

doi: 10.3969/j.issn.1005-7854.2022.04.009

国外某复杂低品位铅锌矿选矿工艺优化及应用

刘耀武¹ 张恒¹ 米寰鹏¹ 冯晓燕^{2,3}

(1. 中国有色金属建设股份有限公司, 北京 100029;

2. 矿冶科技集团有限公司, 北京, 100160;

3. 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京, 102628)

摘要: 某铅锌矿原矿铅含量为 1.26%、含锌 6.53%、含硫 30.38%。生产上采用“铅锌依次优先浮选—中矿顺序返回”工艺流程, 生产指标为铅精矿铅品位 50.69%、含锌 12.61%、铅回收率 75.53%、锌精矿锌品位 48.77%、含铅 1.59%、锌回收率 73.91%。铅、锌互含较高, 锌精矿指标不理想。为了解决该问题, 在了解现场生产工艺流程及矿石性质的基础上, 针对该铅锌矿开展了详细的选矿工艺优化试验, 通过对部分药剂制度进行优化, 采用特效捕收剂 BK-LY11, 同时在锌浮选回路采用中矿再磨工艺, 显著改善了铅、锌互含情况, 有效提高了铅、锌选别指标, 并成功应用于生产实践, 优化后获得的铅、锌回收率分别提高了 5.83、8.46 个百分点。

关键词: 低品位铅锌矿; 方铅矿; 闪锌矿; 黄铁矿; 铅锌分离; 高效综合回收

中图分类号: TD952 **文献标志码:** A **文章编号:** 1005-7854(2022)04-0056-08

Optimization and application of beneficiation process for a complex low grade lead-zinc ore abroad

LIU Yao-wu¹ ZHANG Heng¹ MI Huan-peng¹ FENG Xiao-yan^{2,3}

(1. China Nonferrous Metal Industry's Foreign Engineering And Construction Co., Ltd, Beijing 100029, China;

2. BGRIMM Technology Group, Beijing 100160, China;

3. State Key Laboratory of Mineral Processing Science and Technology, Beijing 102628, China)

Abstract: The raw ore of a lead-zinc ore contains 1.67% Pb, 6.85% Zn and 16.22% S. In production, the process of "lead-zinc sequential priority flotation and middling sequential return" is adopted. The production indexes are lead concentrate grade 50.69%, zinc content 12.61%, lead recovery 75.53%, zinc concentrate grade 48.77%, lead content 1.59%, zinc recovery 73.91%. The mutual content of lead and zinc is high and the index of zinc concentrate is not ideal. In order to solve the problem, on the basis of understanding the on-site production process and the properties of the ore, a detailed beneficiation process optimization test was carried out on the lead-zinc mine. Through the medicament system optimization, use of the new efficient collector BK-LY11, as well as adoption of the middlings grinding process in the zinc flotation circuit, the lead and zinc content was significantly improved, and the lead and zinc concentrate indexes were improved and successfully practiced in production. The recoveries of lead and zinc improved by 5.83 and 8.46 percentage points respectively after optimization.

Key words: low grade lead-zinc ore, galena, sphalerite, pyrite, lead-zinc separation, efficient comprehensive recovery

收稿日期: 2022-01-05

第一作者: 刘耀武, 工程师, 本科, 主要从事选矿工艺及技术管理工作。E-mail: liuyawu@nfc-china.com

铅、锌是十分重要的有色金属矿产资源, 是现代工业非常重要的基础原材料, 在社会发展进步中起着至关重要的作用^[1-4]。我国铅锌矿资源含量比

较丰富，铅锌资源总量位居世界前列^[5]。但随着我国铅锌工业的快速发展和铅锌冶炼能力的扩张，相对易选的铅锌资源储量逐渐减少，因此，针对复杂难处理的低品位铅锌矿的处理开发愈发引人重视^[6]。当前常用的铅锌矿选矿工艺主要有优先浮选、混合—优先浮选、等可浮选等，此类工艺对于易选的矿石选别效果较好，但对于低品位、嵌布关系复杂的铅锌矿石难以获得理想的选别指标^[6]。为了充分开发利用低品位铅锌资源，保障铅锌供应，对于复杂难处理的低品位铅锌资源进行工艺技术优化，提高资源利用率具有重大的实际意义。

某铅锌矿山生产采用“铅锌依次优先浮选—中矿顺序返回”的选矿工艺流程，生产过程中浮选现象较

差，中矿循环量大，铅、锌精矿产品指标不理想，铅、锌互含较高。为了解决以上问题，本文针对该铅锌矿开展了详细的选矿工艺优化试验研究，从药剂和工艺两方面着手，通过药剂与工艺的互相匹配，获得了较好的选别指标，并在生产实践中获得成功应用。

1 生产工艺流程及指标介绍

现场生产流程为对原矿进行磨矿，磨矿细度为 -0.074 mm 粒级含量占 85% ，磨矿过程添加适量石灰，调节矿浆 pH 值在 $11.0\sim 11.5$ ，采用铅锌依次优先浮选—中矿顺序返回工艺流程，选铅捕收剂为乙硫氮，选锌捕收剂为丁基黄药，具体的工艺流程见图1，生产指标见表1。

表1 现场生产指标

Table 1 Production indexes

产品名称	产率	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	1.87	50.69	12.61	75.53	3.62
锌精矿	9.88	1.59	48.77	12.52	73.91
尾矿	88.25	0.17	1.66	11.95	22.47
原矿	100.0	1.26	6.52	100.0	100.0

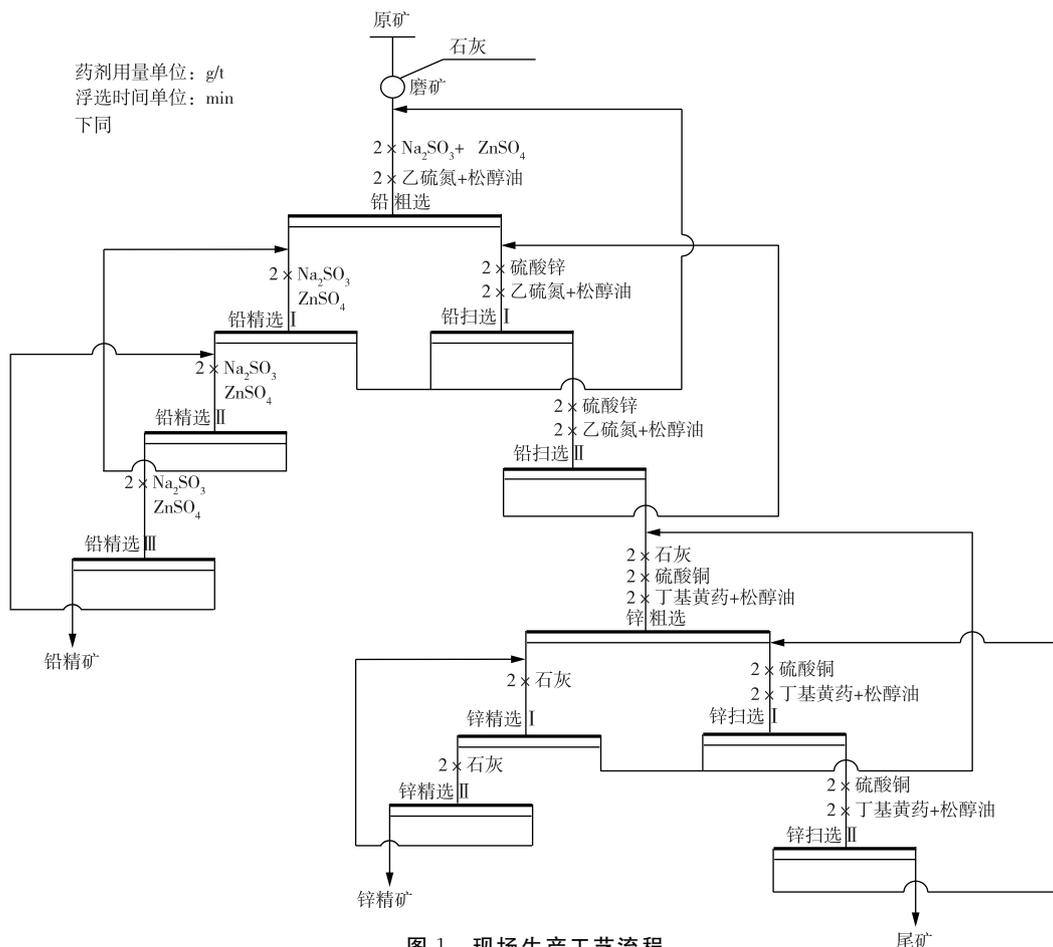


图1 现场生产工艺流程

Fig. 1 Production process

2 问题分析及改进技术思路

从表 1 中可以看出，现场生产指标铅精矿中锌品位为 12.61%，锌精矿中铅品位为 1.59%，铅、锌互含较高，是导致铅、锌回收率差的主要原因。针对现场的精矿及尾矿产品进行了镜下检查，结果表明：1) 铅精矿中存在部分细粒级的闪锌矿单体(见图 2)，说明在铅浮选过程中部分锌矿物没有得到有效抑制，分析原因在于现场使用的选铅捕收剂乙硫氮捕收能力较强，药剂的选择性相对较差；2) 尾矿镜下检查结果表明，部分闪锌矿以与黄铁矿、脉石矿物连生的形式损失(见图 3)，说明没有得到较好的单体解离。

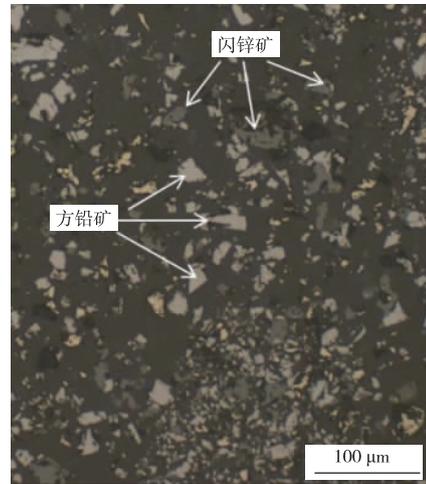


图 2 铅精矿中的闪锌矿单体

Fig. 2 Sphalerite monomer in lead concentrate

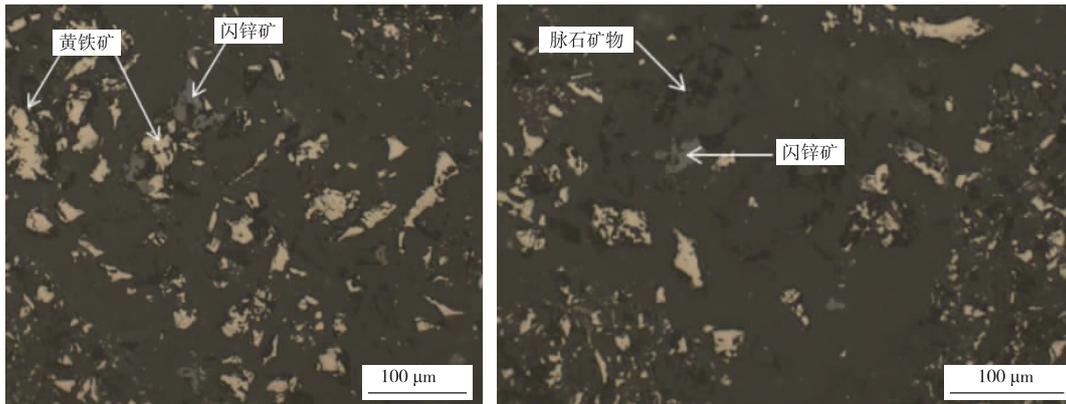


图 3 尾矿中闪锌矿以与黄铁矿及脉石矿物连生的形式损失

Fig. 3 Sphalerite in tailings is lost in the form of intergrowth with pyrite and gangue minerals

针对以上存在的问题，拟从药剂和工艺两方面着手，一是在选铅时采用选择性较好的捕收剂，在保证铅上浮的同时减少含锌矿物的上浮，降低铅、锌互含；二是针对选锌作业补充锌中矿再磨，使锌矿物获得充分的单体解离，进一步减少尾矿中含锌矿物连生体的损失，提高锌回收率。

3 试验研究及讨论

针对现场指标不理想，工艺流程波动大的问

题，本文针对现场生产矿样开展了矿石性质分析、药剂制度及工艺流程优化试验。

3.1 矿石性质分析

对现场生产矿样(以下称为原矿)进行了主要化学成分分析，分析结果见表 2；对铅、锌的化学物相进行了分析，结果见表 3。

矿石中主要有价元素有 Pb、Zn，其品位分别为 1.26% 和 6.53%，其他有价金属含量较低。

物相分析结果表明(表 3)，铅、锌矿物主要均为硫化矿，铅锌氧化率分别为 6.35% 和 4.44%。

表 2 原矿主要化学成分分析结果

Table 2 Main chemical component analysis result of the raw ore

化学成分	Pb	Zn	S	Fe	P	As	C	Ag ¹⁾
含量	1.26	6.53	30.38	26.51	0.026	0.012	0.19	26.87
化学成分	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	Au ¹⁾	
含量	13.62	1.96	2.06	0.97	0.86	0.28	0.08	

注：1)单位为 g/t

表 3 原矿样中铅、锌化学物相分析结果

Table 3 Lead and zinc chemical phase analysis result of the raw ore

/%

相别	氧化铅	硫化铅	总铅	氧化锌	硫化锌	总锌
含量	0.08	1.18	1.26	0.29	6.24	6.53
分布率	6.35	93.65	100.0	4.44	95.56	100.0

3.2 铅、锌矿物的嵌布特征分析

矿石中主要回收的目的矿物是方铅矿和闪锌矿。其中大部分方铅矿与闪锌矿连生，少量方铅矿与闪锌矿呈复杂的交代嵌布关系(见图4)，导致铅锌难以有效分离，造成铅锌矿中锌含量高，影响铅精矿品质及锌精矿回收率。同时，部分方铅矿、闪锌矿与黄铁矿紧密连生，呈互相包裹关系(见图5)，或浸染分布于脉石矿物中。方铅矿嵌布粒度相对较粗，粒度分布在0.01~1.15 mm范围内；闪锌矿粒度分布较细，主要分布于0.003~0.30 mm范围内。因此，在锌浮选时为了让含锌矿物充分单体解离，适当的再磨是需要的。

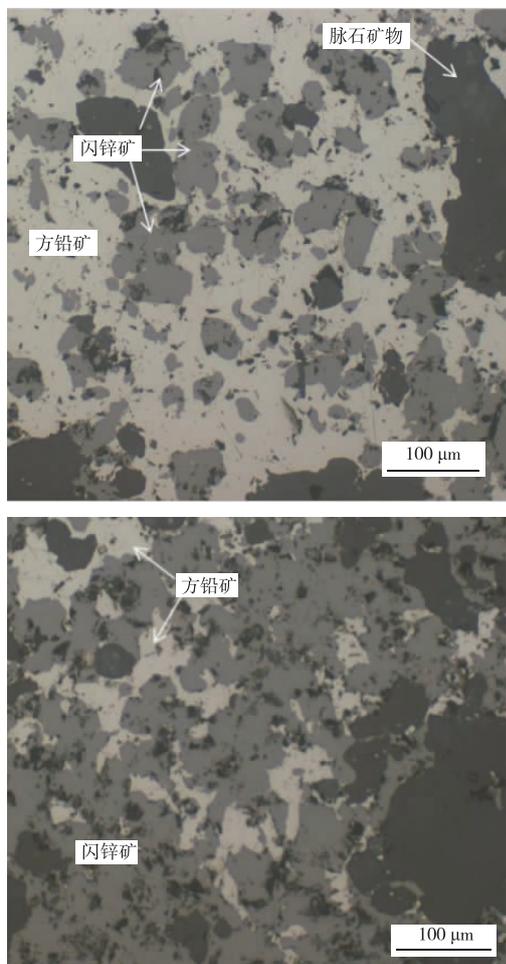


图 4 方铅矿与闪锌矿呈互相包裹状态

Fig. 4 Galena and sphalerite are wrapped in each other

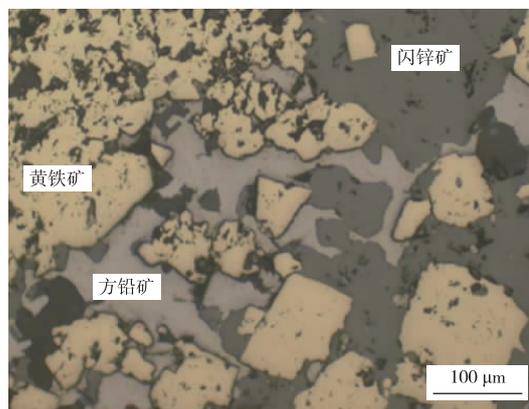


图 5 方铅矿、闪锌矿与黄铁矿紧密嵌布

Fig. 5 Galena, sphalerite and pyrite are closely embedded

3.3 选矿工艺优化试验

1) 捕收剂种类筛选

将原矿磨到-0.074 mm 粒级含量占 85%、矿浆 pH 值调节至 11.5 左右，进行了铅粗选的捕收剂种类对比试验，试验结果见图 6。由表 6 可知，采用 BK-LY11 作为捕收剂时，所得粗精矿铅回收率与使用乙硫氮时相当，但是药剂用量少，且粗精矿产率较低，浮选过程可有效降低中矿量。因此，采用 BK-LY11 作为选铅捕收剂，通过用量试验表明，捕收剂用量在 28 g/t 即可。BK-LY11 是矿冶科技集团有限公司研发的新型高效绿色硫化矿捕收剂，尤其是针对铜、铅矿物具有较好的选择性。

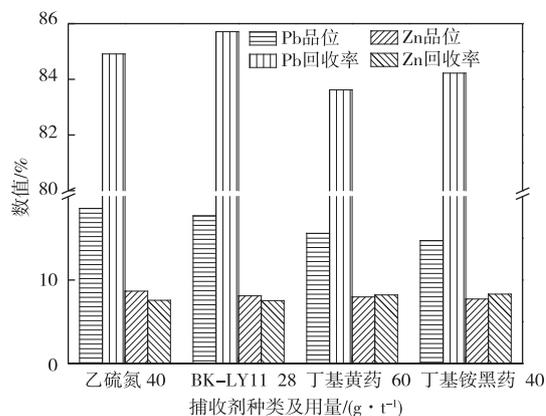


图 6 铅粗选捕收剂种类对比试验

Fig. 6 Collector varieties test of Pb roughing

2) 石灰用量对铅浮选的影响

在铅浮选时首先考察了石灰用量对铅指标的影响。试验流程为在磨矿过程中添加石灰调节矿浆pH值，在浮选时先后加入适量调整剂、捕收剂和起泡剂，试验结果见图7。由图7可知，随着石灰用量的增加，铅粗精矿中铅品位逐渐降低，铅回收率先升高后略有降低，其中的锌品位及锌回收率均呈下降趋势，综合考虑铅、锌指标，石灰用量控制在2000 g/t左右较为适宜。

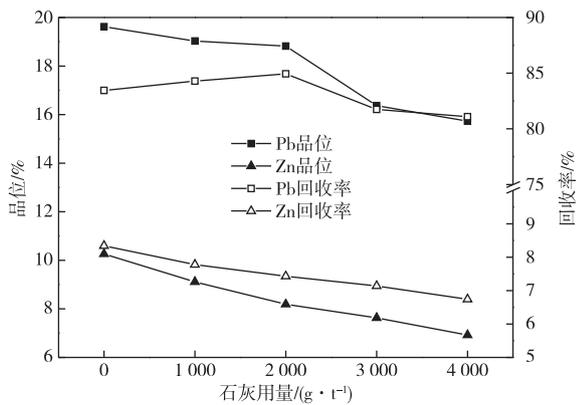


图7 铅粗选 pH 值试验

Fig. 7 pH value test of Pb roughing

3) 磨矿细度对铅锌浮选的影响

为了较好回收矿石中的有用矿物，首先必须使得铅锌矿物充分单体解离，因此，在浮选时就需要一个合适的磨矿细度，如果磨矿细度不够，导致目的矿物解离不充分，易使有价矿物损失在尾矿中；如果磨矿细度过细，一方面增加磨矿能耗，另一方面易产生过磨，导致矿浆泥化，恶化浮选环境，影响选别指标^[7,8]。因此，在固定药剂制度不变的条件下，进行了粗选磨矿细度试验，试验结果见图8。从图8中可以看出，随着磨矿细度的增加，

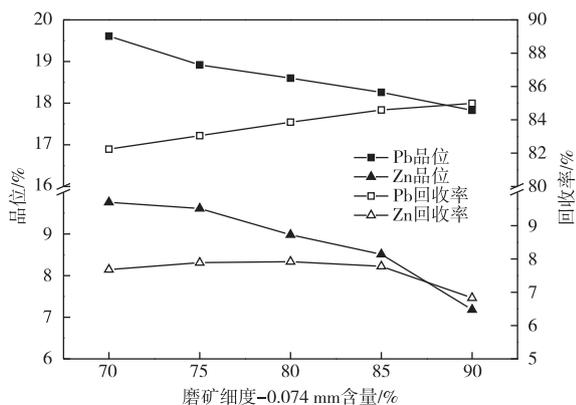


图8 铅粗选磨矿细度试验

Fig. 8 Grinding fineness test of Pb roughing

铅粗精矿中铅、锌品位逐渐降低，铅回收率逐渐升高，锌回收率呈下降趋势，为了获得相对较好的产品指标，粗选磨矿细度确定为-0.074 mm 粒级含量占85%。

4) 铅粗选抑制剂影响试验

在铅锌矿浮选过程中的选铅作业，硫酸锌和亚硫酸钠是常用的含锌矿物抑制剂。在保持磨矿细度为-0.074 mm 粒级含量占85%、石灰用量2000 g/t，捕收剂和起泡剂用量分别为28、21 g/t 添加下进行了含锌矿物抑制剂用量试验，试验结果见图9。从图9可以看出，当组合抑制剂 ZnSO₄+Na₂SO₃ 用量为1000+500(g/t)时产品指标相对较好。

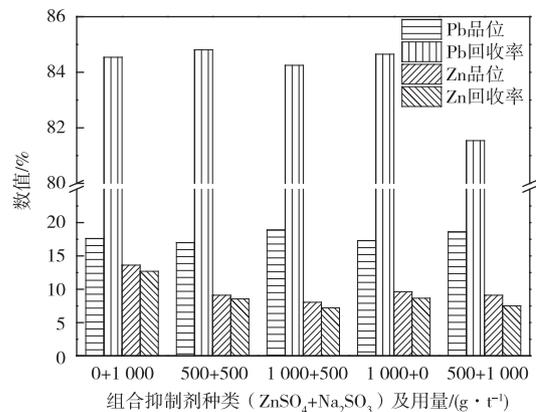


图9 铅粗选抑制剂影响试验

Fig. 9 Depressor impact test of Pb roughing

5) 锌浮选条件试验

锌浮选采用生产上现有的药剂制度，即以石灰和硫酸铜作为调整剂，丁基黄药和松醇油作为捕收剂和起泡剂。在实验室进行了药剂用量的优化试验，分别进行了石灰用量和硫酸铜用量试验，试验结果分别见图10和图11。图10表明，在锌浮选

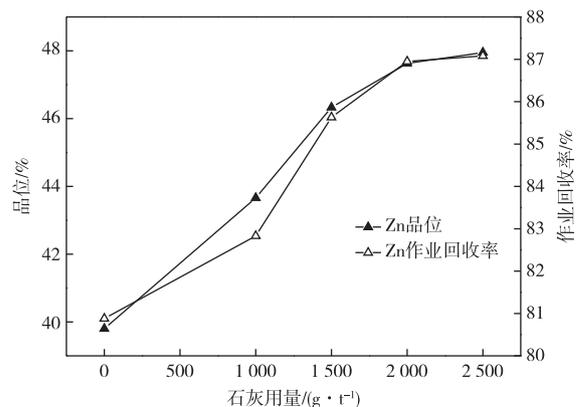


图10 锌浮选石灰用量试验

Fig. 10 Lime dosage test of Zn flotation

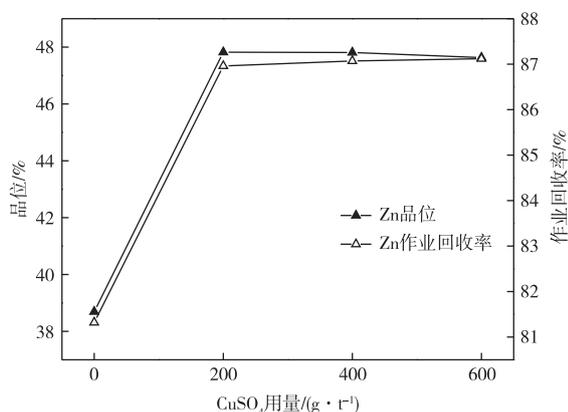


图 11 锌浮选硫酸铜用量试验

Fig. 11 CuSO₄ dosage test of Zn flotation

时, 锌品位及锌作业回收率均随石灰用量增加而升高, 但趋势变缓, 综合考虑, 石灰用量控制在 2 000~2 500 g/t 范围内即可。图 11 结果表明, 添加适量硫酸铜, 锌品位及锌作业回收率显著升高, 后逐渐趋于稳定, 综合参考产品指标及药剂成本, 锌浮选作业硫酸铜用量确定为 200 g/t 即可。

6) 中矿再磨细度试验

对生产过程中锌精选一的底流和扫选一的泡沫产品进行镜下检查, 结果表明其中仍有较多的闪锌矿和黄铁矿连生体, 且嵌布粒度较细, 主要分布于 0.005~0.01 mm 范围。为了进一步实现闪锌矿的

有效解离、提高锌选别指标, 因此, 将二者合并进行再磨细度试验, 试验结果见图 12。试验结果表明, 随着再磨细度的提高, 再磨产品中锌品位显著提高, 锌回收率也逐渐提高后趋于稳定, 因此将锌中矿再磨细度控制在 -0.043 mm 粒级含量占 80% 即可。

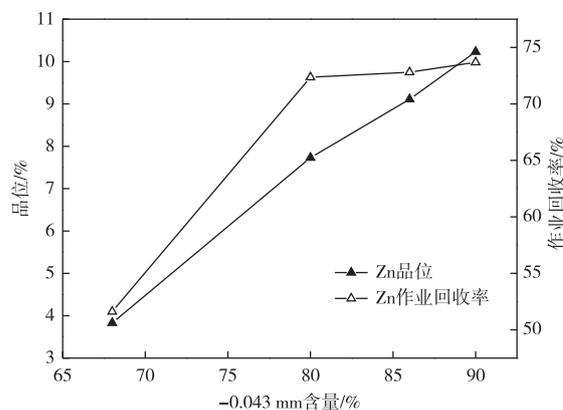


图 12 锌中矿再磨细度试验

Fig. 12 Re-grinding fineness test on Zn middlings

7) 全流程闭路试验

全流程闭路试验流程见图 13, 试验结果见表 4。闭路试验结果表明, 铅、锌精矿产品指标较好, 表明本试验较好实现了铅、锌与黄铁矿的高效分离。

表 4 全流程闭路试验结果

Table 4 Result of closed circuit test

/%

产品名称	产率	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	1.93	52.33	2.57	80.44	0.76
锌精矿	10.2	1.03	52.83	8.37	82.22
尾矿	87.87	0.16	1.27	11.19	17.02
原矿	100.0	1.26	6.55	100.0	100.0

4 工业应用

在实验室试验的基础上, 以实验室闭路试验流程和结果为依据, 现场进行了相应的工艺流程改造, 改造完成后进行了为期一个月的工业试验, 试

验结果与改造前生产指标对比见表 5。工业试验结果表明, 铅、锌精矿指标相比原生产指标均有一定幅度的提高, 其中铅回收率提高了 5.83 个百分点, 锌回收率提高了 8.46 个百分点, 选矿工艺指标较好, 铅、锌资源得到高效综合回收。

表 5 选矿工艺优化前后指标对比结果

Table 5 Comparison result of indexes before and after beneficiation process optimization

/%

对比	产品名称	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
优化前	铅精矿	50.69	12.61	75.53	3.62
	锌精矿	1.59	48.77	12.52	73.91
优化后	铅精矿	53.16	2.19	81.36	0.71
	锌精矿	1.16	51.95	8.64	82.37

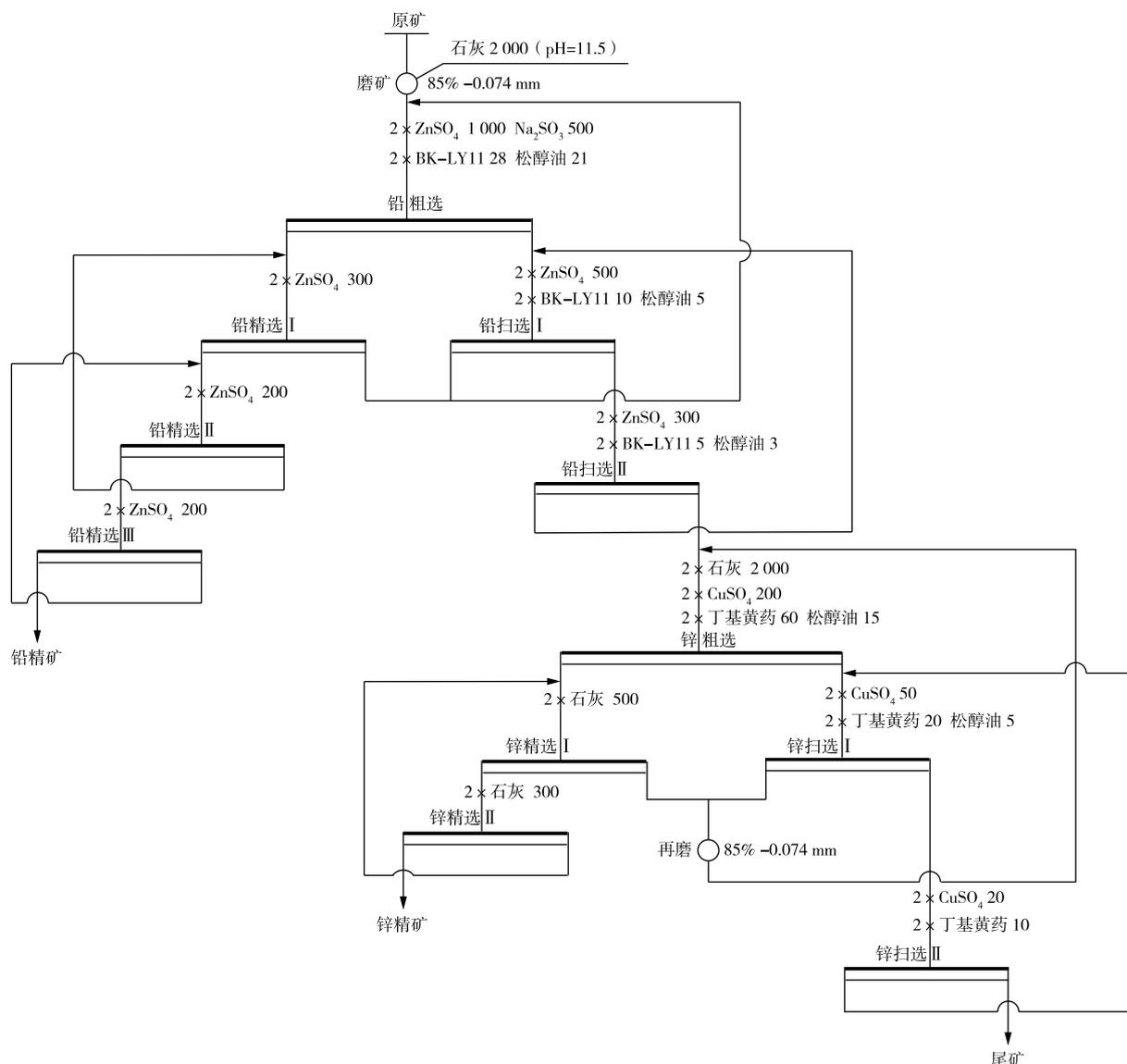


图 13 全流程闭路试验流程

Fig. 13 Flowsheet of closed circuit test

5 结论

1) 某铅锌矿含铅 1.26%、锌 6.53%，属复杂低品位难选铅锌矿；对试验矿样进行化学物相分析，结果表明矿石中主要的铅、锌矿物均为硫化物，铅、锌氧化率分别为 6.35%、4.44%。

2) 矿石中主要回收的目的矿物是方铅矿和闪锌矿。铅、锌矿物嵌布关系复杂，其中大部分方铅矿与闪锌矿连生，少量方铅矿与闪锌矿呈复杂的交代嵌布关系，导致铅锌难以有效分离，造成铅锌矿中锌含量高，影响铅精矿品质及锌精矿回收率。

3) 本文基于工艺矿物学研究，在了解矿石性质及现场生产实践的基础上，针对现场生产工艺流程

进行了部分改动，增加了锌中矿再磨作业，通过条件试验确定了合适的药剂制度，闭路试验获得了：铅品位 52.33%、锌含量 2.57%、铅回收率 80.44% 的铅精矿；锌品位 52.83%、铅含量 1.03%、锌回收率 82.22% 的锌精矿。

4) 在实验室试验的基础上进行了现场工业试验，结果表明，铅、锌精矿指标相比原生产指标均有一定幅度的提高，其中铅回收率提高了 5.83 个百分点，锌回收率提高了 8.46 个百分点，选矿工艺指标较好，铅、锌资源得到高效综合回收。

参考文献

[1] 曹吉龙, 何丽辉, 李长颖. 低品位铅锌矿选矿工艺的分析研究[J]. 工业技术, 2016(28): 123.

- CAO J L, HE L H, LI C Y. Analysis and research on beneficiation process of low grade Lead-zinc ore[J]. Industrial Technology, 2016(28): 123.
- [2] 胡红喜, 龙卫刚, 彭光继, 等. 某低品位铅锌矿铅浮选工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2020(2): 38-43, 88.
- HU H X, LONG W G, PENG G J, et al. Beneficiation technology research on lead flotation of a low grade Pb-Zn ore[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2020(2): 38-43, 88.
- [3] 王彦基, 胡红喜, 陈志强, 等. 某低品位复杂难选铅锌矿的选别工艺研究[J]. 材料研究与应用, 2019, 13(4): 313-319.
- WANG Y J, HU H X, CHEN Z Q, et al. Study on the beneficiation process of a low-grade complex refractory lead-zinc ore[J]. Materials Research and Application, 2019, 13(4): 313-319.
- [4] 薛晨, 魏志聪. 云南某低品位铅锌矿铅锌分离试验研究[J]. 矿冶, 2017, 26(3): 13-18.
- XUE C, WEI Z C. Test study on lead-zinc separation of a low grade lead-zinc ore in Yunnan[J]. Mining and Metallurgy, 2017, 26(3): 13-18.
- [5] 尹明水, 胡志强. 云南某铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿冶, 2015, 24(3): 25-29.
- YIN M S, HU Z Q. Experimental study on mineral processing of a lead-zinc ore in Yunnan[J]. Mining and Metallurgy, 2015, 24(3): 25-29.
- [6] 汤优优, 陈雄. 西南某低品位硫化铅锌矿选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2021, 50(3): 103-109.
- TANG Y Y, CHEN X. Experimental study on beneficiation of a low grade lead-zinc sulfide ore in southwest China[J]. Metal Mine, 2021, 50(3): 103-109.
- [7] 毕克俊, 方建军, 张琳, 等. 云南某低品位铅锌硫化矿选矿工艺[J]. 过程工程学报, 2016, 16(1): 99-104.
- BI K J, FANG J J, ZHANG L, et al. Beneficiation of a low grade lead-zinc sulfide ore in Yunnan[J]. The Chinese Journal of Process Engineering, 2016, 16(1): 99-104.
- [8] 马晓炜, 武俊杰, 苏超, 等. 西藏某铅锌矿选矿工艺试验研究[J]. 矿冶, 2016, 25(3): 28-31, 49.
- MA X W, WU J J, SU C, et al. Experimental study on mineral processing technology of a lead-zinc ore from Tibet[J]. Mining and Metallurgy, 2016, 25(3): 28-31, 49.

(编辑: 汪东芳)

(上接第 42 页)

- [7] 鱼高学, 黄建平, 薛映青. 某难选高磁黄铁矿型铅锌矿浮选试验[J]. 现代矿业, 2018, 34(5): 69-72.
- YU G X, HUANG J P, XUE Y Q. Flotation test of a refractory lead-zinc ore with high pyrrhotite content[J]. Modern Mining, 2018, 34(5): 69-72.
- [8] 周强. 云南某铅锌矿选矿工艺试验研究[J]. 矿冶工程, 2005, 25(6): 41-44.
- ZHOU Q. Experimental study on mineral processing technology of a lead-zinc ore in Yunnan[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2005, 25(6): 41-44.
- [9] MEHRABANI J V, NOAPARAST M, MOUSAVI S M, et al. Depression of pyrite in the flotation of high pyrite low-grade lead-zinc ore using *Acidithiobacillus ferrooxidans*[J]. Minerals Engineering, 2010, 23(1): 10-16.
- [10] SHEN W Z, FORNASIERO D, RALSTON J. Effect of collectors, conditioning pH and gases in the separation of sphalerite from pyrite [J]. 1998, 11(2): 0-158.
- [11] 李国栋, 柏亚林, 包玺琳, 等. 甘肃某复杂铜铅锌硫化矿石浮选新工艺研究[J]. 金属矿山, 2012, 41(8): 65-69, 72.
- LI G D, BAI Y L, BAO X L, et al. Experimental study of new technological process on flotation of intricate copper-lead-zinc sulfide minerals in Gansu[J]. Metal Mine, 2012, 41(8): 65-69, 72.
- [12] 宋坤, 宋永胜, 张其东, 等. 外控电位法浮选分离黄铜矿和辉钼矿[J]. 工程科学学报, 2019, 41(7): 857-863.
- SONG K, SONG Y S, ZHANG Q D, et al. Experimental study of flotation separation of chalcopyrite and molybdenite by externally controlled potential method[J]. Chinese Journal of Engineering, 2019, 41(7): 857-863.

(编辑: 王爱平)