

# 高炉除尘灰分选碳、铁过程中锌的分布及回收

冯 婕, 韩京增, 李 祎, 王明银

(山东乾舜矿冶科技股份有限公司, 山东 济南 250014)

**摘要:**根据高炉除尘灰综合回收碳、铁资源过程中, 锌在各产品中的分布情况, 通过严格控制分选细度, 采用选择性捕收碳、强化抑制锌、强化矿浆分散等措施, 有效地减少了锌在碳、铁产品中的损失, 提高了尾泥中的锌含量。优化工艺条件后, 碳粉中的锌含量降低至 1.04%, 损失率降低至 8.32%; 铁产品中的锌含量降低至 1.02%, 损失率降低至 6.07%, 锌在尾泥中的富集率提高至 87.98%。通过控制合适的还原温度及还原时间, 经挥发窑处理富锌尾泥, 可获得品位 65.34%, 总回收率 85.24% 的氧化锌产品。

**关键词:**高炉除尘灰; 浮选; 复合捕收剂; 挥发窑

**中图分类号:**TD98 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2012)04-0031-04

高炉除尘灰是指炼铁过程中随高炉煤气一起排出的粉尘, 一般吨铁产生除尘灰的量为 15 ~ 50kg<sup>[1]</sup>。近年来, 我国钢铁工业的高速发展, 使除尘灰的排放量快速增加。国内高炉除尘灰的处理方法包括直接堆放、直接循环使用、综合回收利用<sup>[1]</sup>。除尘灰中一般含碳 15% ~ 35%, 含铁 25% ~ 40%, 少量锌以及稀有、稀散金属等, 目前除尘灰的综合利用大都采用浮选、重选、磁选的方法, 主要回收其中的铁、碳等物质<sup>[2-3]</sup>。

根据高炉除尘灰分选碳铁过程中锌的分布情况, 采用复合捕收剂提高对碳选择性捕收、强化抑锌和矿浆分散等技术, 减少了锌在碳、铁产品中的夹带, 使锌在尾泥中得到富集, 提高锌的综合回收率。

## 1 原料性质

### 1.1 多元素分析

原料多元素分析结果见表 1。

**表 1 原料多元素分析结果/%**

**Table 1 Analysis results of multi-elements**

TFe	C	Zn	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO
22.87	29.40	4.49	2.50	6.48	1.19	2.49

### 1.2 粒度组成

原料粒度组成见表 2。

**表 2 原料粒度组成**

**Table 2 Size composition of materials**

粒级/mm	产率/%	Zn 品位/%	Zn 分布率/%
+1.0	0.99	6.36	1.41
-1.0+0.5	0.90	9.82	1.98
-0.5+0.3	1.79	6.10	2.45
-0.3+0.107	2.88	3.76	2.43
-0.107+0.097	9.40	3.82	8.06
-0.097+0.074	11.95	3.25	8.71
-0.074+0.043	23.76	2.54	13.52
-0.043+0.038	12.85	2.59	7.47
-0.038	35.47	6.78	53.97
合计	100.00	4.46	100.00

## 2 碳铁分选工艺及锌的分布

由于炼铁过程中的排灰制度不同, 造成除尘灰中锌含量不稳定, 一般在 1.5% ~ 5% 之间波动。本研究的高炉除尘灰的分选粒度为 -1mm (-0.074mm 51%) 未磨, 采用中性油浮碳, 磁-重联合选铁流程, 其分选流程及锌分布见图 1。

由图 1 可知, 锌在再生碳粉中的损失率为 17.63%, 在铁产品中的损失率为 13.07%, 在尾泥中的富集率仅为 69.30%。因此, 改善分选工艺条件, 减少锌在碳粉和铁产品中的损失, 提高锌在尾泥中的

收稿日期: 2011-08-20; 改回日期: 2011-10-10

基金项目: 2011 年山东省科技发展计划项目 (2011 GGX10407)

作者简介: 冯婕 (1962-), 女, 研究员, 主要从事矿产资源和二次资源开发利用工艺技术研究。

富集率非常必要。

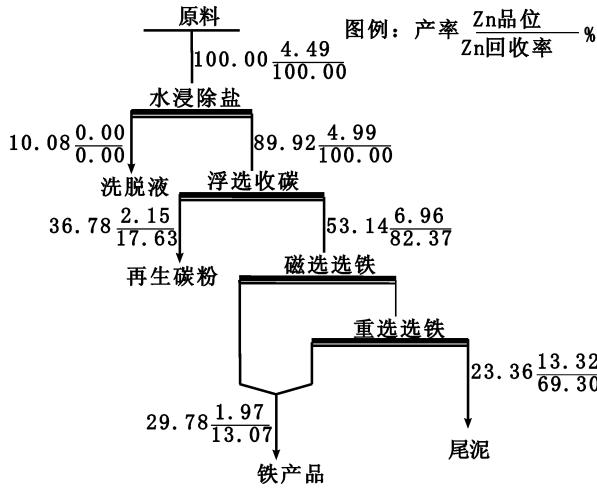


图1 原工艺流程锌分布

Fig. 1 Zinc distribution of original technical flowsheet

铁产品中的损失率由 13.07% 降低至 11.59%。继续提高研磨细度,由于“过磨”,导致损失率增加。当研磨细度增加至 90% 时,锌在铁产品中的损失增加至 18.89%。

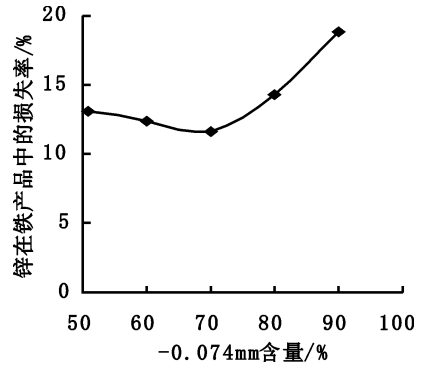


图3 研磨细度对重选作业的影响

Fig. 3 Influence of grinding fineness on gravity separation

### 3 分选工艺条件优化及锌回收

#### 3.1 分选细度对锌分布的影响

##### 3.1.1 细度对浮碳作业的影响

浮碳细度与锌在碳粉中损失率关系见图2。

由图2可知,分选细度的变化对锌在碳粉中损失的影响很大。随着浮选细度的提高,锌在碳粉中的富集程度呈先降低后升高的趋势。在研磨细度为-0.074mm80%时,锌在碳粉中的损失率最低。

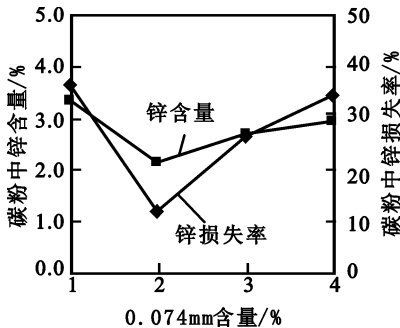


图2 研磨细度对浮碳作业的影响

Fig. 2 Influence of grinding fineness on carbon flotation

##### 3.1.2 细度对重选作业的影响

重选选铁作业细度与锌在铁产品中损失率的关系见图3。

由图3可知,适当的研磨有助于降低锌在铁产品中的损失。研磨细度由 51% 增加至 70% 时,锌在

对比图2、图3,研磨细度对浮选作业和重选作业的影响大小不同,当研磨细度为 80% 时,浮选指标良好,锌在碳粉中的损失率最低。但在研磨细度为 70% 时,重选过程中铁、锌分离效果已满足要求。因此,针对研磨细度对浮选作业和重选作业的不同影响,兼顾二者的分选指标,取研磨细度为 75%。

#### 3.2 药剂制度的优化

以水玻璃作为分散剂、硫酸锌作为抑制剂,可提高碳与锌的分选效率;采用中性油与酸化脂肪醇为混合捕收剂浮碳,使其选择性较单一中性油有较大提高,降低了锌在碳粉中的损失。抑制剂的用量与锌在碳产品中损失率的关系见图4。在相同的条件下,中性油、复合捕收剂用量与锌在碳产品中损失率的关系见图5。

由图4可知,不添加抑制剂时,锌在碳粉中的损失高达 23.95%,抑制剂用量的增加,对锌在碳粉中的损失率降低,有明显的作用。这说明,以硫酸锌作为锌的抑制剂,能够很好的降低锌在碳粉中的损失。当抑制剂用量为 650g/t 时,锌在碳粉中的损失率降低到 8.38%,之后继续增加抑制剂用量,效果不明显。

由图5可知,采用单一中性油作为捕收剂,选择性差,增加中性油用量至 350g/t 时,锌在碳粉中的损失率为 17.32%,损失仍较严重。采用复合捕收剂时,可明显降低锌在碳粉中的损失,其用量为 250g/t 时,锌在碳粉中的损失率即可降至 8.35%,选择性明显强于单一中性油。

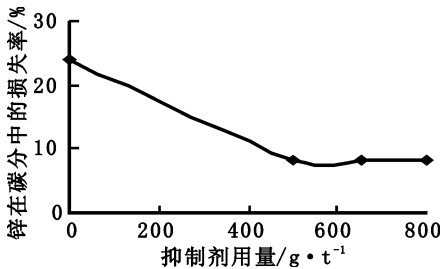


图4 抑制剂用量与锌在碳粉中损失率的关系

Fig. 4 Relationship between dosage of inhibitors and the loss ration of zinc in the carbon powder

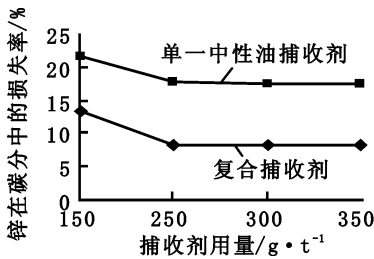


图5 中性油、复合捕收剂用量与锌在碳粉中损失率的关系

Fig. 5 Relationship between dosage of neutral oil and compound collectors and the loss ration of zinc in the carbon powder

### 3.3 分散剂对铁、锌分离的影响

在采用磁重联选回收铁过程中,通过添加分散剂进行强力分散,能够提高铁与锌的分选效果。磁选、重选时水玻璃的加入量分别为600、1000g/t,可使铁产品中的锌含量降低至1.02%。

分选条件优化前后的指标对比如表3所示。

由表3可知,改善药剂制度强化浮选,在磁重联选过程中,进行强力分散,可有效降低锌在铁碳产品中的损失,可使碳、铁、锌有效分离,提高锌在尾泥中的富集率。优化工艺条件后,可使碳粉中的锌含量

降低至1.04%,损失率降低至8.32%;在铁产品中的锌含量降低至1.02%,损失率降低至6.07%,锌在尾泥中的富集率提高至87.98%。

表3 分选条件优化前后指标对比

Table 3 Index contrast before and after separation condition optimization

指标	优化前			优化后		
	碳粉	铁产品	尾泥	碳粉	铁产品	尾泥
Zn 含量/%	2.15	1.97	13.32	1.04	1.02	14.53
Zn 分布率/%	17.63	13.07	69.30	8.32	6.07	87.98

### 3.4 高温挥发法回收锌

以浮选—磁重联选产生的富锌尾泥为原料,采用高温挥发窑回收锌。在适宜的还原温度及还原时间的条件下,可获得品位为65.34%,作业回收率96.89%的氧化锌产品。

## 4 结 语

1. 研磨细度对浮选和重选的影响不同,兼顾二者的选别指标,确定研磨细度为75%。

2. 以硫酸锌作抑制剂能够有效抑制锌上浮,可降低锌在碳粉中的损失,提高锌的富集率。

3. 采用复合捕收剂的分选指标,明显优于单一中性油,由于复合捕收剂的选择性强,使锌在碳粉中的损失率由17.63%降低至8.32%。

4. 通过控制还原条件,采用高温挥发法回收锌,最终可获得品位为65.34%,总回收率85.24%的氧化锌产品。

## 参考文献:

- [1] 张鑫,丁跃华,罗志俊,等.攀钢瓦斯泥脱锌还原工艺研究[J].云南冶金,2008,37(3):32-36.
- [2] 成海芳,文书明,殷志勇.攀钢高炉瓦斯泥的综合利用[J].矿产综合利用,2007(1):46-48.
- [3] 彭开玉,周云,李辽沙,等.微波场下冶金含锌尘泥的脱锌效果[J].矿产综合利用,2005(6):8-11.

## Distribution and Recovery of Zinc during the Process of Carbon and Iron Separation from Blast Furnace Dust

FENG Jie, HAN Jing-zeng, LI Yi, WANG Ming-yin

(Shandong Qianshunkuangye Science and Technology Co., Ltd., Jinan, Shandong, China)

**Abstract:** According to the distribution of zinc in all kinds of products during the process of carbon and iron separation from blast furnace dust, by strictly strolling separation fineness, adopting selective collection of carbon, intensified depression of zinc and intensified pulp dispersion, the loss of zinc in carbon and iron produced was reduced.

Meanwhile, the content of zinc in the tailing mud was increased. After the optimization of process condition, the content of zinc in the carbon powder and the iron products was reduced to 1.04% and 1.02%, and the loss rate was reduced to 8.32% and 6.07% respectively. Furthermore, the enrichment ratio of zinc in the tailing mud was improved to 87.98%. By controlling appropriate reduction temperature and reduction time, using volatilizing kiln to treat zinc enrichment tailing mud, the zinc oxide products with the grade of 65.34% and the total recovery of 85.24% can be obtained.

**Key words:** Blast furnace dust; Flotation; Composite collector; Volatilization kiln

(上接 30 页)

查清了该矿氧化矿石的结构特点,矿物组成和金的赋存状态,通过室内的可浸性试验,大体上确定了矿石堆浸的工艺条件及大致的指标。此外,在工业试验中,对整个试验作了精心的设计和严格的管理,所以,工业试验取得了优于室内柱浸试验的好指标。

1. 主要载金矿物毒砂、黄铁矿等氧化程度高,特别是毒砂基本已经氧化成为臭葱石和褐铁矿,砷的含量显著降低,对氰化的影响不明显。

2. 金以粗、中粒金为主,且以裂隙金为主,占总量的 91.67%; 矿石结构松散、裂隙发育,且粘土矿物如高岭石多保留长石晶形,破碎中不易泥化,易于渗透、浸出,对采用全泥氰化提金有利,实验结果表明,进回收效果理想,可达到 87.03% ~ 93.72%。

3. 金以粗、中粒金为主,金的溶解需要较长的时间<sup>[6]</sup>,取得较高的回收率宜延长氰化时间,以 55d 比较适当。

## 参考文献:

- [1] 崔日成, 杨洪英, 陈森, 马鹏程. 难处理金矿中伴生矿物对氰化浸出的影响[J]. 东北大学学报, 2011(9): 78-81.
- [2] 刘金枝, 吴爱祥, 王贻明. 堆浸过程渗流动力学实验研究[J]. 金属矿山, 2009(2):
- [3] 吕鑫磊, 王永田, 刘晓梅, 陈天修. 某地品味难浸金矿石选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2009(2):
- [4] 杨磊, 史光大, 刘飞燕. 某金矿床氧化矿石工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2009(4): 26-30.
- [5] 毛益林, 陈晓青, 杨进忠, 王秀芬. 某低品位氧化性金矿可选性实验研究[J]. 矿产综合利用, 2010(4): 8-11.
- [6] 马驰. 金矿石的工艺矿物学研究[J]. 黄金, 2011(10):
- [7] 王濮, 潘兆掇, 翁玲宝, 等. 系统矿物学[M]. 北京: 地质出版社, 1987.
- [8] 常丽华, 等. 透明矿物薄片鉴定手册[M]. 北京: 地质出版社, 2006.
- [9] 卢静文, 彭晓蕾. 金属矿物显微镜鉴定手册[M]. 北京: 地质出版社, 2010.

## Research on Mineralogical Characteristics of Nangou Gold Ore and Leachability of Gold

ZHANG Jin-kuang, XU Ze-xian, WU Han-quan,

(Henan Rock and Mineral Test Research Center, Zhengzhou, Henan, China)

**Abstract:** The research of technological mineralogy of the gold ore in Nangou Songxian and the achievements of leachability were introduced. By chemical analysis and electron microprobe analysis, the chemical composition, mineral composition, and mineral content, occurrence of gold and disseminated particle-size characteristics were found out. It belongs to tuffaceous sandstone, siltstone type gold ore. Most of the gold occurs in limonite and then in arsenopyrite and pyrite. The gold in ore mainly exists in the form of natural and visible gold, mainly disseminating in the form of fracture gold and being carried by oxide minerals, which makes it treated by cyanidation. When the gold grade of the raw ore is 2.39 ~ 4.14g/t, the average gold grade of 0.31 ~ 0.26g/t in the tailings can be obtained. The good index of 87.03 ~ 93.72% is obtained.

**Key words:** Gold ore; Technological mineralogy; Cyanide, Column leaching. Heap leaching