

朝鲜某冶炼渣中银的回收试验

杨超,王宇斌,王真,雷大士,何廷树
(西安建筑科技大学 材料与矿资学院,陕西 西安 710055)

摘要:冶炼渣是冶炼企业生产中产生的废渣,这些废渣如果不进行妥善处理不但严重污染环境,而且造成资源浪费,综合利用冶炼渣是冶炼企业可持续发展的必要途径^[1]。朝鲜某冶炼渣是冶炼企业产生的废渣,多元素分析结果表明该冶炼渣中含银 370 g/t,银含量较高,具有综合回收价值。铅、锌含量较低但氧化程度较高,通常可采用烟化法回收,但存在有价金属回收率低、工作环境差、运行费用高、能耗高且需消耗大量冶金焦等缺点,故不作回收。该冶炼渣中银的嵌布粒度细,泥化严重,采用氰化法回收。研究考察了浸出细度、保护碱种类及用量、氰化物浓度、浸出矿浆浓度等因素对银浸出率的影响。结果表明该冶炼渣的最佳浸出条件为:浸出细度为-2 mm,保护碱采用石灰,用量为 30 kg/t,此时 pH=11,氰化物浓度为 0.10%,浸出矿浆浓度为 30%,在此条件下银的浸出率最高可达 84.05%,实现了该冶炼渣中银的有效回收,为企业创造了一定的经济效益和社会效益。

关键词:冶炼渣;银;氰化浸出

doi:10.3969/j.issn.1000-6532(2017)06.019

中图分类号:TD982;TF813 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2017)06-0090-03

冶炼渣是冶炼企业生产中产生的废渣,这些废渣如果不妥善处理不但严重污染环境,而且造成资源浪费,综合利用冶炼渣是冶炼企业可持续发展的必要途径^[1]。国内外综合处理冶炼渣的工艺有有价金属回收、生产水泥和建材等^[2-3]。冶炼渣中回收有价金属即可以为企业创造一定的经济效益又可以创造一定的社会效益和环境效益。周源等^[4]利用浮选法综合回收铅锌冶炼废渣中的铜,铜和银的回收率分别达到 64.86%和 59.79%。许冬等^[5]通过加压氧浸的方法回收锌冶炼废渣中铜,铜的浸出率达到 90%以上。本文通过氰化法回收朝鲜某铅锌冶炼渣中的银,为该冶炼渣的综合利用提供了理论依据,为类似冶炼渣的综合回收提供了新的思路。

1 矿石性质

1.1 原矿多元素分析与物相分析

原矿多元素分析结果见表 1。

表 1 原矿化学成分分析/%

Table 1 Chemical composition analysis of raw ore

Ag*	Au*	Pb	Zn	Cu	As	Sb	Fe
370	0.33	10.91	9.42	0.16	0.17	1.7	12.12
Mg	Ca	Cd	S	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O
1.94	0.65	0.13	0.17	0.89	19.81	0.082	0.11

*单位为 g/t。

表 2 原矿铅、锌物相分析

Table 2 Lead and zinc phase analysis of the raw ore

相别	含量/%	占有率/%	相别	含量/%	占有率/%
硫化铅中铅	0.16	1.51	硫化锌中锌	1.80	18.97
氧化铅中铅	9.23	86.83	氧化锌中锌	3.78	39.83
结合氧化铅	1.24	11.66	结合氧化锌	3.91	41.20
相合	10.63	100.00	相合	9.49	100.00

由表 1 可知,原矿中可供选矿富集回收的元素主要是银;铅、锌含量较高,但表 2 铅、锌物相分析结果表明该冶炼渣氧化程度较高,通常可采用烟化法回收,但存在有价金属回收率低、工作环境差、运行费用高、能耗高且需消耗大量冶金焦等缺点,故不作回收^[6]。

1.2 矿石成分分析

样品进行显微镜下观察可以得出主要的有用矿物为自然银,闪锌矿、褐铁矿、黄铁矿,主要的脉石矿物为白云母、斜长石和少量石英,非矿石组分为泥质和浸取溶出胶体,镜下观察样品中可见到自然银一粒,呈鳞片状,嵌布于脉石基体中。

2 试验流程的确定

由于冶炼渣的性质复杂,银的赋存状态多样,回收方法颇多,效果各异。冶炼渣中银的回收方法主

收稿日期:2016-04-25;改回日期:2016-10-27

基金项目:陕西省科技厅基金项目(2014SJ-04)

作者简介:杨超(1991-),男,硕士研究生,主要从事矿物综合利用研究。

要集有火法富集、氰化法、浮选法等^[7]。探索试验采用浮选法回收其中的银,得到精矿银品位 706 g/t、回收率 13.04%,回收效果不佳,其原因可能是该冶炼渣中银的有用矿物嵌布粒度极细,氧化程度较高,泥化严重,不适合用物理选矿方法回收,因此选用氰化法回收其中的银。

3 试验与结果讨论

3.1 浸出细度试验

浸出细度对固-液相界面和矿浆粘度有较大影响,从而影响浸出速度,因此进行浸出细度条件试验。试验条件为:矿浆浓度 30%,保护碱石灰 24 kg/t,氢氧化钠 18 kg/t, pH=11, 碱预浸 1 h, 氰化浸出 24 h, 氰化物 4 kg/t, 变量为磨矿细度。试验采用氢氧化钠与石灰配合使用作保护碱,其原因在于氢氧化钠碱性较强,少量添加既可降低石灰用量,降低成本,又可以防止钙离子过多造成设备的内部结钙。试验工艺流程见图 1,试验结果见表 3。

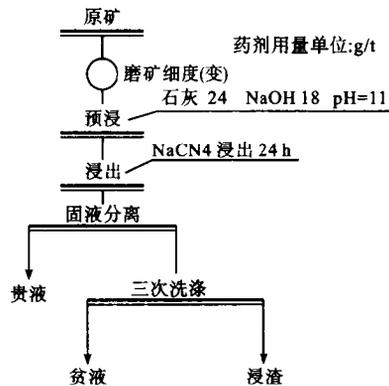


图 1 浸出细度试验流程

Fig. 1 Flow chart of infusion fineness

表 3 浸出细度试验结果

Table 3 Results of infusion fineness test

磨矿细度	给料 Ag 品位/ (g·t ⁻¹)	浸渣 Ag 品位/ (g·t ⁻¹)	Ag 浸出 率/%	贵液 Ag 含量/ (g·m ⁻³)
-2 mm	370	72.2	80.49	127.63
-0.074 mm 80%	370	88.0	76.41	121.16
-0.074 mm 90%	370	98.8	73.30	116.23
-0.048 mm 90%	370	85.7	76.84	112.84

从表 3 可以看出,原矿不磨矿,即粒度为-2 mm 时直接浸出,银的浸出率较高,其原因在于随着磨矿细度的增加,浸出渣含泥量提高,造成板结,进而导致沟流,影响溶浸液的渗透性能,不利于银的浸出^[8],因此对冶炼渣进行不磨矿直接浸出。

3.2 保护碱种类及用量试验

氰化物的水解会造成氰化物的大量损失,而且

剧毒的氢氰酸蒸汽会造成严重空气污染,溶液中加入保护碱通常可抑制氰化物的水解,常用的保护碱有石灰和氢氧化钠。试验条件为矿浆浓度 30%,浸出粒度-2 mm,氰化物用量 4 g/t,碱预浸 1 h,氰化浸出 24 h,变量为保护碱种类及用量。试验结果见表 4。

表 4 保护碱种类及用量试验结果

Table 4 Results of protective alkali type and dosage test

保护碱种类	用量/ (kg·t ⁻¹)	pH 值	给料 Ag 品位 /(g·t ⁻¹)	浸渣 Ag 品位 (g·t ⁻¹)	银浸出率 /%	贵液 Ag 含量/ (g·m ⁻³)
石灰	10	6	370	215	41.89	66.43
	20	8	370	71.5	80.68	127.94
	30	11	370	64.7	82.51	130.82
	40	12	370	71.5	80.68	127.94
	10	6	370	93.9	74.62	118.33
	20	8	370	58	84.32	133.71
氢氧化钠	30	10	370	61	83.51	132.42
	40	12	370	54.4	85.30	135.26

由表 4 可以看出采用石灰作保护碱,用量 30 kg/t, pH=11 时,银的浸出率最高,为 82.51%;用氢氧化钠作保护碱,用量 20 kg/t, pH=8 时,银的浸出率为 84.32%,继续增大保护碱用量,银的浸出率变化不大,可见相同用量下氢氧化钠的浸出效果要优于石灰,但是由于其价格较高,综合考虑采用石灰作保护碱,用量为 30 kg/t。

3.3 氰化物浓度试验

试验条件为:矿浆浓度 30%,浸出粒度-2 mm,碱预浸 1 h,氰化浸出 24 h,保护碱石灰 30 g/t,变量为氰化物浓度。试验结果见表 5。

表 5 氰化物浓度试验结果

Table 5 Results of cyanide concentration test

氰化钠 浓度/%	给料 Ag 品位/ (g·t ⁻¹)	浸渣 Ag 品位 (g·t ⁻¹)	Ag 浸出 率/%	贵液 Ag 含 量/(g·m ⁻³)
0.050	370	102.01	72.43	114.85
0.075	370	62.12	83.21	131.95
0.100	370	57.35	84.05	133.20
0.125	370	58.72	84.13	133.41
0.150	370	56.02	84.86	134.56

从表 5 可以看出,银浸出率随着氰化钠浓度增大而提高,当氰化钠浓度由 0.05% 增大到 0.1% 时,银浸出率由 72.43% 提高到 84.05%,提高了 11.62 个百分点,继续增大氰化物浓度浸出率提高不明显,其原因可能是氰化物和氧的比例会影响银的浸出,正常状况下氧在氰化溶液中的溶解度有限,随着氰化物浓度的增大,氰化物和氧的比例被破坏,过多的氰化物不能被有效利用。因此选取氰化钠浓度为

0.10%。

3.4 浸出浓度试验

试验条件为:浸出粒度-2 mm,碱预浸 1 h,氰化浸出 24 h,保护碱石灰 30 kg/t,氰化钠浓度:0.10%,变量为矿浆浓度,试验结果见表 6。

从表 6 可以看出,矿浆浓度 25% 时,银浸出率 77.97%,矿浆浓度增至 30% 时,银浸出率升至 84.05%,继续增大矿浆浓度至 35%,银浸出率反而略有降低,其原因可能是矿浆浓度的增大会增大矿浆粘度,降低矿浆扩散速度从而影响银的浸出率,故选取矿浆浓度为 30%。

表 6 浸出浓度试验结果

Table 6 Results of leaching concentration test

浸出浓度 /%	给料 Ag 品位/ (g · t ⁻¹)	浸渣 Ag 品位/ (g · t ⁻¹)	Ag 浸出率/%	贵液 Ag 含量/ (g · m ⁻³)
25.0	370	81.51	77.97	123.64
27.5	370	64.01	82.70	131.14
30.0	370	59.02	84.05	133.28
32.5	370	58.98	84.06	133.26
35.0	370	69.71	81.16	128.70

4 结 论

(1) 该冶炼渣中银的含量较高,具有综合回收有价值,其中铅锌等有用矿物氧化程度较高,泥化严

重,采用浮选法回收效果不佳,故使用氰化法回收其中的银。

(2) 该冶炼渣中银的最佳氰化浸出条件为:浸出细度为-2 mm,保护碱采用石灰,用量为 30 kg/t,此时 pH=11,氰化物浓度为 0.10%,浸出矿浆浓度为 30%,在此条件下银的浸出率最高可达 84.05%,实现了该冶炼渣中银的有效回收。

参考文献:

[1] 大宗固体废物综合利用实施方案[J]. 中国资源综合利用,2012(01):15-19.

[2] 陈卫华,邹学付. 浅谈湿法炼锌浸出渣的综合回收[J]. 金属矿山,2006(01):98-100

[3] 刘凯凯,周广柱,周静. 铅锌冶炼渣性质及综合利用研究进展[J]. 山东化工,2013,42(07):58-60

[4] 周源,刘勇. 回收铅锌冶炼废渣中铜的研究[J]. 矿业研究与开发,2011(06):71-72.

[5] 许冬,阮胜寿,贾荣,等. 锌冶炼废渣中铜回收技术综述[J]. 材料研究与应用,2009(4):231-233.

[6] 夏兆泉,章广. 湿法-火法联合工艺回收银锌渣中有价金属[J]. 矿产保护与利用,2000(05):43-46.

[6] 张平. 湿法炼锌浸出渣中回收银的影响因素综述[J]. 有色金属科学与工程,2011,2(04):26-27.

[7] 习泳,吴爱祥,朱志根. 矿石堆浸浸出率影响因素研究及其优化[J]. 矿业研究与开发,2005,25(05):23-26.

Recovery Experiment of Silver from Korea Smelting Slag

Yang Chao, Wang Yubin, Wang Zhen, Lei Dashi, He Tingshu

(College of Materials and Mineral resources, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an, Shaanxi, China)

Abstract: Smelting slag is the waste production of smelting enterprises, which will not only seriously pollute environment but also waste resources. Comprehensive utilization of metallurgical slag smelting is the necessary way of sustainable development. A smelting slag from North Korea is a lead and zinc smelting that was produced by smelting enterprises. Results multielement analysis showed that the smelting slag contains 370 g/t silver and has the comprehensive recovery value. The composition of lead and zinc is comparatively high but the oxidation degree is also high. Generally, the fuming method can be used to recycle them, but low recovery of valuable metals, poor working conditions, high operation cost, high energy consumption and the need to consume a large amount of metallurgical coke and other shortcomings block their recovery. Silver was recovered by cyanidation because the silver finely disseminated in the slag and the slag badly clayed. Factors influence the leaching rate were researched, such as leaching fineness, type and dosage of protecting alkali, concentration of cyanide and pulp density. Results showed that the optimum leaching conditions were as follows: leaching fineness was -2 mm, using lime as protecting alkali and the dosage was 30 kg/t, the pH value was 11, cyanide concentration was 0.10% and leaching pulp density was 30%. Under the optimum conditions the leaching rate of silver reached to 84.05%, which met the demand of the effective recovery of silver from the slag and create economic and social benefits for this company.

Keywords: Smelting slag; Silver; Cyanide leaching