

## 锌浸出渣中银浮选工艺优化工业试验

王红伟<sup>1</sup>, 杜新玲<sup>1</sup>, 何意<sup>2</sup>, 马科友<sup>1</sup>

(1. 济源职业技术学院, 河南 济源 459000; 2. 河南豫光锌业有限公司, 河南 济源 459000)

**摘要:** 基于前期的实验室研究, 对河南某锌冶炼厂低酸浸出渣浮选回收银浮选优化工艺进行了工业试验。采用原生产流程, 调整优化生产现场矿浆浓度(保持在30%以上)和药剂制度(采用Z-200作辅助捕收剂, 活性炭为载体, 不再添加黄药)、工艺设备及其工作参数后进行了工业试验。结果表明, 工艺优化后, 银精矿品位由3000 g/t提高至6740.4 g/t, 银回收率由60%~64%提高到73.17%; 精矿产率降低到原工艺的三分之一, 减少了银精矿所带走的锌损失; 精矿中金品位由1.5 g/t提高到5.3 g/t以上, 提高了金的回收率。

**关键词:** 有色金属冶金; 锌浸出渣; 银; 浮选效率; 工艺优化; 工业试验

**中图分类号:** TF832 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2018)02-0013-05

### Industrial Test on Process Optimization for Silver Flotation from Zinc-leached Residues

WANG Hongwei<sup>1</sup>, DU Xinling<sup>1</sup>, HE Yi<sup>2</sup>, MA Keyou<sup>1</sup>

(1. Jiyuan Vocational Technical College; Jiyuan 459000, Henan, China;

2. Henan Yuguang Zinc Industry Co. Ltd., Jiyuan 459000, Henan, China)

**Abstract:** Based on the previous laboratory results, an industrial test was carried out on the process optimization for silver flotation from low acid-leached residues of some zinc hydrometallurgy factory in Henan. Adopting the original production process, we adjusted and optimized the pulp density, reagent system, process equipment and its working parameters on the production site. The pulp density was kept above 30% and the reagent system consisted of Z-200 as the auxiliary collector and activated carbon as the vector. No more butyl xanthate was added into the system. The test showed that, after the process optimization, the silver concentrate grade was elevated from about 3000 to 6740.4 g/t and the recovery rose to 73.17% from 60%~64%. Meanwhile, the silver concentrate amount was cut by about 66.6%, which greatly reduced zinc loss, in return. Moreover the gold concentrate grade was increased from 1.5 to 5.3 g/t, and the gold recovery was improved.

**Key words:** nonferrous metallurgy; zinc-leached residues; silver; flotation; process optimization; industrial test

我国单一的银矿较少, 银主要存在于锌、铅、铜等多金属矿中, 90%的白银产量出自有色冶炼生产过程中副产品的回收<sup>[1]</sup>。目前, 湿法炼锌是生产锌的主要方法, 国内通常采用常规浸出工艺和高温热酸浸出工艺<sup>[2]</sup>。锌精矿中的银经焙烧、浸出工序,

大部分富集于锌浸出渣( $\omega(\text{Ag})=100\sim 600$  g/t)中<sup>[3-5]</sup>, 因此从浸出渣中回收银已成为企业提高经济效益的重要途径<sup>[6-8]</sup>。

河南某炼锌厂采用湿法炼锌常规两段浸出工艺, 低酸浸出渣中的银通过浮选工艺回收。浮选工

收稿日期: 2017-08-25

基金项目: 河南省高等学校重点科研项目(45B0001, 提高锌酸浸渣中银浮选回收率的工艺优化研究与实践)。

第一作者: 王红伟, 女, 副教授, 研究方向: 有色金属综合回收与利用。E-mail: mhstone@163.com

艺以丁铵黑药和丁黄药(3:1)为捕收剂, 2<sup>#</sup>油作起泡剂, 对低酸浸出底流直接浮选, 流程为一段粗选-三级扫选-三级精选, 浮选出的银精矿送铅冶炼系统回收银, 浮选尾矿浆经过压滤机压滤, 滤渣送回转窑还原挥发回收锌、铅、镉等有价金属, 溶液送中酸浸出。浮选获得的精矿品位  $\omega(\text{Ag})=3000 \text{ g/t}$ 、对应银的回收率在 60%~64%之间, 浮选率回收率低, 精矿品位不高。

本文通过考察上述炼锌厂现有湿法炼锌工艺和低酸锌浸渣中银浮选工艺现状, 在实验室小试<sup>[8]</sup>探索的基础上, 对工艺条件及设备进行调整优化, 并开展工业试验研究。在不影响主系统工艺的情况下提高银浮选回收率和精矿品位, 同时减少有机物进入主系统, 有利于主系统平稳运行, 提高锌的直收率, 降低主系统运行成本。

## 1 银浮选生产现状

### 1.1 锌浸出渣中银的物相组成

将取自生产现场的低酸浸出的底流反复晾晒和破碎, 再进行混样和缩分处理后分析银物相组成。结果表明<sup>[8]</sup>, 浸出渣中可浮选回收银以硫化银、自然银和闪锌矿银为主, 占总银量的 79.41%。其中闪锌矿银比例达 53.82%。硫化银和自然银理论上是可以全部回收的, 但闪锌矿银难以全部有效回收, 尤其是包裹在闪锌矿里面的银。因此, 该低酸锌浸出渣浮选回收银的效果取决于对闪锌矿银的浮选回收情况。

### 1.2 现用银浮选生产工艺的主要问题

该湿法炼锌厂浮选银采用一粗、三精、三扫, 中矿顺序返回的流程。为了考察炼锌厂现有低酸锌浸出渣银浮选的现状, 对锌渣浮选工段各作业进行取样分析, 得出各作业的银品位和分选效果见表 1。

根据现场考察和表 1 中的数据, 得到如下结论:

1) 现场给矿银品位为 270 g/t, 粗选精矿银品位为 450 g/t, 扫选 I 精矿银品位为 300 g/t, 粗选效果不明显。主要原因可能是没有形成稳定的泡沫层、矿浆液面过高从而刮出了大量的矿浆, 同时, 粗选的药剂用量可能不足。

2) 精选效果不佳, 精 I 的精矿品位低于 1000 g/t, 精 II 银的品位有所提高, 但最终精矿品位仍不理想, 说明精选作业波动大, 不稳定。从现场浮选现象看, 主要原因是浮选机转速过快, 矿浆液面翻

表 1 银浮选分析结果

Tab.1 Analysis results of silver flotation

浮选工段	精矿	精矿银	尾矿银
	产率/%	品位/(g/t)	品位/(g/t)
给矿银品位		270	—
粗选	27.65	450	200
扫选 I	6.85	300	150
扫选 II	5.62	150	130
扫选 III	5.42	130	110
精选 I	15.82	780	360
精选 II	13.88	860	460
精选 III	6.05	1500	530

花严重, 无法形成稳定的泡沫层。

3) 扫选工艺分三段进行, 各段的银品位变化从扫选 I 到扫选 III, 中矿品位不断降低, 尾矿品位也不断降低, 比较合理, 最终的尾矿含银 110 g/t, 说明扫选效果不错, 可以较好地降低尾矿含银量, 提高总银的回收率。

## 2 工艺条件及设备调整

为开展工业试验, 在前期实验室探索<sup>[8]</sup>及现场考察分析的基础上, 对浮选工艺条件及设备进行如下调整:

1) 矿浆 pH 值及浓度: 试验期间要求矿浆 pH 值维持在 4 左右, 矿浆浓度保持在 30%以上。

2) 采用新的药剂制度: 新的药剂制度不再添加黄药, 采用 Z-200 作辅助捕收剂, 并添加载体活性炭, 药剂制度及用量见表 2。

3) 增加原矿搅拌槽: 原矿进入浮选作业前, 先给到搅拌槽中, 与粗选药剂充分作用, 取得更好的分选效果; 由于活性炭粒度细, 在加料时易扩散、飞扬, 先用水浆化活性炭, 再加入粗选搅拌槽。

4) 调整浮选机的工艺参数, 降低浮选机转速, 额外补加压缩空气。

将精选 II 第 1、2 槽线速度从 7.5 m/s 降到 6.5 m/s 并补加压缩空气, 精选 III 单槽的线速度从 7.5 m/s 调降到 6.5 m/s, 既可保证有足够的转速吸入矿浆, 又能一定程度地通过降低转速来改善矿浆液面的翻花现象。精选作业各槽都能形成良好的泡沫层, 上浮量适中, 具备了进行下一步试验的工艺条件。

表 2 药剂制度及用量

Tab.2 The reagent system and dosage

浮选工段	药剂名称	药剂用量/(g/t)	药剂流量/(mL/min)	药剂作用时间/min
粗选	活性炭	2000	420 g/min	3
	丁铵黑药	600	5000	3
	Z-200	100	26	3
	2#油	100	26	3
精选 I	丁铵黑药	50	420	3
	2#油	100	26	3
精选 II	丁铵黑药	18	150	3
扫选 I	丁铵黑药	240	2000	3
	2#油	100	26	3
扫选 II	丁铵黑药	18	150	3
扫选 III	丁铵黑药	12	100	3

### 3 工业试验过程及结果

根据前期实验室小试结果<sup>[8]</sup>，对及现场工艺设备调整后，在炼锌厂开展了为期 15 天的工业试验。

浮选试验仍采用生产企业一粗、三精、三扫，中矿顺序返回的工艺流程，粗选四槽，精选 I 三槽，精选 II 两槽，精选 III 一槽，扫选 I、II、III 均为四槽，流程见图 1。

#### 3.1 稳定试验工艺参数

工业试验期间 pH 稳定在 3.5~4.5 之间，给矿浓度和矿浆比重记录结果见表 3。

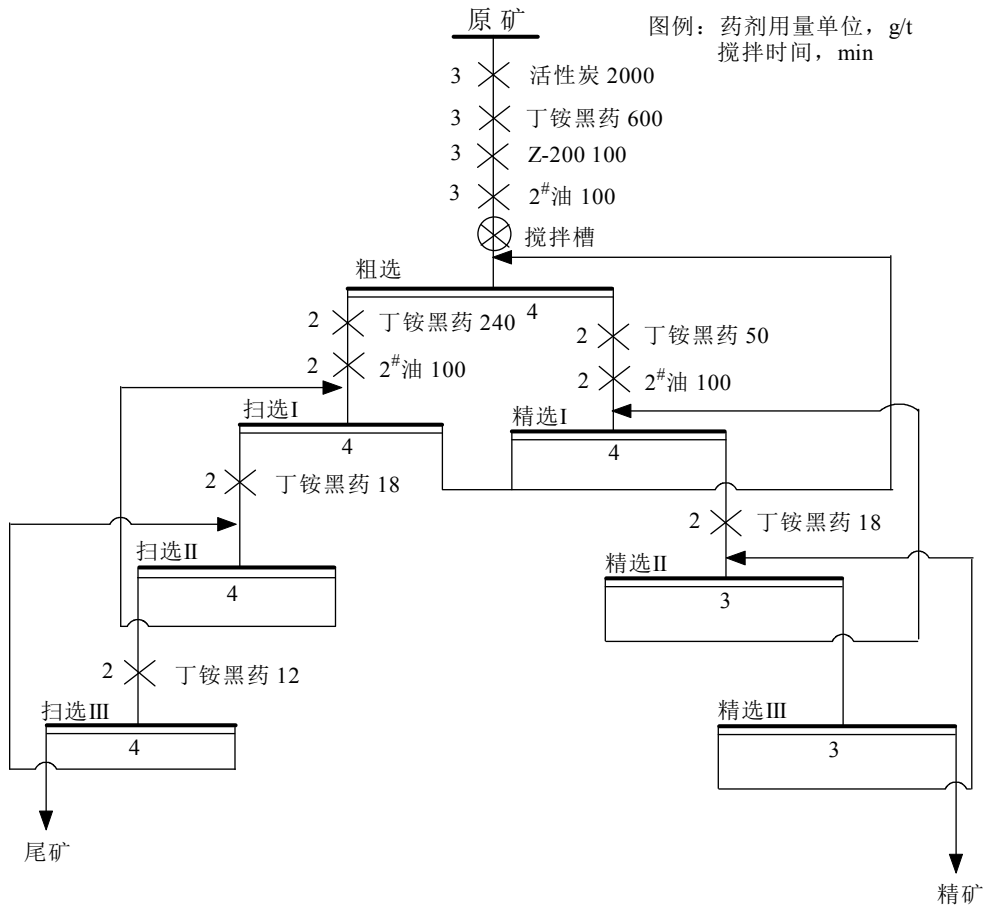


图 1 银浮选工业试验流程图

Fig.1 Industrial test flow chart of silver flotation

表 3 稳定试验工艺参数

Tab.3 Process parameters of stability test

日期	给矿浓度/%			矿浆比重		
	平均值	最大值	最小值	平均值	最大值	最小值
10.31	30.65	32.5	28.0	1.63	1.65	1.61
11.1	29.63	30.5	29.0	1.62	1.63	1.61
11.2	29.30	30.5	28.0	1.62	1.63	1.60
11.3	28.76	30.8	27.0	1.61	1.63	1.59
11.4	28.94	31.5	24.0	1.61	1.64	1.56
11.5	29.31	30.0	28.0	1.61	1.62	1.60
11.6	24.85	27.0	22.0	1.56	1.59	1.53
11.7	25.54	27.0	21.0	1.57	1.58	1.52
11.8	26.52	27.7	26.0	1.58	1.60	1.57
11.9	27.54	29.5	26.0	1.60	1.62	1.57
11.10	27.69	28.5	26.0	1.59	1.61	1.57
11.11	28.54	30.5	26.0	1.61	1.63	1.57
11.12	25.17	28.5	25.0	1.57	1.58	1.56
11.13	23.88	28.0	23.0	1.56	1.58	1.55
11.14	26.71	27.0	26.0	1.59	1.59	1.58
平均	27.26			1.60		

表 4 银浮选工业试验结果

Tab.4 The industrial test results of silver flotation

日期	投入			精矿 产量/t	银产出			金产出	
	焙砂 投料量/t	焙砂含银 $\omega(\text{Ag})/(\text{g}/\text{t})$	银金属量 (Ag)/kg		银含量 $\omega(\text{Ag})/(\text{g}/\text{t})$	含水 $\omega(\text{H}_2\text{O})/\%$	银金属量 (Ag)/kg	金含量 $\omega(\text{Au})/(\text{g}/\text{t})$	金金属量 (Au)/g
10.31	649	124	80.48	10.52	8602.0	30.1	63.25	10.4	76.48
11.1	631	120	75.72	11.56	8165.3	29.7	66.36	10.8	87.77
11.2	563	120	67.56	10.56	7395.2	29.2	55.29	10.9	81.49
11.3	530	120	63.60	11.86	6956.7	29.5	58.17	10.4	86.96
11.4	593	120	71.16	13.71	5964.0	29.5	57.60	9.7	93.69
11.5	528	144	76.03	12.46	6687.7	29.1	59.00	9.8	86.57
11.6	563	144	81.07	11.94	6572.8	29.8	55.09	9.0	75.44
11.10	572	144	82.37	10.34	5506.6	29.2	40.31	7.8	57.10
11.11	557	144	80.21	12.34	6286.9	28.8	55.24	6.6	57.99
11.12	515	144	74.16	12.98	6107.8	29.4	55.97	6.1	55.90
11.13	605	142	85.91	13.12	7150.5	29.3	66.33	6.2	57.51
11.14	655	142	93.01	13.1	5489.6	29.2	50.91	5.3	49.16
总量	6961	—	931.28	144.49	—	—	681.40	—	873.52
平均值	—	134	—	—	6740.4	29.4	—	8.6	—
直收率					73.17%				

从表 3 数据可知, 给矿浓度平均只有 27.26%, 比重 1.60, 没有达到实验室小试最佳浓度 45%。另外由于考虑到加大药剂用量会对后续作业产生负面影响, 此次试验中粗选、扫一、精一丁胺黑药用量分别为 600、240 和 50 g/t, 没有提高到小试得到的实验室最佳药剂用量的 900、450 和 100 g/t<sup>[8]</sup>。

### 3.2 工业试验结果

在工业试验条件下, 正常生产数据优化工艺后的浮选工业试验结果如表 4 所列。

从表 4 数据可知, 银精矿品均品位为 6740.4 g/t, 回收率 73.17%, 同时精矿产率(144.49/6961= 2.08%)降低到原先的三分之一左右, 可大大减少银精矿所带走的锌损失, 具有良好的经济效益。

### 3.3 工业试验与原浮选流程比较分析结果

在工业试验期间取了 3 次流程样, 对其中数据进行调整后, 取均值, 与原先全流程样指标进行比较, 对比结果见表 5。

表 5 工业试验与原浮选流程比较分析结果

Tab.5 Comparative analysis results of the industrial test with the original flotation flow / (g/t)

名称	改造前		改造后	
	精矿	尾矿	精矿	尾矿
给矿	270	—	303	—
粗选	450	200	680	235
扫选 I	300	150	307	220
扫选 II	150	130	245	175
扫选 III	130	110	190	104
精选 I	780	360	3580	260
精选 II	860	460	4890	395
精选 III	1500	530	8313	665

由表 5 数据可得到如下结论:

1) 经过改造, 活性炭活化后和给矿先进入搅拌槽, 延长了与粗选药剂作用的时间, 同时新的药剂制度加大了药剂用量, 粗选精矿银品位由 450 g/t 提高到 680 g/t, 表明粗选比原先有更好的分选效果。

2) 精选三段工艺银品位呈现阶梯式的变化, 精选尾矿银品位较改善前大幅下降, 精矿品位也大为提高, 最终试验样银品位达到了 8313 g/t, 主要原因是经改造后矿浆液面形成了稳定的泡沫层, 矿浆刮出的很少, 精选分选效果良好。

3) 扫选三段工艺银品位也呈现阶梯式的变化, 这是比较合理的, 扫选各作业的尾矿都比较之前低, 最终的尾矿也从 110 g/t 降低到 104 g/t, 说明改造之后扫选效果不错, 可以更好地降低尾矿含银量, 提高总银的回收率。

## 4 结论

本文对国内某炼锌厂低酸浸出渣中银浮选生产现状进行了考察和研究, 结合前期实验室小试研究结果, 在原工业生产的基础上, 对浮选工艺条件、药剂及现场设备进行调整后, 开展了工业试验, 得出以下结论:

1) 使用有机载体活性炭实施载体浮选, 微细金、银优先吸附在载体上再随泡沫产品进入精矿, 可提高金、银的品位和回收率。

2) 调低精选浮选机转速, 改变了精选矿浆液面翻花的现象, 使之形成稳定泡沫层, 少刮矿浆, 提高了银精矿品位。

3) 经工艺设备优化调整后, 银精矿品位由 3000 g/t 左右提高至 6740.4 g/t, 回收率由 60%~64% 提高到 73.17%, 同时精矿产率降低到原先的三分之一左右, 可大大减少银精矿所带走的锌损失; 改用新药剂 Z-200, 该药剂在酸性矿浆中不分解, 对金、银捕获作用强, 可把金的品位由 1.5 g/t 左右提高到 5.3 g/t 以上。

4) 在工业试验中, 由于考虑到加大药剂用量会对后续作业产生负面影响, 粗选、扫一、精一工序中丁铵银药用量没有提高到实验室最佳药剂用量, 可能导致未取得最佳的浮选指标。

## 参考文献:

- [1] 周国华. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的工艺与理论研究[D]. 长沙: 中南大学, 2002.  
ZHOU G H. Technology and theory studies of upgrading silver recovery of flotation from zinc leaching residues[D]. Changsha: Central South University, 2002.
- [2] 魏威, 陈海清, 陈启元, 等. 湿法炼锌浸出渣处理技术现状[J]. 湖南有色金属, 2012, 28(6): 37-70.  
WEI W, CHEN H Q, CHEN Q Y, et al. Progress in the treatment technology of zinc leaching residue[J]. Hunan nonferrous metals, 2012, 28(6): 37-70.
- [3] 赵俊利, 葛英勇, 杨志超, 等. 浮选回收某锌渣中银的中试研究[J]. 中国矿业, 2014, 23(10): 128-132.  
ZHAO J L, GE Y Y, YANG Z C, et al. Study on pilot-test of silver recovery from zinc slag by flotation[J]. China mining magazine, 2014, 23(10): 128-132.
- [4] 黄万抚, 钟祥熙. 湿法炼锌酸浸出渣浮选回收银试验[J]. 贵金属, 2015, 36(3): 19-25.  
HUANG W F, ZHONG X X. Recovering silver from acid-leaching residues of zinc ore by flotation[J]. Precious metals, 2015, 36(4): 19-25.
- [5] 周玉琳. 提高锌浸出渣中银浮选回收率的工艺改进[J]. 有色金属(选矿部分), 2014(1): 39-42.  
ZHOU Y L. The process improvements for improving silver flotation recovery from zinc leaching residues[J]. Nonferrous metals (Mineral processing section), 2014(1): 39-42.

【下转第 23 页】