

doi:10.3969/j.issn.1671-9492.2020.02.004

# 某难选泥质氧化铜矿浮选试验研究

黄 晟<sup>1,2</sup>,徐其红<sup>1,2</sup>,梁治安<sup>1,2</sup>,张兴勋<sup>1</sup>,叶志勇<sup>1</sup>

(1. 紫金矿业集团股份有限公司,福建 上杭 364200;

2. 低品位难处理黄金资源综合利用国家重点实验室,福建 厦门 361101)

**摘要:**为减少泥质矿物对孔雀石浮选的影响,采用预先脱泥浮选工艺,对某高氧化率、含泥量大的难处理氧化铜矿石进行试验研究,对于预先脱泥浮选工艺,细泥脱除率为9.42%的情况下,能获得综合铜精矿品位为27.16%,脱除的细泥作为产品转入湿法浸出作业,铜的浸出率能达到94.30%,折算成全流程的铜的回收率为12.02%,所以全流程的铜综合回收率为85.46%,与原矿直接浮选工艺对比,浮选综合铜精矿品位提高了3.88%,铜综合回收率提高了6.32%,充分说明了预先脱泥浮选—矿泥浸出的选冶联合工艺的效果。而且原矿经过旋流器预先脱泥处理后,在保证铜精矿回收率的同时,包括氟硅酸钠、硫化钠和捕收剂在用量上都有较大的降低空间,充分说明了预先脱泥浮选工艺的效果。

**关键词:**难选氧化铜矿;泥化;浮选;预先脱泥**中图分类号:**TD923; TD952**文献标志码:**A**文章编号:**1671-9492(2020)02-0019-06

## Study on Flotation Experiment of a Refractory Argillaceous Copper Oxide Ore

HUANG Sheng<sup>1,2</sup>, XU Qihong<sup>1,2</sup>, LIANG Zhi'an<sup>1,2</sup>, ZHANG Xingxun<sup>1</sup>, YE Zhiyong<sup>1</sup>

(1. Zijin Mining Group Co., Ltd., Shanghang Fujian 364200, China; 2. State Key Laboratory of Comprehensive Utilization of Low Grade Refractory Gold Ores, Xiamen Fujian 361101, China)

**Abstract:** In order to reduce the influence of clay minerals on malachite flotation, a series of flotation experiments were carried out on the basis of pre-desilting process, aiming at such characteristics of this refractory argillaceous copper oxide ore as high oxidation rate, serious sliming. When the fine mud removal rate was 9.42%, the comprehensive concentrator with Cu grade 27.16%, the leaching rate of copper can reach 94.30%, and the copper recovery rate of the whole process is 12.02%, so the comprehensive copper recovery rate of the whole process is 85.46%. Compared with the direct flotation process of the ore, the flotation comprehensive copper concentrate grade has increased by 3.88%, the comprehensive recovery rate of copper increased by 6.32%, fully demonstrating the effect of the pre-dewatering flotation-mineral leaching process. The amount of sodium fluosilicate, sodium sulfide and collector could be reduced greatly on the premise of ensuring the recovery rate of concentrate, which fully explained the effect of pre-desilting flotation process.

**Key words:**refractory copper oxide ore; sliming; flotation; pre-desilting process

氧化铜矿是我国铜矿资源的重要组成部分,储量比较丰富。我国大部分硫化矿床的上部都有氧化带,有的矿床被氧化而成为大中型的氧化矿床<sup>[1-2]</sup>。因此,开发和处理氧化铜矿,对于铜冶金工业的发展具有重大的意义。

硫化浮选法仍是氧化铜矿的主流浮选工艺,氧化铜矿一般具有品位低、氧化率高、结合率高、易泥

化等特点<sup>[3]</sup>,由于矿泥具有污染矿物表面、降低矿物可浮性、无谓消耗药剂、使浮选过程难以操控等突出问题,矿泥在一定程度上增大了氧化铜矿浮选的难度,单一浮选已较难高效回收氧化率高的复杂氧化铜矿<sup>[4-5]</sup>,如何创新工艺流程,开发合理的药剂制度,改善浮选环境,对于处理泥质难处理的氧化铜矿具有十分重要的意义。本次研究以某含泥量大、高氧

化率的氧化铜矿为例,对原矿进行了旋流器预先脱泥处理,开展了深入的流程工艺优化试验研究。

## 1 矿石性质

样品的铜矿物组成以氧化铜矿物为主,含铜

3.82%,氧化率高达90%以上,其次有假孔雀石、富铜钴硬锰矿以及微量的辉铜矿、自然铜、黄铜矿等,脉石矿物主要是以石英为主,其次是绿泥石、白云母等硅酸盐矿物。该矿物的元素化学分析结果见表1,主要矿物组成及含量见表2。

表 1 样品多组分分析结果

组分	Multi-composition analysis results of sample											/%
	Cu	S	Co	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Fe	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	Mn	MnO	
含量	3.82	0.02	0.05	5.41	3.97	6.59	1.31	1.88	1.69	0.2	0.33	64.84

表 2 主要矿物组成及含量

Table 2 The main mineral composition /%

矿物	含量
孔雀石	3.88
假孔雀石	0.44
自然铜、黄铜矿、辉铜矿、铜蓝	微量
富铜钴硬锰矿	0.48
黄铁矿	0.39
褐铁矿	1.37
石英	68.28
绿泥石	6.72
白云石	12.14
其它(长石、白云母、透闪石等)	8.3
合计	100.0

矿样中的锰含量较高,这主要与铜钴硬锰矿占比高等因素有关,通常所谓的硬锰矿指的是广义硬锰矿,是一种细分散的多矿物集合体,主要为含多种元素的锰的氧化物和氢氧化物,在形态上往往具有由胶体形成的胶状结构等特点,硬度低,易泥化成分散状细颗粒,容易造成浮选环境的恶化,从而导致浮选效果的变差,另外脉石矿物中绿泥石的含量也较高,也容易造成矿浆泥化严重,因此如何减少泥质矿物对孔雀石浮选的影响可能是解决该矿物难选的关键<sup>[6-7]</sup>。

## 2 试验研究

该矿石为高氧化率、含泥量大的难处理氧化铜矿石,铜矿物种类繁多,嵌布关系复杂,可浮性差异较大,目前采用的工艺为硫化浮选,先浮选易选氧化铜矿,后浮选难选氧化铜矿的分布浮选工艺,铜综合回收率基本为78%左右,但由于矿石含泥量大,泥化现象严重,采用传统的单一浮选工艺,存在工艺过程较难控制、指标波动大等问题,故决定引入旋流器脱泥作业,进行预先脱泥处理,并开展脱泥后浮选的工艺优化试验,旨在能高效利用该难选氧化铜矿资源。

### 2.1 脱泥浮选试验

试验采用的FX150旋流器进行脱泥,根据旋流器不同溢流口与沉砂口组合,进行不同排口比的试验,获得不同的脱泥产率,参照原矿直接浮选开路流程及药剂制度条件,进行沉砂分选试验,考虑到细泥中含有部分微细粒级的铜钴矿物,采用浮选的办法无法得到回收,因此细泥可以作为湿法冶金作业的入料,所以在本次脱泥浮选试验中,细泥是作为浮选流程系统的产品,通过考察不同的细泥脱除率的情况下,流程的铜综合回收的情况。具体的试验流程图见图1,试验结果见表3。

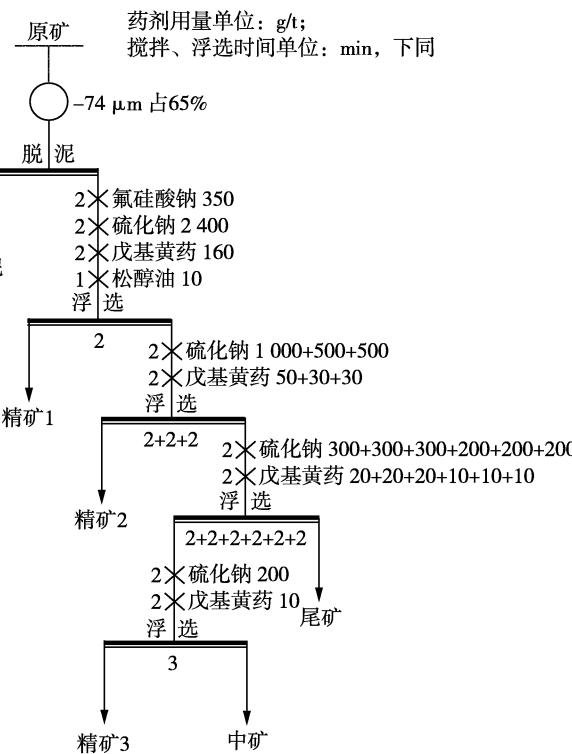


图 1 脱泥浮选试验流程

Fig. 1 Flowsheet of desliming flotation test

表 3 脱泥浮选试验结果

Table 3 Result of desliming flotation test

/%

脱泥参数	作业	产品	产率		Cu品位	Cu回收率	
			对作业	对原矿		对作业	对原矿
排口比 1.05 脱泥率 7.44%	脱泥 矿砂浮选	矿泥		7.44	5.12		9.82
		矿砂		92.56	3.78		90.18
		原矿		100.0	3.88		100.0
		精矿 1	7.87	7.28	29.12	60.10	54.20
		精矿 2	3.60	3.33	20.15	19.02	17.16
		精矿 3	0.38	0.35	12.56	1.25	1.12
		中矿	0.71	0.66	5.55	1.04	0.94
		尾矿	87.45	80.94	0.81	18.59	16.76
		合计	100.0	92.56	3.81	100.0	90.18
		矿泥		9.42	5.34		13.05
排口比 0.93 脱泥率 9.42%	脱泥 矿砂浮选	矿砂		90.58	3.70		86.95
		原矿		100.0	3.85		100.0
		精矿 1	7.26	6.58	33.12	60.92	52.97
		精矿 2	4.03	3.65	21.15	21.58	18.76
		精矿 3	0.31	0.28	11.56	0.90	0.79
		中矿	0.78	0.71	5.35	1.06	0.92
		尾矿	87.61	79.36	0.70	15.53	13.50
		合计	100.0	90.58	3.95	100.0	86.95
		矿泥		12.44	5.20		16.57
		矿砂		87.56	3.72		83.43
排口比 0.84 脱泥率 12.44%	脱泥 矿砂浮选	原矿		100.0	3.90		100.0
		精矿 1	6.62	5.80	36.12	62.98	52.55
		精矿 2	3.23	2.83	22.15	18.85	15.72
		精矿 3	0.34	0.30	12.56	1.13	0.95
		中矿	0.75	0.66	5.55	1.10	0.92
		尾矿	89.05	77.97	0.68	15.94	13.30
		合计	100.0	87.56	3.80	100.0	83.43
		矿泥		16.79	5.15		22.50
		矿砂		83.21	3.58		77.50
		原矿		100.0	3.84		100.0
排口比 0.76 脱泥率 16.79%	脱泥 矿砂浮选	精矿 1	6.11	5.08	37.12	61.34	47.54
		精矿 2	3.16	2.63	23.15	19.80	15.35
		精矿 3	0.42	0.35	12.56	1.43	1.11
		中矿	0.79	0.66	5.55	1.19	0.92
		尾矿	89.52	74.49	0.67	16.23	12.58
		合计	100.0	83.21	3.69	100.0	77.50

从试验结果可以看出,随着排口比的降低,采用旋流器脱泥的矿泥产率逐渐增加,矿泥的脱除,浮选的泥化现象得到了较好的缓解,随着脱泥率的增加,精矿铜的品位逐渐增加,但随着矿泥的脱除,进入浮选流程的铜金属量也随之减少,在脱泥率为 9.42% 时,铜的作业回收率为 84.47%,此后随着脱泥率的增加,铜的作业回收率逐渐下降,因此控制脱泥率为 9.42% 比较合适,此时矿泥的铜金属分布率为 13.05%,矿泥作为浮选系统的产品时,系统的铜的综合回收率为 86.5%。

## 2.2 浮选优化试验

经过预先脱泥处理后,矿浆的浮选环境发生了一定的变化,包括药剂制度等工艺参数与原来的流

程有一定的变化,在图 1 流程的基础上,当脱泥率为 9.42% 时,对脱除矿泥后的沉砂进行浮选优化试验,试验的方向主要从粗选段的药剂优化、提高浮选浓度等方面入手。

### 2.2.1 氟硅酸钠用量试验

氟硅酸钠作为矿泥的抑制剂,经过脱泥处理后,对氟硅酸钠进行用量试验,其余药剂用量保持原有药剂制度,试验流程图见图 2,试验结果见表 4。

从表 4 可以看出,随着氟硅酸钠用量的增加,氧化铜精矿的品位变化不大,但回收率先升高后下降,说明经过脱泥处理后,氟硅酸钠的用量过大,对孔雀石的浮选也会有一定的抑制作用,相比于之前 350 g/t 的用量,经过预先脱泥后,氟硅酸钠用量降为 250 g/t 比

较合适。

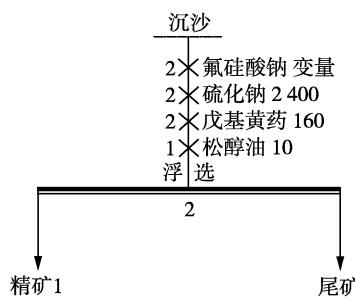


图 2 氟硅酸钠用量试验流程

Fig. 2 Flowsheet of fluorine sodium silicate dosage test

表 4 氟硅酸钠用量试验结果

Table 4 Result of fluorine sodium silicate dosage test /%

氟硅酸钠用量/(g·t <sup>-1</sup> )	产品	产率	Cu品位	Cu回收率
200	精矿	6.73	33.39	62.59
	尾矿	93.27	1.44	37.41
	合计	100.0	3.59	100.0
250	精矿	7.16	33.23	64.35
	尾矿	92.84	1.42	35.65
	合计	100.00	3.70	100.0
300	精矿	7.04	32.66	61.94
	尾矿	92.96	1.52	38.06
	合计	100.0	3.71	100.0
350	精矿	7.02	32.39	60.75
	尾矿	92.98	1.58	39.25
	合计	100.0	3.74	100.0

### 2.2.2 捕收剂用量试验

从前面脱泥浮选试验的试验现象中发现,采用原来的药剂制度,脱泥后浮选药剂的浓度会有所偏高,泡沫发黏,经过脱泥处理后,捕收剂的用量有降低的空间,药剂种类仍然采用戊基黄药,进行捕收剂用量的试验,试验流程见图 3,试验结果见表 5。

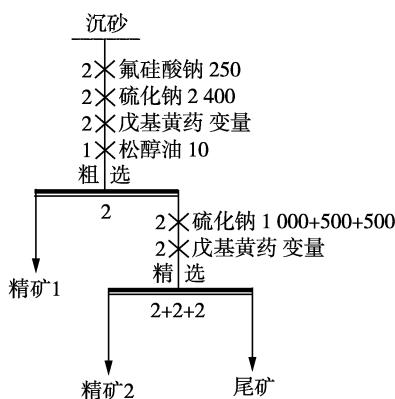


图 3 捕收剂用量试验流程

Fig. 3 Flowsheet of collector dosage test

表 5 捕收剂用量试验结果

Table 5 Result of collector dosage test /%

捕收剂用量/(g·t <sup>-1</sup> )	产品	产率	Cu品位	Cu回收率
120,30+20+20	精矿 1	5.12	36.21	48.48
	精矿 2	5.12	23.93	32.04
	尾矿	89.76	0.83	19.48
140,40+20+20	合计	100.0	3.82	100.0
	精矿 1	6.88	35.32	62.37
	精矿 2	4.12	20.03	21.18
160,50+30+30	尾矿	89.00	0.72	16.45
	合计	100.0	3.90	100.0
	精矿 1	7.30	33.23	63.14
170,60+30+30	精矿 2	4.02	19.12	20.01
	尾矿	88.68	0.73	16.85
	合计	100.0	3.84	100.0
1800,600+500+500	精矿 1	8.42	26.38	59.27
	精矿 2	7.12	12.54	23.83
	尾矿	84.46	0.75	16.90
2000,800+400+400	合计	100.0	3.75	100.0

从试验结果可以看出,在保证铜精矿回收率的同时,捕收剂的用量有一定的降低空间,在戊基黄药(140,40+20+20) g/t 的用量情况下,尾矿铜损失能控制在较低的水平,而且精矿品位有了一定的提升。

### 2.2.3 硫化钠用量试验

经过脱泥处理后,矿浆环境发生了一定程度的变化,对硫化钠的活化效果会有一定的影响,所以进行硫化钠的用量试验,试验流程见图 3,其中戊基黄药的用量为(140,40+20+20) g/t,试验结果见表 6。

表 6 硫化钠用量试验结果

Table 6 Result of sodium sulfide dosage test /%

硫化钠用量/(g·t <sup>-1</sup> )	产品	产率	Cu品位	Cu回收率
1800,600+500+500	精矿 1	6.55	31.21	54.52
	精矿 2	5.02	20.93	28.02
	尾矿	88.43	0.74	17.45
2000,800+400+400	合计	100.0	3.75	100.0
	精矿 1	7.43	33.32	62.84
	精矿 2	4.22	20.03	21.46
2200,900+500+500	尾矿	88.35	0.70	15.70
	合计	100.0	3.94	100.0
	精矿 1	7.40	33.23	63.76
2400,1000+500+500	精矿 2	4.02	19.12	19.93
	尾矿	88.58	0.71	16.31
	合计	100.0	3.86	100.0
2400,1000+500+500	精矿 1	7.38	32.12	61.86
	精矿 2	4.05	20.12	21.27
	尾矿	88.57	0.73	16.87
2400,1000+500+500	合计	100.0	3.83	100.0

由表 6 可以看出,随着硫化钠用量的减少,氧化铜精矿的回收率有下降的趋势,对比原来硫化钠(2 400,1 000+500+500) g/t 的用量,用量(2 000,800

+400+400) g/t 时,不仅能获得相近甚至更好的指标,在药剂用量和成本上也有一定程度的降低。

#### 2.2.4 矿浆浓度试验

氧化矿的浮选受矿泥的影响较大,因此浮选浓度一般采用较低的浓度进行,前期试验的矿浆浓度控制在 25%~28%,但过低的浓度也会导致浮选时间的减少,不利于回收率的提高,经过脱泥处理后,探索氧化矿粗选段矿浆浮选浓度提升的可能性,试验流程见图 3,药剂制度采用优化后的条件用量,试验结果见表 7。

由表 7 可知,矿浆浓度为 26% 时,可以获得的较高品位的氧化铜精矿,但是回收率偏低,随着矿浆浓度的升高,回收率有升高的趋势,但当浓度达到 37% 时,铜的回收率又出现了一定程度的下降,因此矿浆经过脱泥处理时,浓度有一定的提高空间,但空间不明显,过高的浓度还是不利于氧化铜的浮选,适宜的矿浆浓度为 30%~32%。

表 7 矿浆浓度试验结果

Table 7 Result of pulp density test /%

矿浆浓度	产品	产率	Cu 品位	Cu 回收率
26	精矿 1	7.18	33.23	62.58
	精矿 2	4.03	19.32	20.42
	尾矿	88.79	0.73	17.00
	合计	100.0	3.81	100.0
30	精矿 1	7.43	32.32	63.08
	精矿 2	4.23	19.03	21.14
	尾矿	88.34	0.68	15.78
	合计	100.0	3.81	100.0
32	精矿 1	7.30	32.23	63.48
	精矿 2	4.02	18.89	20.49
	尾矿	88.68	0.67	16.03
	合计	100.0	3.71	100.0
37	精矿 1	7.88	26.22	58.19
	精矿 2	5.05	16.12	22.93
	尾矿	87.07	0.77	18.88
	合计	100.0	3.55	100.0

#### 2.2.5 闭路试验

在原矿脱泥后沉砂浮选优化试验的基础上,脱泥率控制在 9.42%,进行全流程闭路试验,其中矿泥作为冶金酸浸的原料,与原矿不脱泥的直接浮选流程闭路试验进行对比,综合评价预先脱泥浮选流程的效果,其中脱泥浮选闭路试验流程见图 4,原矿直接浮选闭路流程见图 5,试验结果见表 8。

从表 8 的结果可以看出,原矿直接浮选时,综合铜精矿的品位为 23.28%,铜的综合回收率为 79.14%,对原矿进行预先脱泥处理后,缓解了矿泥在浮选中带来的不利影响,铜精矿的品位有了一定

的提升,浮选铜综合精矿的品位为 27.16%。

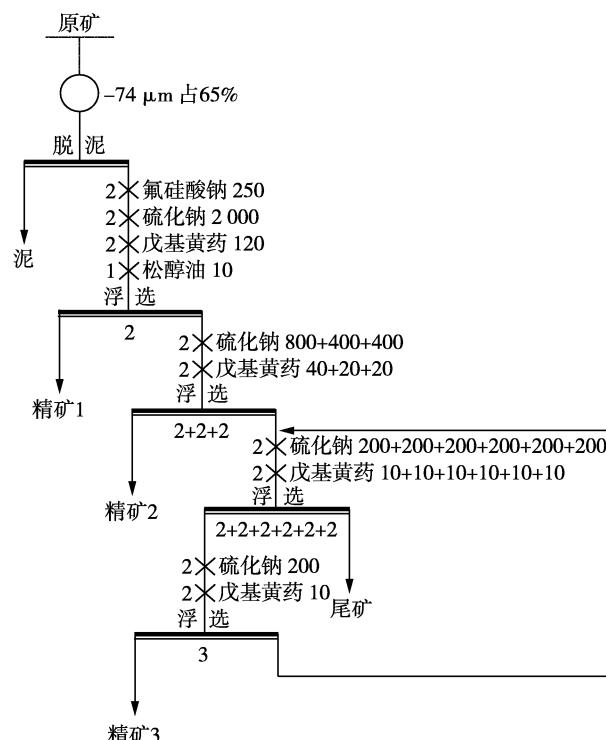


图 4 脱泥浮选闭路试验流程

Fig. 4 Flowsheet of desilting flotation closed-circuit test

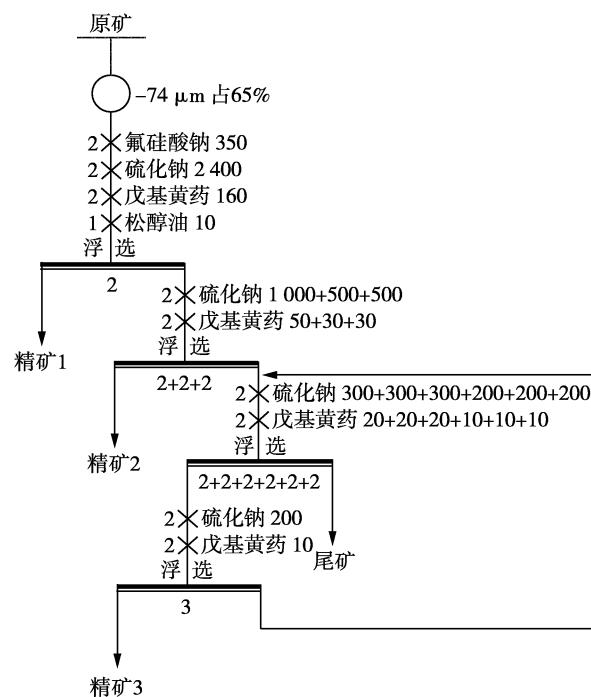


图 5 直接浮选闭路试验流程

Fig. 5 Flowsheet of direct flotation closed-circuit test

表 8 闭路试验结果

Table 8 Result of closed-circuit test /%

流程	产品	产率	Cu 品位	Cu 回收率
直接浮选	氧化铜精矿 1	7.88	28.45	58.44
	氧化铜精矿 2	3.96	16.32	16.85
	氧化铜精矿 3	1.2	12.32	3.85
	尾矿	86.96	0.92	20.86
脱泥浮选	合计	100.0	3.84	100.0
	氧化铜精矿 1	6.42	32.56	53.13
	氧化铜精矿 2	3.24	21.02	17.31
	氧化铜精矿 3	0.98	12.05	3.00
	泥	9.43	5.32	12.75
	尾矿	79.93	0.68	13.81
	合计	100.0	3.93	100.0

考虑到脱除的细泥是作为产品转入湿法浸出作业,在细泥脱除率为 9.42% 的情况下,铜金属的分布率为 12.75%,对这部分细泥进行进一步的酸浸试验,试验条件为:常温常压,矿浆浓度为 25%,用 5% 的稀硫酸调酸至 pH 值为 1.5 左右,搅拌浸出 2 h。细泥经过浸出,酸耗为 356 kg/t,铜的浸出率达到 94.30%,折算成全流程的铜的回收率就为 12.02%,所以全流程的铜综合回收率为 85.46%,与原矿直接浮选工艺对比,浮选铜综合精矿品位提高了 3.88%,铜综合回收率提高了 6.32%,充分说明了预先脱泥浮选-矿泥浸出的选冶联合工艺的效果。

### 3 结论

1)某难选矿石含铜 3.82%,为高氧化率、含泥量大的难处理氧化铜矿石,铜矿物种类繁多,嵌布关系复杂,可浮性差异较大,如何减少泥质矿物对孔雀石浮选的影响可能是解决该矿物难选的关键。

2)原矿经过旋流器预先脱泥处理后,在保证铜精矿回收率的同时,包括氟硅酸钠、硫化钠和捕收剂在用量上都有较大的降低空间。

3)对于预先脱泥浮选工艺,细泥脱除率为 9.42% 的情况下,能获得浮选铜综合精矿品位为 27.16%,脱除的细泥进行酸浸作业,铜的浸出率达到 94.30%,折算成全流程的铜的回收率为 12.02%,所以全流程的铜综合回收率为 85.46%,与原矿直接浮选工艺对比,浮选铜综合精矿品位提高

了 3.88%,铜综合回收率提高了 6.32%,充分说明了预先脱泥浮选-矿泥浸出的选冶联合工艺的效果。

### 参考文献

- [1] 卢道刚. 刚果(金)加丹加地区铜钴矿加工工艺现状及发展方向[J]. 世界有色金属, 2009(7):72-75.  
LU Daogang. Current situation and development direction of copper cobalt processing technology in Katanga, DRC[J]. World Nonferrous Metals, 2009(7):72-75.
- [2] 高起鹏. 氧化铜矿硫化浮选几个问题[J]. 有色矿冶, 2003, 2(4):22-24.  
GAO Qipeng. Several problems in sulfide flotation of oxidized copper ore [J]. Non-ferrous Mining and Metallurgy, 2003, 2(4):22-24.
- [3] 罗良烽, 文书明, 周兴龙, 等. 氧化铜矿的研究现状及存在问题探讨[J]. 矿业快报, 2007, 8(8):26-28.  
LUO Liangfeng, WEN Shuming, ZHOU Xinglong, et al. Research status and problems of oxidized copper ore[J]. Express Information of Mining Industry, 2007, 8 (8): 26-28.
- [4] 邱廷省, 郑锡联, 冯金妮, 等. 氧化铜矿石选矿技术研究进展[J]. 金属矿山, 2011(12):82-86.  
QIU Tingxing, ZHENG Xilian, FENG Jinni, et al. Research progress in the beneficiation technology of copper oxide ore[J]. Metal Mine, 2011(12):82-86.
- [5] 陈代雄, 胡波, 杨建文, 等. 一种高泥质铁质难处理氧化铜矿的回收方法: 105435952A[P]. 2016-03-30.  
CHEN Daixiong, HU Bo, YANG Jianwen, et al. A recovery method of refractory oxidized copper ore with high argillaceous iron: 105435952A[P]. 2016-03-30.
- [6] 李荣改, 宋翔宇, 乔江晖, 等. 含泥难选氧化铜矿石选矿工艺研究[J]. 矿冶工程, 2008(1):46-50.  
LI Ronggai, SONG Xiangyu, QIAO Jianghui, et al. Study on beneficiation technology of slime bearing refractory oxidized copper ore [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2008(1):46-50.
- [7] 李成秀, 王昌良, 饶系英, 等. 四川某氧化铜矿石选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2010(12):72-75.  
LI Chengxiu, WANG Changliang, RAO Xiying, et al. Experimental study on beneficiation of an oxidized copper ore in Sichuan Province [J]. Metal Mine, 2010 (12): 72-75.