

甘肃某金矿选矿试验研究

王卫军^{1,2}, 王润涛^{1,2}, 陈伟华^{1,2*}, 常明明^{1,2}

(1. 河南省第一地质矿产调查院有限公司; 2. 河南省金银多金属成矿系列与深部预测重点实验室)

摘要:针对甘肃某金矿进行了浮选试验。试验采用碳酸钠为调整剂,硫酸铜为活化剂,丁基黄药+丁铵黑药为混合捕收剂,2号油为起泡剂,经过两次粗选、两次扫选、三次精选闭路试验,可获得金品位为 251.27 g/t、金回收率为 96.67% 的精矿产品。该技术指标优异,为该类型金矿的选别提供技术依据。

关键词:浮选;磨矿细度;难处理金矿;闭路试验;混合捕收剂

中图分类号:TD952

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2024)04-0052-05

doi:10.11792/hj20240412

引言

金是嵌布于地壳中稀贵金属之一,因具有绚烂的色泽、良好的加工性能和独特的经济价值而广泛应用于日常生活、工业制造和金融领域。但是,由于长期高强度采掘,天然金矿资源逐渐减少。在处理低品位金矿和含有害成分(如砷、碳)的难处理金矿时,确定科学合理的选矿工艺对提高综合回收率至关重要^[1-4]。目前,金矿的选别方法主要包括重选法、混汞法、浮选法、氰化浸出法及其他联合工艺^[5-8]。其中,混汞法和氰化浸出法因具有较大环境危害而受到严格限制,浮选法因为对硫化型载金矿物具有良好的捕获性能和高回收率等优点,被广泛应用于金矿^[9-10]。

某金矿位于甘肃省北部河西走廊西端,矿区内金矿脉数量较多,呈隐伏、半隐伏状,嵌布于加里东期花岗闪长岩的蚀变破碎带中,属蚀变岩型金矿。根据地

质资料,该金矿已探明金资源量不足 2 t,为小型金矿。本文通过化学分析、镜下鉴定、物相分析等手段,对矿石的化学成分、矿物组成、金嵌布状态进行了详细研究,并进行了浮选试验,以期为后续矿山建设确定合理的选矿工艺流程提供技术支撑。

1 矿石性质

矿石类型以原生矿为主,氧化矿仅分布于地下 2~3 m。本次试验样品采自 3 个不同标高的探矿中段,采样位置涵盖了矿区内各个主要工业矿体,并按照各主要工业矿体的矿石类型和资源量占比进行配矿。经过配矿后,试验样品中氧化矿约占 5%,样品总质量为 250 kg,金品位为 4.13 g/t,与矿床地质品位接近,因此具有较强的代表性。

1.1 化学成分

矿石化学成分分析结果见表 1。

表 1 矿石化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of ore chemical composition

成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	As	CaO	MgO	SiO ₂	Zn	Pb	Cu	TFe	Al ₂ O ₃	S
w/%	4.13	0.846	5.50	3.15	1.15	62.3	0.008	0.003	0.004	4.02	14.81	0.68

注:1) $w(\text{Au})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$; 2) $w(\text{Ag})/(\text{g} \cdot \text{t}^{-1})$ 。

由表 1 可知,该矿石中脉石矿物主要为石英,金品位为 4.13 g/t,含银 0.846 g/t,含砷 5.50%。

1.2 主要矿物成分及特征

根据工艺矿物学研究结果,矿石中存在多种金属矿物,包括自然金、黄铁矿、黄铜矿和磁铁矿等,偶见毒砂。黄铁矿包裹部分黄铜矿,金属矿物存在密切共生关系。

金主要以自然金形式存在,粒度通常为 0.001 mm × 0.008 mm,形状多为圆粒状或滴状,与多种金属硫化矿物共生关系密切,常以裂隙金、粒间金等裸露金形式嵌布于黄铁矿、黄铜矿或脉石矿物中。

黄铁矿是矿石中主要金属硫化矿物,呈半自形粒状或他形粒状结构产出,粒度大小不一,大部分粒度分布在 0.1~0.5 mm,常受构造挤压作用影响,裂隙发

收稿日期:2023-12-05;修回日期:2024-01-28

基金项目:中国地质调查局发展研究中心项目(中地调研合同[2020]第 296 号)

作者简介:王卫军(1968—),男,工程师,从事地质矿产勘查及金矿资源开发工作;E-mail:741402456@qq.com

*通信作者:陈伟华(1981—),男,高级工程师,从事有色金属勘查开发工作;E-mail:chenweihua198108@163.com

育,是主要载金矿物,多沿岩石裂隙呈脉状分布,部分呈浸染状。自然金颗粒多嵌布在黄铁矿裂隙中。

黄铜矿多呈他形粒状结构,粒度约为 0.05 mm,是矿石中另一载金矿物。

毒砂是矿石中主要含砷矿物,多呈自形或半自形粒状结构产出,粒度一般为 0.08 ~ 1.60 mm,是主要载金矿物之一。

脉石矿物主要包括石英、斜长石和角闪石,其次

为绿泥石、绢云母、黑云母和方解石,偶见锆石、磷灰石等。石英多呈他形粒状结构,粒度一般为 0.5 ~ 2.6 mm。石英与黄铁矿等硫化矿物共生关系密切,可见微细粒金分布于石英颗粒裂隙或被石英包裹。

1.3 金物相分析

为确定矿石中金矿物嵌布状态,对磨矿细度为 -0.074 mm 占 65 % 的 10 组矿样进行了金物相分析,结果见表 2。

表 2 金物相分析结果
Table 2 Analysis results of gold physical phase

样品编号	金品位/(g · t ⁻¹)						分布率/%	
	原矿	裸露金	黄铁矿包裹金	其他硫化矿物包裹金	石英与硅酸盐矿物包裹金	其他矿物包裹金	裸露金	包裹金
WX1	6.22	4.41	0.26	0.84	0.19	0.52	70.90	29.10
WX2	17.90	10.39	0.25	5.34	0.26	1.66	58.04	41.96
WX3	5.27	3.65	0.22	1.05	0.10	0.25	69.26	30.74
WX4	65.76	50.60	0.78	11.37	1.48	1.53	76.95	23.05
WX5	15.11	12.55	0.23	1.73	0.24	0.36	83.06	16.94
WX6	3.549	2.22	0.24	0.076	0.20	0.813	62.55	37.45
WX7	1.885	0.87	0.26	0.40	0.13	0.225	46.15	53.85
WX8	2.97	1.76	0.27	0.49	0.21	0.24	59.26	40.74
WX9	2.485	1.37	0.23	0.58	0.20	0.105	55.13	44.87
WX10	3.92	2.82	0.28	0.41	0.19	0.22	71.94	28.06

由表 2 可知:嵌布在黄铁矿及其他矿物裂隙中的裸露金分布率最低为 46.15 %,最高达 83.06 %,平均分布率为 65.32 %;包裹金分布率最低为 16.94 %,最高 53.85 %,平均分布率为 34.68 %。这说明矿石中金主要以裂隙金、粒间金等裸露金形式嵌布,包裹金在矿石中分布率相对较低。同时,无论是裸露金还是包裹金,在不同矿样中的分布率出现较大的跳跃性,说明金矿物分布极不均匀。

1.4 粒度分布特征

考察破碎至 -2 mm 时,矿石中不同粒度颗粒分布状况及金在不同粒度中品位,分析结果见表 3。由表 3 可知,金在 +0.560 mm 粒度中分布较为集中。

表 3 矿石粒度分布特征分析结果
Table 3 Analysis results of distribution characteristics of ore particle size

粒度/mm	产率/%	金品位/(g · t ⁻¹)	分布率/%
+0.560	48.40	4.81	56.70
-0.560 ~ +0.212	19.00	3.68	17.05
-0.212 ~ +0.150	3.94	2.67	2.56
-0.150 ~ +0.100	9.20	2.82	6.32
-0.100 ~ +0.074	5.28	3.10	3.99
-0.074 ~ +0.045	13.22	3.89	12.53
-0.045	0.96	3.61	0.85
合计	100.00		100.00

1.5 矿石可磨性试验

矿石可磨性是选择磨矿设备的重要参考数据。

分别称取 500 g 破碎至 -2 mm 的待测矿石与标准矿石(标准矿石采用鞍山大孤山选矿厂矿石)。在相同磨矿条件下,研磨不同时间。然后将磨矿产品用 0.074 mm 标准筛进行筛析,找出最佳磨矿时间,确定矿石相对可磨性系数。标准矿石与待测矿石可磨度对比结果见图 1。

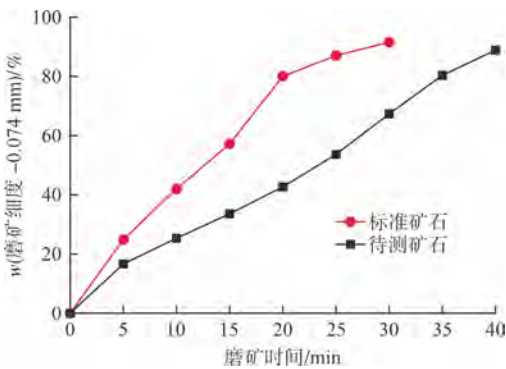


图 1 标准矿石与待测矿石可磨度对比
Fig. 1 Comparison of grindability between regular ore and test ore

由图 1 可知:磨矿细度为 -0.074 mm 占 60 % 时,标准矿石所需要磨矿时间约 15 min,而待测矿石所需要磨矿时间约 28 min。这说明相对标准矿石,本矿区金矿石磨矿难度更大。

2 结果与讨论

根据矿石工艺矿物学特征及化学成分分析结果,

矿石中含砷,可能会对金氰化浸出过程不利。同时,氰化浸出法因环保要求严格而不宜选用。矿石中金矿物粒度较细,利用重选法回收,技术、经济指标不理想。而金矿物与金属硫化矿物共生密切,使得利用浮选法对矿石中载金硫化矿物进行充分回收成为可行的技术方案。因此,本研究采用浮选法展开试验。

2.1 磨矿细度

在调整剂碳酸钠用量 1 000 g/t,活化剂硫酸铜用量 500 g/t,混合捕收剂丁基黄药 + 丁铵黑药(质量比 1:1)用量 160 g/t,起泡剂 2 号油用量 70 g/t,粗选时间 5 min,其他作业时间 3 min,磨矿细度 -0.074 mm 分别占 49.20 %、55.50 %、66.70 %、75.25 % 的条件下,考察磨矿细度对选别指标的影响。试验流程见图 2,试验结果见表 4。

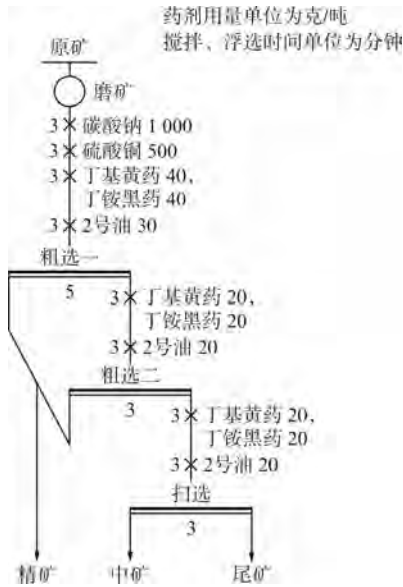


图 2 磨矿细度试验流程

Fig. 2 Grinding fineness test flow chart

表 4 磨矿细度试验结果

Table 4 Test results of grinding fineness

$w(\text{磨矿细度} \\ -0.074\text{ mm})/\%$	产物	产率/%	金品位/ ($\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$)	金回收率/ %
49.20	精矿	4.12	92.60	92.78
	中矿	2.66	4.50	2.91
	尾矿	93.22	0.19	4.31
	原矿	100.00	4.11	100.00
55.50	精矿	3.98	97.72	93.80
	中矿	3.80	2.15	1.97
	尾矿	92.22	0.19	4.23
	原矿	100.00	4.15	100.00
66.70	精矿	4.22	93.63	95.02
	中矿	3.86	1.79	1.66
	尾矿	91.92	0.15	3.32
	原矿	100.00	4.16	100.00
75.25	精矿	5.02	76.40	93.59
	中矿	3.78	2.12	1.96
	尾矿	91.20	0.20	4.45
	原矿	100.00	4.10	100.00

由表 4 可知:当磨矿细度由 -0.074 mm 占 49.2 % 增加至 -0.074 mm 占 66.70 % 时,精矿金回收率由 92.78 % 增加至 95.02 %。后续随着磨矿细度增加,精矿金回收率反而下降。在 -0.074 mm 占 66.70 % 时,尾矿金品位最低,仅 0.15 g/t。综上所述,确定磨矿细度为 -0.074 mm 占 66.70 % 为宜。

2.2 硫酸铜用量

在调整剂碳酸钠用量 1 000 g/t,混合捕收剂丁基黄药 + 丁铵黑药(质量比 1:1)用量 160 g/t,起泡剂 2 号油用量 70 g/t,磨矿细度为 -0.074 mm 占 66.70 %,粗选一时间为 5 min,其他作业时间为 3 min 的条件下,考察硫酸铜用量对选别指标的影响。试验流程见图 2,试验结果见表 5。

表 5 硫酸铜用量试验结果

Table 5 Test results of copper sulfate dosage

硫酸铜用量/ ($\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$)	产物	产率/%	金品位/ ($\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$)	金回收率/ %
300	精矿	5.16	70.43	87.75
	中矿	4.48	2.85	3.08
	尾矿	90.36	0.42	9.17
	原矿	100.00	4.14	100.00
400	精矿	5.50	68.42	90.03
	中矿	3.72	2.42	2.15
	尾矿	90.78	0.36	7.82
	原矿	100.00	4.18	100.00
500	精矿	5.74	66.63	93.19
	中矿	3.86	2.79	2.62
	尾矿	90.40	0.19	4.19
	原矿	100.00	4.10	100.00
600	精矿	6.18	62.18	93.96
	中矿	4.18	2.48	2.53
	尾矿	89.64	0.16	3.51
	原矿	100.00	4.09	100.00

由表 5 可知:随着硫酸铜用量增加,精矿产率和金回收率逐渐提高。当硫酸铜用量达到 500 g/t 时,精矿金回收率达到 93.19 %。随后继续增加硫酸铜用量,精矿金回收率增加幅度较小。因此,确定硫酸铜用量 500 g/t 较为合适。

2.3 丁基黄药 + 丁铵黑药用量

在调整剂碳酸钠用量 1 000 g/t,活化剂硫酸铜用量 500 g/t,起泡剂 2 号油用量 70 g/t,磨矿细度为 -0.074 mm 占 66.70 %,粗选一时间为 5 min,其他作业时间为 3 min 的条件下,考察丁基黄药 + 丁铵黑药用量对选别指标的影响。试验流程见图 2,试验结果见表 6。

表 6 丁基黄药 + 丁铵黑药用量试验结果
Table 6 Test results of butyl xanthate + butyl dithiophosphate dosage

丁基黄药 + 丁铵黑药 用量/(g · t ⁻¹)	产物	产率/%	金品位/ (g · t ⁻¹)	金回收率/ %
20	精矿	5.44	65.84	88.37
	中矿	3.66	2.95	2.66
	尾矿	90.90	0.40	8.97
	原矿	100.00	4.05	100.00
40	精矿	6.52	57.01	92.10
	中矿	3.92	2.19	2.13
	尾矿	89.56	0.26	5.77
	原矿	100.00	4.04	100.00
60	精矿	6.86	55.23	94.59
	中矿	3.64	2.26	2.05
	尾矿	89.50	0.15	3.36
	原矿	100.00	4.01	100.00
80	精矿	6.62	57.62	94.71
	中矿	3.72	2.35	2.17
	尾矿	89.66	0.14	3.12
	原矿	100.00	4.03	100.00

由表 6 可知:随着丁基黄药 + 丁铵黑药用量增加,精矿产率和金回收率逐渐提高。当丁基黄药 + 丁铵黑药用量达到 60 g/t 时,精矿金回收率达到 94.59 %。继续增加丁基黄药 + 丁铵黑药用量,精矿金回收率和尾矿金品位基本保持稳定。因此,选择丁基黄药 + 丁铵黑药用量 60 g/t 为宜。

2.4 闭路试验

在单一条件试验基础上,进行浮选闭路试验。其中,粗选一时间为 5 min,其他作业时间均为 3 min。闭路试验流程见图 5,闭路试验结果及精矿化学成分分析结果分别见表 7、表 8。

由表 7、表 8 可知:经过两次粗选、两次扫选、三次精选闭路试验,可得到金品位 251.27 g/t、金回收率 96.67 % 的精矿产品,精矿中含有害元素砷仅 0.028 %。

3 结 论

1) 甘肃某金矿金品位为 4.13 g/t,含砷 5.5 g/t,矿石中主要金属矿物为黄铁矿、黄铜矿等,偶见毒砂。矿石中约 65.32 % 的金以裂隙金、粒间金等裸露金形式存在,约 34.68 % 的金以包裹金形式嵌布于其他矿物中。

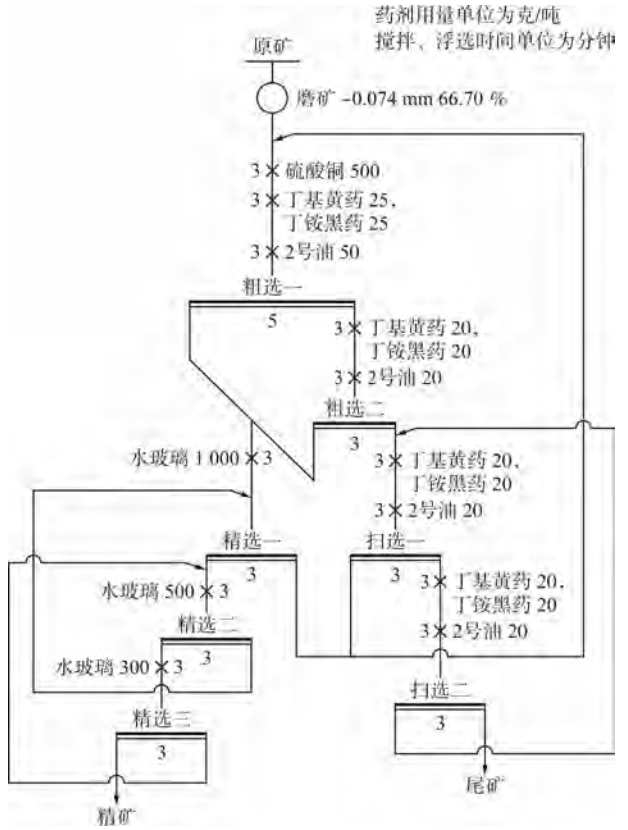


图 5 闭路试验流程

Fig. 5 Closed-circuit test flow chart

表 7 闭路试验结果

Table 7 Test results of closed-circuit

产物	产率/%	金品位/(g · t ⁻¹)	金回收率/%
精矿	1.59	251.27	96.67
尾矿	98.41	0.14	3.33
原矿	100.00	4.13	100.00

表 8 精矿化学成分分析结果

Table 8 Analysis results of concentrate chemical composition

成分	CaO	MgO	Au ¹⁾	Pb	Cu	As	Zn	S	Al ₂ O ₃
w/%	0.69	0.31	251.27	0.044	0.181	0.028	0.034	45.80	2.05

注:1) w(Au)/(g · t⁻¹)。

2) 采用浮选法对金进行回收,以硫酸铜为活化剂,碳酸钠为调整剂,2 号油为起泡剂,丁基黄药 + 丁铵黑药为混合捕收剂,经两次粗选、两次扫选、三次精选的闭路试验,可获得金品位 251.27 g/t、金回收率 96.67 % 的精矿产品,精矿中含有害元素砷仅 0.028 %,技术指标优异。

[参考文献]

[1] 聂树人,索有瑞. 难选冶金矿石浸金[M]. 北京:地质出版社,1997.
[2] 刘志楼,杨天足. 难处理金矿的处理现状[J]. 贵金属,2014,35(1):79-83,89.

[3] 魏春霞. 中国金矿资源的现状及前景分析[J]. 中国金属通报, 2018(1):19-20.

[4] 许金越,李婷. 江西某含碳砷难处理金矿石浮选试验[J]. 金属矿山,2015(7):73-76.

[5] 胡春融,杨凤,杨廻春. 黄金选冶技术现状及发展趋势[J]. 黄金,2006,27(7):29-36.

[6] 李骞,董斯宇,许瑞,等. 金矿提金技术及其研究进展[J]. 黄金, 2020,41(9):86-101.

[7] 孙长泉,孙成林. 金银选矿与综合回收[M]. 北京:冶金工业出版社,2014.

[8] 胡岳华. 矿物浮选[M]. 长沙:中南大学出版社,2014.

[9] 吉强,李光胜,朱幸福,等. 基于工艺矿物学分析提高金浮选尾矿选矿回收率的研究[J]. 贵金属,2023,44(3):31-34.

[10] 关翔,王壮壮,张吉祥. 新疆某金精矿浮选优化试验研究[J]. 冶金管理,2019,(11):23.

Experimental research on the ore-dressing process for a gold ore in Gansu

Wang Weijun^{1,2}, Wang Runtao^{1,2}, Chen Weihua^{1,2}, Chang Mingming^{1,2}
(1. Henan First Geological and Mineral Survey Institute Co., Ltd.;

2. Key Laboratory of Au-Ag Polymetallic Deposit Series and Deep-seated Metallogenic Prognosis of Henan Province)

Abstract: Flotation tests were conducted on a gold ore in Gansu Province. The experiment used sodium carbonate as the regulator, copper sulfate as the activator, a mixture of butyl xanthate and dibutyl dithiophosphate as the collector, and No. 2 oil as the frother. Through twice roughing, twice scavenging, and three times cleaning in closed-circuit tests, a concentrate product with a gold grade of 251.27 g/t and a gold recovery rate of 96.67 % was obtained. The technical indicators are excellent, providing a technical basis for the separation of this type of gold ore.

Keywords: flotation; grinding fineness; refractory gold ore; closed-circuit test; mixed collector

+++++
(上接第 39 页)

Study on synergistic roasting – magnetic separation enrichment for separation of gold and iron from carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings

Zhang Liang^{1,2}, Song Yonghui^{1,2}, Zhang Xinwei³, Dong Ping^{1,2}, Zhu Rongyan^{1,2}, Shi Jiajun^{1,2}
(1. School of Metallurgical Engineering, Xi'an University of Architecture and Technology;
2. Shaanxi Key Laboratory of Gold and Resources;
3. Analysis and Test Center, Xi'an University of Architecture and Technology)

Abstract: To address the issues of low gold leaching rates due to high carbon content in carbonaceous gold concentrates and high iron content in cyanide tailings, a synergistic roasting – magnetic separation technology for carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings was proposed to separate and recover gold and iron. The research results showed that under the conditions of a mass ratio of carbonaceous gold concentrate to cyanide tailings of 1:1, roasting temperature of 800 ℃, roasting time of 60 min, calcium carbonate mass fraction of 10 %, grinding fineness of -0.074 mm accounting for 90 %, and magnetic field intensity of 0.20 T, the gold leaching rate reached 82.47 %, the iron grade of iron concentrate was 60.15 %, and the iron recovery rate was 75.58 %. During roasting, carbonaceous matter and pyrite in carbonaceous gold concentrates acted as reducing agents to reduce hematite in cyanide tailings to magnetite, reducing the "preg-robber" effect of carbonaceous matter and the encapsulation of gold minerals by pyrite. This method not only recovers iron minerals from cyanide tailings but also significantly improves the gold leaching rate. It achieves the comprehensive recovery and utilization of carbonaceous gold concentrates and cyanide tailings, with low-cost and simple process, providing a new approach to the comprehensive utilization of carbonaceous gold ore resources.

Keywords: carbonaceous gold ore; cyanide tailings; hematite; vacuum roasting; magnetic separation