低碱条件下铅锌硫化矿浮选分离及机理研究①

陈忠玉[1,2], 刘强[2], 赵冠飞[1], 邱廷省[1], 余文[1], 刘松[3], 杨雯慧[1]
(1.江西理工大学 资源与环境工程学院, 江西 赣州 341000; 2.深圳市中金岭南有色金属股份有限公司凡口铅锌矿, 广东 韶关 512300; 3.江西江铜银珠山矿业有限公司, 江西 鹰潭 335000)

摘 要: 针对某铅锌硫化矿含硫较高、实际生产中存在高碱工艺带来的管道结钙、后续采用强酸活化选硫等弊端,在低碱条件下采用新药剂进行了低碱铅-锌-硫依次优先浮选的流程试验。采用新型铅捕收剂 BN+311 和新型硫活化剂 H1,在原矿 Pb 品位 4.20%、锌品位 9.39%、硫品位 30.27%条件下,经过铅、锌、硫依次浮选,得到了 Pb 品位 55.37%的铅精矿(其中锌、硫含量分别为 1.98%、24.95%)、Zn 品位 53.49%的锌精矿和 S 品位 48.07%的硫精矿(其中铅、锌含量分别为 0.50%和 0.26%),尾矿中铅、锌含量分别为 0.66%、0.37%。该流程在降低矿浆 pH 值(由现场的 pH>12 降至 pH 值 9 左右)的情况下,得到了合格的铅精矿及锌精矿,并且硫精矿中铅、锌含量低,指标较好。

关键词: 铅锌矿; 方铅矿; 闪锌矿; 浮选; 抑制剂; 低碱; 捕收剂; 活化剂; 优先浮选; 铅精矿; 锌精矿; 硫精矿
中图分类号: TD952 **文献标志码**: A doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2026.01.017
文章编号: 0253-6099(2026)01-0102-06

Flotation Separation and Its Mechanism of Lead-Zinc Sulfide Ore Under Low-Alkali Conditions

CHEN Zhongyu[1,2], LIU Qiang[2], ZHAO Guanfei[1], QIU Tingsheng[1], YU Wen[1], LIU Song[3], YANG Wenhui[1]
(1.*School of Resources and Environmental Engineering*, *Jiangxi University of Science and Technology*, *Ganzhou* 341000, *Jiangxi*, *China*; 2.*Fankou Lead Zinc Mine*, *Shenzhen Zhongjin Lingnan Nonfemet Co.*, *Ltd.*, *Shaoguan* 512300, *Guangdong*, *China*; 3.*Jiangxi Jiangtong Yinzhushan Mining Co.*, *Ltd.*, *Yingtan* 335000, *Jiangxi*, *China*)

Abstract: A lead-zinc sulfide ore with high sulfur content in a mine always causes calcium scaling in pipelines in practical production, and also requires strong acid activation in the subsequent sulfur floatation. In consideration of these disadvantages, a new reagent was proposed to be used in flotation process under alkaline conditions for improving the floatation indicators. Then, an experiment was conducted by adopting a process of preferential flotation of lead-zinc-sulfur in sequence under low-alkaline conditions with a new collector (BN+311) and a new activator (H1). It is shown that with the raw ore assaying 4.20% Pb, 9.39% Zn and 30.27% S, the sequential flotation of lead, zinc and sulfur yields a lead concentrate grading 55.37% Pb (containing 1.98% Zn and 24.95% S), a zinc concentrate grading 53.49% Zn, and a sulfur concentrate grading 48.07% S (containing 0.50% Pb and 0.26% Zn); while the contents of Pb and Zn in the tailings are 0.66% and 0.37%, respectively. By reducing the on-site pulp pH from 12 to about 9, qualified lead and zinc concentrates can be produced by adopting this process, and the sulfur concentrate can also be obtained with low contents of Pb and Zn, presenting excellent flotation indicators.

Key words: lead zinc ore; galena; sphalerite; flotation; inhibitor; low alkali; collector; activator; preferential flotation; lead concentrate; zinc concentrate; sulfur concentrate

铅锌金属作为现代工业体系的重要基础材料,凭借其卓越的抗腐蚀性和耐磨性能,在新能源、装备制造等战略领域发挥着不可替代的作用[1-3]。铅主要应用于铅酸蓄电池制造、化工防腐材料(铅板、铅管)、军工

① **收稿日期**: 2025-09-09
基金项目: 国家重点研发计划(2022YFC2904504);江西省教育厅科技项目(GJJ2200864);战略金属矿产资源低碳加工与利用江西省重点实验室项目(2023SSY01041)
作者简介: 陈忠玉(1988—),男,江西吉安人,高级工程师,主要从事矿物加工技术研究工作。E-mail:932364616@qq.com
通信作者: 赵冠飞(1988—),男,湖南双峰人,博士,副教授,主要从事复杂多金属硫化矿绿色高效分选技术方面的研究。E-mail:fly.guan@163.com

产品及焊接材料等领域[4];锌主要用于镀锌钢材、锌合金铸造及干电池制造等产业[5-6]。在新能源汽车产业快速扩张及储能设备更新周期缩短的双重驱动下,我国铅、锌产品需求逐年增长[7-9]。然而,这一增长态势正面临严峻的资源约束挑战:经过数十年高强度开采,优质铅锌矿床逐渐减少,现有矿山铅锌平均品位有所下降,资源禀赋劣质化趋势日渐凸显[10]。

针对复杂多金属伴生矿、低品位硫化矿等难处理资源的高效开发需求,选矿技术创新已成为行业可持续发展的关键突破口[11]。铅锌硫化矿矿物嵌布粒度微细,在浮选领域存在解离困难、传统抑制剂环境风险管控难以及硫含量高等问题[12-13]。进行工艺优化以及新型药剂研究、开发低碱度(pH 值 8.5~9.5)浮选体系是实现环境友好型生产的主要途径。

本文研发了新型铅组合捕收剂 BN-311、新型硫活化剂 H1,对实际矿石进行浮选试验,考察磨矿细度、铅捕收剂种类及用量、pH 值、锌硫抑制剂及锌硫捕收剂的选择等对铅、锌、硫浮选性能的影响,对在低碱条件下进行复杂铅锌硫化矿的浮选分离以及无酸选硫有实际参考意义。

1　原矿性质

原矿化学多元素分析结果见表 1。该矿石属于复杂多金属铅锌硫化矿,其中主要有价元素为铅、锌、硫等。

表 1　原矿化学多元素分析结果(质量分数)

Table 1　Multi-elemental analysis of raw ore　%

Pb	Zn	S	Fe	Al_2O_3	K	SiO_2
4.20	9.39	30.27	15.34	7.02	1.86	9.53
Mg	Ti	As	Ca	Au[1)]	Ag[1)]	
1.78	0.63	<0.01	4.26	<1	<10	

1) 单位为 g/t。

原矿矿物组成如表 2 所示。原矿中主要金属矿物为方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿等,非金属矿物主要为石英、云母、长石、石榴石、伊利石等。原矿中铅主要以方铅矿形式存在;锌主要以闪锌矿形式存在;硫主要以黄铁矿形式存在,并含有部分磁黄铁矿。

2　试验方法

拟采用铅、锌、硫依次浮选的流程来回收该矿中的有价元素。选铅过程以碳酸钠+硫酸锌+亚硫酸钠为调整剂及锌硫抑制剂、以 BN+311 为铅捕收剂;铅尾矿选锌过程使用石灰调节 pH 值及抑制硫、以硫酸铜为锌活化剂、以丁基黄药+311 为锌捕收剂;锌尾矿选硫过程以 H1 为硫活化剂、丁基黄药为硫捕收剂、2#油为起泡剂。其中 BN(二异丁基二硫代磷酸钠)、311(松醇油与异丙醇的混合物)、H1(偏重亚硫酸钠和硫酸亚铁的混合物)均为江西理工大学自主研发的药剂。试验原则流程如图 1 所示。

表 2　原矿矿物组成(质量分数)

Table 2　Mineral composition of raw ore　%

方铅矿	闪锌矿	黄铁矿	磁黄铁矿	石英	云母
4.55	9.21	30.35	4.00	21.62	6.33
石榴石	长石	伊利石	绿泥石	方解石	金云母
4.52	4.83	3.11	3.52	2.74	2.60
歪长石	黑云母	水胆矾	铜蓝	其他	
2.24	1.61	0.018	0.04	10.98	

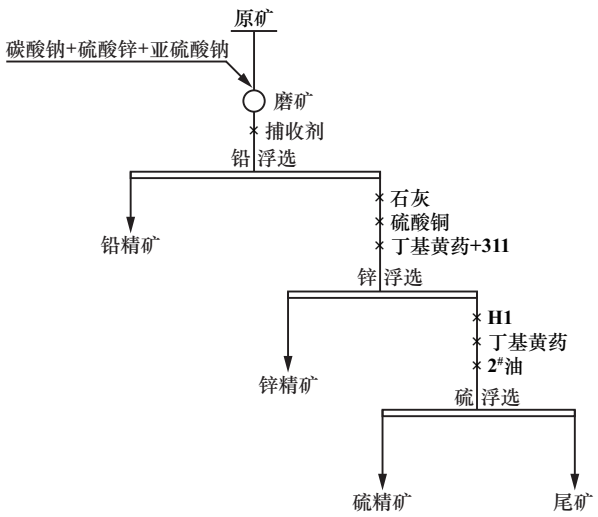


图 1　试验原则流程

Fig. 1　Basic flowchart of test

3　试验结果与讨论

3.1　铅浮选

3.1.1　磨矿细度对铅粗选指标的影响

采用两次粗选的流程,考察了磨矿细度对铅粗选指标的影响,试验流程见图 2,其中锌硫抑制剂为碳酸钠、硫酸锌、亚硫酸钠质量比 1∶1∶1,铅捕收剂为丁基黄药、乙硫氮质量比 1∶1,试验结果见图 3。由图 3 可知,随着-0.074 mm 粒级占比增加,铅、锌、硫品位和回收率均呈增加趋势,适宜的磨矿细度为-0.074 mm 粒级占 85%。

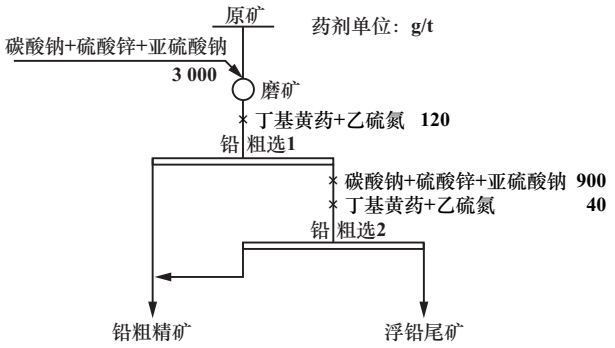


图 2 铅粗选试验流程

Fig. 2 Flowchart for roughing flotation of lead

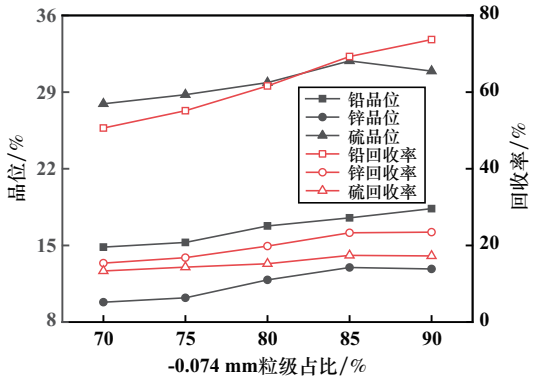


图 3 磨矿细度对铅粗选指标的影响

Fig. 3 Effect of grinding fineness on Pb roughing indicators

3.1.2 捕收剂种类对铅粗选指标的影响

按照图 2 所示流程，在磨矿细度−0.074 mm 粒级占 85%，粗选 1 捕收剂用量 120 g/t、粗选 2 捕收剂用量 40 g/t 条件下，进行了捕收剂种类试验，结果见表 3。由表 3 可知，丁基黄药+乙硫氮(1∶1)、乙硫氮、乙硫氮+酯 105(1∶1)、BN+311(1∶1)对铅捕收性能较好，其余捕收剂选铅指标较差。乙硫氮捕收铅的能力强，同时对锌捕收能力也较强；BN+311(1∶1)选择性较好，并且对铅捕收能力较好。适宜的铅捕收剂为 BN+311(1∶1)。

3.1.3 捕收剂用量对铅粗选指标的影响

以 BN+311 为铅捕收剂，其他条件不变，考察了组合捕收剂 BN+311 用量对铅粗选指标的影响，结果见表 4。从表 4 可知，随着捕收剂用量增加，铅粗精矿产率逐渐增大，铅、锌、硫回收率都有所增加；捕收剂用量超过粗选 1(80+80) g/t、粗选 2(30+30) g/t 后，继续增加捕收剂用量对铅回收率提升不明显，而锌硫回收率继续增加，同时铅粗精矿铅品位不断下降。适宜的捕收剂 BN+311 用量为铅粗选 1(80+80) g/t、粗选 2(30+30) g/t，此时得到了 Pb 品位 14.79%、锌品位6.29% 的铅粗精矿，铅、锌回收率分别为 84.42%、16.35%。

表 3 捕收剂种类试验结果

Table 3 Test on collector types

捕收剂种类	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
丁基黄药+乙硫氮 1∶1	铅粗精矿	16.46	17.52	12.98	31.85	68.99	23.27	17.41
	尾矿	83.54	1.55	8.43	29.78	31.01	76.73	82.59
	原矿	100.00	4.18	9.18	30.12	100.00	100.00	100.00
丁铵黑药	铅粗精矿	24.04	6.08	8.92	21.92	35.14	23.36	17.51
	尾矿	75.96	3.55	9.26	32.68	64.86	76.64	82.49
	原矿	100.00	4.16	9.18	30.09	100.00	100.00	100.00
苯胺黑药	铅粗精矿	1.18	4.22	5.49	19.45	1.18	0.71	0.76
	尾矿	98.82	4.21	9.22	30.20	98.82	99.29	99.24
	原矿	100.00	4.21	9.18	30.07	100.00	100.00	100.00
乙硫氮	铅粗精矿	22.41	13.76	16.30	32.07	73.95	39.79	23.94
	尾矿	77.59	1.40	7.12	29.43	26.05	60.21	76.06
	原矿	100.00	4.17	9.18	30.02	100.00	100.00	100.00
酯 105	铅粗精矿	1.96	6.48	6.05	20.57	3.03	1.29	1.34
	尾矿	98.04	4.14	9.24	30.38	96.97	98.71	98.66
	原矿	100.00	4.19	9.18	30.19	100.00	100.00	100.00
Z−200	铅粗精矿	1.77	4.33	5.82	18.17	1.82	1.12	61.07
	尾矿	98.23	4.22	9.24	30.38	98.18	98.88	98.93
	原矿	100.00	4.22	9.18	30.16	100.00	100.00	100.00
丁铵黑药+酯 105 (1∶1)	铅粗精矿	11.20	7.06	9.14	20.43	18.83	11.15	7.61
	尾矿	88.80	3.84	9.19	31.30	81.17	88.85	92.39
	原矿	100.00	4.20	9.18	30.08	100.00	100.00	100.00
乙硫氮+酯 105 (1∶1)	铅粗精矿	12.89	22.12	14.97	24.49	68.21	21.02	10.48
	尾矿	87.11	1.53	8.32	30.94	31.79	78.98	89.52
	原矿	100.00	4.18	9.18	30.11	100.00	100.00	100.00
BN+311 (1∶1)	铅粗精矿	21.18	14.31	6.78	34.49	73.04	15.64	24.24
	尾矿	78.82	1.42	9.83	28.97	26.96	84.36	75.76
	原矿	100.00	4.15	9.18	30.14	100.00	100.00	100.00

表 4 组合捕收剂 BN+311 用量试验结果

Table 4 Test on dosage of combined collector (BN+311)

捕收剂用量/(g·t^{-1})	产品名称	产率/%	品位/%			回收率		
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
粗选 1 60+60 粗选 2 20+20	铅粗精矿	21.18	14.31	6.78	34.49	73.04	15.64	24.24
	尾矿	78.82	1.42	9.83	28.97	26.96	84.36	75.76
	原矿	100.00	4.15	9.18	30.14	100.00	100.00	100.00
粗选 1 80+80 粗选 2 30+30	铅粗精矿	23.88	14.79	6.29	36.71	84.42	16.35	29.04
	尾矿	76.12	0.86	10.10	28.15	15.58	83.65	70.96
	原矿	100.00	4.18	9.19	30.19	100.00	100.00	100.00
粗选 1 100+100 粗选 2 40+40	铅粗精矿	24.67	14.37	6.54	37.51	84.74	17.56	30.65
	尾矿	75.33	0.85	10.05	27.80	15.26	82.44	69.35
	原矿	100.00	4.18	9.19	30.19	100.00	100.00	100.00
粗选 1 120+120 粗选 2 50+50	铅粗精矿	25.53	13.81	7.02	37.97	84.77	19.55	32.20
	尾矿	74.47	0.85	9.91	27.41	15.23	80.45	67.80
	原矿	100.00	4.16	9.17	30.11	100.00	100.00	100.00

3.1.4 碳酸钠用量对铅粗选指标的影响

按照图 2 所示流程，在磨矿细度−0.074 mm 粒级占 85%，锌硫抑制剂硫酸锌、亚硫酸钠质量比 1∶1，粗选 1 用量 2 000 g/t、粗选 2 用量 600 g/t，铅捕收剂 BN、311 质量比 1∶1，粗选 1 用量 160 g/t、粗选 2 用量60 g/t条件下，考察了粗选 1 碳酸钠用量对铅粗选指标的影响，结果见图 4。从图 4 可知，随着碳酸钠用量增加，矿浆 pH 值升高，铅粗精矿中铅、锌品位和回收率均上升，硫

品位及回收率下降。碳酸钠用量超过1 000 g/t后,铅回收率基本不变,而锌回收率继续增加。适宜的粗选 1 碳酸钠用量为 1 000 g/t,此时矿浆 pH 值约 8.5。

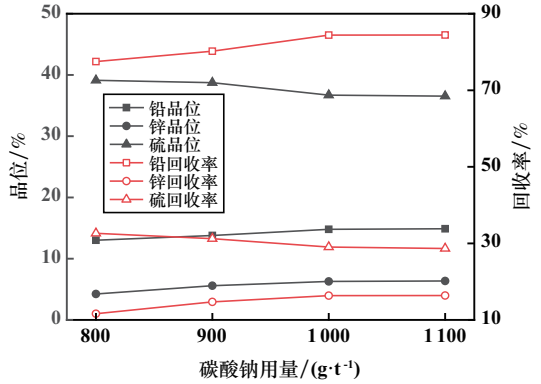


图 4　碳酸钠用量对铅粗选指标的影响

Fig. 4　Effect of sodium carbonate dosage on Pb roughing indicators

3.1.5　抑制剂用量对铅粗选指标的影响

按照图 2 所示流程,在磨矿细度−0.074 mm 粒级占 85%,粗选 1 碳酸钠用量 1 000 g/t,铅捕收剂 BN、311 质量比 1∶1,粗选 1 和粗选 2 用量分别为 160 和 60 g/t,锌硫抑制剂硫酸锌、亚硫酸钠质量比 3∶2,考察了抑制剂用量对铅粗选指标的影响,结果见图 5。从图 5 可知,随着组合抑制剂用量增大,铅粗精矿中锌回收率逐渐降低;组合抑制剂用量(1 200+800) g/t 时,抑锌效果较好;继续增大组合抑制剂用量,抑锌效果提升不明显。适宜的硫酸锌+亚硫酸钠组合抑制剂用量为(1 200+800) g/t,此时获得的粗铅精矿铅品位 15.27%、锌品位 5.52%,铅、锌回收率分别为85.33%、14.06%。

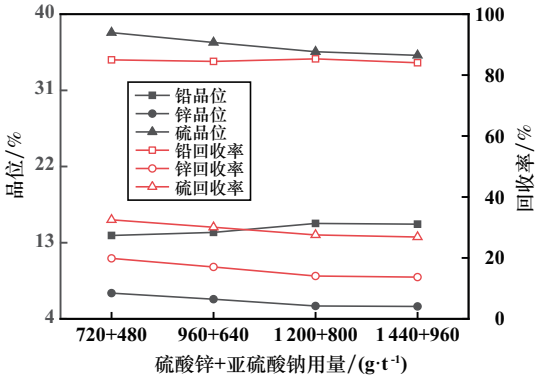


图 5　组合抑制剂用量对铅粗选指标的影响

Fig. 5　Effect of combined depressant dosage on Pb roughing indicators

3.2　浮铅尾矿选锌

3.2.1　石灰用量对锌粗选指标的影响

原矿为高硫矿石,选锌过程需要添加石灰抑制硫的上浮,此外,锌的浮选存在最佳 pH 值范围。采用两次锌粗选的流程,在粗选 1 硫酸铜用量 625 g/t、311+丁基黄药用量(40+40) g/t,粗选 2 丁基黄药用量 10 g/t、2 号油用量 6 g/t 条件下,考察了石灰用量对锌粗选指标的影响,试验流程见图 6,结果见图 7。由图 7 可知,石灰用量增加,硫作业回收率逐渐降低,考虑后续选硫矿浆 pH 值不宜太高,石灰用量 1 000 g/t 为宜,此时矿浆 pH 值 8.5~9.5,锌、硫作业回收率分别为 97.96%、40.59%。

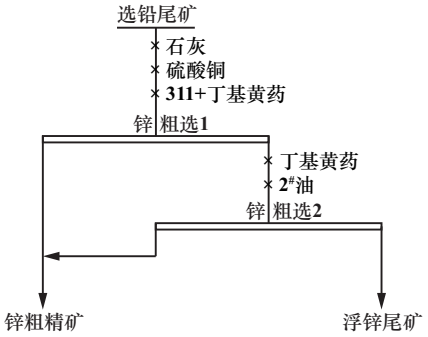


图 6　锌粗选试验流程

Fig. 6　Flowchart of Zn roughing in test

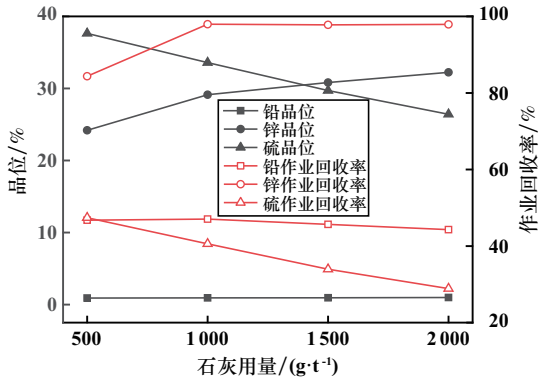


图 7　石灰用量对锌粗选指标的影响

Fig. 7　Effect of lime dosage on Zn roughing indicators

3.2.2　硫酸铜用量对锌粗选指标的影响

粗选 1 石灰用量 1 000 g/t,其他条件不变,考察了硫酸铜用量对锌浮选指标的影响,结果见图 8。从图 8 可知,硫酸铜用量 300 g/t 时,锌作业回收率达到最大,继续增加硫酸铜用量不能提高锌浮选指标。适宜的硫酸铜用量为 300 g/t。

3.2.3　捕收剂用量对锌粗选指标的影响

硫酸铜用量 300 g/t,其他条件不变,考察了粗选 1 丁基黄药+311 用量对锌浮选指标的影响,结果见图 9。从图 9 可知,随着捕收剂用量增加,锌作业回收率增大。丁基黄药+311 用量(40+40) g/t 时,锌作业回收率达到最大,继续增加捕收剂用量会使硫上浮量增大。适宜的锌粗选 1 丁基黄药+311 用量为(40+40) g/t。

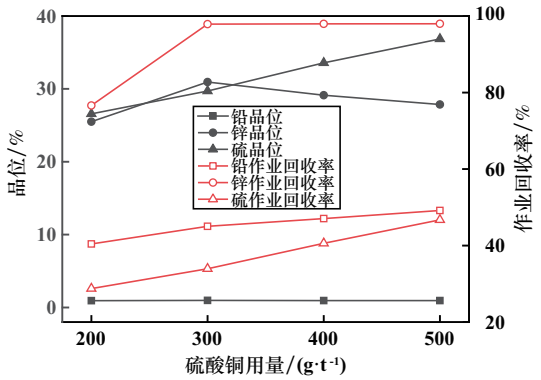


图 8 硫酸铜用量对锌粗选指标的影响

Fig. 8 Effect of $CuSO_4$ dosage on Zn roughing indicators

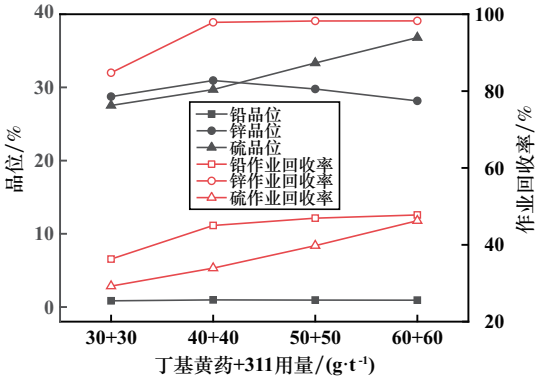


图 9 丁基黄药+311 用量对锌粗选指标的影响

Fig. 9 Effect of butyl xanthate + 311 dosage on Zn roughing indicators

3.3 浮锌尾矿选硫

3.3.1 活化剂用量对硫粗选指标的影响

选锌时硫被抑制,通过加入新型活化剂 H1 使其恢复浮选性能。采用一次粗选作业,丁基黄药用量 150 g/t、2#油用量 18 g/t 条件下,考察了活化剂 H1 用量对硫粗选指标的影响,结果见图 10。从图 10 可知,随着活化剂用量增加,铅、锌、硫作业回收率增大,H1 用量达到 1 000 g/t 后,继续增加活化剂用量对硫粗选指标提升作用不大,但铅、锌作业回收率继续增加。适宜的活化剂 H1 用量为 1 000 g/t。

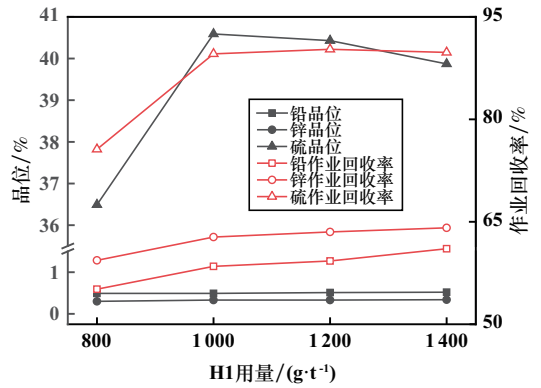


图 10 H1 用量对硫粗选指标的影响

Fig. 10 Effect of H1 dosage on S roughing indicators

3.3.2 捕收剂用量对硫粗选指标的影响

H1 用量 1 000 g/t,其他条件不变,硫捕收剂丁基黄药用量对硫粗选指标的影响如图 11 所示。从图 11 可知,硫精矿中硫作业回收率随着丁基黄药用量增加而提高,适宜的丁基黄药用量为 200 g/t,此时得到了铅品位 0.48%、锌品位 0.31%、硫品位 41.55%的硫粗精矿,硫作业回收率为 96.85%。

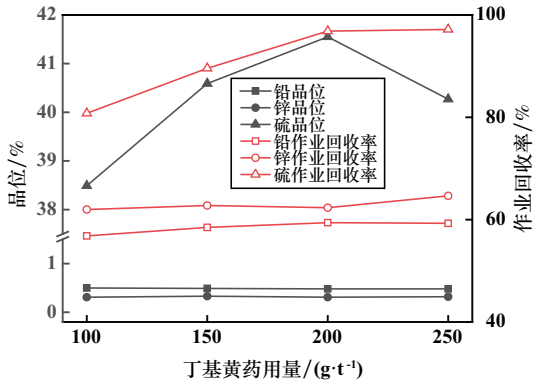


图 11 丁基黄药用量对硫粗选指标的影响

Fig. 11 Effect of butyl xanthate dosage on S roughing indicators

3.4 闭路试验

在条件试验及开路试验基础上,进行了低碱铅、锌、硫依次优先浮选的闭路试验,结果见表 5,试验流程见图 12。现场高碱闭路试验结果也列于表 5 中。低碱铅、锌、硫依次优先浮选最终可获得铅品位 55.37%、铅回收率 86.58%、锌品位 1.98%、锌回收率 1.49%的铅精矿,锌品位 53.49%、锌回收率 94.95%的锌精矿和硫品位 48.07%、硫回收率 69.30%的硫精矿(其中铅、锌含量分别为 0.50%、0.26%)。现场高碱流程得到的指标相对略好,但该流程需加入大量石灰抑

表 5 闭路试验结果

Table 5 Closed-circuit test results

试验条件	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Pb	Zn	S[1)]	Pb	Zn	S
低碱流程 pH 值 8.5~9.5	铅精矿	7.13	55.37	1.98	24.95	86.58	1.49	5.86
	锌精矿	17.04	1.06	53.49	33.68	4.09	94.95	18.91
	硫精矿	43.77	0.50	0.26	48.07	5.00	1.18	69.30
	尾矿	32.05	0.66	0.37	5.62	4.75	1.22	5.93
	原矿	100.00	4.56	9.49	30.36	100.00	100.00	100.00
现场高碱流程 pH>12	铅精矿	7.35	56.11	2.01	23.99	87.79	1.63	5.85
	锌精矿	16.51	1.01	52.18	31.98	3.55	95.23	17.51
	硫精矿	43.93	0.56	0.33	48.79	5.24	1.60	71.06
	尾矿	32.21	0.50	0.43	5.23	3.43	1.53	5.59
	原矿	100.00	4.70	9.05	30.16	100.00	100.00	100.00

1) S 品位为全硫品位。

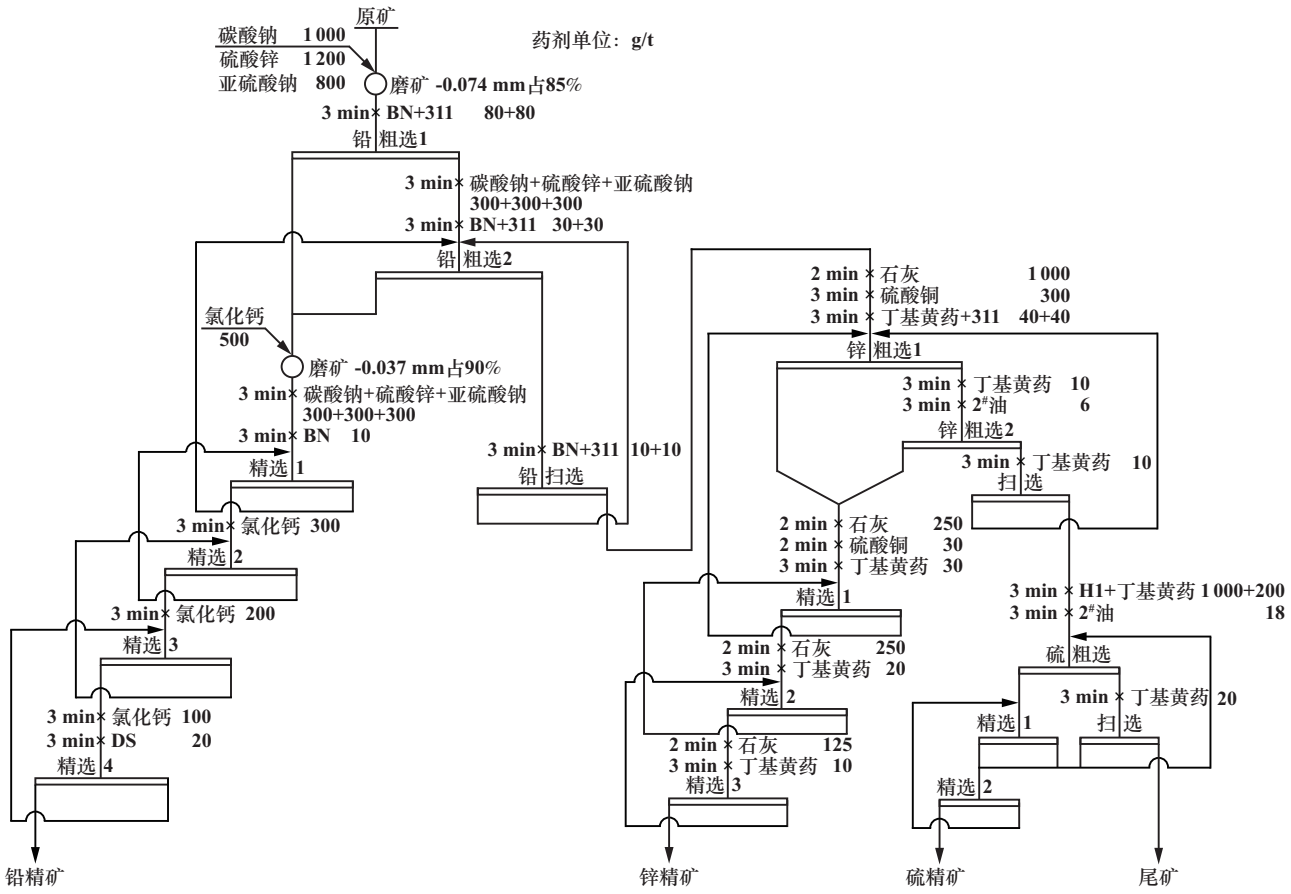


图 12　闭路试验流程

Fig. 12　Flowchart for closed-circuit test

硫并加入大量硫酸活化硫,后续处理困难。该低碱流程对改善现场浮选环境具有重要意义。

4　结论

1) 该矿石属于复杂多金属铅锌硫化矿,其中主要有价元素为铅、锌、硫等,原矿铅、锌、硫、铁品位分别为4.20%、9.39%、30.27%、15.34%,杂质 SiO_2、Al_2O_3 含量较高。

2) 条件试验结果表明:捕收剂 BN+311 对铅的捕收效果较好;抑制剂硫酸锌+亚硫酸钠可以有效抑制锌、硫;使用硫酸铜活化锌,需加入少量石灰;选硫阶段使用新型药剂 H1,可以实现无酸活化选硫。

3) 闭路试验结果表明:采用低碱铅、锌、硫依次优先浮选,最终可获得铅品位 55.37%、铅回收率 86.58%、锌品位1.98%、锌回收率1.49%的铅精矿,锌品位53.49%、锌回收率 94.95%的锌精矿以及硫品位48.07%、硫回收率 69.30%的硫精矿。该流程在降低矿浆 pH 值(由现场的 pH > 12 降至 pH 值 9 左右)的情况下,得到了合格的铅精矿及锌精矿,并且硫精矿中铅、锌含量低,指标较好。

参考文献(References):

[1] ELADL D A, SUYANTARA G P W, MIKI H, et al. Effect of oxalic acid on the selective flotation separation of Pb-activated sphalerite from galena[J]. Advanced Powder Technology, 2025,36:104818.

[2] SONG N B, YIN W Z, YAO J. Effect of seawater on flotation separation of galena from sphalerite[J]. Advanced Powder Technology, 2024,35(2):104333.

[3] CHEN Y G, FENG B, PENG J X, et al. Selective flotation of galena from sphalerite using a combination of $KMnO_4$ and carboxylated chitosan[J]. Applied Surface Science, 2022,602:154412.

[4] CUI Y F, JIAO F, QIN W Q, et al. Flotation separation of sphalerite from galena using eco-friendly and efficient depressant pullulan[J]. Separation and Purification Technology, 2022,295:121013.

[5] JIA Y, ZHANG Y, HUANG Y G, et al. Synthesis of trimethylacetyl thiobenzamide and its flotation separation performance of galena from sphalerite[J]. Applied Surface Science, 2021,569:151055.

[6] LIU J Y, FENG B, GUO W, et al. Utilizing H_2O_2 for the selective flotation separation of chalcopyrite and galena with their surface pre-adsorbed with isopropyl ethyl thiocarbamate[J]. Separation and Purification Technology, 2024,330:125477.

(下转第 113 页)

ting conductive agent in spent Li-ion batteries to bifunctional oxygen reduction/evolution electrocatalyst for zinc-air batteries[J]. Journal of Colloid and Interface Science, 2024,665:793-800.

[6] 胡美世,陈靖,罗骏,等. 富镍钴铁浸出液除杂及磷酸铁制备研究[J]. 矿冶工程, 2025,45(1):97-102.
HU Meishi, CHEN Jing, LUO Jun, et al. Purification of nickel-cobalt-iron rich leachate and preparation of iron phosphate[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2025,45(1):97-102.

[7] 赵雨婷,周自圆,刘志启,等. 废旧磷酸铁锂电池正极材料酸浸液除杂及同步回收 $FePO_4$研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(5):96-99.
ZHAO Yuting, ZHOU Ziyuan, LIU Zhiqi, et al. Simultaneous removal of impurities and recovery of $FePO_4$ from acid leaching solution of cathode materials from spent lithium iron phosphate batteries[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(5):96-99.

[8] HAN J X, BIAN J J, SUN C W. Recent advances in single-atom electrocatalysts for oxygen reduction reaction[J]. Research, 2020,2020:9512763.

[9] YIN H B, YUAN P F, LU B A, et al. Phosphorus-driven electron delocalization on edge-type FeN_4 active sites for oxygen reduction in acid medium[J]. ACS Catalysis, 2021,11(20):12754-12762.

[10] LI J C, ZHONG H, XU M J, et al. Boosting the activity of Fe-N_x moieties in Fe-N-C electrocatalysts *via* phosphorus doping for oxygen reduction reaction[J]. Science China Materials, 2020,63(6):965-971.

[11] WANG J B, ZHANG Y N, GUO X, et al. FeCo/N-co-doped 3D carbon nanofibers as efficient bifunctional oxygen electrocatalyst for Zn-air batteries[J]. Nanoscale, 2023,15(2):625-630.

[12] NOROUZI N, CHOUDHURY F A, EL-KADERI H M. Iron phosphide doped, porous carbon as an efficient electrocatalyst for oxygen reduction reaction[J]. ACS Applied Energy Materials, 2020,3(3):2537-2546.

[13] CHEN Y J, SHI Z H, WANG Z H, et al. Yolk-shell Fe@ FeNx nanoparticles decorated N-doped mesoporous carbon as highly active electrocatalyst for oxygen reduction reactions[J]. Journal of Alloys and Compounds, 2020,829:154558.

[14] ZHOU B L, YAN F, LI X J, et al. An interpenetrating porous organic polymer as a precursor for FeP/Fe_2P-embedded porous carbon toward a pH-universal ORR catalyst[J]. Chem Sus Chem, 2019,12(4):915-923.

[15] ZHAO S, WANG C Y, HAN G Q, et al. Ni-Fe-P/Co-W: Nested heterostructures and multi-transition metal synergistic effect optimizing overall water splitting performance[J]. Applied Surface Science, 2024,662:160133.

[16] LIU C C, CHEN H Y, JHONG H P, et al. In-situ growth of iron phosphide encapsulated by carbon nanotubes decorated with zeolitic imidazolate framework-8 for enhancing oxygen reduction reaction[J]. International Journal of Hydrogen Energy, 2022,47(39):17367-17378.

[17] JIN H H, ZHOU H, JI P X, et al. ZIF-8/$LiFePO_4$ derived Fe-N-P Co-doped carbon nanotube encapsulated Fe_2P nanoparticles for efficient oxygen reduction and Zn-air batteries[J]. Nano Research, 2020,13(3):818-823.

[18] XUE D X, YU F J, YING Q, et al. Phosphate-assisted dispersion of iron phosphide in carbon nanosheets towards efficient and durable ORR catalysts in acidic and alkaline media[J]. Chem Cat Chem, 2021,13(20):4431-4441.

引用本文:王慧洁,吴一览,贾中悦,等. 磷铁渣高效回收制备磷酸铁和 Fe/P 碳基氧还原催化剂的研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(1):108-113.
WANG Huijie, WU Yilan, JIA Zhongyue, et al. Synthesis of iron phosphate and Fe/P carbon-based oxygen reduction catalyst for efficient recycling of iron phosphate slag [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(1):108-113.

(上接第 107 页)

[7] 冯博,郭宇涛,王涛,等. 氧化剂在刺槐豆胶浮选分离方铅矿和闪锌矿中的作用及机理[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2020,51(1):1-7.
FENG Bo,GUO Yutao,WANG Tao,et al. Role and mechanism of oxidizer in flotation separation of galena and sphalerite using locust bean gum as depressant[J]. Journal of Central South University (Science and Technology), 2020,51(1):1-7.

[8] 朱环宇. 铅锌浮选分离中新型闪锌矿抑制剂的性能及机理研究[D]. 武汉:武汉工程大学, 2023.
ZHU Huanyu. Study on the performance and mechanism of novel sphalerite depressant in lead-zinc flotation separation[D]. WUhan: Wuhan Institute of Technology, 2023.

[9] 梁家荣,杨业国,丘海峰,等. 广西某硫化铅锌矿浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2024(6):46-49.
LIANG Jiarong, YANG Yeguo, QIU Haifeng, et al. Flotation separation of lead-zinc sulfide ore in Guangxi[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024(6):46-49.

[10] 朱环宇,刘华,杨丙桥,等. 铅锌分离中 HEDP 对活化闪锌矿的抑制性能及机理研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2023(5):145-152.
ZHU Huanyu, LIU Hua, YANG Bingqiao, et al. Study on depressing performance and mechanism of HEDP on activated sphalerite in the separation of lead and zinc[J]. Nonferrous Metals Mieral Processing Section, 2023(5):145-152.

[11] PAN Z C, LIU Z C, XIONG J J, et al. Application and depression mechanism of sodium sulfite on galena-pyrite mixed concentrate flotation separation: Huize Lead-Zinc Mine, China, as an example[J]. Minerals Engineering, 2022,185:107696.

[12] FENG J C, YANG B Q, ZHU H Y, et al. The utilization of 2-phosphonobutane-1,2,4-tricarboxylic acid (PBTCA) as a novel sphalerite depressant in the selective flotation of galena from sphalerite[J]. Applied Surface Science, 2021,569:150950.

[13] 周艳飞,王建安,沈发明,等. 某高氧化率硫化铅锌矿混合浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(4):78-81.
ZHOU Yanfei, WANG Jian'an, SHEN Faming, et al. Experimental study on bulk flotation of highly oxidized lead-zinc sulfide ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(4):78-81.

引用本文:陈忠玉,刘强,赵冠飞,等. 低碱条件下铅锌硫化矿浮选分离及机理研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(1):102-107.
CHEN Zhongyu, LIU Qiang, ZHAO Guanfei, et al. Flotation separation and its mechanism of lead-zinc sulfide ore under low-alkali conditions[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(1):102-107.