

# 肯德可克金钴铋矿石选矿实验

王春波, 甘金莲

(青海省有色矿勘院测试中心, 青海 西宁 810007)

**摘要:**采用预处理—浸出工艺技术,解决了该矿床半氧化矿石中 Au、Ag、Co、Ni、Cu、Mo、Bi 的选矿技术,使 Au、Ag、Co、Ni、Cu、Mo 的浸出率达90%以上,Bi 的浸出率85%以上。

**关键词:**肯德可克;选矿

**中图分类号:**TD863

**文献标识码:**A

**文章编号:**1008—858X(2006)04—0051—05

## 0 前言

随着社会的进步和科技发展,人类对矿产资源的需求越来越多。已探明易选矿石和浅部矿床的后备储量越来越少,某些矿山已处于“等米下锅”状态。再加上矿产资源具有不可再生性,这就使难以利用的矿产合理开发技术问题提到了日程,尤其金、多金属矿产的利用尤为突出。

近年来在东昆仑矿带内发现的热水沉积型肯德可克多金属矿床成矿地质环境复杂,矿化类型多样,矿化元素均达到了工业品位;矿石组成十分复杂,具有自然元素多、成矿元素多、低硫和多期叠加的特点。利用已有的工艺技术难以使该矿床矿石得到较好的利用,阻碍了该地区地质找矿和矿山建设。所以,解决该矿床矿石的合理综合开发技术十分迫切。在这样的背景下,2001年10月本项目组经过9个月的研究和实验,建立了预处理—浸出工艺技术,解决了该矿床半氧化矿石中 Au、Ag、Co、Ni、Cu、Mo、Bi 的选矿技术,使 Au、Ag、Co、Ni、Cu、Mo 的浸出率

达90%以上,Bi 的浸出率85%以上,同时,环保达标。应用该项技术选矿,每吨矿石可获产值1300元以上,获利800元/吨以上。这一成果的取得,可使肯德可克地区多金属矿石得到较好开发利用。

## 1 试验样品的采取和制备

### 1.1 试验样品的采取

样品主要采自矿区4102 m和4062 m高程的坑道工程中,距地表深度分别为20 m和60 m。样品是由坑道工程中不同品位的多处矿体上采集后混合而成,矿石类型主要为氧化程度较高的矽卡岩型矿石,具有一定的代表性。但1号样钴品位偏高,3件样品的金品位均偏低,样品的质量分别为200 kg、800 kg、716 kg。各样品分析结果如表1。

### 1.2 试验样品的制备

分别对各样品进行破碎与加工,然后配矿,加工流程见图1。

收稿日期:2006—04—10

作者简介:王春波(1966—),男,工程师,主要从事选矿工程。

(C)1994-2022 China Academic Journal Electronic Publishing House. All rights reserved. http://www.cnki.net

表 1 矿石的化学成分分析结果

Table 1 Composition of the mineral ores w/%

| 化学成分 | Bi   | Ni   | Co    | Mo   | S    | As   | SiO <sub>2</sub> | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO  | CaO  | Au   | Ag    |
|------|------|------|-------|------|------|------|------------------|--------------------------------|------|------|------|-------|
| 样品 1 | 1.30 | 0.27 | 0.22  | 0.14 | 0.44 | 1.02 | 57.63            | 7.88                           | 3.48 | 9.51 | 2.46 | 27.80 |
| 样品 2 | 0.66 | 0.20 | 0.07  | 0.14 | 0.66 | 1.00 |                  |                                |      |      | 3.50 | 20.00 |
| 样品 3 | 0.94 | 0.24 | 0.072 | 0.16 | 0.68 | 0.90 |                  |                                |      |      | 3.48 | 15.30 |

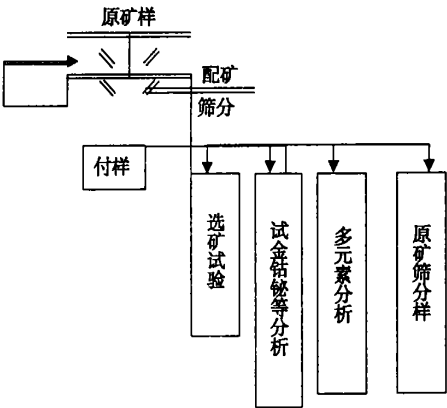


图 1 实验样品制备流程图

Fig. 1 Flowchart for preparation of experiment sample

2 不同选矿试验

2.1 单一浮选试验

在充分考虑矿石的组成和矿石矿物构成特点后,进行了探索性选矿试验。在探索性选矿实验过程中进行了单独浮选硫化物试验、浮选氧化物试验、浮选硫化物+氧化物的试验,试验结果表明浮选不能达到试验要求;接着进行了先对原矿进行硫化处理,再用浮选硫化物的药剂+浮选氧化物的药剂进行浮选试验,不同粒度矿样进行氧化处理后,再用浮选氧化物的氧化+浮选试验将矿样氧化后进行氧化矿的浮选试验,试验结果表明其浮选效率不仅没有显著改善,反而比前浮选效率更差。

由于该矿石含有大量的绿泥石矿物,其经磨矿后粘土成分较多,而粘土又易粘附于气泡,致使充气浮选时粘土于精矿一同被刮出,从而影响了浮选效率。针对上述情况,做如下实验:消除粘土影响后,浮选效率仍无明显提高,故粘

土的影响因素可暂不考虑。

由于粗粒矿石和细粒矿石具有不同的物化性质,它们的浮游行为与一般粒度矿石不同,因此进行不同粒度下钼的浮选试验。试验结果表明尽管精矿中钼的品位最高能达到原矿品位几倍,但回收率太低,不能达到工业选矿要求,故粒度因素暂不予考虑。对 Mo 的浮选也不能达到工业要求。

综合上述浮选试验,可以得出结论:此矿石不宜进行浮选。

单一浮选探索性试验结果进一步证实了物质组成的研究结果——该矿无论是化学成分还是矿物组成都比较复杂。目的矿物嵌布粒度比较细,并且,该矿石氧化程度较高,单一浮选难以取得理想的回收指标。鉴于该矿有用矿物与脉石矿物比重相差大,因此,可以考虑通过重选的方法预先回收一部分比重较大的有用矿物,然后再对尾矿进行浮选,进一步回收其中有用矿物。

2.2 重选试验

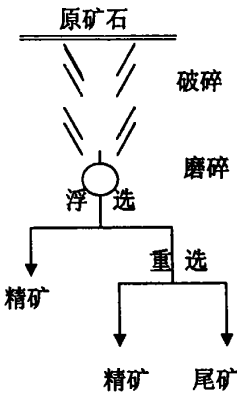


图 2 重选试验流程

Fig. 2 Flowchart for gravity separation

依据矿物密度采用重选的方法将矿石中的矿物富集,由于所用矿石多为金属矿石,所以采用浮选—重选流程。针对浮选后的尾渣再重选回收尾矿中的残留重矿物,以求获较高回收率,试验流程如图 2,结果见表 2。结果表明,重选法不适合此矿石的选矿。

基于对混合精矿质量的要求,综合考虑

Au、Bi、Co 3 种金属元素的品位指标,本试验将摇床精矿和摇床中矿以及浮选精矿的大混合作为重选—浮选联合流程的混合精矿。将摇床精矿、摇床中矿以及浮选精矿分别按其产率大小配制混合精矿,其计算指标如表 3 所示,混合精矿多组分分析结果见表 4。

表 2 重选—浮选闭路试验结果

Table 2 Experimental results for the closed circuit gravity separation and flotation process

| 产品名称      | 产率/%   | 品位/%  |       |       | 回收率/%  |        |        |
|-----------|--------|-------|-------|-------|--------|--------|--------|
|           |        | Au *  | Bi    | Co    | Au     | Bi     | Co     |
| 重选(精矿+中矿) | 6.04   | 26.07 | 10.13 | 1.79  | 64.06  | 50.47  | 52.64  |
| 浮选精矿      | 2.44   | 19.46 | 6.37  | 1.34  | 19.29  | 11.42  | 14.67  |
| 混合精矿      | 8.84   | 24.24 | 9.09  | 1.66  | 83.35  | 61.89  | 67.31  |
| 浮选尾矿      | 91.16  | 0.45  | 0.57  | 0.080 | 16.65  | 38.11  | 32.69  |
| 原矿        | 100.00 | 2.60  | 1.28  | 0.22  | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

\* 其中 Au 的含量,单位为 g/t

表 3 混合精矿计算指标

Table 3 Calculation indices of the mixed fine ore

| 产品名称 | 产率/% | 品位/%  |       |      |
|------|------|-------|-------|------|
|      |      | Au *  | Bi    | Co   |
| 摇床精矿 | 3.96 | 40.08 | 15.37 | 2.74 |
| 摇床中矿 | 2.44 | 3.32  | 1.63  | 0.24 |
| 浮选精矿 | 2.44 | 19.46 | 6.37  | 1.34 |
| 混合精矿 | 8.84 | 24.24 | 9.09  | 1.66 |

\* 其中 Au 的品位单位为 g/t

表 4 混合精矿多组分分析结果

Table 4 Contents of the various components in the mixed fine ore

| 组分  | Au    | Ag   | As               | Bi   | Co   | Mo                             |
|-----|-------|------|------------------|------|------|--------------------------------|
| w/% | 26.52 | 212  | 9.00             | 8.85 | 1.71 | 0.86                           |
| 组分  | Ni    | S    | SiO <sub>2</sub> | MgO  | CaO  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |
| w/% | 2.19  | 4.91 | 34.87            | 3.10 | 9.25 | 5.30                           |

\* 其中 Au、Ag 的品位单位为 g/t

用量10 kg/t;

③浸出 Cu、Co、Ni 阶段:试剂 B 初始用量 756 kg/t(循环使用);时间96 h;

④浸出 Mo、Bi 阶段:试剂 B 初始用量 36 kg/t(循环使用);试剂 C 用量12 kg/t;时间 8 h;

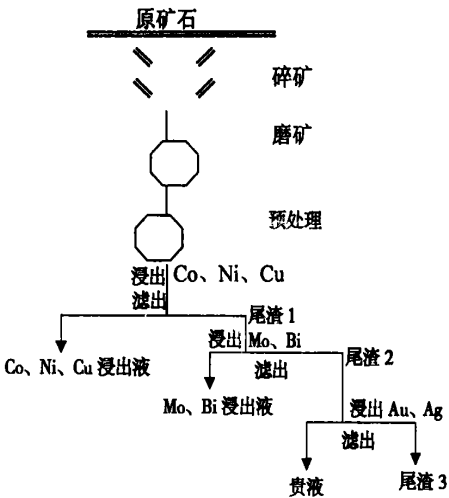


图 3 推荐工艺流程

Fig. 3 Recommended process flow for treatment of the crude ore

2.3 推荐选矿工艺流程试验

由以上探索性试验,确定最佳工艺条件和药剂制度,推荐工艺流程如图 3。试验条件下:

- ①磨矿细度为 200 # 通过率92%;
- ②培烧阶段:温度600 ℃;时间2 h;试剂 A

⑤浸出 Au、Ag 阶段:试剂 B 初始用量 70 kg/t(循环使用);试剂 D 用量8 kg/t;时间 24 h;

按上述工艺流程和试验条件取1 kg样品进行试验,结果见表 5。

表 5 千克级试验结果  
Table 5 Experimental results on a kilogram-scale

| 物质名称   |       | Cu        | Co        | Ni       | Mo       | Bi       | Au <sup>*</sup> | Ag <sup>*</sup> |
|--------|-------|-----------|-----------|----------|----------|----------|-----------------|-----------------|
| 原矿品位/% |       | 0.02      | 0.07      | 0.20     | 0.14     | 0.66     | 3.5             | 20.0            |
| 尾渣 1   | 品位/%  | 0.001 576 | 0.002 562 | 0.019 56 |          |          |                 |                 |
|        | 回收率/% | 92.12     | 96.34     | 90.22    |          |          |                 |                 |
| 尾渣 2   | 品位/%  |           |           |          | 0.012 28 | 0.074 84 |                 |                 |
|        | 回收率/% |           |           |          | 91.23    | 88.66    |                 |                 |
| 尾渣 3   | 品位/%  |           |           |          |          |          | 0.27            | 1.72            |
|        | 回收率/% |           |           |          |          |          | 92.3            | 91.4            |

\* 其中 Au、Ag 的含量单位 g/t

从千克试验结果可以看出,推荐工艺流程和药剂制度达到了工业要求。

3 选定工艺的特点和经济效益

采用非氰化物浸取 Au、Ag 的工艺流程,杜绝了氰化物污染的可能性。对于中温培烧中产生的少量有害气体采用自然制冷综合回收的工艺流程,做到无有害气体排放。浸出液采用循环回收使用的工艺流程,做到零排放。尾渣采用板框压滤后堆放,对植被、环境危害较小。

该工艺不仅具有上述特点,而且经济效益良好。每吨矿石产品产值见表 6,每吨生产成本见表 7。

表 6 1 吨矿石产品产值

| Table 6 Production values in terms of one ton of crude ore |            |           |              |      |
|------------------------------------------------------------|------------|-----------|--------------|------|
| 名称                                                         | 平均品位<br>/% | 回收率<br>/% | 单价<br>(万元/吨) | 金额元  |
| Au                                                         | 7.65(g/t)  | 90        | 81 元/克       | 557  |
| Ag                                                         | 64(g/t)    | 90        | 1.3 元/克      | 74   |
| Cu                                                         | 0.34       | 90        | 4            | 122  |
| Co                                                         | 0.07       | 90        | 66           | 415  |
| Ni                                                         | 0.2        | 90        | 6.4          | 115  |
| Mo                                                         | 0.14       | 90        | 6            | 74   |
| Bi                                                         | 0.64       | 85        | 0.08         | 4    |
| 合计                                                         |            |           |              | 1361 |

表 7 加工1 t矿石成本

| Table 7 Production costs in terms of one ton of crude ore |      |                           |             |              |
|-----------------------------------------------------------|------|---------------------------|-------------|--------------|
| 序号                                                        | 成本项目 | 单耗<br>/kg·t <sup>-1</sup> | 单价<br>(元/吨) | 成本费<br>(元/吨) |
| 1                                                         | 碎矿   |                           |             | 20           |
| 2                                                         | 磨矿   |                           |             | 20           |
| 3                                                         | 培烧   |                           |             | 30           |
| 4                                                         | 试剂 A | 10                        | 4 000       | 40           |
| 5                                                         | 试剂 B | 250                       | 400         | 100          |
| 6                                                         | 试剂 C | 12                        | 400         | 4.8          |
| 7                                                         | 试剂 D | 8                         | 10 000      | 80           |
| 8                                                         | 其它   |                           |             | 200          |
| 9                                                         | 合计   |                           |             | 495          |

4 结 论

本项目针对东昆仑多金属矿石经过 9 个多月,系统研究试验,其主要研究结果归纳如下:

肯德可克矿床为一个 Fe、Au、Bi、Co、Pb、Zn、Ni、Cu、Mo、Ag 等多矿种矿化叠加矿床,具有一矿变多矿综合利用意义特点;矿区内的矿石经初步可选性试验,表明可为工业所用;各项选别指标符合规范要求,经过探索性试验后所确定的预处理一分段浸取工艺流程适合肯德可克地区半氧化矿石选矿,使矿石中 Au、Ag、Co、Ni、Cu、Mo 回收率达90%以上,Bi 回收率85%以上。也适用原生矿石的选矿,技术可行,效益可观,环保达标。

另一方面,为了完善工艺技术,应进一步探

索新的碎矿、磨矿方法, 预处理添加剂的选择尚待完善, 矿石中尚存的 Mo、Ni、Fe、Sb、Te、Se、Pb 和 Zn 的回收应进一步研究。

参考文献:

[1] 胡为柏. 浮选[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1989.

[2] 王常任. 磁电选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1986.

[3] 孙玉帛. 重力选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1993.

[4] 选矿设计手册编委会. 选矿设计手册[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988.

[5] 黄礼煌. 化学选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1990.

[6] 黄礼煌. 金银提取技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1995.

[7] 东北化工学院分析化学教研组. 分析化学[M]. 北京: 高等教育出版社, 1989.

[8] 大连理工大学无机化学教研组. 无机化学(上、下册)[M]. 北京: 高等教育出版社, 1990.

[9] 胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987.

Study on Treatment of the Au-Co-Bi Mineral Ore of Kendekeke

WANG Chun-bo, GAN Jin-lian

(The Analysis Center, of Qinghai Nonferrous Metals Survey, Xining 810007, China)

**Abstract:** By using a pretreatment-leaching technique, good separation of Au, Ag, Co, Ni, Cu, Mo, and Bi in the semi-oxidized ore from the Kendekeke mineral deposit was achieved. The leaching rates of Au, Ag, Co, Ni, Cu, and Mo were all higher than 90%, whereas the one for Bi is over 85%.

**Key words:** Kendekeke; Mineral separation

(上接第 37 页)

Electrodeposition of Ce-Sm-Co Film in Acetamide-Urea-NaBr Melt System

GUO Cheng-yu, WANG Jian-chao, CHEN Bi-qing

(Department of Chemistry, Qinghai Normal University, Xining 810008, China)

**Abstract:** The cyclic voltammetry method was used to study the behavior of  $\text{Co}^{2+}$  on Cu electrodes in acetamide-urea-NaBr (AUS) melt at 353 K. Electroreduction of  $\text{Co}^{2+}$  to metallic Co is irreversible in one step. The charge transfer coefficient  $\alpha$  and diffusivity were determined to be 0.25 and  $3.24 \times 10^{-6} \text{ cm}^2 \cdot \text{s}^{-1}$ , respectively. While  $\text{Ce}(\text{III})$  and  $\text{Sm}(\text{III})$  cannot be directly reduced to Ce and Sm, they can be inductively codeposited with  $\text{Co}^{2+}$ . The amorphous Ce-Sm-Co alloy films were obtained by potentiostatic electrolysis. The amount of Ce and Sm grows with increasing cathodic overpotential, the molar ratios of  $n(\text{Ce}(\text{III})): n(\text{Sm}(\text{III})): n(\text{Co}(\text{II}))$ , and the electrolysis time. The maximum amount of Ce in the alloy film reached to 47.32% (wt) and 47.98% (wt) for Sm, in the tested range.

**Key words:** Acetamide-urea-NaBr melt; Electroreduction; Inductive codeposition; Ce-Sm-Co alloy film