doi: 10.20237/j.issn.1007-7545.2026.11.016

电炉灰富氢碳热还原制备高纯氧化锌试验

高政[1,2]，高建军[1,2]，王彬[1,2]，于樾[1,2]，王锋[1,2]

(1. 北京钢研氢冶金技术研究院有限公司，北京 100081；
2. 中国钢研氢冶金中心，北京 100081)

摘要：随着我国“双碳”战略深入推进，钢铁行业作为碳排放重点行业，面临严峻的降碳压力。废钢短流程炼钢作为钢铁工业实现“碳达峰”、“碳中和”的有效途径，近年来得到快速发展，随着我国废钢循环量的增大，电炉炼钢比例逐年攀升，电炉灰的产生量也随之增加。目前，电炉灰的处理技术主要包括湿法、火法等工艺，但普遍存在工艺流程长、酸碱消耗大、二次污染严重、产品附加值低等问题，难以实现电炉灰的资源化与高值化利用，钢铁企业仍面临严峻的环保处置压力。本研究采用水洗—焙烧工艺进行电炉灰预处理除杂，除杂后的电炉灰进行富氢碳热还原得到高纯氧化锌，实现电炉灰的资源化、高值化利用。结果表明：水洗预处理的最佳条件为：液固比9:1、水洗时间75 min，水洗除杂后K和Na脱除率分别达到94.64%和98.65%；高温焙烧的最佳条件为：焙烧温度1 100 ℃、氯化钙配加量1.0%、焙烧时间2 h，除杂后电炉灰中Cl和Pb的脱除率分别达到99.49%和95.98%，含量分别降为0.026%和0.037%。电炉灰富氢碳热还原的最佳条件为：还原温度1 150 ℃、还原时间100 min、煤粒配加量35%，得到的氧化锌产品纯度可以达到99.75%，锌回收率为94.7%，还原后球团的全铁含量(TFe)37.2%、金属化率达到23.82%。还原后球团可以返回电炉冶炼提铁，实现电炉灰的高值化和全量化利用。

关键词：电炉灰；水洗；焙烧；富氢碳热还原；氧化锌

中图分类号：TF813；X758　　**文献标志码：**A　　**文章编号：**1007-7545(2026)11-2461-13

引用格式：高政，高建军，王彬，等. 电炉灰富氢碳热还原制备高纯氧化锌试验[J]. 有色金属(冶炼部分)，2026(11): 2461-2473. DOI: 10.20237/j.issn.1007-7545.2026.11.016.

Gao Zheng, Gao Jianjun, Wang Bin, et al. Experiment on Preparation of High-purity Zinc Oxide by Hydrogen-rich Carbothermal Reduction of Electric Arc Furnace Dust[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2026(11): 2461-2473. DOI: 10.20237/j.issn.1007-7545.2026.11.016.

电炉炼钢因具有流程短、能耗低、碳排放少等优点，在我国钢铁冶炼结构转型中的占比逐步提升[1-3]，但在其冶炼过程中，每吨钢会产生约15~20 kg电炉灰。电炉灰中含有大量锌(Zn)、氯(Cl)、铅(Pb)等元素，被列为危险废弃物(HW23)，若处置不当将严重危害环境与人体健康[4-6]，但因其富含氧化锌(ZnO)和氧化铁(Fe_2O_3)等有价组分，又具有显著回收价值。目前电炉灰的处理工艺主要包括火法和湿法两类，但两者均受Cl与Pb的严重制约。在火法工艺(如回转窑)中，Cl与碱金属形成低熔点氯盐，易导致窑内结圈、设备堵塞以及促进二噁英的生成[7-11]；在湿法工艺中，氯离子加剧设备腐蚀、干扰电解过程的效率与产品纯度，Pb等重金属在高温下易挥发，造成二次污染、降低产品纯度[11-17]。现有火法工艺虽已得到广泛应用，但不同技术路线在应对上述问题时存在一定差异：回转窑工艺成熟、投资相对较低，但存在对原料波动敏感、易结圈、锌回收率偏低(通常为80%~90%)以及烟气处理量大等问题；转底炉具有处理量大、原料适应性强、锌回收率高(85%~95%)等优点，其缺点是能耗较高(高温还原需消耗大量

收稿日期：2026-06-05　　**修回日期：**2026-07-25　　**录用日期：**2026-07-27

基金项目：国家重点研发计划项目(2024YFC3909500)

作者简介：高政(2002—)，男，硕士；**通信作者：**高建军(1985—)，男，博士，正高级工程师

©Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy) Editorial Department 2026. This is an open access article under the CC-BY-NC-ND 4.0 License.

还原剂)、设备投资大、还原温度控制要求高等。除上述工艺外,真空碳热还原工艺的锌回收率可达到90%~95%,但高温真空条件使设备投资与能耗显著增加,所得ZnO纯度普遍仅约90%~93%;氯化挥发工艺虽能将锌挥发率提升至95%以上,但氯化剂消耗高,每吨锌产品约产生0.3~0.5 t含氯危废渣,且产品ZnO纯度仅为85%~92%;湿法提锌(酸浸—电积、碱浸等)可直接获得高纯金属锌或氧化锌,锌回收率85%~95%,但流程冗长、废水产生量大,每吨电炉灰处理成本常达150~300元,对原料氯含量也极为敏感。上述路线普遍存在锌回收率与产品纯度难以兼顾、能耗或危废产生量较大、运行成本偏高等局限。近年来,随着国家环保标准与政策的日益严格,过去大量采用的平炉(又称韦氏炉)生产氧化锌的工艺面临淘汰[17-23]。

为此,本研究针对现有工艺的不足,优化开发出一种新型回转窑直接还原制备高纯氧化锌工艺。该工艺首先通过两步预处理,高效脱除K、Na、Cl、Pb等杂质并制备球团,有效解决回转窑易结圈及二噁英生成的问题;在还原工序中,通过将电炉灰造球并外配煤进行还原,有效解决回转窑工艺扬尘大、产品纯度低的问题。新工艺通过水洗—氯化焙烧除杂制备球团和富氢碳热还原,可以大幅度提高电炉灰中锌回收率和氧化锌产品的纯度,从而实现电炉灰的高值化全量化利用。为进一步研究工艺参数对新工艺的影响,本文开展了电炉灰高温焙烧除杂与电炉灰球团富氢碳热还原试验,研究结果可为工程设计与实际生产操作提供参考。

1 试验原料

电炉灰由某电炉炼钢企业提供,其化学成分为(质量分数,%):ZnO 42.14、Fe_2O_3 19.74、Na_2O 12.10、Cl 5.09、CaO 4.22、SiO_2 2.58、MnO 2.02、K_2O 1.93、MgO 1.22、PbO 0.78、Al_2O_3 0.53。电炉灰中主要成分为ZnO、Fe_2O_3,同时含有大量的Cl、K、Na高可溶性元素,ZnO与Fe_2O_3的含量分别达到42.14%、19.74%,占成分大多数,将Zn含量进行折算,可达到33.86%。电炉灰的XRD物相分析结果由图1所示,Zn主要以ZnO和铁酸锌($ZnFe_2O_4$)的形式存在,铁氧化物则与部分ZnO结合形成$ZnFe_2O_4$,并且电炉灰中含有大量NaCl。

煤样的工业分析和元素分析结果如表1所示,可以看出,烟煤中灰分较低,挥发分较高。H含量较高,

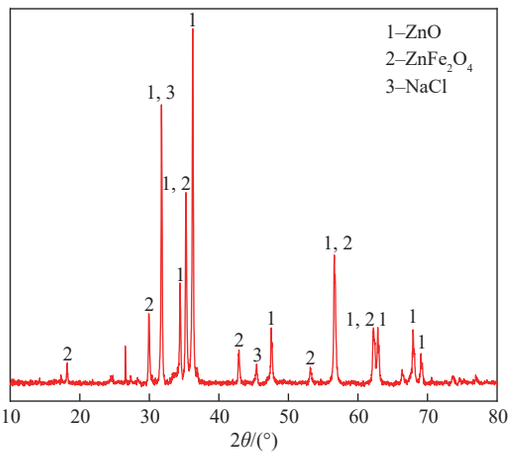


图1 电炉灰的XRD谱

Fig. 1 XRD pattern of EAF dust

表1 烟煤的工业分析与元素分析

Table 1 Industrial analysis and elemental analysis of coal /%

工业分析				元素分析			
成分	固定碳	挥发分	灰分	H	N	P	S
含量	53.96	36.19	6.61	4.72	1.10	0.01	0.53

N、P、S含量较低。在高温条件下,烟煤挥发分解,可以产生大量CO/H_2,反应性强,可促进电炉灰中ZnO与铁氧化物的还原,适用于本研究。

2 试验方案与原理

2.1 试验方案

试验包括水洗脱氯、氯化焙烧除杂和富氢碳热还原三步。首先在液固比9∶1、75 min条件下水洗去除Cl、K、Na,烘干后制球。将球团在1 000~1 250 ℃进行焙烧,确定最佳焙烧温度和焙烧时间;再按电炉灰质量的0.5%~2.0%添加无水$CaCl_2$,混匀造球后焙烧,确定最佳氯化剂用量。基于上述最佳条件制备球团,与粒度<5 mm煤粒混合,在1 050~1 200 ℃进行还原,达到目标温度后保温,结束后冷却至600 ℃以下取出。考察还原温度、还原时间及煤粒配加量对锌还原率、ZnO纯度和球团金属化率的影响,确定最佳工艺参数。试验流程如图2所示。

2.2 试验原理

2.2.1 高温焙烧深度除杂

电炉灰中PbO沸点高达1 470 ℃,常规火法难以将其有效脱除,而还原制备高纯ZnO要求电炉灰中铅含量低于0.05%,以满足氧化锌产品纯度、使用性能及环保合规等多重要求。因此必须实现电炉灰的深度脱铅,但现有常规火法工艺尚难以实现。为此,本研究在球团制备过程中引入氯化剂$CaCl_2$,利用其

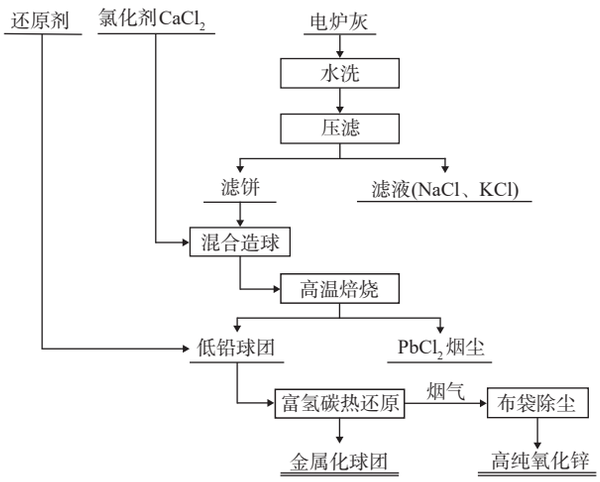


图 2　试验流程图

Fig. 2　Experiment flowchart

与 PbO 在高温下反应生成低沸点 $PbCl_2$，显著降低含铅化合物的挥发温度，实现对铅的高效脱除[24-28]。涉及的反应如表 2 中式 1~7 所示。不同氯化物的熔点、沸点如表 3 所示。

高温焙烧(1 000~1 250 ℃)反应吉布斯自由能关系(图 3)表明，PbO 与 $CaCl_2$ 氯化生成易挥发 $PbCl_2$。电炉灰中的 Fe_2O_3、SiO_2 与反应(1)生成的 CaO 形成铁酸盐($CaO\cdot Fe_2O_3$)和硅酸盐($CaO\cdot SiO_2$)，降低 CaO 活度，进一步促进 PbO 氯化。相同条件下，ZnO 虽不直接与 $CaCl_2$ 反应，但 SiO_2 与 CaO 的结合可促进 ZnO 氯化生成 $ZnCl_2$(式 7)，PbO 继而与 $ZnCl_2$ 反应置换出 ZnO 与 $PbCl_2$(式 3)，强化了电炉灰的持续脱铅，并且减少了 ZnO 损失。

表 2　高温焙烧反应式(1 000~1250 ℃)

Table 2　Reactions for high-temperature calcination (1 000–1 250 ℃)

反应序号	反应式	吉布斯自由能/(kJ·mol^{-1})
(1)	$PbO+CaCl_2=PbCl_2(g)+CaO$	$\Delta G^{\theta}=189.59-0.146T$
(2)	$ZnO+CaCl_2=ZnCl_2(g)+CaO$	$\Delta G^{\theta}=113.91-0.036T$
(3)	$PbO+ZnCl_2=PbCl_2(g)+ZnO$	$\Delta G^{\theta}=75.6-0.11T$
(4)	$PbO+CaCl_2+Fe_2O_3=PbCl_2(g)+CaO\cdot Fe_2O_3$	$\Delta G^{\theta}=159.89-0.151T$
(5)	$PbO+CaCl_2+SiO_2=PbCl_2(g)+CaO\cdot SiO_2$	$\Delta G^{\theta}=97.09-0.144T$
(6)	$ZnO+CaCl_2+Fe_2O_3=ZnCl_2(g)+CaO\cdot Fe_2O_3$	$\Delta G^{\theta}=84.21-0.041T$
(7)	$ZnO+CaCl_2+SiO_2=ZnCl_2(g)+CaO\cdot SiO_2$	$\Delta G^{\theta}=21.41-0.033T$
(8)	$ZnO+CO(g)=Zn(g)+CO_2(g)$	$\Delta G^{\theta}=192.437-0.1217T$
(9)	$ZnO+H_2(g)=Zn(g)+H_2O(g)$	$\Delta G^{\theta}=229.965-0.1557T$
(10)	$ZnFe_2O_4+2CO(g)=Zn(g)+2FeO+2CO_2(g)$	$\Delta G^{\theta}=202.634-0.1412T$
(11)	$ZnFe_2O_4+2H_2(g)=Zn(g)+2FeO+2H_2O(g)$	$\Delta G^{\theta}=264.158-0.2107T$

表 3　氯化物的熔点、沸点

Table 3　Melting point and boiling point of chlorides

氯化物	熔点/℃	沸点/℃
$ZnCl_2$	283	732
$PbCl_2$	495	950
$CaCl_2$	782	>1 600

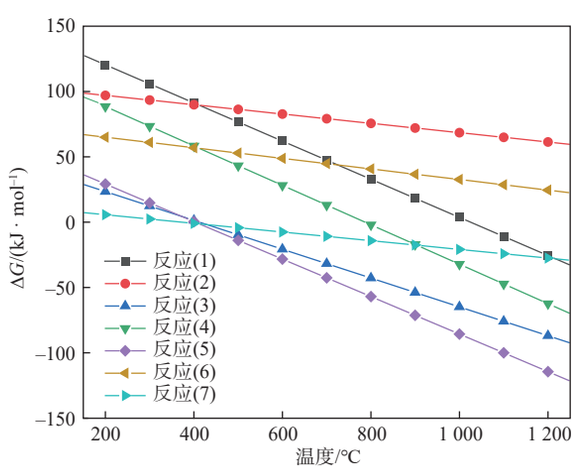


图 3　反应的吉布斯自由能

Fig. 3　Δ*G* of the reaction

2.2.2　富氢碳热还原

电炉灰在富氢碳热还原过程中发生的 ZnO 和 $ZnFe_2O_4$ 的还原，且反应主要为气固反应，基于 CO、H_2 还原机制，ZnO 还原涉及的反应如表 2 中式 8~9 所示。

在反应温度(1 000~1 200 ℃)的区间内，ZnO 的还原反应均可正向进行。但通常反应在非标态下进行，ZnO 的还原反应与反应体系的气相成分组成有关，所以需要对非标准状态下的情况进行进一步讨论[29-33]。

当反应(8)达到平衡时：

$$\Delta G^{\theta}=-RT\ln K=-RT\ln\frac{P_{CO_2}P_{Zn}}{P_{CO}P^{\theta}} \tag{12}$$

可得到

$$\frac{P_{CO_2}P_{Zn}}{P_{CO}P^{\theta}}=\exp\left(\frac{-\Delta G^{\theta}}{RT}\right)=\exp\left(\frac{121.7T-192437}{1000RT}\right) \tag{13}$$

若令 $P_{总}=P_{Zn}+P_{CO}+P_{CO_2}$、$P_{总}=P^{\theta}$，则可推导出各气相的平衡关系：

$$\frac{f_v(\mathrm{CO})}{f_v(\mathrm{CO})+f_v(\mathrm{CO_2})}=\frac{f_v(\mathrm{Zn})}{100\exp\left(\frac{121.7T-192437}{1000RT}\right)+f_v(\mathrm{Zn})} \tag{14}$$

式中，$f_v(\mathrm{CO})$、$f_v(\mathrm{CO_2})$、$f_v(\mathrm{Zn})$ 分别为 CO、CO_2、Zn 组成气体中各物质的体积分数(%)；P^{θ} 为标准压力，101 325 Pa。若气相中 $f_v(\mathrm{Zn})$ =1%、5%、10%、20%，代入式(14)，可得到不同反应温度下 CO 在气相中的含量，如图 4(a)所示。

同理，可得到反应(9)达到平衡后各气相的平衡关系：

$$\frac{f_v(\mathrm{H_2})}{f_v(\mathrm{H_2})+f_v(\mathrm{H_2O})}=\frac{f_v(\mathrm{Zn})}{100\exp\left(\frac{155.7T-229965}{1000RT}\right)+f_v(\mathrm{Zn})} \tag{15}$$

式中，$f_v(\mathrm{H_2})$、$f_v(\mathrm{H_2O})$、$f_v(\mathrm{Zn})$ 分别为 H_2、H_2O、Zn 组成气体中各物质的体积分数(%)。若气相中 $f_v(\mathrm{Zn})$ =1%、5%、10%、20%，代入式(15)，可得到不同反应温度下 H_2 在气相中的含量，如图 4(b)所示。

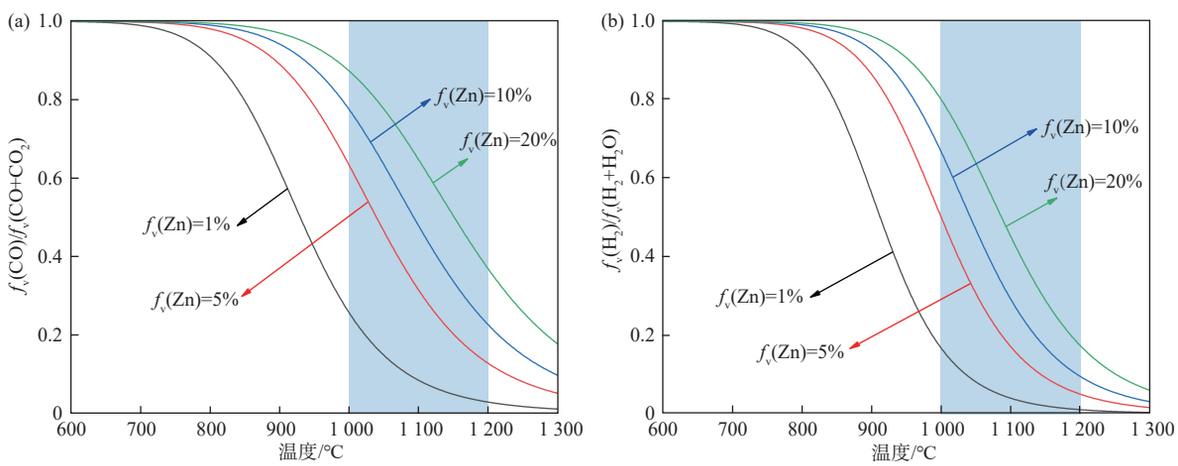


图 4　不同反应体系气相比值与反应温度关系：(a) CO-CO_2 反应体系；(b) H_2-H_2O 反应体系

Fig. 4　Relationships between gas phase ratio and reaction temperature in different reaction systems: (a) CO-CO_2; (b) H_2-H_2O

由图 4(a)、图 4(b)可知，在反应温度(1 000~1 200 ℃)区间内，假设 $f_v(\mathrm{Zn})$ 不变，则温度越高，反应开始进行需要的 CO/H_2 越少；而随着反应不断进行，$f_v(\mathrm{Zn})$ 逐渐增大，温度不变时，$f_v(\mathrm{Zn})$ 越大，还原需要的 CO/H_2 越多，即随着气相中锌蒸气体积分数不断上升，反应温度也随之上升。CO-CO_2 体系与 H_2-H_2O 体系的反应规律相近，对比可知，在低于 830 ℃时，CO 还原 ZnO 的能力强于 H_2；高于 830 ℃时，H_2 还原 ZnO 的能力强于 CO。

$ZnFe_2O_4$ 还原涉及反应如表 2 中式(10)~(11)所示，遵循逐步还原规律，过程为 $ZnFe_2O_4$→Zn(g)+FeO→Zn(g)+Fe。

对 $ZnFe_2O_4$ 的还原进行非标准状态下的分析。反应(10)达到平衡时：

$$\Delta G^{\theta}=-RT\ln K=-RT\ln\frac{P_{\mathrm{CO_2}}^2P_{\mathrm{Zn}}}{P_{\mathrm{CO}}^2P^{\theta}} \tag{16}$$

可得到

$$\frac{P_{\mathrm{CO_2}}^2P_{\mathrm{Zn}}}{P_{\mathrm{CO}}^2P^{\theta}}=\exp\left(\frac{-\Delta G^{\theta}}{RT}\right)=\exp\left(\frac{141.2T-202634}{1000RT}\right) \tag{17}$$

令 $P_{总}=P_{\mathrm{Zn}}+P_{\mathrm{CO}}+P_{\mathrm{CO_2}}$、$P_{总}=P^{\theta}$，则可推导出各气相的平衡关系：

$$\frac{f_v(\mathrm{CO})}{f_v(\mathrm{CO})+f_v(\mathrm{CO_2})}=\frac{\sqrt{f_v(\mathrm{Zn})}}{10\sqrt{\exp\left(\frac{141.2T-202634}{1000RT}\right)}+\sqrt{f_v(\mathrm{Zn})}} \tag{18}$$

式中，$f_v(\mathrm{CO})$、$f_v(\mathrm{CO_2})$、$f_v(\mathrm{Zn})$ 分别为 CO、CO_2、Zn 组成气体中各物质的体积分数(%)；P^{θ} 为标准压力，101 325 Pa。若气相中 $f_v(\mathrm{Zn})$=1%、5%、10%、20%，代入式(18)，可得到不同反应温度下 CO 在气相中的含量，如图 5(a)所示。

同理可得到反应(11)达到平衡后，各气相的体积

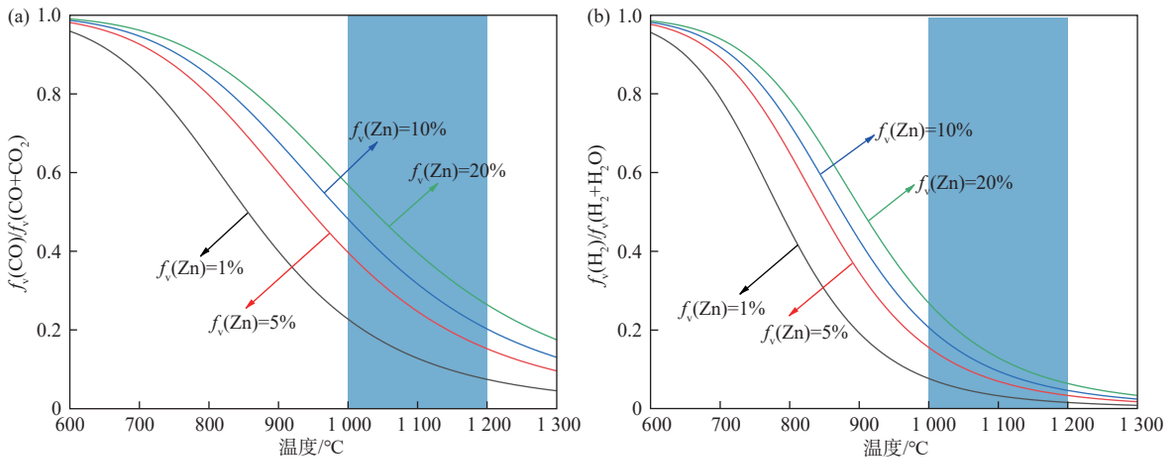


图5　不同反应体系气相比值与反应温度关系：(a) CO-CO_2反应体系；(b) H_2-H_2O反应体系

Fig. 5　Relationships between gas phase ratio and reaction temperature in different reaction systems: (a) CO-CO_2; (b) H_2-H_2O

关系：

$$\frac{f_v(H_2)}{f_v(H_2)+f_v(H_2O)}=\frac{\sqrt{f_v(Zn)}}{10\sqrt{\exp\left(\frac{210.7T-264158}{1000RT}\right)}+\sqrt{f_v(Zn)}} \tag{19}$$

式中，$f_v(H_2)$、$f_v(H_2O)$、$f_v(Zn)$分别为H_2、H_2O、Zn组成气体中各物质的体积分数(%)。若气相中$f_v(Zn)$=1%、5%、10%、20%，代入式(19)，可得到不同反应温度下H_2在气相中的含量，如图5(b)所示。

由图5(a)、图5(b)可知，在反应温度(1 000~1 200 ℃)区间内，假设$f_v(Zn)$=20%，则在1 000 ℃时，CO-CO_2体系中CO的含量达到56.8%，反应(10)才可进行，将$ZnFe_2O_4$还原；而在相同条件下，H_2-H_2O体系中H_2的含量达到26.9%，反应(11)即可进行，这也再次印证，高温条件下H_2的还原能力优于CO。若升高反应温度，则还原$ZnFe_2O_4$所需CO/H_2还原势变小，所以，若原料中锌的含量高，气相中锌蒸气体积分数也较高，反应温度应适当提高，以促进反应进行。

3　结果与讨论

3.1　水洗脱氯试验结果

进行焙烧试验之前，先对电炉灰进行水洗处理，除去其中以NaCl、KCl为主的水溶性杂质，减少碱金属对设备的的腐蚀。将电炉灰在液固比9:1、水洗时间75 min的条件进行水洗预处理[34]，处理后电炉灰的化学成分为(质量分数，%)：ZnO 60.43、Fe_2O_3 23.76、CaO 5.35、MnO 2.86、SiO_2 2.68、MgO 1.73、PbO 0.99、Al_2O_3 0.54、Cl 0.27、K_2O+Na_2O 0.19。处理后电炉灰的XRD物相分析结果如图6所示。

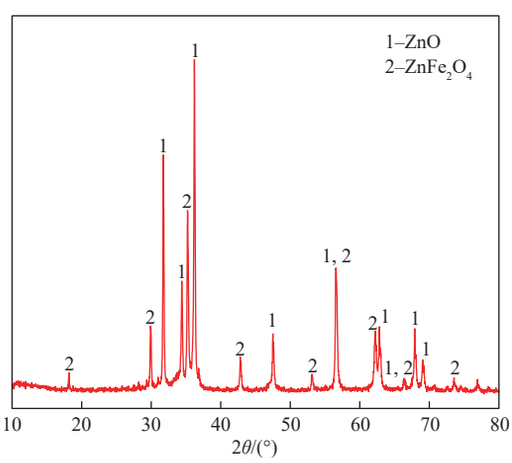


图6　电炉灰水洗后的XRD谱

Fig. 6　XRD pattern of EAF dust after water washing

化学分析表明，经水洗处理后，电炉灰中Cl的含量从5.09%(见表1)降至0.27%，含K、Na化合物含量从14.03%降至0.19%，脱除率分别达到94.64%和98.65%。但水洗后电炉灰中Pb含量仍然较高，且因可溶性基质的去除而富集，含量由0.78%上升至0.99%，需要通过高温焙烧进行深度处理。物相分析表明，水洗后的电炉灰中主要物相为ZnO与$ZnFe_2O_4$，并且NaCl特征峰消失，说明水洗脱除K、Na、Cl的效果显著。

3.2　高温焙烧试验

3.2.1　焙烧温度对Cl、Pb脱除率的影响

电炉灰经水洗后，虽然已经除去绝大部分碱金属盐，但其中的Pb含量依旧较高(以PbO形式存在，含量达到0.99%)，制备高纯氧化锌，电炉灰中Pb元素含量应控制在0.05%以下，所以需要对电炉灰进行高温焙烧处理，除去其中的Pb。对水洗后的电炉灰

固定焙烧时间2.0 h，焙烧温度分别为1 000、1 050、1 100、1 150、1 200、1 250 ℃的条件下，进行高温焙烧，试验结果如图7所示。

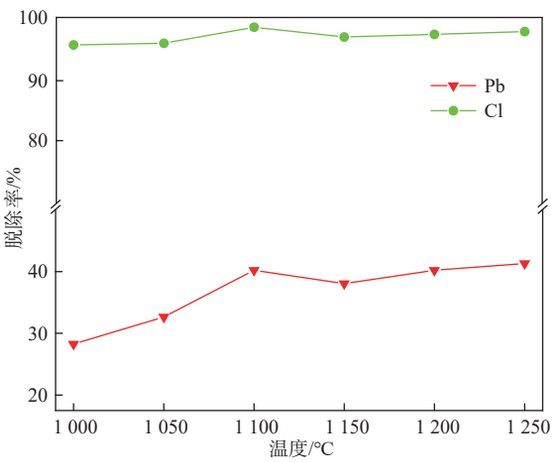


图7 温度对电炉灰中Cl、Pb脱除率的影响

Fig. 7 Effects of temperature on removal efficiency of Cl and Pb of EAF dust

由图7可知，在1 000~1 250 ℃，电炉灰中Cl和Pb脱除率随焙烧温度变化呈现明显规律：焙烧温度在1 000~1 050 ℃时，Cl和Pb的脱除率分别由95.60%和28.26%升至95.88%和32.65%。温度升至1 100 ℃，Cl和Pb的脱除率继续分别上升至98.46%和40.22%，有较大增长，这是因为球团发生软熔烧结并伴随物相重构，液相生成促进固相扩散，液相传质系数更高。继续升温至1 250 ℃，Cl已达到较高脱除率，Pb脱除率趋于平稳，维持在40%左右。综上，1 100 ℃时Cl、Pb挥发率已达到最佳，继续升高温度对Cl、Pb挥发率提升意义不大，且能耗显著提升。因此，综合考虑Cl、Pb脱除效率与能耗因素，确定最佳焙烧温度为1 100 ℃。

3.2.2 焙烧时间对Cl、Pb脱除率的影响

焙烧时间的长短不仅影响电炉灰球团中Cl和Pb的脱除率，也与工艺能耗以及生产效率联系紧密。在焙烧温度1 100 ℃的条件下，研究了焙烧时间分别为1.5、2.0、2.5和3.0 h时，Cl和Pb的脱除率，结果如图8所示。

由图8可知，Cl的脱除率在焙烧时间为1.5 h时已达到95%，继续延长焙烧时间至2.0 h以后，Cl脱除率有所上升，并逐渐趋于稳定，说明电炉灰中的Cl已基本除去。Pb的脱除率在40%附近波动，延长焙烧时间也无明显变化，说明直接焙烧电炉灰的脱铅效果有限。Zn脱除率在焙烧时间为1.5~2.0 h时维持

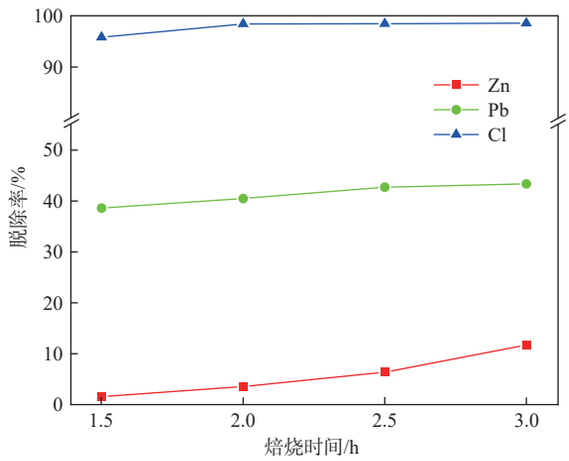


图8 焙烧时间对电炉灰中Cl、Pb和Zn挥发率的影响

Fig. 8 Effects of roasting time on removal efficiency of Cl, Pb and Zn of EAF dust

在5%以下，但焙烧时间大于2.0 h后，Zn脱除率明显上升，可达到10%以上。综合考虑电炉灰处理过程的经济性，选择焙烧时间为2.0 h，以达到最佳效果。

3.2.3 氯化剂添加量对Cl、Pb脱除率的影响

在焙烧温度1 100 ℃、焙烧时间2.0 h的条件下，初步焙烧后，电炉灰中Cl脱除率较高，但Pb含量仍未达标(≤0.05%)。为此，在水洗电炉灰中添加$CaCl_2$进行高温焙烧，固定条件为焙烧温度1 100 ℃、时间2.0 h，考察$CaCl_2$添加量(0.5%、1.0%、1.5%、2.0%)对Cl和Pb脱除率的影响，结果如图9所示。

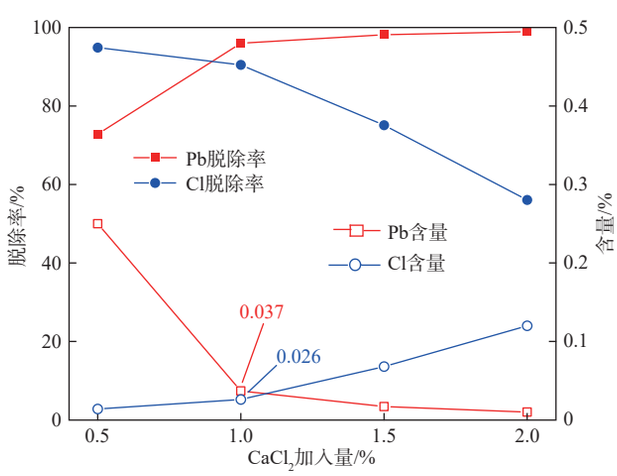


图9 氯化钙添加量对电炉灰中Pb、Cl的影响

Fig. 9 Effects of $CaCl_2$ addition on Cl and Pb in EAF dust

由图9可知，Pb脱除率随$CaCl_2$添加量增加显著提升，表明加入$CaCl_2$有效促进了Pb的脱除。$CaCl_2$加入量从0.5%增加至1.0%时，Pb脱除率从72.83%增至95.98%，增幅达23.15个百分点，Pb、Cl脱除率分别

达到95.98%、99.49%，Pb、Cl的含量分别为0.037%、0.026%。继续增加$CaCl_2$加入量至2.0%，Pb脱除率达到98.91%，仅提升2.93个百分点，但Cl脱除率大幅降至56.04%，原因是电炉灰中Pb已基本脱除，剩余Cl残留于球团中，主要是未完全反应的$CaCl_2$以及与其他金属形成的高沸点氯化物。根据以上试验结果，综合考虑经济性，$CaCl_2$最佳添加量为电炉灰质量的1.0%。

3.3　富氢碳热还原试验

3.3.1　还原温度对锌还原率的影响

还原温度不同会对球团中锌还原率产生影响。在还原时间80 min，煤粒配加量为球团质量30%的条件下，研究了还原温度分别为1 050、1 100、1 150和1 200 ℃时，锌的还原率变化，试验结果如图10所示，还原后球团形貌如图11所示。

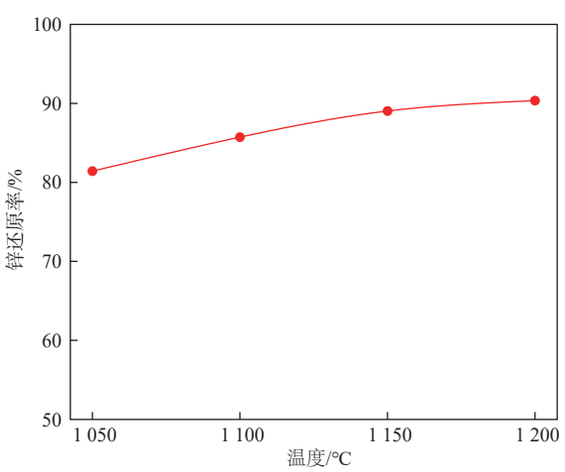


图10　温度对锌还原率的影响

Fig. 10　Effect of temperature on reduction rate of zinc

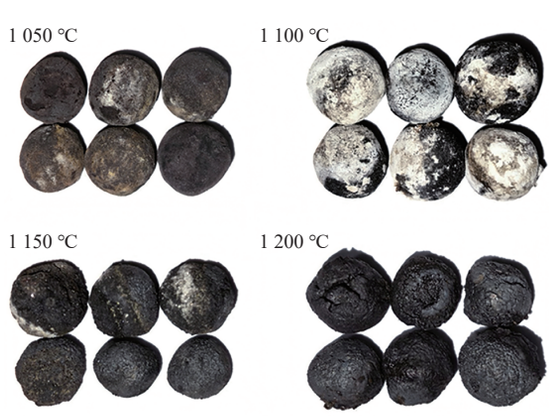


图11　不同温度还原后球团形貌

Fig. 11　Morphologies of reduced pellets at different reduction temperatures

由图10、图11可知，1 050 ℃时还原后，球团呈深褐色，与还原前相似，锌还原率81.4%，这是因为还原温度较低，球团中ZnO未被大量还原。温度升至1 100 ℃，还原后的球团表面覆盖了一层氧化锌粉末，锌还原率升至85.7%，但此时金属锌蒸气的蒸气压低，蒸发速度缓慢，锌来不及蒸发就被再次氧化，附着在球团表面。持续升温至1 150 ℃，球团表面ZnO明显减少，锌还原率达到89.0%，球团中ZnO还原速率进一步增大，还原产生的锌蒸气挥发速度加快，锌的还原率提高，球团表面的ZnO粉末减少。温度达到1 200 ℃，还原后球团表面已无明显ZnO附着，锌还原率增长趋势放缓，球团中ZnO还原速度快，产生的锌蒸气可快速挥发，不会在球团表面氧化附着，表明氧化锌已大量挥发。综合考虑还原效果和工艺能耗，选择最佳还原温度为1 125~1 150 ℃。

3.3.2　还原时间对锌还原率的影响

还原时间(指达到还原温度后的保温时长)的长短不仅影响电炉灰球团中锌的还原率，而且与工艺能耗以及生产效率息息相关。在煤粒配加量为球团质量30%，还原温度分别为1 125 ℃和1 150 ℃的条件下，考察还原时间分别为60、80、100以及120 min条件下，还原温度对电炉灰球团还原率的影响，结果如图12所示。

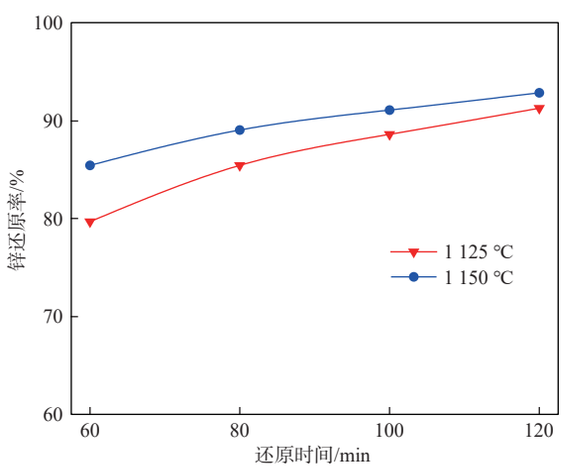


图12　还原时间对锌还原率的影响

Fig. 12　Effects of time on reduction rate of zinc

由图12可知，锌还原率随还原时间延长而增大。1 125 ℃和1 150 ℃下，还原时间每延长20 min，锌还原率分别平均增长3.86和2.47个百分点。在还原时间60 min，还原温度为1 125 ℃和1 150 ℃时，锌还原率分别为79.7%和85.4%，相差5.7个百分点；还原时间增加至80 min，锌还原率分别增长了5.7和3.6个百分点，分别达到85.4%、89.0%，相差3.6个百分点；继续延长还原时间至100 min以后，锌还原率

分别为88.6%、91.1%，相差2.5个百分点。由此可见，随着还原时间增长，两个温度的锌还原率差值逐渐减小，说明温度对锌还原率的影响效果逐渐削弱。锌还原率增幅趋缓的主要原因是球团中ZnO已经达到较高的还原率，继续延长还原时间对锌还原率的增益效果非常有限，综合考虑回收率与生产效率以及能耗，最佳还原时间以100 min为宜。

3.3.3 煤粒配加量对锌还原率的影响

煤主要作为电炉灰球团的还原剂，煤粒配加量过少，球团的还原效果差，金属化率低、锌还原率低；煤粒配加量过多，又会造成资源浪费、热能消耗增加。因此，确定合适的煤粒配加量对于电炉灰球团的还原同样至关重要。在还原温度为1 150 ℃，还原时间100 min的条件下，研究了煤粒配加量(指煤粒占球团的质量分数)分别为25%、30%、35%和40%的情况下，对电炉灰球团中锌还原率的影响，试验结果如图13所示。

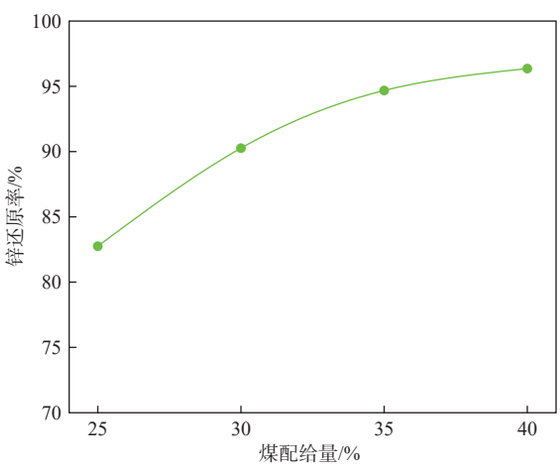


图13 煤粒配加量对锌还原率的影响

Fig. 13 Effect of coal additive amount on reduction rate of zinc

由图13可知，锌还原率随煤粒配加量增加而上升，煤粒配加量达到35%时，锌还原率趋于稳定。煤粒配加量为25%时，锌还原率为82.8%，以电炉灰中ZnO与Fe_2O_3中的O与煤粒中固定碳摩尔比为1:1计算，得出理论上的配碳量不足，导致锌还原率较低。煤粒配加量增大到30%时，锌还原率随之增加，达到90.3%，煤粒配加量增至35%和40%，锌还原率分别达到了94.7%和96.4%，增长趋势逐渐变缓，该趋势说明煤粒配加量达到35%左右，已经能为球团提供足够碳源，以满足球团中氧化锌的还原，继续增大煤粒配加量，增大了煤的消耗与能量消耗，边际效应明显，经济性较差。因此，最佳煤粒配给量应为电炉灰球团质量的35%。

在还原时间100 min、煤粒配给量35%条件下，锌还原率与ZnO纯度随反应温度的变化趋势如图14所示。结果表明，在1 050~1 200 ℃，锌还原率和ZnO纯度呈随逐渐升高的趋势，1 150 ℃时，锌还原率达到94.7%，ZnO纯度达到99.75%；继续升温至1 200 ℃，锌还原率与ZnO纯度的增长趋势放缓，说明球团中的ZnO已经充分还原。以保证锌还原率和ZnO纯度较高为前提，可总结出碳热还原最佳工艺条件为：还原温度1 150 ℃、还原时间100 min、煤粒配给量35%。在该条件下，得到的ZnO粉末成分为(质量分数，%)：ZnO 99.75、SiO_2 0.110、Al_2O_3 0.055、CuO 0.041、Fe_2O_3 0.037、NiO 0.009、Cd<0.0005、As<0.0005。微观形貌如图15所示。

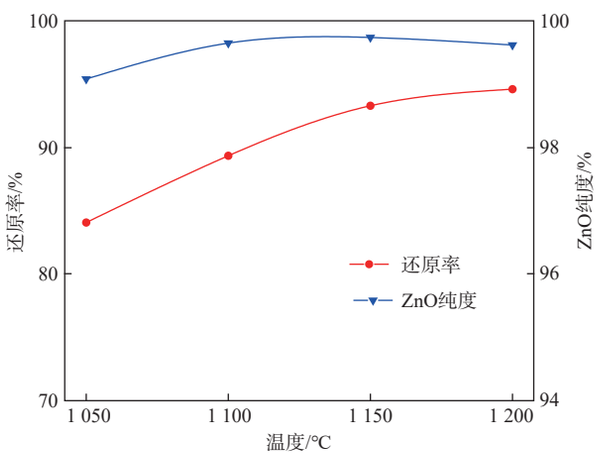


图14 锌还原率与ZnO纯度随温度的变化趋势

Fig. 14 Variation trend of zinc reduction rate and ZnO purity with temperature

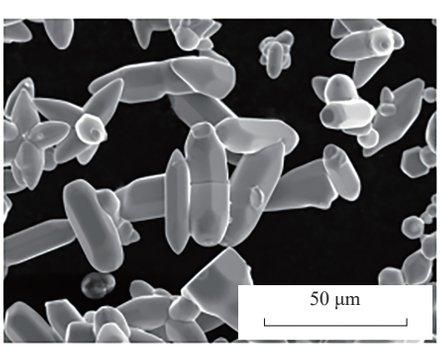


图15 ZnO粉末的SEM图像

Fig. 15 SEM image of ZnO powder

3.3.4 金属化球团特性分析

在还原温度1 150 ℃、还原时间100 min、煤粒配加量35%的条件下，得到最佳锌还原率(94.7%)与

ZnO纯度(99.75%)。此反应条件下，得到的金属化球团的化学分析结果为(质量分数，%)：TFe 37.20、MFe 8.86、CaO 19.42、SiO_2 15.13、ZnO 7.55、MnO 6.78、MgO 6.31、Al_2O_3 4.64、Cr_2O_3 0.83、S 0.38、P 0.33。XRD物相分析与温度对球团特性的影响分别如图16(a)、图16(b)所示。

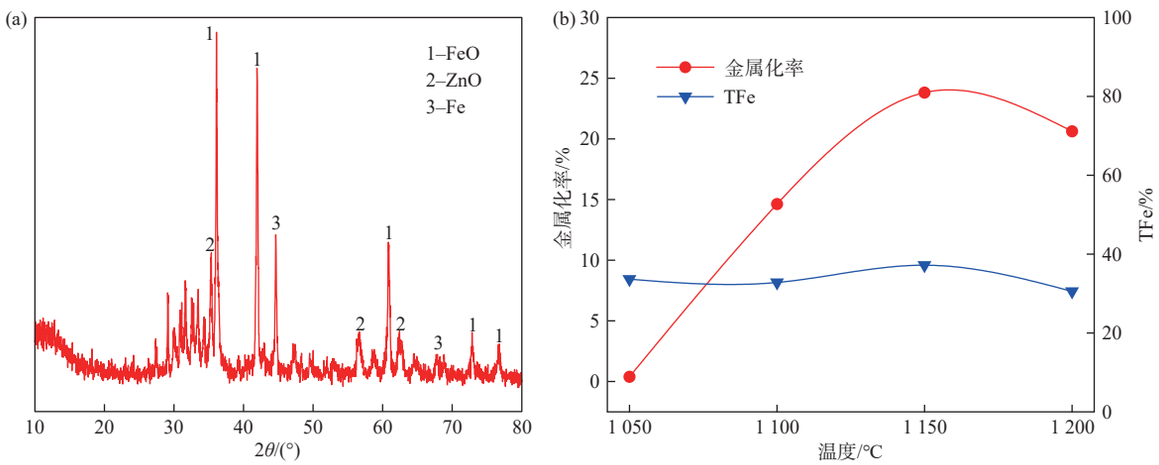


图16　金属化球团的特性分析：(a) XRD谱；(b)温度对球团的影响

Fig. 16　Analysis of metallized pellets: (a) XRD pattern; (b) Effcts of temperature on pellets

化学分析结果表明，金属化球团的全铁含量(TFe)为37.20%，金属铁(MFe)含量为8.86%，剩余少量ZnO未被还原，CaO、SiO_2、MnO、MgO、Al_2O_3、Cr_2O_3因球团还原失氧而出现一定程度的富集。图16(a)物相分析表明，未还原的Fe以氧化亚铁(FeO)的形式存在，由图16(b)可知，球团中TFe含量在1 150 ℃为37.20%，金属化率达到23.82%。球团金属化率偏低主要原因是锌还原消耗了部分碳以及高温环境下煤粒的烧损，若要进一步提高金属化率，需增加配煤量或延长还原时间。但3.3.2节与3.3.3节中试验结果表明，在锌还原率已经较高的情况下，继续增加配煤量或延长还原时间均不能显著提升锌还原率。因此，本工艺以电炉灰中锌的高效还原脱除为主要目标，锌还原率已较高时，通过增加配煤量或延长还原时间以提升金属化率，而对锌还原率提升甚微，总体上会造成能耗与生产成本增加，而金属化球团仍可返回电炉提铁，实现铁资源回收利用，需要指出的是，球团中S、P含量偏高(0.38%、0.33%)，但因其在电炉料中配比较低，经混合和冶炼控制后对钢水质量影响有限，实际生产时可通过物料衡算强化终点成分控制，兼顾产品质量与工艺经济性。

4　结论

1)电炉灰在液固比9∶1、水洗时间75 min的条件，水洗后电炉灰中的Na_2O+K_2O含量降低到0.19%，K、Na脱除率分别达到94.64%和98.65%，Cl含量降低至0.273%，取得较好的水洗脱K、Na效果。

2)水洗电炉灰高温焙烧脱铅的最佳工艺条件为：$CaCl_2$配加量1.0%、焙烧温度1 100 ℃、焙烧时间2 h，脱铅率达到95.98%，Pb的含量0.037%。

3)电炉灰球团富氢碳热还原的最佳工艺条件为：还原温度1 150 ℃、还原时间100 min、煤粒配加量35%，得到的氧化锌产品纯度可以达到99.75%，锌回收率达到94.7%，可以应用于橡胶、陶瓷等行业，实现电炉灰的高值化利用。

4)富氢碳热还原后金属化球团铁品位为37.2%，金属化率为23.82%，金属化球团可以返回电炉冶炼提铁，实现电炉灰的全量化利用。

参考文献

[1]　上官方钦，崔志峰，周继程，等. 双碳背景下中国电炉流程发展战略研究[J]. 钢铁，2024, 59(1): 12-21.
Shangguan Fangqin, Cui Zhifeng, Zhou Jicheng, et al. Research on development strategy of electric arc furnace process in China under background of double carbon[J]. Iron & Steel, 2024, 59(1): 12-21.

[2]　张学友，王海北，MA Hao. 锌冶炼的双碳目标实现路径与方法[J]. 矿冶，2025, 34(3): 508-514.
Zhang Xueyou, Wang Haibei, Ma Hao. Paths and methods for achieving carbon peaking and carbon neutrality in zinc smelting industry[J]. Mining and Metallurgy, 2025, 34(3):

508-514.

[3] 陈丽云. 钢铁行业绿色低碳发展现状及技术路径[J]. 中国经贸导刊, 2023(7): 20-21.
Chen Liyun. Current situation and technical path of green and low carbon development in iron and steel industry[J]. China Economic & Trade Herald, 2023(7): 20-21.

[4] 张玉柱, 寇鑫林, 田铁磊, 等. 钢铁尘泥脱锌工艺的研究进展与展望[J]. 钢铁, 2023, 58(6): 1-11.
Zhang Yuzhu, Kou Xinlin, Tian Tielei, et al. Research progress and prospect of dezincing process of iron and steel dust and mud[J]. Iron & Steel, 2023, 58(6): 1-11.

[5] 吕为建, 王龙, 张浩, 等. 钢铁冶金尘泥提锌工艺的研究进展[J]. 钢铁, 2024, 59(1): 157-167.
Lü Weijian, Wang Long, Zhang Hao, et al. Research on progress of zinc extraction process from iron and steel metallurgical sludge[J]. Iron and Steel, 2024, 59(1): 157-167.

[6] 徐帅玺, 林晓青, 陈彤, 等. 钢铁行业不同物料的二(噁)英生成分布及机理探讨[J]. 环境科学学报, 2018, 38(7): 2818-2824.
Xu Shuaixi, Lin Xiaoqing, Chen Tong, et al. PCDD/F formation and distribution of various materials from steel industry[J]. Acta Scientiae Circumstantiae, 2018, 38(7): 2818-2824.

[7] 潘建, 田宏宇, 朱德庆, 等. 回转窑结图形成机理及应对措施的研究进展[J]. 钢铁, 2020, 55(7): 13-22.
Pan Jian, Tian Hongyu, Zhu Deqing, et al. Research progress of ringing formation mechanisms in rotary-kiln and its response measures[J]. Iron & Steel, 2020, 55(7): 13-22.

[8] 景娟. 火法处理电炉烟尘脱氟氯锌的研究[D]. 西安: 西安建筑科技大学, 2018: 3-13.
Jing Juan. Study on removal of fluorine, chlorine and zinc from electric furnace dust by pyrometallurgical method[D]. Xi'an: Xi'an University of Architecture and Technology, 2018: 3-13.

[9] 王亚健, 张利波, 彭金辉, 等. 氧化锌烟尘脱氯技术研究进展[J]. 矿冶, 2013, 22(2): 78-83.
Wang Yajian, Zhang Libo, Peng Jinhui, et al. Advances in dechlorination technology of zinc oxide dust[J]. Mining and Metallurgy, 2013, 22(2): 78-83.

[10] 吴星琳, 林泓富, 张恒星, 等. 氧化锌烟尘焙烧除氟氯强化工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2022(2): 21-26.
Wu Xinglin, Lin Hongfu, Zhang Hengxing, et al. Study on strengthening process of removal of fluorine and chlorine from zinc oxide dust by roasting[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2022(2): 21-26.

[11] 陈学刚, 曲洪涛, 陈霞. 含锗高铅氧化锌烟尘多膛炉脱氟氯设计与实践[J]. 中国有色冶金, 2015, 44(2): 11-15, 55.
Chen Xuegang, Qu Hongtao, Chen Xia. Design of treating high-Pb and Ge-bearing ZnO dusts to remove halogen with multi-chamber furnace and its practice[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2015, 44(2): 11-15, 55.

[12] 刘殿传, 柴伟. 氧化锌烟尘浸出过程硅锗沉淀高效分散解聚研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2024(5): 91-99.
Liu Dianchuan, Chai Wei. Study on efficient dispersion and depolymerization of Si and Ge precipitation during leaching of zinc oxide dust[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2024(5): 91-99.

[13] 姜澜, 付高峰, 王德全. 选择性氯化焙烧脱除氧化锌烟尘中的氟氯[J]. 有色金属, 2001, 53(3): 28-31.
Jiang Lan, Fu Gaofeng, Wang Dequan. Removal of F and Cl from zinc oxide dust using selective chlorination roasting process[J]. Nonferrous Metals, 2001, 53(3): 28-31.

[14] 申宸昊. 钢铁厂粉尘中锌的碱性湿法资源化研究[D]. 上海: 上海第二工业大学, 2022: 1-3.
Shen Chenhao. Research on alkaline wet recycling of zinc in iron and steel plant dust[D]. Shanghai: Shanghai Polytechnic University, 2022: 1-3.

[15] 余迈新, 王云燕, 张李敏, 等. 低锌高铁溶液针铁矿法除铁工艺及应用研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2025(12): 1-16.
Yu Maixin, Wang Yunyan, Zhang Limin, et al. Research on goethite process for iron removal in low-zinc and high-iron solutions and its applications[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2025(12): 1-16.

[16] 刘芳玲. 高炉瓦斯灰氨法浸出—萃取—电解锌工艺的研究[D]. 马鞍山: 安徽工业大学, 2017: 2-5.
Liu Fangling. Studies on the technology of ammonia leaching-extraction-electrolyzing zinc for blast furnace ashes[D]. Maanshan: Anhui Universit of Technology, 2017: 2-5.

[17] 臧永港, 黄润, 杨婧飘, 等. 含锌电炉粉尘水浸处理-真空碳热还原工艺[J]. 中国冶金, 2022, 32(9): 134-141.
Zang Yonggang, Huang Run, Yang Jingpiao, et al. Water leaching treatment-vacuum carbothermic reduction process of zinc-bearing electric furnace dust[J]. China Metallurgy, 2022, 32(9): 134-141.

[18] 陈卓, 郑睿琦, 堵伟桐, 等. 含锌粉尘协同处置含铬尘泥的

碳热还原试验[J]. 钢铁, 2021, 56(11): 148-159.
Chen Zhuo, Zheng Ruiqi, Du Weitong, et al. Experiment on co-processing of chromium-containing sludge with zinc-bearing dust by carbothermic reduction method[J]. Iron and Steel, 2021, 56(11): 148-159.

[19] Kukurugya F, Vindt T, Havlík T. Behavior of zinc, iron and calcium from electric arc furnace (EAF) dust in hydrometallurgical processing in sulfuric acid solutions: thermodynamic and kinetic aspects[J]. Hydrometallurgy, 2015, 154: 20-32.

[20] Wang Jie, Zhang Yingyi, Cui Kunkun, et al. Pyrometallurgical recovery of zinc and valuable metals from electric arc furnace dust: a review[J]. Journal of Cleaner Production, 2021, 298: 126788. DOI: 10.1016/j.jclepro.2021.126788.

[21] Li Jin, Ma Hongzhou. Zinc and lead recovery from jarosite residues produced in zinc hydrometallurgy by vacuum reduction and distillation[J]. Green Processing and Synthesis, 2018, 7(6): 552-557.

[22] 付光, 韦洁, 陆占清, 等. 超声协同氧化剂浸出高硅低锗氧化锌烟尘研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2025(2): 116-124.
Fu Guang, Wei Jie, Lu Zhanqing, et al. Study on leaching of zinc oxide dust with high silicon and low germanium by ultrasonic coordination with oxidant[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2025(2): 116-124.

[23] 罗虹霖, 刘维, 覃文庆, 等. 氧化锌烟尘中铟的挥发富集[J]. 中国有色金属学报, 2014, 24(11): 2892-2899.
Luo Honglin, Liu Wei, Qin Wenqing, et al. Volatilization of indium from zinc oxide fly ash[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2014, 24(11): 2892-2899.

[24] 李彦龙, 李润东, 王雷, 等. 空气气氛下$PbCl_2$高温挥发的热力学和动力学分析[J]. 热科学与技术, 2009, 8(1): 57-63.
Li Yanlong, Li Rundong, Wang Lei, et al. Kinetic and thermodynamic study of $PbCl_2$ volatilizing in air atmosphere[J]. Journal of Thermal Science and Technology, 2009, 8(1): 57-63.

[25] 李彦龙, 李润东, 王雷, 等. 空气气氛下$PbCl_2$高温挥发的热力学和动力学分析[J]. 热科学与技术, 2009, 8(1): 57-63.
Li Yanlong, Li Rundong, Wang Lei, et al. Kinetic and thermodynamic study of $PbCl_2$ volatilizing in air atmosphere[J]. Journal of Thermal Science and Technology, 2009, 8(1): 57-63.

[26] 彭容秋. 重金属冶金学 [M]. 2版. 北京: 冶金工业出版社, 2008: 42-45.
Peng Rongqiu. Heavy metals metallurgy[M]. 2nd ed. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2008: 42-45.

[27] 中南矿冶学院冶金研究室. 氯化冶金[M]. 北京:冶金工业出版社, 1978: 93-100.
Central South Institute of Mining and Metallurgy, Metallurgical Research Office. Chlorinated metallurgy[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1978: 93-100.

[28] 郭培民, 赵沛. 冶金资源高效利用[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2012: 237-244.
Guo Peimin, Zhao Pei. Efficient utilization of metallurgical resources[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 2012: 237-244.

[29] 魏寿昆. 冶金过程热力学[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1985: 126-145.
Wei Shoukun. Thermodynamics of metallurgical processes[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1985: 126-145.

[30] 梁英教, 车荫昌. 无机物热力学数据手册[M]. 北京: 科学出版社, 1986: 452-479.
Liang Yingjiao, Che Yinchang. Handbook of thermodynamic data for inorganic substances[M]. Beijing: Science Press, 1986: 452-479.

[31] 王子涵. 回转窑碳: 氢复合还原含铁、锌尘泥工艺及机理研究[D]. 北京: 北京科技大学, 2023: 51-55.
Wang Zihan. Study on technology and mechanism of carbon-hydrogen composite reduction of iron and zinc-containing dust and mud in rotary kiln[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2023: 51-55.

[32] Cai Quanying, Mo Cehui, Wu Qitang, et al. Concentration and speciation of heavy metals in six different sewage sludge-composts[J]. Journal of Hazardous Materials, 2007, 147(3): 1063-1072.

[33] Chapter 8 Metallurgical slags, dust and fumes[J]. Waste Management, 2006, 7: 269-327. DOI: 10.1016/S0713-2743(06)80093-0.

[34] 杨婧飘. 含锌粉尘预处理-真空碳热还原高效回收锌基础研究[D]. 贵阳: 贵州大学, 2021: 27-31.
Yang Jingpiao. Pretreatment of zinc-containing dust-vacuum carbothermal reduction with efficient recovery of zinc[D]. Guiyang: Guizhou University, 2021: 27-31.

Experiment on Preparation of High-purity Zinc Oxide by Hydrogen-rich Carbothermal Reduction of Electric Arc Furnace Dust

Gao Zheng[1,2], Gao Jianjun[1,2], Wang Bin[1,2], Yu Yue[1,2], Wang Feng[1,2]

(1. Beijing CISRI Hydrogen Metallurgy Technology Research Institute Co., Ltd., Beijing 100081, China;
2. Hydrogen Metallurgy Center, China Iron and Steel Research Institute Group, Beijing 100081, China)

Abstract: Electric arc furnace (EAF) dust generation increases significantly with the rapid development of scrap-based short-process steelmaking in the steel industry. EAF dust contains considerable amounts of zinc, iron, and harmful elements including lead, chlorine, potassium, and sodium. Due to the high content of heavy metals and halogens, EAF dust is classified as hazardous waste. The accumulation of large quantities of EAF dust poses severe environmental risks and disposal challenges to steel enterprises. Conventional hydrometallurgical and pyrometallurgical treatment processes are characterized by long process flows, large acid and alkali consumption, serious secondary pollution, and low product added value. These technical and economic limitations restrict the resourceful and high-value utilization of EAF dust. Therefore, an efficient and clean process was urgently needed to address the environmental disposal pressure. This study aims to develop a combined process of water washing-roasting pretreatment and hydrogen-rich carbothermal reduction for comprehensive utilization of EAF dust, producing high-purity zinc oxide and recyclable iron-bearing materials. Water washing-roasting pretreatment was conducted to remove impurities from EAF dust. Water washing experiments were performed at various liquid-solid ratios and washing times to remove water-soluble alkali metal compounds. The water washing procedure involved mixing EAF dust with water at predetermined ratios, agitating for specified durations, and filtering to separate the solid residue. The effects of liquid-solid ratio and washing time on potassium and sodium removal were systematically investigated. After water washing and filtration, the filtered EAF dust was dried and subjected to high-temperature roasting. Roasting experiments were carried out at different temperatures, calcium chloride additions, and durations to remove chlorine and lead through chlorination volatilization. The effects of roasting temperature, calcium chloride addition, and roasting time on dechlorination and lead removal were examined. The pretreated EAF dust was then pelletized and mixed with coal particles at specified proportions. Hydrogen-rich carbothermal reduction experiments were conducted in a high-temperature resistance furnace at various reduction temperatures, reduction times, and coal particle additions. The reduced pellets were cooled and analyzed for zinc content, total iron content, and metallization degree. The collected zinc oxide product was analyzed for purity. The mineral phases and microstructures of samples at different treatment stages were characterized by appropriate analytical methods. The optimal water washing conditions are identified as a liquid-solid ratio of 9∶1 and washing time of 75 min. Under these conditions, the removal rates of potassium and sodium from EAF dust reach 94.64% and 98.65%, respectively, indicating effective elimination of alkali metal impurities. The high removal efficiencies are attributed to the dissolution of water-soluble chloride and sulfate compounds present in the dust. For high-temperature roasting, the optimal parameters include roasting temperature of 1 100 ℃, calcium chloride addition of 1.0%, and roasting time of 2 h. After roasting under these conditions, the removal rates of chlorine and lead reach 99.49% and 95.98%, respectively, with residual contents reduce to 0.026% and 0.037%, respectively. The pretreatment process significantly drops the harmful element contents and provides suitable feedstock for subsequent carbothermal reduction. For hydrogen-rich carbothermal reduction of pretreated EAF dust pellets, the optimal

conditions include reduction temperature of 1 150 ℃, reduction time of 100 min, and coal particle addition of 35%. Under these optimal conditions, the purity of obtained zinc oxide product reach 99.75%, and the zinc recovery rate is 94.7%. The total iron content (TFe) of reduced pellets is 37.2%, and the metallization degree reaches 23.82%. The results demonstrate that appropriate reduction parameters promoted the volatilization of zinc and the metallization of iron oxides in the pellets. The combined water washing-roasting pretreatment effectively removes alkali metals, chlorine, and lead from EAF dust, overcoming the limitations of conventional treatment processes. Hydrogen-rich carbothermal reduction of purified EAF dust produces high-purity zinc oxide and metallized pellets simultaneously. The reduced pellets can be returned to EAF smelting for iron extraction, realizing full-quantitative utilization of iron resources. This process establishes a feasible technical route for high-value and full-quantitative utilization of EAF dust, providing a reference for clean treatment and resource recovery from similar metallurgical solid wastes.

Key words: electric arc furnace (EAF) dust; water washing; roasting; hydrogen-rich carbothermal reduction; zinc oxide

Received date: 2026-06-05 **Revised date:** 2026-07-25 **Accepted date:** 2026-07-27

Foundation item: Project(2024YFC3909500) supported by the National Key Research and Development Program of China

First author: Gao Zheng; Tel: +86-18093569610; E-mail: 2491792605@qq.com

Corresponding author: Gao Jianjun; Tel: +86-15510620885; E-mail: gaojianjun2085@163.com