

某氧硫混合多金属矿铜铅分离研究

聂琪¹, 戈保梁², 陈正云³, 祁磊⁴, 董娟¹

(1. 昆明冶金高等专科学校, 云南 昆明 650038; 2. 昆明理工大学国土资源工程学院, 云南 昆明 650093; 3. 云南文山铝业有限公司, 云南 文山 663000; 4. 鹤庆北衙矿业有限公司, 云南 鹤庆 671000)

摘要: 本论文针对某复杂氧硫混合多金属矿石进行了选矿实验, 原矿含 Cu 3.66%, Pb 1.78%, Au 0.99 g/t, Ag 75.34 g/t, 且铜、铅均以硫化、氧化两种形式存在, 这为铜、铅的回收造成了一定的困难。本研究在磨矿细度 90% -0.074 mm 的条件下, 经一次粗选一次扫选的浮选流程, 分别得到氧化铜铅混合精矿及硫化铜铅混合精矿后, 将所得的混合精矿分别进行处理以实现铜铅分离。硫化铜铅混合精矿采用一粗三精两扫的浮选流程, 以 Z-200 为捕收剂, Na₂SO₃+CMC+ 水玻璃作为组合抑制剂, 得到的铜精矿品位 24.61%, 回收率 68.65%, 铜精矿含铅 4.60%, 金 6.29 g/t, 银 376.29 g/t, 所得铅精矿品位 51.98%, 回收率 42.34%, 其中铅精矿含铜 5.04%, 金 3.1 g/t, 银 106.89 g/t 的浮选指标。将氧化铜铅混合精矿采用氨浸法浸出铜, 在浸出剂浓度 2.5 mol/L, 液固比 2:1 的条件下, 浸出 3 h 后, 铜的浸出率达 53.5%。

关键词: 氧硫混合矿; 铜铅混浮; 铜铅分离; 组合抑制剂; 氨浸

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2021.01.015

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2021) 01-0092-07

复杂多金属矿的选矿的难点在于如何有效地分离有价矿物^[1-2]。针对铜铅混合精矿, 特别是氧硫混合多金属矿石中的铜铅混合精矿的分离, 无论是“抑铜浮铅”还是“抑铅浮铜”, 在大量工业化的应用中, 均具有一定的难度^[3]。因为在“抑铜浮铅”中常用氰化钠作为铜矿物的抑制剂, 氰化物不仅有毒、易挥发, 且铜被抑制后, 很难活化。相比之下, “抑铅浮铜”是比较可行且应用较多的方法, 但是, 对铅矿物抑制效果较好的重铬酸钾同样具有很大的毒性, 对环境不利^[4-5]。因此, 研究出高效无污染的铜铅分离方法, 具有很大的意义。

本论文以云南某地的氧硫混合多金属矿石为研究对象, 针对铜铅混合精矿的分离进行了选矿实验研究, 对硫化铜铅和氧化铜铅矿物分别进行处理, 采用无污染的高效组合抑制剂进行硫化铜铅混合精矿的分离, 氧化铜铅混合精矿的分离采用氨浸法浸出氧化铜, 有效的解决了氧硫混合多金属矿铜铅分离的问题。

1 矿石性质

本研究中所选用的矿样来自云南某多金属矿山, 原矿多元素分析见表 1, 物相分析结果见表 2。

表 1 原矿多元素分析 /%

Table 1 Multi-element analysis results of the raw ore

Cu	Au*	Ag*	Pb	As	Fe	v	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	CaO	MgO	P
3.66	0.99	75.34	1.78	0.3	19.19	0.004	21.4	59.49	2.91	0.35	0.11	0.14	0.15	0.01

* 单位为 g/t。

收稿日期: 2019-12-10; 改回日期: 2020-02-22

基金项目: 2021 年云南省教育厅科学研究基金项目 (2021J0954)

作者简介: 聂琪 (1984-), 女, 硕士, 副教授, 主要从事矿物加工技术研究工作。

通讯作者: 戈保梁 (1996-), 男, gebaoliang126@126.com

表2 原矿铜、铅物相分析

Table2 Copper and lead phase analysis results of the raw ore

物相	自由氧化铜	结合铜	硫化铜	总铜	硫化铅	氧化铅	总铅
含量 /%	0.74	0.19	2.73	3.66	1.406	0.374	1.78
占有率 /%	20.22	5.19	74.59	100.00	78.99	21.01	100.00

由表2知，原矿中有2.73%的铜以硫化铜的形式存在，占总铜的74.59%，这有利于用浮选法回收铜，含有0.74%的自由氧化铜及0.19%的结合铜，与硫化铜相比，自由氧化铜及结合铜的回收更困难；有1.406%的铅以硫化铅的形式存在，其余的0.374%铅为氧化铅。该矿石为氧化、硫化混合矿，为了最大限度的回收铜、铅，对氧化、硫化的铜铅分别进行混浮，混合精矿再进行铜、铅分离的方案是可行的。

2 实验研究

根据工艺矿物学研究，原矿中黄铜矿呈不规则粒状、脉状分布在黄铁矿晶隙或裂隙中，或散状分布在脉石矿物中，包裹黄铁矿，粒径在0.001~0.02 mm之间。方铅矿呈尖角状、多角状或不规则粒状分布在脉石矿物晶隙中，粒径在0.05~0.5 mm之间。为了有效回收铜、铅，进行磨矿细度实验，

确定合适的磨矿细度是必要的。

2.1 磨矿细度实验

采用图1流程进行磨矿细度实验，硫化铜铅粗选时添加的药剂为，CaO 1000 g/t, Na₂SO₃ 2000 g/t, Z-200 250 g/t, 2[#]油 90 g/t; 氧化铜铅粗选时添加的药剂为：KMnO₄ 300 g/t, Na₂S+Na₂SO₃ 1500 g/t, 2[#]油 85 g/t。硫化铜铅及氧化铜铅混合粗选中所添加的药剂均分三次添加，第一次添加60%，后续再添加20%，添加两次。实验结果见表3。

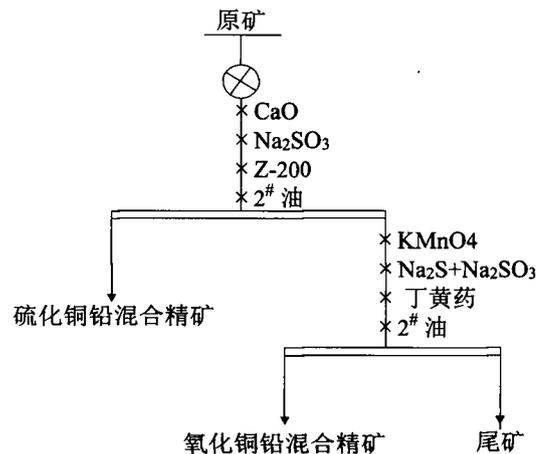


图1 磨矿实验流程

Fig.1 Flowsheet of the grinding fineness test

表3 磨矿细度实验结果

Table 3 Results of the grinding fineness test

-0.074 mm 含量 /%	产品名称	品位 /%				回收率 /%			
		Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
85	硫化铜铅混合精矿	4.71	1.96	1.14	95.76	32.85	28.11	29.40	33.24
	氧化铜铅混合精矿	4.17	1.23	1.03	88.67	17.20	10.43	15.71	18.21
	尾矿	3.08	1.49	0.92	60.14	49.95	61.46	54.89	48.55
	原矿	3.68	1.77	0.97	75.44	100.00	100.00	100.00	100.00
90	硫化铜铅混合精矿	4.92	2.16	1.19	100.33	40.94	36.96	36.61	41.57
	氧化铜铅混合精矿	4.53	1.45	1.08	103.27	23.80	15.66	20.98	27.00
	尾矿	2.56	1.68	0.83	45.96	35.26	47.38	42.41	31.43
	原矿	3.67	1.75	0.96	75.51	100.00	100.00	100.00	100.00
95	硫化铜铅混合精矿	4.97	2.15	1.13	108.57	42.10	37.46	35.40	45.78
	氧化铜铅混合精矿	4.21	1.44	1.1	101.07	21.84	15.36	21.10	26.10
	尾矿	2.36	1.68	0.86	41.35	36.06	47.18	43.50	28.11
	原矿	3.71	1.77	0.98	75.37	100.00	100.00	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

由表3知，在磨矿细度为90% -0.074 mm时，氧化铜铅混合精矿中铜精矿品位仅为1.29%，比85% -0.074 mm时氧化铜铅混合精矿中铜品位低

2.78%，但是硫化铜精矿中铅精矿品位达2.16%，85% -0.074 mm中硫化铜精矿中铅品位仅为1.76%。在90% -0.074 mm的条件下，硫化铜精矿中Cu, Pb,

Au, Ag 的回收率均比 85% -0.074 mm 条件下的高, 因此综合考虑后, 采取 90% -0.074 mm 的磨矿细度。

在图 1 流程中, 对氧化铜铅矿、硫化铜铅矿分别进行了浮选, 针对硫化铜铅的分离, 选用选择性较好的 Z-200 做捕收剂, Na₂SO₃ 与 CMC 做组合抑制剂, 2[#] 油作为起泡剂, 且在图 1 流程中, 分别进行了 Z-200、Na₂SO₃ 与 Na₂S 及 2[#] 油的用量试验。对于氧化铜铅分离, 之前的实验证明采用浮选或者将氧化、硫化铜铅进行混合浮选, 再将混合精矿进行分离的方案是不可行的, 因此采用湿法浸出的方案进行氧化铜铅的分离。

2.2 粗选条件实验

2.2.1 选硫化铜铅混合精矿 Z-200 用量实验

药剂条件为 CaO1000 g/t, Na₂SO₃ 2000 g/t, 2[#] 油 90 g/t, 实验结果见表 4。

表 4 Z-200 用量试验结果
Table 4 Results of Z-200 dosage tests

Z-200 用量/(g·t ⁻¹)	硫化混合精矿品位 /%				硫化混合精矿 回收率/%			
	Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
100	4.98	1.31	1.33	97.41	39.62	21.43	39.12	37.65
200	5.01	1.76	1.33	104.33	43.76	31.61	42.95	44.27
300	4.9	1.65	0.8	98.06	40.95	28.36	24.72	39.81
400	4.85	1.69	0.78	97.03	39.73	28.46	23.62	38.61

* 单位为 g/t。

见表 4 可知, 在 Z-200 的用量为 200 g/t 时, 铜铅混合粗精中, 铜品位 5.01%, 回收率 43.76%, 铅品位 1.76%, 回收率 31.61%, 与其他用量相比, 200 g/t 时所得混合精矿的指标均较为理想, 因此, 确定 Z-200 的用量为 200 g/t。

2.2.2. 选硫化铜铅混合精矿 2[#] 油用量实验

Z-200 用量为 200 g/t, 其他的实验条件与 Z-200 用量实验的相同。实验结果见表 5。

表 5 2[#] 油用量实验结果
Table 5 Results of 2[#] oil dosage tests

Z-200 用量/(g·t ⁻¹)	硫化混合精矿品位 /%				硫化混合精矿 回收率/%			
	Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
60	4.9	1.93	0.93	97.0	39.24	31.78	20.03	37.74
80	5.03	1.98	1.2	99.47	42.11	34.08	37.14	40.38
100	5.44	2.33	1.67	108.6	46.24	40.72	52.48	44.76
120	5.08	2.04	1.33	104.35	42.57	35.15	41.20	42.40

* 单位为 g/t。

由表 5 知, 在 2[#] 油的用量为 100 g/t 时, 混合精矿中铜品位 5.44%, 铅品位 2.33%, 铜、铅的回收率分别为 46.24%, 40.72%, 所得指标比 80 g/t 及 120 g/t 的较好, 且金、银的回收率也相对较高, 因此, 确定 2[#] 油的用量为 100 g/t 为宜。

2.2.3 选氧化铜铅混合精矿抑制剂用量实验

将 Na₂SO₃ 与 Na₂S 按 1:2 的比例进行混合作为组合抑制剂使用, 并添加了一定量的 KMnO₄ 起到脱药及一定的抑制作用。选用的其他药剂及种类如下: 磨矿细度 90% -0.074 mm, 2[#] 油 100 g/t, 丁黄药 120 g/t, KMnO₄ 300 g/t。实验结果见表 6。

表 6 抑制剂用量实验结果
Table 6 Results of inhibitor dosage tests

Z-200 用量 /(g·t ⁻¹)	硫化混合精矿品位 /%				硫化混合精矿 回收率/%			
	Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
1000	4.30	1.57	0.90	91.78	20.11	15.10	15.56	20.86
1500	4.90	2.04	0.95	93.20	23.48	18.13	16.83	21.70
2000	5.17	2.11	1.10	109.80	25.42	21.37	20.03	26.28
2500	4.98	1.90	0.98	101.67	24.34	19.10	24.14	24.14

* 单位为 g/t。

由表 6 知, 在组合抑制剂的用量为 2000 g/t 时, 氧化铜铅混合精矿中铜、铅的回收率分别为 25.42%, 21.37%, 而金、银的回收率也比其他用量下得到的高, 因此, 组合抑制剂用量确定为 2000 g/t。

2.3 硫化铜铅混合精矿分离

硫化铜铅混合精矿分离时, 选用了经一次粗

选、三次精选、两次扫选的抑铅浮铜流程。在混合精矿浮选之前, 添加了30 g 活性炭搅拌20 min 进行了脱药。浮选时, 采用Z-200作为捕收剂, CMC、NaSO₃与水玻璃按3:6:2的比例混合后, 作为抑制剂使用。以2[#]油为起泡剂, 并根据经验, 2[#]油的用量选用25 g/t。

2.3.1 Z-200 用量实验

在铜铅分离时, 考虑到Z-200对铜矿物具有良好的选择性^[6-7], 且捕收能力较好, 因此仍然以Z-200做为铜矿物捕收剂, 粗选时添加的抑制剂量为600 g/t, 2[#]油为25 g/t。实验结果见表7。

表7 捕收剂用量实验结果
Table 7 Results of collector dosage tests

Z-200 用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	品位/%				回收率/%			
		Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
10	铜精矿	20.15	4.18	5.57	330.40	58.36	24.91	59.65	47.62
	铅精矿	13.46	33.15	2.88	103	8.09	40.97	6.4	3.08
20	铜精矿	22.34	4.25	6.05	358.47	59.82	23.43	59.98	47.77
	铅精矿	11.97	36.28	2.96	104.52	6.77	42.19	6.19	2.94
30	铜精矿	23.78	4.21	6.34	376.22	61.85	22.53	60.93	48.72
	铅精矿	10.71	39.75	3.01	103.57	5.80	44.22	6.02	2.79
40	铜精矿	23.88	4.06	6.27	369.60	61.98	21.68	60.16	47.75
	铅精矿	8.40	39.95	2.97	104.58	4.52	44.21	5.91	2.80

* 单位为 g/t。

由表7可知, 在捕收剂Z-200的用量由10 g/t 增加到40 g/t时, 铜精矿品位及铅精矿品位都在增加, 在药剂用量为30 g/t时, 铜精矿品位为23.78%, 回收率61.85%, 铅精矿的品位为39.75%, 回收率

44.22%, 相比之下, 40 g/t时, 铜精矿及铅精矿的品位及回收率增加的幅度不明显, 因此, 确定Z-200的用量为30 g/t。

2.3.2 抑制剂用量实验

表8 抑制剂用量实验结果
Table 8 Results of inhibitor dosage tests

Z-200 用量/(g·t ⁻¹)	名称	品位/%				回收率/%			
		Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
400	铜精矿	23.98	5.02	6.39	380.64	63.88	27.47	62.92	50.47
	铅精矿	11.16	41.86	3.02	104.76	5.24	40.45	5.25	20.45
600	铜精矿	24.01	4.80	6.26	373.95	65.40	26.94	63.06	50.70
	铅精矿	8.77	46.79	3.02	105.99	3.74	41.01	4.76	2.25
800	铜精矿	24.29	4.56	6.24	370.37	67.43	26.01	63.99	51.17
	铅精矿	5.13	51.11	3.02	106.01	2.07	42.21	4.48	2.11
1000	铜精矿	24.29	4.80	6.24	370.21	67.49	27.43	64.13	51.20
	铅精矿	5.16	51.12	3.02	106.01	2.00	40.78	4.33	2.04

* 单位为 g/t。

在铜铅分离中, 仍然使用组合抑制剂, 由表8可知, 在抑制剂用量为400 g/t时, 铜精矿的品位为23.98%, 铜精矿中铅品位为5.02%, 铅精矿品位为41.86%, 铅精矿中铜品位为11.16%, 而当抑制剂的用量增加到800 g/t时, 铜精矿品位增加了0.31%, 铜精矿中铅品位降低了0.46%, 铜精矿品位虽然增加不多, 但是铅精矿品位增加了9.25%, 铅精矿中铜品位仅5.13%。而

当抑制剂用量再增加时, 精矿指标没有明显的提高, 因此, 抑制剂的用量确定为800 g/t。显然, Na₂SO₃+CMC+水玻璃的组合抑制性能比采用重铬酸钾法抑制铅的效果好, 且对环境有利^[8-9]。

2.3.3 闭路实验结果

对于硫化铜铅混合精矿的分离进行了条件实验后, 进行了闭路实验, 流程见图2, 结果见表9。

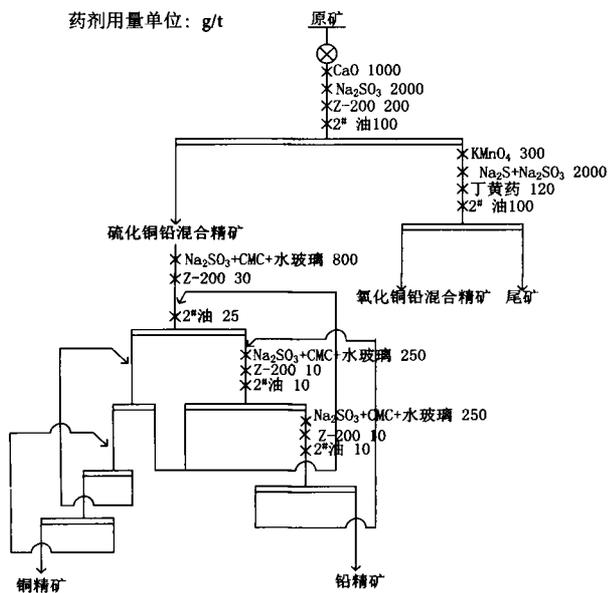


图 2 硫化铜铅混合精矿分离闭路实验结果

Fig. 2 Close-circuit test results of separation of sulphide copper and lead bulk concentrate

表 9 硫化铜铅混合精矿分离闭路实验结果

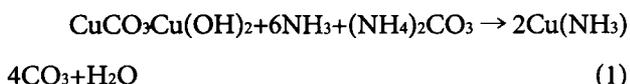
Table 9 Close-circuit test results of separation of the copper-lead sulfide bulk concentrate

产品	品位 / %				回收率 / %			
	Cu	Pb	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag
铜精矿	24.61	4.60	6.29	376.19	68.65	26.38	64.86	52.23
铅精矿	5.04	51.98	3.1	106.89	2.00	42.34	4.54	2.10
氧化混合精矿	5.17	2.11	1.2	109.88	23.87	20.05	20.50	25.27
尾矿	0.28	0.27	0.14	21.00	5.48	11.23	10.10	20.40
原矿	3.59	1.74	0.97	73.49	100.00	100.00	100.00	100.00

* 单位为 g/t。

2.4 氧化铜铅分离

氨法浸出氧化铜具有工艺流程短、投资少，后续处理工艺简单、对含硅、氟、铁及碳酸盐等杂质的氧化铜矿浸出效果明显^[10-11]，而本研究中的原矿中就含有大量的铁，因此选用氨法浸出氧化铜是合理的。选用的浸出剂为 $\text{NH}_4\text{-NH}_4\text{CO}_4$ ，因为，在该体系中，孔雀石及硅孔雀石可以很好的被溶解，并形成络合物 $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4\text{CO}_3$ ，反应的过程如下^[12]：



2.4.1 浸出剂浓度对浸出率的影响

考察不同浸出剂浓度对浸出率的影响。浸出条件：常温常压下，转速 200 r/min，液固比 2:1，浸出 3 h。浸出剂浓度对浸出率的影响见图 3。

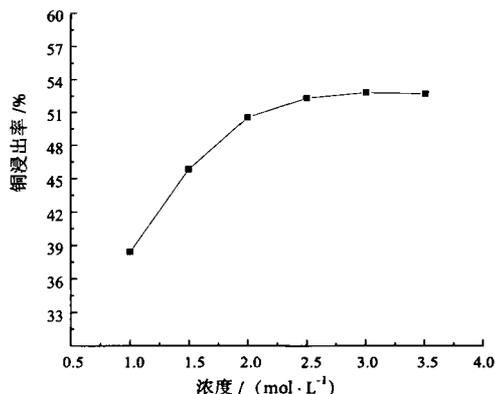


图 3 浸出剂浓度对浸出率的影响

Fig. 3 Effect of leaching agent concentration on leaching rate

浸出剂浓度在 2.5 mol/L 左右时，浸出率达 52.3%，在 2.5 mol/L 以后，随着浸出剂浓度的增加，浸出率虽然有略微的增加，但是变化缓慢，因此，浸出剂的浓度为 2.5 mol/L 为宜。

2.4.2 液固比对浸出率的影响

考察不同液固比对浸出率的影响，实验条件：常温常压下，转速 200 r/min，浸出剂浓度 2.5 mol/L，浸出时间 3 h。液固比对浸出率的影响见图 4。

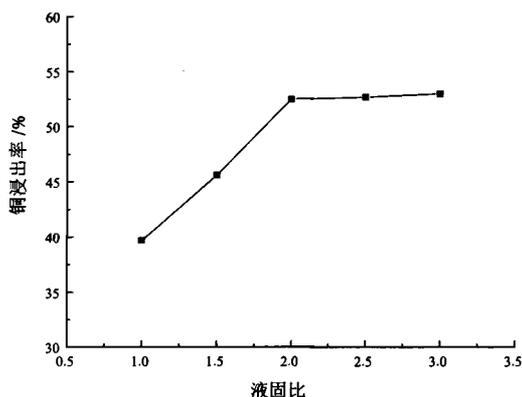


图 4 液固比对铜浸出率的影响

Fig. 4 Effect of liquid-solid ratio on copper leaching rate

液固比在 2:1 时，浸出率达 52.5%，铜浸出率随着液固比的增加而略有增加。但液固比过大

直接增加药剂耗量, 同时会加重固液分离作业负担。综合考虑选定液固比为 2:1。

2.4.3 浸出时间对浸出率的影响

考察不同浸出时间对浸出率的影响, 浸出条件: 转速 200 r/min, 液固比 2:1, 浸出剂浓度 2.5 mol/L。浸出时间对浸出率的影响见图 5。

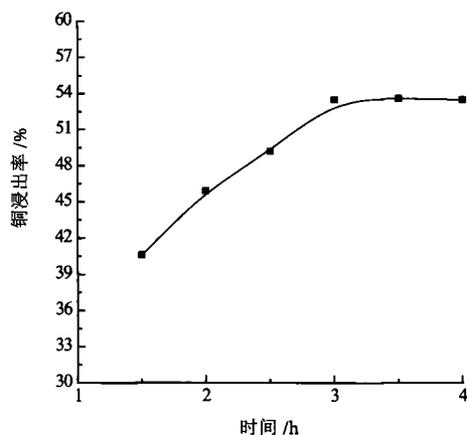


图 5 浸出时间对铜浸出率的影响

Fig. 5 Effect of leaching time on copper leaching rate

随着浸出时间的延长, 浸出率不断增加, 在浸出 3 h 后, 浸出率增加缓慢, 且随着时间的延长, 浸出率不再增加, 因此, 浸出时间确定为 3 h。

3 结 论

(1) 经工艺矿物学研究发现, 该矿石为氧硫混合多金属矿, 除铜、铅之外, 原矿中伴生有一定的金、银, 可以综合回收。

(2) 该氧硫混合多金属矿选矿试验研究结果表明, 将硫化铜铅和氧化铜铅分别进行处理的方案是可行的。对于硫化铜铅混合精矿, 采用一次粗选三次精选两次扫选的流程进行铜铅分离, 得到的铜精矿中铜品位 24.61%, 金品位 6.29 g/t, 银品位 376.19 g/t, 铜精矿含铅仅为 4.60%, 铜的回收率达 69.65%。铅精矿中铅品位 51.98%, 金品位 3.1 g/t, 银品位 106.89 g/t, 铅精矿含铜仅为 5.04%, 铅的回收率达 42.34%。对于硫化铜铅混合精矿的分离, 指标理想, 且对伴生的金、银进行了综合回收。

(3) 硫化铜铅混合精矿的分离, 采用了 CMC、 Na_2SO_3 与水玻璃按 3:6:2 的比例混合后, 作为组合抑制剂使用, 比起采用重铬酸钾法抑制铅, 该组合抑制剂的效果较好且无污染。

(4) 在氧化铜铅混合精矿的分离过程中, 采用 $\text{NH}_4\text{-NH}_4\text{CO}_4$ 作为浸出剂来氧化铜, 在较佳浸出条件下, 铜的浸出率达到了 53.5%。

(5) 原矿中含有 21.4% 的硫, 具有回收价值, 后续研究可将选过的氧化铜铅混合精矿后的尾矿进行脱硫作业, 此外, 电解氨浸后的浸渣以回收铅。

参考文献:

- [1] 李成秀, 文书明. 多金属硫化矿浮选研究的新进展 [J]. 国外金属矿选矿, 2004 (1):6-10+5.
- LI C X, WEN S M. New progress in flotation of polymetallic sulphide ores [J]. Foreign Metal Ore Dressing, 2004 (1):6-10+5.
- [2] 田松鹤, 罗新民, 刘忠荣. 高效捕收剂 Y-89 对某金矿浮选工艺研究 [J]. 有色金属 (选矿部分), 2003 (6):24-26.
- TIAN S H, LUO X M, LIU Z R. Study on flotation technology of a gold mine with high efficiency collector Y-89 [J]. Nonferrous metals (Ore dressing part), 2003 (6):24-26.
- [3] 张磊, 戴惠新, 杜五星. 铜锌硫化矿分离工艺现状 [J]. 矿产综合利用, 2019 (1):1-6.
- ZHANG L, DAI H X, DU W X. Research progress of copper-zinc sulfide ore separation technology [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019 (1):1-6.
- [4] 魏明安, 孙传尧. 硫化铜、铅矿物浮选分离研究现状及发展趋势 [J]. 矿冶, 2008 (2):10-20+37.
- WRI M A, SUN C Y. Research status and development Trend of flotation separation of copper sulfide and lead ores [J]. Mining and Metallurgy, 2008 (2): 10-20 + 37.
- [5] 叶峰宏, 刘全军, 邓荣东, 等. 铜铅混合精矿的分离试验研究 [J]. 矿冶, 2012, 21 (4):46-49.
- YE F H, LIU Q J, DENG R D, et al. Experimental study on separation of copper-lead mixed concentrate [J]. Mining and Metallurgy, 2012, 21 (4):46-49.
- [6] 曾懋华, 姚亚萍, 奚长生, 等. 某难选铜铅混合精矿的分离试验研究 [J]. 金属矿山, 2006 (4):19-22.
- ZENG M H, YAO Y P, XI C S, et al. Separation test of a refractory copper-lead mixed concentrate [J]. Metal Mines, 2006 (4): 19-22.

- [7] 贾仰武. 云南某铜铅锌硫化矿铜铅分离浮选试验研究 [J]. 矿冶工程, 2009 (4):52-54.
- JIA Y W. Experimental study on the separation and flotation of copper and lead from a copper, lead and zinc sulfide mine in Yunnan province [J]. *Mining and Metallurgy Engineering*, 2009 (4):52-54.
- [8] 姜亚雄, 谢海云, 刘畅, 等. 铜铅硫化混合精矿浮选分离研究现状 [J]. 矿冶, 2012,2 (2):37-41; 46.
- JIANG Y X, XIE H Y, LIU C, et al. Research status of flotation separation of copper and lead sulfide mixed concentrate [J]. 2012,2 (2) : 37-41. 46.
- [9] 米丽萍, 孙春宝, 李青, 等. 用组合抑制剂实现铜铅高效分离的试验研究 [J]. 金属矿山, 2009 (8):53-56.
- MI L P, SUN C B, LI Q, et al. Experimental study on high efficiency separation of copper and lead by combined inhibitor [J]. *Metal Mines*, 2009 (8) : 53-56.
- [10] 刘志雄. 氨性溶液中含铜矿物浸出动力学及氧化铜 / 锌矿浸出工艺研究 [D]. 长沙, 中南大学, 2012.
- LIU Z X. Kinetics of copper - bearing leaching in ammonia solution and leaching process of copper oxide/zinc [D]. Changsha: Central South University, 2012.
- [11] 纪翠翠. 高碱性氧化铜矿石的氨浸 - 萃取试验研究 [D]. 昆明: 昆明理工大学, 2009.
- JI C C. Experimental study on ammonia leaching and extraction of highly alkaline copper oxide ores [D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2009.
- [12] 方建军, 李艺芬, 鲁相林, 等. 低品位氧化铜矿石常温常压氨浸工艺影响因素研究与工业应用结果 [J]. 矿冶工程, 2008,28 (3):81-83.
- FANG J J, LI Y F, LU X L, et al. Study on influencing factors of ammonia leaching process of low-grade copper oxide ores at room temperature and pressure and results of industrial application [J]. *Mining and Metallurgy Engineering*, 2008,28 (3): 81-83.

Research on Separation of Copper and Lead of an Oxygen-sulfur Polymetallic Ore

Nie Qi¹, Ge baoliang², Chen Zhengyun³, Qi lei¹, Dong Juan¹

(1. Kunming Metallurgy College, Kunming, Yunnan, China, 2. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China; 3. Yunnan Aluminium Co., Ltd., Wenshan, Yunnan, China; 4. Heqing Beiya Mining Co., Ltd., Heqing, Yunnan, China)

Abstract: The beneficiation test was carried on a complex oxygen-sulfur bulk polymetallic ore. The raw ore contained Cu 3.66%, Pb 1.78%, Au 0.99 g/t and Ag 75.34 g/t and both copper and lead exist in the form of sulfide and oxide, which makes it difficult to recover. On the condition of the grinding fineness of -200 mesh 90%, through the flotation process of one roughing one scavenging, the mixed concentrate of Cu-Pb oxide and Cu-Pb sulfide were obtained respectively, which are treated to realize the separation of copper and lead. When the process of one roughing three roughing two scavenging was adopted for the copper lead sulfide mixed concentrate, the collector was Z-200, and Na₂SO₃+CMC+Na₂SiO₃ was utilized as combinatorial depressants, the obtained copper concentrate contains 24.61% copper with recovery 68.65% and it contains only 4.60% lead, 6.29 g/t gold and 376.29 g/t silver. Meanwhile, the obtained lead concentrate contains 51.98% lead with recovery 42.34%, and it contains 5.04% copper, 3.1 g/t gold and 106.89 g/t silver. However, when the copper-lead oxide mixed concentrate was treated by ammonia leaching, the leaching agent concentration is 2.5mol/L, the ratio of liquid to solid is 2:1 and leaching time is 3h. Eventually, the copper leaching rate reached 53.5%.

Keywords: Sulphide-oxidized ore; Copper-lead bulk flotation; Copper and lead separation; combinatorial depressants; Ammonia leaching