

文章编号:1673-9981(2008)01-0063-04

炉渣中铅锌还原挥发的研究

李永刚¹, 俞小花², 杨大锦¹

(1. 云南冶金集团总公司技术中心, 云南 昆明 650031;

2. 昆明理工大学材料与冶金学院, 云南 昆明 650093)

摘要: 从冶炼炉渣中回收铅锌, 讨论了还原温度、还原时间、煤和石灰的配入量等因素对铅锌还原挥发的影响。实验结果表明, 在煤的配入量为炉渣质量的50%、还原温度1150℃、还原时间40 min、石灰配入量为理论量的0.8~0.85倍的条件下, 锌的挥发率高于95%, 铅的挥发率高于97%。

关键词: 还原挥发; 铅; 锌; 挥发率

中图分类号: TF812; TF813

文献标识码: A

随着我国锌冶金的高速发展, 优质锌资源逐渐消耗, 出现资源供应紧张。我国从1996年开始由锌精矿的净出口国变为净进口国, 到2005年锌进口总量占国内生产量的20%以上, 开展各种锌资源的综合利用, 对维持锌冶金长期稳定的发展是十分必要的。因此, 研究从冶金过程产生的炉渣中综合回收锌对今后的锌冶金具有重大的意义。

1 试验

1.1 原料和辅料的理化性质

试料为冶炼过程所产出的炉渣, 其中一部分为

吸附少量水分的红褐色土状炉渣, 另一部分为灰黑色熔融的圆块状炉渣, 圆块状炉渣质脆易磨。该炉渣的化学成分列于表1。由表1可知, 炉渣中钼和锗的含量很低, 铜、镍、钴及贵金属银和金的含量也非常低, 所以只能作为回收锌铅的有价原料。

对该炉渣进行XRD分析显示: 炉渣中的硅有一部分为游离的二氧化硅, 有一部分与锌和铅形成硅酸盐, 还有一部分形成铁橄榄石和硅酸二钙; 氧化铝为游离物相。炉渣中还存在 $Zn_4Si_2O_7(OH)_2 \cdot H_2O$, 这可能是由于硅酸锌在大自然中水化作用的结果。

表1 炉渣的化学成分

Table 1 Chemical composition of slag

w/%

元素	Zn	Pb	In	Ag ¹⁾	Fe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	Co	Ge	Au ¹⁾	S	Cu	Ni	As	Sb
含量	11.31	7.00	18.8	14.1	21.54	2.59	29.74	3.62	0.0065	10	<0.2	0.56	0.0082	0.0048	<0.1	1.08

注: 1) Ag 和 Au 含量的单位为 g/t。

在铅和锌的还原过程中可用煤和焦粉作还原剂。由于还原剂用量大, 综合考虑这两种还原剂的来源、数量、可磨性及品质之后, 确定用煤作还原剂(焦粉灰分高、固定碳含量低), 其主要指标列于表2。由表2可知, 该煤质量中等, 灰分较高, 其灰的主要成

分为高熔点的 SiO₂ 和 Al₂O₃。该煤在还原过程中所形成的灰分不会降低铅锌炉渣的熔点, 对还原过程没有不利影响。在还原过程中还需加入适量的石灰 ($w(CaO) = 61.92\%$, $w(MgO) < 0.5\%$) 作炉渣的粘接剂。

收稿日期: 2007-04-16

作者简介: 李永刚(1977-), 男, 云南宣威人, 工程师, 学士。

表2 原煤的化学成分

Table 2 Chemical composition of crude coal

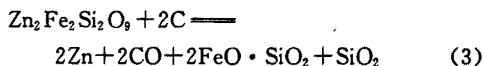
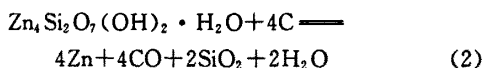
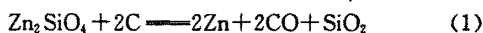
组分	固定碳	挥发分	灰分	灰成分				
				SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe
含量 w / %	68.02	5.52	26.46	44.31	9.22	1.62	23.06	8.72

1.2 试料的制备

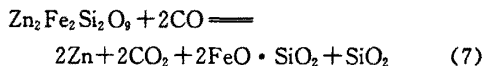
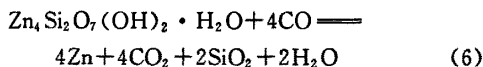
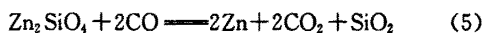
该炉渣有一部分为粉料,有一部分为熔融的块状物料.若直接进行还原,一方面块料与还原剂的接触面积小,还原时间会较长,而在回转窑内不可能有充足的还原时间;另一方面该炉渣的熔化温度低,块料进入回转窑的还原高温区来不及完全还原,就被熔化而粘于窑壁上,影响回转窑的正常运行,并且熔化后难以与还原剂接触,从而降低还原效率.因此,需将炉渣磨成粉状.

1.3 试验原理

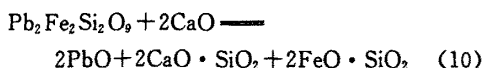
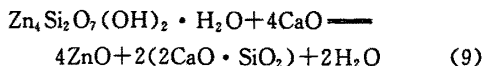
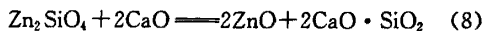
炉渣中的铅和锌在高温下与还原剂发生(1)~(3)反应:



反应过程中,由于固相直接反应的速度比较慢,可能还存在气固反应,即固相碳与二氧化碳反应生成一氧化碳后,再与炉渣进行(5)~(7)反应:



上述反应的温度越高,气相反应所占的比例越大.当炉渣中加入石灰后,就会发生(8)~(10)反应:



这些反应的结果是使存在于化合物中的铅和锌游离出来,有利于还原过程的进行,提高了还原效率.

2 试验结果与讨论

2.1 还原温度和还原剂用量的影响

在煤的配入量为炉渣质量的30%、不加石灰和还原时间为40 min的条件下,进行了还原温度对铅锌挥发率影响的试验,试验结果如图1(a)所示.

由图1(a)可知,在不加石灰的条件下,还原剂煤的配入量为炉渣质量的30%(理论量的8.2倍)时,随着还原温度的升高,铅和锌的挥发率也随之升高;在1150℃时铅和锌的挥发率约为70%.若将温度升高至1200℃,物料就会熔化,使回转窑不能正常运转.

为了提高挥发过程中炉料的熔点,可增加煤的配入量,使其成为吸附熔化物料的载体,这样不仅可提高物料与煤的接触面积,而且还会减少炉渣与回转窑的接触.另一方面,渣的熔点提高,在还原过程中,物料均呈固态,不会影响回转窑的正常运转.为此,在还原温度为1200℃、还原时间为40 min、不加石灰的条件下,进行了还原剂用量对铅锌挥发性能影响的试验.当煤的配入量分别为炉渣质量的30%、40%、50%时,炉渣均出现熔化现象,回转窑无法正常运转.当煤的配入量增加到炉渣质量的60%时,炉渣未出现熔化,铅和锌的挥发率均达到98.10%,能够满足工业生产的要求.

由于增加煤的配入量会使炉渣的制粒成球性能变差,因此需要添加石灰作粘接剂^[1].在石灰和煤的配入量分别为炉渣质量的5%和50%、还原时间为40 min时,进行了还原温度对铅锌挥发率影响的试验,试验结果如图1(b)所示.由图1(b)可知,加入5%石灰后,铅和锌的挥发率随温度的升高而提高,并且在同一温度下加石灰的挥发率比不加石灰的高,但还原温度仍要达到1200℃,铅和锌的挥发率才能满足工业要求.

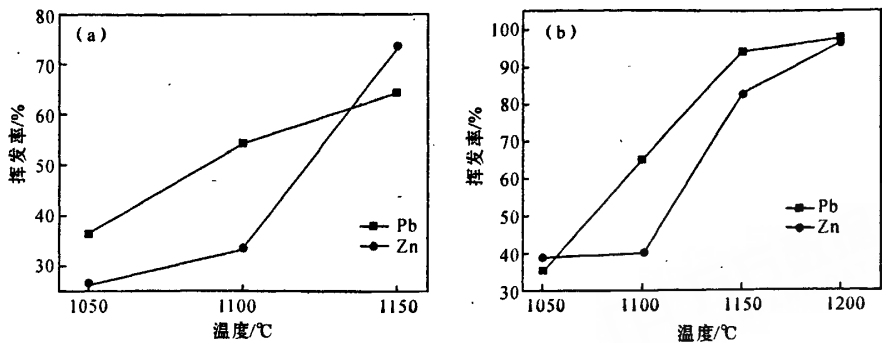


图1 还原温度对铅锌挥发率的影响

(a)不加入石灰;(b)加5%石灰

Fig. 1 Effect of reducing temperature on volatilizing rate of zinc and lead

(a) without lime; (b) with 5% of lime

2.2 还原时间的影响

在煤和石灰的配入量分别为炉渣质量的50%和5%、还原温度为1200℃的条件下,进行了还原时间对铅锌挥发率影响的试验,试验结果如图2所示。

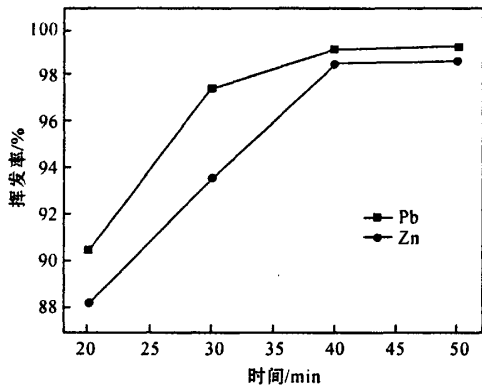


图2 还原时间对铅锌挥发率的影响

Fig. 2 Effect of reducing time on volatilizing rate of zinc and lead

由图2可知,随着还原时间的延长,铅和锌的挥发率提高;在还原时间为30~40 min时,铅和锌的挥发率均达93%以上;在还原时间达40 min后,再延长还原时间,铅和锌挥发率的提高不明显。因此,选择40 min为最佳还原时间。

2.3 石灰配入量的影响

在煤的配入量为50%、还原时间为40 min、还原温度分别为1150℃和1200℃的条件下,进行了石灰配入量对铅锌挥发率影响的试验,试验结果如图3所示。

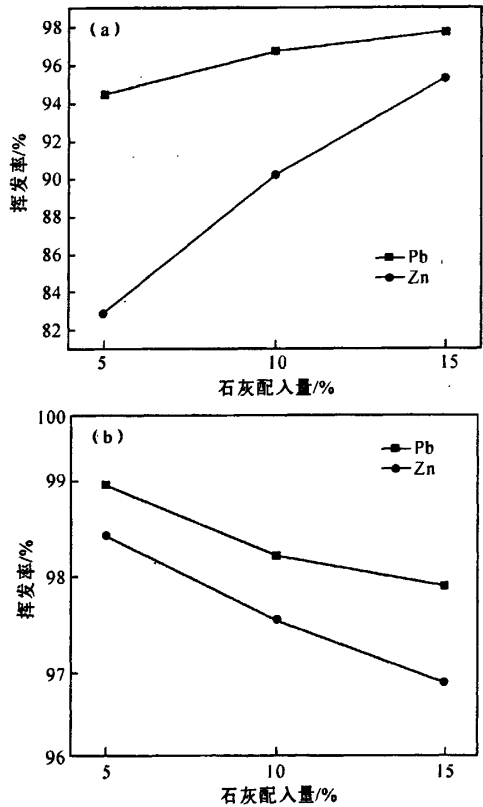


图3 石灰配入量对铅锌挥发率的影响

(a)温度1150℃;(b)温度1200℃

Fig. 3 Effect of lime ratios on volatilizing rate of zinc and lead

(a) at temperature of 1150℃; (b) at temperature of 1200℃

由图3可知,当还原温度为1150℃时,随着石灰配入量的增加,挥发率提高;在还原温度为1200℃时,铅和锌的挥发率比较高,均达97%以上,石灰的配入量对铅锌挥发率的影响甚微,其差别可以认为是由试验误差和分析误差所致。在石灰配入量为炉渣质量的15%(理论量的0.8倍)、还原温度为1150℃时,铅和锌的挥发率与1200℃时铅和锌的挥发率相当,锌挥发率高于95%,铅挥发率高于97%。因此,在实际生产过程中,石灰配入量为炉渣质量的15%,即理论消耗量的0.8~0.85倍比较适宜。

3 结 论

在还原剂煤的配入量为炉渣质量的50%、石灰配入量为理论量的0.8~0.85倍、还原温度为1150℃、还原时间为40 min的条件下,锌的挥发率高于95%,铅的挥发率高于97%。该炉渣的还原性较好。

参考文献:

- [1] 张长伟,王吉坤.硫化锌精矿直接还原挥发锌[J].有色金属:冶炼部分,1995,4:5-6.

Experimental study on reduction and volatilization of lead and zinc from slag

LI Yong-gang¹, YU Xiao-hua², YANG Da-jin¹

(1. Technology Center of Yunnan Metallurgy Group Co., Kunming 650031, China; 2. The Faculty of Materials and Metallurgical Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China)

Abstract: This paper describes the existing circumstance of zinc resources in China, a reducing technology to volatilize lead and zinc from smelting slag is put forward. Taking into account the influences of reducing temperature, reducing time, lime ratios, etc. on the reduction and volatilization of lead and zinc, condition experiments were carried out. The experiment results indicate that zinc volatilizing rate is greater than 95%, lead volatilizing rate than 97%, under the conditions of coal ratios 50% of slag mass, reducing temperature at 1150℃, reducing time of 40min and lime ratios 0.8—0.85 times of theoretical value.

Key words: reduction and volatilization; lead; zinc; volatilizing rate