

提高某低品位金矿入堆粒度的可行性研究

张兴勋

(紫金矿业集团股份有限公司, 福建 上杭 364200)

摘要: 某低品位金矿采用旋回破碎-圆锥破碎-堆浸工艺提金, 采用矿物粒级筛析和柱浸模拟实验, 对取消圆锥破碎的可行性进行了研究, 结果表明, 经圆锥破碎后, 大粒级矿物量减少, 更多的金分布到粒级小于 50 mm 的矿物中; 柱浸实验显示, 粒级小于 50 mm 的矿物金浸出率更高, 圆锥破碎后金的浸出率提高 1.4%; 综合堆浸生产和柱浸实验尾矿的筛析结果估算, 取消圆锥破碎工段可节约 135.73 万元成本, 但导致产出减值超过 1300 万元, 矿山宜保留圆锥破碎工序。

关键词: 低品位金矿; 粒度; 圆锥破碎; 金浸出率; 经济效益

中图分类号: TF831 **文献标识码:** A **文章编号:** 1004-0676(2020)01-0060-05

Feasibility Study on Improving the Heap Particle Size of a Low Grade Gold Ore

ZHANG Xing-xun

(Zijin Mining Group Co. Ltd., Shanghang 364200, Fujian, China)

Abstract: Gold was extracted from a low-grade gold ore using gyratory crushing-cone crushing-heap leaching processes. The feasibility of eliminating cone crushing was studied by mineral particle size sieve analysis and column leaching simulation experiment. The results showed that after cone crushing, the amount of large-grain mineral was reduced, and that more gold was distributed to minerals with a size of less than 50 mm. The column leaching experiments showed that the gold leaching rate was higher when the particle size was less than 50 mm, and that it increased by 1.4% after cone crushing. Based on the results of the column leaching experiment and the screening analysis of the heap leaching tailings, the cost of eliminating the cone crushing section can be saved by 1.3573 million yuan, but the output impairment is more than 13 million yuan, so the mine should retain the cone crushing process.

Keywords: low-grade gold mine; particle size; cone broken; gold leaching rate; economic benefits

黄金不仅可以作为储备金以维持货币和经济的稳定^[1], 同时也已经成为十分重要的工业原料和战略物资。我国是全球黄金生产和消费大国^[2-3], 单一优质金矿资源日渐枯竭, 低品位金矿资源已逐步成为黄金提取的主要原料^[1]。低品位金矿采用炭浸回收金工艺经济效益较差, 堆浸是从低品位金矿石中回收金的一种简便而又经济的理想工艺, 是国内外较为成熟的提金工艺之一, 具有工艺简单、投资少、处理量大、成本低、经济效益好等优点^[4-6]。

某低品位金矿采用堆浸工艺提金, 年矿石处理量达 1200 万吨, 入堆矿石采用 I 段旋回+II 段圆锥

的两段破碎工艺处理。但随着该矿山开采深度下降, 金品位逐渐降低, 成本逐渐升高。为实现降本增效, 该企业拟计划取消 II 段圆锥破碎。为此, 本文进行提高该低品位金矿入堆粒度可行性研究, 为该技改提供决策依据。

1 实验部分

1.1 原料

实验样品取于某低品位金矿, 矿样晒干筛分除去-2 mm 粒级后制得实验原矿(与该矿山重选-炭浸

工艺处理矿样相同), 实验原矿再经混匀缩分, 取综合样品进行矿物组成及含量和金物相分析, 矿物组成及含量、金物相分析结果分别列于表 1 和表 2。

表 1 矿物组成及含量分析结果

Tab.1 mineral composition and content analysis results /%

矿物	含量	矿物	含量	矿物	含量
金矿物	0.34 g/t	褐铁矿	0.25	铌铁矿	偶见
蓝辉铜矿	0.024	赤铁矿	0.03	毒砂	0.001
铜蓝	0.013	石英	78.0	磁黄铁矿	0.002
(块)硫砷铜矿	0.005	地开石	12.8	磁铁矿	0.006
辉铜矿	0.01	明矾石	4.8	重晶石	0.004
黄铁矿	1.46	绢云母	1.46	磷灰石	0.001
黄铜矿	0.002	碳酸盐矿物	1.03	金红石	0.011
赤铜矿等氧化铜	0.01	方铅矿	0.02	黄钾铁矾	0.003
砷黝铜矿	0.005	闪锌矿	0.01	楣石	0.013
斑铜矿	0.002	硫铜锗矿	0.001	白钛石	0.012
硫锡铁铜矿	0.003	辉钼矿	0.001	锆石	0.003

表 2 金物相分析结果

Tab.2 Results of gold phase analysis

名称	金品位/(g/t)	占有率/%
单体+连生金	0.30	88.24
硫化物包裹金	0.018	5.29
硅酸盐+其他包裹金	0.022	6.47
合计	0.34	100.00

从表 1、表 2 结果可知, 该低品位金矿主要金属矿物为黄铁矿、其次为蓝辉铜矿、铜蓝、辉铜矿、硫砷铜矿、砷黝铜以及少量的氧化铜等, 非金属矿物主要为石英, 其次为地开石、明矾石、绢云母、碳酸盐矿物等。金主要以单体+连生金为主, 占有率为 88.24%, 主要存在于石英和地开石中; 其次以硫化物包裹形式存和以硅酸盐+其他包裹金形式存在, 分别占 5.29%和 6.47%, 主要存在于黄铁矿和次生硫化铜矿中。

1.2 制样和筛析

模拟生产现场, 按图 1 流程对实验样品进行加工。制得未经圆锥破碎(柱 1#)和经圆锥破碎(柱 2#, +100 mm 样采用生产现场圆锥破碎机破碎)两组实验样品, 以及柱 1#、柱 2#粒度筛分样品。

对粒度筛分样品、晾干后的柱浸实验浸出渣以及矿山堆浸渣用进行筛析实验, 分别得到矿石在

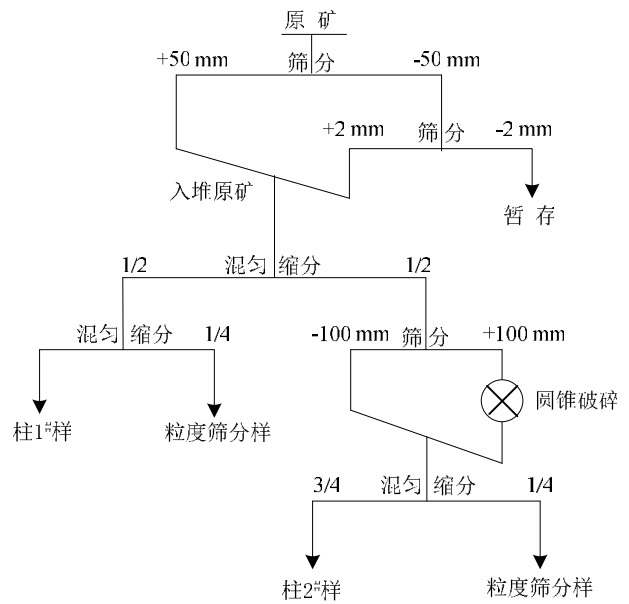


图 1 试验样品加工流程

Fig.1 Processing flow of sample preparation

>100 mm、100~50 mm、50~20 mm 和 <20 mm 不同粒径的质量分布, 研磨制样测定其中金和铜的含量。

1.3 柱浸实验

装柱: 柱浸实验采用 $\phi 600$ mm 铁管, 柱高约 7.5 m, 每根柱子装干矿石量为 2.39 t, 按 0.25 kg/(t 矿)加入工业石灰, 混匀后装柱。

喷淋条件: 采用蠕动泵自动控制喷淋强度为 10 L/(m²·h), 喷淋液初期氰化钠浓度为 800 mg/L, 时间为 3 d; 喷淋中期氰化钠浓度降为 600 mg/L, 时间为 6 d; 喷淋后期氰化钠浓度降为 300 mg/L, 时间为 15 d。试验过程中每天在相同时间对浸出贵液计量、取样检测 Au、Cu_总、总氰根和游离氰根浓度, 计算金、铜浸出率和氰化钠耗量。

1.4 测定和计算

金采用泡沫吸附-原子吸收分光光度计测定, 总铜采用原子吸收光谱法测定, 总氰及游离氰根采用硝酸银滴定法测定, 用下式计算金浸出率、铜浸出率和氰化钠耗量:

$$\text{金浸出率} = \frac{\text{贵液金浓度} \times V}{\text{原矿金金属量}} \times 100\% \quad (1)$$

$$\text{铜浸出率} = \frac{\text{贵液铜浓度} \times V}{\text{原矿铜金属量}} \times 100\% \quad (2)$$

$$\text{氰化钠耗量} = \frac{(\text{喷淋液氰化钠浓度} - \text{贵液氰化钠浓度}) \times V}{\text{原矿质量}} \quad (3)$$

2 结果与讨论

2.1 不同样品柱浸效果对比

氰化喷淋共进行 24 天, 金日及累计浸出率结果见图 2, 累计氰化钠耗量结果见图 3, 铜日浸出率及累计浸出率结果见图 4。

由图 2 可见, 柱 1[#]和柱 2[#]喷淋前 6 天为金浸出高峰期, 此时段金日累计浸出率分别为 55.70% 和 64.93%, 而后柱 1[#]和柱 2[#]金的日浸出率均随喷淋时间延长逐渐降低, 当喷淋时间达 24 天后, 延长喷淋时间对柱 1[#]、柱 2[#]金浸出率影响均甚微, 因此, 确定喷淋时间为 24 天, 此时, 柱 1[#]和柱 2[#]金浸出率分别为 83.62% 和 85.30%。结合图 3 结果, 柱 1[#]和柱 2[#]的累计氰化钠耗量分别为 346.87 g/t 和 362.74 g/t。入堆+100 mm 粒级矿石经圆锥破碎后较未破碎的金浸出率高 1.68%, 这是由于矿石破碎后, 不但使金单体解离度提高, 而且矿石内部因破碎产生了丰富的应力微裂纹, 利于氰化液渗入与金接触浸出所致^[7]。

由图 4 结果可知, 柱 1[#]、柱 2[#]氰化喷淋第 2~5 天为铜浸出率高峰期; 而后铜的日浸出率均随喷淋时间延长逐渐降低。当氰化喷淋 24 天时, 柱 1[#]、柱 2[#]铜浸出率分别为 26.39% 和 39.00%。另外, 铜浸出高峰期时, 浸出贵液铜离子浓度可高达 500 mg/L 以上。如果不去除贵液中的铜, 直接采用活性炭吸附时, 存在金吸附率低, 载金炭铜含量高、载金炭解吸-电积时间长、金泥提纯成本高等不足^[3, 8-11]。铜的存在对后期解吸不利, 因此生产现场应先对贵液除铜再进行炭吸附。

2.2 柱浸矿样粒度筛析

氰化柱浸喷淋结束并待无浸液流出, 将尾矿晒干后对其筛析, 筛析结果表明, 柱浸前后各粒级产率无变化。1[#]和 2[#]矿样浸出前后粒度筛析得到的金和铜的分布数据分别列于表 3 和表 4。

对比表 3 和表 4, 从原矿数据可知, 经过生产现场圆锥破碎后, 大于 100 mm 粒级矿石产率从 33.6% 降至 2.2%, 金分布率由 21.2% 降至 1.43%。合并计算, 破碎后粒级大于 50 mm 的合计产率由 54.1% 减少至 35.4%, 金分布率由 37.8% 降低至 26.0%。但无论矿石是否经过圆锥破碎, 金在 20~50 mm 粒级范围的品位相对较高。

从浸出后的数据可见, 当矿石粒度大于 50 mm 时, 柱 1[#]、柱 2[#]各粒级金浸出率随粒度降低而升高,

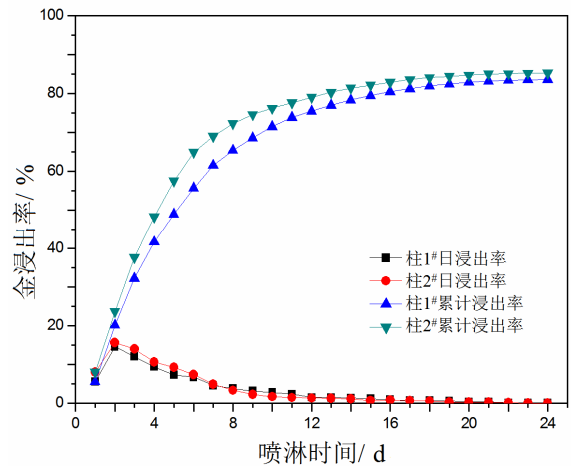


图 2 不同喷淋时间金浸出率

Fig.2 Daily and cumulative gold leaching rate with different spraying time

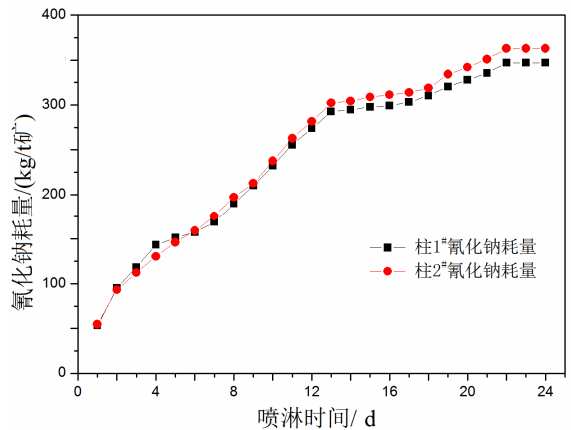


图 3 不同喷淋时间氰化钠耗量

Fig.3 Cumulative sodium cyanide consumption with different spraying time

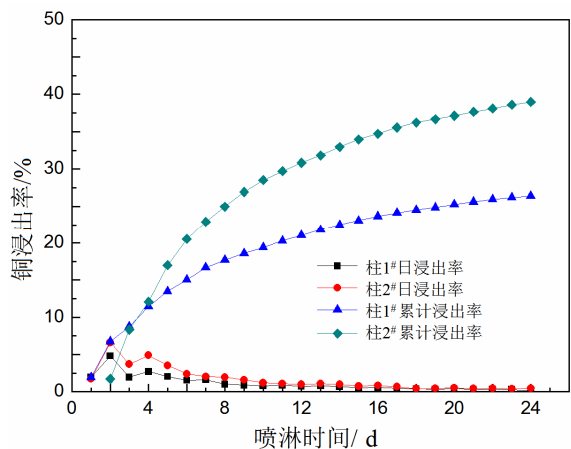


图 4 不同喷淋时间铜的浸出率

Fig.4 Daily and cumulative copper leaching rate with different spraying time

表 3 柱 1[#]矿样浸出前后的粒度筛析结果Tab.3 Sieving analysis results of raw ore in column 1[#]

粒级/mm	产率/%	浸出前				浸出后				粒级浸出率	
		原矿品位		分布率		品位		分布率			
		Au/(g/t)	Cu/%	Au/%	Cu/%	Au/(g/t)	Cu/%	Au/%	Cu/%		
>100	33.60	0.21	0.022	21.2	20.2	0.061	0.019	39.2	22.6	80.0	13.6
100~50	20.48	0.27	0.021	16.61	11.75	0.063	0.018	24.7	13.1	76.7	14.3
50~20	20.87	0.56	0.069	35.10	39.33	0.040	0.051	16.0	37.7	92.9	26.1
<20	25.05	0.36	0.042	27.09	28.74	0.042	0.030	20.1	26.6	88.3	28.6
合计	100.00	0.33	0.037	100.00	100.00	0.052	0.028	100.0	100.0	84.2	24.3

表 4 柱 2[#]矿样浸出前后的粒度筛析结果Tab.4 Sieving analysis results of raw ore in column 2[#]

粒级/mm	产率/%	浸出前				浸出后				粒级浸出率	
		原矿品位		分布率		品位		分布率			
		Au/(g/t)	Cu/%	Au/%	Cu/%	Au/(g/t)	Cu/%	Au/%	Cu/%		
>100	2.21	0.21	0.022	1.43	1.17	0.058	0.018	3.32	1.51	72.4	18.2
100~50	33.18	0.24	0.021	24.60	16.82	0.056	0.016	42.91	20.2	76.7	23.8
50~20	30.06	0.44	0.067	40.87	48.63	0.042	0.041	24.59	46.8	90.5	38.8
<20	34.55	0.31	0.040	33.09	33.37	0.039	0.024	29.18	31.5	87.4	40.0
合计	100.00	0.32	0.041	100.00	100.00	0.046	0.026	100	100.0	85.6	36.6

尾矿中金含量偏高；矿石粒度小于 50 mm 后，金浸出率变化不大，尾矿中金含量较低。未经破碎柱 1[#]的尾渣金含量为 0.052 g/t，金浸出率为 84.2%；经破碎后的柱 2[#]尾渣金品位为 0.046 g/t，金浸出率为 85.6%；表明破碎处理可以明显提高金的浸出率。入堆粒级大于 100 mm 的矿石经圆锥破碎后较未破碎金浸出率提高 1.4%。折算综合回收率，若不经破碎，综合回收率将降低 1.7%(溶液无外排，100%循环利用)。不利的方面表现为破碎后铜的浸出率明显提高，会增加后续除铜成本。

2.3 堆场尾矿粒度筛析

为了解堆场尾渣金的分布情况，现场取该低品位金矿未经圆锥破碎的 10 个堆浸尾矿混为一综合样品，并对综合样品进行粒度筛析。堆场尾矿粒度筛析结果见表 5。

由表 5 结果可知，该低品位金矿未经圆锥破碎矿样金浸出率为 83.5%，堆浸尾矿中大于 100 mm 和 100~50 mm 两个粒级金含量略高。其中大于 100 mm 粒级矿石比 100~50 mm 粒级矿石金含量高 0.009 g/t，而 100~50 mm 粒级矿石比小于 50 mm 粒级矿石金含量高 0.011 g/t。可见大于 50 mm 粒级的尾渣金品位较高，降低矿石粒度有利于金的浸出，现场与柱浸实验所得结论一致。

表 5 堆场尾矿粒度筛析

Tab.5 Sieve analysis of heap tailings

粒度/mm	综合产率/%	综合品位/(g/t)
>100	29.31	0.069
100~50	25.63	0.058
50~20	19.84	0.047
<20	25.22	0.046
合计	100.00	0.056

2.4 经济效益估算

2.4.1 圆锥破碎机运行成本

该矿山低品位金矿碎矿车间有 CH660 及 H6800 两台圆锥破碎机在生产中运行，上年度运行费用主要包括：电费 37.06 万元，维修材料费 52.35 万元，人工费 46.32 万元，总运行费用合计 135.73 万元。

2.4.2 取消圆锥破碎减值估算

圆锥破碎车间上年度处理矿样 1279 万吨，按原矿金品位 0.34 g/t，堆浸渣年均金品位为 0.052 g/t 计算，堆浸浸出率为 84.7%，按金价 280 元/g，采用柱浸法和堆浸尾渣法估算取消圆锥破碎的减值。

1) 按柱浸估算。低品位金矿未经圆锥破碎柱浸，金浸出率为 84.2%，该浸出率较经圆锥破碎后再柱浸降低 1.4%。减少产值=1279×0.34×1.4%×280

=1704.65 万元; 估算经济效益损失=产出减值-圆锥破碎成本=1704.65 万元-135.73 万元=1568.92 万元。

2) 按堆浸尾渣估算。现场低品位金矿未经圆锥破碎堆浸, 金浸出率为 83.5%, 该浸出率较经圆锥破碎后再堆浸降低 1.2%。减少产值=1279×0.34×1.2%×280=1461.13 万元; 估算经济效益损失=产出减值-圆锥破碎成本=1461.13 万元-135.73 万元=1325.4 万元。

综上, 综合堆浸生产和柱浸实验尾矿的筛析结果估算, 取消圆锥破碎每年减少经济效益超过 1300 万元。

3 结论

1) 某低品位金矿原矿经生产现场圆锥破碎后, 大粒级矿物量减少。筛析实验结果表明大于 50 mm 粒级矿物合计产率由 54.1%减少至 35.4%, 金分布率由 37.8%降低至 26.0%。

2) 柱浸实验表明, 入堆粗粒级矿石经破碎后更有利于金的浸出。未经破碎的尾渣金综合品位为 0.052 g/t, 金浸出率为 84.2%; 经破碎的尾渣金综合品位为 0.046 g/t, 金浸出率为 85.6%, 经破碎后较未破碎的金浸出率提高 1.4%。

3) 现场堆浸尾矿筛析测定结果显示, 大于 50 mm 粒级堆浸尾渣金品位较高。进一步证实降低矿石粒度有利于金的浸出。

4) 经济效益估算表明, 如果取消圆锥破碎, 尽管每年可节约运行成本 135.73 万元, 但由于浸出率降低, 产出减值可达 1461.13 万元, 导致盈利减少 1325.4 万元。建议生产现场保留圆锥破碎工序。

参考文献:

- [1] 陈芳芳, 张亦飞, 薛光. 黄金冶炼生产工艺现状及发展[J]. 中国有色冶金, 2011, 2(1): 11-18.
CHEN F F, ZHANG Y F, XUE G. Status and development of production technology of gold smelting[J]. China nonferrous metallurgy, 2011, 2(1): 11-18.
- [2] 李鹏远. 中国黄金供需预测及对策研究[D]. 北京: 中国地质大学, 2015.
LI P Y. Investigation of China's gold supply and demand forecast and its countermeasure[D]. Beijing: China University of Geosciences, 2015.
- [3] 谭希发. 含铜低品位金矿除铜回收氰浸出工艺研究[J]. 贵金属, 2019, 40(1): 51-56.

- TAN X F, Study on leaching process of copper removal and cyanide recovery from low-grade copper bearing gold ore[J]. Precious metals, 2019, 40(1): 51-56.
- [4] 林泓富. 低品位金矿柱浸试验[J]. 有色金属(冶炼部分), 2016(7): 42-45.
LIN H F. Column leaching experimeng for low-grade gold ore[J]. Nonferrous metals (Extractive metallurgy), 2016(7): 42-45.
- [5] 赵思佳, 刘宇利, 肖超, 等. 内蒙古某低品位金矿石柱浸试验研究[J]. 湿法冶金, 2014, 33(3): 168-171.
ZHAO S J, LIU Y L, XIAO C, et al. Column leaching of gold from a grade gold ore in Neimenggu[J]. Hydro-metallurgy of China, 2014, 33(3): 168-171.
- [6] 黄志华, 杨政国, 苏秀珠. 低品位金矿石直接堆浸工艺研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2014(5): 52-55.
HUANG Z H, YANG Z G, SU X Z. Technical study on heap leaching for low-grade crude gold ores[J]. Non-ferrous metals (Extractive metallurgy), 2014(5): 52-55.
- [7] 谭希发, 沈贤德, 张兴勋, 等. 从低品位次生硫化铜矿中回收铜的方法: CN201610126622.8[P]. 2016-03-07.
TAN X F, SHEN X D, ZHANG X X, et cl. A method for recovering copper from low grade secondary copper sulfide ores: CN201610126622.8[P]. 2016-03-07.
- [8] 谭希发. 酸化-硫化沉淀工艺处理紫金山金矿吸附贫液扩大试验研究[J]. 黄金, 2014, 35(10): 74-78.
TAN X F. Pilot test study on treating adsorption lean solution of Zijinshan gold mine by acidification-sulphidization process[J]. Gold, 2014, 35(10): 74-78.
- [9] 谭希发. 活性炭从氰化液中选择性吸金抑铜的研究[J]. 贵金属, 2016, 37(3): 51-55.
TAN X F. Research on copper-inhibition gold-selective adsorption of activated carbon from cyanide solution[J]. Precious metals, 2016, 37(3): 51-55.
- [10] 沈贤德. 酸化-硫化沉淀工艺处理紫金山金矿堆浸贵液工业调试及评价[J]. 黄金, 2014, 35(11): 76-79.
SHEN X D. Debugging and evaluation of treatment of pregnant solutions from heap leaching in Zijinshan gold mine by acidification-sulphidization process[J]. Gold, 2014, 35(11): 76-79.
- [11] 张明朴. 氰化炭浆法提金生产技术[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1994: 86-142.
ZHANG M P. Production technology of gold extraction by CIP process[M]. Beijing: Metallurgical Industry Press, 1994: 86-142.