

内蒙古某低品位氧化锌矿浮选试验研究

于凯¹, 常庆伟², 李文风²

(1. 烟台东方冶金设计研究院有限公司, 山东 烟台 264006;
2. 长沙矿冶研究院有限责任公司, 湖南 长沙 410012)

摘要: 针对内蒙古某低品位高氧化率混合锌矿的特点, 采用先硫化锌浮选-后氧化锌浮选工艺进行了试验研究, 其中氧化锌浮选采用硫化-胺法工艺。结果表明, 在不脱泥, 磨矿细度-0.074 mm 75%, 经硫化矿优先浮选, 获得硫化矿精矿品位 59.89%, 锌回收率 32.92%; 氧化矿硫化胺法浮选获得精矿品位 32.40%, 锌回收率 28.01%, 有效实现了低品位氧化锌矿的浮选。

关键词: 氧化锌矿; 浮选; 硫化-胺法

中图分类号: TD952 **文献标识码:** A **文章编号:** 2095-5014 (2014) 03-0038-04

Flotation Test of a Low Grade Zinc Oxide Ore in Inner Mongolia

YU Kai¹, CHANG Qing-wei², LI Wen-feng²

(1. Yantai Orient Engineering & Metallurgical Institute Co., Ltd, Yantai 264006, China;
2. Changsha Research Institute of Mining and Metallurgy Co., Ltd, Changsha 410012, China)

ABSTRACT: According to the mineral properties of a low-grade mixed zinc ore with high oxidation rate in Inner Mongolia, a flotation test of the ore was carried out by adopting the process of zinc sulphide ore flotation followed by zinc oxide ore flotation. Sulfidization-amine method was used in the zinc oxide ore flotation. The results show that the preferential flotation of zinc sulphide ore can obtain a grade of zinc concentrate of 59.89% and Zn recovery of 32.92% while the flotation of zinc oxide ore by sulfidization-amine method can obtain a grade of zinc concentrate of 32.40% and Zn recovery of 28.01% at a grinding fineness of 75% -0.074 mm without pre-desliming.

KEY WORDS: zinc oxide ore; flotation; sulfidization-amine method

由于我国经济的高速发展, 对锌金属的需求不断增加, 但现在矿山面临的一个重要问题是氧化矿比例越来越高, 而选厂目前的工艺流程不能有效选别氧化率较高的矿石, 数量较大的低品位和难选矿石未得到合理利用。如何提高该类型矿石的选矿指标, 增加企业经济效益

显得尤为重要。目前, 我国氧化锌矿主要集中在云南, 贵州, 内蒙古等省, 因为氧化锌矿物种类繁多, 相互掺杂伴生, 且嵌布粒度比较细, 泥化严重, 并且含有大量可溶性盐、氧化铁及黏土矿泥, 其浮选回收率通常很低, 品位不高, 属于难选矿物, 这一直是选矿领域的一大难题^[1,2]。

收稿日期: 2014-03-01

作者简介: 于凯 (1986-), 男, 助理工程师, 主要从事有色金属矿选矿研究工作。

本试验矿物锌品位 1.77%，氧化率高达 70%，属于低品位高氧化率的锌矿，且含泥高。本研究根据选矿实践经验，结合现场实际情况，采用“先硫化矿后氧化矿”原则，在氧化矿浮选采用硫化-胺法浮选回收锌矿物，捕收剂采用实验室合成药剂 CY-19，其具有捕收能力强、选择性好和耐低温性能，且泡沫量少，易消泡，获得了较好的选矿试验指标。

1 矿石性质

原矿石的主要化学成分分析结果见表 1，矿石中锌的化学物相分析结果见表 2。

表 1 矿石的主要化学成分/%

组分	TFe	Zn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO
含量	20.24	1.77	35.90	3.93	17.72	1.23	2.46

组分	Na ₂ O	K ₂ O	P	S	Ag(g/t)	Ig
含量	0.063	0.14	0.059	0.41	8.18	3.60

表 2 矿石中锌的化学物相分析结果/%

锌相	硫化锌	硅酸锌	氧化锌	锌铁尖晶	硫酸锌	合计
含量	0.58	0.90	0.17	0.12	痕量	1.77
分布率	32.77	50.85	9.60	6.78	-	100

矿石取自内蒙古，锌矿物主要为异极矿、闪锌矿和菱锌矿；铁矿物主要为褐铁矿、赤铁矿。脉石矿物以石榴石居多，其次是粘土、石英、长石、方解石、角闪石、绢云母、滑石和绿泥石。该矿氧化率高，组成复杂，且伴生关系密切，属于极难选的矿石类型，其中闪锌矿和异极矿为主要目的矿物。

2 选矿试验研究

矿石中含有硫化锌和氧化锌，根据矿石的特点和前期试验探索，采用“先硫化锌浮选后氧化锌浮选”的流程，氧化矿浮选采用硫化-胺法回收氧化锌矿物。

2.1 硫化锌浮选试验

2.1.1 磨矿细度试验

硫化矿采用常规的丁基黄药作捕收剂，在碳酸钠 1 500 g/t、硫酸铜 10 0g/t、丁黄 50 g/t、2# 油 20 g/t 条件下，考查磨矿细度对浮选试验的影响。硫化矿浮选条件试验流程及磨矿细度试验结果分别如图 1 和图 2 所示。



图 1 硫化矿浮选条件试验流程

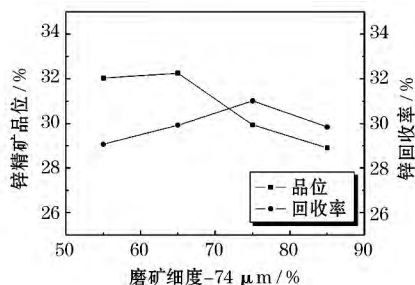


图 2 磨矿细度与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果表明，随着磨矿细度的增加，锌精矿品位和回收率均先升后降，当磨矿细度-0.074 mm 75%条件下的浮选指标最好。

2.1.2 碳酸钠用量试验

由于该矿石泥化比较严重，需要加入调整剂对矿浆进行分散，消除矿泥的影响^[3]。在磨矿细度-0.074 mm 75%、丁黄 50 g/t、2# 油 20 g/t 条件下，考查调整剂碳酸钠用量对浮选试验的影响，试验结果见图 3。

试验结果表明，随着碳酸钠用量的增加，锌精矿品位随之增加，而回收率先增加后减小。综合考虑，碳酸钠用量选择 1 500 g/t。

2.1.3 硫酸铜用量试验

在磨矿细度-0.074 mm 75%、碳酸钠 1 500 g/t、丁黄 50 g/t、2# 油 20 g/t 条件下，考查硫酸铜用量对浮选试验的影响，试验结果见图 4。

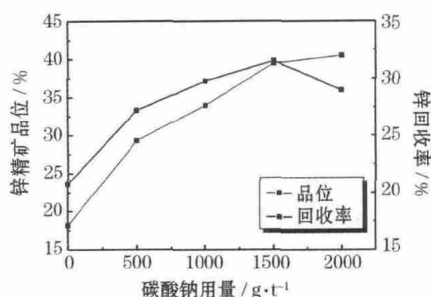


图3 碳酸钠用量与锌精矿品位及回收率的关系

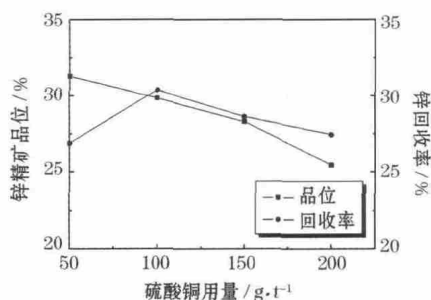


图4 硫酸铜用量与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果可知,随着硫酸铜用量的增加,锌粗精矿锌品位降低,而回收率先增加后减少,当用量增加到 100 g/t 时,锌回收率最高。因此确定硫酸铜用量选 100 g/t 为宜。

2.1.4 捕收剂用量试验

在磨矿细度-0.074 mm 75%、碳酸钠 1 500 g/t、硫酸铜 100 g/t、2#油 20 g/t 条件下,考查捕收剂丁基黄药用量对浮选试验的影响,试验结果见图 5。

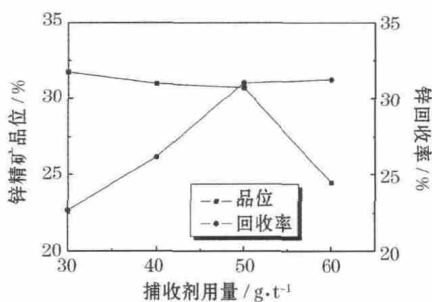


图5 捕收剂用量与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果表明,随着捕收剂用量的增加,锌粗精矿锌回收率增加,而锌品位降低,当用量增加到 50 g/t 后,锌回收率增加不明显。因此确定捕收剂用量为 50 g/t。

2.2 氧化锌浮选试验

2.2.1 六偏磷酸钠用量试验

由于该矿石泥化比较严重,赤褐铁矿含量较高,矿泥对氧化锌的浮选影响较大,单脱泥会损失大量微细颗粒的氧化锌矿,降低回收率,需要加入分散剂对矿浆进行分散,消除矿泥的影响。在磨矿细度-0.074 mm 75%、碳酸钠用量选择 1 000 g/t 条件下,考查六偏磷酸钠用量对浮选试验的影响,氧化矿浮选条件试验流程及六偏磷酸钠用量试验结果分别如图 6 和 7 所示。

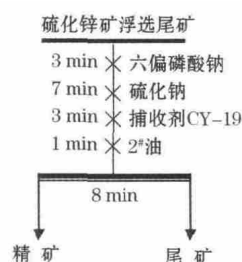


图6 氧化矿浮选条件试验流程

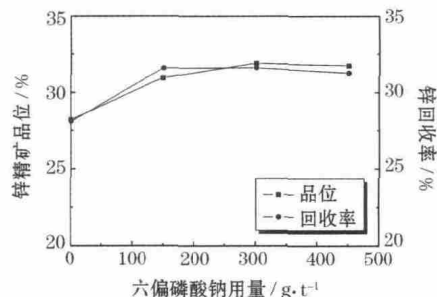


图7 六偏磷酸钠用量与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果表明,随着六偏磷酸钠用量的增大,锌精矿品位不断增加,但锌回收率增加不明显,说明六偏磷酸钠对氧化锌矿泥具有良好的分散效果,显著提高氧化锌矿浮选指标,综合考虑,六偏磷酸钠用量选择 300 g/t。

2.2.2 硫化钠用量试验

氧化锌矿需要进行硫化后再进行浮选,试验采用硫化钠作硫化剂,其用量很关键,硫化钠用量小的情况下,难以获得理想的硫化效果,硫化钠用量过大又会对氧化锌矿产生抑制作用,从而降低氧化锌的回收率。在磨矿细度-0.074 mm 75%、六偏磷酸钠 300 g/t 条件下,考查硫化钠用量对浮选试验的影响,试验结果见图 8。

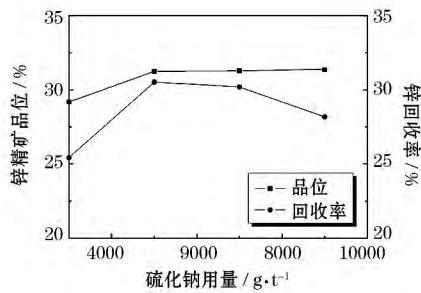


图8 硫化钠用量与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果表明：随着硫化钠用量的增加，锌精矿品位是升高的，回收率是先升高后降低，在用量5000 g/t回收率最高，之后锌精矿品位无太大变化。因此，选择硫化钠用量5000 g/t。

2.2.3 捕收剂 YA-19 用量试验

在磨矿细度-0.074 mm 75%、六偏磷酸钠用量300 g/t、硫化钠用量5000 g/t条件下，考查捕收剂 YA-19 用量对浮选试验的影响，试验结

果如图9所示。

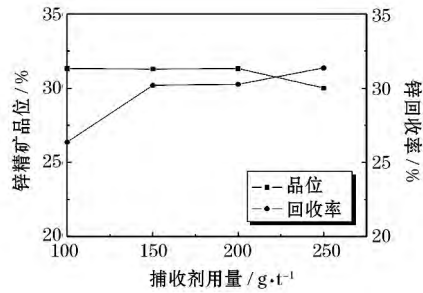


图9 捕收剂用量与锌精矿品位及回收率的关系

试验结果表明：随着捕收剂用量的增加，锌精矿品位降低而回收率增加，考虑成本和浮选现象，捕收剂用量选择150 g/t。

2.3 全流程闭路试验

在开路试验的基础上进行了闭路试验流程，闭路试验工艺流程见图10，试验结果见表3。

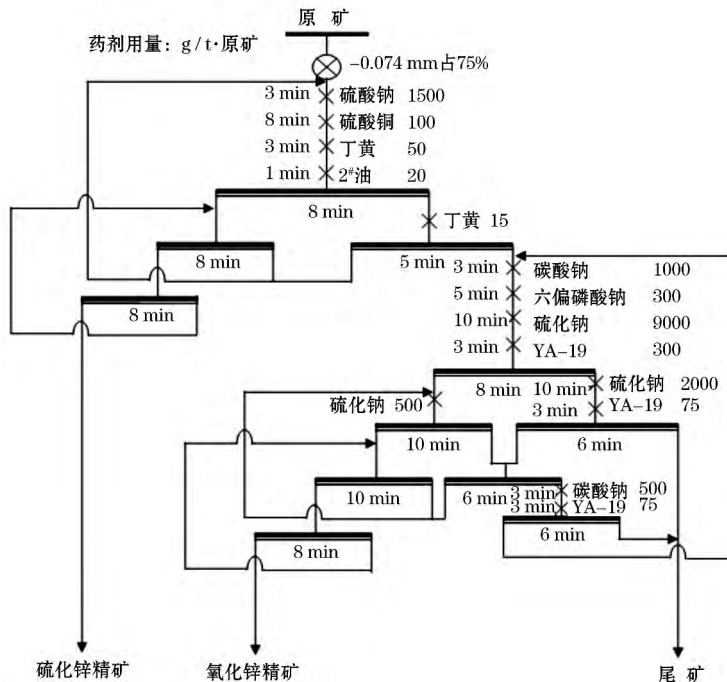


图10 闭路试验流程

3 结 语

- 1) 矿石属于低品位深度氧化锌矿石。矿石中锌矿物主要为闪锌矿、异极矿和菱锌矿等。
- 2) 矿石中锌矿物的种类较多，呈不规则团

块状沿石榴石粒间充填分布。除闪锌矿为可浮性良好的矿物外，其他氧化锌矿物的可选性均不尽人意，因此难以获得较高品位和回收率的锌精矿。

(下转第53页)

况难以满足该项工作，尤其是一些老矿山，由于累积的问题相对较多，经费问题一般难以解决，不利于该项工作的持续开展。

4.3 政策问题

我国相关政策法规对矿山尾矿以及其他的固体废料的利用与管理只进行了原则性的规定，不但没有强制性的措施，也缺少对应的鼓励与扶持政策^[5]。例如，针对矿山尾矿等可利用的二次资源，由于微薄的利润，在没有配套政策资金的支持下，矿山不能对之加以利用。以宁城宏大矿山为例，该矿对剥离围岩（mfe≤1.8%）进行综合回收利用，在生产过程中实施了相应的碎矿、干选等改造项目，但是国家在政策尤其是税收政策方面并没有给予相关的优惠，这些都影响到了矿山技术改造的积极性。

4.4 市场问题

产品的市场问题同样也是制约资源综合利用及开发的一个重要因素。部分资源，例如铁的市场需求降低、价格受限等，导致矿山企业不愿意花费大量的资金从废石以及尾矿中回收相关的资源，开发新产品。同时，利用现有技术开发的产品附加值低，企业运营困难；矿山废弃物利用量小，对环境保护效果不明显；由于运费增加，产品只能利用附近的有限市场，市场用量小，加之地域限制以及地方保护主义，导致矿区的相关项目被迫中止。总之，矿山相关开发项目多处于一个无市场、无效果、无效

益的尴尬境地。

5 结 语

随着环境保护形势日益严峻，加之矿产资源的缺乏，铁矿废石以及尾矿的综合回收及利用是将来矿山技术发展的重要方向。在生产过程中，根据当地的市场需求以及矿山的自身实际情况，在选择成熟的矿山尾矿处理技术之后，通过对废石及尾矿的回收利用，不但能够显著提高企业的生产效益，而且还可以降低其对环境的影响，实现经济效益与社会效益双赢的局面。但是，在实施之前要对技术、政策、资金以及市场等各个方面进行充分的调研，这样才能保证项目顺利实施。

参考文献：

- [1] 李柏山，程潮. 铁矿废石和尾矿的综合利用技术研究[J]. 环境科学与管理，2011，36(7)：36-38.
- [2] 文启付. 舞阳铁矿矿山废弃物综合利用探讨与实践[J]. 金属矿山，2007（11）：133-134.
- [3] 梅国栋. 尾矿综合利用与无尾矿山建设探讨[J]. 金属矿山，2010（10）：64-69.
- [4] 李沛林. 搞好尾矿利用深挖资源潜力——对实施《金属尾矿综合利用专项规划（2010-2015年）》的思考与建议[J]. 中国钢铁业，2010（8）：96-401.
- [5] 魏建新. 关于武钢矿山尾矿资源利用的分析与对策[J]. 环境科学与技术，2010（05）：75-78.

（上接第 41 页）

表 3 闭路试验结果/%

产品名称	产率	锌品位	锌回收率
硫化锌精矿	0.94	59.89	32.92
氧化锌精矿	1.47	32.40	28.01
混合锌精矿	2.41	43.12	60.93
尾矿	97.59	0.68	39.07
给矿	100.00	1.71	100.00

3) 采用先硫化锌浮选后氧化锌浮选工艺流程，氧化锌浮选采用硫化-胺法工艺回收锌矿物处理该矿石，获得选矿指标为：硫化矿锌精矿

品位 59.89%，锌回收率 32.92%；氧化矿硫化浮选获得锌精矿品位 32.40%，锌回收率 28.01%；混合精矿产率为 2.41%，锌品位 43.12%，锌回收率 60.93%。

参考文献：

- [1] 李江涛，刘全军，库建刚，等. 某氧化锌矿浮选试验研究[J]. 有色金属（选矿部分），2007，2：23-25.
- [2] 巫奎东，于润存. 氧化锌浮选研究进展[J]. 采矿工程，2008，11：96-98.
- [3] 朱从杰. 矿泥对氧化锌矿物浮选行为的影响[J]. 矿产综合利用，2005，1：7-11.