

## 某铜矿提铜降硅试验研究

黄一东

(江西理工大学资源与环境工程学院)

**摘要:**某铜矿经选别后所得铜精矿含 $\text{SiO}_2$ 约26%, $\text{SiO}_2$ 品位过高会增加后续冶炼成本,但提高铜品位、降低 $\text{SiO}_2$ 品位可能会降低铜回收率。为了能够更好地提铜降硅,开展了试验研究。结果表明:随着再磨细度的提高, $\text{SiO}_2$ 品位呈下降趋势,铜品位呈上升趋势,铜回收率呈先上升后趋于平稳趋势;在磨矿细度-0.074 mm占75%,再磨细度-0.023 mm占85%条件下,采用一粗二扫三精的闭路试验流程,可获得铜品位23.40%,含 $\text{SiO}_2$ 12.40%,铜回收率89.42%的铜精矿。

**关键词:**铜精矿;回收率;二氧化硅;浮选;粗精矿再磨

中图分类号:TD952 TD923

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)05-0040-04

doi:10.11792/hj20240509

## 引言

铜是国民经济建设中重要金属原料之一,广泛应用于电力、新能源汽车、国防、航空航天等多个关键领域<sup>[1-5]</sup>。斑岩型铜(钼)矿是世界上重要的铜矿工业类型之一,具有矿体多、埋藏浅、矿石品位低、储量大的特点<sup>[6-8]</sup>。某铜矿是中国典型的大型斑岩铜(钼)矿,矿石总储量为50 784万t,金属储量为铜237万t、钼8万t、金73.4t、银1 045.9t,资源储量优势明显。目前,该矿山选矿系统处理量约8万t/d,年产铜金属量约10万t,是国内重要的铜生产基地之一。由于该矿石 $\text{SiO}_2$ 品位较高、铜钼矿物嵌布不均匀,导致后续冶炼成本增加。但是,提高铜品位、降低 $\text{SiO}_2$ 品位可能会降低铜回收率<sup>[8]</sup>。因此,为了更好地提铜降硅,开展了试验研究。

## 1 矿石性质

## 1.1 化学分析

矿石化学成分分析结果见表1。由表1可知:矿石中具有回收价值的金属元素主要为铜、钼,可以考虑附带回收金、银,其他成分含量较低,不具备综合回收价值。矿石含铜0.40%,含钼0.014%,含 $\text{SiO}_2$ 58.74%,属于典型的斑岩型铜(钼)矿。

表1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of ore chemical composition

成分	Cu	Au <sup>1)</sup>	Ag <sup>2)</sup>	S	Mo	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$
w/%	0.40	0.10	1.83	0.47	0.014	58.74	15.44

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

## 1.2 物相分析

铜、钼物相分析结果分别见表2、表3。由表2、表3可知,铜、钼矿物主要以硫化物形式存在。

表2 铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase

相别	$w(\text{Cu})/\%$	分布率/%
水溶铜	<0.001	0.25
自由氧化铜	0.009	2.28
结合氧化铜	0.006	1.51
次生硫化铜	0.140	35.35
原生硫化铜	0.240	60.61
总铜	0.396	100.00

表3 钼物相分析结果

Table 3 Analysis results of molybdenum phase

相别	$w(\text{Mo})/\%$	分布率/%
氧化钼	<0.001	7.14
硫化钼	0.013	92.86
总钼	0.014	100.00

## 1.3 矿物组成

矿石中主要金属矿物为黄铁矿、黄铜矿、斑铜矿,其次为磁/赤铁矿、辉钼矿,少量辉铜矿等;主要脉石矿物为石英,其次为长石、绢云母、绿帘石、绿泥石、方解石等,少量铁白云石、白云石、磷灰石、黏土矿物等。铜矿物主要为黄铜矿、斑铜矿,偶见自然铜、辉铜矿、孔雀石;钼矿物主要以辉钼矿形式存在。

## 2 结果与讨论

采用XMB-200×240棒磨机进行磨矿试验。采用XFD-3L、XFD-0.5L和XFGC II型浮选机进行浮选试验。其中,采用石灰、硫化钠、丁基黄药、Y89、

2<sup>#</sup>油为浮选药剂。

## 2.1 石灰用量

在磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占  $70\%$ , 硫化钠用量  $10\text{ g/t}$ , 混合捕收剂丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量  $120\text{ g/t}$ , 2<sup>#</sup>油用量  $30\text{ g/t}$ , 粗选时间  $5\text{ min}$  条件下, 考察石灰用量对选别指标的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 2。

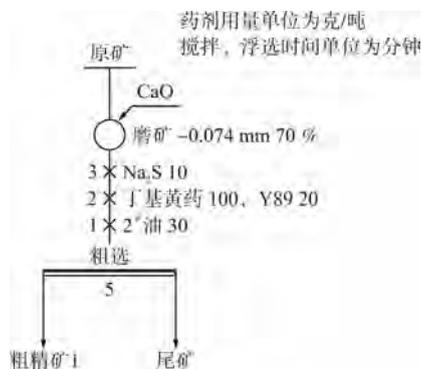


图 1 石灰用量试验流程

Fig. 1 Test flow chart of lime dosage

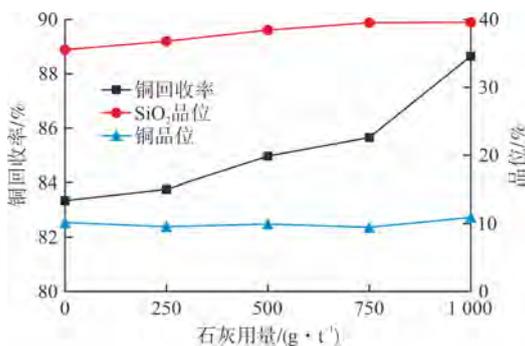


图 2 石灰用量试验结果

Fig. 2 Test results of lime dosage

由图 2 可知: 在试验药剂用量范围内, 随着石灰用量增加, 粗精矿 1 铜品位基本趋于稳定,  $\text{SiO}_2$  品位、铜回收率呈上升趋势; 当石灰用量为  $1000\text{ g/t}$ , 选别指标最佳, 故后续试验石灰用量采用  $1000\text{ g/t}$ 。

## 2.2 硫化钠用量

在磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占  $70\%$ , 混合捕收剂丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量  $120\text{ g/t}$ , 2<sup>#</sup>油用量  $30\text{ g/t}$ , 石灰用量  $1000\text{ g/t}$ , 粗选时间  $5\text{ min}$  条件下, 考察硫化钠用量对选别指标的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 3。

由图 3 可知: 随着硫化钠用量增加, 粗精矿 1 铜品位、 $\text{SiO}_2$  品位基本趋于稳定, 而铜回收率呈先上升后下降趋势; 当硫化钠用量为  $40\text{ g/t}$  时, 选别指标最佳, 故后续试验硫化钠用量采用  $40\text{ g/t}$ 。

## 2.3 丁基黄药 + Y89 用量

在磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占  $70\%$ , 硫化钠用量  $40\text{ g/t}$ , 2<sup>#</sup>油用量  $30\text{ g/t}$ , 石灰用量  $1000\text{ g/t}$ , 粗选时间

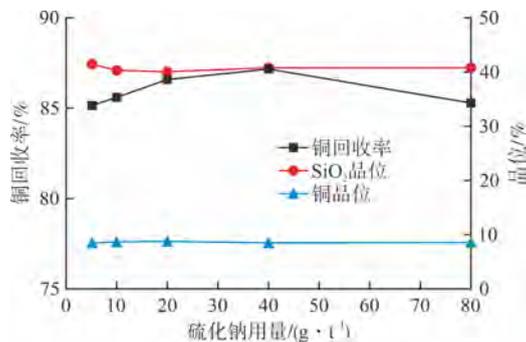


图 3 硫化钠用量试验结果

Fig. 3 Test results of sodium sulfide dosage

$5\text{ min}$  条件下, 考察混合捕收剂丁基黄药 + Y89 用量对选别指标的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 4。

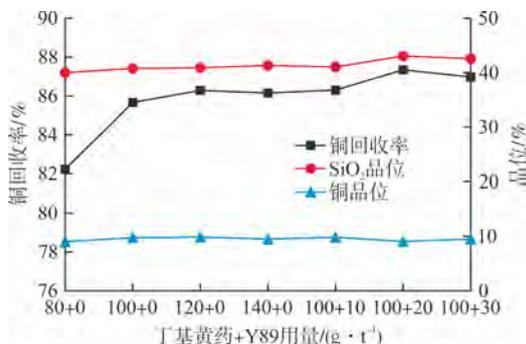


图 4 丁基黄药 + Y89 用量试验结果

Fig. 4 Test results of butyl xanthate + Y89 dosage

由图 4 可知: 若单独使用丁基黄药, 随着丁基黄药用量增加, 粗精矿 1 铜回收率呈先上升后略微下降趋势,  $\text{SiO}_2$  品位、铜品位基本趋于稳定; 当丁基黄药和 Y89 组合用药时, 随着 Y89 用量增加, 粗精矿 1 铜品位基本趋于稳定,  $\text{SiO}_2$  品位、铜回收率呈先上升后下降趋势; 丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量为  $120\text{ g/t}$  时, 铜回收率最佳,  $\text{SiO}_2$  品位略有增加。综合考虑, 后续试验丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量采用  $120\text{ g/t}$ 。

## 2.4 2<sup>#</sup>油用量

在磨矿细度  $-0.074\text{ mm}$  占  $70\%$ , 硫化钠用量  $40\text{ g/t}$ , 混合捕收剂丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量  $120\text{ g/t}$ , 石灰用量  $1000\text{ g/t}$ , 粗选时间  $5\text{ min}$  条件下, 考察 2<sup>#</sup>油用量对选别指标的影响。试验流程见图 1, 试验结果见图 5。

由图 5 可知: 2<sup>#</sup>油用量是影响选别指标的重要因素; 随着 2<sup>#</sup>油用量增加, 粗精矿 1 铜品位呈下降趋势, 铜回收率、 $\text{SiO}_2$  品位呈上升后略微下降趋势; 当 2<sup>#</sup>油用量为  $60\text{ g/t}$ , 粗精矿 1 铜回收率达到最佳值。综合考虑, 后续试验 2<sup>#</sup>油用量采用  $60\text{ g/t}$ 。

## 2.5 磨矿细度

在硫化钠用量  $40\text{ g/t}$ , 混合捕收剂丁基黄药 + Y89 (质量比  $5:1$ ) 用量  $120\text{ g/t}$ , 石灰用量  $1000\text{ g/t}$ , 2<sup>#</sup>油用量  $60\text{ g/t}$ , 粗选时间  $5\text{ min}$  条件下, 考察磨矿细度

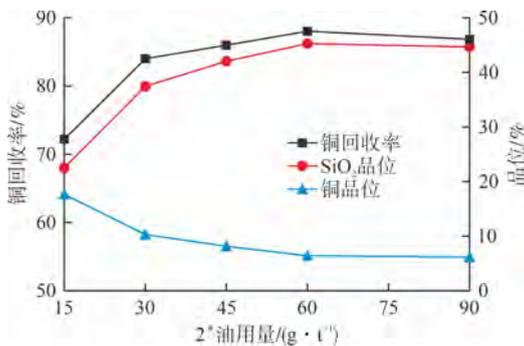


图5 2#油用量试验结果

Fig. 5 Test results of 2# oil dosage

对选别指标的影响。试验流程见图1,试验结果见图6。

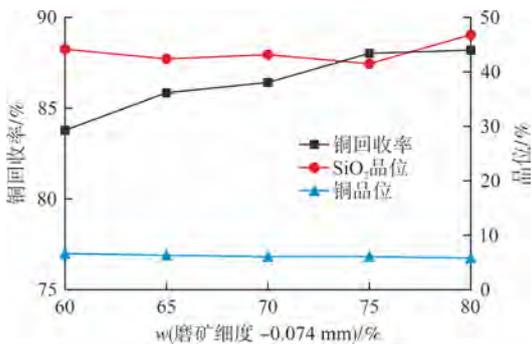


图6 磨矿细度试验结果

Fig. 6 Test results of grinding fineness

由图6可知:随着磨矿细度增加,粗精矿1铜品位小幅下降,铜回收率呈上升趋势;当磨矿细度增加至-0.074 mm占75%后,铜回收率变化不大,SiO<sub>2</sub>品位呈上升趋势。综合考虑,后续试验采用磨矿细度-0.074 mm占75%。

2.6 粗精矿1再磨试验

通过工艺矿物学分析后发现,粗精矿1与脉石矿物连生,导致粗精矿1解离度较差,影响选别指标,因此开展粗精矿1再磨试验。试验流程见图7,试验结果见图8。

由图8可知:随着再磨细度提高,粗精矿2铜品位呈上升趋势, SiO<sub>2</sub>品位呈下降趋势;铜回收率呈先上升后逐渐稳定趋势;当再磨细磨-0.023 mm占75%时,通过两次精选试验,可获得铜品位19.61%,含SiO<sub>2</sub>21.63%的粗精矿2。

2.7 闭路试验

依据上述条件试验确定的药剂制度开展多种条件闭路对比试验。即在磨矿细度-0.074 mm占68%, 2#油用量45 g/t条件下,分别选择再磨细度-0.023 mm占42%、65%、75%、85%进行1~4号试验;在磨矿细度-0.074 mm占75%,再磨细度-0.023 mm占85%条件下,分别选择2#油用量45 g/t、60 g/t进行5~6号试验。试验流程见图9,试验结果见表4。

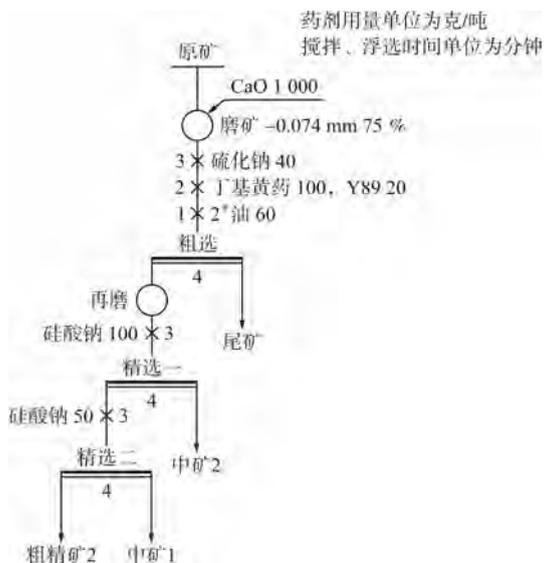


图7 粗精矿1再磨试验流程

Fig. 7 Test flow chart of Coarse Concentrate 1 regrinding

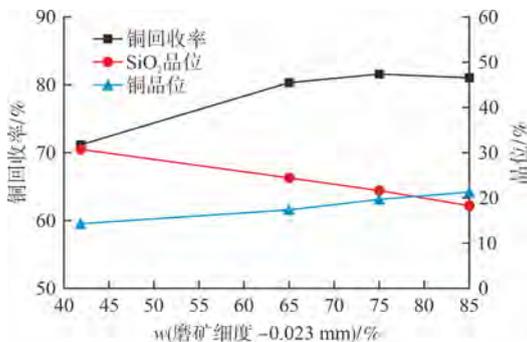


图8 粗精矿1再磨试验结果

Fig. 8 Test results of Coarse Concentrate 1 regrinding

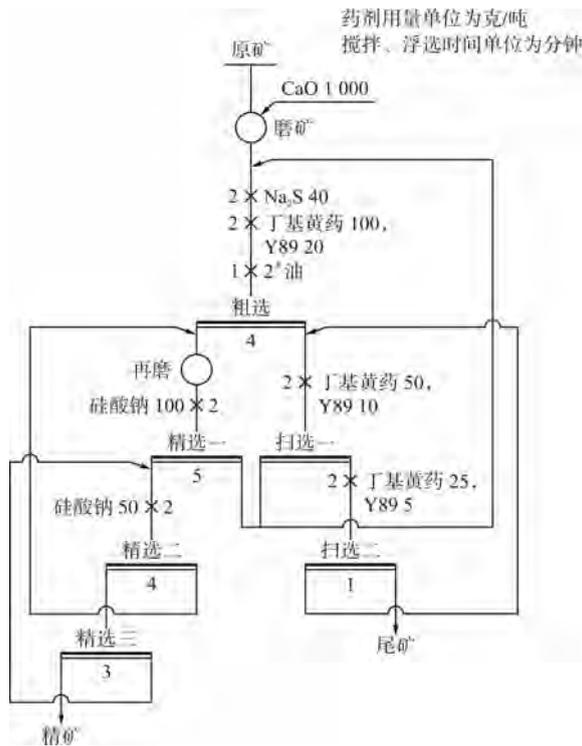


图9 闭路试验流程

Fig. 9 Closed-circuit test flow chart

表4 闭路试验结果

Table 4 Closed-circuit test results %

试验编号	产物	产率	品位		回收率	
			Cu	SiO <sub>2</sub>	Cu	SiO <sub>2</sub>
1	精矿	2.10	16.21	31.68	87.42	1.13
	尾矿	97.90	0.05	59.54	12.58	98.87
	原矿	100.00	0.39	58.95	100.00	100.00
2	精矿	1.84	18.53	25.51	88.53	0.78
	尾矿	98.16	0.05	60.55	11.47	99.22
	原矿	100.00	0.39	59.90	100.00	100.00
3	精矿	1.69	21.78	20.53	89.27	0.59
	尾矿	98.31	0.04	59.54	10.73	99.41
	原矿	100.00	0.40	58.88	100.00	100.00
4	精矿	1.60	22.54	16.69	89.28	0.45
	尾矿	98.40	0.04	60.68	10.72	99.55
	原矿	100.00	0.40	59.98	100.00	100.00
5	精矿	1.53	23.40	12.40	89.42	0.31
	尾矿	98.47	0.04	61.92	10.58	99.69
	原矿	100.00	0.40	61.15	100.00	100.00
6	精矿	1.90	18.80	21.29	89.93	0.67
	尾矿	98.10	0.04	61.70	10.07	99.33
	原矿	100.00	0.40	60.94	100.00	100.00

由表4可知:在磨矿细度 $-0.074\text{ mm}$ 占68%, $2^{\#}$ 油用量 $45\text{ g/t}$ 条件下,随着再磨细度的不断提高,精矿铜品位由16.21%提高到22.54%,铜回收率由87.42%升至89.28%, $\text{SiO}_2$ 品位由31.68%降低至16.69%;在磨矿细度 $-0.074\text{ mm}$ 占75%,再磨细度 $-0.023\text{ mm}$ 占85%条件下,随着 $2^{\#}$ 油用量增加,

精矿铜品位由23.40%降低至18.80%, $\text{SiO}_2$ 品位由12.40%增加至21.29%,铜回收率由89.42%提高至89.93%。同时,在试验过程中发现泡沫发黏,分析原因主要是杂质夹带严重。

### 3 结论

1) 矿石中具有回收价值的金属元素主要为铜、钼,可以考虑附带回收金、银,其他成分含量较低,不具备综合回收价值。

2) 在磨矿细度 $-0.074\text{ mm}$ 占75%,再磨细度 $-0.023\text{ mm}$ 占85%条件下,采用一粗二扫三精的闭路试验流程,可获得铜品位23.40%, $\text{SiO}_2$ 品位12.40%,铜回收率89.42%的铜精矿。

#### [参考文献]

- [1] 龙艳艳,曾祥龙,李全德.新疆某铜矿粗磨提铜降硅选矿试验[J].现代矿业,2019,35(10):150-152.
- [2] 王斯日古楞.起泡剂 $2^{\#}$ 油对稀土浮选的影响[J].现代矿业,2016,32(9):116-117,129.
- [3] 郭建萍.铜矿峪铜精矿降硅选矿试验研究[J].有色矿冶,2003(1):17-20.
- [4] 路良山,朱仁锋.新疆某难选氧化铜矿浮选试验研究[J].中国矿业,2013,22(6):93-96,100.
- [5] 袁明华,普仓风,赵继春.提高大红山铜矿铜精矿品位试验研究[J].有色金属(选矿部分),2009(4):12-14.
- [6] 柴垣民.提高铜矿峪铜精矿品位工艺途径探讨[J].有色金属(选矿部分),1998(1):13-15,36.
- [7] 何旭,师岑梅.云南某低品位铜矿浮选工艺流程试验研究[J].世界有色金属,2017(14):92-93.
- [8] 赖桂华.铜精矿降硅提铜工艺改进研究[J].中国金属通报,2020(8):1-3.

## Experimental study on copper recovery and silicon reduction in a copper ore

Huang Yidong

(School of Resource and Environmental Engineering, Jiangxi University of Science and Technology)

**Abstract:** The copper concentrate obtained after separation of a copper ore approximately contains 26%  $\text{SiO}_2$ , and an excessive  $\text{SiO}_2$  content can increase subsequent smelting costs. However, increasing the copper grade and reducing the  $\text{SiO}_2$  content may lower the copper recovery rate. In order to better recover copper and reduce silicon content, experimental research was conducted. The results show that with the increase in regrinding fineness, the  $\text{SiO}_2$  content decreases, the copper grade increases, and the copper recovery rate first rises and then tends to stabilize. Under the conditions of grinding fineness  $-0.074\text{ mm}$  accounting for 75% and regrinding fineness  $-0.023\text{ mm}$  accounting for 85%, adopting a closed-circuit test process of one roughing, three cleaning, and three scavenging, a copper concentrate with a grade of 23.40% and  $\text{SiO}_2$  content of 12.40% was obtained, with a copper recovery rate of 89.42%.

**Keywords:** copper concentrate; recovery rate; silicon dioxide; flotation; regrinding of roughing concentrate