

doi:10.3969/j.issn.1671-9492.2024.04.009

某卡林型金矿选矿试验研究

吴凯¹,米文杰¹,窦源东¹,邢丹¹,马英强²

(1.烟台黄金职业学院 环境与材料工程系,山东烟台 265401;

2.福州大学 紫金地质与矿业学院,福州 350108)

摘要:某金矿石金品位为 3.20 g/t,是主要的回收元素,其中伴生锑可作为综合回收对象。矿石中金的化学物相分析结果表明,矿石中金主要被硫化物包裹,占 80.51%,其次被氧化物包裹,占 11.58%,单体金和连生金较少,只占 4.24%。矿石中主要矿物为石英和方解石、铁白云石,其次为绢云母、长石、黄铁矿及高岭石、伊利石等黏土矿物,此外还含有少量金红石、榍石、毒砂、磷灰石等矿物。针对矿石性质,在原有工艺流程和药剂制度的基础上,开展了浮选条件试验,获得的最佳工艺参数为:磨矿细度-0.074 mm 占 84.6%、碳酸钠用量为 2 000 g/t、硫酸铜用量为 200 g/t、硝酸铅用量为 150 g/t、丁基黄药用量为 150 g/t。当磨矿细度为-0.074 mm 占 84.6%时,采用最佳药剂制度,通过一粗三精二扫、中矿循序返回工艺流程,获得精矿金品位 46.14%、金回收率 90.91%,尾矿金品位为 0.29 g/t。对尾矿进行镜下鉴定,工艺矿物学分析结果表明,尾矿中流失的金主要是硅酸盐包裹金、单体及连生体金,尤其是硅酸盐包裹的金未能回收。对浮选尾矿进行粒度组成和金的分布研究,结果表明,+0.044 mm 粒级产率为 30.38%,金的分布率为 30.90%,可探讨采用重选工艺回收的可能;-0.025 mm 粒级的产率为 58.45%,金的分布率为 60.07%,粒度过细,很难通过浮选的方法回收。试验结果为该金矿的浮选回收奠定基础,对选矿生产具有指导意义。

关键词:卡林型金矿;金物相;浮选;含锑

中图分类号:TD953

文献标志码:A

文章编号:1671-9492(2024)04-0085-06

Experimental Study on Mineral Processing of a Carlin-type Gold Ore

WU Kai¹, MI Wenjie¹, DOU Yuandong¹, XING Dan¹, MA Yingqiang²

(1. Department of Environmental and Materials Engineering, Yantai Gold College,

Yantai 265401, Shangdong, China;

2. School of Zijin Geology and Mining, Fuzhou University, Fuzhou 350108, China)

Abstract: The gold grade of a gold ore was 3.20 g/t, which was the main recycled element to recover, and the associated antimony could be regarded as the object of comprehensive recovery. The phase chemical analysis of gold in ore showed that the gold in the ore was mainly wrapped by sulfides, accounting for 80.51%, followed by oxide, accounting for 11.58%, while free gold and associated gold were less, accounting for only 4.24%. The main minerals in the ore were quartz, calcite and ferrodolomite, followed by sericite, feldspar, pyrite, kaolinite, illite and other clay minerals, and a small amount of rutile, sphenite, arsenophene, apatite and other minerals. According to the properties of the ore and on the basis of the original technological process and reagent system, flotation tests were carried out and the optimum process parameters obtained were: the grinding fineness 84.6% passing 0.074 mm, the amount of sodium carbonate 2 000 g/t, the amount of copper sulfate 200 g/t, the amount of lead nitrate 150 g/t, the amount of butyl xanthate 150 g/t. With the optimal grinding fineness and reagent system, the flotation process of one roughing, three cleanings and two scavengings, and middlings returning to closed-circuit in sequence, obtained a gold concentrate with Au recovery of 90.91% and Au grade of 46.14 g/t, while the grade of tailings was 0.29 g/t. The process mineralogy check of the tailings showed that the lost gold from tailings was mainly silicate wrapped gold, free or intergrowth gold, especially the gold wrapped by silicate could

收稿日期:2022-02-07

基金项目:国家自然科学基金资助项目(51804081);福建省自然科学基金资助项目(2019J01253)

作者简介:吴凯(1989—),男,辽宁葫芦岛人,讲师,主要从事含金矿产资源高效加工技术研究。

not be recovered. The particle size composition and gold distribution of flotation tailings showed that the yield of +0.044 mm was 30.38%, and the gold distribution rate was 30.90% in the tailings, possibility of recovery by gravity separation process can be discussed. The yield of -0.025 mm grain was 58.45%, and the gold distribution was 60.07% in fine fraction of the tailings, which was difficult to be recovered by flotation process. The experimental results lay a foundation for the process recovery of the gold ore and had guiding significance for its beneficiation production.

Key words: carlin-type gold ore; gold phase; flotation; anti Inony-bearing

卡林型金矿^[1-3]微细浸染型金矿,矿石中通常含有机碳和砷,属于难选冶金矿石。卡林型原生金矿通常采用细磨后进行浮选获得含金精矿,然后通过生物氧化或高温焙烧,破坏黄铁矿和毒砂的晶格结构,使微细粒金暴露出来,最后采用浸出工艺提金。矿石性质是制约选矿工艺的关键因素^[4-5],含金氧化矿通常采用重选、全泥氰化炭浆工艺或两种工艺的联合^[6],而原生矿通常先经过浮选富集后,然后通过浸出工艺提金。甘肃某金矿属于卡林型含锑难浸金矿,金的嵌布粒度细,大部分金被硫化物包裹,但有机碳和砷的含量低,采用浮选工艺回收金。为提高金的回收率,增加企业经济效益,对现场工艺流程与药剂制度进行了优化。针对甘肃某卡林型含锑难选金矿,本文在矿石性质研究的基础上进行了系统的浮选试验研究,取得了较好的分选效果。

1 矿石性质

对矿石化学多元素进行了分析,分析结果见表1;通过化学分析、选择性溶矿手段分析矿石中金的物相,分析结果见表2;采用镜下鉴定、X射线衍射分析矿石中矿物组成,分析结果见表3。由表1可知,矿石中主要有价金属为Au,品位为3.20 g/t,锑可作为综合回收对象,而银、铅、锌、铜等有价金属含量太低,没有回收价值。由表2可知,矿石中金主要被硫化物包裹,占80.51%,其次被氧化物包裹,占11.58%,单体金和连生金较少,只占4.24%。由表3可看出,矿石中主要矿物为石英和方解石、铁白云石,其次为绢云母、长石、黄铁矿及高岭石、伊利石等黏土矿物,此外还含有少量金红石、楣石、毒砂、磷灰石等矿物。含硫矿物主要为黄铁矿,少量毒砂。

表1 矿石化学多元素分析结果

Table 1 Results of chemical multi-element analysis of the ore /%

组分	Au ¹⁾	Ag ¹⁾	Fe	S	Sb	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
含量	3.20	1.19	5.55	1.33	0.16	50.67	10.11	8.57
组分	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	MnO	TiO ₂	Pb	Zn	Co
含量	2.78	2.30	0.12	0.12	0.58	痕量	0.015	痕量
组分	Ni	P	As	C _总	C _{有机}	Ig		
含量	痕量	0.14	0.29	3.04	0.17	11.86		

注:1)单位为g/t,下同。

表2 矿石中金的化学物相分析结果

Table 2 Results of gold chemical phase analysis of the ore /%

金物相	单体+连生金	硫化物包裹金	氧化物包裹金	硅酸盐包裹金	总金
含量 ¹⁾	0.13	2.58	0.37	0.12	3.20
占有率	4.24	80.51	11.58	3.67	100.0

表3 矿石中矿物种类及含量

Table 3 Mineral types and content of the ore /%

矿物名称	金矿物	黄铁矿	石英	方解石、铁白云石	绢云母	长石
含量	微	3.0	40.6	24.7	18.5	5.2
矿物名称	高岭石、伊利石	金红石、楣石	毒砂	炭质物、石墨	其他	
含量	5.6	0.8	0.4	0.2	1.0	

2 试验方法

通过颚式破碎机将矿石碎至-2 mm,将破碎后的物料混合、缩分,进行矿石性质分析,查明矿石中元素组成、矿物种类、金的物相等。试验主要针对磨矿细度、pH值、活化剂用量、捕收剂用量等参数进行优化,探索最佳的工艺条件,在最佳工艺参数条件下进行全流程的闭路试验。对尾矿中流失的金开展物相分析,并测定金在各粒级中的分布情况。

3 试验结果与讨论

3.1 磨矿细度试验

为考察不同磨矿细度对浮选指标的影响,结合现场生产实践,固定碳酸钠用量为2 000 g/t,硫酸铜用量为200 g/t,丁基黄药和丁胺黑药用量为150、30 g/t,起泡剂松醇油用量为50 g/t,选取磨矿细度-0.074 mm占67%、76.9%、84.6%、89.6%四个条件,进行了磨矿细度试验,试验流程见图1,试验结果见图2。

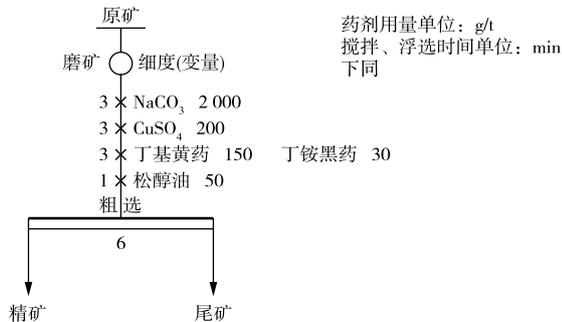


图1 磨矿细度试验流程

Fig. 1 Flowsheet of grinding fineness tests

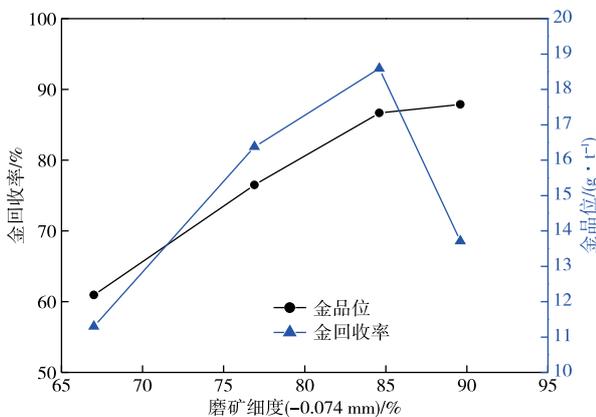


图2 磨矿细度试验结果

Fig. 2 Results of grinding fineness tests

由图2可知,磨矿细度对粗选指标影响较大。随着磨矿细度的增加,粗精矿金品位急速上升然后快速下降,金回收率呈上升趋势后趋于稳定,当磨矿

细度为-0.074 mm占84.6%时,粗精矿中金品位达到最大值。综合考虑,确定粗选磨矿细度为-0.074 mm占84.6%。

3.2 碳酸钠用量试验

为考察碳酸钠用量对浮选指标的影响,固定磨矿细度为-0.074 mm占84.6%,硫酸铜用量为20 g/t,丁基黄药和丁胺黑药用量分别为150、30 g/t,起泡剂松醇油用量为50 g/t,选取碳酸钠用量分别为1 000、1 500、2 000、2 500 g/t四个条件进行了碳酸钠用量试验。试验流程同图1,试验结果见图3。由图3可知,碳酸钠用量对粗选金的回收率影响较大。随着碳酸钠用量增加,粗精矿金品位逐步提高,金回收率先下降然后升高达到最大值,为82.38%,继续增加碳酸钠用量,金回收率不再提高。综合考虑,碳酸钠的合适用量确定为2 000 g/t。

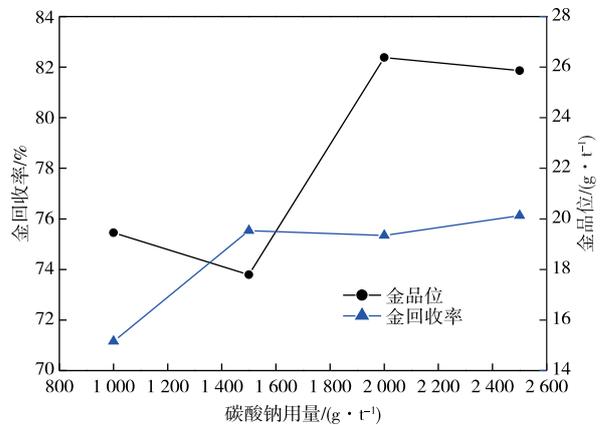


图3 碳酸钠用量试验结果

Fig. 3 Results of Na₂CO₃ dosage tests

3.3 硫酸铜用量试验

实践和研究表明,硫酸铜是含金硫化矿浮选有效的活化剂,硫酸铜附着在硫化物表面,增大矿物的可浮性,提高回收率^[7]。为考察硫酸铜用量对浮选指标的影响,固定磨矿细度-0.074 mm占84.6%,碳酸钠用量为2 000 g/t,丁基黄药和丁胺黑药用量分别为150、30 g/t,起泡剂松醇油用量为50 g/t,选取硫酸铜用量为0、150、200、300 g/t四个条件进行了硫酸铜用量试验,试验流程同图1,试验结果见图4。由图4可知,当硫酸铜用量为0~200 g/t时,随着硫酸铜用量增加,粗精矿金品位、回收率逐渐提高。当硫酸铜用量为200 g/t时,金品位、回收率达到最大值,分别为19.55 g/t、89.71%。继续增加硫酸铜用量,金品位、回收率开始降低。综合考虑,确定硫酸铜的合适用量为200 g/t。

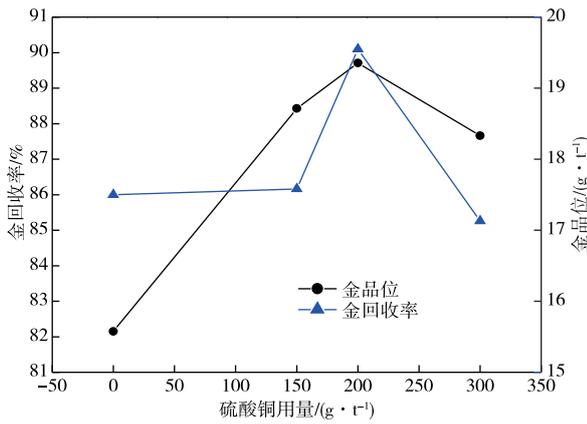


图4 硫酸铜用量试验结果

Fig. 4 Results of CuSO₄ dosage tests

3.4 硝酸铅用量试验

锑作为综合回收对象富集到精矿中。研究表明,硝酸铅是辉锑矿有效的活化剂,可以提高锑品位和回收率^[8]。为考察硝酸铅用量对浮选指标的影响,固定磨矿细度-0.074 mm占84.6%,碳酸钠用量为2 000 g/t,硫酸铜用量为200 g/t,丁基黄药和丁铵黑药用量分别为150、30 g/t,起泡剂松醇油用量为50 g/t,选取硝酸铅用量分别为0、100、150、200 g/t四个条件进行了硝酸铅用量试验,试验流程同图1,试验结果见图5。由图5可知,

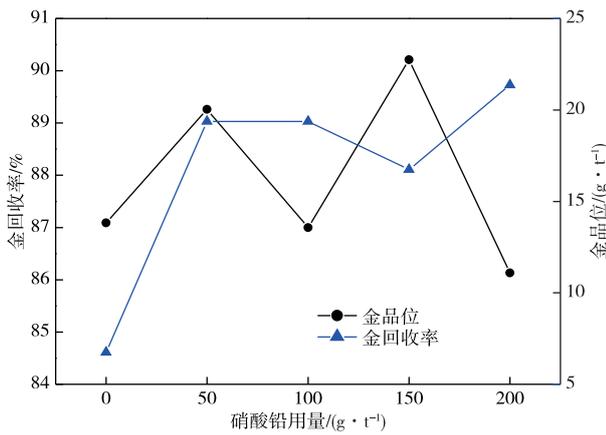


图5 硝酸铅用量试验结果

Fig. 5 Results of Pb(NO₃)₂ dosage tests

不添加硝酸铅时,粗精矿金的回收率最低,为87.09%,随着硝酸铅用量的增加,金回收率呈先增加后降低的趋势,当硝酸铅用量为150 g/t时,金回收率最高,达到90.21%。综合考虑,确定硝酸铅的合适用量为150 g/t。

3.5 丁基黄药用量试验

为考察丁基黄药用量对浮选指标的影响,固定磨矿细度为-0.074 mm占84.6%,碳酸钠用量为2 000 g/t,硫酸铜用量200 g/t,丁铵黑药用量为30 g/t,起泡剂松醇油用量为50 g/t,选取丁基黄药用量分别为50、100、150、200 g/t四个条件进行了丁基黄药用量试验。试验流程同图1,试验结果见图6。由图6可知,随着丁基黄药用量增加,粗精矿金回收率呈现快速上升趋势后趋于平稳,金品位呈现先上升后下降趋势。当丁基黄药用量为100 g/t时,金品位最大,达到22.78 g/t。综合考虑,最终确定丁基黄药用量为100 g/t。

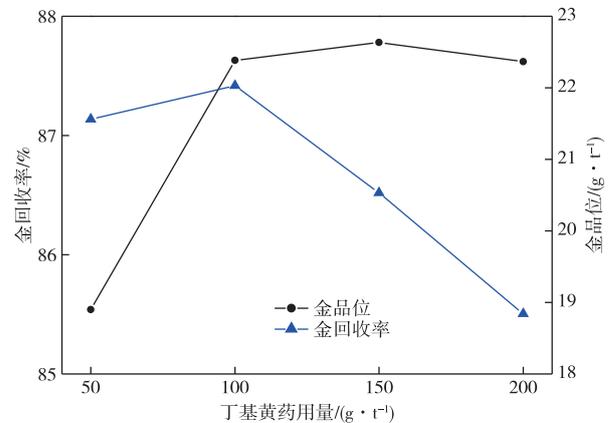


图6 丁基黄药用量试验结果

Fig. 6 Results of butyl xanthate dosage tests

3.6 全流程闭路试验

在条件试验基础上,采用一粗三精二扫、中矿循序返回工艺进行了全流程闭路试验。试验流程见图7,试验结果见表4。由表4可知,闭路试验获得了金品位46.14 g/t、金回收率90.91%、尾矿金品位为0.29 g/t的金精矿。

表4 闭路试验结果

Table 4 Result of the locked-cycle tests

/%

产品名称	产率	金品位 ¹⁾	金回收率
精矿	6.30	46.14	90.91
尾矿	93.70	0.29	9.09
原矿	100.0	3.20	100.0

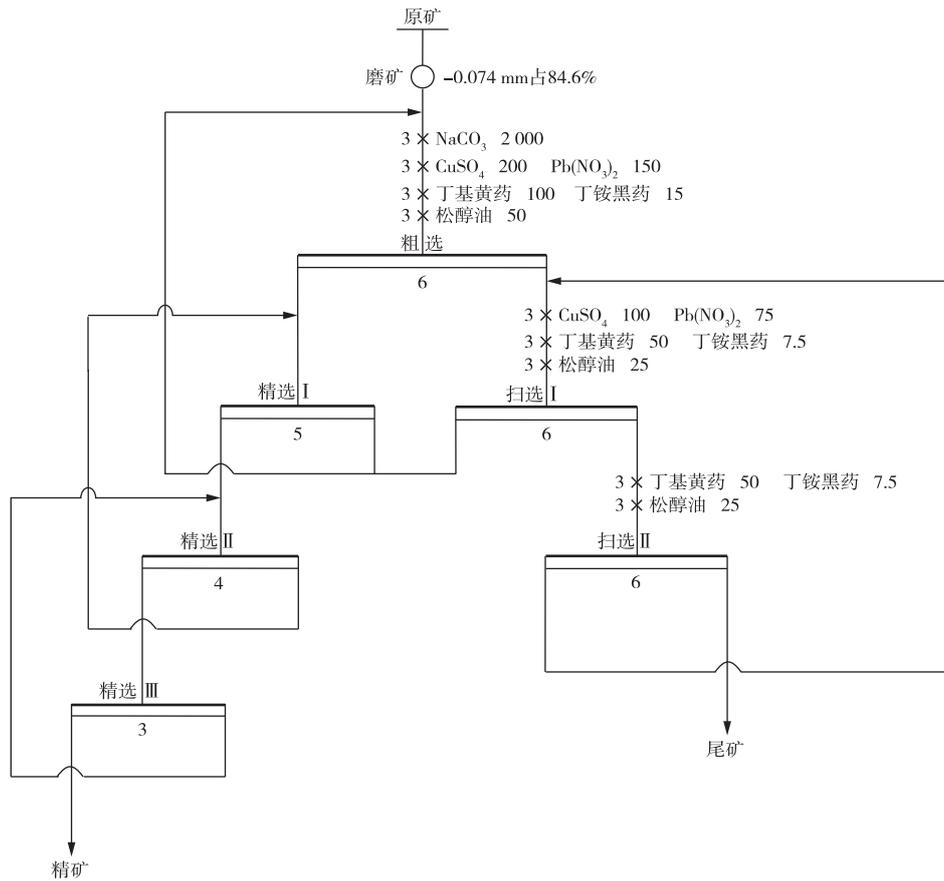


图7 闭路试验流程

Fig. 7 Flowsheet of the locked-cycle tests

3.6 尾矿中金的化学物相分析

对闭路尾矿进行了物相分析,分析结果见表5。由表5可知,尾矿中金主要以硅酸盐包裹金、硫化矿包裹金、单体及连生体金三种形式存在,其占有率分别为45.46%、33.33%、21.21%。与原矿中金的化学物相进行对比可知,尾矿中流失的金主要

以单体及连生体金和硫化物包裹金形式存在,占54.54%,理论上属于不合理流失,应该开展更详细的工艺矿物学研究,并根据结果进一步开展试验。由硅酸盐可浮性可知,硅酸盐中的包裹金无法通过浮选工艺回收,这部分金的回收可探讨尾矿细磨后采用氰化浸出工艺。

表5 尾矿中金的化学物相分析结果

Table 5 Results of gold chemical phase analysis of tailings

/%

矿种名称	单体及连生体金	硫化矿包裹金	氧化铁矿包裹金	硅酸盐包裹金	合计
原矿	4.24	80.51	11.58	3.67	100.0
尾矿	21.21	33.33	0	45.46	100.0

3.7 尾矿粒度组成及金的分布

为了查明尾矿中金在各粒度中的分布情况,进行了尾矿粒度筛析,筛析结果见表6。由表6可知,

金的品位在各粒度中分布较均匀,为0.3 g/t左右,其中-0.025 mm 粒度中金含量分布率高,达60.07%,粒度过细,易氧化、密度小,比表面积大等

表6 尾矿粒度筛析试验结果

Table 6 Results of grain size analysis and distribution of gold in the flotation tailings

/%

粒度/mm	产率	金品位 ¹⁾	金分布率
+0.074	12.85	0.30	12.89
-0.074+0.044	17.53	0.30	18.01
-0.044+0.025	11.18	0.18	15.03
-0.025	58.44	0.30	60.07
合计	100.0		100.0

因素,很难通过浮选进一步回收。+0.074、-0.074+0.044 mm 粒级中金的分布率为 30.90%,粒度较粗,可探讨采用重选的方法进行回收。

4 结论

1)矿石中 Au 的品位为 3.20 g/t,铋可作为综合回收对象,而其他金属含量太低,没有回收价值。金主要被硫化物包裹,占 80.51%,其次被氧化物包裹,占 11.58%,单体金和连生金较少,只占 4.24%;矿石中主要矿物为石英和方解石、铁白云石,其次为绢云母、长石、黄铁矿及高岭石、伊利石等黏土矿物。含硫矿物主要为黄铁矿和少量毒砂。

2)通过条件试验获得最佳工艺参数:磨矿细度-0.074 mm 占 84.6%、碳酸钠用量 2 000 g/t、硫酸铜用量 200 g/t、硝酸铅用量 150 g/t、丁基黄药用量 150 g/t。在条件试验和最佳药剂制度基础上,采用一粗三精二扫、中矿循序返回工艺进行了全流程闭路试验,获得了金品位 46.14 g/t、金回收率 90.91%,尾矿金品位为 0.29 g/t 的金精矿。

3)镜下鉴定表明,尾矿中金主要为硅酸盐包裹金,占 45.46%;硫化矿包裹金占 33.33%;单体及连生体金占 21.21%。其中单体及连生体金和硫化物包裹金共占 54.54%,理论上属于不合理流失,通过对比矿石与尾矿中金物相的占有率,可以看出,矿石中硫化矿包裹金回收效果很好。尾矿中+0.044 mm 粒级的金占 30.90%,可探讨采用重选的工艺进行回收,-0.025 mm粒级的金占 60.07%,粒度过细,易氧化、密度小,比表面积大,很难通过浮选的方法进行回收。

参考文献

[1] 石天宇,张覃.卡林型金矿工艺矿物学研究进展[J].矿冶工程,2014,34(增刊1):351-353.
SHI Tianyu, ZHANG Qin. Progress in process mineralogy of carlin-type gold ore [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2014, 34(Suppl. 1): 351-353.

[2] 孙忠梅,孙春宝,甘永刚.贵州某卡林型金矿浮选工艺研究[J].矿产综合利用,2014(5):34-37.
SUN Zhongmei, SUN Chunbao, GAN Yonggang. Study on flotation technology on Karlin types gold ore in

Guizhou [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2014(5):34-37.

[3] 董再蒸,高鹏,张淑敏,等.甘肃早子沟金矿石工艺矿物学研究[J].东北大学学报(自然科学版),2017,38(5):711-715.
DONG Zaizheng, GAO Peng, ZHANG Shumin, et al. Process mineralogy of gold ore in Zaozigou Gold Mine, Gansu province[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science), 2017, 38(5):711-715.

[4] 何晋勇.广宁黄泥坑金矿金赋存状态及综合回收工艺[J].有色金属(选矿部分),2022(1):7-13.
HE Jinyong. Study on gold occurrence and comprehensive recovery technology in Huangnikeng gold mine, Guangning[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022(1):7-13.

[5] 孙景敏,黄业豪,王守敬,等.小秦岭地区某含钨碲金矿工艺矿物学及综合利用试验研究[J].矿产保护与利用,2018,38(4):74-78.
SUN Jingmin, HUANG Yehao, WANG Shoujing, et al. Study on process mineralogy and comprehensive utilization of gold-tungsten-tellurium ore in Xiaoqinling [J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2018, 38(4):74-78.

[6] 漆正文,梁景晖.湖北某地含金氧化矿提金试验研究[J].矿产综合利用,2000(1):10-13.
QI Zhengwen, LIANG Jinghui. Studies on recovery of gold from a gold-bearing oxidized ore in Hubei [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2000(1): 10-13.

[7] 王彩霞,张立征,姚凯.活化调整剂提高选金回收率的研究及应用[J].有色金属(选矿部分),2003(4):32-33.
WANG Caixia, ZHANG Lizheng, YAO Kai. The research and applying of activation conditioning agent improve gold saving [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2003(4):32-33.

[8] 孙言鹏,叶树峰.某含铋复杂金矿选矿试验研究[J].有色金属(选矿部分),2017(2):41-45.
SUN Yanpeng, YE Shufeng. Flotation test of complex gold ore containing antimony [J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2017(2):41-45.

(本文编辑 刘水红)