

# 刚果(金)某渣选硫化铜矿再磨再选试验研究<sup>①</sup>

刘杰, 王洪杰, 周宽达, 蒙文飞, 兰福荫, 陈兴海, 陆智国

(华刚矿业股份有限公司, 北京 100039)

**摘要:** 对刚果(金)某含铜 9.62% 的低品位渣选硫化铜矿进行了回收铜的选矿试验研究。在化学多元素分析、赋存状态分析基础上, 采用再磨再选浮选工艺, 获得了 Cu 品位 25.16%、回收率 90.67% 的铜精矿产品。

**关键词:** 渣选硫化铜矿; 磨矿; 浮选; 刚果(金); 铜精矿

中图分类号: TD952

文献标识码: A

doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2024.04.039

文章编号: 0253-6099(2024)04-0203-04

## Regrinding and Reseparation of Slag-Beneficiated Copper Sulfide Ore from Congo (Kinshasa)

LIU Jie, WANG Hongjie, ZHOU Kuanda, MENG Wenfei, LAN Fuyin, CHEN Xinghai, LU Zhiguo

(SINO-CONGOLAISE DES Mines S. A., Beijing 100039, China)

**Abstract:** To recover the copper resource therein, mineral processing of a slag-beneficiated copper sulfide ore from Congo (Kinshasa) with 9.62% Cu was investigated. A regrinding and reseparation flotation process was proposed based on multi-element chemical analysis and mineral occurrence analysis. It is found that with this process, a copper concentrates with Cu grade of 25.16% and Cu recovery of 90.67% can be collected.

**Key words:** slag-beneficiated copper sulfide ore; milling; flotation; Congo (Kinshasa); copper concentrate

非洲矿产资源极为丰富,铜、钴、金、铀等储量均居世界首位<sup>[1]</sup>。近年来,随着中国在非洲矿业投资逐渐增加,刚果(金)境内一系列铜钴矿得以开发利用<sup>[1]</sup>。目前,非洲刚果(金)地区大部分硫氧混合型铜钴矿的回收技术以浮选和浮选-浸出联合工艺为主<sup>[2-6]</sup>。每年选冶工艺生产过程中产生大量浸出渣,部分浸出渣铜品位较高,直接丢弃既污染环境又造成资源浪费。如何高效回收利用这部分含铜浸出渣已成为矿山企业必须面对的问题。本文针对低品位渣选硫化铜中铜资源回收问题,对刚果(金)某地堆存的大量渣选硫化铜矿开展选矿试验研究,旨在为工业化回收利用该资源探索简单易行的选矿方案。

## 1 试样性质及试验方案

### 1.1 试样性质

刚果(金)某矿山原生铜钴混合矿经先浮选硫化

铜、后硫化浮选氧化铜工艺得到粗选氧化铜精矿,粗选氧化铜精矿硫酸浸出后的浸出渣经酸性浮选后获得渣选低品位硫化铜矿。试验所用试样取自该渣选硫化铜沉淀池。试样采用网格法取样获得,对获得的样品全部混匀缩分作为试验样,考虑到实际生产中的需求,试样未进行清水洗涤。

试样化学多元素和铜物相分析结果分别见表1和见表2。由表1~2可知,矿石中可回收的主要有价元素为Cu,其次为Co,其他元素品位太低,不具备回收价值。本文主要考虑铜金属的回收,其氧化率为42.41%。

表1 试样化学多元素分析结果(质量分数) %

| Cu   | Co                             | S                | Fe   | Mn               | CaO  |
|------|--------------------------------|------------------|------|------------------|------|
| 9.62 | 0.07                           | 5.96             | 2.48 | 0.02             | 1.95 |
| MgO  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> | Na   | K <sub>2</sub> O | CuO  |
| 3.99 | 4.39                           | 42.00            | 0.33 | 1.05             | 4.08 |

① 收稿日期: 2024-03-13

作者简介: 刘杰(1983—),男,山西人,硕士,高级工程师,主要从事有色金属选冶技术、质量控制和生产管理工作。E-mail: muran\_2002@163.com

通信作者: 周宽达(1995—),男,云南曲靖人,硕士,助理工程师,主要研究方向为有色金属选冶及二次资源的回收及开发利用。E-mail: ustbkd@163.com

表2 试样铜物相分析结果

| 铜物相   | 质量分数/% | 分布率/%  |
|-------|--------|--------|
| 水溶铜   | <0.005 | —      |
| 氧化铜   | 1.430  | 14.86  |
| 次生硫化铜 | 7.810  | 81.19  |
| 原生硫化铜 | 0.070  | 0.73   |
| 其他    | 0.310  | 3.22   |
| 合计    | 9.620  | 100.00 |

对试样进行了X射线衍射分析,并结合显微镜分析,测得试样矿物组成如表3所示。试样中铜矿物主要为蓝辉铜矿和铜蓝,其次为斑铜矿,另有少量黄铜矿、硫砷铜矿和硅孔雀石,微量辉铜矿、硫铜钴矿等。脉石矿物主要为石英,其次为绿泥石和白云母,另有少量石膏和褐铁矿,微量正长石、电气石、钠长石、金红石、磷灰石、赤铁矿、黑云母、高岭石、铬铁矿、锆石等。

表3 试样矿物组成

| 矿物   | 质量分数/% | 矿物   | 质量分数/% |
|------|--------|------|--------|
| 蓝辉铜矿 | 5.48   | 钠长石  | 0.27   |
| 铜蓝   | 5.03   | 硅孔雀石 | 0.17   |
| 斑铜矿  | 1.56   | 褐铁矿  | 1.83   |
| 黄铜矿  | 0.20   | 金红石  | 0.32   |
| 硫砷铜矿 | 0.11   | 石英   | 49.88  |
| 白云母  | 11.61  | 绿泥石  | 19.57  |
| 石膏   | 2.16   | 磷灰石  | 0.20   |
| 正长石  | 0.74   | 其他   | 0.21   |
| 电气石  | 0.66   |      |        |

试样粒度筛分分析及铜分布情况见表4。试样中-0.074 mm 粒级占76.53%, -0.025 mm 粒级占64.42%,各粒级产品Cu品位介于6.92%~12.94%,无明显富集情况;12.53%的铜分布于0.074~0.15 mm 粒级,10.71%的铜分布于0.038~0.074 mm 粒级,67.44%的铜分布于-0.025 mm 粒级。由此分析可知,试样中铜嵌布粒度细,常规重选或浮选方法难以高效回收试样中的铜。

表4 试样粒度筛分分析及铜分布情况

| 粒级/mm       | 产率/%   | Cu品位/% | 分布率/%  |
|-------------|--------|--------|--------|
| +0.150      | 5.99   | 12.94  | 8.02   |
| 0.074~0.150 | 17.48  | 6.92   | 12.53  |
| 0.038~0.074 | 11.13  | 9.29   | 10.71  |
| 0.025~0.038 | 0.98   | 12.81  | 1.30   |
| -0.025      | 64.42  | 10.11  | 67.44  |
| 合计          | 100.00 | 9.66   | 100.00 |

## 1.2 试验方法

为了合理回收这部分资源,对该低品位渣选硫化铜矿开展了原矿石灰调浆浮选、洗涤后浮选、低浓度浮

选和原矿再磨再选等大量探索试验研究,并结合现场生产实践,最终确定以再磨再选方案实现渣选铜精矿的高效回收。试验原则流程见图1。

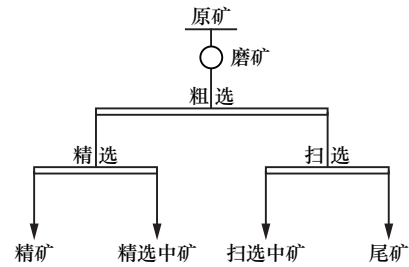


图1 试验原则流程

## 2 试验结果及讨论

### 2.1 磨矿产品粒度及主要价组分布情况分析

物料再磨,使目的矿物在较细的粒级下与脉石矿物解离,从而在浮选阶段有效回收是浮选回收尾渣中有价金属的一个关键环节。对不同时间下的磨矿产品进行了粒度筛析和主要价元素分布情况分析,结果见表5。随着磨矿时间增加,+0.074 mm、0.038~0.074 mm、0.025~0.038 mm 粒级产品Cu品位接近,-0.025 mm 粒级产品Cu品位高于上述3个粒级。

表5 磨矿产品粒度筛析及主要价组分布情况

| 磨矿时间/<br>min | 粒级/mm       | 产率/%   | 品位/%  |      | 分布率/%  |        |
|--------------|-------------|--------|-------|------|--------|--------|
|              |             |        | Cu    | CuS  | Cu     | CuS    |
| 6            | +0.074      | 12.11  | 6.92  | 5.02 | 8.70   | 7.84   |
|              | 0.038~0.074 | 13.46  | 8.05  | 6.59 | 11.26  | 11.45  |
|              | 0.025~0.038 | 2.37   | 8.42  | 6.74 | 2.07   | 2.06   |
|              | -0.025      | 72.06  | 10.42 | 8.46 | 77.97  | 78.65  |
|              | 合计          | 100.00 | 9.63  | 7.75 | 100.00 | 100.00 |
| 8            | +0.074      | 9.97   | 7.00  | 5.49 | 7.25   | 7.00   |
|              | 0.038~0.074 | 15.31  | 8.13  | 6.80 | 12.94  | 13.33  |
|              | 0.025~0.038 | 2.46   | 9.57  | 8.02 | 2.45   | 2.53   |
|              | -0.025      | 72.26  | 10.30 | 8.34 | 77.36  | 77.14  |
|              | 合计          | 100.00 | 9.62  | 7.81 | 100.00 | 100.00 |
| 10           | +0.074      | 6.46   | 7.03  | 5.64 | 4.73   | 4.65   |
|              | 0.038~0.074 | 14.98  | 7.15  | 5.85 | 11.15  | 11.19  |
|              | 0.025~0.038 | 1.80   | 8.22  | 6.89 | 1.54   | 1.58   |
|              | -0.025      | 76.76  | 10.34 | 8.43 | 82.58  | 82.58  |
|              | 合计          | 100.00 | 9.61  | 7.84 | 100.00 | 100.00 |
| 12           | +0.074      | 6.22   | 6.65  | 5.01 | 4.29   | 4.04   |
|              | 0.038~0.074 | 14.38  | 7.44  | 6.13 | 11.11  | 11.44  |
|              | 0.025~0.038 | 1.54   | 9.37  | 7.69 | 1.51   | 1.54   |
|              | -0.025      | 77.86  | 10.27 | 8.21 | 83.09  | 82.98  |
|              | 合计          | 100.00 | 9.62  | 7.70 | 100.00 | 100.00 |

### 2.2 磨矿细度试验

在丁基黄药用量60 g/t、2#油用量30 g/t条件下,按照图1所示流程,探究了磨矿细度对浮选指标的影

响,结果见表6。由表6可知,随着再磨细度-0.074 mm 粒级含量增加,粗选硫化铜精矿 Cu 品位逐渐降低,回收率逐渐升高;CuS 品位和回收率逐渐降低。综合考虑,确定适宜的磨矿细度为-0.074 mm 粒级占 90.03%。

表6 磨矿细度条件试验结果

| -0.074 mm 粒级<br>占比/% | 精矿<br>产率/% | 精矿品位/% |         | 回收率/% |         |
|----------------------|------------|--------|---------|-------|---------|
|                      |            | Cu     | Cu(CuS) | Cu    | Cu(CuS) |
| 87.90                | 62.19      | 12.84  | 10.23   | 90.34 | 90.22   |
| 90.03                | 62.78      | 12.68  | 10.16   | 90.16 | 90.63   |
| 93.54                | 63.87      | 12.51  | 8.82    | 91.23 | 90.44   |

2.3 捕收剂丁基黄药用量试验

在磨矿细度-0.074 mm 粒级占 90.03%、2#油用量 40 g/t 条件下,进行了粗选捕收剂丁基黄药用量试验,结果见表7。由表7可知,随着粗选丁基黄药用量增加,精矿 Cu、CuS 品位均先升高后降低,Cu、CuS 回收率变化不大。综合考虑,确定粗选捕收剂丁基黄药用量为 60 g/t。

表7 捕收剂丁基黄药用量试验结果

| 丁基黄药用量<br>/(g·t <sup>-1</sup> ) | 精矿<br>产率/% | 精矿品位/% |       | 回收率/% |       |
|---------------------------------|------------|--------|-------|-------|-------|
|                                 |            | Cu     | CuS   | Cu    | CuS   |
| 40                              | 68.71      | 11.60  | 9.21  | 86.49 | 90.50 |
| 60                              | 66.79      | 12.23  | 10.08 | 86.09 | 90.00 |
| 80                              | 71.22      | 11.31  | 8.80  | 88.15 | 90.93 |
| 100                             | 71.30      | 11.21  | 9.76  | 87.94 | 90.91 |

2.4 粗选矿浆质量浓度试验

在磨矿细度-0.074 mm 粒级占 90.03%、粗选捕收剂丁基黄药用量 60 g/t、起泡剂 2#油用量 35 g/t 条件下,进行了粗选矿浆质量浓度试验,结果见表8。由表8可知,随着粗选矿浆质量浓度从 15%提高至 35%,粗选硫化铜精矿产品产率从 53.59%提高至83.57%,Cu 品位从12.93%降低至 10.56%,Cu 回收率从74.06%提高至 92.41%。粗精矿中 Cu 和 CuS 回收率随矿浆质量浓度增加而增加,品位随矿浆质量浓度降低而降低。考虑到后续精选和扫选作业,粗选流程以保证产品产

表8 粗选矿浆质量浓度试验结果

| 粗选矿浆<br>质量浓度/% | 精矿<br>产率/% | 精矿品位/% |         | 回收率/% |         |
|----------------|------------|--------|---------|-------|---------|
|                |            | Cu     | Cu(CuS) | Cu    | Cu(CuS) |
| 15             | 53.59      | 12.93  | 10.21   | 74.06 | 76.61   |
| 18             | 57.68      | 12.46  | 9.97    | 78.00 | 80.22   |
| 21             | 61.46      | 11.99  | 9.48    | 80.67 | 83.07   |
| 24             | 66.80      | 11.61  | 8.99    | 84.21 | 85.85   |
| 27             | 69.58      | 11.59  | 9.37    | 85.27 | 87.37   |
| 30             | 73.99      | 11.41  | 9.07    | 87.66 | 89.49   |
| 35             | 83.57      | 10.56  | 8.07    | 92.41 | 93.98   |

率和回收率为主,同时需保证粗精矿有一定品位,确定粗选矿浆质量浓度为 30%。

2.5 精选流程试验

在粗选条件试验基础上,确定适宜的磨矿细度为 -0.074 mm 粒级占 90.03%,粗选捕收剂丁基黄药用量 60 g/t,起泡剂 2#油用量 30 g/t,粗选矿浆质量浓度 30%。采用每次增加一段精选和一段扫选的工艺,进行了精选流程试验,结果见表9。由表9可知,随着精选次数增加,精矿产率逐渐降低,精矿 Cu 回收率也逐渐降低;但精矿产品中 Cu 和 CuS 品位随着精选次数增加而增加。由此可见,增加精选段数能有效提升精矿产品品位,但随着精选次数增加,品位提升的幅度逐渐降低。综合考虑后续闭路试验和企业现有技术条件,确定以一次粗选、三次精选、三次扫选的工艺流程进行闭路试验。

表9 精选流程试验结果

| 精选次数/次 | 精矿<br>产率/% | 精矿品位/% |         | 回收率/% |         |
|--------|------------|--------|---------|-------|---------|
|        |            | Cu     | Cu(CuS) | Cu    | Cu(CuS) |
| 1      | 48.87      | 14.53  | 12.18   | 74.14 | 79.52   |
| 2      | 31.71      | 18.48  | 16.09   | 62.30 | 68.91   |
| 3      | 23.42      | 21.51  | 19.14   | 53.07 | 59.68   |
| 4      | 20.50      | 22.98  | 20.38   | 48.08 | 53.72   |

2.6 闭路试验

在条件试验和精选流程试验基础上进行了闭路试验,试验流程见图2,结果见表10。在磨矿细度-0.074 mm 粒级占 90.03%、粗选捕收剂丁基黄药用量 60 g/t、起泡剂 2#油用量 30 g/t、矿浆质量浓度 30%条件下,经一

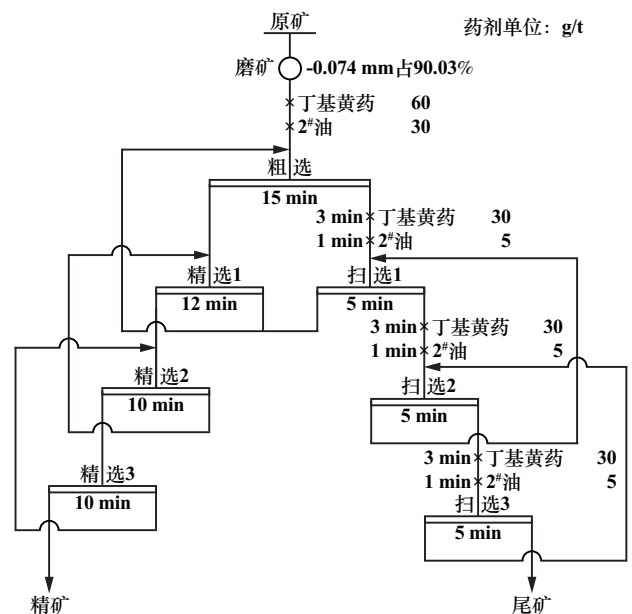


图2 闭路试验流程

表10 闭路试验结果

| 产品名称 | 产率/%   | 品位/%  |       | 回收率/%  |        |
|------|--------|-------|-------|--------|--------|
|      |        | Cu    | CuS   | Cu     | CuS    |
| 精矿   | 34.76  | 25.16 | 20.44 | 90.67  | 90.70  |
| 尾矿   | 65.24  | 1.38  | 1.12  | 9.33   | 9.30   |
| 给矿   | 100.00 | 9.65  | 7.83  | 100.00 | 100.00 |

次粗选、三次精选、三次扫选、中矿顺序返回的闭路浮选,可获得产率 34.76%、Cu 品位 25.16%、Cu 回收率 90.67%的硫化铜精矿。

对精矿进行了化学多元素分析,结果见表 11。精矿中 Fe 质量分数 4.46%、Mg 质量分数 4.11%、Al 质量分数 4.31%、SiO<sub>2</sub> 质量分数 31.17%、P 质量分数 8.13%,产品达到 YS/T 318—2007 铜精矿三级品标准。

表11 精矿化学多元素分析结果(质量分数) %

| Cu    | Co               | S    | Fe   | Mn   | Ca   | Mg   |
|-------|------------------|------|------|------|------|------|
| 25.16 | 0.061            | 8.84 | 4.46 | 0.01 | 0.32 | 4.11 |
| Al    | SiO <sub>2</sub> | Na   | K    | CuO  | P    |      |
| 4.31  | 31.17            | 0.76 | 0.94 | 0.70 | 8.13 |      |

### 3 结 论

刚果(金)某矿山沉淀池中堆存大量低品位渣选

(上接第 202 页)

2) 采用磁选-重选回收钽铌、浮选回收锂的工艺流程,最终得到 Ta<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位 17.11%、Nb<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 品位 19.67%,回收率分别为 41.69%、42.63%的钽铌精矿和 Li<sub>2</sub>O 品位 5.12%、回收率 75.21%的锂精矿。

#### 参考文献:

- [1] 张玲,林德松.我国稀有金属资源现状分析[J].地质与勘探,2004(1):26-30.
- [2] 蒋双宇,曹浩然,李祖龙.川西地区锂资源的工业应用及开发利用探讨[J].内蒙古石油化工,2020,46(12):1-4.
- [3] 钱志博,于洋,周少珍.基于强化预处理工艺的某锂矿浮选试验研究[J].矿冶工程,2021,41(1):59-62.
- [4] 张苏江,张彦文,张立伟,等.中国锂矿资源现状及其可持续发展策略[J].无机盐工业,2020,52(7):1-7.
- [5] 郭春丽,张斌武,郑义,等.中国花岗岩型锂矿床:重要特征、成矿条件及形成机制[J].岩石学报,2024,40(2):347-403.
- [6] 郑绵平,邢恩袁,张雪飞,等.全球锂矿床的分类、外生锂矿成矿作用与提取技术[J].中国地质,2023,50(6):1599-1620.
- [7] 孟庆波,吴迪,王洪岭,等.某锂多金属矿钽铌短流程同步富集与分离试验研究[J].有色金属(选矿部分),2021(6):128-133.
- [8] 阳华玲,冯章标,易峦,等.某低品位锂辉石矿选矿试验研究[J].矿业研究与开发,2024,44(1):207-212.

铜精矿,Cu 品位 9.62%,主要铜矿物为蓝辉铜矿和铜蓝,粒度较细,各粒级中铜无明显富集情况。试样球磨至-0.074 mm 粒级占 90.03%,以丁基黄药为捕收剂、2#油为起泡剂,经一次粗选、三次精选、三次扫选、中矿顺序返回的再磨再选浮选流程,可获得产率 34.76%、Cu 品位 25.13%、回收率 90.67%的铜精矿,精矿产品达到 YS/T 318—2007 铜精矿三级品标准。采用再磨再选工艺,获得了良好的技术指标,为该铜资源的回收提供了依据。

#### 参考文献:

- [1] 王秋舒,师江朋,杨日红,等.非洲地区固体矿产勘查形势及其对中国“走出去”战略的影响[J].中国矿业,2022,31(4):7-14.
- [2] 胡波,李茂林,陈代雄.刚果(金)加丹加矿区硫氧混合型铜钴矿石选矿工艺研究[J].矿产保护与利用,2021,41(5):43-49.
- [3] 单志强,石少明,袁喜振.刚果(金)某高氧化率铜钴矿选冶联合工艺试验研究[J].矿冶工程,2021,41(5):79-82.
- [4] 刘国晨.刚果(金)某铜钴矿选冶联合工艺实践[J].矿产综合利用,2021(6):149-154.
- [5] 徐修生.刚果(金)铜钴矿选冶典型工艺流程及案例[J].中国矿业,2021,30(增刊2):286-289.
- [6] 罗仁昆,吴星琳,王俊娥,等.铜渣高温浮选药剂遴选与药剂制度优化研究[J].矿冶工程,2021,41(1):33-36.

引用本文:刘杰,王洪杰,周宽达,等.刚果(金)某渣选硫化铜矿再磨再选试验研究[J].矿冶工程,2024,44(4):203-206.

- [9] 于保强,何荣权,邓朝安,等.新疆某锂辉石矿粗粒浮选探索试验研究[J].金属矿山,2023(12):111-116.
- [10] 万丽,田祎兰,孙志健,等.新疆某锂辉石矿重-浮联合工艺实验[J/OL].矿产综合利用,1-10[2024-03-11].<http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.TD.20231010.1630.018.html>.
- [11] 郝胜涛,黄业豪,孙景敏,等.内蒙古某钽铌稀有多金属矿综合利用试验研究[J].有色金属(选矿部分),2023(4):29-37.
- [12] 许海峰,周瑜林,卢翔,等.钽矿浮选药剂研究进展[J].矿冶工程,2022,42(6):50-56.
- [13] 王全亮,赵建湘,周虎强,等.湖南某伟晶岩型钽铌矿资源综合利用研究[J].中南大学学报(自然科学版),2022,53(4):1309-1319.
- [14] 徐启云.某含钽铌锂云母多金属矿选矿工艺研究[J].湖南有色金属,2022,38(1):8-11.
- [15] 王鑫,何东升,刘爽,等.钽铌矿选矿研究进展[J].现代矿业,2020,36(4):98-101.
- [16] 邵伟华,常学勇,王守敬,等.湖南某钽矿综合回收实验研究[J/OL].矿产综合利用,1-15[2024-03-11].<http://kns.cnki.net/kcms/detail/51.1251.td.20231110.1024.008.html>.

引用本文:王星.新疆某钽铌钽多金属矿选矿试验研究[J].矿冶工程,2024,44(4):198-202.