

# 预浸-氰化浸出回收湿法炼锌渣中的银和金

张济文, 张伟晓, 闫娟沙\*, 杜成刚  
(灵宝灵金科技有限公司, 河南 灵宝, 472500)

**摘要:** 某冶炼厂的锌浸出渣中银粒度细, 含银、金分别为 381.3、1.02 g/t, 可采用预浸-预浸渣氰化浸出工艺回收。重点研究了预浸条件对银、金浸出效率的影响。条件实验表明, 药剂 A 比酸浸、氨浸具有更好的预浸效果; 最佳预浸条件为药剂 A 浓度 200 g/L、浸出液固比 2:1、在 50°C 浸出 3 h。综合条件实验得到的预浸渣渣率为 66.2%, 金、银的氰化浸出回收率分别为 85.7%、92.9%。

**关键词:** 有色金属冶金; 锌浸出渣; 金银回收; 预浸; 氰化浸出

**中图分类号:** TF832 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2022)01-0067-04

## Recovery of silver and gold in zinc hydrometallurgy residue by preleaching-cyanide leaching

ZHANG Ji-wen, ZHANG Wei-xiao, LÜ Juan-sha\*, DU Cheng-gang  
(Lingbao Lingjin technology Co. Ltd., Lingbao 472500, Henan, China)

**Abstract:** The zinc leaching residue of a smelter has fine silver particle size, and the silver and gold contents are 381.3 g/t and 1.02 g/t, respectively. They can be recovered by the preleaching - solution sulfide precipitation - cyanide leaching of pre-leaching residue - zinc powder replacement of leaching solution processes. The effects of pre-leaching conditions on leaching efficiency of silver and gold were studied. The condition experiment shows that agent A has better preleaching efficiency than acid leaching and ammonia leaching. The optimum pre leaching conditions are as follows: 200 g/L of Agent A, leaching liquid-solid ratio of 2:1, leaching at 50°C for 3 hours. The pre leaching residue rate obtained from the comprehensive condition experiment is 66.2%. The leaching recovery of gold and silver is 85.7% and 92.9%, respectively.

**Keywords:** nonferrous metal metallurgy; zinc leaching residue; recovery of gold and silver; preleaching; cyanide leaching

当前世界锌产量中用湿法冶炼占 85%以上, 每生产 1 t 电解锌要产出 1.0~1.05 t 炼锌渣, 全国每年产生几百万吨酸性锌浸出渣, 并且逐年增长的速度较快, 如果这些锌浸出渣得不到有效的处理, 不仅造成很大的资源浪费, 而且环境还会受到严重的污染<sup>[1-3]</sup>。在湿法炼锌过程中, 锌精矿中的银几乎全部富集于酸浸渣中。中国湿法炼锌工厂产出的酸浸渣中含银量约 100~600 g/t, 同时还含锌约 20%和少量其它有价元素<sup>[4-5]</sup>。其中, 银存在形态复杂, 回收困难。随着银用量的不断增长和资源的日益匮乏, 银的价格日益攀升, 从含银的湿法炼锌高酸浸出渣中回收银意义重大<sup>[6]</sup>。

从高酸浸出渣中回收银的方法有浮选<sup>[7-9]</sup>、碱熔法、硫脲法、氯盐法、酸化焙烧-氯盐浸出等<sup>[10-16]</sup>。生产实践中银的回收率大多低于 60%, 同时存在碱耗大、成本高、能耗大、污染环境等问题。为了解决从锌浸出渣中回收银的有关工艺问题, 本研究提出了采用预浸-氰化浸出工艺, 从高酸浸出渣中回收银、金。

## 1 实验部分

### 1.1 浸出渣多元素分析

对浸出渣加水后搅拌, 测定溶液 pH 值(测得

收稿日期: 2021-05-11

第一作者: 张济文, 男, 工程师。研究方向: 金、银选矿技术研究, 冶炼渣中金银回收。E-mail: 13663983955@139.com

\*通信作者: 闫娟沙, 女, 高级工程师。研究方向: 金、银选矿技术研究, 冶炼渣中金银回收。E-mail: 13938116525@163.com

pH=3.2)。化学多元素分析结果如表 1，其中含银 381.28 g/t，金 1.02 g/t，具有一定的回收价值。

表 1 锌浸出渣多元素分析结果

Tab.1 The multi-element analysis results of zinc hydrometallurgy residue

成分	Ag	Au	Zn	Cu	Pb
含量	381.3 g/t	1.02 g/t	6.01%	0.33%	2.28%
成分	Fe	S	As	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
含量	16.93%	1.60%	0.46%	65.2%	12.30%

## 1.2 粒度分析

取 1000 g 锌浸出渣进行粒度分析，并根据粒度分析结果化验不同粒度范围内银的含量，图 1 为粒度分析及其银相对分布率图。由图 1 可知，浸出渣粒度细，其-200 目含量为 96.06%，银嵌布粒度极细，67.07%的银存在于-0.043 mm 的粒级中。

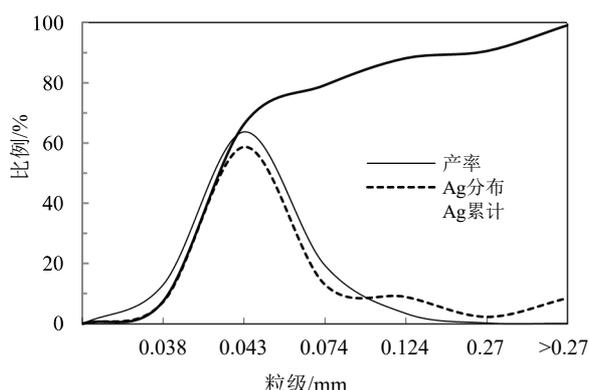


图 1 粒度分析及其银含量相对分布结果

Fig.1 The results of particle size analysis and the relative distribution of silver content

## 1.3 实验步骤

### 1.3.1 工艺流程

为系统研究锌浸出渣中银的回收工艺，先后进行了浮选、硫脲浸出、直接氰化浸出等试验，这些方法浸出效果不佳。最终确定采用预浸-溶液硫化沉淀-预浸渣氰化浸出-浸出液锌粉置换工艺，流程如图 2 所示。

### 1.3.2 预浸

实验中使用药剂均为分析纯，药剂 A 为一种碱性化工制剂。取一定量的锌浸出渣，按一定的液固比加入水和预浸剂，在设定温度下搅拌预浸。用含预浸剂的溶液洗涤液洗预浸渣两遍，再用清水洗涤两遍后烘干得到预浸后渣。称重，计算渣率。

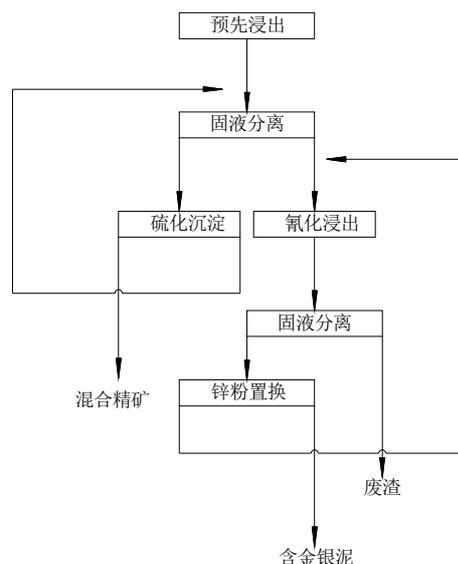


图 2 实验流程

Fig.2 The flow chart of the experiment

### 1.3.3 氰化浸出

预浸后渣氰化浸出液固比为 2:1。用石灰调浆至 pH=10.5，加 30%氰化钠溶液(控制氰根浓度为 3 g/L)常温浸出 30 h，浸出结束后过滤、洗涤、烘干，测定其中的金、银品位，计算浸出率。

## 2 结果与讨论

### 2.1 预浸剂的选择

湿法冶炼锌渣中的银在锌冶炼过程中，由于焙烧、酸浸过程中产生的铁酸盐(主要是铁酸锌)、硅酸盐均会对银形成包裹，因此锌渣中的银嵌布粒度极细，给进一步回收银带来一定的难度<sup>[7]</sup>，影响银的回收率。采用预浸方式打破包裹，是提高后续银、金浸出率的重要措施。

常见的预浸剂有酸类、氨类、碱类，为尽可能地将该锌浸出渣中的有用金属回收，进行了酸浸、氨浸、药剂 A 等预浸实验对比。酸浸时，硫酸初始浓度为 30%，浸出温度 50℃，液固比 3:1，浸出时间 5 h；氨浸时，起始氨浓度为 10%、常温浸出时间 24 h，液固比 3:1；药剂 A 浸出时，药剂 A 浓度 300 g/L，浸出温度 50℃，浸出时间 3 h，液固比为 3:1。预浸结束后，过滤、洗涤、烘干，然后按 1.3.3 的操作进行氰化浸出。不同种类预浸剂对比结果如表 2 所列。从表 2 可以看出，使用氨作预浸剂，其浸出效果最差，对银几乎没有浸出作用，浸出率仅为 3.7%。将酸预浸和药剂 A 对比可以看出，采用酸预浸可以有效提高金浸出率，但银浸出效果明显

低于药剂 A。湿法冶炼锌渣显酸性，利用氨预浸不会减少其预浸渣质量，而通过酸浸、药剂 A 预浸后，其渣率分别为 25.5%、62.2%，说明酸预浸可以有效破坏硅酸盐、铁酸锌的包裹体，使其溶解并充分暴露银。但由于酸度过高，防腐问题难以解决，同时不可避免的使  $\text{SiO}_2$  溶出，形成难以过滤、沉淀的胶体，很难用于实际生产中。从原料多元素分析结果看，金的回收价值低于银，综合考虑，采用金、银浸出率可分别 80.5%、94.0%的药剂 A 作为预浸剂，进行预浸条件优化实验。

## 2.2 预浸条件实验

### 2.2.1 预浸剂浓度

为使金、银达到最佳的浸出效果，并节约药剂成本，进行药剂 A 浓度实验。预浸过程控制浸出液固比 3:1，浸出温度 50℃，浸出时间 3 h，预浸后渣采用 1.3.3 方案进行氰化浸出，结果列于表 3。表 3 数据表明，金、银浸出率随药剂 A 浓度的增加呈先增加后缓慢下降的趋势。当药剂 A 浓度从 100 g/L 增加至 200 g/L 时，金、银浸出率分别由 85.2%、88.9%迅速增加到 88.4%、94.3%，继续增加药剂 A 用量，浸出率不再明显增长。考虑到药剂成本等问题，综合选择药剂 A 最佳用量为 200 g/L。

### 2.2.2 预浸液固比

设定预浸时间为 3 h，浸出温度 50℃，药剂 A 浓度为 200 g/L，改变预浸液固比，进行预浸-氰化浸出，结果如表 4 所列。表 4 中在 3 种液固比条件下渣率分别为 80.0%、66.0%、62.4%。随着液固比的增加，铁酸锌以及硅酸盐等对银的包裹程度减少，银的浸出效果不断改善。但当液固比由 2:1 增加到 3:1 时，浸出率增长不再明显，可以确定当液固比为 2:1 时，药剂 A 对盐类包裹的破坏程度已经达到最大值。综合考虑，预浸液固比最佳值为 2:1。

### 2.2.3 预浸温度

预浸液固比 2:1，药剂 A 浓度 200 g/L，浸出时间 3 h，改变预浸温度进行预浸-氰化浸出，结果如表 5 所列。浸出温度的变化对银浸出效果的影响不大；但当浸出温度由室温 25℃上升至 50℃时，金浸出率由 85.6%增加至 90.2%，预浸渣率由 70.00%降低到 66.80%。浸出温度在一定范围内升高可以增加药剂浓度的活性，选择预浸温度为 50℃。

### 2.2.4 预浸时间

预浸液固比 2:1，药剂 A 浓度 200 g/L，浸出温度 50℃，改变预浸时间进行预浸-氰化浸出，结果如表 6 所列。预浸时间 3 h 时，金、银浸出率最高。

表 2 不同预浸剂试验结果

Tab.2 Test results of different pre-leaching reagents

预浸剂 种类	预浸渣 率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
无	100	0.76	370.3	25.5	2.9
酸预浸	25.5	0.44	271.5	89.0	81.8
氨预浸	100	0.28	367.2	72.5	3.7
药剂 A	62.2	0.32	36.5	80.5	94.0

表 3 药剂浓度试验结果

Tab.3 Pharmaceutical concentration test results

药剂 A 浓度/(g/L)	预浸渣 率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
100	68.8	0.22	61.54	85.2	88.9
200	62.4	0.19	34.63	88.4	94.3
300	63.2	0.16	30.82	90.1	94.9
400	68.4	0.15	29.88	89.9	94.6

表 4 液固比试验结果

Tab.4 The result of the liquid-solid ratio test

液固比	预浸 渣率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
1:1	80.0	0.19	61.54	85.09	55.28
2:1	66.0	0.19	34.63	87.71	91.76
3:1	62.4	0.15	30.82	90.82	93.31

表 5 浸出温度试验结果

Tab.5 The results of the leaching temperature test

温度/℃	预浸 渣率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
室温	70.0	0.21	32.87	85.6	94.0
50	66.8	0.15	32.94	90.2	94.2
70	69.6	0.19	35.45	87.0	93.5

表 6 浸出时间试验结果

Tab.6 The results of the leaching time test

时间/h	预浸 渣率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
2	71.0	0.20	35.87	86.1	93.3
3	66.8	0.15	32.94	90.2	94.2
4	66.2	0.16	34.55	89.6	94.0

### 2.3 综合条件实验结果

根据预浸实验获取的最佳条件, 在液固比 2:1, 药剂 A 药剂浓度为 200 g/L, 50℃浸出 3 h 进行预浸; 预浸渣后续进行氰化浸出, 进行 3 次实验, 结果列于表 7。多批次实验结果得到的金、银平均回收率分别为 85.7%、92.9%。

表 7 综合条件实验结果

Tab.7 The result of the comprehensive condition experiment

实验 序号	预浸 渣率/%	氰化渣品位(g/t)		浸出率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
1	66.4	0.20	41.02	87.0	92.9
2	65.7	0.21	41.00	86.5	92.9
3	67.0	0.25	40.60	83.6	92.9
平均	66.4	0.22	40.87	85.7	92.9

### 3 结论

1) 湿法冶炼锌渣中的银在冶炼过程中被包裹, 对比实验结果表明, 相较硫酸预浸和氨预浸, 药剂 A 预浸后银、金都具有较高的浸出回收率。

2) 最佳预浸条件为浸出液固比 2:1, 药剂 A 浓度 200 g/L、50℃浸出 3 h。多批次综合实验表明预浸渣率为 66%, 金、银的氰化浸率分别为 85.7%、92.9%, 相较直接处理 25.5%、2.9%的浸出率, 金、银的回收率大幅提高。

#### 参考文献:

[1] 查辉, 葛英勇, 罗衡, 等. 从高酸锌浸出渣中浮选回收银的试验研究[J]. 中国矿业, 2013(7): 94-96.  
ZHA H, GE Y Y, LUO H, et al. Experimental research on recovering silver from high acid zinc leaching residue with flotation[J]. China Mining Magazing, 2013(7): 94-96.

[2] 张谦, 文书明, 吕超, 等. 从某锌浸出渣中回收锌的试验研究[J]. 矿冶, 2018, 27(5): 65-68.  
ZHANG Q, WEN S M, LV C, et al. Experimental study on recovery zinc from zinc leaching residue[J]. Mining & Metallurgy, 2018, 27(5): 65-68.

[3] 于建忠, 鲁兴武. 转底炉直接还原焙烧处理锌浸出渣试验探索[J]. 中国有色冶金, 2019, 12(6): 17-22.  
YU J Z, LU X W. Experimental study on direct reduction smelting of zinc leaching residues by rotary hearth furnace[J]. China Nonferrous Metallurgy, 2019, 12(6): 17-22.

[4] 单亚志, 李文军, 安睿. 锌冶炼系统冶炼废渣回收银技术研究[J]. 内蒙古科技与经济, 2019, 6(11): 95.  
SHAN Y Z, LI W J, AN R. Research on silver recovery technology from smelting waste residue in zinc smelting system[J]. Inner Mongolia Science Technology & Economy, 2019, 6(11): 95.

[5] 朱仁锋, 王路平, 仇瑾. 从锌浸出渣中回收银的方法综述[J]. 矿冶工程, 2012, 8(32): 396-398.  
ZHU R F, WANG L P, QIU J. The study on recovery of silver from zinc leaching residue[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2012, 8(32): 396-398.

[6] 胡正华, 韩伟. 某锌浸出渣回收银试验研究[J]. 铜业工程, 2016(6): 70-72.  
HU Z H, HAN W. An Investigation for silver recovery from the zinc-leaching residues[J]. Copper Engineering, 2016(6): 70-72.

[7] 刘子龙, 秦晓鹏. 湿法炼锌浸渣中回收银的浮选试验研究与生产实践[J]. 有色矿冶, 2010(1): 21-23.  
LIU Z L, QIN X P. Research on flotation recovery silver from zinc leaching slag and its production practice[J]. Non-Ferrous Mining and Metallurgy, 2010(1): 21-23.

[8] 杜新玲, 王红伟, 何意, 等. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的研究[J]. 贵金属, 2018, 39(1): 55-59.  
DU X L, WANG H W, HE Y, et al. Study on improving silver flotation recovery from zinc-leached residues[J]. Precious Metals, 2018, 39(1): 55-59.

[9] 张二星, 焦芬, 覃文庆, 等. 锌浸出渣中浮选回收银的试验研究[J]. 矿冶工程, 2015, 35(6): 64-67.  
ZHANG E X, JIAO F, QIN W Q, et al. Experimental research on recovering silver from zinc leaching residue by flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2015, 35(6): 64-67.

[10] 卢辉畴, 谢文清, 李俊. 从某锌精矿石中综合回收锌、金生产实践[J]. 黄金, 2003, 24(12): 32-33.  
LU H C, XIE W Q, LI J. Practice of synthetic recovery of zinc and gold from zinc ore in a min[J]. Gold, 2003, 24(12): 32-35.

[11] 郑顺德, 陈世民, 林兴铭, 等. 从锌渣浸渣中综合回收铟锗铅银的实验研究[J]. 有色冶炼, 2001(2): 34-35.  
ZHENG S D, CHEN S M, LIN X M, et al. Test and research on comprehensive recovery of indium, germanium, lead and silver from residue of zinc dross leaching [J]. Non-ferrous Smelting, 2001(2): 34-35.