

西藏某细粒嵌布难选硫化铜矿选矿实验研究

周涛, 黄国贤, 李飞, 黄建芬

(西北矿冶研究院, 甘肃 白银 730900)

摘要: 西藏某细粒嵌布难选硫化铜矿含铜 0.45%, 含硫 3.1%, 铜氧化率 9.91%, 矿石中铜矿物以黄铜矿为主, 黄铜矿分布极不均匀, 部分呈微细粒状, 与脉石不易单体解离, 是影响铜矿物回收的重要因素。实验采用铜硫混浮、粗精矿再磨后铜硫分离、铜硫混浮尾矿脱硫的工艺流程, 药剂制度以石灰为调整剂, A4 和丁铵黑药为铜矿物捕收剂, 戊基黄药为黄铁矿捕收剂, MIBC 为起泡剂, 闭路实验取得了良好的选矿技术指标: 铜精矿铜品位 25.32%, 铜回收率 85.56%; 金品位 21.02 g/t, 金回收率 63.37%; 银品位 119.25 g/t, 银回收率 80.53%。同时, 获得一个含硫 19.82%、回收率 78.20% 的硫精矿, 矿石中的黄铁矿得到综合回收。

关键词: 铜矿; 细粒嵌布; 铜硫混浮; 粗精矿再磨; 铜硫分离; 尾矿脱硫

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.02.008

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 02-0045-06

本文针对西藏某铜矿中铜矿物嵌布粒度较细, 与黄铁矿、脉石嵌布关系较为密切的特点, 通过加强铜矿物的解离, 将粗精矿再磨至 90% -0.030 mm, 采用选择性较好的 A4 和丁铵黑药作为铜矿物捕收剂, 同时采用戊基黄药进行扫选尾矿选硫实验, 综合回收硫资源, 降低尾矿中硫的品位, 以达到环保要求。小型实验取得了良好的选矿技术指标。

1 矿石性质

1.1 矿物组成

西藏某铜矿属热液细脉浸染型铜矿床, 金属矿物主要是黄铁矿、黄铜矿, 其次为蓝辉铜矿、辉铜矿、闪锌矿、磁铁矿、斑铜矿、金红石、钛铁矿, 少量或微量的白铁矿、磁黄铁矿、褐铁矿、方铅矿、辉钼矿等, 脉石矿物以石英、长石为主, 其次有绢云母、白云母、黑云母、角闪石、十字石, 少量方解石等。矿石中部分黄铜矿呈微细粒状, 极为分散, 与脉石不易单体解离, 影响铜矿物的回收。

1.2 试样多元素分析及铜物相分析

矿石的多元素分析和铜的物相分析见表 1、2。

1.3 铜的赋存状态及嵌布特征

矿石中主要有价组分为铜, 以黄铜矿为主, 蓝辉铜矿、铜蓝含量较少, 孔雀石微量。黄铜矿分布极不均匀, 有些矿石中较为富集, 呈稠密浸染状, 一般呈稀疏浸染状分布, 主要呈它形晶粒状、或者粒状集合体嵌布, 其颗粒较细, 大多分布在 0.005~0.15 mm 之间。黄铜矿裂隙及边缘常有蓝辉铜矿等次生硫化铜矿物, 有些黄铜矿以乳滴状包裹于闪锌矿中, 不易解离; 黄铜矿与脉石的嵌布关系密切, 多充填在脉石粒间, 少量呈星点状、尖角状、纤维状散布在脉石解理缝隙中或者被脉石包裹, 这部分黄铜矿有些颗粒太微细, 不易解离。

2 选矿实验研究

铜硫矿石浮选的关键是铜矿物与硫化铁矿物的分离, 生产实践中大都采用抑制硫化铁矿物, 浮选铜矿物的工艺, 其中包括铜硫混浮后再抑硫

收稿日期: 2020-04-15; 改回日期: 2020-09-15

作者简介: 周涛 (1974-), 男, 选矿高级工程师, 主要从事选矿技术研究工作。

表 1 矿石多元素分析/%
Table 1 Chemical analysis of multi-elements

Cu	Pb	Zn	Fe	S	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	Au*	Ag*
0.45	0.014	0.15	5.53	3.1	61.91	0.91	0.28	13.99	0.52	2.5

*单位为g/t。

表 2 铜物相分析
Table 2 Analysis results of copper phase

相别	原生硫化铜	次生铜	氧化物	总铜
含量/%	0.34	0.056	0.047	0.443
占有率/%	77.84	12.25	9.91	100.00

浮铜、优先浮铜再活化选硫的工艺。在铜硫矿石中硫化铁矿以黄铁矿为主，因而黄铁矿的浮游性能直接影响到铜硫浮选分离的效果^[1-3]。黄铁矿是易浮的硫化矿物，且黄铁矿的可浮性变化很大，使铜硫分离难以控制，因此对黄铁矿的有效抑制是铜硫矿石浮选的主要难点^[4-5]。

矿石的工艺矿物学研究结果表明，矿石中黄铜矿分布极不均匀，一般呈稀疏浸染状分布，其颗粒较细，大多分布在 0.005~0.15 mm 之间，部分黄铜矿被黄铁矿包裹。根据黄铜矿的嵌布特征，需要较高的磨矿细度才能达到单体解离，通过多种流程结构浮选实验的对比，最终确定采用一段磨矿，铜硫混浮，粗精矿再磨，铜硫分离，铜硫混浮尾矿脱硫的工艺流程。

2.1 铜粗选捕收剂种类选择实验

矿石中主要有价金属元素为铜，其次金、银、硫等元素，硫化铜矿物常用的捕收剂为黄药和黑药^[6]，丁胺黑药对于该铜矿选择性较好，同时

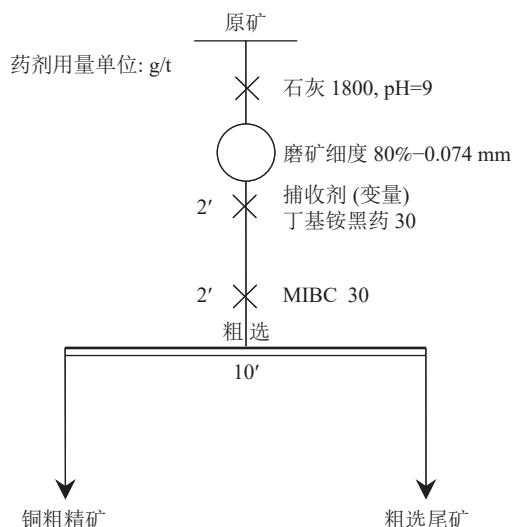


图 1 捕收剂种类选择实验流程
Fig.1 Flowsheet of collector types

有利于贵金属金银的回收^[7]，因此捕收剂种类选择实验重点是选择对该矿石中铜矿物捕收力较强、选择性较好的捕收剂，与丁胺黑药共同作用浮选铜矿物。捕收剂种类选择实验流程见图 1，实验结果见表 3。

实验结果表明，采用乙基黄药和乙硫氮铜粗精矿铜回收率较低；采用戊基黄药和 A4 铜粗选回收率均达到 89% 以上，但戊基黄药铜粗精矿铜品位和回收率比 A4 略低，考虑到戊基黄药捕收能力较强，会给下一步铜硫分离时造成一定的困难，因此，综合考虑，采用 A4 作为该铜矿的捕收剂。

2.2 铜粗选捕收剂用量实验

固定磨矿细度为 80%-0.074 mm，石灰用量为 1800 g/t，丁胺黑药用量为 30 g/t，MIBC 用量为 30 g/t，进行铜粗选 A4 用量实验，实验结果见图 2。

由图 2 实验结果可知，随着 A4 用量的增加，铜品位呈下降趋势，铜回收率先升高后降低；当 A4 用量为 80 g/t 时，铜回收率达到最高为 89.76%，之后随着 A4 用量增加，黄铁矿竞争上浮，铜品位和铜回收率都呈下降趋势，因此确定 A4 用量为 80 g/t。

在 A4 用量实验基础上，固定磨矿细度为 80%-0.074 mm，石灰用量为 1800 g/t，A4 用量为 80 g/t，MIBC 用量为 30 g/t，进行铜粗选丁胺黑药用量实验，实验结果见图 3。

由图 3 可知，随着丁胺黑药用量的增加，铜精矿品位呈下降趋势，铜回收率呈上升趋势，当丁胺黑药用量为 35 g/t 时，铜回收率达到最高为 89.89%，之后随着丁胺黑药用量增加，铜回收率基本保持不变，因此，确定丁胺黑药用为 35 g/t。

2.3 精选分离再磨细度实验

由于铜矿物的嵌布粒度较细，对铜粗精矿进行再磨，可提高铜矿物的单体解离度^[8]，为铜矿物与黄铁矿、脉石的分离创造良好的条件，从而获得较好的铜选矿技术指标。精选分离再磨细度实验工艺流程见图 4，实验结果见图 5。

由图 5 铜粗精矿再磨细度实验结果可知，随着磨矿细度从 70% -0.030 mm 增加到 95% -0.030 mm，铜粗精矿铜品位呈逐渐上升趋势，回收率则

表3 捕收剂种类选择实验结果
Table 3 Results of the collector types

捕收剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	铜品位/%	铜回收率/%
乙基黄药 80	铜粗精矿	6.53	5.14	75.27
	粗选尾矿	93.47	0.118	24.73
	原矿	100.00	0.45	100.00
乙硫氮 80丁基黄药 80	铜粗精矿	7.93	4.63	82.09
	粗选尾矿	92.07	0.087	17.91
	原矿	100.00	0.45	100.00
	铜粗精矿	12.30	3.14	87.48
	粗选尾矿	87.70	0.063	12.52
戊基黄药 80	原矿	100.00	0.44	100.00
	铜粗精矿	12.90	3.09	89.10
	粗选尾矿	87.10	0.056	10.90
	原矿	100.00	0.45	100.00
A4 80	铜粗精矿	12.47	3.26	89.76
	粗选尾矿	87.53	0.053	10.24
	原矿	100.00	0.45	100.00

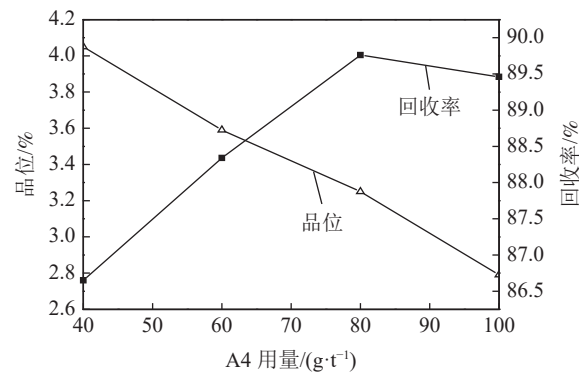


图2 A4 用量实验结果
Fig.2 Test results of A4 dosage

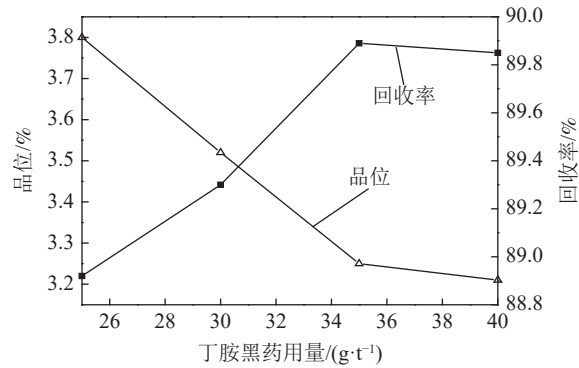


图3 丁铵黑药用量实验结果
Fig.3 Test results of ammonium dibutyl dithiophosphate dosage

先上升后下降，当磨矿细度为 90% -0.030 mm 时，铜粗精矿的技术指标较好，继续增加磨矿细度至 95% -0.030 mm，铜粗精矿铜品位略有增加，但铜回收率下降幅度较大，因此，铜精选适宜的磨矿

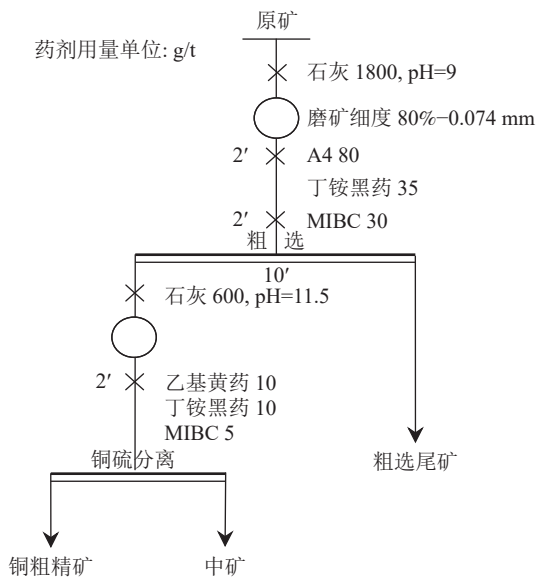


图4 铜粗精矿再磨细度实验流程
Fig.4 Process of regrinding fineness of copper roughing concentrate

细度为 90% -0.030 mm。

2.4 尾矿脱硫药剂筛选实验

该矿石中含硫 3.1%，黄铁矿呈稀疏浸染状，大部分颗粒较粗，有少量结晶粒状黄铁矿、胶状黄铁矿、白铁矿被脉石包裹，粒径微细不易解离。尾矿中如果硫含量超标，长期堆放过程中会产生大量酸性水，对土壤会造成严重污染^[3-4]，因此考虑到资源综合利用及降低尾矿中硫的品位，保护环境，实验对选铜尾矿进行了脱硫实验。

通过尾矿产品粒度分析可知，硫在尾矿各粒

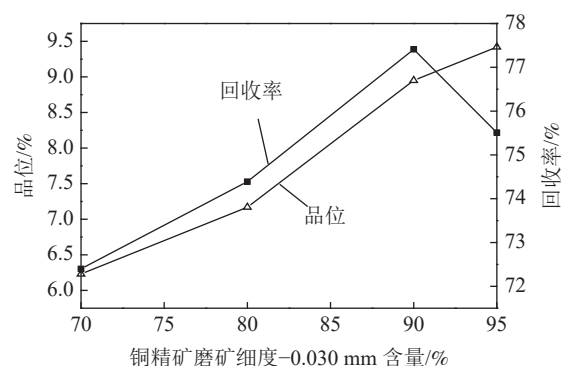


图5 精选分离再磨细度实验结果

Fig.5 Test results of cleaning separation regrinding fineness

级中基本均匀分布,镜下观察得知,其所含的黄铁矿多被石英等脉石包裹,这是导致粗扫选尾矿中硫较难降低的主要因素,进行尾矿脱硫药剂筛

选,实验流程见图6,实验结果见表4。

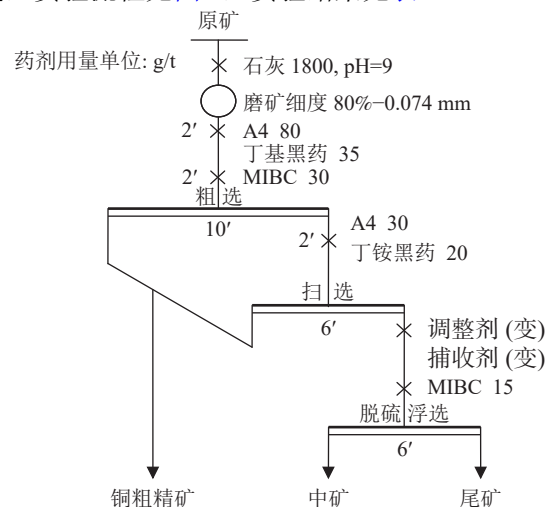


图6 尾矿脱硫药剂筛选实验流程

Fig.6 Screening test flow of desulfurizing agent for tailings

表4 尾矿脱硫药剂筛选实验

Table 4 Results of desulfurizing agent for tailings

调整剂、捕收剂用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	硫品位/%	硫回收率/%
戊基黄药 50	铜粗精矿	13.82	20.45	92.24
	中矿1	3.69	1.08	1.30
	粗扫选尾矿	82.49	0.24	6.46
	原矿	100.00	3.06	100.00
戊基黄药 200	铜粗精矿	13.86	20.37	92.35
	中矿1	2.37	1.38	1.07
	粗扫选尾矿	83.77	0.24	6.58
	原矿	100.00	3.06	100.00
戊基黄药 300MIBC 60	铜粗精矿	13.84	20.42	92.58
	中矿1	4.67	1.01	1.55
	粗扫选尾矿	81.49	0.22	5.87
	原矿	100.00	3.05	100.00
硫酸铜 200戊基黄药 200	铜粗精矿	13.85	20.39	91.81
	中矿1	1.72	2.37	1.33
	粗扫选尾矿	84.43	0.25	6.86
	原矿	100.00	3.08	100.00
碳酸氢铵 800戊基黄药 200	铜粗精矿	13.81	20.48	92.65
	中矿1	2.05	1.09	0.73
	粗扫选尾矿	84.14	0.24	6.62
	原矿	100.00	3.05	100.00

实验结果表明,戊基黄药对于降低尾矿中硫品位具有一定的作用,采用戊基黄药对尾矿进行脱硫,可使尾矿中硫品位降低至0.25%,但是通过添加调整剂、增大脱硫药剂用量、增大脱硫泡沫产率等措施,尾矿硫品位降低不明显。最终确定采

用戊基黄药50g/t作为捕收剂,此时尾矿中含硫0.24%,

2.5 闭路实验

在开路条件实验的基础上,进行闭路流程实验,闭路实验流程和条件见图7,闭路实验结果见表5。

由表5可知,闭路实验取得良好的技术指

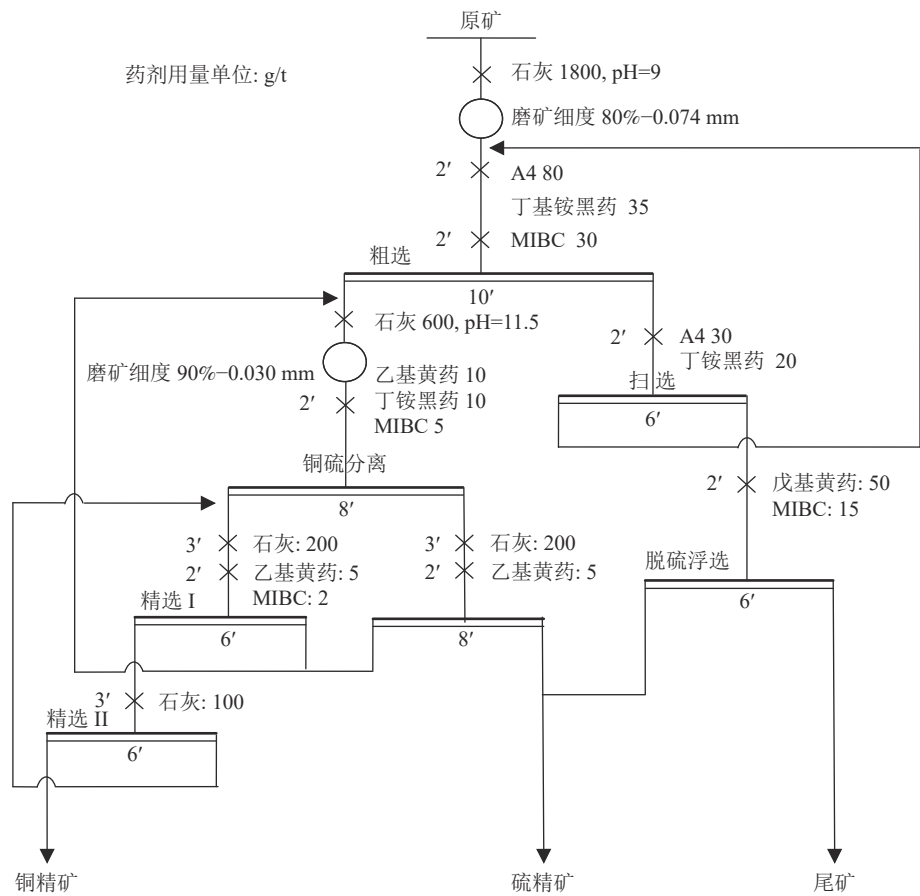


图 7 闭路实验流程及条件
Fig.7 Process and conditions of closed-cricuit tests

表 5 闭路实验结果
Table 5 Results of closed-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%				回收率/%			
		Cu	S	Au*	Ag*	Cu	S	Au	Ag
铜精矿	1.52	25.32	31.71	21.02	119.25	85.56	15.45	63.37	80.53
硫精矿	12.31	0.22	19.82	0.52	1.18	6.02	78.20	12.70	6.45
尾矿	86.17	0.044	0.23	0.14	0.34	8.42	6.35	23.93	13.02
原矿	100.00	0.45	3.12	0.50	2.25	100.00	100.00	100.00	100.00

*单位为g/t。

标，铜精矿中铜品位 25.32%，铜回收率 85.56%；金品位 21.02 g/t，金回收率 63.37%；银品位 119.25 g/t，银回收率 80.53%，实验指标良好。

3 结语

(1) 该硫化铜矿是以铜、硫为主的多金属硫化矿，矿石中主要有价组分为铜，以黄铜矿为主，蓝辉铜矿、铜蓝含量较少，孔雀石微量，矿石中黄铜矿分布极不均匀，部分呈微细粒状，而且很分散，与脉石不易单体解离，这是影响铜矿

物的回收的主要因素。

(2) 实验采用一段磨矿，铜硫混浮，粗精矿再磨，铜硫分离，铜硫混浮尾矿脱硫的工艺流程，加强了对微细粒级铜矿物的回收，且综合回收黄铁矿，降低尾矿对环境的污染

(3) 本次实验药剂制度采用石灰为调整剂，A4 和丁铵黑药为铜矿物捕收剂，戊基黄药为硫矿物捕收剂，MIBC 为起泡剂，闭路实验取得了良好的选矿技术指标：铜品位 25.32%，铜回收率 85.5%；金品位 21.02 g/t，金回收率 63.37%；银品位 119.25 g/t，银回收率 80.53%。

(4) A4 是西北矿冶研究院研发的硫化铜矿捕收剂,对细粒级铜矿物的捕收性能较强,能够减少细粒级黄铜矿在尾矿中的损失,提高铜的回收率。

参考文献:

- [1] 李崇德,孙传尧.铜硫浮选分离的进展[J].国外金属矿选矿,2000(8):2-7.
- LI C D, SUN C Y. Progress of copper sulfur flotation separation[J]. Metal Ore Processing, 2000(8):2-7.
- [2] 沈继财.部分快速浮选新工艺在某硫化铜矿中的应用研究[J].矿产综合利用,2019(1):48-50.
- SHEN J C. Study on new flowsheet of part of the fast flotation for some sulfide copper ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(1):48-50.
- [3] 潘自维.新疆难处理铜矿浮选试验研究与应用[J].矿产综合利用,2019(3):31-35.
- PAN Z W. Experimental study and application of flotation of complex refractory copper ore in Sin Kiang[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(3):31-35.
- [4] 邱廷省,刘燕波,艾光华,等.含金低铜高硫难选铜硫矿石浮选分离工艺研究[J].矿山机械,2014(1):96-100.
- QIU T S, LIU Y B, AI G H, et al. Study on flotation separation of a refractory gold-bearing high sulfur low copper copper-sulfur ore[J]. Mining & Processing Equipment, 2014(1): 22-25.
- [5] 冉银华,杨茂椿,肖东升,等.云南某复杂混合型铜矿的试验研究[J].矿产综合利用,2019(3):52-55.
- RAN Y H, YANG M C, XIAO D S, et al. Experimental study on a complex mixed copper ore in Yunnan[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(3):52-55.
- [6] 涂玉国,汤优优,雷霆等.某高铁铜矿选矿试验研究[J].矿冶,2011(9):42-46.
- TU Y G, TANG Y Y, LEI T, et al. Experimental study on mineral processing of a high-speed iron and copper mine[J]. Mining and Metallurgy, 2011(9):42-46.
- [7] 胡为柏 主编.浮选[M].北京:冶金工业出版社,1983.
- HU W B, Ed. Flotation [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1983.
- [8] 胡熙庚.有色金属硫化矿选矿[M].北京:冶金工业出版社,1987.
- HU X G. Mineral processing of non-ferrous metals [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1987.

Experimental Research on Mineral Processing for a Refractory Fine Disseminated Copper Sulfide Ore in Tibet

Zhou Tao, Huang Guoxian, Li Fei, Huang Jianfen

(Northwest Research Institute of Mining and Metallurgy, Baiyin, Gansu, China)

Abstract: The refractory fine disseminated copper sulphide ore in Tibet contains 0.45% copper and 3.1% sulfur, and the oxidation rate of copper is 9.91%. The uneven distribution of chalcopyrited and some ores showed the micro-fine-grained make it difficult to liberate with gangne, and it is the important factor influencing copper recovery. The Cu-S bulk flotation, copper-sulphur separation did not be improved after the re-grinding of primary concentrate and desulfurization flowsheet is adopted. The reagent regime for the ore is that lime is as pH regulator, A4 and ammonium dibutyl dithiophosphate were used as collectors for copper mine, amyl xanthate was used as collector for pyrite and MIBC was used as foaming agent. The good technical index had been achieved: the copper concentrate with Cu grade of 25.32% and Cu recovery of 85.56%; Au grade of 21.02 g/t and Au recovery of 63.37%; Ag grade of 119.25 g/t and Au recovery of 80.53%. Meanwhile, a sulfur concentrate with S grade of 19.82% and S recovery of 78.20% was obtained, realizing comprehensive utilization of sulfur in the ore.

Keywords: Copper mine; Fine-disseminated; Sulfur-copper bulk flotation; The re-grinding of primary concentrate; Copper-sulfur separation; Tailings desulphurization