为逻辑无环流控制方

式,其控制系统方框图如图 3-5-14 所示。

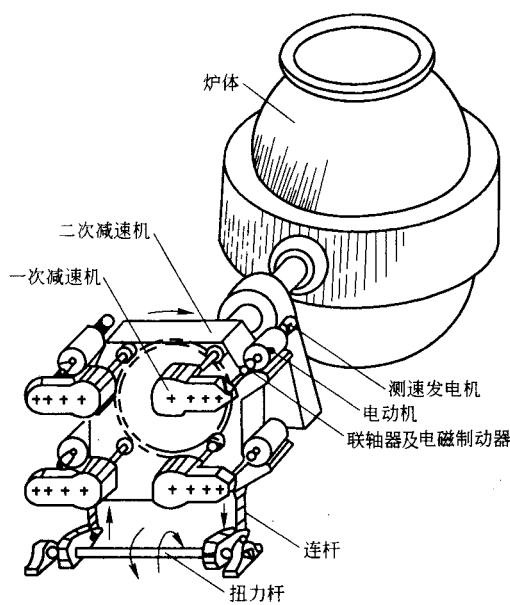


图 3-5-13 大型转炉倾动装置结构示意图

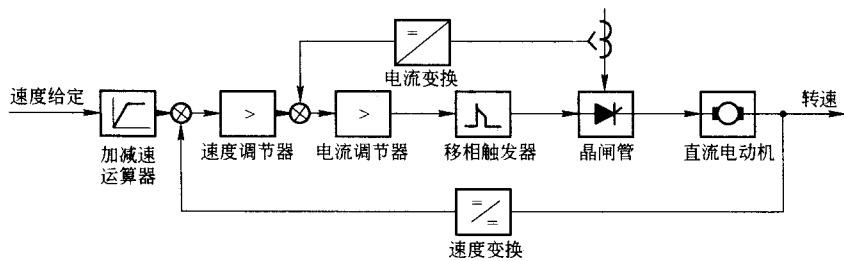


图 3-5-14 转炉倾动直流传动控制系统方框图

转炉倾动力矩曲线见图 3-5-15,倾动速度典型曲线见图 3-5-16。

为确保生产安全,倾动电动机都考虑有事故状态下的运行方式。以宝钢 4 台电动机公共线连接方式为例,它有 3 种可能的事故运行方式:(1)4 台电动机中任一台发生故障时,允许短时间用 3 台传动;(2)晶闸管变流装置发生故障时,改由蓄电池供电,以低速将炉子恢复到原位;(3)在炉子发生特殊故障时,采用切换开关将四台并联电动机改成‘两串两并’运行方式,此时转速降低 50%,但电动机最大容许力矩大大增加。另外,在制动方式上,除正常情况下采用晶闸管变流器在逆变状态下的发电制动方式外,在紧急制动情况下由于线路开关已断开而采用机械制动,也有采用机械制动加上动力制动的。

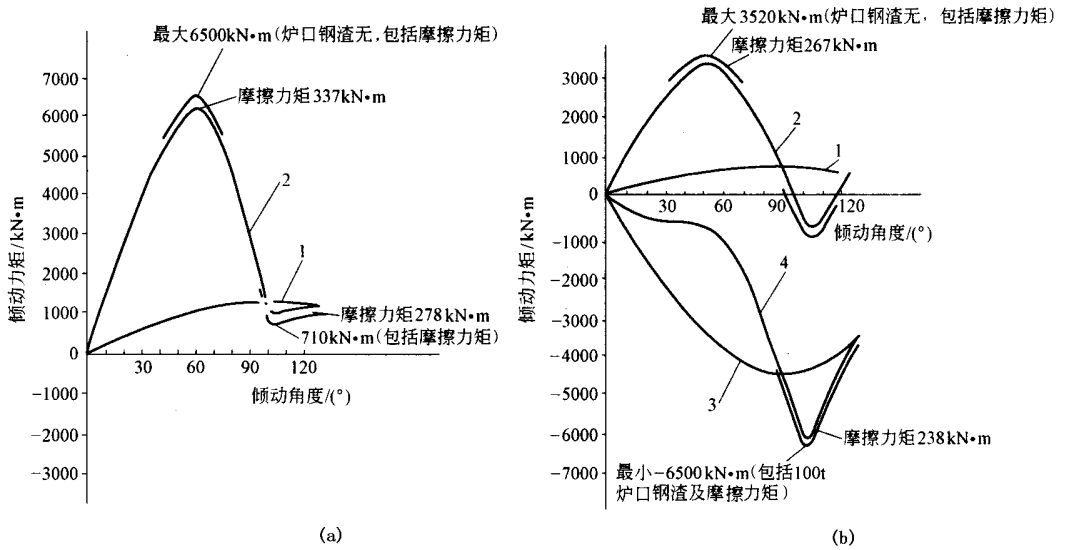


图 3-5-15 转炉倾动力矩曲线

1—炉体力矩(无炉口钢渣) 2—合成力矩(炉口力矩 + 铁水力矩)(无炉口钢渣) 3—炉体力矩(包括 100t 炉口钢渣) 4—合成力矩,同 2,包括 100t 炉口钢渣

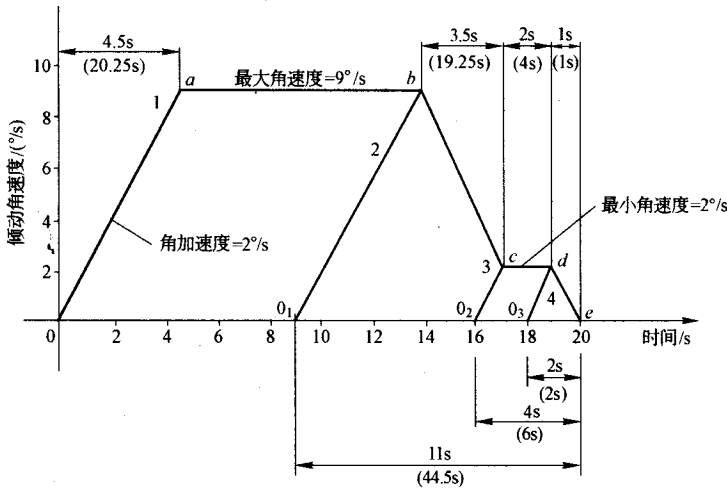


图 3-5-16 转炉倾动速度典型曲线

1—Oabcd 2—O₁bcd 3—O₂cde 4—O₃de

使用交流电动机传动时,为确保生产安全,有两种供电方式,即:(1)装设两台变频调速装置,1 台工作,1 台备用,每台变频调速装置给 4 台倾动电动机供电;(2)装设 1 台带一主三从的变频调速装置给 4 台倾动电动机供电,装设 1 台小的变频调速装置作为备

用,且 1 台故障时,3 台倾动电动机仍可工作,后一种方式投资较低。

(三)转炉倾动操作及控制

转炉倾动操作分为主控室主操作台操作和就地操作,就地操作包括炉前操作台和炉后摇炉室操作。因此在该三个地点分别设置共三个操作台。

转炉的每个冶炼周期一般由以下的操作组成:(1)转炉倾动至炉前,进行兑铁水和加废钢等;(2)转炉转至直立位置,吹氧,加熔剂(造渣料);(3)转炉前倾,取渣样;(4)吹氧;(5)转炉前倾,测温取样;(6)根据炉前化验结果,确定是否补吹;(7)转炉转向后的出钢位置,进行出钢;(8)溅渣护炉;(9)转炉前倾,出渣。

转炉平均冶炼周期为 $28 \sim 30\text{min}$,每个周期内一般前倾 4 次,后倾 1 次。

转炉倾动速度约为 $0.1 \sim 0.8\text{r/min}$,根据操作要求,在兑铁水、加废钢、测温取样、出钢、出渣时采用慢速,其他操作为快速。转炉可在 $\pm 360^\circ$ 范围内选择 $0.1 \sim 0.8\text{r/min}$ 的任意速度操作,其速度调整由变频调速装置来执行。

转炉倾动操作主要有如下几种:

(1)主控室主操作台操作。炼钢工主要在这个操作台上操作,相应联锁关系也在此由 PLC 实现,操作台上设有选择开关,正常操作时选择开关放在‘主操作台操作’位置,在出钢或出渣时切换到相应的‘炉后摇炉室操作’位置和‘炉前操作台操作’位置。当选择开关放在‘主操作台操作’位置,如果转炉倾动条件满足并给出指示信号后,炼钢工将可操作主令控制器手柄,通过 PLC 给定转炉倾动方向、速度以及位置,完成转炉起停和倾动速度的调整以进行转炉倾动操作。当炼钢工发现有紧急情况(如生产时,转炉不在‘零’位而出现紧急事故)时,可按‘紧急停车’按钮以使倾动电动机抱闸抱紧停车。

(2)炉前操作台操作。主要为转炉向前倾动操作,此外还可驱动转炉在 $\pm 360^\circ$ 范围内倾动。工作状态同样分为正常操作和紧急停车操作。

出渣时,炼钢工将在炉前操作台对转炉进行操作,各项条件满足并经主控室主操作台给出信号后,炼钢工可根据转炉的状态通过 PLC 对转炉进行启动、停止及倾动速度调整。

(3)炉后摇炉室操作。一般只在出钢或使转炉向后倾动时才进行操作,但也可驱动转炉在 $\pm 360^\circ$ 范围内倾动。工作状态同样分为正常操作和紧急停车操作。

出钢时,炼钢工将在炉后摇炉室对转炉进行操作,各项条件满足并经主控室主操作台给出信号后,炼钢工可根据转炉的状态通过 PLC 对转炉进行启动、停止及倾动速度调整。

(4)吹炼过程中操作。在转炉吹炼过程中操作,禁止主控室主操作台、炉前操作台、

炉后摇炉室对转炉进行倾动操作,此时转炉处于垂直状态,即‘零’位状态,联锁也使吹炼过程中倾动不能工作,因为氧枪并没有提升到待吹位置。

(5) 润滑系统故障时的倾动操作。当转炉冶炼过程中润滑系统发生故障时,将发出润滑系统故障信号,转炉倾动速度将减小到最小速度即 0.1r/min ,维持这炉钢完成冶炼,以后,在故障没有排除时,禁止进行转炉倾动操作。

(6) 转炉检修时的倾动操作。转炉检修时按下主控室主操作台上的‘零’位联锁解除按钮,解除联锁,就可由各操作台单独控制转炉的倾动。

转炉在冶炼周期内主要倾动过程有:

(1) 兑铁水和加废钢过程。主控室手动操作转炉前倾至约 $45^\circ \sim 60^\circ$ 之间兑入铁水,兑完铁水后加废钢(或生铁),完成加入铁料后,手动操作将转炉摇向‘零’位,并停在零位,这一操作执行时间约为 $2.5 \sim 3\text{min}$ 。

(2) 第一次取样过程。主控室手动操作摇炉前倾达到取样位置,待取样操作完成后,手动操作将转炉摇向‘零’位,并停在零位,手动摇炉这一操作执行时间约为 1.4min 。

(3) 测温取样过程。主控室手动操作摇炉前倾达到取样位置,待取样操作完成后,手动操作将转炉摇向‘零’位,并停在零位,手动摇炉这一操作执行时间约为 1.5min 。

(4) 出钢过程。在炉后摇炉室手动操作摇炉后倾达到出钢位置,待出钢操作完成后,手动操作将转炉摇向‘零’位,并停在零位,若不进行溅渣护炉,可再发出指令至出渣过程。由出钢至零位时间约为 2.5min 。

(5) 出渣过程。在炉前操作台手动操作,摇炉前倾,并完成出渣,然后手动操作将转炉摇向‘零’位,并停在零位,等待下一个冶炼周期,该过程约为 2min 。

转炉倾动操作为手动操作(手按按钮,进行电动远距离控制),并设有必要的安全联锁,根据操作地点和完成作业的不同分为主控室主操作台手动操作、炉前操作台手动操作和炉后摇炉室操作。主控室具有优先操作权,出钢时切换至炉后摇炉室,出渣时切换至炉前操作台。

转炉倾动由四台变频调速的交流电动机驱动,四台电动机将同步运行,为安全和可靠运行,倾动操作必须与抱闸及有关设备状态和操作条件进行联锁,倾动电动机运行时,抱闸要松开,电动机停止时,抱闸抱紧,使电动机停止并固定转炉所在位置,抱闸是由 PLC 控制的。转炉倾动时必须的联锁有:(1)稀油站工作正常(出口压力等正常);(2)转炉活动烟罩提升到初始位置;(3)氧枪提升至待吹位置以上;(4)汇总称量漏斗插板阀关闭;(5)与转炉倾动设备主令控制器位置等进行联锁。

所有上述过程、联锁均由 PLC 执行,生产时,转炉操作员操作主令控制器并通过 PLC

进行操作。故其控制系统均按上述操作要求而设计。

二、氧枪的传动及其控制系统

氧枪是转炉的关键设备之一。根据工艺要求,氧枪要能自由升降,并能准确地停止在规定的位上,要求有较高的定位精度。中、小转炉氧枪的定位精度一般为 $\pm 10 \sim 15\text{mm}$;大型转炉,由于枪体和传动装置较重,其定位精度约为 $\pm 20 \sim 25\text{mm}$ 。现代转炉的氧枪都采用 PLC 实现升降控制和定位控制。

(一)氧枪传动装置

每座转炉有两套氧枪升降设备,一套在运行 ;另一套在维修或备用,到需要时互换。氧枪升降传动装置由电动机、卷扬滚筒、升降台车等组成。氧枪固定在台车上,台车由卷筒用钢丝绳带动升降。中、大型转炉都有采用晶闸管装置供电的直流电动机传动 ;一些小转炉也可采用两台交流电动机,一台高速,另一台低速,按控制要求切换运行。在电动机同轴(或经减速机)上装有脉冲传感器,用脉冲计数来检测氧枪升降的距离。近年来也有使用一台交流电动机并使用变频调速,更有采用大功率交流伺服电机并实行高精度位置控制。

(二)氧枪的电气控制

(1)控制方式。氧枪通常有四种控制方式 :全自动、半自动、手动、机旁手动。全自动方式是由过程计算机通过模型计算给定氧枪位置设定值,并发出控制命令,由 PLC 自动控制。半自动方式是在操作台上操作人员通过键盘或数码开关给出氧枪位置设定值(或给出液面高度和氧枪喷头与液面之间的间隙的设定值),由 PLC 自动地完成控制操作。手动方式是操作人员在操作台上手动操作键盘由 PLC 操作氧枪升降。机旁手动方式为强电操作,用于现场维修以及故障紧急处理。

(2)控制原理。以直流传动的氧枪为例,说明其控制原理,如图 3-5-17 所示。先通过副枪测出本炉次的液面高度,或者每班由人工测定一个炉次的液面高度通过模型计算推出其他炉次的液面高度。然后根据工艺要求设定间隙值(氧枪喷口与液面之间的距离),间隙值与液面高度相加就是氧枪吹炼点的设定位置。PLC 对脉冲传感器发出的脉冲进行计数得出氧枪实际位置,它与设定值比较得出偏差值按速度-偏差控制曲线算出一个 APC 电压(自动位置控制电压)作为晶闸管传动装置的速度给定值,控制氧枪升降。当设定值与实际值的偏差为零时,APC 电压为零,氧枪停止。一旦间隙值改变,又出现设定值与实际值的偏差,APC 电压也随之改变,使氧枪动作停在一个新的位置上。

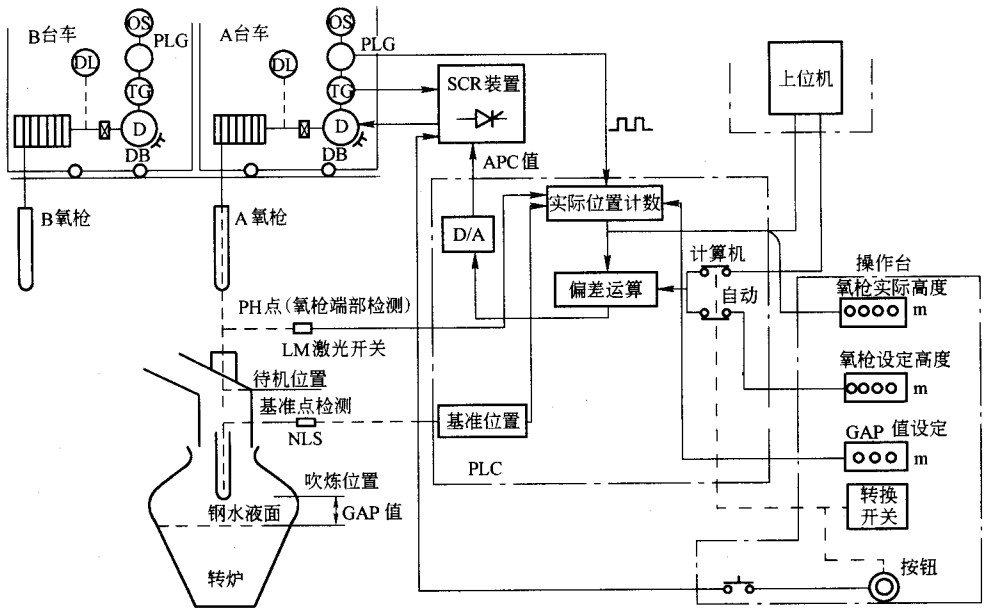


图 3-5-17 氧枪位置控制原理示意图

D—直流电动机；OS—超速开关；DL—凸轮限位开关；PLG—脉冲发生器；

NLS—非接触式限位开关；APC—自动位置控制电压

为达到氧枪准确定位和安全运转的目的,在氧枪不同的高度位置上设有多个控制点。中、小型转炉一般设有工作上限点、快慢速转换点、等待点、基准修正点、吹炼点、开关氧阀点、工作下限点等,如图 3-5-18 所示。大型转炉设有更多的控制点,以宝钢 300t 转炉为例如图 3-5-19 所示。正常吹炼情况下,在废钢、铁水装入后,操作人员确认“吹炼起动条件完”指示信号,按“吹炼开始”按钮氧枪开始下降,由等待点 H_1 到 H_2 点,打开氧气开关阀 AV_2 、垂直 N_2 密封阀 N_2-E_2 、旁通吹扫阀 B_1 、水封逆止阀 D ,氧枪下降到吹炼点 H_B 停止。操作人员在按“吹炼开始” $17s$ 后按“着火”按钮,正常吹炼开始,如果提前,氧枪会自动紧急提升。

由于氧枪升降行程是由脉冲计数器通过脉冲计数来检测的,在换枪、氧枪长度发生变化时或者钢丝绳长度伸缩的情况下,如不加修正就会产生较大的检测误差而严重影响定位精度。为此,通常采用两种修正方法:一种是在氧枪某一高度位置上安装激光检测器,当氧枪端头经过此点时发出信号强制地将此时的氧枪位置设定成此点的绝对位置(距地面的实际高度);另一种方法是在氧枪台车上装有非接触式定位开关(如接近开关),台车到达此点时,发出信号作为氧枪端部的基准点。后一种方法由于定位开关的位

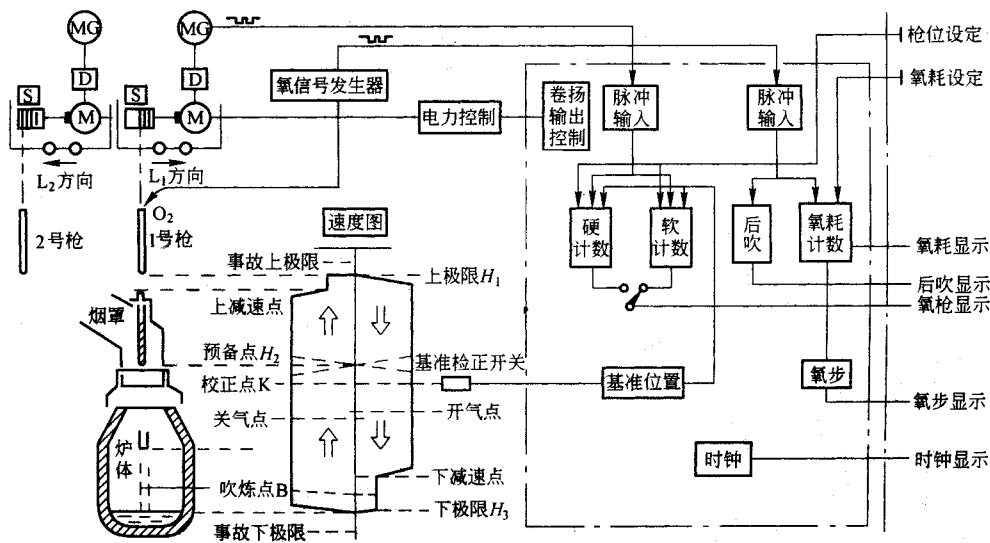


图 3-5-18 中、小转炉氧枪控制原理图

M—交流电动机；MG—脉冲发生器；D—减速机构；S—钢绳张力检测

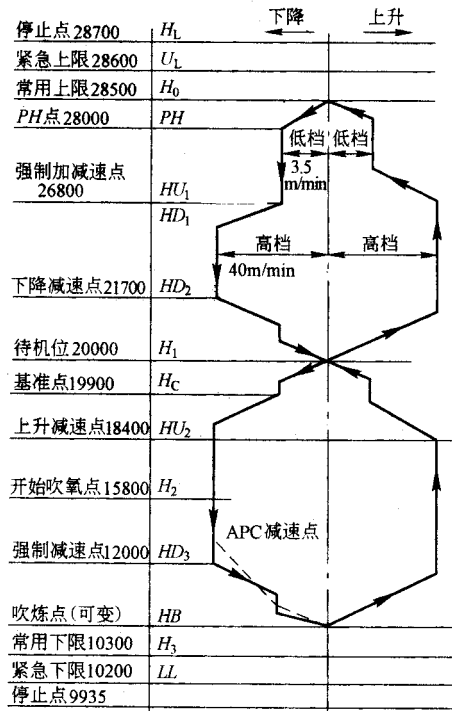


图 3-5-19 大型转炉氧枪高度位置图

置是固定的,在氧枪长度改变和钢丝绳伸缩时,此基准点在一定范围内浮动。中、小转炉都采用第二种比较简便的方法,大型转炉为提高控制精度和使 PLC 以有限的字长有效地控制氧枪全行程,往往两种方法都采用。如宝钢 300t 转炉就是分成两段来进行修正的:在换枪以后,氧枪从上限下降到等待点是在 PH 点用激光检测器进行修正,而在等待点以下升降时则用基准点 HC 进行修正。

另外,直流传动的氧枪,为准确定位在减速时必须按一定的 APC 电压与偏差距离的关系进行位置控制。根据晶闸管位置闭环系统的动态特性以及氧枪最大速度等参数,按常规的位置控制要求进行必要的计算得出位置控制曲线。

为保证转炉正常吹炼,氧枪控制要具有以下联锁条件:

(1)当供氧压力低于某一定值(例如 0.5 MPa),冷却水进水压力低于某一定值(例如 1.5 MPa),出水温度高于 50℃ 以及进水流量大于出水流量时,氧枪不能下枪吹炼。如氧枪正在吹炼,应及时提枪停氧,并发出报警。

(2)当转炉位置不在 $0 \pm 2^\circ$ 时不能下枪,如氧枪正在吹炼时转炉不能倾动。只有氧枪提出炉口一定距离后才允许转炉倾动。

(3)当汽包水位不正常或者烟罩漏水时,不能下枪吹炼。氧枪下枪吹炼前要给汽化冷却系统、煤气回收系统发出信号,使它们进入吹炼位置。

三、副枪的传动及其控制系统

副枪电气控制包括高度的位置控制以及探头装卸的程序控制。前者与氧枪基本相似,后者的示意图见图 3-5-20。整个副枪包括升降装置和装卸装置是由 PLC 控制的。副枪升降装置由卷扬传动部分、副枪导轨、副枪台车及本体和探头接插件等组成,副枪装卸装置由探头箱、起倒装置、拔取装置以及切断装置等组成。附属装置还有回收溜槽装置、密封帽等。

副枪探头装卸程序控制大体如下:

(1)原始状态副枪在常用上限位置,起倒装置在倒下位置,探头箱下的切出装置在切出返回位置,搬送装置在搬送回复位置,拔取装置在拔取‘开’位置,切断装置在切断返回位置,回收上部挡板在‘开’位置,密封帽在‘闭’位置等。

(2)‘装着’探头指令发出后,探头箱中四种探头中的一种(可指定)便由切出装置切出一个探头,同时当切出装置在其限位开关动作后,返回到切出返回位置。

(3)搬送装置在接到切出装置切出探头信号后,便把探头向前推到起倒装置的积载架上,然后搬送装置便回复到搬送回复位置。

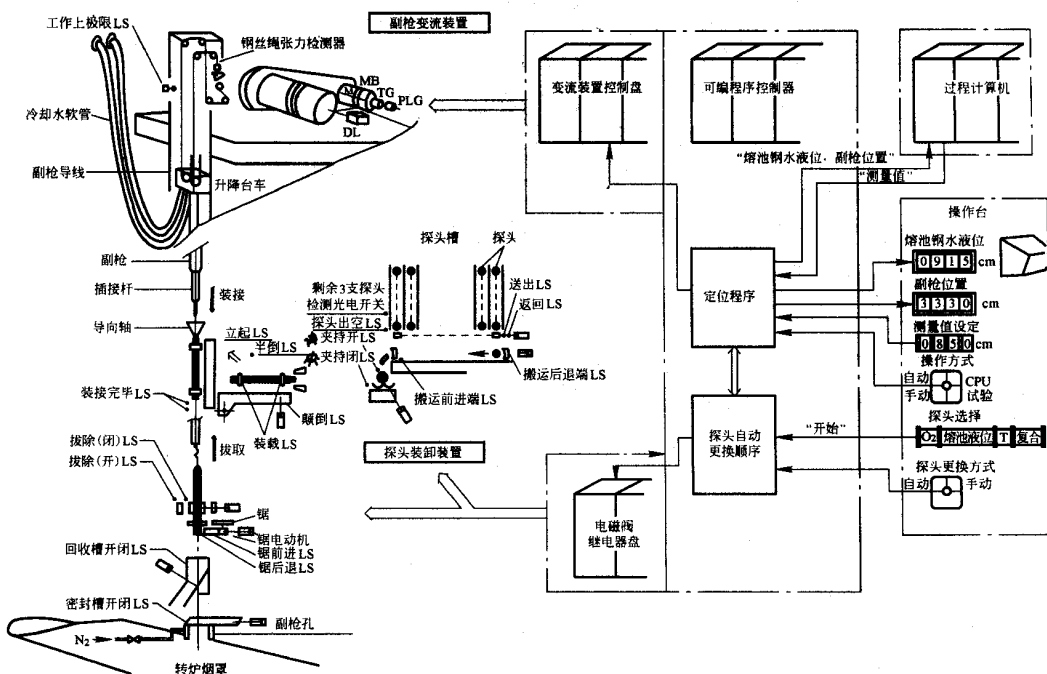


图 3-5-20 副枪控制系统示意图

(4) 探头一旦滚到积载架上, 积载限位开关动作, 起倒装置的探头夹持器把探头夹住, 然后起倒装置开始上升, 同时起倒装置上的导向锥体从“开”变为“关”, 以便副枪下降时其探头接插件能被导向插进探头孔内。

(5) 当起倒装置升到垂直位置,即起倒装置升起位置后,副枪以低速下降,其端部的探头接插件通过导向锥体顺利地插进探头孔内,当完全插入后,装着完限位开关发出信号,副枪停止下降,在插入过程中,一旦副枪插到探头中,根据位置高度副枪位置控制信号发出,先使导向锥体打开,待全插入后,探头夹持器从夹持状态回到放开状态。起倒装置自动从升起位置开始倒下,在半倒状态时有一半倒限位开关动作并发出信号,表明副枪探头的‘装着’已完成,此时装有探头的副枪将等待‘测定’信号。

(6) 当计算机发出‘测定开始’或操作员按下‘测定开始’按钮后,副枪就自动由位置控制系统进行停位控制,一般情况下副枪探头在钢水液面下约 500 ~ 700mm 处停数秒钟后便迅速上升,然后转为中速或低速上升。探头浸入钢水后,探头测得的信号便通过探头接插件送到仪表装置并传送到计算机。

(7)副枪上升到拔取位置时,自动停止,拔取装置动作,把探头夹住(称为“拔取夹持”),同时切断装置的锯片电机启动,把探头下部的试样部分切断,回收上部挡板打在

“闭”位置,试样被切断后便通过回收溜槽落到操作平台上。

(8)当切断装置把试样切断后,副枪便自动上升,由于上半截探头被“拔取夹持”装置夹住,故在副枪上升时,探头便从副枪接插件中拔出,副枪本体回升到常用上限。

(9)副枪接插件从探头中拔出后,回收上部挡板又从“闭”位置翻到“开”位置,此时拔取夹持装置松开探头,上半截剩余的探头便落入炉内。

(10)密封帽在“测定开始”指令条件下,当回收上部挡板处于“开”状态下便自动打开,便于副枪下枪测定,在拔取夹持装置松开探头后一段时间便又把密封帽“闭合”,以免炉内火焰窜出。

四、副原料输送和投料系统的电气控制

转炉副原料系统一般由输送和投料两部分组成,如图 3-5-21 所示。它们将转炉冶炼所需的石灰、白云石、萤石、矿石、铁皮等多种副原料通过皮带运输机和给料器投入转炉,以保证转炉正常冶炼。输送系统是把副原料从地上或地下料仓用皮带输送到炉顶的高位料仓。投料系统则把副原料从高位料仓经称量料斗称重后入到中间料仓汇总,然后再经溜槽投入炉内。在一个转炉车间,几座转炉共用一套输送系统,由一台 PLC 控制。每座转炉配一套投料系统,用 PLC 控制。输送系统 PLC 可以不与投料 PLC 发生信息交换而单独控制。但在高位料仓需要进行在库量管理时,二者必须进行信息交换。

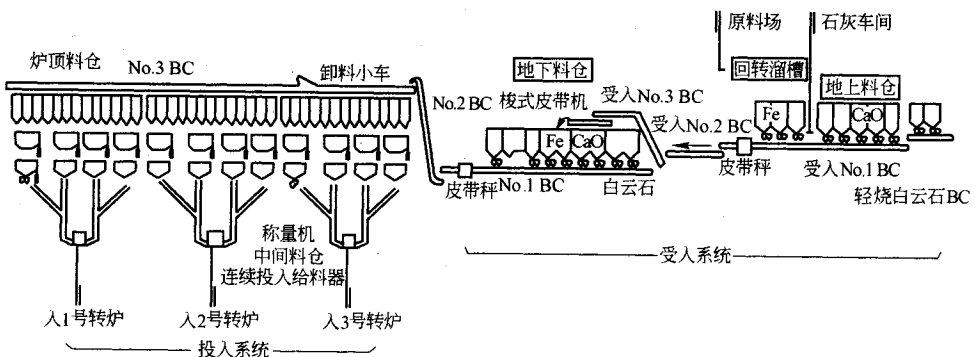


图 3-5-21 副原料输送和投料系统示意图

(一) 输送系统的电气控制

输送系统采用一台 PLC 对供料皮带机、地上(或地下)料仓的振动给料器、卸料小车等进行自动控制,其主要功能如下:

(1)向高位料仓输送的顺序控制。根据高位料仓仓位状态和工艺要求决定向高位料

仓供料的顺序。为使高位料仓不空料,制定一个合理的输送顺序是非常必要的。为此,各高位料仓都被规定一个‘ 优先顺位 ’的输送顺序号(参看表 3-5-6 及表 3-5-7),即对‘ 优先顺位 ’号高的料仓先行输送。如果两座以上转炉同时对某一种副原料发出‘ 输料请求 ’时,则事先规定输送顺序为 1 号炉→2 号炉→3 号炉。当几个料仓先后发出‘ 料空 ’信号,输送顺序仍按‘ 优先顺位 ’顺序输料,与发出输料请求信号的先后无关,总是先向“ 优先顺位 ’高的料仓送料。

表 3-5-6 某厂转炉副原料的‘ 优先顺位 ’表

名 称	Fe-Si	铁矿石(1)	硅石	杂石灰	生石灰(1)	铁矿石(2)	生石灰(2)	轻烧白云石	生石灰(3)	锰矿石	萤石	防溅剂	冷却剂
单炉使用量 W	1.5	13.7	0.3	0.6	4.61		4.61	7.4	1.78	0.9	0.9	1.1	0.6
残余量 B'	13.5	68.5	11.4	6.0	23.05		23.05	37	10.68	18	9	7.7	60
残余炉数(B')/W	9	5	38	10	5		5	5	6	20	10	7	100
优先供料的输送顺序	8	1	12	10	3	2	4	6	5	11	9	7	13

表 3-5-7 某厂转炉铁合金的‘ 优先顺位 ’表

名 称	Fe-Si(1)	Fe-Si(2)	Si-Mn	冷却剂	HC Fe-Mn(1)	HC Fe-Mn(1)	LC Fe-Mn	LC Fe-Cr	Al	C	Fe-Ti	MC Fe-Mn
单炉使用量, W	0.625	0.625	0.395		0.806	0.806	0.077	0.0285			0.9	0.012
残余量 B'	6.25	6.25	7.9		8.06	8.06	7.7	11.4				12.0
残余炉数(B'/W)	10	10	20		10	10	100	400				1000
优先供为的输送顺序	3	4	5	12	1	2	8	10	6	7	9	11

(2)皮带机和地上(或地下)料仓给料器的控制。按‘ 优先顺位 ’号确定相应的地上(或地下)料仓,并向卸料小车发出移动命令,使之停在指定的料仓上。与此同时,先后启动各条皮带和地上(或地下)料仓的给料器,将副原料输送到炉顶高位料仓。

(3)皮带秤的称量控制。在输送皮带的头部装有皮带秤。向炉顶高位料仓送料时,皮带秤连续向 PLC 发出称重脉冲信号,经 PLC 计算并在操作站上显示每次输送量值和瞬时输送量,当脉冲计数达到设定值时,PLC 控制地上(或地下)料仓给料器及皮带,停止送料。

(4)卸料小车的运行控制。根据炉顶高位料仓上设置的检测点来控制卸料小车准确地停在指定的料仓位置。

(5)皮带上原料跟踪。每条皮带尾轮上装有同步发讯器,它发出的一个脉冲相当于

皮带的某一行程。此脉冲经受讯器接收后送 PLC,其累计值即是副原料在皮带上移动的距离,依此可显示副原料在皮带上的位置。这对操作人员监视输送过程不造成混料、错装是很重要的。

(二)投料系统的电气控制

转炉投料系统由高位料仓、电磁振动给料器、称量料斗、卸料闸门、汇总斗等组成。每个称量料斗装有一组称量传感器。电磁振动给料器用晶闸管驱动,可使副原料以不同的投入速度下料。为称量准确,称量动作可以用强振粗调和弱振细调两种方式。每座转炉分别由各自的 PLC 控制投料,其控制内容主要如下：

(1)副原料的称量控制。投料 PLC 接受来自过程机或人工给定的设定值后,控制高位料仓下面的振动给料器,向称量料斗内下料。在下料量达到设定值的 90% 以前,给料器以强振方式运行。当达到设定值的 90% 时,由强振转为弱振进行细调。当下料量达到设定值的 95% 时,给料器停振。由于给料器有振动惯性,停振后仍有少量料落入称量料斗,这部分料称为落差量。正因为这样,给料器需要提前停振。为此,要求在下料量达到“设定值 - 落差量”时,给料器停振,即此时“下料量 + 落差量 $\approx$ 设定值”。经过每次测量下料误差,对落差量进行逐次补正,可获得较高的称量精度。图 3 - 5 - 22 示出称量控制的示意图。

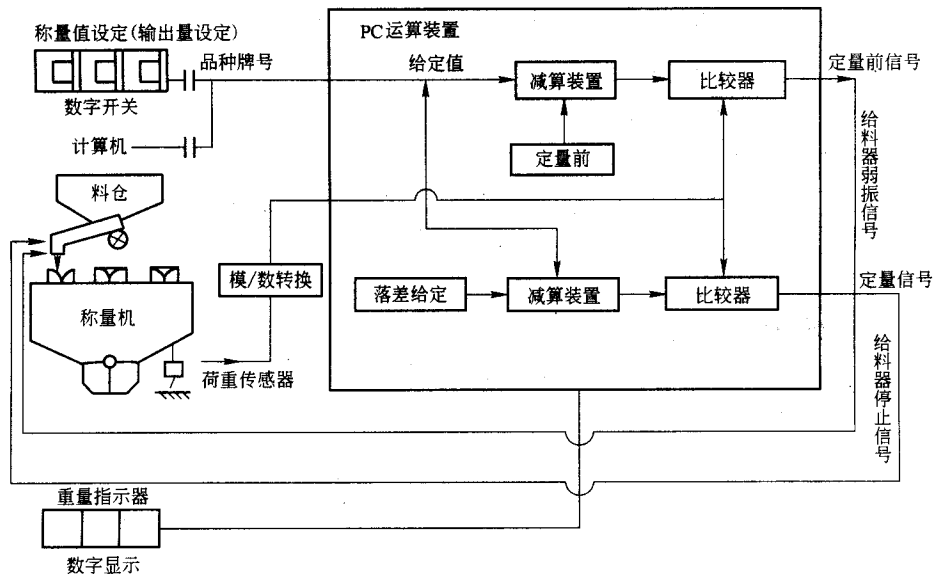


图 3 - 5 - 22 投料系统称量控制示意图

(2)卸料控制。当某种副原料称量完毕,PLC 接受过程机或人工给出的卸料命令,先

后开启称量料斗下面的水平阀和扇形阀,将副原料经溜槽卸至汇总斗。当本批料都汇入汇总斗后,开启其阀门将料投入炉内。

(3)高位料仓在库量管理。为正确地掌握高位料仓的“在库量”,必须在每次投料后对各高位料仓现存的在库量进行计算。为此,输送系统 PLC 和投料系统 PLC 需要进行信息交换。输送系统的“输送量”由输送 PLC 送到投料 PLC,投料系统的“输出量”由投料 PLC 对每次称重进行累加求得。因此,高位料仓经过几次输出后的实际在库量为:

$$M = W_s - \sum_{i=1}^n W_{ti}$$

式中 W_s ——输送系统送来的重量;
 W_{ti} ——经过 n 次称量后的称量值;
 M —— n 次输出后的实际在库量。

为实现在库量管理和向高位料仓输料,高位料仓安装有反映高料位和补正料位两个料位计,另外还设有满料位和空料位等“软料位”(也称计算料位)。高料位一般取料仓容积的 97%,当料达到此料位时,发出高料位报警信号,立即停止向该料仓送料。满料位约为料仓容积的 75%,当输送到此料位时送料停止。补正料位用来对料斗秤和皮带秤称重误差引起的实际值与计算存贮值之间误差的补偿。空料位为规定的残余料量。当到达空料位时,投料 PLC 立即向输送 PLC 发出输料请求信号。各料位的最终设定值由现场调试决定。

第四节 过程自动化级与生产控制级计算机系统

一、作用和目的

通常设置过程自动化级与生产控制级计算机系统的作用和目的是使生产优化,提高效率 and 产量、质量等,而氧气转炉炼钢周期短,通常为 30 ~ 40min,其中吹炼时间为 15 ~ 20min。冶炼过程反应复杂,变量之间相互影响制约,需控制和调节的参数也较多,随着炉容的扩大和炼钢工艺的发展,单凭操作人员的经验来炼钢已不能满足生产要求。为了提高产品产量和质量,扩大品种,降低成本和消耗,稳定生产工艺,在转炉上使用计算机控制比其他流程更为必要,故在钢铁工业,转炉是首先使用计算机控制的机组。早在 1959 年美国琼斯劳林钢铁公司首先使用模拟计算机控制其 LD 转炉吹炼终点的钢水温

度,其后日本钢管公司在其 42t 转炉研究使用计算机控制,1963 年正式使用计算机控制转炉炼钢,几经改进,目前国外转炉普遍采用了计算机控制。国内从 20 世纪 70 年代初开始对转炉计算机控制进行了大量试验研究,并通过对引进设备的消化吸收,取得了可喜的成果。目前,宝钢、鞍钢、武钢、太钢、首钢等转炉都在不同规模上实现了计算机控制。其他钢铁企业也正积极用计算机控制改造传统的转炉设备。由于转炉终点控制的数学模型异常复杂,基础自动化是无法执行的,通常都需要设过程自动化级由计算机来承担。

由于现代转炉炼钢流程是铁水预处理→转炉→炉外精炼→连铸,且前后工序关联,为使生产过程优化,需要设置生产控制级(亦有称区域协调管理级)计算机进行协调。

设置过程自动化级和生产控制级计算机的作用和目的为:(1)优化全生产线生产过程,提高综合效益;(2)控制优良过程的再现性,为整个生产过程实现均一高质量和稳定高效益提供手段;(3)满足多段炼钢、全量铁水预处理、少渣吹炼和全连铸等新工艺及产品方案系列钢种生产的需要;(4)提高产量、产品合格率和金属收得率以及节能降耗并延长设备寿命;(5)为实现多成分、多目标、降低综合成本提供手段;(6)在生产控制计算机协调下,最大限度地实现计划作业,减少工序等待,使从铁水预处理到连铸全线生产稳定和高效地进行;(7)改善劳动条件、节省人力提高劳动生产率;(8)提供近期和历史数据,以提高质量分析、技术分析和生产管理水平。

二、控制范围

根据各转炉工厂的工艺流程和生产规模的不同,计算机系统的控制范围也不尽相同。100t 以上的大型转炉,其过程机的控制范围一般从铁水预处理开始,经转炉吹炼、炉外精炼直到将钢水送到连铸机为止。大型转炉炼钢工厂,在配备有多台炉外精炼设备的情况下,炉外精炼也可单设过程计算机,与转炉计算机联网通讯。区域协调管理级计算机作为转炉、炉外精炼、连铸各个过程机的上位机,其控制和管理的范围为炼钢工序的全过程,从铁水进厂到连铸浇成铸坯切割完毕为止。小于 100t 的中、小型转炉,一般以转炉吹炼控制为主,从铁水和废钢准备到转炉吹炼、出钢为止。

由于生产控制级属于管理自动化范畴,处理从铁水入厂到铸坯出厂的生产控制、调度管理、数据收集、信息管理、数据通讯等功能,向上通过公司主干网与其他计算机系统通讯。

三、计算机系统的结构及功能划分原则

过程自动化级与生产控制级计算机系统的结构。特点为:(1)分级控制和分散控制

以及多机系统 ;(2)过程自动化级按规模大小,可以采用过程计算机或工作站甚至工控微机 ;(3)设有备用计算机,采用中型或小型计算机时,采用双磁盘进行数据保护 ;(4)只有过程自动化级时要有与炉外精炼、连铸、分析试验室、原料场等过程计算机相联的接口 ;(5)在过程自动化级(或生产控制级)计算机应有与上位生产管理计算机相联的接口,对应应与基础自动化级相联。

现代大型钢铁厂采用多级工厂自动化系统,一般为五级,炼钢区域为三级系统,基础自动化级(L1),过程控制级(L2),生产管理级(L3)(炼钢区域)。L1 与 L2 结合紧密,数据通讯量大,要求快速,通常把 L2 计算机直接挂在 L1 设备通讯网上。L2 与 L3 之间采用标准 ETHERNET 网,TCP/IP 通信协议。与其他计算机设备连接方面,在不支持 TCP/IP 协议的计算机侧设置网关 (Gateway)装置,以进行通讯协议转换。

在系统构成上充分考虑到计算机的可靠性、可扩充性和可维护性。从炼钢工艺、设备、生产情况看,炼钢 L2 计算机可采用一台主计算机(on - line)和一台兼作开发用的备用机(off - line)系统,主机系统发生故障时,由人工切换到备机系统,保证生产作业的连续性。为防止意外事故造成系统数据、生产数据的丢失,采用 System Disk - Data Disk 的磁盘镜像方式保护数据。

各级功能划分原则：

项 目	L3	L2	L1
对象	二级生产单位	工艺工序单位	设备
功能	生产管理	过程控制	电气、仪表设备控制
响应性	处理响应性不高的功能	响应性高的功能	要求响应性极高的功能
数据处理	大量	技术计算、模型计算	

四、转炉操作与过程计算机和生产控制计算机系统

使用计算机控制转炉生产过程概述如下 :当转炉车间接到制造命令后,由调度员制定出钢计划并输入过程计算机(如果是 CIMS 系统或设有生产控制级计算机,则直接由上位机把生产计划、出钢计划、制造命令送过程计算机)并在 CRT 上显示,同时通过操作室和废钢装料控制室的终端把出钢计划通知其操作员(过去的方法是调度员在调度室的黑板上写下出钢计划并通过工业电视传送到操作室和废钢装料控制室)。然后根据钢种和铁水的给受情况决定主原料的配合率(铁水比与废钢比,由数学模型计算得出),与出钢计划一起显示,以作为受铁和废钢装料的作业指示。受铁时,混铁车将铁水倒入铁水罐,再按一下按钮,铁水称量值和测温取样的铁水温度读入计算机系统,并由风动系统

(或炉前直接分析)把试样送分析中心分析,当暂时未接到分析结果时,用操作员输入的铁水成分推定值进行操作。废钢装料也将按照作业指示把废钢装入废钢槽,装料结束后,按一下按钮,称量值就自动读入计算机系统。

在前炉次出钢、排渣后,把转炉朝炉前倾斜到装料角度,吊车将称量好的铁水和废钢、生铁装入炉内,这些主原料装入后,转炉返回到垂直位置。计算机系统将按装入的铁水、废钢及生铁的合计量推算转炉内钢水液位,如果操作员认为计算机计算有误,可改为手动输入,并手动设定自己计算的数值,亦可手动修改计算机的计算结果或手动修改主原料的数据,并要求计算机再次计算液位。计算机还可按操作员请求,计算氧枪高度和送氧流量。此外,如果用副枪测量钢水液位,计算机将读入该数值并用以代替计算值。同样,计算机推断出的氧枪高度和送氧流量值操作员也可手动修改。

另一方面,在前炉次出钢后,计算机可按操作员请求进行副原料计算。计算机将根据铁水量、生铁量、废钢量、铁水温度和含硅量、目标停吹温度和含碳量等数据进行造渣材料投入量计算和静态计算,并把造渣材料投入量、铁矿石投入量、吹炼中副枪测定及吹炼终点所需的送氧量等在 CRT 上显示。同样,操作员也可手动修改其结果。另外,如果有未考虑的因素,如转炉停炉时间、炉次数、炉渣熔化状况、喷溅状况等,可按此,由人工修改这些数据后要求计算机再计算和显示。

在开始吹炼时,按下点火按钮,计算机会把点火前喷出氧量扣除在冶炼送氧量之外。计算机除了给基础自动化设定外,还把送氧流量、氧枪间隙的变更和副原料称量投入时间等用着火后的送氧量来表示。吹炼中如发生喷溅,可把副原料投入方式、氧枪间隙方式等改为非计算机控制方式。在达到静态控制计算的吹炼中副枪测定时刻的送氧量,计算机发出副枪下降命令,自动读入熔池钢水温度和含碳量,并进行动态计算,计算出在不同时刻的送氧量,及其对应的碳含量和熔池温度以及冷却剂投入量,并在 CRT 上显示,操作员看到结果,如认为有必要介入,也可以把停氧方式、副原料投入方式、置于非计算机控制方式,然后由人工控制。

吹氧结束后,由副枪进行测温定碳和采样,测温定碳数据送入计算机,试样由风动系统送分析中心分析,分析结果通过数据传输进入计算机系统。

当停吹温度和钢水成分数据送入计算机系统后,计算机系统就收集、计算、编辑操作实绩信息,并为今后炉次动态控制模型参数更新和作为参考炉次信息以及成为静态控制模型的基础数据。停吹温度和钢水成分判明后,操作员可综合判断是否能浇铸成预定的钢锭,还是再吹,还是投入冷却剂,甚至改钢种。此外,还把实绩数据打印成为报表。

有关转炉操作和计算机系统动作顺序见图 3-5-23。

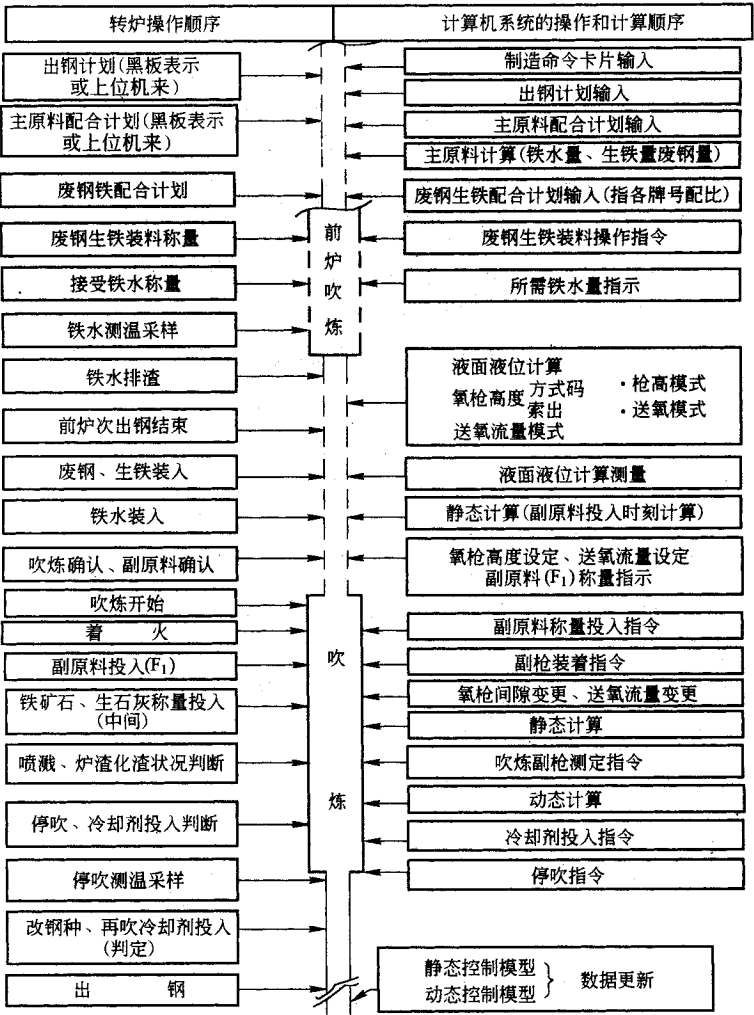


图 3-5-23 转炉操作与计算机控制

五、过程计算机的主要功能

转炉过程计算机的主要功能有：

- (1)生产管理。包括制造命令输入,出钢和钢包计划输入,钢种变更输入,混铁车信息输入,生产作业状况显示和传送等。
- (2)跟踪。包括铁水空罐称重、铁水混铁车倒铁水称重、再称重、铁水混铁车倒空、铁水罐完成受铁、除渣以及铁水混铁车跟踪 ;废钢称量和配料完成、取消配料完成、槽号和废钢品牌修正 ;主原料装料开始、读入废钢槽号和铁水罐号、废钢和铁水装料结束、开始

吹炼、煤气回收条件成立、净化开始和结束、吹炼结束、再吹开始和结束、出钢开始和结束、排渣开始和结束、煤气回收开始和结束、挂渣等。并通过铁水预处理和炉外精炼以及连铸过程计算机进行有关状态跟踪。

(3) 实况和数据采集。其中包括铁水称量和实测铁水温度实绩 ; 废钢称量实绩 ; 铁水重量、温度、成分实绩 ; 钢水含氧量、铁合金装料实绩 ; 吹炼周期信息 (吹炼时间、氧流量、氧枪高度、副原料装入时间和重量等) 实绩 ; 补充副原料重量、副枪测温值和计算定碳值以及煤气回收实绩 (煤气回收量和回收时间) 等。

(4) 设定控制。如吹氧流量控制、氧枪高度控制、副枪投入控制、副原料装入控制、底吹控制、挂渣控制等。

(5) 主原料计算。计算公式如下 :

$$\begin{aligned}
 \text{所需装入主原料量} &= (\text{目标良锭量} + \text{目标出钢量修正量}) / \text{目标出钢收得率} \\
 &= \text{所需铁水量} + \text{所需铁块量} + \text{所需废钢量} \\
 &= (\text{所需装入主原料量} \times \text{铁水比}) + (\text{所需装入主原料量} \\
 &\quad \times \text{铁块配比}) + \text{所需废钢量}
 \end{aligned}$$

(6) 废钢、生铁配比及称量管理。按主原料计算结果和 CRT 显示主原料称量计划以及废钢生铁使用规定来制定预定钢号的配比计划,并按装入顺序,由 CRT 输入包括废钢生铁牌号和装入预定值的“废钢生铁装入计划”,并在有关终端显示作为装入作业的操作指导。在装入和称量作业时,有关控制室和吊车配合按操作指导进行作业,并将实绩送计算机。有关废钢称量作业流程和顺序见图 3-5-24 及图 3-5-25。

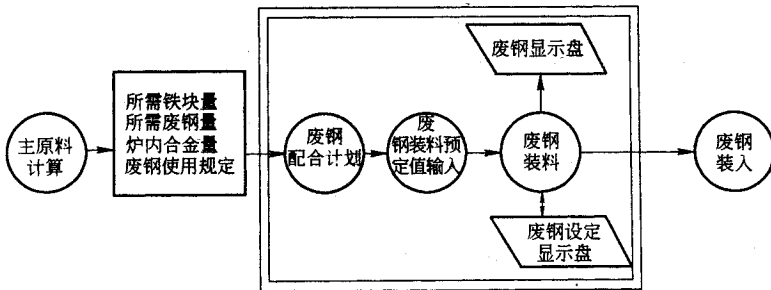


图 3-5-24 废钢称量作业流程图

(7) 铁水称量及数据处理。根据主原料计算结果,计算机向铁水称量设备输出并显示所需的铁水量。在受铁间将混铁车铁水倒入铁水包并进行称量。称量前要将供给铁水的转炉号、出钢号、铁水包号设定并输入计算机,然后将空包用吊车吊到铁水称量台上,先进行空包称量,再倒入铁水,直到称量值(空包 + 铁水量)达到规定值为止,由于铁

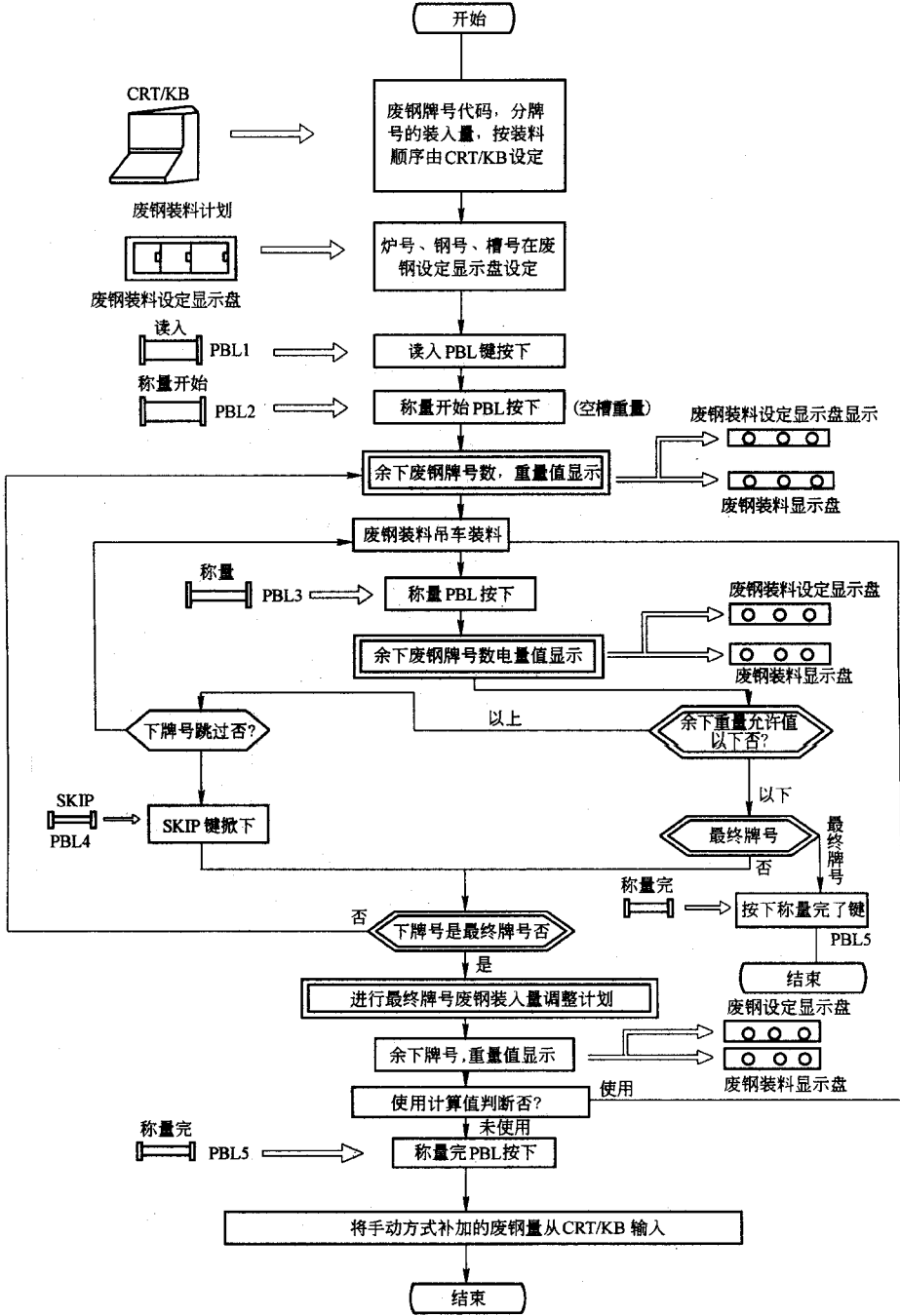


图 3-5-25 废钢装料及称量作业程序框图

水毛重 = 铁水净重 + 渣量, 而渣量 = 铁水量 × 渣量系数, 计算机将按上式扣除空包重量

及渣量,然后将铁水净重存储起来并作为兑入转炉的铁水量。若兑入转炉前要扒渣或发现渣量超过预计量时应作修正或补加铁水量,铁水称量完毕后,进行测温、取样和成分分析,其结果将作为静态控制计算和副原料计算的基本参数。有关作业流程图 3-5-26。

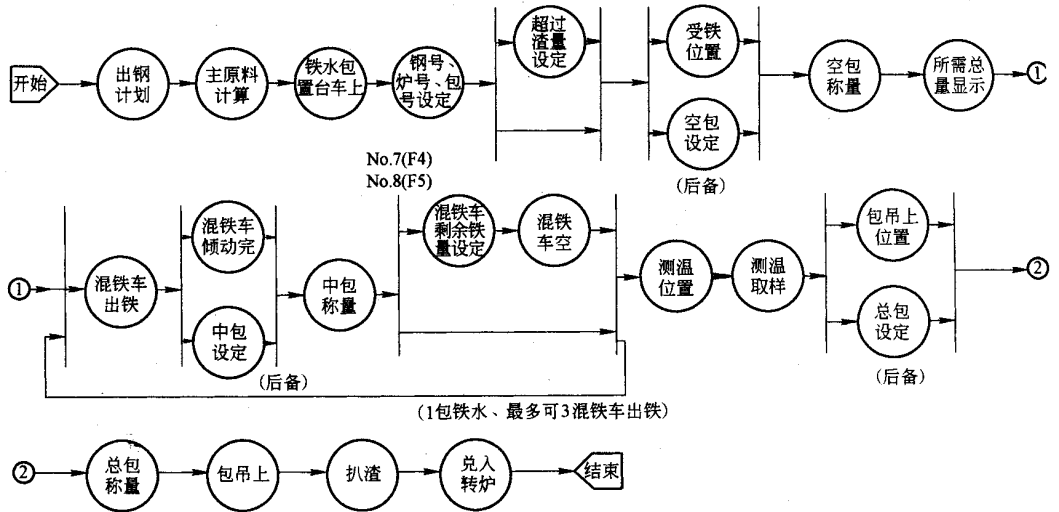


图 3-5-26 铁水受铁称量流程图

(8) 副原料管理。副原料管理包括各种副原料投入量、各批料投入时间(一般为:1)预装入,即倒完前炉渣至本炉主原料装入完毕时 2)前装入,即主原料装入完至吹炼开始 3)吹炼开始至各供氧阶段供氧量达到规定值时 4)中投入,即从一定供氧量至吹炼中副枪测定时 5)后投入,即停吹后第一次副枪测定至出钢开始)、批量计算和实绩收集等。

根据副原料计算(包括造渣碱度、石灰量、轻烧白云石量、软硅石用量计算以及投入时间及用量计算)向副原料投入控制装置输出,后者按计算机指令控制有关设备,同时返回实况。

(9) 吹炼模式管理。它包括(参看图 3-5-27)吹炼模式计算(钢水液位、氧枪枪位高度模式、吹炼供氧量模式等计算)、吹炼模式控制(氧枪喷头与钢水液面之间间隙高度控制、供氧流量模式控制)、钢水液位自学习计算以及氧气和氧枪等数据收集。

转炉炉膛钢水液位(液面高度)是以车间地坪作为起算点,并以新砌转炉装入量为某个规定值($W_{\text{规定}}$)时的液位作为标准液面($H_{\text{标准}}$),故还需按不同装入量计算液位。一种方法是用副枪实测,另一种方法是换算,其公式如下:

$$H_{\text{推算}} = H_{\text{标准}} + \alpha (W_{\text{总装入量}} - W_{\text{规定}}) / 1000$$

式中 α ——液面变化修正量,等于 $4 - 0.02(W_{\text{总装入量}} - W_{\text{规定}})$ 。

在冶炼过程中,由于炉衬侵蚀而使炉膛体积逐渐变大,相应 $W_{\text{规定}}$ 的 $H_{\text{标准}}$ 将发生变化而需进行修正:

$$H_{\text{标准}} = H_{\text{实测}} + \alpha (W_{\text{规定}} - W_{\text{总装入量}}) / 1000$$

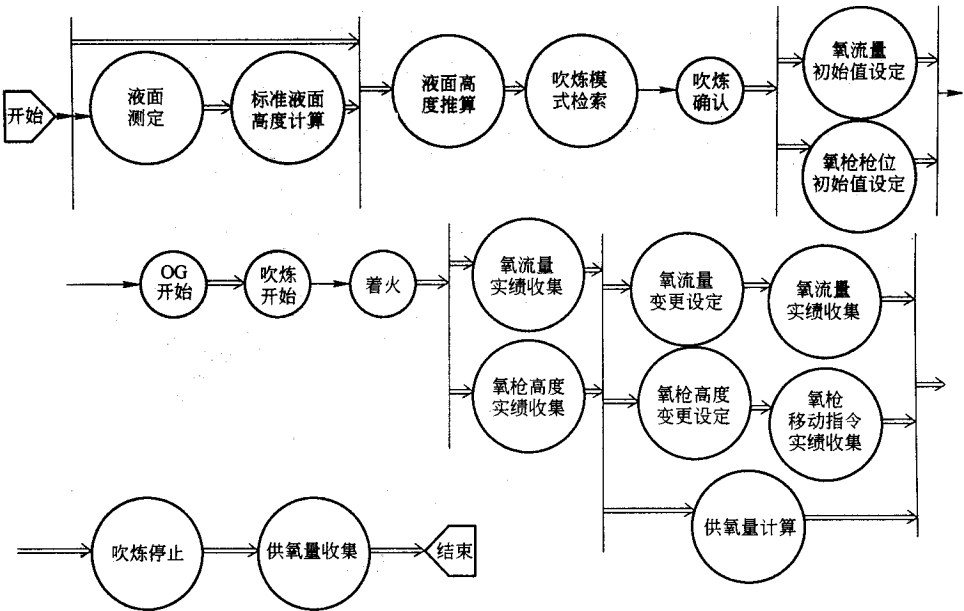


图 3-5-27 吹炼模式管理流程图

过程计算机能根据该炉次出钢记号选定的氧枪高度模式码和送氧流量模式码,并由 CRT 显示,吹炼开始时,操作员只需按“确认按钮”,计算机就向氧枪副枪控制装置和氧气流量控制装置设定,输出吹炼时的氧枪高度和氧气流量,当氧气开始吹进,按“点火按钮”,以后吹炼将按设定模式进行。按生产的钢种,有不同的模式,例如某厂的模式为:普通低碳钢、普通中碳钢、中碳镇静钢、高碳钢、低碳镇静钢等,也就是根据冶炼不同的钢种,按以上五个钢种组进行分类,分成不同的控制模式进行吹炼。在每一模式中,氧枪枪位在吹炼中允许最多改变四次,图 3-5-28 示出了枪位及供氧流量变化的例子。

(10) 转炉吹炼终点控制。转炉计算机控制最基本的要求进行吹炼终点控制,即要求在停吹时钢水温度和成分能同时命中目标值。目前,终点控制有两种方式:静态控制和动态控制。它们的控制目标都是为了提高钢水温度和成分的控制精度和命中率。图 3-5-29 示出转炉终点控制的示意图。对一般钢种而言,终点成分主要控制钢水中含碳量。终点碳的命中范围根据终点碳目标值的不同,要求也不同。如对目标碳小于 0.1% 的低碳钢,一般要求 $\pm 0.01\% \sim 0.02\%$;目标碳在 0.1% ~ 0.3% 时为 $\pm 0.03\%$;目标碳大

于 0.3% 以上时为 $\pm 0.04\%$ 。终点温度的命中范围为目标温度 $\pm 12 \sim 13^{\circ}\text{C}$ 。

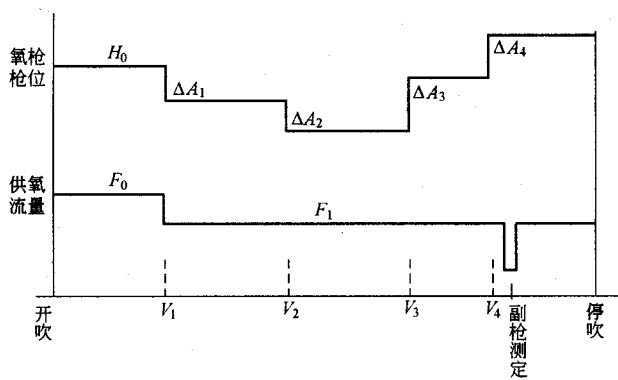


图 3-5-28 吹炼中氧枪和供氧量变化例子

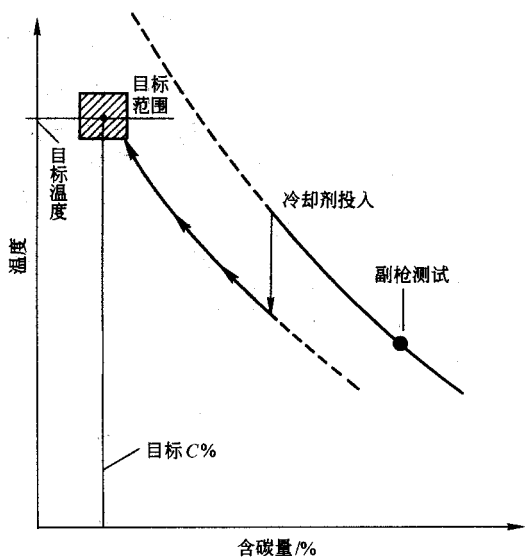


图 3-5-29 副枪法终点动态控制示意图

到目前为止,世界各国虽然对转炉中钢水温度和成分的连续测量做过多年的研究,但一直没有得到解决。正因为缺少钢水温度和成分连续测量的手段,所以静态控制成为氧气转炉的一种基本的吹炼控制方式。静态控制是在转炉开吹前,根据初始装料(铁水和废钢)条件计算好这一炉次的吹氧量和副原料量以及冷却剂量等,并按钢种要求确定氧流量和枪位制度以及副原料加料和底吹供气制度,在吹炼过程中按这些参数一直吹炼到停吹,中间没有任何信息反馈。正因为如此,静态控制的吹炼轨迹在吹炼过程中不能得到修正,其终点同时命中率不高,一般为 50% ~ 60%。

转炉动态控制是在吹炼过程中能够得到钢水温度和碳含量的信息,不断修正吹炼轨迹,使之最后命中终点。所以,实现转炉动态控制的关键是要有动态检测手段。1967 年美国伯利恒钢铁公司发明了世界上第一个副枪,为转炉动态控制提供了有力的手段。后来经过日本几大钢铁公司多年的改进和完善,副枪已成为目前最成熟的转炉动态控制方法,被称为副枪法动态控制。

副枪是与氧枪有一定距离并排安装的测试装置。它的顶端装有直接测试探头,可单独安装测温、定氧、测钢水液面的探头,也可安装测温、定碳、取样复合探头,通过它的装、拔探头装置可很方便地更换探头。这样,副枪就可以测量钢水液面、钢水温度、钢水含碳量、钢水含氧量以及取钢水样送化验室分析。

副枪法动态控制是在静态控制的基础上进行的。即在吹炼前期和中期仍按静态控制,只在吹炼末期到达终点前 $2 \sim 3\text{min}$ 时,降下副枪测试钢水温度和含碳量,通过动态模型计算求得要补加的冷却剂量和到达终点尚需的吹氧量,以此数据吹炼到终点。由于它在吹炼终点前对吹炼轨迹进行了修正(见图 3-5-29),其终点命中率大大提高,可达 90% 以上。

转炉计算机终点控制的执行过程如下:

1) 在上一炉次的终点或出钢时起动本炉次的装料计算。根据装料模型计算出本炉装入的铁水重量和废钢种类及重量,分别在铁水站(混铁炉)和废钢场准备铁水和废钢。称量铁水重量,取样分析和测量铁水温度 按要求的废钢类别称量废钢重量,将这些实际数据输入计算机。

2) 在铁水和废钢装入转炉后,起动副原料和终点控制模型,计算出本炉所需的石灰、白云石、萤石、矿石等原料的重量以及吹氧量。

3) 氧枪降入炉内开吹,按钢种要求选择规定的供氧和枪位制度(模式)、副原料加料制度和底吹供气制度进行吹炼。这些标准吹炼制度是随吹炼时间变更的。由于各炉氧耗量不同,为统一操作通常用‘氧步’来表示时间,即将氧耗量分成若干等份,每吹一个等份为一个氧步,如某厂取每炉氧耗量的 $1/25$ 为一个氧步。

4) 吹炼到达终点前 $2 \sim 3\text{min}$,下降副枪测试钢水温度和含碳量。

5) 根据副枪测得的数据,按动态模型计算出为同时命中终点目标应补吹的氧耗量和补加的冷却剂(矿石或铁皮等)。

6) 吹炼达到上述氧耗量时自动提升氧枪,用副枪测试终点温度和终点碳。如二者在命中范围内就为同时命中,允许出钢。如果温度或含碳量有一项不命中,需进行再吹处理。

7) 收集和汇总吹炼中的实际数据,对静态和动态模型进行自学习修正。

(11) 合金和冷却剂投入管理以及转炉出钢控制。在吹炼终点经副枪测试钢水温度和含碳量以及含氧量,若温度和含碳量同时命中,或者经再吹达到要求,并经取样分析其他成分也合格时就出钢。若停吹温度高于目标温度时要进行冷却剂投入量计算,计算结果自动在 CRT 上显示作为操作指导,在出钢时要按不同钢种要求进行脱氧和合金化以及是否要投入冷却剂,向钢包投入铁合金和脱氧剂以及冷却剂。根据钢水目标成分、出钢时实际成分、出钢量等数据用合金模型计算加入钢包中的各种铁合金的重量以及脱氧剂的重量,并由 CRT 显示。操作员根据所有显示结果并确认后,计算机将向铁合金、脱氧剂和冷却剂投入系统输出各称量值。在脱氧、合金化后,将钢水重量、成分等实际数据采集到计算机,对合金模型中的各元素的收得率进行自学习修正。

(12) 再吹管理。在副枪测试钢水温度和含碳量以及含氧量后,操作员按停吹温度和含碳量以及含氧量决定是否要再吹。再吹时,计算机要在再吹点火时进行再吹计算(按动态计算),将钢水温度和碳含量的预测值和冷却剂投入指示值作为操作指导,由 CRT 显示。有关再吹管理的详细流程见图 3-5-30。

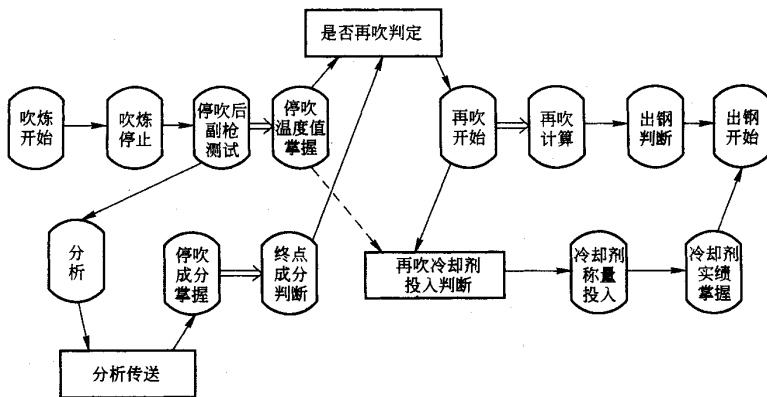


图 3-5-30 再吹管理流程图

(13) 与连铸、化验室等计算机通讯。

(14) 引风机速度设定。引风机是转炉排气设备。为节约非吹炼时电耗,随着转炉作业进行,要切换引风机速度,在废钢或铁水装入时引风机速度设定为高速,开始出钢时则设定为低速并将数值读入计算机。设定值出错时,会在 CRT 上报警。

(15) 打印各种报表和记录。如作为生产管理的日报(包括前一天的出钢量、板坯量、钢水收得率、连铸收得率、吹炼自动化率、命中率、炉外精炼比、铁水、生铁和废钢等原料

使用量、氧气使用量、氧气单耗、废钢比、补炉材料使用量、合金等副原料使用量、吹炼时间、出钢时间、等待时间、补炉时间、炉外精炼时间、钢种变更等),混铁车受铁日报(含一天受铁实绩合计及铁水成分等)等。

(16)转炉作业时间管理。通常转炉操作按以下顺序进行:主原料装入开始→主原料装入结束→开吹→点火→吹炼结束→出钢开始→出钢结束→排渣开始→排渣结束。其中主原料是铁水、生铁和废钢,实际转炉操作中有时不能装入废钢,有时要中断吹炼、再吹、出钢中断等操作,这些也包括在上述顺序中。

计算机要管理和收集转炉作业时间,把目前进行的操作通过亮灯告诉操作员,计算机将读入该作业的相应时刻,标出作业时间,并由 CRT 显示。在出现等待时间时,计算机能自动检查出是什么等待时间。

六、生产控制计算机的主要功能

生产控制计算机接收上一级计算机系统下达的产品工艺卡和制造命令,管理从铁水倒罐开始到铸坯送到热轧板坯输送滚道交接点、钢锭送到初轧厂为止的生产控制。

主要功能:

- (1)制造技术标准管理;
- (2)制造命令管理;
- (3)出钢计划管理;
- (4)炉次跟踪;
- (5)炉次品质判定;
- (6)成分判定;
- (7)设备状态管理;
- (8)库厂管理;
- (9)成品出厂管理。