

河北某难选铅锌矿可选性实验

秦广林, 李光胜, 朱幸福, 吉强, 于淙权

(山东黄金矿业科技有限公司选冶实验室分公司, 山东 烟台 261441)

摘要: 这是一篇矿物加工工程领域的文章。河北某铅锌矿中主要有价元素为铅、锌, 品位分别为 1.07%、2.08%。矿石中的铅主要赋存于方铅矿中, 另有白铅矿、硫酸铅、铅铁矾等含铅矿物, 锌主要赋存于硫化物闪锌矿中, 占总锌的 66.96%, 其次为氧化锌矿物, 锌氧化率较高。在实验研究中, 确定了在-0.074 mm 65% 的磨矿细度条件下, 优先浮铅再浮锌的工艺。浮选产品中, 铅精矿产率 1.74%, 铅精矿中铅、锌、铜品位分别为 51.73%、10.86%、3.81%, 回收率分别为 83.93%、8.98%、68.20%; 锌精矿产率为 2.26%, 锌精矿中铅、锌、铜品位分别为 1.25%、51.64%、0.73%, 回收率分别为 2.63%、55.42%、16.97%。

关键词: 矿物加工工程; 硫化矿; 铅锌矿; 工艺矿物学; 分离浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.03.020

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2024) 03-0129-06

引用格式: 秦广林, 李光胜, 朱幸福, 等. 河北某难选铅锌矿可选性实验[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(3): 129-134.

QIN Guanglin, LI Guangsheng, ZHU Xingfu, et al. Technological mineralogical analysis and flotation test of a refractory lead-zinc ore in Hebei[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(3): 129-134.

我国铅锌矿分布广泛, 资源储备丰富, 同时还具有贫矿多富矿少、共伴生组分多而单一组分少、成矿物质成分复杂等特征^[1-2]。随着我国工业技术的高速发展, 各行各业对有色金属的需求与日俱增, 从而刺激了矿业的迅速增长^[3-6]。根据铅锌矿石的性质及其伴生组分的特点, 目前常用的浮选工艺包括优先浮选流程等可浮选流程、混合浮选流程等^[7-8], 但随着原矿贫、细、杂状况的加剧, 近年来在电位调控和量子化学研究方面取得了较大进展^[9]。

该矿石含大量绢云母矿物, 磨矿过程中极易泥化, 铅矿物嵌布粒度偏细且与闪锌矿物连生关系复杂, 部分与铅矿物与锌矿物呈镶染连生状态, 磨矿过程中难以单体解离, 属难选矿石。本研究旨在通过可选性实验确定其高效的开发利用工艺^[10-11]。

1 矿石性质

1.1 矿石物质组成

矿石中主要的金属矿物为黄铁矿、闪锌矿、

方铅矿, 其次为菱锌矿、软锰矿、硬锰矿、黄铜矿、赤铁矿、褐铁矿、毒砂及少量的白铅矿、铅矾、铜蓝、辉铜矿等; 脉石矿物主要有石英、绢云母、粘土矿物, 其次有白云石、方解石, 少量尖晶石、金红石、电气石等。样品多元素分析结果见表 1, 铅锌物相分析结果见表 2。

由表 1、2 可知, 矿石中主要有价元素为铅、锌。铅主要赋存于硫化物方铅矿中, 锌主要赋存于硫化物闪锌矿中, 占总锌的 66.96%, 其次赋存于氧化锌和锌铁尖晶石中, 占总锌的 33.04%, 锌氧化率较高。

2 实验结果及讨论

2.1 磨矿细度实验

磨矿细度条件实验工艺流程见图 1, 实验结果见表 3。

由表 3 结果可知, 随着磨矿细度的增加, 铅锌回收率逐渐提高。当磨矿细度达到-0.074 mm

收稿日期: 2022-10-06

作者简介: 秦广林 (1983-), 男, 高级工程师, 硕士, 主要从事黄金及有色金属矿研发及管理工作。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%
Table 1 Chemical multi-element analysis results of the raw ore

Cu	Pb	Zn	S	As	TFe	SiO ₂	K ₂ O	Al ₂ O ₃	Mn	CaO	MgO	Au*	Ag*
0.078	1.07	2.08	3.61	0.048	3.38	58.02	2.07	12.58	1.12	0.97	0.47	0.10	11.30

*单位为g/t

表 2 原矿铅锌物相分析结果
Table 2 Lead and zinc phase analysis results of the raw ore

铅物相			锌物相		
相态	含量/%	分布/%	相态	含量/%	分布/%
硫酸铅	0.08	7.55	硫酸锌	迹痕	—
氧化铅	0.04	3.77	氧化锌	0.55	24.23
硫化铅	0.91	85.85	硫化锌	1.52	66.96
铅铁矾等	0.03	2.83	锌铁尖晶石等	0.2	8.81
总铅	1.06	100.00	总锌	2.27	100.00

注：试样研磨至-0.074 mm 100%

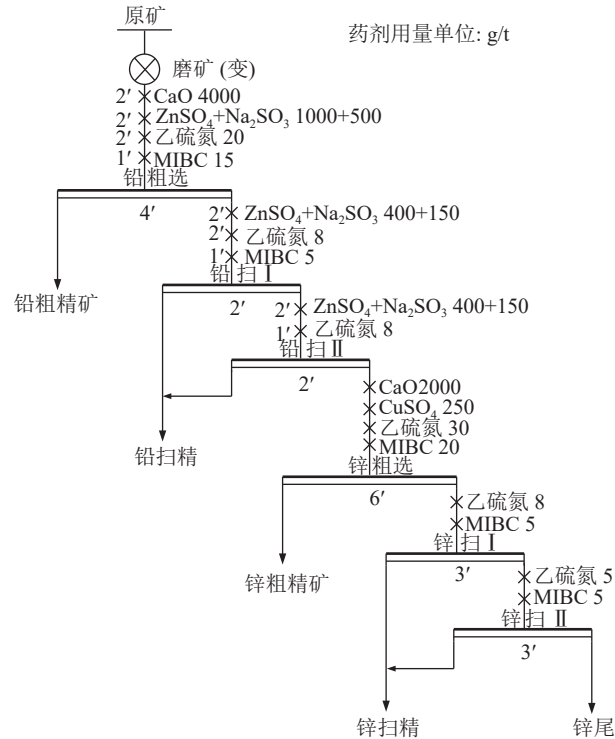


图 1 磨矿细度条件实验工艺流程

Fig.1 Process flow of the grinding fineness test

65% 后，继续提高磨矿细度对铅粗精矿铅回收率提高不明显且铅品位下降、锌含量升高，综合考虑铅锌品位、回收率及磨矿成本等因素，最终确定粗选磨矿细度为-0.074 mm 65%。

2.2 铅浮选实验

2.2.1 铅粗选 pH 值条件实验

考查不同 pH 值对铅浮选效果的影响，浮选药剂制度条件和工艺流程见图 2，实验结果见表 4。

实验过程中 pH 调整剂为石灰、抑制剂为硫酸锌和亚硫酸钠，起泡剂为 MIBC。

表 3 磨矿细度条件实验结果

Table 3 Results of the grinding fineness condition test

磨矿细度 -0.074 mm/%	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
60	铅粗精矿	4.82	16.65	7.18	79.57	16.88
	铅扫精	2.81	1.20	8.50	3.35	11.65
	锌粗精矿	5.49	0.67	17.04	3.65	45.64
	锌扫精	2.60	0.35	2.87	0.90	3.64
	尾矿	84.27	0.15	0.54	12.53	22.19
	原矿	100.00	1.00	2.05	100.00	100.00
65	铅粗精矿	5.33	16.37	7.24	82.43	18.80
	铅扫精	2.96	1.14	9.85	3.20	14.24
	锌粗精矿	5.13	0.65	16.43	3.15	41.05
	锌扫精	3.08	0.33	2.35	0.96	3.52
	尾矿	83.51	0.13	0.55	10.26	22.39
	原矿	100.00	1.05	2.05	100.00	100.00
70	铅粗精矿	6.32	14.45	7.88	82.97	23.59
	铅扫精	3.33	1.11	9.96	3.36	15.72
	锌粗精矿	5.40	0.63	15.10	3.09	38.61
	锌扫精	2.75	0.35	1.41	0.87	1.84
	尾矿	82.20	0.13	0.52	9.70	20.24
	原矿	100.00	1.10	2.11	100.00	100.00
85	铅粗精矿	7.23	12.36	7.61	83.48	25.98
	铅扫精	4.39	0.82	9.20	3.36	19.06
	锌粗精矿	5.47	0.62	12.68	3.17	32.77
	锌扫精	3.35	0.34	1.43	1.07	2.26
	尾矿	79.56	0.12	0.53	8.92	19.92
	原矿	100.00	1.07	2.11	100.00	100.00

由表 4 可知，随着石灰用量的增加，矿浆 pH 值逐渐升高，当石灰用量为 6000 g/t 时，矿浆 pH 值为 12.5 左右。随着矿浆 pH 值的升高，铅回收率先升高后降低。当石灰用量为 4000 g/t、pH 值为 11 时，铅粗精矿中铅回收率为 83.35%，

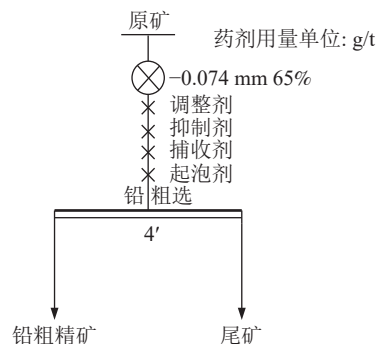


图 2 铅粗选药剂制度条件实验工艺流程

Fig.2 Process flow of the reagent system condition test for lead roughing

表4 铅粗选矿浆体系 pH 值条件实验结果
Table 4 pH value condition test results of the lead roughing pulp system

石灰用量/(g/t)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
2000 pH值=9	铅粗精矿	5.59	14.37	9.30	80.96	25.01
	尾矿	94.41	0.20	1.65	19.04	74.99
	原矿	100.00	0.99	2.07	100.00	100.00
3000 pH值=10	铅粗精矿	5.44	15.40	8.13	82.33	21.66
	尾矿	94.56	0.19	1.69	17.67	78.34
	原矿	100.00	1.01	2.04	100.00	100.00
4000 pH值=11	铅粗精矿	5.33	16.02	7.34	83.35	19.09
	尾矿	94.67	0.18	1.75	16.65	80.91
	原矿	100.00	1.02	2.04	100.00	100.00
5000 pH值=12	铅粗精矿	5.09	17.39	7.13	82.35	17.44
	尾矿	94.91	0.20	1.81	17.65	82.56
	原矿	100.00	1.07	2.08	100.00	100.00
6000 pH值=12.5	铅粗精矿	4.78	18.10	7.28	81.23	16.65
	尾矿	95.22	0.21	1.83	18.77	83.35
	原矿	100.00	1.06	2.09	100.00	100.00

浮选效果较好。后续实验铅浮选在 pH 值为 11 的条件下进行。

2.2.2 铅捕收剂种类及用量实验

在铅捕收剂种类实验中，主要考查了乙硫氮、丁铵黑药、乙黄药等对铅的捕收情况，实验结果见表 5，根据表 5 数据，选用乙硫氮为捕收剂。在捕收剂用量实验中，确定 20 g/t 为宜，实验结果见图 3。

表5 铅粗选捕收剂种类条件实验结果
Table 5 Test results of the lead roughing collector

捕收剂用量/(g/t)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
乙硫氮 20	铅粗精矿	5.35	16.01	7.17	83.41	18.80
	尾矿	94.65	0.18	1.75	16.59	81.20
	原矿	100.00	1.02	2.03	100.00	100.00
丁铵黑药 20	铅粗精矿	6.03	14.62	7.53	82.43	22.23
	尾矿	93.97	0.20	1.69	17.57	77.77
	原矿	100.00	1.06	2.04	100.00	100.00
乙硫氮+ 丁铵黑药 15+5	铅粗精矿	5.63	15.27	7.45	83.50	20.62
	尾矿	94.37	0.18	1.71	16.50	79.38
	原矿	100.00	1.02	2.03	100.00	100.00
乙黄药 20	铅粗精矿	5.53	15.54	7.54	81.97	20.04
	尾矿	94.47	0.20	1.76	18.03	79.96
	原矿	100.00	1.04	2.07	100.00	100.00

实验固定条件为调整剂石灰 4000 g/t，抑制剂硫酸锌+亚硫酸钠（1000+500）g/t，起泡剂 MIBC 视情况添加。

2.2.3 铅粗选抑制剂种类及用量实验

铅粗选过程中，选用的锌抑制剂种类主要为

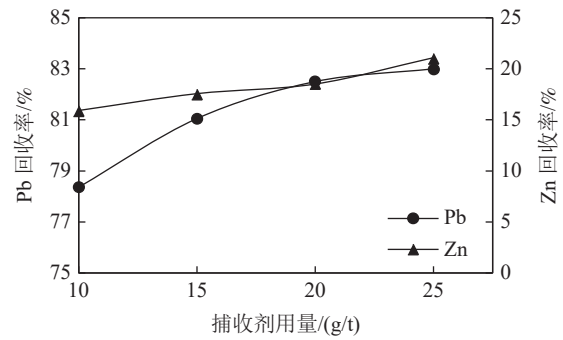


图3 捕收剂用量实验结果
Fig.3 Test results of collector dosage

硫酸锌、硫酸锌+亚硫酸钠、硫化钠+硫酸锌+亚硫酸钠，其中，在硫酸锌与亚硫酸钠组合使用时，加入了新型组合药剂 GM。实验结果表明，抑制剂硫酸锌与亚硫酸钠按质量比 2:1 组合使用，用量为 1500 g/t 时效果较好。实验结果见表 6、图 4。

表6 铅粗选抑制剂种类条件实验结果
Table 6 Test results of lead roughing inhibitor types

锌抑制剂/ (g/t)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
Na ₂ S 200	铅粗精矿	5.52	16.03	7.58	83.13	20.19
ZnSO ₄ 1000	尾矿	94.48	0.19	1.75	16.87	79.81
Na ₂ SO ₃ 300	原矿	100.00	1.06	2.07	100.00	100.00
ZnSO ₄ 1000 Na ₂ SO ₃ 500	铅粗精矿	5.31	16.11	7.34	83.39	18.61
	尾矿	94.69	0.18	1.80	16.61	81.39
	原矿	100.00	1.02	2.09	100.00	100.00
ZnSO ₄ 1500	铅粗精矿	5.42	15.88	8.41	81.25	21.79
	尾矿	94.58	0.21	1.73	18.75	78.21
	原矿	100.00	1.05	2.09	100.00	100.00
ZnSO ₄ 1100 Na ₂ CO ₃ 400	铅粗精矿	5.22	16.79	7.91	82.22	19.84
	尾矿	94.78	0.20	1.76	17.78	80.16
	原矿	100.00	1.06	2.08	100.00	100.00
ZnSO ₄ 1000 Na ₂ SO ₃ 450 GM 50	铅粗精矿	5.33	16.07	7.37	81.89	18.89
	尾矿	94.67	0.20	1.78	18.11	81.11
	原矿	100.00	1.04	2.07	100.00	100.00

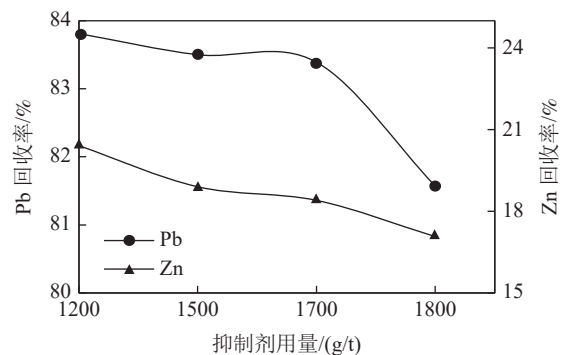


图4 抑制剂用量实验结果
Fig.4 Inhibitor dosage test results

实验固定条件为调整剂石灰 4000 g/t，捕收剂乙硫氮 20 g/t，起泡剂 MIBC 视情况添加。

2.3 锌浮选实验

2.3.1 锌粗选 pH 值实验

在活化剂硫酸铜 250 g/t，捕收剂乙硫氮 30 g/t，起泡剂 MIBC 视情况添加的情况下，进行矿浆 pH 值实验，实验结果见表 7。

表 7 锌粗选矿浆体系 pH 值条件实验结果
Table 7 pH value condition test results of zinc roughing

石灰用量/(g/t)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
1000 pH值=11	锌粗精矿	6.36	0.64	14.71	25.06	62.09
	尾矿	93.64	0.13	0.61	74.94	37.91
	给矿	100.00	0.16	1.50	100.00	100.00
1500 pH值=11.5	锌粗精矿	6.14	0.63	15.42	22.74	61.93
	尾矿	93.86	0.14	0.62	77.26	38.07
	给矿	100.00	0.17	1.52	100.00	100.00
2000 pH值=12	锌粗精矿	5.59	0.65	16.45	21.57	61.11
	尾矿	94.41	0.14	0.62	78.43	38.89
	给矿	100.00	0.16	1.50	100.00	100.00
2500 pH值=12.5	锌粗精矿	5.04	0.64	17.13	18.46	58.30
	尾矿	94.96	0.15	0.65	81.54	41.70
	给矿	100.00	0.17	1.48	100.00	100.00

由表 7 可知，当石灰用量为 2000 g/t，矿浆 pH 值=12 时，锌粗选效果较好。

2.3.2 锌浮选捕收剂种类及用量实验

捕收剂种类实验主要考查了乙硫氮、丁黄药、及组合对锌的捕收情况，实验结果表明，乙硫氮对闪锌矿浮选效果较好，用量 30 g/t 为宜。实验结果见表 8、图 5。

表 8 锌粗选捕收剂种类条件实验结果

Table 8 Condition test results of types of collectors for zinc roughing

锌捕收剂/(g/t)	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
乙硫氮 30	锌粗精矿	5.70	0.64	16.38	21.64	61.47
	尾矿	94.30	0.14	0.62	78.36	38.53
	给矿	100.00	0.16	1.51	100.00	100.00
乙黄药 30	锌粗精矿	5.80	0.66	15.84	21.31	60.37
	尾矿	94.20	0.15	0.64	78.69	39.63
	给矿	100.00	0.17	1.52	100.00	100.00
乙黄药+ 乙硫氮 10+20	锌粗精矿	5.86	0.65	16.01	22.41	61.25
	尾矿	94.14	0.14	0.63	77.59	38.75
	给矿	100.00	0.16	1.53	100.00	100.00

实验固定条件为调整剂石灰 2000 g/t，活化剂

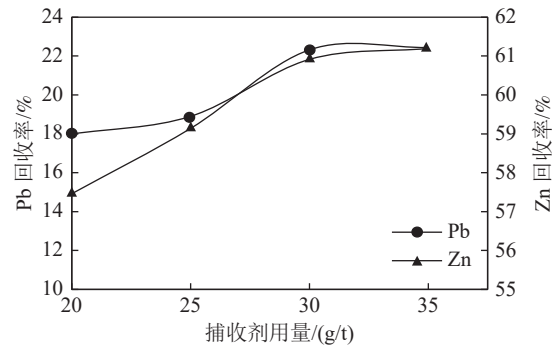


图 5 捕收剂用量实验结果
Fig.5 Test results of collector dosage

硫酸铜 250 g/t，起泡剂 MIBC 视情况添加。

2.3.3 锌浮选活化剂用量实验

考查了硫酸铜为锌活化剂时，其用量对锌浮选的影响。实验结果表明，硫酸铜用量为 250 g/t 较为适宜，继续提高硫酸铜用量对锌浮选效果不明显。

活化剂条件实验固定条件为调整剂石灰 2000 g/t，捕收剂乙硫氮 30 g/t，起泡剂 MIBC 视情况添加，实验结果见图 6。

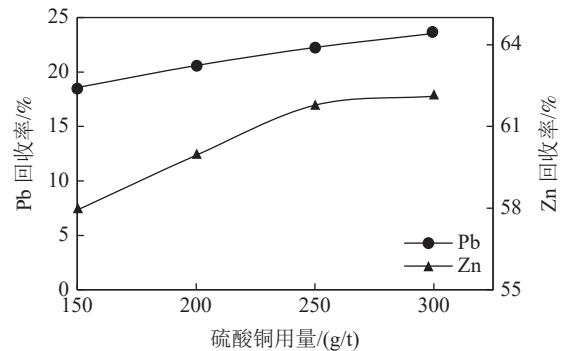


图 6 活化剂用量实验结果
Fig.6 Test results of activator dosage

2.4 氧化锌矿物浮选探索

在实验中，锌回收率较低，从锌的物相分析可以看出，样品中氧化锌含量为 0.55%，占总锌的 24.23%。对浮选尾矿进行了氧化锌矿浮选探索实验，结果表明，锌精矿品位为 3.87%，回收率 39.65%，所以，在本次实验中不再对氧化锌矿进行单独回收。

2.5 闭路实验

闭路实验流程见图 7，实验结果见表 9。

3 结 论

(1) 河北某铅锌矿有价元素为 Pb 和 Zn，品位

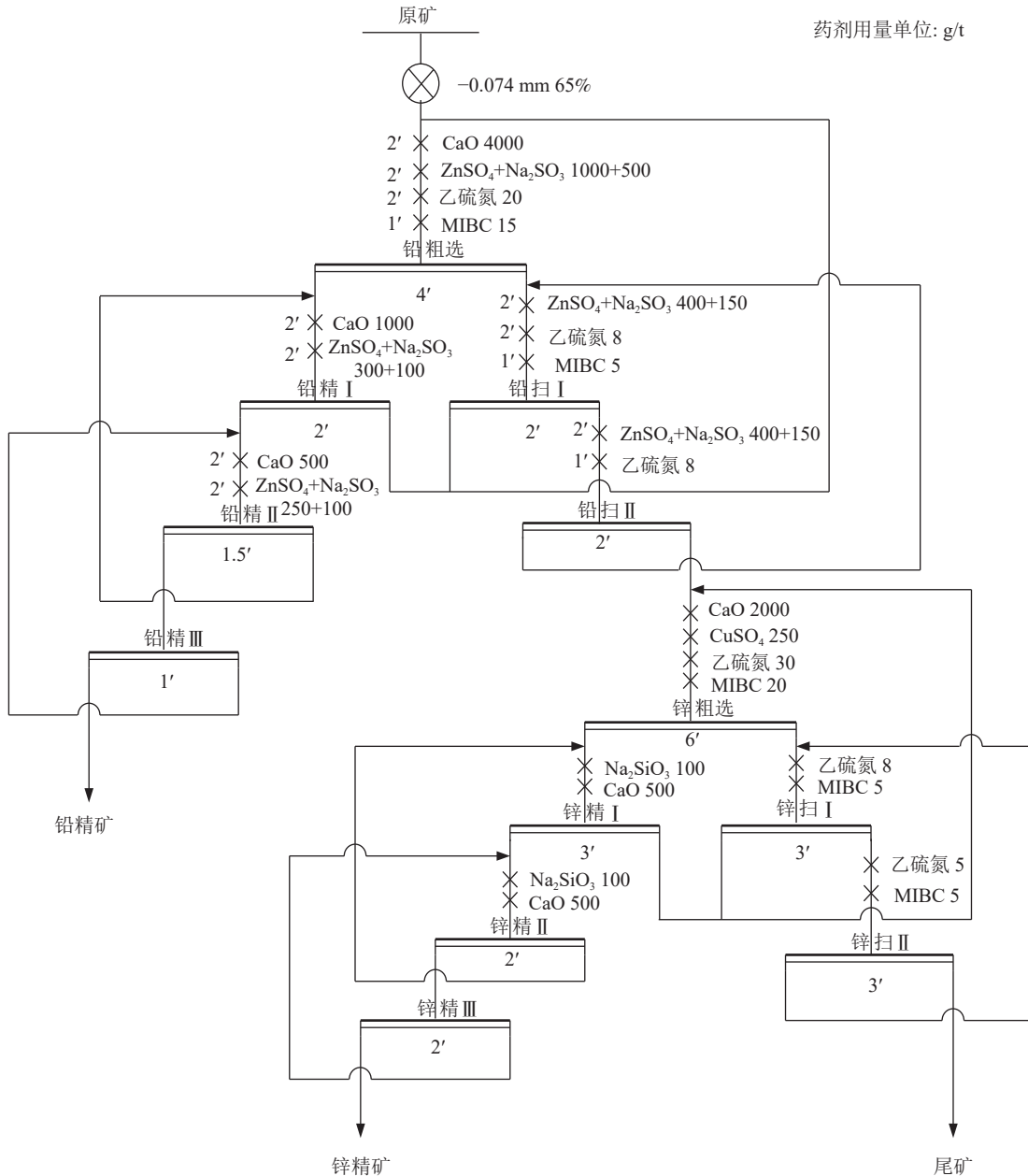


图7 闭路实验流程
Fig.7 Closed-circuit test flow

分别为 1.07% 和 2.08%。矿石中主要矿物为 SiO_2 ，其次为 Al_2O_3 、 CaO 、 K_2O ，以及 Fe 、 MgO 等。

表9 闭路实验结果
Table 9 Closed-circuit test results

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu
铅精矿	1.74	51.73	10.86	3.81	83.93	8.98	68.20
锌精矿	2.26	1.25	51.64	0.73	2.63	55.42	16.97
尾矿	96.00	0.15	0.78	0.015	13.44	35.60	14.83
原矿	100.00	1.07	2.10	0.097	100.00	100.00	100.00

(2) 实验样品中铅矿物嵌布粒度较细且与黄铁矿和闪锌矿连生关系复杂。铅矿物呈镶染连生的锌矿物在磨矿过程中难以单体解离，导致铅精矿含锌偏高。原矿中含 33.04% 的氧化锌，导致锌回收率偏低。

(3) 通过实验，确定了在 -0.074 mm 65% 的磨矿细度条件下，优先浮铅再浮锌的工艺流程。铅精矿产率 1.74%，铅精矿中铅、锌、铜品位分别为 51.73%、10.86%、3.81%，回收率分别为 83.93%、8.98%、68.20%；锌精矿产率为 2.26%，锌精矿中

铅、锌、铜品位分别为 1.25%、51.64%、0.73%，回收率分别为 2.63%、55.42%、16.97%。

参考文献:

- [1] 程倩, 王明, 万宏民, 等. 某低品位铅锌矿选矿工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(1):65-71.
CHENG Q, WANG M, WAN H M, et al. Study on mineral processing technology for a low-grade lead-zinc ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(1):65-71.
- [2] 廖诗进, 何玉良, 岳国利, 等. 某铅锌矿综合回收工艺技术[J]. *矿产综合利用*, 2021(3):9-16.
LIAO S J, HE Y L, YUE G L, et al. Comprehensive recovery technology of a lead-zinc ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(3):9-16.
- [3] 魏党生, 叶从新, 罗新民, 等. 湖南平江铜铅锌萤石多金属矿浮选工艺研究[J]. *湖南有色金属*, 2008, 24(1):9-13.
WEI D S, YE C X, LUO X M, et al. Research on flotation process of copper-lead-zinc fluorite polymetallic ore in Pingjiang, Hunan[J]. *Hunan Nonferrous Metals*, 2008, 24(1):9-13.
- [4] 李希掌, 曾娜, 向平, 等. 湖南某铅锌矿无碱浮选试验研究[J]. *矿冶工程*, 2021, 41(3):75-78.
LI X Z, ZENG N, XIANG P, et al. Experimental study on alkali-free flotation of a lead-zinc ore in Hunan province[J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2021, 41(3):75-78.
- [5] 尚衍波, 陈经华, 何发钰. 中国铅锌选矿技术新进展[J]. *中国铅锌*, 2016(5):35-47.
SHANG Y B, CHEN J H, HE F Y. New progress of lead-zinc beneficiation technology in China[J]. *China Lead and Zinc*, 2016(5):35-47.
- [6] 陈旭波, 朴永超, 周高云, 等. 某铅锌多金属硫化矿选矿试

验研究[J]. *中国矿业*, 2018(S1):059-063.

CHEN X B, PU Y C, ZHOU G Y, et al. Experimental study on ore dressing of a lead-zinc polymetallic sulfide ore[J]. *China Mining Industry*, 2018(S1):059-063.

[7] 耿伟利, 罗天明, 郭文军. 我国细粒铅锌矿浮选技术现状及发展[J]. *金属矿山*, 2015, 44(3):116-119.

GENG W L, LUO T M, GUO W J. Current situation and development of flotation technology for fine-grained lead-zinc ore in China[J]. *Metal Mining*, 2015, 44(3):116-119.

[8] 敖顺福, 王春光, 胡红喜, 等. 某含银低品位铅锌矿石选矿试验研究[J]. *有色金属(选矿部分)*, 2019(4):32-39.

AO S F, WANG C G, HU H X, et al. Experimental study on beneficiation of a silver-bearing low-grade lead-zinc ore[J]. *Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)*, 2019(4):32-39.

[9] 邱廷省, 何元卿, 余文, 等. 硫化铅锌矿浮选分离研究现状及进展[J]. *金属矿山*, 2016(3):1-6.

QIU T S, HE Y Q, YU W, et al. Current status and progress of flotation separation research of lead-zinc sulfide ores[J]. *Metal Mining*, 2016(3):1-6.

[10] 达娃卓玛, 刘潘, 李国栋, 等. 西藏某混合铅锌矿优先浮选实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(3): 82-87.

DAWA Z M, LIU P, LI G D, et al. Preferential flotation research on a mixed Pb-Zn ore in Tibet [J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(3): 82-87.

[11] 傅勇, 廖幸锦. 贵港市不同脉型含银铅锌矿可浮性差异研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(6):127-133.

FU Y, LIAO X J. Study on the floatability of different ore veins containing silver, lead and zinc in Guigang[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(6):127-133.

Technological Mineralogical Analysis and Flotation Test of a Refractory Lead-zinc Ore in Hebei

QIN Guanglin, LI Guangsheng, ZHU Xingfu, JI Qiang, YU Congquan

(Metallurgical Laboratory Branch of Shandong Gold Mining Technology Co., Ltd., Yantai 261441, Shandong, China)

Abstract: This is an article in the field of mineral processing engineering. The main valuable elements in a lead-zinc mine in Hebei are lead and zinc, with grades of 1.07% and 2.08%, respectively. Lead in the ore mainly occurs in sulfide galena, and lead-containing minerals such as galena, lead sulfate and lead jarosite. Zinc mainly occurs in sulfide sphalerite, accounting for 66.96% of the total zinc, followed by zinc oxide minerals, with high zinc oxidation rate. In the experimental study, the process of preferential flotation of lead and then zinc at the condition of grinding fineness of -200 mesh content of 65% was determined. The yield of lead concentrate is 1.74%, the grades of lead, zinc and copper in lead concentrate are 51.73%, 10.86% and 3.81%, respectively, and the recoveries are 83.93%, 8.98% and 68.20%, respectively. The yield of zinc concentrate is 2.26%, the grades of lead, zinc and copper in zinc concentrate are 1.25%, 51.64% and 0.73%, respectively, and the recoveries are 2.63%, 55.42% and 16.97%, respectively.

Keywords: Mineral processing engineering; Sulfide ore; Lead zinc ore; Process mineralogy; Separation flotation