

西藏某次生铜矿铜铅分离试验研究

孙文祥

(中色国矿帕鲁特有限责任公司)

摘要:西藏某次生铜矿为铜铅混合矿石,铜矿物主要以辉铜矿形式存在,铅矿物以方铅矿形式存在。通过探索试验可知,该矿石所得精矿中铜、铅 2 种元素分离困难,故最终确定采用优先选铜再选铅的浮选流程,采用抑制剂 YS02 和 YS04 可实现对方铅矿的有效抑制,高选择性捕收剂 BS09 可获得铅品位合格的铜精矿。在磨矿细度 -0.074 mm 占比 65 %,选铜作业流程为一次粗选三次扫选,选铅作业流程为一次粗选三次扫选三次精选条件下获得铜品位 24.63 %、铜回收率 81.05 % 的铜精矿,铅品位 45.59 %、铅回收率 81.32 % 的铅精矿,试验指标较为理想。

关键词:辉铜矿;方铅矿;优先浮选;铜铅分离;工业优化试验

中图分类号:TD952

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)08-0075-06

doi:10.11792/hj20240812

引言

复杂多金属硫化矿常含有铜、铅、锌等多种有价金属,这些硫化矿一般嵌布粒度较细,且部分矿物可浮性相近,采用常规选矿方法难以获得合格精矿^[1]。虽然中国有色金属矿产资源种类较为齐全,但大部分资源具有贫、细、杂的特点,综合利用程度低^[2],而铜、铅又是其中重要战略性金属元素。因此,实现铜铅有效分离是大势所趋。目前,铜铅分离的传统方法如氰化法和重铬酸盐法由于对环境污染较大而逐渐被淘汰^[3-4],且所得混合精矿富含大量药剂,在铜铅分离作业前需要进行脱药,否则浮选分离很难进行^[5]。试验样品取自西藏某矿山,初期该矿山铜矿与铅矿可以实现分别采矿、分别入选。但是,随着矿脉厚度变薄,铜矿和铅矿无法进行分采,只能以铜铅混合矿石形式采出,选矿厂按照原有选矿工艺处理该矿石,所得精矿铜铅互含严重,不利于产品销售,因此,对该铜铅混合矿石进行浮选试验研究。

1 矿石性质

1.1 化学成分分析

铜铅混合矿石化学成分分析结果见表 1。

由表 1 可知:该矿石含铜 0.52 %、含铅 1.18 %、含硫 1.38 %、含银 28.68 g/t、含碳 5.01 %,有价金属元素为铜和铅,其他元素不具备综合回收价值。脉石矿物主要为石英。

1.2 物相分析

铜物相分析结果见表 2,铅物相分析结果见表 3。

表 1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of ore chemical composition

成分	Cu	Pb	Zn	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S	C
w/%	0.52	1.18	0.21	0.04	28.68	1.38	5.01
成分	TFe	Na ₂ O	K ₂ O	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
w/%	0.65	0.21	3.80	3.22	1.09	5.34	77.29

注:1) $w(\text{Au})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$; 2) $w(\text{Ag})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ 。

表 2 铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase

相别	$w(\text{Cu})/\%$	分布率/%
次生硫化铜	0.49	97.02
原生硫化铜	0.01	1.79
硫酸铜	0.001	0.20
氧化铜	0.01	0.99
总铜	0.511	100.00

表 3 铅物相分析结果

Table 3 Analysis results of lead phase

相别	$w(\text{Pb})/\%$	分布率/%
铅钒	0.05	4.39
方铅矿	1.04	91.23
白铅矿	0.02	1.75
铅铁矾	0.03	2.63
总铅	1.14	100.00

由表 2、表 3 可知:该矿石中铜主要以次生硫化铜形式存在,占 97.02 %,并且该次生硫化铜主要矿物为辉铜矿,其可浮性好,极易上浮;铅矿物主要以方铅矿形式存在,占 91.23 %。

2 条件试验

铜铅混合矿石中所含矿物种类繁多,嵌布粒度较细,嵌布关系复杂,在浮选分离过程中互含严重,较难分离^[6]。平时多采用浮选法进行选别,如优先浮选、混合浮选—铜铅分离浮选。其中,优先浮选又可以分为优先选铜再选铅和优先选铅再选铜 2 种;混合浮选—铜铅分离浮选也可分为混合精矿抑铅浮铜和混合精矿抑铜浮铅 2 种。通过探索试验发现,对该矿石直接抑铅浮铜,铜精矿中铜回收率较高且铅品位较低,浮选分离效果较好,故后续试验对优先选铜再选铅工艺进行详细研究。

2.1 磨矿细度

为使矿石中矿物充分解离,并将矿石磨到适于浮选的粒度^[7],浮选作业前需要进行磨矿作业^[7-8]。根据现场实际情况,铜矿物和铅矿物以铜铅混合矿石形式采出,磨矿可实现有用矿物和脉石矿物单体解离。采用混合浮选流程进行一次粗选试验,考察磨矿细度对铜铅回收效果的影响,磨矿细度 - 0.074 mm 占比分别为 60 %、65 %、70 %,CaO 用量 600 g/t,捕收剂丁基黄药 + 丁铵黑药用量 40 g/t + 20 g/t,起泡剂 2 号油用量 20 g/t。试验流程见图 1,试验结果见表 4。

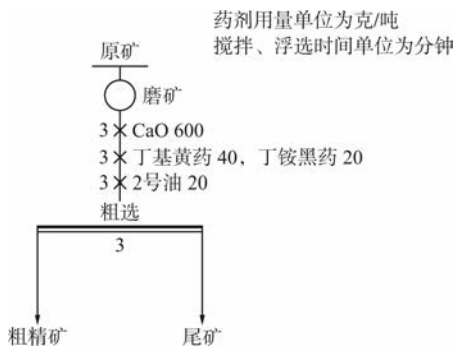


图 1 磨矿细度试验流程
Fig. 1 Flow of grinding fineness test

表 4 磨矿细度试验结果

w(磨矿细度 - 0.074 mm)		产物	产率	品位		回收率	
				Cu	Pb	Cu	Pb
60		粗精矿	5.24	8.29	19.52	83.69	92.40
65		粗精矿	5.02	8.39	20.39	83.13	91.51
70		粗精矿	5.06	8.29	20.29	81.85	90.86

由表 4 可知:在磨矿细度 - 0.074 mm 占比 60 % ~ 70 %,粗精矿中铜、铅回收率均较高,说明磨矿细度对浮选指标影响较小。结合现场生产实践,试验确定磨矿细度为 - 0.074 mm 占比 65 %。

2.2 捕收剂种类

由于硫化铜矿和方铅矿表面性质相近,使得二者可浮性相近,因此进行铜铅分离难度较大^[9]。优先选铜工艺中,选择对铜选择性好、对铅选择性差的捕收剂尤为重要,所以试验首先进行优先选铜捕收剂种类试验。粗选条件为:磨矿细度 - 0.074 mm 占比 65 %,抑制剂 YS02 + YS04 + Na₂S 用量 4 000 g/t + 1 000 g/t + 300 g/t,起泡剂 2 号油用量 10 g/t,捕收剂用量 10 g/t。采用一次粗选一次精选流程进行捕收剂种类试验。试验流程见图 2,试验结果见表 5。

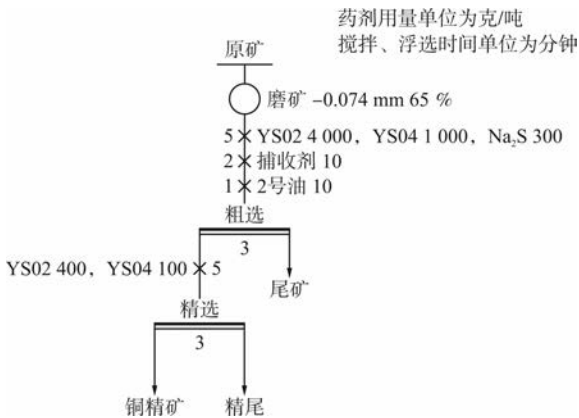


图 2 捕收剂种类试验流程
Fig. 2 Flow of collector type test

表 5 捕收剂种类试验结果

捕收剂种类		产物	产率	品位		回收率	
				Cu	Pb	Cu	Pb
Z - 200		铜精矿	0.38	24.55	16.88	17.39	5.68
BK - 301		铜精矿	1.48	27.40	27.23	76.59	35.80
乙基黄药		铜精矿	0.78	29.48	24.93	44.58	17.35
BS09		铜精矿	1.29	36.98	8.87	65.84	5.46

由表 5 可知:BS09 作捕收剂,铜精矿中铜品位达到 36.98 %、铜回收率 65.84 %,铅品位 8.87 %、铅回收率 5.46 %,说明 BS09 对铜选择性较好,对铅选择性较差,所以试验确定捕收剂为 BS09。

2.3 抑制剂用量

2.3.1 Na₂S 用量

抑制剂的主要作用是营造有利于浮选药剂作用的环境、改善矿物表面状况和矿浆离子组成,通过调整 pH 使得目的矿物达到所需电位,实现离子的吸附,从而达到浮选分离的目的^[10]。Na₂S 是铜铅混合矿石分离浮选中常用的抑制剂。粗选条件为:磨矿细度 - 0.074 mm 占比 65 %,起泡剂 2 号油用量 10 g/t,抑制剂 YS02 + YS04 用量 4 000 g/t + 1 000 g/t,捕收剂 BS09 用量 10 g/t。采用一次粗选一次扫选两次精选流程进行 Na₂S 用量试验。试验流程见图 3,试验结

果见表 6。

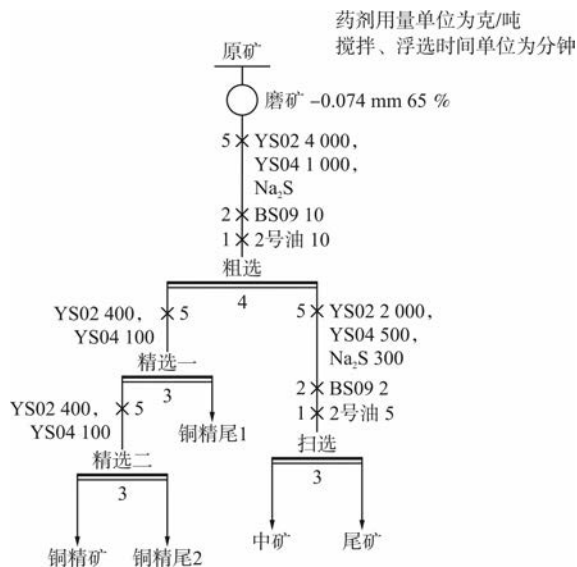


图3 Na_2S 用量试验流程

Fig. 3 Flow of Na₂S dosage test

表 6 Na_2S 用量试验结果

Table 6 Test results of Na₂S dosage %

Na ₂ S 用量/ (g · t ⁻¹)	产物	产率	品位		回收率	
			Cu	Pb	Cu	Pb
0	铜精矿	0.66	49.47	12.58	63.97	7.35
	中矿	2.88	1.70	5.49	9.60	14.01
	尾矿	95.58	0.08	0.87	14.99	73.69
150	铜精矿	0.56	44.55	20.45	48.03	10.25
	中矿	1.50	4.25	12.49	12.36	16.87
	尾矿	96.60	0.08	0.54	14.98	46.98
600	铜精矿	0.46	52.74	3.97	48.48	1.64
	中矿	2.23	3.84	22.18	17.00	44.20
	尾矿	95.99	0.09	0.21	17.15	18.01
900	铜精矿	0.33	46.68	10.38	29.86	3.04
	中矿	2.33	5.77	22.13	26.05	45.67
	尾矿	96.03	0.13	0.28	24.19	23.82

由表 6 可知:随着 Na_2S 用量的提高,中矿和尾矿总铜回收率逐渐增大,尾矿中铅回收率逐渐降低。由此可见,加入 Na_2S 不利于铜矿物的上浮,反而有利于铅矿物的上浮。试验确定不再添加 Na_2S 。

2.3.2 YS02 + YS04 用量

粗选条件为:磨矿细度 -0.074 mm 占比 65% , 捕收剂 BS09 用量 10 g/t , 起泡剂 2 号油用量 10 g/t 。采用一次粗选一次扫选流程进行 YS02 + YS04 用量试验。试验流程见图 4, 试验结果见表 7。

由表 7 可知:YS02 + YS04 用量由 4 000 g/t + 1 000 g/t 提高至 6 000 g/t + 1 500 g/t,铜精矿铜回收率由 57.92 % 降至 50.85 %。由此可见,YS02 +

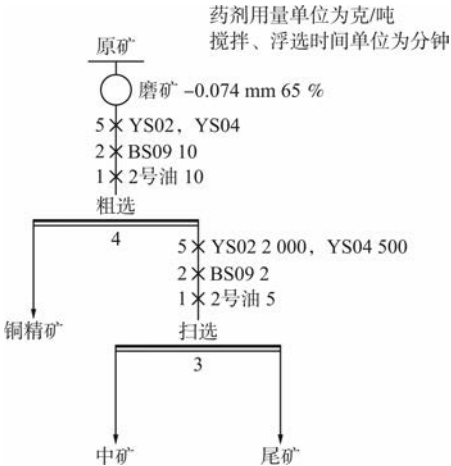


图 4 YS02 + YS04 用量试验流程

Fig.4 Flow of YS02 + YS04 dosage test

表 7 YS02 + YS04 用量试验结果

Table 7 Test results of YS02 + YS04 dosage %

YS02 + YS04 用量/(g · t ⁻¹)	产物	产率	品位		回收率	
			Cu	Pb	Cu	Pb
2 000 + 500	铜精矿	1.23	23.19	12.62	55.35	13.70
4 000 + 1 000	铜精矿	1.28	25.00	8.67	57.92	10.10
6 000 + 1 500	铜精矿	1.45	18.07	11.44	50.85	14.89

YS04 用量过大将对铜的上浮产生不利影响。试验确定 YS02 + YS04 用量为 4 000 g/t + 1 000 g/t。

2.4 H₂SO₄ 用量

粗选条件为:磨矿细度-0.074 mm 占比 65 %,捕收剂 BS09 用量 10 g/t,起泡剂 2 号油用量 10 g/t,抑制剂 YS02 + YS04 用量 4 000 g/t + 1 000 g/t。采用一次粗选一次扫选流程进行 H_2SO_4 用量试验。试验流程见图 4,试验结果见表 8。

表 8 H_2SO_4 用量试验结果

Table 8 Test results of H₂SO₄ dosage %

硫酸用量/ (g · t ⁻¹)	产物	产率	品位		回收率	
			Cu	Pb	Cu	Pb
0	铜精矿	1.29	25.00	8.67	60.31	10.00
400	铜精矿	1.23	22.45	10.12	54.91	11.00
800	铜精矿	1.49	20.24	9.92	57.22	13.16

由表 8 可知: H_2SO_4 用量由 0 增加至 800 g/t, 铜精矿中铅品位分别为 8.67 %、10.12 %、9.92 %, 铅回收率分别为 10.00 %、11.00 %、13.16 %, 铜精矿中铅品位虽有变化, 但变化幅度不大。试验确定不添加 H_2SO_4 。

2.5 捕收剂用量

粗选条件为:磨矿细度 -0.074 mm 占比 65 % ,
起泡剂 2 号油用量 30 g/t,抑制剂 YS02 + YS04 用量

4 000 g/t + 1 000 g/t。采用一次粗选两次扫选流程进行捕收剂 BS09 用量试验。试验流程见图 5,试验结果见表 9。

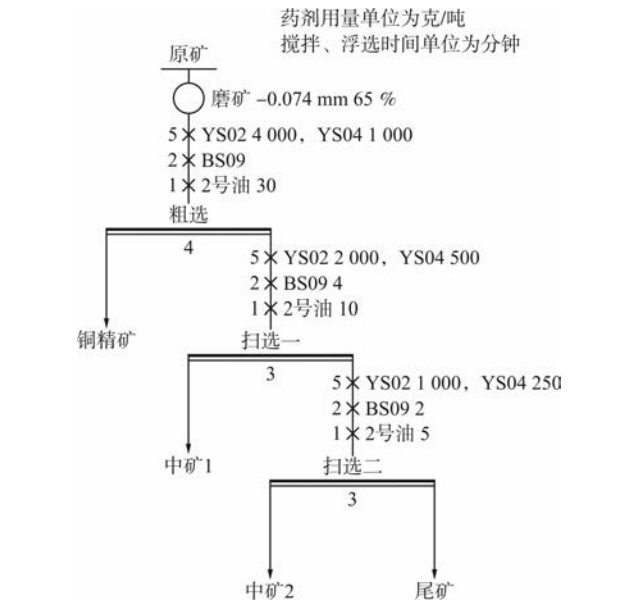


图 5 捕收剂用量试验流程

Fig. 5 Flow of collector dosage test

表 9 捕收剂用量试验结果

Table 9 Test results of collector dosage %

捕收剂用量/ (g · t ⁻¹)	产物	产率	品位		回收率	
			Cu	Pb	Cu	Pb
10	铜精矿	1.29	26.43	4.69	67.53	5.41
20	铜精矿	1.53	23.79	10.06	70.73	13.38
30	铜精矿	2.68	16.01	10.95	79.44	25.83

由表 9 可知:随着捕收剂 BS09 用量增加,铜精矿产率逐渐增加,铜精矿中铅品位和铅回收率均有明显增加。由此可见,BS09 用量增加有利于铜精矿中铜回收率的提高,但会导致较多铅上浮。在 BS09 用量为 10 g/t 条件下,铜精矿铜品位 26.43 %、铅品位 4.69 %、铜回收率 67.53 %,粗选未上浮的铜可在扫选作业采用少量多次添加捕收剂的方式进一步回收,故试验确定 BS09 用量为 10 g/t。

3 综合条件试验

3.1 开路试验

根据条件试验结果,采用磨矿细度 - 0.074 mm 占比 65 % 进行开路试验,优先选铜作业采用一次粗选三次扫选流程,浮铜尾矿选铅作业采用一次粗选三次扫选三次精选流程。试验流程见图 6,试验结果见表 10。

由表 10 可知:磨矿细度 - 0.074 mm 占比 65 % 条件下,一次铜粗选即可获得铜品位 26.92 %、铅

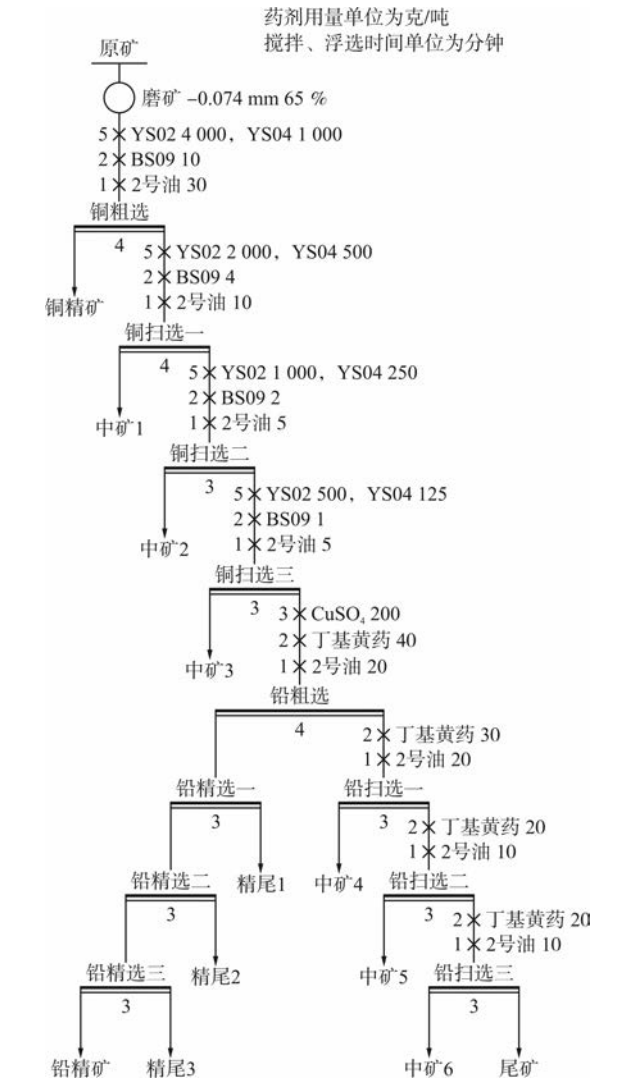


图 6 开路试验流程

Fig. 6 Flow of open-circuit test

表 10 开路试验结果

Table 10 Results of open-circuit test %

产物	产率	品位		回收率	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铜精矿	1.50	26.92	1.74	75.14	2.28
中矿 1	1.26	3.04	7.62	7.16	8.45
中矿 2	1.07	1.02	13.58	2.05	12.83
中矿 3	0.82	0.71	15.26	1.08	10.95
铅精矿	0.97	0.65	56.10	1.17	47.65
精尾 3	0.08	1.51	20.15	0.23	1.44
精尾 2	0.26	1.16	9.43	0.56	2.15
精尾 1	0.90	0.35	3.16	0.59	2.50
中矿 4	1.26	0.41	2.06	0.96	2.28
中矿 5	0.66	0.35	1.35	0.43	0.78
中矿 6	0.98	0.28	0.90	0.53	0.77
尾矿	90.24	0.06	0.10	10.10	7.92
原矿	100.00	0.54	1.14	100.00	100.00

品位 1.74 % 铜、回收率 75.14 % 的铜精矿；选铅作业经过一次粗选三次扫选三次精选作业，最终获得铅品位 56.10 %、铜品位 0.65 %、铅回收率 47.65 % 的铅精矿；尾矿铜品位 0.06 %、铅品位 0.10 %，铜、铅流失率分别为 10.10 %、7.92 %。铅精矿中铅回收率较低，主要是铜扫选作业部分铅流失于中矿中，在闭路试验中需在铜扫选作业中减少捕收剂用量或加强对铅矿物的抑制。

3.2 闭路试验

采用磨矿细度 -0.074 mm 占比 65 % 进行闭路试验，优先选铜作业采用一次粗选三次扫选流程，浮铜尾矿选铅作业采用一次粗选三次扫选三次精选流程。试验流程见图 7，试验结果见表 11。

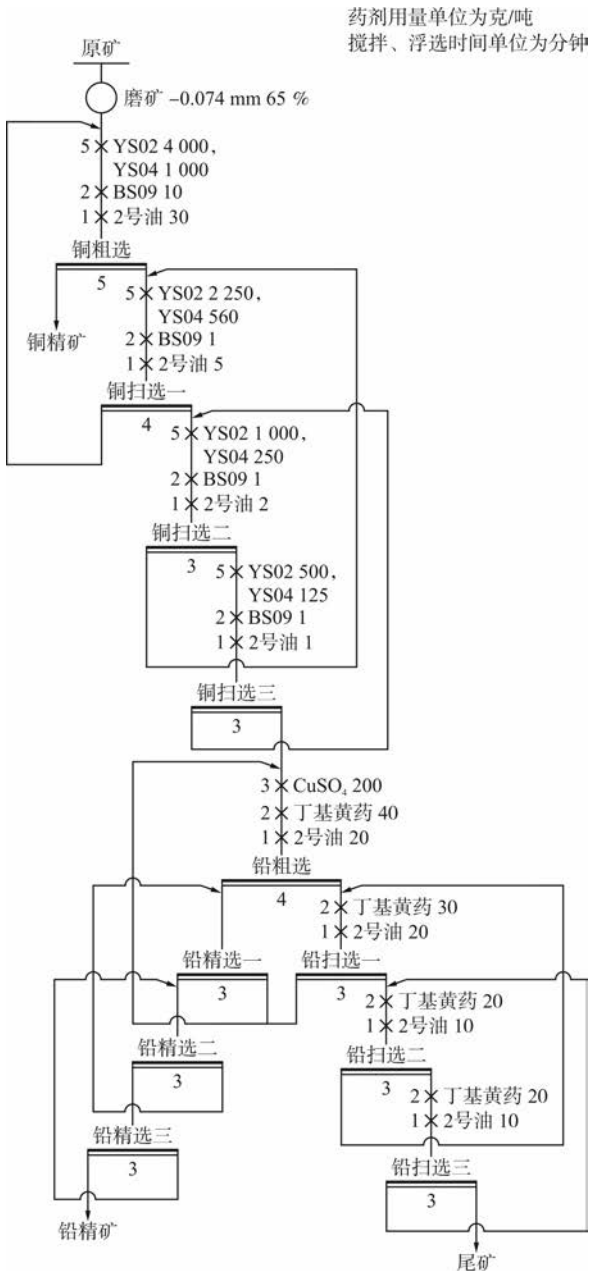


图 7 闭路试验流程

Fig. 7 Flow of closed-circuit test

表 11 闭路试验结果
Table 11 Closed-circuit test result %

产物	产率	品位		回收率	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铜精矿	1.72	24.63	6.15	81.05	9.05
铅精矿	2.08	2.45	45.59	9.74	81.32
尾矿	96.20	0.05	0.12	9.21	9.63
原矿	100.00	0.52	1.17	100.00	100.00

由表 11 可知：闭路试验最终可获得铜品位 24.63 %、铜回收率 81.05 % 的铜精矿，铅品位 45.59 %、铅回收率 81.32 % 的铅精矿。

4 结 论

1) 该铜铅混合矿石含铜 0.52 %、含铅 1.18 %、含硫 1.38 %、含银 28.68 g/t、含碳 5.01 %，有价金属元素为铜和铅，其他元素不具备综合回收价值。

2) 在磨矿细度 -0.074 mm 占比 65 %，优先选铜作业流程为一次粗选三次扫选，浮铜尾矿选铅作业流程为一次粗选三次扫选三次精选条件下获得铜品位 24.63 %、铜回收率 81.05 % 的铜精矿，铅品位 45.59 %、铅回收率 81.32 % 的铅精矿，试验指标较为理想。

[参 考 文 献]

[1] 陈宁,王怀宇,程永高.铜铅锌多金属硫化矿分离试验研究[J].湿法冶金,2011,30(2):134-136.

[2] 毛益林,陈晓青,杨进忠,等.云南某铜铅锌多金属矿石选矿试验研究[J].金属矿山,2016(2):82-86.

[3] 米丽平,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.

[4] 刘利军,卫亚儒,谢建宏.某铜铅多金属矿浮-重联合选矿工艺[J].有色金属,2006(4):61-62,69.

[5] 刘守信,师伟红.某铜铅混合精矿浮选分离试验研究[J].有色金属(选矿部分),2008(5):11-13.

[6] 叶岳华,王立刚,李成必.某复杂铜铅锌多金属矿浮选分离技术研究[J].有色金属(选矿部分),2017(2):9-14.

[7] 叶威.云南某多金属硫化矿铜铅分离的试验研究[D].长沙:中南大学,2012.

[8] 袁华玮.临沧铜铅混合精矿浮选分离试验研究[D].昆明:昆明理工大学,2017.

[9] 王丞,严川明,罗文成,等.青海某铜铅混合精矿铜铅分离选矿试验研究[J].云南冶金,2022,51(3):68-72.

[10] A·A·阿布拉莫夫,陈经华,肖力子.矿物无捕收剂浮选的可
行性及条件的理论分析[J].国外金属矿选矿,2007(9):4-9,
16.

Study on industrial optimization of copper – lead separation of secondary copper ores in Xizang

Sun Wenxiang

(*China Nonferrous Metals Intl Mining Pakrut LLC.*)

Abstract: A secondary copper ore in Xizang is mixed copper – lead ore, with copper primarily in the form of chalcocite and lead in the form of galena. Experimental exploration revealed that separating copper and lead in the resulting concentrate from this ore is challenging. Therefore, a flotation process prioritizing copper separation followed by lead separation was determined to be optimal. In the experimental process, inhibitors YS02 and YS04 effectively suppressed galena, while the highly selective collector BS09 yielded copper concentrates with qualified lead grades. Ultimately, under the conditions of a grinding fineness of -0.074 mm accounting for 65 % , a copper separation process of once roughing and three times scavenging, and a lead separation process of once roughing, three times scavenging, and three times cleaning, the experiment achieved a copper grade of 24.63 % and a copper recovery rate of 81.05 % for copper concentrates, as well as a lead grade of 45.59 % and a lead recovery rate of 81.32 % for lead concentrates. The experimental indicators are considered ideal.

Keywords: chalcocite; galena; preferential flotation; copper – lead separation; industrial optimization experiment

.....

(上接第 67 页)

Stability study of trial stope on the northern margin of Fengshan Copper Mine

Zhang Hongrong¹, Zhang Chunfeng¹, Fu Chen¹, Wang Yiming², Du Shuangcheng², Shi Daqing², Liu Pengpeng²
(1. *Daye Nonferrous Metals Co., Ltd.*;

2. *School of Civil and Resource Engineering, University of Science and Technology Beijing*)

Abstract: This study investigates the stability of trial stope on the northern margin of Fengshan Copper Mine through ore rock mechanics strength tests and engineering geological surveys. The focus is on analyzing rock mass quality assessment results and calculating the hydraulic radius of the stope roof. The research findings indicate: that rock mass quality is rated as good using both the RMR method and the Q classification method; according to the Mathews stability graph method, the unsupported safe span for skarn in the northern margin ranges from 9.19 m to 11.49 m; the unsupported safe span for granite ranges from 9.45 m to 11.81 m; the unsupported safe span for granodiorite porphyry ranges from 11.40 m to 18.00 m.

Keywords: Fengshan Copper Mine; geological survey; rock mass quality assessment; Mathews stability graph method; hydraulic radius; stability