# 某矽卡岩型铜硫矿资源综合回收工艺

张晶,唐鑫,吕向文,简胜,乔吉波,张琳

### (昆明冶金研究院有限公司,云南省选冶新技术重点实验室,有色金属强化冶金新技术全 国重点实验室,云南 昆明 650031)

摘要:这是一篇矿物加工工程领域的论文。针对某矽卡岩性铜矿石嵌布粒度较细及有价元素种类多,分别为铜、硫、铁和伴生元素银的特点。比较了铜优先浮选、铜硫混合浮选-铜硫分离两种工艺对资源综合回收的影响,其中铜硫混浮-铜硫分离工艺可以实现铜、硫、银的较好回收,同时磁铁矿有一定回收价值。实验可以得到铜品位 24.39%、铜回收率 91.68% 的铜精矿,硫品位 33.10%、硫回收率 61.19% 的硫精矿。银在铜精矿中得到了富集,银品位 185 g/t、银回收率 83.21%。浮选尾矿经再磨后磁选可以增加铁精矿回收率,经过两段弱磁选可以得到铁品位 56.48%,铁回收率 33.84% 的铁精矿,该工艺可为同类型矿石选矿提供意见参考。

关键词: 矿物加工工程; 铜硫矿; 铜硫混选; 铜硫分离; 磁选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.03.023

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2024)03-0150-07

引用格式: 张晶, 唐鑫, 吕向文, 等. 某砂卡岩型铜硫矿资源综合回收工艺[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(3): 150-156. ZHANG Jing, TANG Xin, LYU Xiangwen, et al. Comprehensive recovery process of skarn type coppersulfur ore resources[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(3): 150-156.

我国是全球第一大铜资源消费国,每年对铜 资源消耗量占全球近一半,但是我国铜资源储量 仅占全球的 3.1%,且优势矿产资源匮乏,铜资源 的可持续供给能力不强。加之 2020 年以来受全球 疫情影响,除中国外全球因停产罢工等,精炼铜 产量低于预期。同时,现在好多新开发的矿山位 于高寒或是高原地区,开采难度及开采成本较 大,目前铜矿资源处于一种供求不平衡的状态。 因此,合理开发利用铜资源,最大限度实现铜资 源和其他有价金属的综合回收,对于提高铜资源 的保障程度具有重要意义<sup>[1-3]</sup>。

铜硫矿石的选别,主要是硫化铜矿物与黄铁 矿的分离富集<sup>[4-5]</sup>。铜硫矿石根据矿石中黄铜矿与 黄铁矿的嵌布特征,大致有两种类型,致密块铜 硫矿石和浸染状铜硫矿石。由于这两类矿石中黄 铁矿含量和脉石含量区别,在选择浮选工艺时会 有差异。其中致密块铜硫矿石中一般含硫铁矿矿 物较多,浮选流程一般采用单一优先浮选即可得 到铜精矿及硫精矿(浮选尾矿),当然,硫精矿 品位适售时,还需要进一步浮硫处理,以降低脉 石含量。而浸染状铜硫矿石中铜矿物含量相对较 高,比较适宜采用混合浮选流程<sup>[6]</sup>。因此矿石中黄 铁矿、磁黄铁矿含量的高低、嵌布特性、可浮性 好坏等对选矿工艺的选择有直接影响。目前,铜 硫矿石选别的有效方法一是在铜硫分选药剂研发 方面做研究,另外是选择合适的选矿工艺<sup>[7-8]</sup>。

本文研究矿石为高硫矽卡岩型铜矿,主要回 收有价元素为铜,银作为伴生金属可以与铜一起 富集而被回收。针对一般铜硫矿石性质,在选择 工艺时可以选择先磁选后浮选回收铜及黄铁矿、 或是先浮选铜(硫)再磁选铁<sup>[9]</sup>。由于一般矿物嵌 布关系复杂,先磁选容易造成铜在磁铁矿中的损

收稿日期: 2022-07-02

基金项目: 云南省科技人才与平台计划 (202305AD160054)

作者简介:张晶(1985-),女,正高级工程师,硕士,主要从事选矿工艺及药剂研发。

通信作者:简胜(1972-),男,正高级工程师,博士,主要从事选矿工艺及药剂研发。

失,特别是磁黄铁矿含量高时,影响更大。因 此,针对该铜硫矿石我们将重点将从选矿工艺着 手,在保证铜回收的基础上回收其他有价元素。 实验将比较铜硫混合浮选—铜硫分离以及优先浮 选铜再选硫的工艺流程[10-11],以期分别得到铜精矿 及硫精矿,浮选尾矿进行磁选再回收部分磁黄铁 矿及磁铁矿。

1 矿石性质及特征

原矿多元素分析结果见表 1, 铜物相分析结果

见表2。

由表2可知,铜在矿石中主要以硫化物形式 存在,分布率为94.71%。X射线衍射分析结果亦 表明,铜主要是以黄铜矿、方黄铜矿形式存在。 铁主要是以磁黄铁矿、黄铁矿、磁铁矿等形式存 在,可考虑从磁黄铁矿、磁铁矿中回收铁。脉石 矿物主要为方解石、石英,有害元素砷含量低, 暂时可以不考虑砷的影响。硫含量偏高,会影响 浮洗工艺洗择,因此在洗矿回收时要考虑降低硫 铁矿矿物在铜精矿中的互含,以提高铜精矿质量。

|  | 表 1 | 试样化学多元素分析结果/% |  |
|--|-----|---------------|--|
|--|-----|---------------|--|

|      |        |      | Т    | able 1 | Multieleme | nt analys | is results o     | f the sample | ore   |           |      |       |
|------|--------|------|------|--------|------------|-----------|------------------|--------------|-------|-----------|------|-------|
| Cu   | Pb     | Zn   | S    | Fe     | Au*        | Ag*       | SiO <sub>2</sub> | As           | CaO   | $Al_2O_3$ | MgO  | Р     |
| 1.70 | < 0.05 | 0.25 | 8.46 | 23.73  | 0.1        | 13.9      | 22.56            | < 0.10       | 19.80 | 2.57      | 1.93 | 0.027 |

\*单位为g/t

|       | 14         | - いうつのう     | 1211121    | ~            |        |
|-------|------------|-------------|------------|--------------|--------|
| Tab   | le 2 Ana   | alysis resu | lts of the | copper phase | e      |
| 名称    | 硫酸盐<br>中的铜 | 游离<br>氧化铜   | 结合<br>氧化铜  | 硫化铜及<br>其他铜  | 合计     |
| 含量/%  | 0.013      | < 0.01      | 0.077      | 1.61         | 1.70   |
| 分布率/% | 0.76       | -           | 4.53       | 94.71        | 100.00 |

铜物相分析性甲

镜下观察结果表明,黄铜矿形态不规则,黄 铁矿呈它形晶粒状及胶状,部分黄铁矿被黄铜矿 浸蚀交代,磁黄铁矿也多嵌布于黄铜矿中。因 此,如何强化铜硫分离将是本次铜矿资源回收工 艺的难点。

#### 选矿实验 2

#### 2.1 优先浮选探索实验

采用优先浮选实验流程进行了探索实验。实 验将采用捕收剂乙基黄药、丁基黄药作为优先浮 选浮铜捕收剂,石灰作为抑制剂抑制硫化铁矿 物,730A 作起泡剂,优先浮选铜。其中扫选药剂 用量为粗选药剂用量的一半,实验流程见图1。

在磨矿细度-0.074 mm 80% 条件下进行了不同 石灰用量、捕收剂种类及用量实验,实验结果见 表 3。在优先浮选实验中,丁基黄药粗选用量为 120 g/t,铜回收率随着石灰用量的增加而增加,但 随后又有所降低,但是总体来说回收率偏低,粗 选铜精矿回收率不到50%,铜粗选回收率较高的 条件为石灰用量 2000 g/t (pH 值为 8.5),相当多 的铜金属在富集在中矿里面,其中中矿中铜回收 率均大于 40%。在石灰用量 2000 g/t (pH 值为 8.5) 时采用乙基黄药、丁基黄药进行了捕收剂用 量的条件实验。实验结果表明,无论是采用乙基 黄药还是丁基黄药作捕收剂,铜粗选回收率普遍 偏低, 粗选得到金属量较少, 难以在粗选阶段就 回收大部分铜,相当一部分铜金属量损失在中矿 中,可能是矿样中有大量铜硫连生体未单体解 离,在优先浮选工艺中被硫铁矿抑制剂石灰抑制 而难以上浮,采用优先浮选可能需要细磨才能提 高铜的回收率,建议采用混浮开展实验工作。



#### 2.2 铜硫混浮条件实验

#### 2.2.1 碳酸钠用量实验

实验先在低碱度条件下进行铜硫混浮,提高

| Table 3   | Results of p | referential f | lotatior | ı explora | tion test |
|-----------|--------------|---------------|----------|-----------|-----------|
| 用量粗法      | 冼/(ɡ/t)      | 产品名称          | 产率/      | 铜品位/      | 铜回收率/     |
| / 14 / 14 | <u> </u>     | у ни ц рз.    | %        | %         | %         |
| 石灰1000 (  | (pH值=7),     | 精矿            | 5.93     | 12.15     | 41.31     |
| 丁基词       | 黄药120        | 中矿            | 6.14     | 12.79     | 45.03     |
| 石灰2000(]  | pH值=8.5),    | 精矿            | 4.71     | 14.76     | 41.80     |
| 丁基词       | 黄药120        | 中矿            | 5.18     | 13.00     | 40.48     |
| 石灰4000(   | pH值=12),     | 精矿            | 2.64     | 16.72     | 25.74     |
| 丁基词       | 黄药120        | 中矿            | 4.33     | 19.37     | 48.81     |
| 石灰6000(   | pH值=14),     | 精矿            | 1.88     | 5.19      | 5.90      |
| 丁基词       | 黄药120        | 中矿            | 3.68     | 22.85     | 50.90     |
| 石灰2000(   | pH值=8.5),    | 精矿            | 2.96     | 11.99     | 20.30     |
| 丁基        | 黄药60         | 中矿            | 4.70     | 17.72     | 47.54     |
| 石灰2000(   | pH值=8.5),    | 精矿            | 5.87     | 13.34     | 44.77     |
| 丁基词       | 黄药160        | 中矿            | 6.28     | 11.36     | 40.78     |
| 石灰2000(   | pH值=8.5),    | 精矿            | 6.27     | 7.84      | 28.75     |
| 乙基词       | 黄药100        | 中矿            | 6.62     | 13.27     | 51.38     |
| 石灰2000(   | pH值=8.5),    | 精矿            | 5.21     | 7.84      | 23.87     |
| 乙基        | 黄药150        | 中矿            | 5.47     | 12.88     | 41.15     |
| 石灰2000(   | pH值=8.5),    | 精矿            | 6.41     | 9.15      | 34.47     |
| 乙基        | 黄药200        | 中矿            | 5.55     | 12.37     | 40.35     |

表 3 优先浮选探索实验结果

铜、硫在粗精矿中的富集,然后再高碱度条件下 不利于黄铁矿上浮时进行铜硫分离。铜硫分离一 般采用石灰作为硫抑制剂<sup>[12]</sup>。本次实验选择碳酸 钠作为混浮调整剂,一方面对矿浆 pH 值有缓冲作 用,另一方面能消除或减弱矿浆中的难免离子 Ca<sup>2+</sup>、Mg<sup>2+</sup>等的有害作用。此外,在铜硫混浮阶段 加入少量的碳酸钠调浆,也能保证泡沫稳定性。 在磨矿细度-0.074 mm 80% 条件下,采用碳酸钠作 为调整剂,丁基黄药作为捕收剂(粗选用量300 g/t), 730 A (粗选用量 40 g/t) 作为起泡剂进行 碳酸钠用量实验。碳酸钠仅粗选添加,实验流程 采用一次粗选一次扫选,实验流程见图1,实验结 果见表4。

表 4 铜硫混浮碳酸钠用量实验结果 Table 4 Results of sodium carbonate dosage in copper-sulfur

| mixed floatation |    |       |      |       |  |  |  |  |
|------------------|----|-------|------|-------|--|--|--|--|
| 碳酸钠用量粗选/         | 产品 | 产率/   | 铜品位/ | 铜回收率/ |  |  |  |  |
| (g/t)            | 名称 | %     | %    | %     |  |  |  |  |
| 0, pH值=7         | 精矿 | 22.18 | 7.46 | 92.98 |  |  |  |  |
| 500, pH值=7       | 精矿 | 20.01 | 8.00 | 93.97 |  |  |  |  |
| 1000, pH值=8      | 精矿 | 17.93 | 8.97 | 92.81 |  |  |  |  |

表4结果表明,当碳酸钠用量在0g/t(矿浆 自然 pH 值) 到 500 g/t (pH 值为 7) 之间时, 混 合精矿中铜品位、铜回收率随着碳酸钠用量的增 加而增加; 当碳酸钠用量继续增加到 1000 g/t (pH值为8)时,混合精矿中铜品位继续增加, 但是回收率却显著下降。实验现象表明,添加少 量碳酸钠调浆后,能明显观察到浮洗泡沫终点, 因此碳酸钠用量以 500 g/t 为宜。

2.2.2 粗选磨矿细度实验

以碳酸钠(500 g/t)作为调整剂,丁基黄药 (300 g/t) 作为捕收剂, 730 A (40 g/t) 为起泡 剂,扫选不添加调整剂,其他药剂用量减半,对 磨矿细度从-0.074 mm 60%~90% 范围内的矿石进 行铜硫混浮实验,实验结果见表5。

表 5 粗选磨矿细度实验结果

| Table 5     | Resi | ilts of | grinding | finene | ss test | of roug | shing  |
|-------------|------|---------|----------|--------|---------|---------|--------|
| 0.074 /0/   | 产品   | ्रोंट   | 率/%      | 品作     | 立/%     | 回日      | 友率/%   |
| -0.074 mm/% | 名称   | 个别      | 累计       | 个别     | 平均      | 个别      | 累计     |
|             | 精矿   | 19.22   |          | 7.90   |         | 89.62   |        |
| 60          | 中矿   | 6.09    | 25.31    | 1.54   | 6.37    | 5.53    | 95.15  |
|             | 尾矿   | 74.69   | 100.00   | 0.110  | 1.69    | 4.85    | 100.00 |
|             | 精矿   | 20.62   |          | 7.82   |         | 92.54   |        |
| 70          | 中矿   | 4.98    | 25.60    | 1.34   | 6.56    | 3.83    | 96.37  |
|             | 尾矿   | 74.40   | 100.00   | 0.085  | 1.74    | 3.63    | 100.00 |
|             | 精矿   | 20.01   |          | 8.00   |         | 93.97   |        |
| 80          | 中矿   | 5.78    | 25.79    | 0.75   | 6.37    | 2.55    | 96.52  |
|             | 尾矿   | 74.21   | 100.00   | 0.080  | 1.70    | 3.48    | 100.00 |
|             | 精矿   | 18.31   |          | 9.00   |         | 93.88   |        |
| 90          | 中矿   | 5.81    | 24.12    | 1.00   | 7.07    | 3.31    | 97.19  |
|             | 尾矿   | 75.88   | 100.00   | 0.065  | 1.76    | 2.81    | 100.00 |

由表5可知, 磨矿细度在-0.074 mm 60%~ 90%范围内,精矿铜品位逐渐有所增加,但变化 不是很明显。总的来说,在适宜的药剂制度下, 实验范围内磨矿细度的变化基本不影响铜的综合 回收(粗洗+扫洗回收率),但是磨矿细度在 -0.074 mm 60% 时, 粗选铜精矿回收率相对偏低。 综合考虑,后续将采用磨矿细度-0.074 mm 70%进 行条件实验。

2.2.3 捕收剂种类及用量实验

为了提高产品铜回收率,以碳酸钠(500 g/t) 作为调整剂,730A(40g/t)为起泡剂,捕收剂用 量为 300 g/t, 比较了不同碳链长度的黄药、脂类 捕收剂 Z-200、黑药类捕收剂丁胺黑药对浮选指标 的影响。捕收剂种类实验流程为一次粗选,捕收 剂种类实验结果见图 2。

由图 2 可知,乙基黄药、Z-200 选择性较好, 丁基黄药次之,丁基黄药与丁胺黑药组合选择性 较差。采用这几种捕收剂铜的回收率均较高且差 异不是很明显,乙基黄药的回收效果偏差。由于 黄药类捕收剂在硫化矿浮选中应用的普遍性,再 综合考虑药剂使用添加便利性及药剂成本,宜采 用丁基黄药作为铜硫混浮捕收剂。





在磨矿细度为-0.074 mm 70% 时,以碳酸钠 (500 g/t)作为调整剂,730 A (40 g/t)为起泡 剂,丁基黄药用量实验,结果见表 6。结果表明, 精矿中铜品位随着丁基黄药用量的增加而降低, 而铜回收率随着丁基黄药用量的增加而增加最终 至一个较稳定的值,当粗选丁基黄药用量在 300~400 g/t选别效果较佳。

| 表 6     | 丁基黄药用量实验结果                       |
|---------|----------------------------------|
| Table 6 | Results of butyl xanthate dosage |

| 丁基黄药用量<br>粗选/(g/t) | 产品名称 | 产率/%  | 铜品位/% | 铜回收率/% |
|--------------------|------|-------|-------|--------|
| 100                | 精矿   | 14.84 | 10.41 | 89.66  |
| 200                | 精矿   | 18.31 | 8.82  | 91.90  |
| 300                | 精矿   | 20.01 | 8.00  | 93.97  |
| 400                | 精矿   | 20.03 | 7.94  | 93.64  |

#### 2.2.4 铜硫混浮-再磨后铜硫分离条件实验

但为了得到合格的铜精矿,对铜硫粗精矿进行铜硫分离,结合矿石性质及参照优先浮选一次 细磨条件下的实验结果,采用以下流程:铜硫混 浮-混合精矿再磨(再磨细度为-0.074 mm 90%)-两段空白精选-铜硫分离(一段粗选一段扫选一段 精选),进行了铜硫分离石灰用量、再磨磨矿细 度实验,实验结果见图 3、表 7。





表 7 混合精矿再磨磨矿细度实验结果

Table 7 Results of regrinding fineness of mixed concentrate

| 再磨磨矿细度      | 立日互わ                   | <u>रे</u> के 107  | 品位    | Z/%   | 回收率/% |       |  |
|-------------|------------------------|---|-------|-------|-------|-------|--|
| -0.045 mm/% | 厂前名称                   | 产率/% 品位/% 月<br>Cu S 67   5.14 20.05 31.92 65   7.77 2.55 26.81 12   4.68 26.01 33.73 67   4.27 3.12 32.00 7.   4.09 26.17 33.47 65   3.00 4.79 31.55 8. | Cu    | S     |       |       |  |
| 50          | 铜精矿                    | 5.14  | 20.05 | 31.92 | 65.76 | 20.88 |  |
| 50          | 硫精矿 7.77 2.55 26.81 12 | 12.64   | 26.52 |       |       |       |  |
| 7.5         | 铜精矿                    | 4.68  | 26.01 | 33.73 | 67.71 | 18.25 |  |
| 15          | 硫精矿                    | 4.27  | 3.12  | 32.00 | 7.70  | 15.97 |  |
| 00          | 铜精矿                    | 4.09  | 26.17 | 33.47 | 65.86 | 16.61 |  |
| 90          | 硫精矿                    | 3.00  | 4.79  | 31.55 | 8.85  | 11.49 |  |

图 4 表明,当铜硫混合精矿再磨精选分离石 灰用量增加时,铜精矿中铜品位不断增加,而铜 回收率呈现不断下降的趋势。对硫精矿中的铜也 进行了分析,铜在硫精矿中的损失逐渐增加。硫 精矿中铜品位偏高的原因一是在铜-硫分离粗选阶 段石灰用量量大,部分铜矿物可能受到抑制没有 富集;二是扫选次数不够,部分铜损失在硫精矿 中。当石灰用量为 4000 g/t 时,铜硫分离效果 较佳。

表 7 结果表明,在再磨细度-0.045 mm 50% (相当于-0.074 mm 75%)时,铜一硫分离获得铜 精矿中铜品位不高,说明此矿样在较粗细度下难 以提高精矿品位。粗精矿再磨细度为-0.045 mm 75%(相当于-0.074 mm 97%)时,铜精矿中铜品 位可以达到 26.01%,且回收率达到 67.71%,铜硫 分离效果较佳。

#### 2.2.5 小型闭路实验

考虑到进行小型浮选闭路实验时,精矿品位 会因中矿循环受到影响,因此在进行闭路实验 时,在铜硫分离阶段增加了一段精选一段扫选。 硫混浮回收率。在磨矿细度-0.074 mm 70% 条件下 验,实验流程见图4,结果见表8。 原矿 药剂用量单位: g/t 磨矿细度-0.074 mm 70% 碳酸钠 500 丁基黄药 320 730A 30 铜硫粗选 磨矿细度-0.037 mm 75% 6 丁基黄药 160 730 A 10 铜硫精选1 铜硫扫选1 3' 4' 丁基黄药 80 铜硫精选 2 铜硫扫选2 3' 3' 石灰 4000 铜硫分离 3' 尾矿 石灰 1000 石灰 600 乙基黄药6 铜精选1 铜扫选1 2' 2' 石灰 200 石灰 600 乙基黄药2 铜扫选 2 铜精选2 2' 2' 铜精矿 硫精矿 图 4 闭路实验流程 Fig.4 Flowsheet of closed-circuit test

| 쿢       | 長8  | 闭路实验结果                    |
|---------|-----|---------------------------|
| Table 8 | Dec | ults of closed aircuit to |

|      | Table 8 Results of closed-circuit test |       |       |       |       |        |        |        |        |  |
|------|--|-------|-------|-------|-------|--------|--------|--------|--------|--|
| 产品名称 | 立立/0/                                  |       | 品位/%  |       |       |        | 回收率/%  |        |        |  |
|      | 厂平/%                                   | Cu    | S     | Fe    | Ag*   | Cu     | S      | Fe     | Ag     |  |
| 铜精矿  | 6.38                                   | 24.39 | 29.79 | 45.00 | 185   | 91.68  | 23.80  | 12.31  | 83.21  |  |
| 硫精矿  | 14.76                                  | 0.53  | 33.10 | 48.08 | 13.46 | 4.61   | 61.19  | 30.43  | 14.01  |  |
| 尾矿   | 78.86                                  | 0.08  | 1.52  | 16.93 | 0.50  | 3.72   | 15.01  | 57.25  | 2.78   |  |
| 合计   | 100.00                                 | 1.70  | 7.98  | 23.32 | 14.18 | 100.00 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |  |

\*单位为g/t

表8结果表明,矿石经一粗两扫两精的铜硫 混浮作业获得的混合精矿经再磨后一次分离两次 铜扫选两次铜精选后可以得到铜品位 24.39%,铜 回收率 91.68%, 银品位 185 g/t, 银回收率 83.21%的铜精矿,伴生金属银在铜精矿中也得到 很好地富集。同时可以得到硫品位 33.10%, 铁品 位 48.08%, 硫回收率 61.19% 的硫精矿, 硫精矿品 位偏低,主要是由于部分磁黄铁矿进入到硫精矿

同时在铜硫混浮阶段,增加了一段扫选,保证铜

进行了铜硫混浮-再磨后铜硫分离的全流程闭路实

中所致。

### 3 铁综合回收实验

对铜硫混浮产生的尾矿进行了铁回收可选性 实验,实验结果表明经过一粗一扫两段弱磁选 (磁场强度 0.3 T)可以得到铁品位 35.67%,铁回 收率 47.05% 的铁精矿;增加一段强磁选(磁场强 度 1.0 T)得到的铁精矿品位太低,因此弱磁选尾 矿没有再进行强磁作业的必要。

为进一步提高铁精矿品位,对一段弱磁选粗 精矿进行再磨再选,再磨细度为-0.074 mm 85%, 经过一段弱磁选精选可以得到铁品位 56.48%、铁 回收率 33.84% 的铁精矿,表明,提高磨矿细度有 利于铁的回收,铁精矿品位难以达到 60% 以上, 主要是由于矿石中含有部分高铁磁黄铁矿进入铁 精矿中,同时导致铁精矿含量偏高。

#### 4 结 论

(1) 实验研究铜硫矿含铜 1.70%、硫 8.46%、铁 23.73%、贵金属银的含量为 23.73 g/t, 铜主要是以黄铜矿、方黄铜矿形式存在。铁主要 是以磁黄铁矿、黄铁矿、磁铁矿等形式存在,可 考虑从磁黄铁矿、磁铁矿中回收铁。有害元素砷 含量低。硫含量偏高,因此在回收时要考虑铜硫 分离来提高铜精矿质量。

(2)采用优先浮选流程,铜精矿铜回收率偏低,同时一次磨矿细度太细,生产上会大幅增加磨矿成本,不建议采用。

(3) 在磨矿细度-0.074 mm 70% 下铜硫混浮-再磨后铜硫分离流程中,可以得到铜品位 24.39%、 铜回收率 91.68%、银品位 185 g/t、银回收率 83.21% 的铜精矿;硫品位 33.10%、铁品位 48.08%、 硫回收率 61.19% 的硫精矿。

(4)铜硫混浮后的尾矿再进行弱磁选可以得 到铁品位 56.48%、铁回收率 33.84%的铁精矿。但 弱磁粗精矿需要再磨,且铁精矿中含硫偏高,需 要进一步考查选铁的经济可行性。

## 参考文献:

[1] 计启迪, 刘卫东, 陈伟, 等. 基于产业链的全球铜贸易网络 结构研究[J]. 地理科学, 2021, 41(1):44-54.

JI Q D, LIU W D, CHEN W, et al. Research on the structure of global copper trade network based on industrial chain[J].

Geoscience, 2021, 41(1):44-54.

[2] 段绍甫. 我国有色金属矿产资源地位与全球矿业开发格 局变化趋势[J]. 中国有色金属, 2021(8):58-61.

DUAN S F. China's nonferrous metal mineral resources status and global mining development pattern change trend[J]. China Nonferrous Metals, 2021(8):58-61.

[3] 任彦瑛. 中国铜矿资源的现状及潜力分析[J]. 中国金属 通报, 2021(1):5-6.

REN Y Y. Current situation and potential analysis of copper resources in China[J]. China Metal Bulletin, 2021(1):5-6.

[4] 逢军武, 张玲, 达娃卓玛, 等. 某选矿厂处理角岩型铜硫矿 选铜浮选实验[J]. 矿产综合利用, 2021(4):139-143.

PANG J W, ZHANG L, DAWA Z M, et al. Treatment of breccia in a concentrator copper sulphur ore flotation test of copper separation[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(4):139-143.

[5] 周涛, 黄国贤, 李飞, 等. 西藏某细粒嵌布难选硫化铜矿选 矿实验研究[J]. 矿产综合利用, 2022 (2): 45-50.

ZHOU T, HUANG G X, LI F, et al. Experimental research on mineral processing for a refractory fine disseminated copper sulfide ore in Tibet[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022 (2): 45-50.

[6] 陈建华, 冯其明. 铜硫浮选分离技术进展[J]. 矿产保护与利用, 1997(4):17-21.

CHEN J H, FENG Q M. Advances in copper-sulfur flotation separation technology[J]. Mineral Protection and Utilization, 1997(4):17-21.

[7] 王丰雨, 徐晓衣, 谢宝华, 等. 马来西亚某高硫铜矿磁选-浮选工艺实验研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(5):61-64.

WANG F Y, XU X Y, XIE B H, et al. Experimental study on magnetic separation-flotation process of a high sulfur copper ore in Malaysia[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2020, 40(5):61-64.

[8] 王刚, 于云龙, 马波, 等. 内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化 矿选矿工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2022(3):172-180.

WANG G, YU Y L, MA B, et al. Study on mineral processing technology of complex polymetallic lead-copper-zinc sulfide ores from Inner Mongolia[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(3):172-180.

[9] 万丽, 周少珍, 曾克文, 等. 安徽某铜硫矿选矿工艺优化实验研究[J]. 矿产综合利用, 2019(6):41-44.

WAN L, ZHOU S Z, ZENG K W, et al. Experimental study on the optimization of beneficiation process of a copper-sulfur mine in Anhui[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(6):41-44.

[10] 祁忠旭. 高硫难选铜矿石的浮选研究[D]. 长沙: 中南大 学, 2010.

QI Z X. Flotation study of high sulfur refractory copper ores[D]. Changsha: Central South University, 2010.

[11] 纪慧超. 高硫铜矿高效分选技术研究[D]. 昆明: 昆明理 工大学, 2020.

JI H C. Research on efficient separation technology of high

sulfur copper ore[D]. Kunming: Kunming University of Science and Technology, 2020. [12] 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. Beneficiation of nonferrous metal sulfide ores [M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1987.

# Comprehensive Recovery Process of Skarn Type Copper-sulfur Ore Resources

ZHANG Jing, TANG Xin, LYU Xiangwen, JIAN Sheng, QIAO Jibo, ZHANG Lin

(Kunming Metallurgy Institute Co., Ltd., Yunnan Key Laboratory for New Technology of Beneficiation and Metallurgy, National Key Laboratory of Enhanced Metallurgical New Technology for Non-ferrous Metals, Kunming 650031, Yunnan, China)

**Abstract:** This is an article in the field of mineral processing engineering. For a skarn copper ore, the disseminated particle size is fine, the valuable elements in the ore are Cu, S, Fe and the associated element Ag. Compared with the effects of copper preferential flotation and copper-sulfur mixed flotation-copper-sulfur separation on the comprehensive recovery, the copper-sulfur mixed flotation-copper-sulfur separation process can achieve better recovery of copper, sulfur and silver, and magnetite has a certain recovery value. Copper concentrate with copper grade of 24.39% and copper recovery of 91.68% and sulfur concentrate with sulfur grade of 33.10% and sulfur recovery of 61.19% were obtained by copper sulfur mixed flotation. Ag was enriched in the copper concentrate, with a grade of 185 g/t and Ag recovery of 83.21%. The recovery of iron concentrate can be increased after the regrinding magnetic separation of flotation tailings. With two-stage weak magnetic separation, iron concentrate with iron grade of 56.48% and iron recovery of 33.84% can be obtained. The results can provide a reference for the similar copper sulfide.

**Keywords:** Mineral processing engineering; Copper sulfur ore; Mixing flotation of Cu-S; Separation of Cu-S; Magnetic separation

#### 

#### (上接第142页)

separation and recovery of zinc and iron resources in zinc containing electric arc furnace dust(EAFD), and reduce the consumption of carbon reducing agent, the idea and method of calcified carbothermal reduction roasting with high basicity burden prepared from EAFD was proposed. Thermodynamic calculation and test study were combined, the main phase transformation during the calcified carbothermal reduction roasting process of EAFD was analyzed to explore calcified carbothermal reduction reaction behavior and path. It is shown that the reduction of  $ZnFe_2O_4$  to  $Fe_{0.85-x}Zn_xO$  inhibits the reduction and volatilization of zinc when the molar ratio of carbon to oxygen is less than 0.6 and the temperature is lower than 1000 °C. While the calcification of  $ZnFe_2O_4$  and  $Fe_{0.85-x}Zn_xO$  to  $Ca_2Fe_2O_5$  by adding CaO can promote the reduction of zinc and  $Ca_2Fe_2O_5$  will be further reduced. When the temperature is lower than 1100 °C and  $n_c/n_0 < 1.0$ , the reaction path of calcified carbothermal reduction roasting is  $ZnFe_2O_4 + CaO \rightarrow Ca_2Fe_2O_5 + ZnO \rightarrow Ca_2Fe_2O_5 + Zn$  (g) and  $Fe_{0.85-x}Zn_xO + CaO \rightarrow Ca_2Fe_2O_5 + ZnO + FeO \rightarrow Ca_2Fe_2O_5 + Fe + Zn$  (g). Both of these reactions can promote the release of zinc. The results show that CaO can promote zinc volatilization in the range of  $n_c/n_0 = 1.2$  and calcination temperature  $1000 \sim 1100$  °C. The dezincification rate of calcified carbon thermal reduction roasting at  $n_c/n_0 = 1.0$  is close to that at  $n_c/n_0 = 1.2$ , both of which are about 90%, so the consumption of carbon reducing agent can be reduced and energy consumption can be saved.

**Keywords:** Metallurgical engineering; EAFD; Calcified carbothermal reduction roasting; Phase transformation; Zinc volatilization degree; Resource utilization