

## 某高硫微细粒金矿选冶试验研究

陈艳波, 李光胜, 朱幸福

(山东黄金矿业科技有限公司 选冶实验室分公司, 山东 烟台 261441)

**摘 要:** 某高硫金矿中金矿物与黄铁矿紧密共生, 金矿物和黄铁矿平均粒径分别为 3.58 和 32.80  $\mu\text{m}$ , 嵌布粒度较细, 在实际生产中精矿品位和回收率均不理想。为进一步提高精矿品位和回收率, 针对该矿特点, 确定黄铁矿为浮选目标矿物, 通过系统条件试验和精选试验得到了最优浮选工艺流程和参数, 继而开展开路试验和闭路试验, 得到的浮选指标并不理想。基于中矿中黄铁矿多是连生体的判断, 对浮选中矿进行再磨处理, 获得了精矿金品位 17.4 g/t、金回收率 80.66% 的满意指标。同时, 结合“超细磨”、“碱浸预处理”工艺, 对浮选精矿进行浸出试验, 得到金浸出率 77% 的满意指标, 为生产现场提供了具有指导意义的技术方案。

**关键词:** 高硫; 微细粒金矿; 中矿再磨; 精矿再磨; 超细磨; 碱浸

**中图分类号:** TD953 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2023)02-0075-06

### Experimental study on beneficiation and metallurgy of a high sulfur micro fine grained gold deposit

CHEN Yanbo, LI Guangsheng, ZHU Xingfu

(Selection and Metallurgy Laboratory, Shandong Gold Mining Technology Co. Ltd., Yantai 261441, Shandong, China)

**Abstract:** The gold minerals in a high sulfur gold deposit are closely associated with pyrite, and the average particle sizes of gold ore and pyrite are 3.58 and 32.80  $\mu\text{m}$ , respectively. The embedded particle size is fine. The concentrate grade and recovery are not satisfactory in actual production. In order to further improve the concentrate grade and recovery rate, pyrite was determined as the flotation target mineral in this experimental study according to the characteristics of the mine. The optimal flotation process and parameters were obtained through the system condition test and beneficiation test, and then the open circuit test and closed-circuit test were carried out. But the flotation indexes resulted from the tests were not ideal. Based on the judgment that pyrite in middling ore is mostly conjoined, the flotation middling was reground, and the satisfactory indexes of a concentrate gold grade of 17.4 g/t and a gold recovery of 80.66% were achieved. Combined with the processes of "ultra-fine grinding" and "alkali leaching pretreatment", the leaching test of flotation concentrate yielded a satisfactory index of gold leaching rate of 77%, providing a valuable reference for the production sites.

**Key words:** high sulfur; fine grained gold deposit; middling regrinding; regrinding of concentrate; superfine grinding; alkali leaching

随着易处理金矿资源的日益减少, 难处理金矿逐渐成为主要的生产原料。难处理金矿主要包括高硫金矿、含砷金矿、含碳金矿、微细粒嵌布金矿和含金多金属硫化矿等。某矿为高硫微细粒金矿, 其

中金属硫化物含量较高, 以黄铁矿为主, 达 7.28%, 金矿物平均粒径为 3.58  $\mu\text{m}$ , 主要呈微细粒嵌布。针对此矿物, 在工艺矿物学研究的基础上, 通过系统条件试验和精选试验得到了最优浮选工艺流程和

参数，继而开展开路试验和闭路试验，得到的浮选指标并不理想。

基于中矿中黄铁矿多是连生体的判断，对浮选中矿进行再磨处理，获得了精矿金品位 17.4 g/t、金回收率 80.66%的满意指标。同时，结合“超细磨”、“碱浸预处理”工艺，对浮选精矿进行浸出试验，得到金浸出率 77%的满意指标，为生产现场提供具有指导意义的技术方案。

1 矿物性质

1.1 化学多元素分析

对某高硫微细粒金矿样品进行了化学多元素分析，分析结果见表 1。根据表 1 数据，样品中唯一达到工业利用品位的元素为金，含量为 2.0 g/t，其它伴生元素(如银、铜、铅、锌等)品位较低，无直接工业回收价值。矿石中硫含量较高，达到 4.18%，属于高硫金矿。

表 1 某高硫微细粒金矿主要元素化学分析结果

| Tab.1 chemical analysis results of main elements of a high sulfur micro fine grained gold mine |     |     |    |      |    |    |      | /%    |
|------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|-----|----|------|----|----|------|-------|
| 成分                                                                                             | Au* | Ag* | Cu | Fe   | Pb | Zn | S    | As    |
| 含量                                                                                             | 2.0 | 2.1 | 微  | 3.34 | 微  | 微  | 4.18 | 0.022 |

\*注：Au、Ag 单位为 g/t，本文下同。

1.2 工艺矿物学分析

1.2.1 矿物组成

样品矿物组成及相对含量见表 2<sup>[1]</sup>。由表 2 可知，样品中金属矿物主要为黄铁矿，含量为 7.28%；脉石矿物主要有石英、方解石、白云石(铁白云石和白云石)、绢云母、长石等。

1.2.2 金矿物嵌布特征

样品中金矿物嵌布特征分析结果表明，金矿物主要与黄铁矿共生，含量为 86.40%，与方解石、氧化碲共生比例为 5.09%；单体金占比 8.51%。由此可以确定黄铁矿为浮选目标矿物，捕收剂应选用黄药类捕收剂<sup>[2-3]</sup>。

1.2.3 黄铁矿粒度分布与嵌布特征

样品中与金矿物共生关系密切的主要为黄铁矿，其具体粒度分布见表 3。由表 3 可知，在磨矿细度-200 目 80%条件下，黄铁矿粒度分布比较均匀，平均粒径为 32.80 μm，呈中-细粒嵌布。

样品中黄铁矿嵌布特征分析结果表明，在磨矿

表 2 矿物组成及相对含量

| Tab.2 Mineral composition and relative content |     |       |
|------------------------------------------------|-----|-------|
| 矿物                                             |     | 含量/%  |
| 金属矿物                                           | 黄铁矿 | 7.28  |
|                                                | 其他  | 0.10  |
|                                                | 小计  | 7.38  |
| 脉石矿物                                           | 石英  | 14.28 |
|                                                | 长石  | 0.56  |
|                                                | 方解石 | 26.93 |
|                                                | 绢云母 | 1.06  |
|                                                | 白云石 | 48.98 |
|                                                | 其他  | 0.81  |
|                                                | 小计  | 92.62 |
| 合计                                             |     | 100   |

表 3 黄铁矿粒度分布情况

| Tab.3 Particle size distribution of pyrite |       |       |
|--------------------------------------------|-------|-------|
| 粒级/μm                                      | 含量/%  | 累积/%  |
| +104                                       | 0.00  | 0.00  |
| -104+74                                    | 3.56  | 3.56  |
| -74+38                                     | 12.9  | 16.46 |
| -38+20                                     | 33.24 | 49.7  |
| -20+15                                     | 16.46 | 66.16 |
| -15+10                                     | 17.31 | 83.47 |
| -10+5                                      | 13.88 | 97.35 |
| -5                                         | 2.65  | 100   |
| 平均粒径/μm                                    | 32.80 |       |

细度-200 目 80%条件下，样品中黄铁矿单体矿物占比 46.41；连生体主要与脉石矿物连生，占比 52.24%，此外有 1.35%与金属硫化物连生。这部分连生体进入精矿会降低精矿品位，进入尾矿会影响精矿回收率，如果作为中矿产出，应该进行再磨处理，使黄铁矿进一步解离，实现有效分选<sup>[4]</sup>。

1.2.4 金矿物粒度分析

样品中金矿物嵌布粒度分析结果表明，样品中金矿物粒径较细，-5 μm 含量达到 64.82%，-5+10 μm 占比 32.51，金矿物整体平均粒径仅为 3.58 μm，主要呈微细粒级嵌布。此矿为典型的微细粒金矿，常规磨矿难以使金颗粒暴露，必然难以获得理想的浸出指标，应结合“超细磨”工艺，使金矿物充分暴露。

1.2.5 金的赋存状态

样品中金的赋存状态分析结果表明，在-200 目

80%条件下，样品中金矿物主要以包裹金为主，含量为 86.04%，裸露的裂隙金(7.14%)和连生金(6.82%)占比较低。由此进一步表明，对此矿物应进行超细磨。

1.2.6 金矿物成色分布

样品中金矿物成色分布分析结果表明，样品中金矿物主要包括自然金(含量 1.8 g/t)、银金矿(含量 0.3 g/t)、碲金银矿(含量 0.1 g/t)，三种矿物中的金含量占比分别为 82.57%、11.92%、5.51%。碲金银矿的存在理论上会对金的浸出指标产生不利影响，可以结合“浸前预处理”工艺，降低碲的不利影响。

2 浮选试验研究

2.1 条件试验

采用一次粗选工艺开展磨矿细度、浮选浓度、捕收剂种类和用量、捕收剂配比、活化剂种类和用量、浮选时间等条件试验，确定粗选工艺参数：磨矿细度为-200 目 80%、浮选浓度 30%、活化剂为草酸(50 g/t)、捕收剂为丁基黄药(80 g/t)和丁胺黑药(40 g/t)、起泡剂为 2#油(5 g/t)。各作业时间分配为：粗选 3 min，扫选一 2 min，扫选二 2 min，扫选三 2 min。

2.2 精选试验

考察精矿品位和产率，确定精选次数。试验流程和条件见图 1<sup>[5]</sup>，结果如图 2 所示。由图 2 可知，精选时间 11 min 以后精矿金品位趋于稳定，因此精选次数为 3 次，各作业时间分配为：一段精选时间为 3 min，二段精选时间为 3 min，三段精选时间为 2 min。

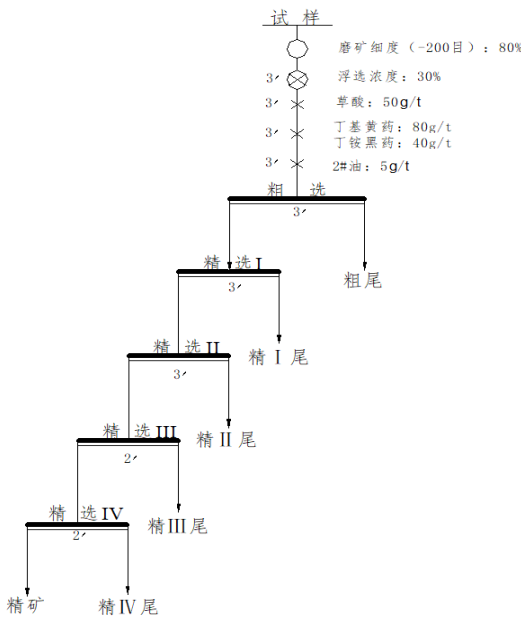


图 1 精选试验流程 Fig.1 Selection test process

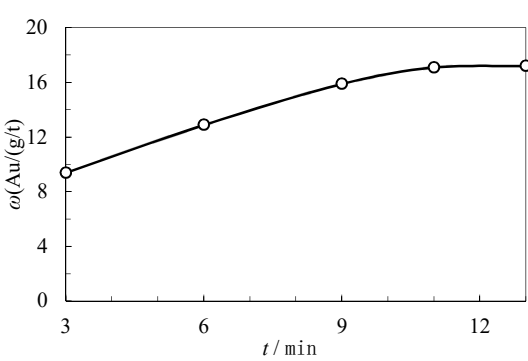


图 2 精选试验结果 Fig.2 Selection test results

2.3 开路试验

试验流程和条件见图 3，结果见表 4。由表 4 可知，综合条件试验精矿产率为 7.76%，精矿金品位较低，仅为 17.3 g/t，金回收率也较低，为 56.22%。

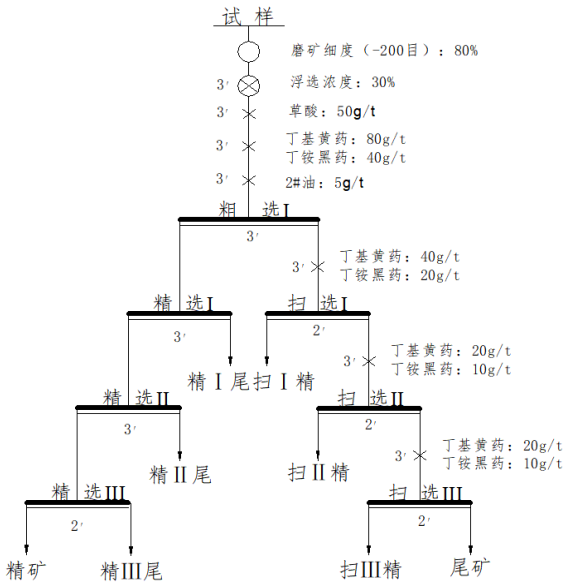


图 3 开路试验流程 Fig.3 Open circuit test flow

表 4 开路试验结果

| 样品名称  | 产率/%  | 金品位/(g/t) | 金回收率/% |
|-------|-------|-----------|--------|
| 精矿    | 7.76  | 17.3      | 56.22  |
| 精I尾   | 7.03  | 2.4       | 7.07   |
| 精II尾  | 3.82  | 4.5       | 7.20   |
| 精III尾 | 2.19  | 11.9      | 10.91  |
| 扫I精   | 3.95  | 2.3       | 3.80   |
| 扫II精  | 2.12  | 1.9       | 1.69   |
| 扫III精 | 4.09  | 0.9       | 1.54   |
| 尾矿    | 69.04 | 0.4       | 11.57  |
| 合计    | 100   | 2.4       | 100    |

2.4 闭路试验

按照开路试验流程和条件开展闭路试验。试验流程和条件见图 4<sup>[6]</sup>。试验结果表明，浮选精矿产率为 13.70%，精矿金品位为 13.8 g/t，金回收率为 81.42%。精矿金品位低于精矿标准，需继续提高。

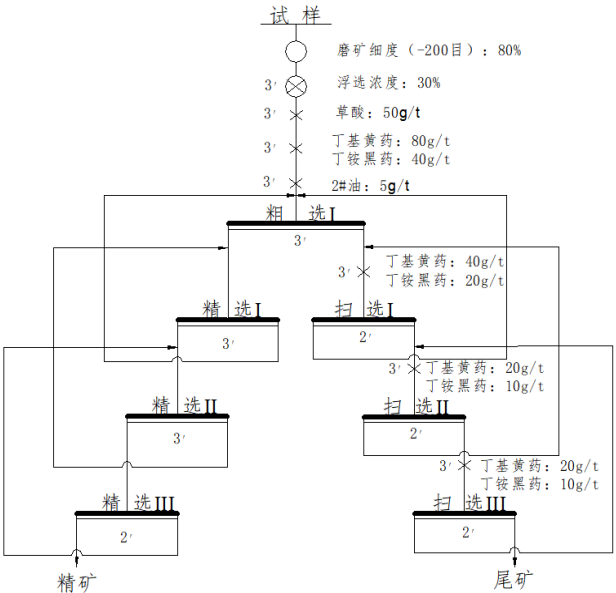


图 4 闭路试验流程

Fig.4 Closed circuit test flow

2.5 中矿再磨浮选试验

由于开路试验的精矿金品位较低，中矿在闭路试验中的分选会降低精矿金品位(降至 15 g/t 以下，达不到金精矿标准)，且中矿中主要载金矿物黄铁矿主要以连生体为主，针对此种矿物不建议将中矿返回处理，为此探索中矿再磨浮选效果。按照“一粗三精三扫”工艺开展浮选试验，精尾和扫精混合后开展再磨浮选试验<sup>[7-8]</sup>。中矿浮选精矿与精矿混合作为精矿产品，中矿浮选尾矿与尾矿混合作为尾矿产品。试验流程和条件见图 5，结果列于表 5。

由表 5 可知，精矿产品金品位为 17.5 g/t，回收率为 79.71%。精矿产品金品位满足金精矿金品位最低标准。为进一步提高精矿金品位，在中矿再磨的基础上，对精矿进行再磨试验，考察最终精矿产品金品位和金回收率。

2.6 精矿再磨浮选试验

为进一步提高金品位，同时考察精矿回收率指标，结合中矿再磨进行精矿再磨试验<sup>[9]</sup>，试验流程和条件见图 6，结果列于表 6。中矿(精尾、扫精和

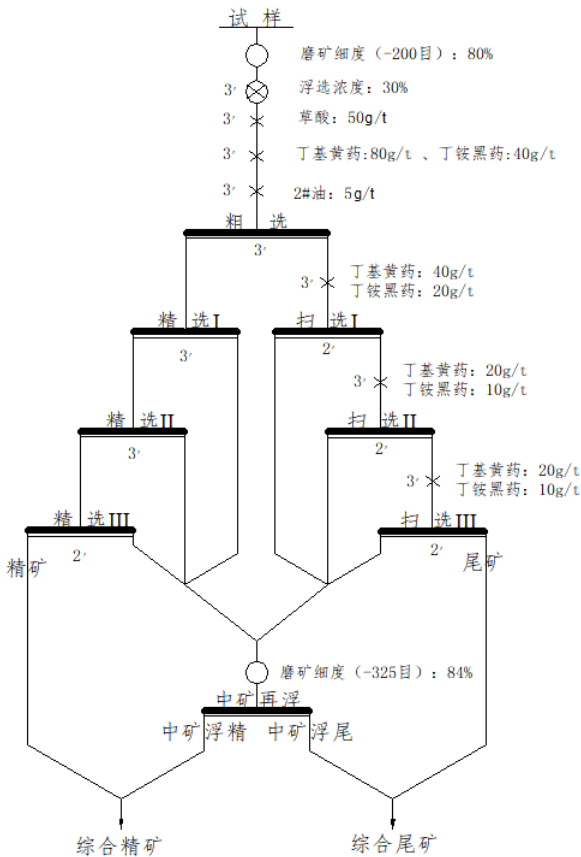


图 5 中矿再磨试验流程

Fig.5 Regrinding test flow for the medium ore

表 5 中矿再磨试验结果

Tab.5 Regrinding test results of the medium ore

| 样品名称 |          | 产率/%  | 金品位/(g/t) | 金回收率/% |
|------|----------|-------|-----------|--------|
| 精矿   | 精矿       | 8.40  | 19.7      | 69.90  |
|      | 中矿浮精     | 2.40  | 9.6       | 9.73   |
|      | 合计(综合精矿) | 10.80 | 17.5      | 79.71  |
| 尾矿   | 中矿浮尾     | 9.51  | 1.7       | 6.83   |
|      | 尾矿       | 79.69 | 0.4       | 13.46  |
|      | 合计(综合尾矿) | 89.20 | 0.5       | 20.29  |
| 总计   |          | 100   | 2.4       | 100    |

精矿再磨再浮尾矿)再磨后经“一粗一精”得到中矿浮精，与精矿浮精混合得到综合精矿。由表 6 可知，综合精矿金品位达到 24.6 g/t，金回收率为 66.45%。精矿金品位得到进一步提高，但金回收率较低，并且此工艺流程相对复杂，运行成本相对较高，不推荐此工艺。

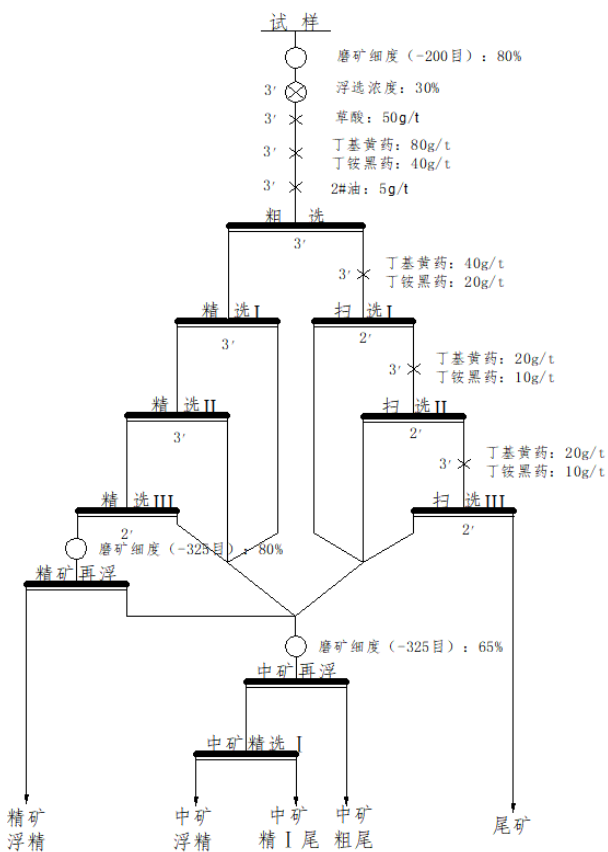


图 6 精矿再磨试验流程

Fig.6 Regrinding test flow for the concentrate

表 6 精矿再磨试验结果

Tab.6 Regrinding test results for the concentrate

| 样品名称             | 产率/%  | 金品位/(g/t) | 金回收率/% |
|------------------|-------|-----------|--------|
| 精矿浮精             | 4.00  | 25.3      | 43.70  |
| 中矿浮精             | 2.26  | 23.3      | 22.74  |
| 合计(综合精矿)         | 6.26  | 24.6      | 66.45  |
| 中矿精 I 尾+<br>中矿粗尾 | 16.08 | 2.9       | 20.14  |
| 尾矿               | 77.66 | 0.4       | 13.42  |
| 合计(综合尾矿)         | 93.74 | 0.8       | 33.55  |

3 浸出试验研究

基于工艺矿物学研究，此矿中金矿物主要呈微细粒嵌布，必须进行细磨作业使金暴露才能有效浸出<sup>[10-11]</sup>。为此，对浮选精矿开展常规磨矿-浸出试验、超细磨-浸出试验以及超细磨-碱浸预处理-浸出试验，并考察氢氧化钠和氰化钠药剂消耗情况。

3.1 常规磨矿-浸出试验

使用锥形球磨机将浮选精矿细磨至-325 目含

量 80%、88%和 98%(生产现场最大磨矿细度)，清水调浆，加入氢氧化钠将 pH 调至 11，搅拌 10 min 后，加入氰化钠开始浸出试验。试验流程和条件见图 7，试验结果(表 7)表明，随着磨矿细度增加，浮选精矿金浸出率增幅较小，当磨矿细度为-325 目 98%时，金浸出率仅为 57.14%。

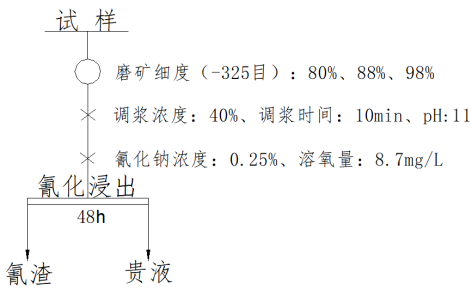


图 7 常规磨矿-浸出试验流程

Fig.7 Test flow of "conventional grinding leaching"

表 7 常规磨矿-浸出试验结果

Tab.7 Test results of "conventional grinding-leaching"

| 磨矿细度<br>-325 目 | 原生矿金<br>品位/(g/t) | 氰渣金<br>品位/(g/t) | 浸出<br>率/% | 氰化钠<br>消耗量<br>/(kg/t) | 氢氧化<br>钠消耗<br>量/(kg/t) |
|----------------|------------------|-----------------|-----------|-----------------------|------------------------|
| 80%            | 14.0             | 6.7             | 52.14     | 2.21                  | 0.5                    |
| 88%            | 14.0             | 6.5             | 53.57     | 3.86                  | 0.8                    |
| 98%            | 14.0             | 6.0             | 57.14     | 8.48                  | 3.2                    |

3.2 超细磨-浸出试验

工艺矿物学分析表明矿样中金矿物-10 μm 含量为 97.33%，兼顾磨矿成本，使用超细研磨机将浮选精矿细磨至 10 μm 占 80%，按照常规磨矿-浸出试验条件开展浸出试验。试验流程和条件见图 8<sup>[12]</sup>。试验结果表明，将矿样磨至 10 μm 占 80%，金浸出率有较大幅度提升，达到 77.1%，氰渣金品位为 3.2 g/t。但此时氰化钠药耗较高，达到 32.7 kg/t，生产成本大幅增加，影响经济效益。

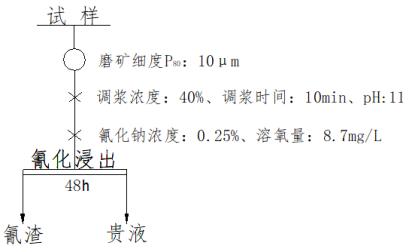


图 8 超细磨-浸出试验流程

Fig.8 Test flow of ultra fine grinding-leaching

### 3.3 超细磨-碱浸预处理-浸出试验

为降低氰化钠药耗,考虑对超细磨后矿样进行预处理,预处理方法很多,如酸浸、碱浸等。工艺矿物学分析结果表明,该矿中碳酸钙矿物方解石的含量为 26.93%,酸耗过高,不适宜酸浸预处理。因此,对超细磨矿样进行常温常压碱浸预处理,预处理后矿浆用清水洗涤,然后压滤脱水,滤饼继续调浆进行浸出试验<sup>[13]</sup>。考察金浸出率,以及氢氧化钠、氰化钠消耗情况。试验结果表明,超细磨后矿样经碱浸预处理后,浸出率 77.1%,氰渣金品位为 3.2 g/t,没有明显变化;氢氧化钠耗量增加约 10 kg/t 至 15.2 kg/t,但氰化钠耗量大幅降至 15.2 kg/t,整体药剂成本大幅降低。

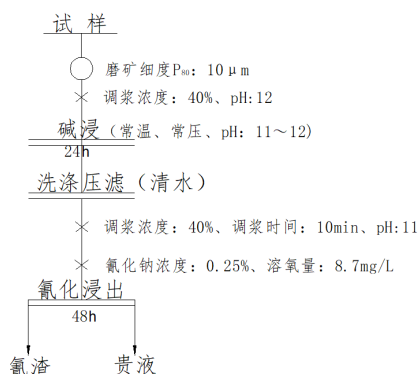


图 9 超细磨-碱浸预处理-浸出试验流程

Fig.9 Test flow of superfine grinding alkali leaching pretreatment leaching

## 4 结论

1) 在保证浮选精矿满足金精矿产品标准,在金含量大于 15 g/t 的同时,提高精矿金回收率。采用“一粗三精三扫+中矿再磨”工艺,试验结果为:精矿产率 10.80%,金品位 17.5 g/t,金回收率 79.71%。

2) 为进一步提升金精矿金品位至大于 20 g/t,结合中矿再磨工艺试验研究了精矿再磨工艺,试验结果为:精矿产率 6.26%,金品位 24.6 g/t,金回收率 66.45%。精矿金品位得到进一步提高,但金回收率较低,并且此工艺流程相对复杂,磨矿、运行成本相对较高,不推荐此工艺。

3) 对浮选精矿开展氰化浸出试验,首先通过超细磨工艺,将矿样磨至 10μm 占 80%,金的浸出率由 57.14%大幅提高至 77.14%,但存在氰化钠药耗(32.7 kg/t)过高的问题。

4) 超细磨后矿样经碱浸预处理后,浸出率没有明显变化,氢氧化钠耗量增加约 10 kg/t,氰化钠耗

量降至 15.2 kg/t,整体药剂成本降低。

### 参考文献:

- [1] 陈福林, 杨晓军, 杨道广, 等. 甘肃某低品位钒钛磁铁矿工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2020, 12(6): 64-68.  
CHEN F L, YANG X J, YANG D G, et al. Study on process mineralogy of a low grade vanadium titanium magnetite in Gansu[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020, 12(6): 64-68.
- [2] 杨素红, 姜超, 凌锦兰. 安康某金矿工艺矿物学研究[J]. 有色矿冶, 2022, 38(1): 55-58.  
YANG S H, JIANG C, LING J L. Study on process mineralogy of a gold mine in Ankang[J]. Nonferrous Mining and Metallurgy, 2020, 38(1): 55-58.
- [3] 邓元良, 明平田, 王广伟, 等. 某金精矿焙烧氧化-氰化尾矿工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2020, 8(4): 121-124.  
DENG Y L, MING P T, WANG G W, et al. Mineralogical study on roasting oxidation cyanidation tailings of a gold concentrate[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020, 8(4): 121-124.
- [4] 王越, 王婧, 李潇雨, 等. 川西某金矿工艺矿物学研究及对选矿工艺的影响[J]. 矿产综合利用, 2021, 8(4): 206-210.  
WANG Y, WANG J, LI X Y, et al. Study on process mineralogy of a gold mine in Western Sichuan and its influence on beneficiation process[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021, 8(4): 206-210.
- [5] 黄长峰, 曹玉川. 湖南某金矿浮选工艺研究[J]. 矿冶工程, 2020, 5(10): 65-67.  
HUANG C F, CAO Y C. Study on flotation process of a gold mine in Hunan[J]. Mining and Metallurgy Engineering, 2020, 5(10): 65-67.
- [6] 程倩, 王明, 万宏民, 等. 某低品位铅锌矿选矿工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2021(1): 65-71.  
CHENG Q, WANG M, WAN H M, et al. Study on beneficiation process of a low-grade lead-zinc mine[J]. Comprehensive Utilization of Minerals, 2021(1): 65-71.
- [7] 康维刚, 陈京玉. 老挝某金矿石重选-环保药剂浸金研究[J]. 贵金属, 2022, 43(1): 61-66.  
KANG W G, CHEN J Y. Study on gravity separation and environmental friendly agent leaching of a gold ore in Laos [J]. Precious Metals, 2022, 43(1): 61-66.