

西藏某铜钼矿选矿厂流程考查及优化

张逸铖

(紫金矿业集团股份有限公司)

摘要:针对西藏某大型铜钼矿选矿流程进行了详细的流程考查,并借助工艺矿物学研究,查明了损失原因。在此基础上提出引入强力捕收剂、矿泥分散剂或进行矿泥开路试验、强化+0.100 mm 和-0.010 mm 2 个粒级产品的有效回收等措施,预计可提高金属铜回收率 3~5 百分点,为后续选矿工艺指标优化提供方向,奠定该铜钼矿山进一步“提质、控本、增效”的基础。

关键词:铜钼矿;流程考查;捕收剂;矿泥分散剂;开路浮选

中图分类号:TD952

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)03-0050-05

doi:10.11792/hj20240312

引言

西藏某大型斑岩型铜钼矿,有价回收金属元素为铜、钼,品位分别为 0.7% 和 0.028%,含少量有害杂质元素砷,贵金属金、银含量较低。选矿厂处理量 60 000 t/d,年产铜金属量 10 万 t,钼金属量 6 000 t。目前,采用铜钼混合浮选工艺流程,获得的精矿产品含铜 20%~25%、含钼 0.7%~0.9%,铜回收率 80%~85%、钼回收率 60%~65%,浮选指标较设计指标存在一定差距。为进一步提高浮选指标,项目组对该选矿厂铜钼混合浮选工艺流程进行流程考查,总结了各金属损失原因,并找出了影响浮选指标的因素,通过全面诊断和合理评价选矿厂生产现状,为后续生产流程的稳定和工艺优化提出建议。

1 矿石性质

矿石化学成分分析结果见表 1,铜、钼物相分析结果分别见表 2、表 3。

表 1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Analysis result of ore chemical composition

成分	Cu	Mo	S	Fe	MgO	Al ₂ O ₃
w/%	0.76	0.038	1.50	2.79	0.75	15.38
成分	CaO	As	P	SiO ₂	Au ⁽¹⁾	Ag ⁽²⁾
w/%	1.37	0.028	0.097	69.50	<0.02	<2.0

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

矿石中有价回收金属元素为铜、钼,有害杂质元素主要为砷。铜、钼氧化率分别为 16.54% 和 14.63%。其中,结合氧化铜占 10.71%。硫化铜矿主要包括辉

表 2 铜物相分析结果

Table 2 Analysis result of copper physical phase

相别	$w(\text{Cu})/\%$	分布率/%
自由氧化铜	0.037	5.83
结合氧化铜	0.068	10.71
次生硫化铜	0.22	34.65
原生硫化铜	0.31	48.82
总铜	0.635	100.00

表 3 钼物相分析结果

Table 3 Analysis result of molybdenum physical phase

相别	$w(\text{Mo})/\%$	分布率/%
氧化物中钼	0.005 4 ¹⁾	14.63
硫化物中钼	0.035	85.37
总钼	0.0404	100.00

注:1) 数据低于检测限,仅供参考。

铜矿/蓝辉铜矿(占 0.56%)和黄铜矿(占 0.59%),少量黝铜矿、铜蓝及氧化铜矿如孔雀石、铁铜矿、赤铜矿,另存在微量自然铜;钼主要以辉钼矿形式存在,占 0.56%;此外,含有 3.05% 的黄铁矿。脉石矿物主要包括石英(占 51.06%)、钾/钠长石(占 26.17%)、云母(占 8.08%),其次是高岭石、绿帘石等。

2 流程考查

2.1 流程考查结果

该选矿厂采用一次粗选、两次扫选、两次精选的混合浮选工艺流程。流程考查期间,整个浮选工艺流

程畅通,设备运行正常,生产操作稳定,考查期间指标:原矿含铜 0.71 %、含钼 0.034 %;铜钼混合精矿含铜 26.39 %、含钼 0.923 %,铜回收率 82.37 %,钼回收率 60.88 %。当班指标:原矿含铜 0.62 %、含钼

0.041 %,铜钼混合精矿含铜 24.11 %、含钼 0.83 %,铜回收率 82.85 %,钼回收率 56.59 %。考查指标与当班生产指标基本一致,本次流程考查取样具有代表性。数质量流程见图 1。

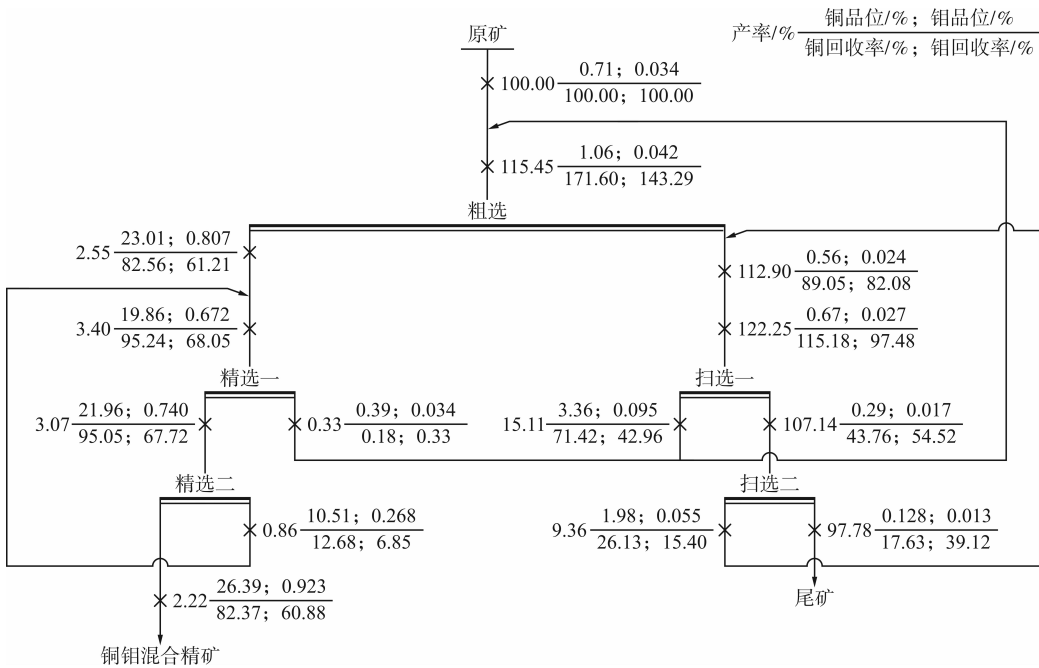


图 1 流程考查数质量流程图

Fig. 1 Quantity and quality inspection flow chart

2.2 各作业浮选时间分析

通过计算各作业矿量、水量、矿浆量,获得各作业浮选时间,结果见表 4。由表 4 可知:铜钼混合浮

选粗选、扫选总浮选时间为 29.54 min,精选时间高达 130.62 min。与设计浮选时间相比,精选时间过长。

表 4 各作业浮选时间

Table 4 Flotation time of each operation

作业名称	产物	产率/%	浓度/%	矿量/(t·h ⁻¹)	水量/(m ³ ·h ⁻¹)	矿浆量/(m ³ ·h ⁻¹)	浮选槽体积/m ³	浮选时间/min
粗选	铜钼混合精矿	2.55	37.05	34.06	57.87	67.65	320	10.17
	尾矿	112.90	27.96	1 507.89	3 885.14	4 465.10		
	原矿	115.45	28.11	1 541.95	3 943.01	4 532.75		
扫选一	铜钼混合精矿	15.11	24.07	201.81	636.62	714.24	320	9.07
	尾矿	107.14	27.28	1 430.96	3 814.50	4 364.87		
	原矿	122.25	26.84	1 632.77	4 451.12	5 079.11		
扫选二	铜钼混合精矿	9.36	23.13	125.01	4 15.46	463.55	320	10.30
	尾矿	97.78	27.13	1 305.95	3 507.72	4 010.01		
	原矿	107.14	26.73	1 430.96	3 923.19	4 473.56		
精选一	铜钼混合精矿	3.07	30.64	41.00	92.82	104.60	40	89.66
	尾矿	0.33	16.57	4.41	22.19	23.89		
	原矿	3.40	28.31	45.41	115.01	128.49		
精选二	铜钼混合精矿	2.22	28.67	29.65	73.77	82.29	40	40.96
	尾矿	0.86	17.56	11.49	53.92	58.34		
	原矿	3.07	24.37	41.14	127.69	140.63		

2.3 浮选样品粒级筛分

对浮选作业产品进行粒级筛分,结果见表 5。

由表 5 可知:中矿(扫一精矿、扫二精矿、精一尾矿、精二尾矿) - 0.023 mm 粒级产率在 28.49 % ~

表 5 粒级对浮选产品产率的影响
Table 5 Effect of grain size on flotation product yield

粒级/mm	产率/%										
	原矿	粗精矿	粗尾矿	扫一精矿	扫一尾矿	扫二精矿	扫二尾矿	精一精矿	精一尾矿	精二精矿	精二尾矿
+0.600	1.08	0.27	0.88	3.56	0.61	3.04	3.21	0.35	3.84	4.61	0.35
-0.600 ~ +0.300	4.27	—	2.93	—	2.75	—	6.04	—	—	—	—
-0.300 ~ +0.150	13.56	7.74	9.93	—	9.91	—	13.89	7.41	—	—	5.42
-0.150 ~ +0.100	9.57	12.61	8.01	5.27	8.61	5.04	9.64	11.17	4.95	10.28	7.92
-0.100 ~ +0.074	9.47	14.38	9.26	6.85	9.34	6.72	9.60	11.93	6.93	12.74	9.46
-0.074 ~ +0.045	11.90	18.11	11.86	13.58	11.99	11.79	11.08	21.13	12.09	18.73	13.10
-0.045 ~ +0.038	3.21	4.58	3.24	3.73	3.34	4.12	3.29	3.56	4.19	5.28	4.35
-0.038 ~ +0.023	4.27	5.91	4.38	5.04	4.22	5.04	3.23	6.66	4.93	7.28	5.63
-0.023 ~ +0.010	20.52	36.39	49.52	61.97	49.21	64.26	18.36	37.80	28.49	27.99	53.77
-0.010	22.13	—	—	—	—	—	21.68	—	34.58	13.09	—
合计	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

64.26 % ,均高于该作业给矿在此粒级含量,这说明矿泥在浮选过程中存在累积现象。累积现象严重时,不仅会影响有用矿物与药剂作用效果,还会间接造成金属“后窜”,从而影响选矿指标^[3-5]。因此,建议添加合适的分散剂来改善浮选环境或者

改变流程结构(如矿泥开路等方式),以减少矿泥量。

2.4 粒级回收率

根据原矿、精矿和尾矿的粒级筛析结果,计算各粒级铜、钼回收情况,结果见表 6。

表 6 粒级对浮选产品回收率和品位的影响
Table 6 Effect of grain size on flotation product recovery rate and grade

粒级/mm	原矿品位/%		精矿品位/%		尾矿品位/%		回收率/%	
	铜	钼	铜	钼	铜	钼	铜	钼
+0.150	0.59	0.035	24.69	0.468	0.26	0.029	56.87	18.28
-0.150 ~ +0.100	0.91	0.044	26.90	0.745	0.16	0.025	82.70	44.68
-0.100 ~ +0.074	1.03	0.043	28.94	0.944	0.13	0.015	88.15	66.17
-0.074 ~ +0.045	1.09	0.044	30.17	1.103	0.13	0.012	88.28	73.53
-0.045 ~ +0.038	1.03	0.046	30.29	1.365	0.13	0.009	88.13	80.97
-0.038 ~ +0.023	0.95	0.030	29.70	1.015	0.12	0.007	87.72	77.20
-0.023 ~ +0.010	0.82	0.030	26.76	0.997	0.14	0.008	83.60	73.93
-0.010	0.39	0.014	14.44	0.546	0.14	0.009	63.71	36.31

由表 6 可知:铜、钼粒级回收率均存在“中间高、两头低”的现象。-0.150 ~ +0.010 mm 铜回收率为 82.70 % ~88.28 % ,+0.150 mm 2 个粒级铜回收率仅 56.87 % , -0.010 mm 粒级铜回收率仅 63.71 % ,说明铜损失主要集中在 +0.150 mm 粒级和 -0.010 mm 粒级;在 -0.100 ~ +0.010 mm 粒级钼回收率为 66.17 % ~80.97 % , -0.150 ~ +0.100 mm 粒级钼回收率仅 44.68 % ,+0.150 mm 粒级钼回收率仅 18.28 % , -0.010 mm 粒级钼回收率仅 36.31 % ,说明钼损失主要在 +0.100 mm 和 -0.010 mm 2 个粒级。建议重点加强粗颗粒和细颗粒金属的回收,尤其是 +0.100 mm 和 -0.010 mm

2 个粒级。

3 尾矿损失原因分析

3.1 铜损失原因分析

尾矿中硫化铜占 52.56 % ,氧化铜占 47.44 % ,且尾矿中氧化铜的铜品位 0.094 % (原矿中氧化铜的铜品位 0.105 %),说明尾矿中存在部分硫化铜损失,氧化铜基本未得到回收。建议在原流程中设计硫化浮选作业加强对其进行回收。

为了进一步考察尾矿铜损失原因,测定了尾矿中铜硫化物解离情况,结果见表 7,尾矿中损失铜矿物嵌布特征见图 2。

表 7 尾矿中铜硫化物解离情况

		连生体			粒度/mm							%
解离度	占比	与硫化物	与氧化物	与脉石矿物	-0.010	-0.020 ~ +0.010	-0.038 ~ +0.020	-0.075 ~ +0.038	-0.150 ~ +0.075	-0.250 ~ +0.150	-0.350 ~ +0.250	
$x = 100$	46.88	—	—	—	4.47	12.80	12.74	5.13	4.58	3.63	3.53	
$80 \leq x < 100$	19.57	1.90	3.02	14.65	0.05	0.66	1.58	1.61	4.53	7.60	3.54	
$50 \leq x < 80$	11.83	2.50	0.93	8.40	0.44	0.51	2.59	1.30	1.27	5.11	0.61	
$x < 50$	21.72	4.38	2.52	14.82	3.76	3.23	3.01	3.81	4.95	2.36	0.60	
合计	100.00	8.78	6.47	37.87	8.72	17.20	19.92	11.85	15.33	18.70	8.28	

注: x 为连生体颗粒中目的矿物面积占比。

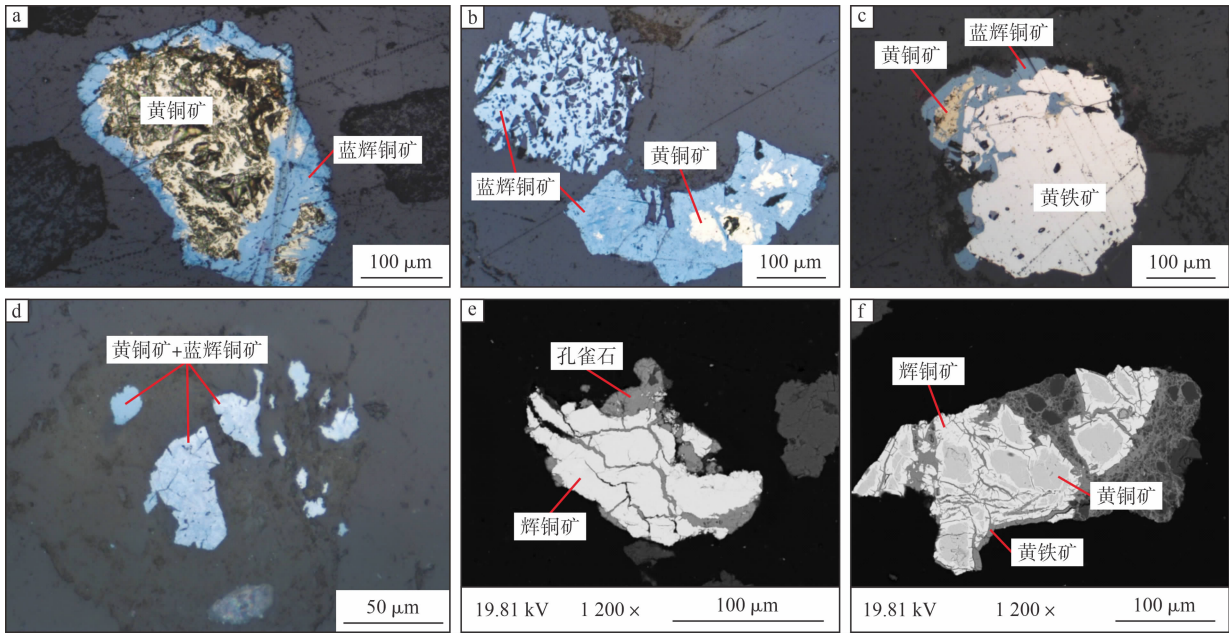


图 2 尾矿中损失铜矿物嵌布特征

Fig. 2 Dissemination characteristics of lost copper minerals in tailings

由表 7 可知:硫化铜单体占 46.88 % ,其中粒度 -0.010 mm 占 4.47 % ;富连生体及中等连生体占 31.40 % ,粒度 -0.010 mm 仅占 0.49 % ;贫连生体占 21.72 % 。尾矿中硫化铜大部分以粗粒解离,以单体及富连生体的形式损失。损失的铜矿物以单体解离铜和富连生体的粗颗粒为主,建议添加强力捕收剂(如丁基黄药、戊基黄药等长碳链捕收剂)对其进行

回收。
3.2 钼损失原因分析

浮选尾矿中钼物相分析结果表明,硫化钼占 81.25 % ,氧化钼占 18.75 % 。浮选尾矿中钼损失主要以硫化钼形式为主。为了进一步考察尾矿中钼损失原因,测定了尾矿中辉钼矿的粒度及单体解离情况,结果见表 8,尾矿中辉钼矿特征见图 3。

表 8 尾矿中辉钼矿解离情况

		连生体		粒度/mm							%
解离度	占比	与硫化物	与脉石矿物	-0.010	-0.020 ~ +0.010	-0.038 ~ +0.020	-0.075 ~ +0.038	-0.150 ~ +0.075	-0.250 ~ +0.150	-0.350 ~ +0.250	
$x = 100$	80.29	—	—	4.33	10.24	9.37	11.74	10.75	5.65	28.21	
$80 \leq x < 100$	1.68	0.11	1.57	—	0.19	0.43	1.06	—	—	—	
$50 \leq x < 80$	5.96	0.13	5.83	—	0.10	5.86	—	—	—	—	
$x < 50$	12.07	0.79	11.28	1.44	2.72	3.48	4.43	—	—	—	
合计	100.00	1.03	18.68	5.77	13.25	19.14	17.23	10.75	5.65	28.21	

注: x 为连生体颗粒中目标矿物的面积占比。

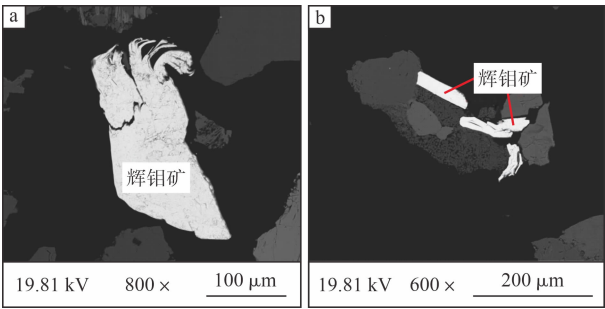


图 3 尾矿中损失辉钼矿嵌布特征

Fig. 3 Dissemination characteristics of lost molybdenite in tailings

由表 8 可知：辉钼矿主要以单体形式损失，占 80.29 %。其次，辉钼矿贫连生体占 12.07 %。单体粒度较粗，连生体粒度较细，基本处于 -0.075 mm。建议混合粗选作业添加辉钼矿捕收剂和优化辉钼矿浮选环境，加强其回收率^[6-11]。

4 结 论

1) 流程考查期间，整个浮选工艺流程畅通，设备运行正常，生产操作稳定，考查期间指标：原矿含铜 0.71 %、含钼 0.034 %，铜钼混合精矿含铜 26.39 %、含钼 0.923 %，铜回收率 82.37 %，钼回收率 60.88 %，

考查指标与当班生产指标基本一致，本次流程考查取样具有代表性。

2) 通过流程考查分析和工艺矿物学的研究，提出引入强力捕收剂、使用矿泥分散剂或矿泥开路、强化 +0.100 mm 和 -0.010 mm 2 个粒级的有效回收等措施，预计可提高金属铜回收率 3 ~ 5 百分点。

[参 考 文 献]

[1] 周乐光. 工艺矿物学[M]. 北京:冶金工业出版社,2007.
[2] 吕超,张晶,简胜. 云南某氧化铜矿工艺矿物学研究[J]. 现代矿业,2022,38(10):183-186.
[3] 陈昌员. 某高泥质铜矿选矿试验研究[J]. 矿业研究与开发,2022,42(6):49-53.
[4] 严海军,翁承建,王阳,等. 西藏某高泥硫化铜矿选矿试验研究[J]. 矿业研究与开发,2019,39(3):6-9.
[5] 王普蓉,王举. 云南某低品位高泥氧化锡矿石选矿试验[J]. 金属矿山,2020(7):83-88.
[6] 康金星,刘志国,王亚运,等. 蒙古某低品位共伴生铜钼矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2023(4):119-128.
[7] 张红英,刘进,徐少华,等. 某低品位铜钼矿选矿工艺试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2021(2):88-92,122.
[8] 朱贤文,李世纯,王阳,等. 青藏高原某斑岩型铜钼矿选矿试验[J]. 金属矿山,2020(2):71-76.
[9] 胡志强,王立刚,叶岳华,等. 蒙古国某铜钼矿选矿工艺优化试验研究[J]. 中国矿业,2019,28(增刊2):363-368.
[10] 宋超,赵明福,逢文好,等. 斑岩型铜钼矿浮选工艺优化改造与实践[J]. 黄金,2019,40(10):47-51.
[11] 夏亮,杜淑华,朱国庆,等. 安徽某含泥难选铜钼矿选矿试验[J]. 矿产综合利用,2019(3):44-47.

Process inspection and optimization of ore-dressing plant
in a copper – molybdenum mine in Xizang

Zhang Yicheng
(Zijin Mining Group Co., Ltd.)

Abstract: A detailed process inspection was conducted on the ore-dressing process of a large copper-molybdenum mine in Xizang. By utilizing process mineralogy studies, the reasons for losses were identified. Based on this, measures such as introducing powerful collectors, ore slurry dispersants, or conducting ore slurry open-circuit tests, enhancing the effective recovery of 2 particle size products of +0.100 mm and -0.010 mm, are proposed. It is expected to increase the copper metal recovery rate by 3 – 5 percentage points, providing guidance for optimizing the ore-dressing process indicators, and laying a foundation for further "improving quality, controlling costs, and increasing efficiency" in the copper – molybdenum mine.

Keywords: copper – molybdenum ore; process inspection; collector; ore slurry dispersants; open-circuit flotation

(上接第 49 页)

Flotation test on a carbonaceous sulfur – oxygen mixed
copper ore in the Democratic Republic of the Congo

Zhang Shuchao, Dai Ding
(Zhejiang Huayou Cobalt Co., Ltd.)

Abstract: The copper grade of a carbonaceous sulfur – oxygen mixed copper ore in the Democratic Republic of the Congo is 1.27 %, and the ore oxidation rate is 25.98 %. During the beneficiation process, issues such as high reagent consumption, easy sludging, and low separation indicators exist. In order to achieve efficient utilization of this mixed copper ore resource, flotation test studies were conducted. The research results indicated that using a mixed flotation process with twice roughing – twice scavenging – three times cleaning stages under the conditions of 460 g/t sodium hydrosulfide, 190 g/t butyl xanthate, 120 g/t Z200, and 180 g/t No. 2 oil, could obtain a copper concentrate with a copper grade of 17.10 % and a copper recovery of 80.76 %.

Keywords: sulfur – oxygen mixed copper ore; carbonaceous; copper oxide ore; sulfur-containing; mixed flotation