

广西某铅锌锑多金属硫化矿无碱度浮选分离工艺研究

黄林波¹, 顾帼华¹, 陈雄², 黄伟泰¹, 王艳红¹, 巫鑫东³

1. 中南大学 资源加工与生物工程学院, 湖南 长沙 410000;
2. 广东省资源综合利用研究所, 广东 广州 510000;
3. 紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭 364200

中图分类号: TD952.2; TD952.3 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2021)02-0099-07
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2021.02.013

摘要 针对广西某铅锑锌多金属硫化矿石进行了弱磁选—铅锑优先浮选工艺研究。闭路试验结果表明, 采用该工艺对该铅锑锌多金属硫化矿石进行选别, 在原矿含 Pb 2.27%、Sb 1.98%、Zn 13.43% 情况下, 获得了含 Pb 27.61%、Sb 23.76%、Zn 5.47% 的铅锑精矿, 铅回收率 89.09%, 锑回收率 88.78%。与丁胺黑药药剂制度指标相比, 铅锑精矿的铅锑品位分别提高了 2.1 和 0.95 个百分点, Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.76 和 3.65 个百分点, 锌回收率降低了 1.57 个百分点。与现场药剂制度指标相比, 铅锑精矿铅锑品位分别提高了 1.56 和 0.45 个百分点, Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.85 和 2.61 个百分点, 锌回收率降低了 1.14 个百分点。

关键词 铅锑锌硫化矿; 无氰浮选; 铅锌分离

引言

铅和锌广泛应用于化工、机械、电子和军事等领域, 而我国铅和锌通常来源于硫化矿石, 因此充分开发利用硫化铅锌矿石具有重大的战略意义^[1,2]。硫化铅锌矿物浮选性质相近, 分离难度较大, 因此众多学者对硫化铅锌矿物浮选分离进行了大量研究和实践, 目前铅锌硫化物分离基本上是通过抑锌浮铅实现的^[3]。

铅锌矿石浮选的捕收剂主要有黄药类和黑药类。黄药类主要有乙基黄药和丁基黄药等, 捕收性能好, 但选择性较弱。黑药类主要有 25#黑药、丁胺黑药和苯胺黑药等, 捕收性能较弱, 但选择性较强。铅锌浮选分离工艺按抑制剂种类划分, 主要分为两大类: 氰化物工艺和非氰化物工艺。氰化物工艺主要通过添加氰化钠、氰化钾和氰化锌等氰化物抑制闪锌矿, 具有药剂用量小、效果好等优势, 但氰化物有剧毒。非氰化物工艺是当前研究的主要方向, 主要分为三种: 石灰高碱工艺、无机抑制剂低碱工艺和有机抑制剂浮选工艺^[4]。石灰高碱工艺通过大量使用石灰, 提高矿浆 pH 至强

碱性环境, 强烈抑制闪锌矿, 分离效果较好, 但管道易结垢堵塞, 且对矿石中的金和银等贵金属回收有害^[5]。无机抑制剂低碱工艺主要通过低碱性环境中使用硫酸锌、亚硫酸钠、高锰酸钾、胶体碳酸锌和氯化钙等无机药剂辅助选择性好的捕收剂实现铅锌分离, 效果好, 并在众多矿山中得到应用^[6]。有机抑制剂浮选工艺通过单宁类、偶氮类和巯基类有机抑制剂抑制闪锌矿, 可根据需要合成药剂或对药剂进行改性, 但相比无机抑制剂成本高, 实际生产应用仍偏少^[7-9]。

广西某锡石—多金属硫化矿富含脆硫锑铅矿、铁闪锌矿和锡石, 是我国铅、锑、锌和锡的重要产地^[10-12]。现场采用磁黄铁矿弱磁选—铅锑锌混合浮选再分离—锡石重选回收工艺流程, 但存在药剂制度复杂、废水难以回用、铅锌分离采用氰化物抑制且铅锌回收率不高等问题^[13-15]。针对现场铅锌浮选分离存在的问题, 本文在现场有氰工艺基础上进行了优化, 采用了无机抑制剂低碱工艺。磁黄铁矿通过弱磁选预先分离, 磁选尾矿在弱酸性环境下, 以新型硫代磷酸盐捕收剂 CSU11 与 25#黑药组合替代丁胺黑药与苯胺黑药

收稿日期: 2021-02-13

基金项目: 国家科技攻关计划 (2015BAB12B02); 国家自然科学基金 (52074358); 湖南省自然科学基金 (2019JJ50835)

作者简介: 黄林波 (1995-), 男, 硕士研究生, 主要从事硫化矿浮选研究, E-mail: Huanglinbo9505@126.com。

通信作者: 顾帼华 (1968-), 女, 教授, 博士研究生导师, 研究方向为浮选化学、生物冶金, E-mail: guguohua@126.com。

组合浮选铅锑,以无机抑制剂硫氧化合物 CSU61 与硫酸锌组合抑制铁闪锌矿和黄铁矿,通过优先浮选工艺,实现了铅锑、锌的无氰分离。

1 矿石性质

原矿的化学多元素成分分析结果见表 1。矿石中铅、锑和锌的化学物相分析结果见表 2。矿石矿物组成见表 3。

表 1 矿石的主要化学成分分析结果 /%
Table 1 Main chemical composition analysis result of ore samples

组分	Pb	Zn	Sn	Sb	Fe	As	Al ₂ O ₃	CaO
含量	2.27	13.43	1.29	1.98	35.44	0.76	0.37	5.62
组分	Cu	SiO ₂	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	S	P	C
含量	0.067	2.35	0.48	0.14	0.022	29.00	0.17	3.29

表 2 矿石铅、锑和锌物相分析结果 /%
Table 2 Phase analysis results of lead, antimony and zinc in ore

物相	铅		锑		锌	
	含量	分布率	含量	分布率	含量	分布率
硫化物	1.98	86.84	1.67	85.20	12.03	89.37
氧化物	0.19	8.33	0.23	11.73	0.13	0.97
其它	0.11	4.83	0.06	3.07	1.30	9.66
合计	2.28	100.00	1.96	100.00	13.46	100.00

表 3 矿石矿物组成分析结果 /%
Table 3 Mineral composition analysis results of ore samples

矿物	脆硫锑铅矿	铁闪锌矿	磁黄铁矿	锡石	黄铁矿	菱铁矿
含量	7.0	24.6	30.9	1.8	15.5	2.1
矿物	毒砂	方解石	石英	云母	其它	
含量	1.6	11.5	2.3	1.9	0.8	

由表 1 可见,矿石中主要有价金属 Pb、Zn、Sn、Sb 和 Fe 含量分别为 2.27%、13.43%、1.29%、1.98% 和 35.44%。由表 2 可见,矿石中 Pb、Sb 和 Zn 主要以硫化物形式存在,在硫化矿中的分布率分别为 86.84%、85.20% 和 89.37%。

在表 3 中,矿石中主要有价矿物分别为脆硫锑铅矿、铁闪锌矿、磁黄铁矿、锡石和黄铁矿,含量分别为 7.0%、24.6%、30.9%、1.8% 和 15.5%,结合表 2 可知,矿石中 Pb 和 Sb 主要以脆硫锑铅矿的形式存在,Zn 主要以铁闪锌矿的形式存在,但铅锑和锌的氧化率较高,均大于 10%,这对获得高的铅锑和锌回收率有一

定影响。

2 试验方法和药剂

磨矿在 XMB-67 200×240 棒磨机中进行,每次磨矿质量为 500 g,入料粒度为-2 mm,磨矿质量浓度为 65%。磁选试验采用 CRIMM-400-300 型圆筒磁选机进行。浮选试验粗选和扫选选择吉林省探矿机械厂的 XFD 1.5 L 型浮选机,精选采用 XFD 0.75 L 和 0.5 L 型浮选机。

试验所用硫酸、硫酸锌均为化学纯,捕收剂 25[#]黑药为工业品,硫代磷酸盐捕收剂 CSU11 和硫氧化合物抑制剂 CSU61 均为实验室自制。

3 试验结果与讨论

3.1 磨矿细度的确定

生产现场的设计要求入选原矿粒度为-0.074 mm 含量超过 60%,但考虑到在锡石过磨程度不大的前提下,磨矿细度适当增加有利于矿物单体解离,因此确定磨矿产品细度为-0.2 mm 占 99.74%,-0.074 mm 占 63.7%。

从表 4 可以看出,在该磨矿细度下,脆硫锑铅矿、铁闪锌矿和锡石的单体解离度分别为 90.3%、91.6% 和 93.3%,已满足试验要求。

表 4 磨矿产品中各矿物的解离度 /%
Table 4 Dissociation degree of minerals in grinding products

矿物名称	单体	≥3/4	3/4~1/2	1/2~1/4	≤1/4	总和
脆硫锑铅矿	90.3	4.3	3.0	1.4	1.0	100.0
铁闪锌矿	91.6	3.2	2.5	1.6	1.1	100.0
锡石	93.3	3.4	0.6	1.7	1.0	100.0

3.2 磁选条件的确定

探索试验研究表明,原矿中含有一定量的易浮磁黄铁矿,且该矿石中只有磁黄铁矿具有磁性,因此可采用磁选法预先将其选出,减少其对后续铅锑浮选作业的影响,同时可以尽早得到合格的磁黄铁矿精矿。

由磁选精矿产率与磁场磁感应强度之间的关系图 1 可知,随着磁感应强度从 0.080 T 增加到 0.142 T,磁选精矿产率从 8.61% 快速增加到 12.43%,然后缓慢增加至 12.96%,此后磁选精矿产率基本不变,表明磁性高的磁黄铁矿基本分离完全。综合考虑确定磁场磁感应强度为 0.142 T。

磁选入料细度为-0.074 mm 占 63.7%,磁场磁感应强度为 0.142 T 时,磁场试验结果见表 5。由表可

知,经弱磁选可以选出产率约为 13% 的磁铁矿精矿,Pb、Zn 和 Sn 的损失率分别仅为 1.32%、0.65% 和 1.22%。

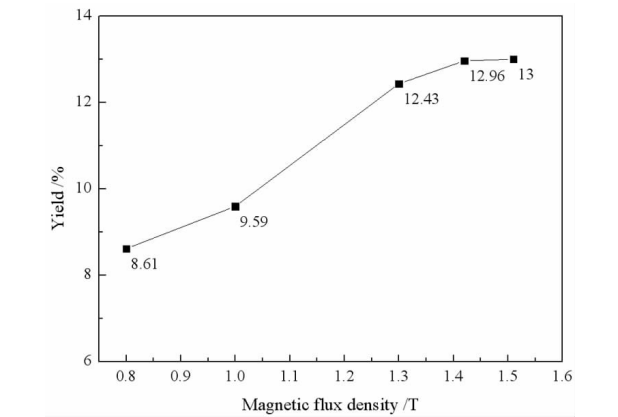


图 1 磁感应强度与磁性物产率关系
Fig. 1 Relationship between magnetic flux density and yield of magnetic substance

表 5 磁选试验结果 /%

磁感应 强度/T		产品名称	产率	品位			回收率		
				Pb	Zn	Sn	Pb	Zn	Sn
0.142	磁选精矿	12.96	0.23	0.68	0.12	1.32	0.65	1.22	
	磁选尾矿	87.04	2.56	15.36	1.45	98.68	99.35	98.78	
	合计	100.00	2.26	13.46	1.28	100.00	100.00	100.00	
0.151	磁选精矿	13.01	0.24	0.66	0.14	1.37	0.64	1.41	
	磁选尾矿	86.99	2.58	15.39	1.46	98.63	99.36	98.59	
	合计	100.00	2.28	13.47	1.29	100.00	100.00	100.00	

3.3 铅锑矿物浮选条件优化

采用浮选法从磁选尾矿中回收硫化矿物,由于铅锑硫化矿物可浮性比铁闪锌矿好,所以采用先浮铅锑后浮选锌工艺。

3.3.1 捕收剂用量试验

磁选尾矿铅锑优先浮选流程为一次粗选、三次精选和两次扫选;药剂制度为粗选采用硫酸和硫酸锌作为闪锌矿的抑制剂。

粗选 25[#]黑药用量对铅锑分选的影响,试验结果见图 2。由图 2 试验结果可知,随着粗选 25[#]黑药用量从 55 g/t 增加到 85 g/t,铅锑精矿的铅品位从 32.30% 逐渐降低到 27.61%,回收率从 77.87% 逐渐增加至 82.71%,同时铅锑精矿中含锌量从 5.85% 逐渐增加至 7.18%。综合考虑确定 25[#]黑药用量为 75 g/t。

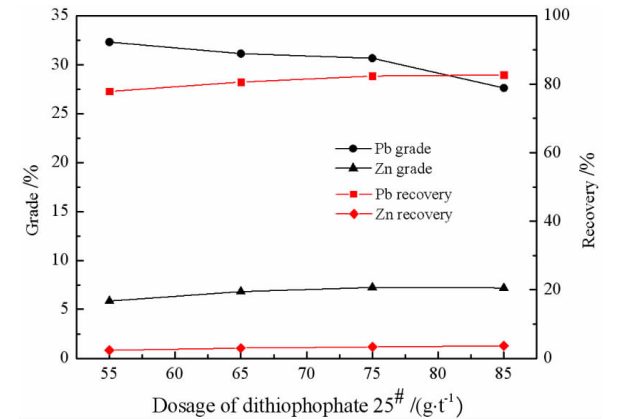


图 2 铅锑粗选 25[#]黑药用量对浮选结果的影响
Fig. 2 The effect of dithiophosphate 25[#] dosage on lead – antimony bulk rough flotation results

粗选捕收剂 CSU11 用量对铅锑分选指标的影响试验结果见图 3,固定粗选 25[#]黑药用量 75 g/t,其他条件及试验流程见图 3,试验结果表明,随着 CSU11 用量从 80 g/t 增加到 140 g/t,铅精矿的铅回收率从 79.43% 逐渐增加至 83.37%,铅品位从 34.62% 逐渐降低至 28.62%。在 CSU11 用量从 80 g/t 增加到 100 g/t 时,铅精矿中含锌量从 6.15% 缓慢增加至 6.38%,后随着用量继续增加,含锌量从 6.15% 快速增加至 8.26%。说明 CSU11 对脆硫锑铅矿的选择性大于铁闪锌矿,在铅锌浮选分离中表现出良好的选择性,是因为硫代磷酸盐类捕收剂 CSU11 通过 P = S 和 P – S 强烈吸附在脆硫锑铅矿表面的铅原子,并且在低用量时就可可在表面生成疏水性 S⁰ 膜,但对铁闪锌矿吸附作用较弱,并且只有在高用量下才在铁闪锌矿表面生成 S⁰ 膜^[16]。因此后续试验 CSU11 用量选取 100 g/t。

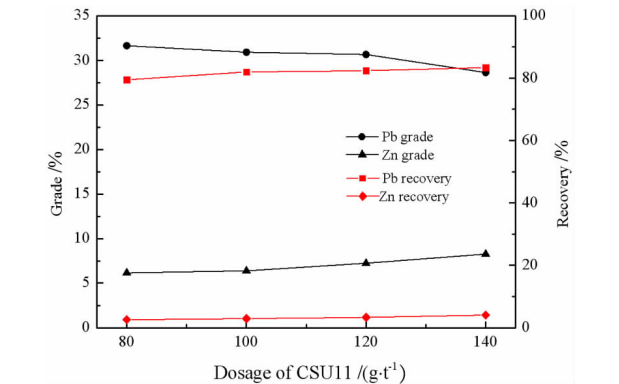


图 3 铅锑粗选捕收剂 CSU11 用量对浮选结果的影响
Fig. 3 The effect of CSU11 dosage on lead – antimony bulk rough flotation results

在上述试验的基础上,进行了铅锑粗选不同捕收

剂最佳用量试验,结果见表6。用25[#]黑药和CSU11的组合捕收剂获得的铅锑精矿质量优于丁铵黑药和现场丁铵黑药和苯胺黑药组合捕收剂,铅品位提高1%以上,含锌量降低1%,回收率提高1.5%,锌回收率降低1.4%。

表6 铅锑粗选不同捕收剂试验结果

Table 6 Results of lead – antimony bulk rough flotation with different collectors

药剂制度	品位/%		回收率/%	
	Pb	Zn	Pb	Zn
丁铵黑药 + 苯胺黑药	29.32	8.53	79.86	4.35
丁铵黑药	29.51	8.11	80.65	4.29
25 [#] 黑药 + CSU11	30.90	6.38	81.96	2.89

3.3.2 调整剂用量试验

在确定25[#]黑药与CSU11用量后,发现铅锑精矿

铅锑指标优良,但含锌量略大,因此进行调整剂试验,探索铅锑浮选最佳条件。按图4流程进行调整剂CSU61、ZnSO₄和硫酸的用量试验,试验结果分别列于表7和表8中。

固定ZnSO₄、CSU61用量分别为500 g/t,从表7可以看出硫酸用量对铅锑浮选效果显著,随着硫酸用量从300 g/t增加到500 g/t,铅锑粗精矿的铅回收率从84.41%快速增加到89.06%,后随着硫酸用量继续增加至900 g/t基本不变。在硫酸用量增加到900 g/t的这个过程中,铅品位从24.53%逐渐降低至22.53%,铅锑粗精矿中含锌量从5.35%逐渐增加至6.76%。综合考虑确定硫酸用量为500 g/t,在该用量下矿浆pH在6.5左右。

从表7数据可看到,当硫酸用量为500 g/t、CSU61用量为500 g/t时,随着硫酸锌用量增加到500 g/t,铅精矿中的锌品位从9.57%缓慢下降至9.28%,同时锌

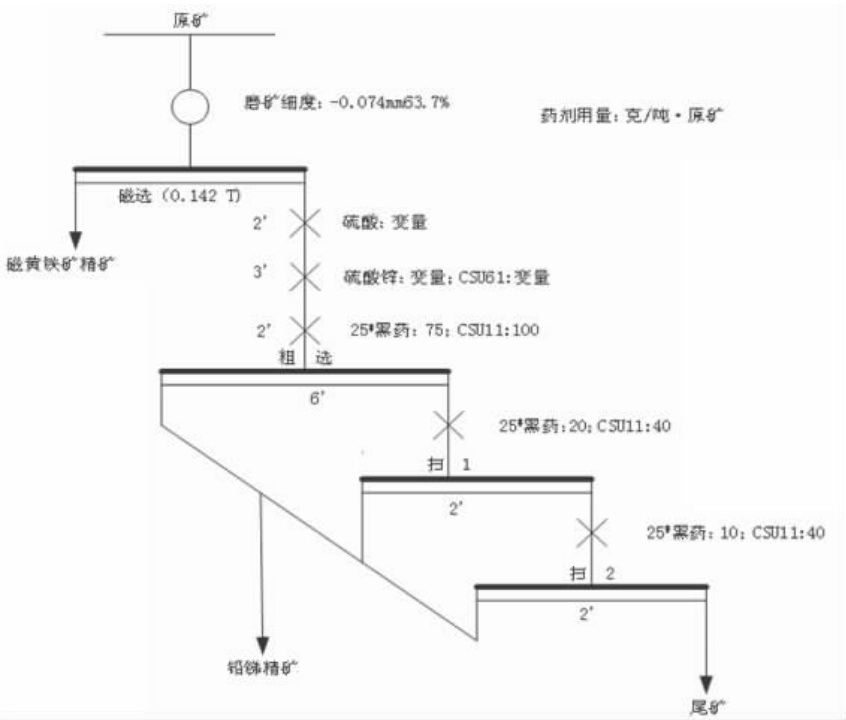


图4 铅锑浮选调整剂用量试验流程图

Fig. 4 Flotation flowsheet of modifier dosage for lead – antimony minerals

回收率从6.31%缓慢下降至6.08%,后随着硫酸锌用量增加到800 g/t,铅精矿中的锌品位和回收率基本不变。综合考虑确定硫酸锌用量为500 g/t。当硫酸用量为500 g/t、硫酸锌用量为500 g/t时,不加CSU61抑制剂时,铅锑粗精矿含锌量达到10.22%,随着CSU61用量增加,铅精矿中的锌品位从10.22%降低至9.22%,同时铅的回收率先基本不变后小幅降低,综合

考虑确定CSU61用量为500 g/t。通过硫酸锌和CSU61组合使用,优于硫酸锌或CSU61单独使用,有利于在铁闪锌矿生成亲水性的金属亚硫酸盐和氢氧化物,溶解铁闪锌矿表面生成的S⁰膜,减少铁闪锌矿与捕收剂的作用位点,从而降低铁闪锌矿的可浮性,但对脆硫锑铅矿影响不大^[16]。

表 7 铅锑粗选硫酸用量试验结果

Table 7 Results of lead – antimony mixed rough concentrate on dosage of sulfuric acid

药剂用量/(g·t ⁻¹)			品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
硫酸	ZnSO ₄	CSU61			Pb	Zn	Pb	Zn
300	500	500	磁选精矿	12.97	0.24	0.75	1.36	0.72
			铅锑精矿	7.85	24.53	9.17	84.41	5.35
			铅尾	79.18	0.410	15.96	14.23	93.93
			原矿	100.00	2.281	13.45	100.00	100.00
500	500	500	磁选精矿	12.95	0.23	0.73	1.30	0.70
			铅锑精矿	8.81	23.21	9.28	89.06	6.08
			铅尾	78.24	0.283	16.03	9.64	93.22
			原矿	100.00	2.296	13.45	100.00	100.00
700	500	500	磁选精矿	12.97	0.23	0.75	1.31	0.72
			铅锑精矿	8.90	22.78	9.32	89.08	6.18
			铅尾	78.13	0.280	16.00	9.61	93.10
			原矿	100.00	2.276	13.43	100.00	100.00
900	500	500	磁选精矿	12.96	0.25	0.74	1.42	0.71
			铅锑精矿	9.11	22.53	9.97	89.73	6.76
			铅尾	77.93	0.260	15.96	8.86	92.53
			原矿	100.00	2.288	13.44	100.00	100.00

表 8 铅锑粗选调整剂硫酸锌和 CSU61 用量试验结果

Table 8 Results of lead and stibium mixed rough concentrate on dosage of Zinc sulfate and CSU61

药剂用量/(g·t ⁻¹)			品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
硫酸	ZnSO ₄	CSU61			Pb	Zn	Pb	Zn
500	0	500	磁选精矿	12.93	0.24	0.72	1.36	0.69
			铅粗精矿	8.86	23.00	9.57	89.07	6.31
			铅尾	78.21	0.280	15.98	9.57	93.00
			原矿	100.00	2.288	13.44	100.00	100.00
500	500	500	磁选精矿	12.95	0.23	0.73	1.30	0.70
			铅粗精矿	8.81	23.21	9.28	89.06	6.08
			铅尾	78.24	0.283	16.03	9.64	93.22
			原矿	100.00	2.296	13.45	100.00	100.00
500	800	800	磁选精矿	12.93	0.23	0.71	1.31	0.68
			铅粗精矿	8.76	23.10	9.24	89.14	6.01
			铅尾	78.31	0.277	16.05	9.55	93.31
			原矿	100.00	2.270	13.47	100.00	100.00
500	800	0	磁选精矿	12.94	0.25	0.73	1.43	0.70
			铅粗精矿	8.92	22.56	10.22	89.03	6.78
			铅尾	78.14	0.276	15.91	9.54	92.51
			原矿	100.00	2.260	13.44	100.00	100.00
500	500	800	磁选精矿	12.96	0.23	0.75	1.32	0.72
			铅粗精矿	8.67	23.10	9.00	88.44	5.79
			铅尾	78.37	0.296	16.07	10.24	93.49
			原矿	100.00	2.265	13.47	100.00	100.00

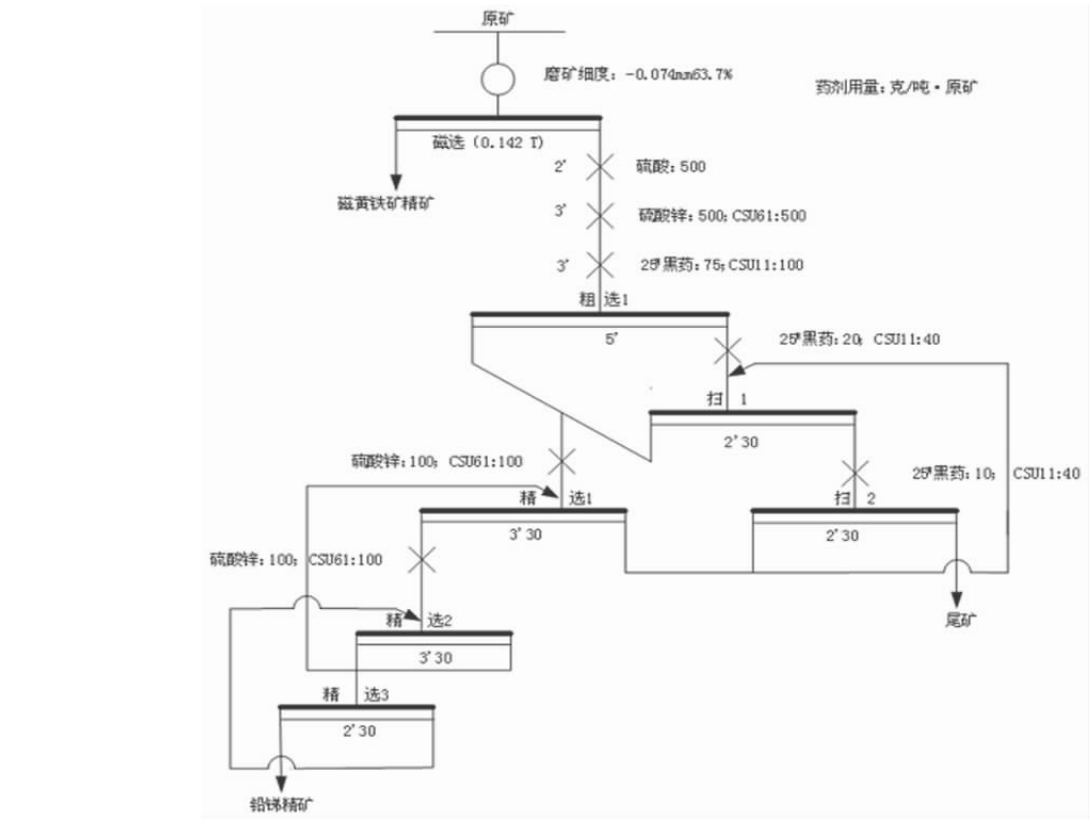


图 5 闭路试验流程
Fig. 5 Flowsheet of closed – circuit tests

3.4 弱磁选—铅锑优先浮选闭路试验

在上述试验的基础上,进行了铅锑浮选系统的闭

路试验,试验流程和药剂条件见图 5,弱磁选—铅锑优先浮选闭路试验的结果见表 9。

表 9 不同捕收剂条件下闭路试验结果

Table 9 Results of closed-circuit test on different collectors

药剂制度	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Pb	Sb	Zn	Pb	Sb	Zn
丁铵黑药 + 苯胺黑药	磁选精矿	12.97	0.26	0.25	0.73	1.40	1.50	0.70
	铅锑精矿	7.99	26.05	23.31	7.01	86.24	86.17	4.13
	铅尾	79.04	0.38	0.34	16.33	12.36	12.33	95.17
	原矿	100.00	2.41	2.16	13.56	100.00	100.00	100.00
丁铵黑药	磁选精矿	12.93	0.25	0.23	0.75	1.33	1.35	0.73
	铅锑精矿	8.23	25.51	22.81	7.32	86.33	85.13	4.56
	铅尾	78.84	0.38	0.38	15.87	12.34	1.47	0.68
	原矿	100	2.43	2.21	13.21	100.00	100.00	100.00
25#黑药 + CSU11	磁选精矿	12.95	0.24	0.23	0.73	1.33	1.48	0.68
	铅锑精矿	7.56	27.61	23.76	5.47	89.09	88.78	2.99
	铅尾	79.49	0.28	0.25	16.76	9.58	9.74	96.33
	原矿	100.00	2.34	2.02	13.83	100.00	100.00	100.00

试验结果表明,通过对精选条件的优化获得了较好的铅锑精矿指标,铅锑精矿中铅品位为 27.61%,锑品位 23.76%,含锌量仅 5.47%,铅、锑回收率分别达到 89.09%、88.78%。与丁铵黑药药剂制度指标相比,铅锑精矿的铅锑品位分别提高了 2.1 和 0.95 个百分点,Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.76 和 3.65 个百分点,锌回收率降低了 1.57 个百分点。与现场丁铵黑药加苯胺黑药的药剂制度指标相比,铅锑精矿铅锑品位分别提高了 1.56 和 0.45 个百分点,Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.85 和 2.61 个百分点,锌回收率降低了 1.14 个百分点。

4 结论

(1) 矿石中主要金属矿物为磁黄铁矿、铁闪锌矿、脆硫锑铅矿、锡石、黄铁矿,其中铅锑矿物主要是以脆硫锑铅矿形式存在,其分布率大于 85%。从物相分析结果可知,该矿样铅和锑的氧化率较高,均大于 10%,这对获得高铅和锑回收率有一定影响。

(2) 当磨矿细度为 -0.074 mm 占 63.66% 时,能够在保证锡石过磨程度不大的情况下,脆硫锑铅矿、铁闪锌矿和锡石的单体解离度均大于 90%,能够充分单体解离。

(3) 弱磁选预先分离磁黄铁矿后,磁选尾矿在弱酸性环境下,以新型硫代磷酸盐捕收剂 CSU11 与 25#黑药组合替代丁铵黑药与苯胺黑药的现场药剂制度浮

选铅锑,以无机抑制剂硫氧化物 CSU61 与硫酸锌组合抑制铁闪锌矿和黄铁矿,通过优先浮选工艺,可以在弱酸性环境下无氰分离铅锑、锌。该工艺具有药剂成本低、操作方便、指标好等特点。

(4) 弱磁选—铅锑优先浮选闭路试验结果表明,在原矿含 Pb 2.27%、Sb 1.98%、Zn 13.43% 情况下,获得了含 Pb 27.61%、Sb 23.76%、Zn 5.47% 的铅锑精矿,铅回收率 89.09%,锑回收率 88.78%。与丁铵黑药药剂制度指标相比,铅锑精矿的铅锑品位分别提高了 2.1 和 0.95 个百分点,Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.76 和 3.65 个百分点,锌回收率降低了 1.57 个百分点。与现场药剂制度指标相比,铅锑精矿铅锑品位分别提高了 1.56 和 0.45 个百分点,Pb 和 Sb 回收率分别提高了 2.85 和 2.61 个百分点,锌回收率降低了 1.14 个百分点。

(5) 锌、硫的回收工艺将另文介绍。

参考文献:

[1] 邹光旭,吴雪兰,郭争争,等. 铅锌矿铅锌浮选的研究进展[J]. 安徽化工,2017,43(3):13-18.

[2] 丁声强. 铅锌硫化矿低碱分离技术研究[D]. 赣州:江西理工大学,2013.

[3] 戴晶平,刘侦德. 铅锌选矿技术[M]. 长沙:中南大学出版社,2010:1-2.

[4] 刘斌,叶茜. 铅锌矿石浮选分离抑制剂研究进展[J]. 有色矿冶,2014,30(4):33-36.

[5] 丁声强,邱廷省,张宝红,等. 某含银多金属硫化矿选矿试验研究

[J]. 有色金属科学与工程,2013,4(1):72-78.

[6] 刘润清,孙伟,胡岳华,等. 巯基类小分子有机抑制剂对复杂硫化矿物浮选行为的抑制机理[J]. 中国有色金属学报,2006(4):746-751.

[7] 周德炎. 单宁类有机抑制剂对长坡选矿厂全浮硫化矿铅锌分离试验研究[J]. 大众科技,2012(1):111-113.

[8] 陈建华,梁梅莲,蓝丽红. 偶氮类有机抑制剂对硫化矿的抑制性能[J]. 中国有色金属学报,2010,20(11):2239-2247.

[9] 吴伯增. 大厂贫锡多金属硫化矿选矿关键技术研究及应用[D]. 长沙:中南大学,2005.

[10] 黎全. 大厂100(105)号锡石多金属矿选矿关键技术研究及应用[D]. 长沙:中南大学,2007.

[11] 吴世发. 大厂贫锡铅锑锌多金属硫化矿浮选新技术研究[D]. 长沙:中南大学,2010.

[12] 朱宾,陆智,蔡振波. 用新型捕收剂回收某铅锑锌锡多金属矿石中的铅锑[J]. 金属矿山,2013(2):81-85.

[13] 胡明振,曾纪术,陈锦全,等. 广西大厂贫锡锡多金属硫化矿石中铅锑的浮选试验[J]. 金属矿山,2016,(1):85-88.

[14] 彭学天. 大厂铅锑精矿降锌试验[J]. 现代矿业,2019,35(7):193-194.

[15] 陈雄. 铅锑锌硫化矿清洁生产技术的基础研究及应用[D]. 长沙:中南大学,2018.

Research on Alkali – free Flotation Separation of Lead and Zinc in a Polymetallic Sulfide Mine

HUANG Linbo¹, GU Guohua¹, CHEN Xiong², HUANG Weiqin¹,WANG Yanhong¹,WU Luandong³

1. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, ChangSha 410000, China;
2. Guangdong Institute of Resources Comprehensive Utilization, GuangZhou 510000, China;
3. Zijin Mining Group Co.,Ltd, Shanghang 364200, China

Abstract: Through the combination of weak magnetic separation and lead – antimony flotation in a lead – antimony – zinc polymetallic sulfide mine in Guangxi, excellent flotation indexes were obtained. To deal with the complex lead – antimony – zinc sulfide ore containing Pb 2.28 % , Sb 1.98 % , Zn 13.43 % , closed – circuit tests indicated that was conducted, lead grade and recovery were 27.61% and 89.09% , respectively,and antimony grade and recovery were 23.76% and 88.78% , respectively, in lead – antimony concentrate with 5.47% zinc. Compared with the flotation indexes with ammonium dibutyl dithiophosphate, the grade of lead(Pb) and antimony(Sb) have increased by 2.10% and 0.95% respectively, while the recovery of Pb and Sb have increased by 2.76% and 3.65% respectively, zinc recovery rate reduced by 1.57% . Compared with the flotation indexes on – site process, the grade of lead(Pb) and antimony(Sb) have increased by 1.56% and 0.45% respectively, while the recovery of Pb and Sb have increased by 2.85% and 2.61% respectively, zinc recovery rate reduced by 1.14% .

Key words: lead – antimony – zinc sulfide minerals; cyanide – free flotation; lead – zinc separation

引用格式:黄林波,顾帼华,陈雄,黄伟秦,王艳红,巫鑫东. 广西某铅锌锑多金属硫化矿无碱度浮选分离工艺研究[J]. 矿产保护与利用, 2021,41(2):99-105.

Huang LB, Gu GH, Chen X, Huang WQ, Wang YH, and Wu LD. Research on alkali – free flotation separation of lead and Zinc in a polymetallic sulfide mine[J]. Conservation and utilization of mineral resources, 2021, 41(2): 99-105.