

某铜铅锌硫化矿浮选分离试验研究^①

段胜红, 姜亚雄, 周光浪

(云南黄金矿业集团股份有限公司, 云南 昆明 650200)

摘要: 以云南某铜铅锌硫化矿为研究对象, 采用铜-铅-锌全优先浮选工艺, 通过原矿细磨和铅粗精矿选择性再磨强化矿物单体解离, 充分利用组合抑制剂亚硫酸钠+硫酸锌的协调效应和选择性, 捕收剂 Z-200、乙硫氮及 BK906 的高选择性, 在适宜工艺参数下, 获得了铜品位 22.78%、铜回收率 83.28%、含铅 3.01%、含锌 4.23% 的铜精矿, 铅品位 75.86%、铅回收率 82.75%、含铜 0.17%、含锌 1.64% 的铅精矿和锌品位 51.87%、锌回收率 93.16%、含铜 0.24%、含铅 0.31% 的锌精矿。

关键词: 铜铅锌硫化矿; 优先浮选; 铜精矿; 铅精矿; 锌精矿

中图分类号: TD923

文献标识码: A

doi: 10.3969/j.issn.0253-6099.2023.01.016

文章编号: 0253-6099(2023)01-0072-05

Experimental Study on Flotation Separation of Copper-Lead-Zinc Sulfide Ore

DUAN Shenghong, JIANG Yaxiong, ZHOU Guanglang

(Yunnan Gold Mining Group Co Ltd, Kunming 650200, Yunnan, China)

Abstract: A study on the separation of a copper-lead-zinc sulfide ore from Yunnan was presented by adopting a Cu-Pb-Zn full selective flotation process. The mineral liberation degree was enhanced by adopting fine grinding of raw ore and selective regrinding of lead roughing concentrate. A combined usage of depressants sodium sulfite and zinc sulfate benefited the synergistic effect and selectivity in depressing, and collectors Z-200, ethionitrogen and BK906 exhibited high selectivity. Under optimized parameters, a copper concentrate with Cu grade of 22.78%, Cu recovery of 83.28%, Pb content of 3.01% and Zn content of 4.23%, a lead concentrate with Pb grade of 75.86%, Pb recovery of 82.75%, Cu content of 0.17% and Zn content of 1.64%, and a zinc concentrate with Zn grade of 51.87%, Zn recovery of 93.16%, Cu content of 0.24% and Pb content of 0.31%, were obtained.

Key words: copper-lead-zinc sulfide ore; selective flotation; copper concentrate; lead concentrate; zinc concentrate

我国比较典型的复杂铜铅锌多金属硫化矿主要有银山、小铁山、八家子、佛子冲、天宝山、万洞山矿等^[1-2]。这类矿石目的矿物品位波动幅度较大, 矿物组成极其复杂, 有用矿物嵌布粒度不均匀, 结构构造多种多样, 一般成矿条件对选矿特性有着控制性的影响^[3-7]。本文以云南某铜铅锌硫化矿为研究对象, 采用全优先浮选工艺进行试验研究, 探索适宜的工艺参数, 为该矿石的工艺设计和有效管控提供参考。

1 矿石性质

云南某铜铅锌硫化矿中铜、铅、锌主要以独立矿物形式分别赋存于黄铜矿、方铅矿、闪锌矿等金属矿物

中, 偶见少量孔雀石, 未见其他铅和锌氧化物。此外, 矿石中还含有少量磁黄铁矿、黄铁矿以及毒砂等。脉石矿物主要为透闪石和透辉石, 其次为方解石和黑柱石, 还有少量石英、石榴子石、白云母、长石以及磷灰石等。矿石主要构造为块状构造和浸染状构造, 矿石原岩类型主要为夕卡岩。其浸染状构造表现为方铅矿、黄铜矿、磁铁矿、磁黄铁矿以及黄铁矿等矿物呈星点状分散地分布于脉石中。矿石中矿物的主要结构为纤柱状、粒状变晶结构, 它形粒状结构, 穿插交代结构, 包含及固溶体分离结构等; 其中穿插交代结构使得部分金属矿物粒度细小, 与脉石矿物镶嵌紧密; 包含及固溶体分离结构表现为矿石中的闪锌矿内部包含有方铅矿、

① 收稿日期: 2022-07-28

基金项目: 云南省对外科技合作计划——省院省校科技合作项目(2018IB028)

作者简介: 段胜红(1975—), 男(白族), 云南鹤庆人, 高级工程师, 主要从事有色金属及贵金属资源综合利用技术研究和管理工作。

黄铜矿、磁黄铁矿以及黄铁矿等金属矿物,部分较粗的黄铜矿中也包含有闪锌矿、磁黄铁矿等矿物,部分闪锌矿中可见有微细粒的黄铜矿,其以乳滴状呈固溶体分离结构嵌布。矿石化学多元素分析结果见表 1,铜、铅、锌物相分析结果见表 2。由矿石性质分析结果可知,包含及固溶体分离结构是影响单体解离的主要原因,磨矿过程中铜、铅、锌硫化矿物难于获得较高的单体解离度,因此,原矿需进行细磨,同时要个别粗精矿进行选择性再磨处理,才能获得较好指标。

表 1 矿石化学多元素分析结果(质量分数) %

Cu	Pb	Zn	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	TFe	mFe	Mo	Mn	Sb
0.26	0.61	3.27	0.10	17.98	18.33	0.62	0.001	2.15	0.006
SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	S	As	P	
36.36	2.17	20.40	2.58	0.29	0.073	2.66	0.01	0.014	

1) 单位为 g/t。

表 2 铜、铅、锌物相分析结果

元素	物相	含量/%	分布率/%
铜	氧化铜	0.004	1.60
	次生硫化铜	0.006	2.30
	原生硫化铜	0.25	96.10
	合计	0.26	100.00
铅	氧化铅	0.03	3.28
	硫化铅	0.58	96.72
	合计	0.61	100.00
锌	氧化锌	0.07	2.72
	硫化锌	3.21	97.28
	合计	3.28	100.00

2 试验结果及分析

2.1 试验方案

拟采用铜-铅-锌全优先浮选工艺回收铜、铅、锌,其原则流程见图 1。

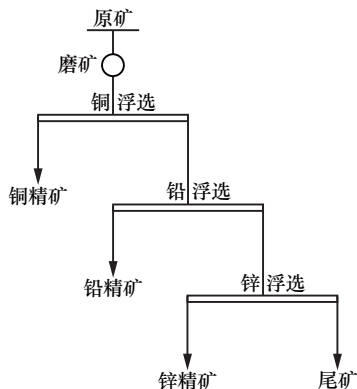


图 1 铜-铅-锌全优先浮选原则流程

2.2 铜浮选

2.2.1 磨矿细度试验

对于该类型铜铅锌矿石,磨矿细度的影响较大。按图 2 所示流程进行了磨矿细度条件试验,结果见表 3。随着磨矿细度-0.074 mm 粒级含量从 70%增加到 85%,铜粗选铜回收率从 73.33%增至 83.23%,继续增加磨矿细度,对铜回收率影响幅度不大;同时,扫选 1 和尾矿中铜含量随着磨矿细度增加而降低,而铅、锌含量变化幅度不大。说明适当增加磨矿细度有利于提高铜的回收。综合考虑,确定磨矿细度-0.074 mm 粒级占 85%为宜。

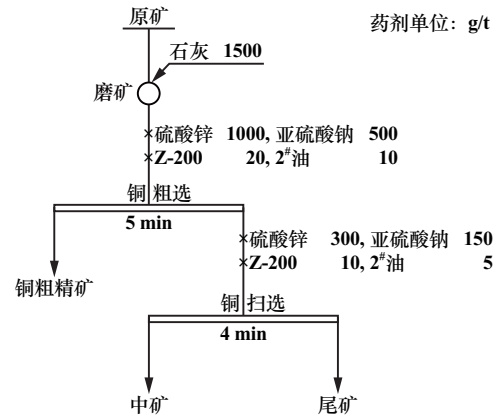


图 2 铜优先浮选试验流程

表 3 磨矿细度试验结果

-0.074 mm 粒级含量/%	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
70	铜粗精矿	2.02	9.23	2.16	5.00	73.33	7.89	3.06
	中矿	1.06	1.83	1.41	5.42	7.59	2.70	1.74
	尾矿	96.92	0.05	0.51	3.24	19.06	89.41	95.20
	原矿	100.00	0.25	0.55	3.30	100.00	100.00	100.00
80	铜粗精矿	2.59	7.87	2.90	5.42	82.73	13.58	4.35
	中矿	1.33	0.96	1.26	5.24	5.18	3.03	2.16
	尾矿	96.08	0.031	0.48	3.14	12.09	83.39	93.49
	原矿	100.00	0.25	0.55	2.32	100.00	100.00	100.00
85	铜粗精矿	2.75	7.23	3.46	6.44	83.23	16.68	5.47
	中矿	1.42	0.79	1.08	5.12	4.73	2.69	2.24
	尾矿	95.83	0.03	0.48	3.12	12.04	80.63	92.29
	原矿	100.00	0.24	0.57	3.24	100.00	100.00	100.00
90	铜粗精矿	2.90	7.13	3.38	6.58	83.26	17.28	5.91
	中矿	1.49	0.68	1.34	5.05	4.09	3.52	2.33
	尾矿	95.61	0.032	0.47	3.10	12.37	79.20	91.76
	给矿	100.00	0.25	0.57	3.23	100.00	100.00	100.00

2.2.2 铜粗选捕收剂 Z-200 用量试验

捕收剂 Z-200 对硫化铜选择性较强,对硫化铅、锌捕收能力较弱,本试验选择 Z-200 作为铜的捕收剂。按照图 2 所示流程,在磨矿细度-0.074 mm 粒级占

85%条件下进行了铜粗选捕收剂 Z-200 用量条件试验,结果见表 4。随着捕收剂 Z-200 用量增加,铜回收率逐渐升高;Z-200 用量从 15 g/t 增加到 20 g/t 时,铜回收率从 80.17%增至 83.34%,铜粗精矿中铅、锌含量稍有升高,但不明显;Z-200 用量超过 20 g/t 时,铜回收率变化不大。综合考虑,选择铜捕收剂 Z-200 用量 20 g/t。

表 4 铜粗选捕收剂 Z-200 用量试验结果

Z-200 用量/ (g · t ⁻¹)	产品 名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
15	铜粗精矿	2.78	7.35	2.48	5.02	80.17	11.80	4.22
	尾矿	97.22	0.052	0.53	3.26	19.83	88.20	95.78
	原矿	100.00	0.25	0.58	3.31	100.00	100.00	100.00
20	铜粗精矿	2.76	7.55	2.94	6.89	83.34	14.01	5.86
	尾矿	97.24	0.046	0.51	3.14	16.66	85.99	94.14
	原矿	100.00	0.25	0.58	3.24	100.00	100.00	100.00
25	铜粗精矿	3.35	6.24	3.31	5.18	83.74	19.29	5.31
	尾矿	96.65	0.042	0.48	3.20	16.26	80.71	94.69
	给矿	100.00	0.25	0.57	3.27	100.00	100.00	100.00

2.2.3 铜粗选抑制剂用量试验

硫化铜铅锌矿浮选分离过程中,铜、铅矿物可浮性相近,同时溶液中的铜离子又是锌矿物的活化剂,在优先浮选铜时,需要抑制铅、锌硫化矿物。对于该类复杂矿石,亚硫酸钠与硫酸锌组合可以较好地抑制硫化铅及被铜、铅离子活化的闪锌矿。按照图 2 所示流程,在磨矿细度-0.074 mm 粒级占 85%条件下,进行了铜粗选抑制剂亚硫酸钠用量条件试验,结果见表 5。随着亚硫酸钠用量增加,铜回收率稍有下降,铜粗精矿中铅、锌含量逐渐降低,特别是铅含量大幅度降低,亚硫酸钠用量增至 500 g/t 时,铜粗精矿中铅回收率从 70.99%降至 14.01%,铅、锌得到有效抑制。综合考虑,亚硫酸钠用量选择 500 g/t 为宜。

表 5 抑制剂亚硫酸钠用量试验结果

亚硫酸钠用量/ (g · t ⁻¹)	产品 名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
0	铜粗精矿	3.80	5.49	11.15	5.85	85.43	70.99	6.92
	尾矿	96.20	0.037	0.18	3.11	14.57	29.01	93.08
	原矿	100.00	0.24	0.60	3.21	100.00	100.00	100.00
500	铜粗精矿	2.82	7.55	2.92	5.16	84.24	14.01	4.46
	尾矿	97.18	0.041	0.52	3.21	15.76	85.99	95.54
	原矿	100.00	0.25	0.59	3.26	100.00	100.00	100.00
1 000	铜粗精矿	2.92	6.90	2.01	4.92	83.50	10.69	4.39
	尾矿	97.08	0.041	0.52	3.22	16.50	89.31	95.61
	给矿	100.00	0.24	0.57	3.27	100.00	100.00	100.00

亚硫酸钠用量 500 g/t,其他条件不变,进行了铜粗选抑制剂硫酸锌用量条件试验,结果见表 6。随着硫酸锌用量增加,铜粗精矿中锌含量逐渐降低;硫酸锌用量 1 000 g/t 时,铜粗精矿含锌 4.93%,铜、铅在铜粗精矿中稍有升高;继续增加硫酸锌用量,选别指标变化较小。综合考虑,硫酸锌用量选择 1 000 g/t 为宜。

表 6 抑制剂硫酸锌用量试验结果

硫酸锌用量/ (g · t ⁻¹)	产品 名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
500	铜粗精矿	2.63	7.79	2.60	7.94	83.69	11.90	6.37
	尾矿	97.37	0.041	0.520	3.15	16.31	88.10	93.63
	原矿	100.00	0.24	0.57	3.28	100.00	100.00	100.00
1 000	铜粗精矿	3.37	6.24	2.86	4.93	84.15	16.09	5.14
	尾矿	96.63	0.041	0.520	3.17	15.85	83.91	94.86
	原矿	100.00	0.25	0.60	3.23	100.00	100.00	100.00
1 500	铜粗精矿	3.34	6.32	3.01	5.29	85.51	16.94	5.36
	尾矿	96.66	0.037	0.510	3.23	14.49	83.06	94.64
	原矿	100.00	0.25	0.59	3.30	100.00	100.00	100.00

2.3 铅浮选

2.3.1 铅粗选捕收剂种类试验

寻找对铅选择性较强而对锌选择性弱的捕收剂,是铅锌有效分离的必要条件。优先浮铜之后的尾矿进行优先选铅,在硫酸锌用量 500 g/t、2 号油用量 10 g/t 条件下,进行了铅捕收剂种类条件试验,结果见表 7。3 种捕收剂中,乙硫氮和丁铵黑药对铅捕收效果相差不大,使用 25# 黑药时铅粗精矿中锌含量较高。为了减少捕收剂种类及提高选择性,选择乙硫氮作为铅捕收剂,用量为 30 g/t。

表 7 铅捕收剂种类试验结果

捕收剂种类及 用量/(g · t ⁻¹)	产品 名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
丁铵黑药 30	铅粗精矿	2.83	16.25	7.43	87.12	6.62
	尾矿	97.17	0.070	3.05	12.88	93.38
	给矿	100.00	0.53	3.17	100.00	100.00
乙硫氮 30	铅粗精矿	2.77	18.01	6.06	88.91	5.29
	尾矿	97.23	0.067	3.09	11.09	94.71
	给矿	100.00	0.56	3.17	100.00	100.00
25# 黑药 25	铅粗精矿	3.77	12.46	7.98	89.66	9.49
	尾矿	96.23	0.056	2.98	10.34	90.51
	给矿	100.00	0.52	3.57	100.00	100.00

2.3.2 铅粗精矿再磨试验

对铅粗精矿进行显微镜下检查,发现锌主要以连生体和包裹体形式存在于铅粗精矿中,为了解离铅粗

精矿中锌矿物、降低铅精矿中锌含量,在硫酸锌用量 200 g/t、乙硫氮用量 5 g/t 条件下,对铅粗精矿进行了再磨再选试验,再磨细度对铅精矿选别指标的影响如表 8 所示。随着铅粗精矿再磨细度增加,铅精矿中铅回收率有所降低,但铅精矿中含锌量大幅度降低,再磨细度-0.038 mm 粒级占 90%时,铅粗精矿中含锌量低至 5.72%。综合考虑,再磨细度选择-0.038 mm 粒级占 90%为宜。

表 8 铅粗精矿再磨试验结果

-0.038 mm 粒级含量/%	产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
80	铅精矿	37.31	47.78	8.62	96.11	46.89
	中矿	62.69	1.15	5.81	3.89	53.11
	铅粗精矿	100.00	18.55	6.86	100.00	100.00
90	铅精矿	33.33	53.27	5.72	93.44	28.97
	中矿	66.67	1.87	7.01	6.56	71.03
	铅粗精矿	100.00	19.00	6.56	100.00	100.00
95	铅精矿	29.92	58.00	5.11	90.70	22.58
	中矿	70.08	2.25	7.48	9.30	77.42
	铅粗精矿	100.00	19.13	6.77	100.00	100.00

2.4 锌浮选

2.4.1 锌粗选活化剂硫酸铜用量试验

选铅之后的尾矿用于优选浮选锌。为了强化捕收受抑制的锌矿物,采用硫酸铜作为活化剂,在锌粗选捕收剂 BK906 用量 50 g/t、2 号油用量 15 g/t 条件下,进行了硫酸铜用量条件试验,结果见表 9。其中 BK906 为矿冶科技集团有限公司研制的新型捕收剂。随着硫酸铜用量增加,锌粗精矿中锌品位逐渐降低,锌回收率逐渐升高,当硫酸铜用量超过 200 g/t 后,锌回收率变化不大,但锌品位继续降低。综合考虑,锌粗选硫酸铜用量 200 g/t 为宜。

表 9 锌活化剂硫酸铜用量试验结果

硫酸铜用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	Zn 品位/%		Zn 回收率/%
			Pb	Zn	
100	锌粗精矿	7.31	38.25		92.35
	尾矿	92.69	0.25		7.65
	给矿	100.00	3.03		100.00
200	锌粗精矿	8.08	36.19		95.78
	尾矿	91.92	0.14		4.22
	给矿	100.00	3.05		100.00
300	锌粗精矿	8.74	32.46		96.28
	尾矿	91.26	0.12		3.72
	给矿	100.00	2.95		100.00

2.4.2 锌粗选捕收剂 BK906 用量试验

为了降低回水对全流程工艺指标的影响,锌浮选捕收剂采用选择性较好的 BK906。硫酸铜用量 200 g/t、2#

油用量 15 g/t 条件下,进行了锌粗选捕收剂 BK906 用量条件试验,结果见表 10。随着 BK906 用量增加,锌粗精矿中锌品位逐渐降低,锌回收率逐渐升高;BK906 用量超过 50 g/t 后,锌回收率变化不大。综合考虑,锌粗选捕收剂 BK906 用量 50 g/t 为宜。

表 10 锌捕收剂 BK-906 用量试验结果

BK906 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	Zn 品位/%	Zn 回收率/%
40	锌粗精矿	7.73	37.25	94.43
	尾矿	92.27	0.16	5.57
	给矿	100.00	3.03	100.00
50	锌粗精矿	8.13	36.13	95.12
	尾矿	92.27	0.14	4.88
	给矿	100.00	3.07	100.00
60	锌粗精矿	8.69	32.81	96.00
	尾矿	91.31	0.13	4.00
	给矿	100.00	2.97	100.00

2.5 闭路试验

为了验证各工艺参数的可靠性,开展了闭路试验,结果见表 11,试验流程见图 3。采用该工艺流程,在适宜条件下,获得了铜品位 22.78%、铜回收率 83.28%、含铅 3.01%、含锌 4.23%的铜精矿,铅品位 75.86%、铅回收率 82.75%、含铜 0.17%、含锌 1.64%的铅精矿和锌品位 51.87%、锌回收率 93.16%、含铜 0.24%、含铅 0.31%的锌精矿。

表 11 全优先浮选闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铜精矿	0.89	22.78	3.01	4.23	83.28	4.45	1.13
铅精矿	0.66	0.17	75.86	1.64	0.72	82.75	0.43
锌精矿	5.86	0.24	0.31	51.87	5.58	2.81	93.16
尾矿	92.59	0.026	0.066	0.17	10.42	9.99	5.48
给矿	100.00	0.25	0.61	3.25	100.00	100.00	100.00

3 结 论

1) 由矿石性质分析结果可知,该类型矿石的包含以及固溶体分离结构是影响矿物单体解离的主要原因,铜、铅、锌硫化矿物在磨矿过程中难以获得较高的单体解离度,因此需进行细磨;锌以连生体和包裹体形式存在于铅精矿中,为了降低铅精矿中的锌、提高锌回收率,需对铅粗精矿进行再磨处理,提高生产指标。

2) 采用全优先浮选工艺,充分利用组合抑制剂亚硫酸钠+硫酸锌的协同效应和选择性,捕收剂 Z200、乙硫氮及 BK906 的高选择性,强化铜铅锌分离,提高工艺指标,同时克服了回水对整个工艺的影响。

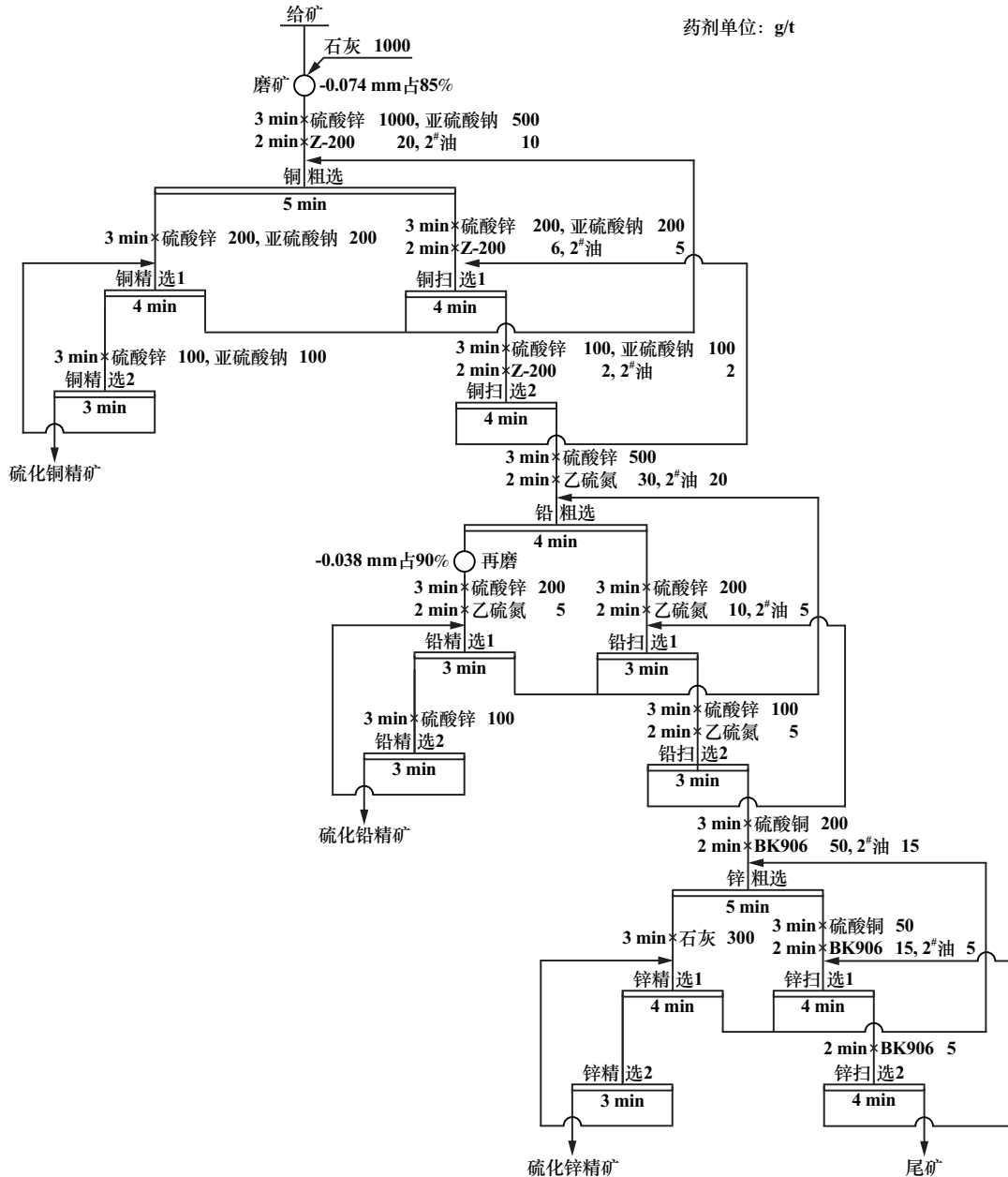


图3 全优先浮选闭路试验流程

3) 采用全优先浮选工艺,闭路试验获得了铜品位 22.78%、铜回收率 83.28%、含铅 3.01%、含锌 4.23%的铜精矿,铅品位 75.86%、铅回收率 82.75%、含铜 0.17%、含锌 1.64%的铅精矿和锌品位 51.87%、锌回收率 93.16%、含铜 0.24%、含铅 0.31%的锌精矿。

参考文献:

- [1] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京:冶金工业出版社, 1987.
- [2] 毛志丹,谢克强,孔德全,等. 云南某复杂硫、氧混合铅锌矿浮选实验研究[J]. 矿冶工程, 2021,41(6):34-37.
- [3] 王世辉. 某难选铜铅锌矿铜铅分离工艺试验研究与实践[J]. 矿冶

工程, 2012,32(2):49-51.

- [4] 魏以和,周高元,罗廉明. 捕收剂与磨矿环境对铅锌矿浮选的影响[J]. 金属矿山, 2007(6):34-38.
- [5] 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.
- [6] 高起方,赵杰,段胜红,等. 新型抑制剂 BK520 在铜铅分离中的试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2021(2):144-148.
- [7] 赵杰,谭欣,王中明,等. 山西某铅锌银多金属矿选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2019,39(1):44-48.

引用本文: 段胜红,姜亚雄,周光浪. 某铜铅锌硫化矿浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(1):72-76.