

某金矿工艺改造试验研究^{*}

岳铁兵, 郭珍旭, 李迎国

(中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 郑州, 450006)

摘要:某低品位氧化型金矿石含有少量硫化物。根据矿石性质及现场实际, 采用浮选-金精矿浸出-锌粉置换的工艺流程, 氰化浸渣综合回收铅, 最终金总回收率为 86.79%, 银总回收率 69.85%, 并可得含铅为 43.8% 的铅精矿。此方案已在生产实践中得到验证。

关键词:浮选; 氰化浸出; 氧化型金矿; 铅精矿

中图分类号:TF803.21 **文献标识码:**B **文章编号:**1001-0076(2001)03-0029-04

Research on Improvement of Dressing Technology to a Gold Ore

YUE Tie-bin, GUO Zhen-xue, LI Ying-guo

(Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Zhengzhou 450006, China)

Abstract: The oxidized ore with a lower grade of gold contains a little sulfide. By characteristics of the ore and reality condition of the scene, a technical process of "flotation-leaching-displaced by zinc powder" was adopted, and overall recovery rate of gold is 86.79% and silver 69.85%. Lead is reclaimed from the leaching residue and a lead concentrate of 43.8% Pb is obtained. The techniques already are validated in practice.

Key words: flotation; cyanide leaching; oxidized gold ore; lead concentrate

某金矿为氧化矿石, 含金品位低, 平均品位仅为 2.7g/t, 有处理量 100t/d 的小型选厂两座, 选厂采用全泥氰化-锌粉置换提金的工艺流程。为扩大生产能力, 提高经济效益, 拟对现有的选厂进行扩建和流程改造, 但选厂处于山区, 地势陡峭, 若采用全泥氰化的工艺流程, 则基建投资较大, 且综合回收有用元素的效果也较差, 为适应选厂就地产金的原则, 充分利用现有的工艺流程, 同时对有用的

成份进行回收, 制定了浮选-金精矿氰化-浸渣浮铅的工艺流程, 取得了金总回收率 86.79%, 银总回收率 69.85% 的经济技术指标, 并获得合格的铅精矿。

1 矿石性质

矿石的氧化率较高, 且变化较大, 矿山底部的原生矿石以铅矿物计的氧化率为 60%, 上部以铅计氧化率为 75.33%。以铁计为

* 收稿日期: 2001-04-06

作者简介: 岳铁兵(1965-), 男, 辽宁锦西人, 副研究员, 工学学士, 主要从事选矿试验研究及实践。

95.72%。矿石的构造主要有角砾状构造,浸染状构造,其次为块状、网脉状、蜂窝状构造,其中方铅矿、黄铁矿呈细粒浸染状分布在脉石中。矿石结构呈自形晶半自形晶结构,他形粒状结构等。

金嵌布形式以裂隙金(含量 57.08%)为主,其次为包体金(含量 23.96%)和粒间金(含量 11.69%);金的嵌布粒度较粗大于 $74\mu\text{m}$ 占 54.36%,小于 $10\mu\text{m}$ 为 13.55%;且金与金属硫化物和脉石关系密切,如裂隙金全部在脉石矿物裂隙中,包体金在脉石矿物占 11.86%,在黄铁矿中占 12.1%。矿物成分见下表 1,其化学全分析见下表 2。

表 1 原矿物成分(%)

金银矿物		硫化矿物		氧化矿物		脉石矿物	
矿物	含量	矿物	含量	矿物	含量	矿物	含量
银金矿	少量	黄铁矿	1.01	磁铁矿		石英	48.4
自然金	微量	方铅矿	0.84	赤铁矿	18.8*	铁绿泥石	15.2
自然银	微量	黄铜矿	0.12	褐铁矿		方解石	9.5
自然铜	微量	闪锌矿	0.42	白铅矿	2.0	斜长石	3.7

* 为磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿之和。

表 2 原矿化学全分析表(%)

元素	含量	元素	含量	元素	含量	元素	含量
Au(g/t)	2.72	Zn	0.25	CaO	4.04	TiO ₂	0.69
Ag(g/t)	52	S	0.38	MgO	3.36	K ₂ O	1.66
Pb	2.25	TFe	11.95	Al ₂ O ₃	7.61	Na ₂ O	0.058
Cu	0.037	SiO ₂	52.07	MnO	2.29	烧失	7.49

2 试验方案的选择

由于矿石氧化程度较深,但含有一定的硫化矿,根据金的嵌布特性,与硫化物关系密切的特点,采用浮选-金精矿氰化方案,可获得较好的技术经济指标,此方案即可利用现有的流程,又可减少入氰化作业的矿量;同时回收了铅矿物,因此采用浮选-金精矿氰化的工艺流程是合理的。

3 选矿试验

通过探索试验,确定先浮选-金精矿氰化浸出-锌粉置换的原则工艺流程,同时也对全泥氰化工艺进行了验证试验,其中选矿试验将原矿磨矿后,添加调整剂、捕收剂一次浮选得到了金粗精矿。

3.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验表明(见图 1),在 -200 目含量占 55%~85% 的范围内,金的精矿品位和回收率相差不大,选细度为 -200 目含量占 65%。

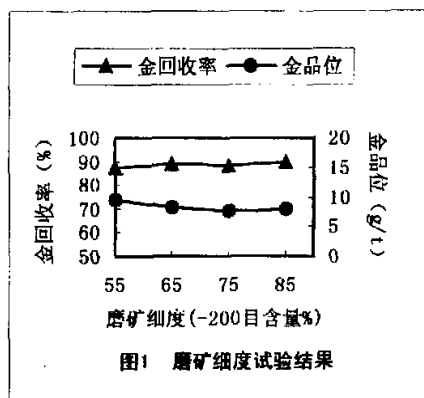


图 1 磨矿细度试验结果

3.2 捕收剂试验

试验采用捕收力强的丁基黄药与选择性好的丁胺黑药按 1:1 比例混合用药,试验结果见图 2。结果表明捕收剂用量过大,则金粗精矿品位降低较大。采用分段加药,多段粗选的方式,可有效提高金的回收率,同时也保证金粗精矿的品位。

3.3 碳酸钠用量试验

试验结果见图 3,结果表明碳酸钠对金粗精矿的品位影响较大,随用量增加,金品位增加,而金回收率变化不大。

3.4 水玻璃用量试验

试验结果见图 4,结果表明水玻璃用量增加,金粗精矿品位升高,而回收率变化不

大。

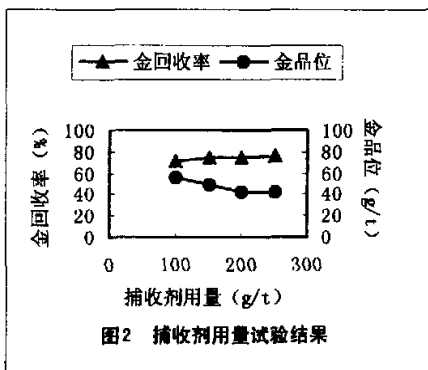


图2 捕收剂用量试验结果

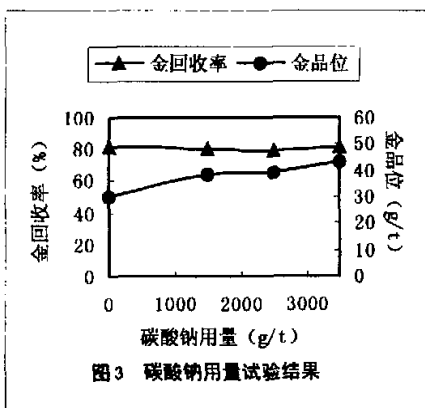


图3 碳酸钠用量试验结果

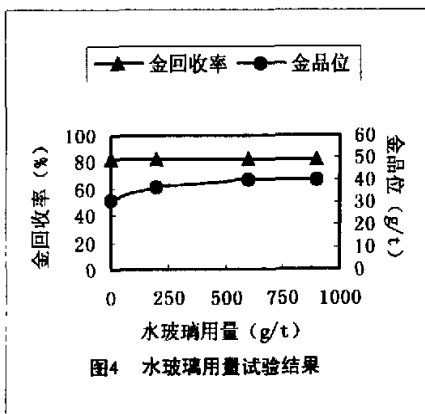


图4 水玻璃用量试验结果

3.5 硫化钠用量试验

由于矿石氧化程度较深,为提高铅的回收率,用硫化钠进行硫化,提高氧化铅的回收

率,结果表明硫化钠对金属硫化物和金均有抑制作用,使金的回收率和精矿的品位大幅降低,硫化钠用量 800g/t 时,金品位由 38.5g/t,降到 20.09g/t,而回收率由 80.46% 下降到 63.51%。

为提高铅的回收率,又不影响金的回收率,采用二段加硫化钠的试验方案,结果表明,由于金和金属硫化物在第一段已经回收,因此硫化钠的加入可起到活化氧化矿的作用,而对金的回收率影响不大,硫化钠的用量从 300 到 900g/t 时,金的回收率在 85.46% ~86.86% 之间,与不加硫化钠时金的回收率 86.83% 相差不多,但铅的回收率由 44.57% 上升到 65%,说明硫化钠对浮氧化矿是有效果的,由于其它因素限制,对氧化铅的回收未进行更深入的研究。

3.6 开路流程试验

综合上述条件,最终的工艺流程是三段粗选,一段扫选,一段精选,最终获得金精矿的产率 6.55%,金品位为 38.97g/t,金的回收率为 83.96% 的指标。

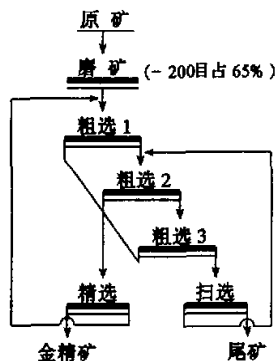


图5 浮选闭路试验工艺流程

3.7 闭路流程试验

在闭路流程试验中,首先选用中矿集中返回的方案,但由于扫选硫化钠的影响,使粗选1的浮选现象变坏,因此选用扫选的中矿返到第二段粗选的工艺流程。流程见图5。

试验结果:金精矿的产率为 11.6%,金品位为 23.40g/t,金的回收率为 87.72%,银的品位为 367.50g/t,银的回收率为 81.98%,铅的品位为 12.30%,回收率为 63.70%。

浮选试验既得到了较高的金银回收率,又综合回收了铅,满足现场的要求。

3.8 金精矿氰化试验

由于现场原工艺流程是全泥氰化浸出,现改用金精矿进行氰化浸出,因此对此工艺也进行了详细的试验研究。经探索试验和条件试验,确定最佳的试验条件为:再磨细度为 -320 目占 99%,氰化钠用量 8kg/t,浸出时间 48h,石灰 5kg/t,预处理时间 4h,液固比 3:1,最终的试验结果是金和银的作业回收率为:94.29%和 63.98%,相对原矿的回收率为:84.77%和 57.02%。

3.9 铅回收探索试验

金精矿浸渣含铅 12.3%,金 0.85g/t,银 134g/t,相对原矿产率 11.60%。此浸渣主要矿物为黄铁矿、赤铁矿、方铅矿、白铅矿等金属矿物,脉石含量约 45%,且铅矿物中氧化铅含量较多,占总铅的 60%左右,硫化铅占 40%左右,因此较难选别。通过多方案探索试验,选用先浮方铅矿,再浮氧化铅的工艺是合理的,最终的工艺流程是方铅矿浮选为一粗、一精,氧化铅浮选为一粗、一扫、一精。开路试验的指标为:铅精矿产率 1.75%,铅品位 43.78%,含金 5.38g/t,含银 636g/t,相对原矿,金回收率为 2.02%,银回收率为 12.83%。由于条件限制未进行闭路试验。

结果表明:浸渣浮铅的方案是可行的,尤其对银的回收率提高较大,弥补了银在氰化浸出中的损失,由于浮铅的原矿为氰化浸渣,因此残留的氰化钠对浮选效果有何影响,为此补充了氰化钠对浮铅影响的验证试验,结

果表明,在相同的条件下,氰化钠浓度高的条件下,其精矿品位可达 58.89%,氰化钠浓度低的条件下,其精矿品位为 43.56%,而回收率相近,说明氰根离子浓度提高,可显著提高铅的品位,对铅的回收率影响不大,即对黄铁矿产生较大的抑制作用,而对铅的浮选影响不大。

4 结论

(1)此矿石性质为氧化矿,采用全泥氰化效果好,但由于含有一定的硫化物,使浮选-金精矿氰化的方案也可得到实施。试验表明,浮选-金精矿氰化的试验方案是可行的,同时也适合现场的实际情况。

(2)试验表明,主要影响浮选指标的药剂是捕收剂,及调整剂(碳酸钠、水玻璃),其中碳酸钠和水玻璃用量的增加对金的回收率影响不大,但可显著提高金精矿品位,而捕收剂用量增加,可保证有较高的金回收率,采用分段加药分段粗选是行之有效的办法。

(3)硫化钠的用量对浮选的影响较大,其作用是对氧化矿进行硫化,但控制用量及加入点很重要,用量过大反起抑制作用,影响硫化物及金的回收,同时在硫化物未浮出之前,加入硫化钠则严重影响硫化物及金的回收。因此硫化钠以加入二段粗选为宜。

(4)浸渣浮铅既可综合回收,又可提高金银回收率,尤其在氰化中未回收的银,在浮铅作业中可有较大的提高。

(5)氰根离子对浮铅作业,具有较好的作用。

(6)该金矿按本研究方案进行的技术改造已经完成,获得了较好的效果。

参考文献:

- [1] 任觉世等.工业矿产资源开发利用手册[M].武汉:武汉工业大学出版社出版,1993.
- [2] 吉林省冶金研究所等.金的选矿[M].北京:北京冶金工业出版社,1977.