吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿选矿试验研究

杨方圆[1],代淑娟[1],周　南[2],高　野[2],胡志刚[2]

(1.辽宁科技大学 矿业工程学院,辽宁 鞍山　114051;
2.辽宁省地质矿产研究院有限责任公司,辽宁 沈阳　110032)

摘要:为提高细粒级难选金矿石的资源利用率,针对吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿石(Au 3.07 g/t、Ag 20.40 g/t),研究了采用浮选—浸出联合工艺提取金。结果表明:通过闭路浮选可获得金品位为 28.57 g/t 的金精矿,金产率和回收率分别为 8.05%、72.47%,金尾矿品位为 0.95 g/t;适宜条件下对浮选尾矿进行浸出,平均金浸出率达83.16%,相对原矿的金回收率为 22.89%,浸出渣中金品位为 0.16 g/t;采用浮选—浸出工艺,金综合回收率达 95.36%。该法可实现该类矿石中金的有效回收。

关键词:吉尔吉斯斯坦;金矿石;浮选;浸出

中图分类号:TF803.21;TF831　　**文献标识码**:A　　**文章编号**:1009-2617(2025)06-0717-07

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2025.06.002

黄金在世界矿产资源体系中占据重要地位[1],因其具有良好的延展性、导电性及超强的化学稳定性而被广泛应用于高端电子元件的生产[2]。随着金矿石资源长期大规模的开采及应用,高品位的金矿石资源日益减少,而低品位的金矿石资源因含有大量石英、云母等脉石矿物,难以直接应用于工业生产[3-4]。据统计,难选金矿石的资源储量占世界金矿石资源储量的 60%[5]。因此,为提高金矿石资源利用率,开展金矿石选矿试验研究十分必要。

金选矿常用的方法包括重选法、浮选法、浸出法及联合工艺[6-7]。重选法多适用密度差异显著或颗粒较粗的单体解离矿石,具有成本低、效率高等优势,但对细粒级矿石分选效果一般;浮选法适用于表面性质差异明显的矿石,尤其是细粒级、嵌布复杂的硫化矿,此外也可用于氧化矿及非金属矿的选别,具有适应型强、分选精度高等特点;浸出法适用于品位低、选冶难度较高或矿物包裹紧密的矿石,具有适用性广、提取效率高等特点,但浸出过程周期较长;联合工艺能够结合不同选矿工艺的优势,对复杂矿石具有较高的选择性[8-10]。

吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿石矿物组成复杂,易碎、易泥化,矿物含量较高,且矿石中的金多以微细粒、包裹金形式存在,选别难度较大。目前针对该类矿石的研究[11-12]结果表明,采用浮选—浸出联合工艺回收效果明显优于单一浮选工艺。因此,试验研究了采用浮选—浸出联合工艺从吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿石中提取金,考察了磨矿细度、碳酸钠用量、硫酸铜用量、捕收剂种类及捕收剂用量对精矿中金品位和回收率的影响;探究了石灰用量、浸出剂用量及浸出时间对浮选尾矿金浸出率的影响,以期为提高细粒级难选金矿石的资源利用率提供技术支持。

1　矿石性质

1.1　化学成分

为了解原矿的化学组成,通过化学分析法对其进行分析,结果见表 1。

收稿日期:2025-09-18

基金项目:国家自然科学基金资助项目(52174254)。

第一作者简介:杨方圆(2000—),女,硕士研究生,主要研究方向为菱镁矿选矿。

通信作者简介:代淑娟(1967—),女,博士,教授,博士生导师,主要研究方向为难处理金选冶及菱镁矿选矿。
E-mail:shujuandai@163.com。

表 1 矿石化学多元素分析结果

Table 1 Multi-element analysis results of ore %

Au	Ag	Cu	Pb	Zn	TFe
3.07	20.40	0.022	0.061	0.014	7.45
S	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	As
3.35	53.86	9.00	7.68	3.63	0.33

注：Au、Ag 的单位为 g/t。

由表 1 可知：矿石中主要有价元素为 Au、Ag，其质量分数分别为 3.07、20.40 g/t；主要有害元素为 As，其质量分数为 0.33%，含量较低；SiO_2 质量分数最高，为 53.86%，其次为 Al_2O_3、CaO，其质量分数分别为 9.00%、7.68%。

1.2 矿物组成

通过偏光显微镜对矿石中的矿物组成进行分析，结果表明：黄铁矿为矿石中的主要金属硫化物，黄铜矿、闪锌矿次之，还含有少量磁铁矿；石英、斜长石、角闪石和绢云母为矿石中的主要非金属矿物，白云石、黑云母次之；未发现明显金银矿物，推测金银矿物以显微状或包裹金形式存在于矿石中。矿物组成关系如图 1 所示。

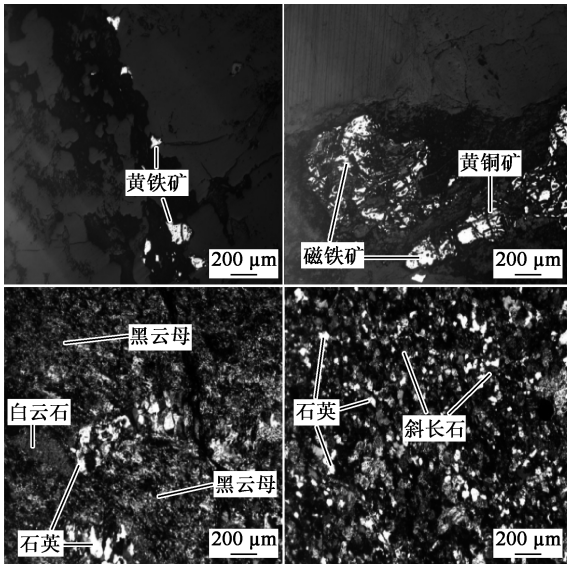


图 1 矿物组成关系

Fig. 1 Mineral omposition diagram

1.3 试验流程

浮选试验流程如图 2 所示，浮选尾矿浸出金工艺流程如图 3 所示。

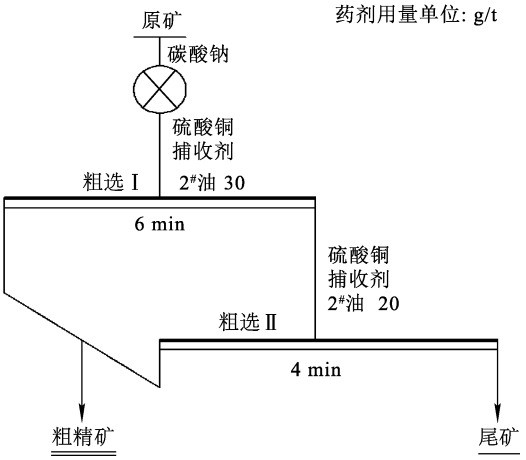


图 2 浮选试验流程

Fig. 2 Flowchart of flotation test

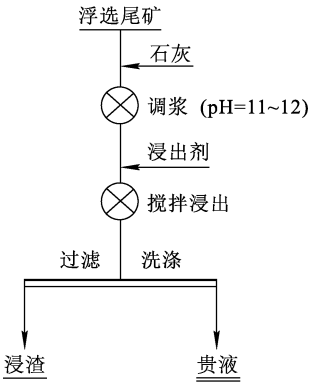


图 3 浮选尾矿浸出金工艺流程

Fig. 3 Process flowchart for gold leaching from flotation tailing

1.4 分析方法

采用“东北虎”环保选金剂作为浸出剂，主要成分为硫脲、三聚氰胺。通过药剂中的氰根离子与金矿中的金元素发生氧化-配合反应，将固态的金转化为金配合物并进入液相中。固液分离后烘干，称重，分析浸出渣中金品位，计算金浸出率 x。计算公式如下：

$$x = (1 - \frac{w_2}{w_1}) \times 100\%。$$

式中：w_1—浮选尾矿中金品位，g/t；w_2—浸出渣中金品位，g/t。

2 试验结果与讨论

2.1 浮选试验

2.1.1 磨矿细度对浮选的影响

在碳酸钠用量为 1 500 g/t、硫酸铜用量为

700 g/t(500＋200，即粗 1 药剂用量为 500 g/t，粗 2 药剂用量为 200 g/t，下同)、捕收剂丁基黄药用量为 150 g/t(100＋50)、2# 油用量为 50 g/t(30＋20)条件下，磨矿细度(－0.074 mm占比)对粗精矿浮选指标的影响如图 4 所示。

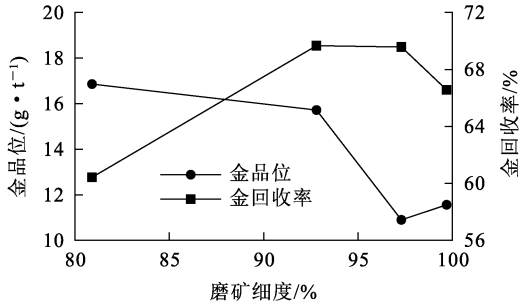


图 4　磨矿细度对粗精矿浮选指标的影响

Fig. 4　Effects of grinding fineness on flotation performance of rough concentrate

由图 4 看出：当磨矿细度由 80.0%增至 92.8%时，金回收率由 60.43%升至 69.67%；磨矿细度增至 97.5%时，金回收率变化不大，但磨矿细度继续增大，金回收率反而下降，这是因为细磨后，矿泥量增加并混入精矿中，导致金回收率降低。由图 4 还可看出：金品位随磨矿细度增大整体呈降低趋势，在磨矿细度增至 97.3%时，金品位仅为 10.9 g/t。这是因为随磨矿细度增大，矿物解离度逐渐提高，矿泥量增加并混入精矿中，导致金品位降低。综合来看，当磨矿细度－0.074 mm 占比为 92.8%时，金回收率及品位均处于较高水平。考虑到细粒嵌布的载金硫化矿一般在细磨矿条件下浮选效果较好，因此确定金矿石浮选最佳磨矿细度为－0.074 mm占比为 92.8%。

2.1.2　碳酸钠用量对浮选的影响

碳酸钠是硫化矿浮选常用的 pH 调整剂，也常用于含泥矿石中矿泥的分散[13]。通过调整碳酸钠用量可改善黄铁矿分选效果，促进黄铁矿等硫化矿的回收。在磨矿细度为－0.074 mm占比 92.8%、硫酸铜用量为 700 g/t(500＋200)、捕收剂丁基黄药用量为 150 g/t(100＋50)、2# 油用量为 50 g/t(30＋20)条件下，碳酸钠用量对粗精矿浮选指标的影响如图 5 所示。

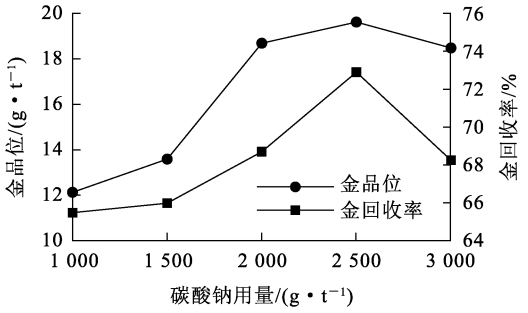


图 5　碳酸钠用量对粗精矿浮选指标的影响

Fig. 5　Effects of sodium carbonate dosage on flotation performance of rough concentrate

由图 5 看出：碳酸钠用量由 1 000 g/t 增至 2 500 g/t时，精矿中金回收率由 65.48%升至 72.90%，金品位由 12.13 g/t 增至 19.62 g/t；继续增加碳酸钠用量，金回收率和品位均下降。这是因为碳酸钠用量增加能够促进碳酸钠对金的捕收作用，使金品位和回收率升高；而当碳酸钠过量时，会改变矿浆化学性质，不利于金的回收，导致金品位和回收率下降。因此，确定碳酸钠的最佳用量为 2 500 g/t。

2.1.3　硫酸铜用量对浮选的影响

硫酸铜是硫化矿浮选常用的活化剂，在选矿试验中，硫酸铜可附着在硫化矿表面，通过一系列表面化学反应改变矿物的可浮性以提高其回收率[14]。在磨矿细度为－0.074 mm 占比92.8%、碳酸钠用量为 2 500 g/t、捕收剂丁基黄药用量为 150 g/t(100＋50)、2# 油用量为 50 g/t(30＋20)条件下，硫酸铜用量对粗精矿浮选指标的影响如图 6 所示(硫酸铜分 2 次添加，用量分别为 0＋0、200＋100、500＋200、800＋300 g/t)。

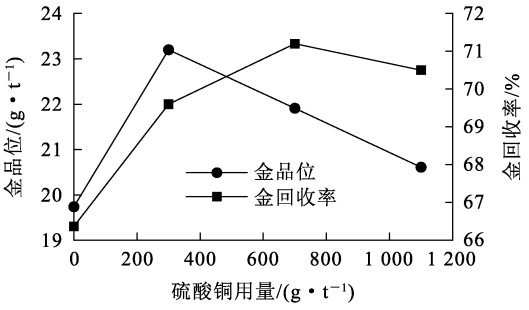


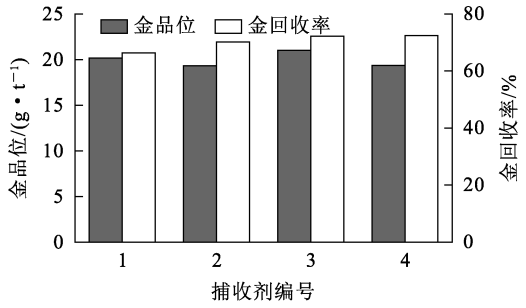
图 6　硫酸铜用量对粗精矿浮选指标的影响

Fig. 6　Effect of copper sulfate dosage on flotation performance of rough concentrate

由图 6 看出：硫酸铜用量由 0 增至 700 g/t 时，金回收率由 66.37%升至 71.2%；继续增加硫酸铜用量，金回收率无明显变化。这是因为随硫酸铜用量增加，其对金的活化作用逐渐增强，使得部分难以浮选的金矿物被捕收，因此金回收率明显上升。由图 6 还可看出：硫酸铜用量由 0 增至300 g/t时，金品位由 19.74 g/t 增至 23.2 g/t；继续增加硫酸铜用量，金品位下降。这是因为过量的硫酸铜会吸附在部分脉石矿物表面，导致脉石矿物混入精矿中，使金品位下降。因此，确定硫酸铜的最佳用量为 700 g/t(500＋200)。

2.1.4 捕收剂及用量对浮选的影响

硫化矿浮选捕收剂的种类较多，常用的有黄药类、黑药类，以及白药、硫氮类、黄药、黑药衍生的酯类等，其中以黄药类、黑药类捕收剂最为常用[15]。试验选用丁基黄药、丁铵黑药、BK-301 3 种药剂及其组合作为捕收剂，并在磨矿细度为－0.074 mm 占比 92.8%、碳酸钠用量为 2 500 g/t、硫酸铜用量为 700 g/t (500＋200)、2# 油用量为 50 g/t (30＋20)条件下，考察不同捕收剂对粗精矿浮选指标的影响，结果如图 7 所示，其中捕收剂用量单位均为 g/t。



1—丁基黄药 100＋50；2—丁基黄药 60＋30，丁铵黑药 40＋20；3—丁基黄药 60＋40，BK-301 40＋20；4—BK-301 100＋50。

图 7 不同捕收剂对粗精矿浮选指标的影响

Fig. 7 Effect of different collectors on flotation performance of rough concentrates

由图 7 看出：单一使用丁基黄药时，精矿中金回收率最低，为 66.32%；当丁基黄药与丁铵黑药组合使用时，精矿中金回收率为 70.22%，浮选效果优于单一使用丁基黄药；丁基黄药与 BK-301 组合使用与单一使用 BK-301 时浮选效果相近，精矿中金回收率分别为 72.17%和 72.43%，品位分别为 21.00%和 19.37%。两者的浮选效果均优于单一使用丁基黄药及丁基黄药＋丁铵黑药组合，表明 BK-301 具有较强的捕收能力和选择性。考虑到 BK-301 药剂在实际生产中使用与配制也相对简单，因此试验确定以单一 BK-301 药剂作为捕收剂。

在磨矿细度为－0.074 mm 占比 92.8%、碳酸钠用量为2 500 g/t、硫酸铜用量为 700 g/t (500＋200)、2# 油用量为 50 g/t(30＋20)条件下，分 2 次添加 BK-301 药剂，用量分别为 60＋30、80＋40、100＋50、120＋60 g/t，BK-301 药剂用量对粗精矿浮选指标的影响试验结果如图 8 所示。

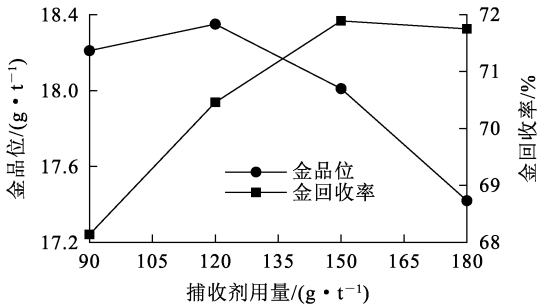


图 8 捕收剂用量对粗精矿浮选指标的影响

Fig. 8 Effect of collector dosage on flotation performance of rough concentrate

由图 8 看出：捕收剂用量由 90 g/t 增至 150 g/t，金回收率由 68.14%升至 71.86%；继续增加捕收剂用量，金回收率无明显变化。由图 8 还可看出：捕收剂用量由 90 g/t 增至 120 g/t，金品位由 18.21 g/t 升至 18.35 g/t；继续增加捕收剂用量，金品位显著下降，这是因为随捕收剂用量增加，脉石矿物会混入粗精矿中，导致金品位下降。因此，确定捕收剂 BK-301 的最佳用量为 150 g/t。

2.1.5 闭路试验

在条件试验基础上进行“二粗二精二扫”闭路试验。二次扫选试验条件为：硫酸铜 300 g/t(200＋100)，BK-301 100 g/t(50＋50)，2# 油 40 g/t(20＋20)，浮选时间均为 4 min；二次精选不添加任何药剂，浮选时间均为 3 min。浮选闭路试验共有 5 个原矿样品，前一个样品中获得的中矿按流程返回至下一个样品的相应作业中，5 个样品依次进行，考察中矿返回对浮选效果的影响。闭路试验流程如图 9 所示。

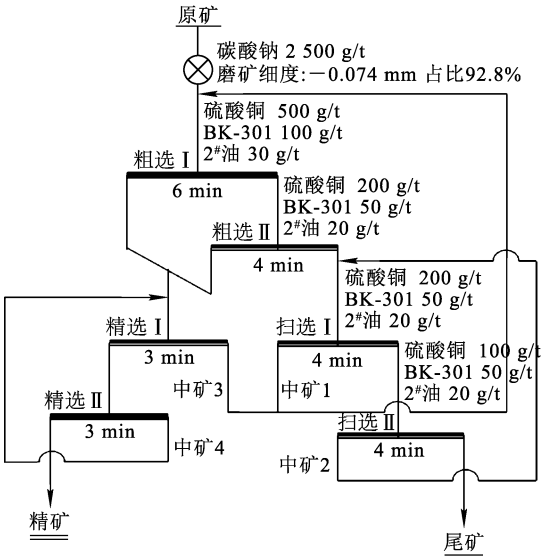


图 9　闭路试验流程

Fig. 9　Closed-circuit test flowchart

当试验进行至第 3 个样品时，精矿量与尾矿量基本保持稳定，即浮选给入矿量与产品产量实现基本平衡。取后 3 个样品精矿品位及回收率的平均值作为闭路试验的最终试验指标。闭路试验结果见表 2。可知，精矿中 Au、Ag 品位分别为 28.57、187.00 g/t，较原矿石中 Au、Ag 品位均有较大提升。

表 2　闭路试验结果

Table 2　Closed-circuit test results

产品	产率/%	金回收率/%	金品位/(g·t^{-1})	银回收率/%	银品位/(g·t^{-1})
精矿	8.05	72.47	28.57	73.51	187.00
尾矿	91.95	27.53	0.95	26.49	5.90
原矿	100.00	100.00	3.17	100.00	20.48

2.2　浸出试验

由表 2 可知，浮选尾矿中金品位为 0.95 g/t，且浮选精矿中金回收率仅为 72.47%，尾矿中存在一定量嵌布于脉石矿物中的微细粒金和包裹金，而这部分金难以通过浮选有效回收。考虑到浸出法对于该类金具有较好的浸出效果，因此对浮选尾矿进行浸出，试验考察了石灰用量、浸出剂（“东北虎”环保选金剂）用量及浸出时间对金浸出效果的影响。

2.2.1　石灰用量对金浸出效果的影响

在浸出时间 24 h、矿浆浓度 25%、浸出剂用量 2.0 kg/t 条件下，考察石灰用量对浮选尾矿中金浸出率的影响，试验结果如图 10 所示。

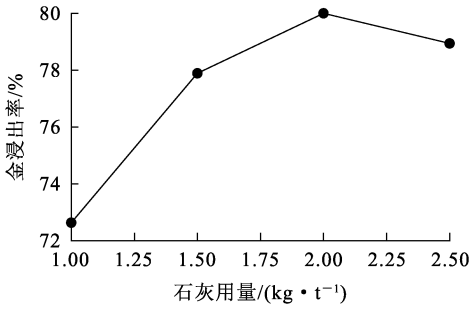


图 10　石灰用量对金浸出率的影响

Fig. 10　Effects of lime dosage on gold leaching rate

由图 10 看出，金浸出率随石灰用量增加呈先升高后降低趋势：石灰用量增至 2.0 kg/t 时，金浸出率达最高，为 80%；继续增加石灰用量，金浸出率下降，这是因为过量的石灰会导致矿浆黏度增大，使金矿物与浸出剂接触不充分，导致浸出率下降。因此，确定石灰最佳用量为 2.0 kg/t。

2.2.2　浸出剂用量对金浸出效果的影响

浸出剂用量对金浸出速度有较大的影响。在矿浆浓度 25%、石灰用量 2.0 kg/t、浸出时间24 h 条件下，考察浸出剂用量对浮选尾矿中金浸出率的影响，试验结果见表 3。

表 3　浸出剂用量对金浸出率的影响

Table 3　Effects of leaching agent dosage on gold leaching rate

浸出剂用量/(kg·t^{-1})	浮选尾矿金品位/(g·t^{-1})	浸出渣中金品位/(g·t^{-1})	金浸出率/%
1.0	0.95	0.21	77.89
2.0	0.95	0.15	84.21
3.0	0.95	0.17	82.11
4.0	0.95	0.16	83.16

由表 3 看出，随浸出剂用量增加，金浸出率升高：浸出剂用量增至 2.0 kg/t 时，金浸出率达最大，为 84.21%，此时浸出渣中金品位为 0.15 g/t；继续增加浸出剂用量，金浸出率较稳定。因此，确定浸出剂最佳用量为 2.0 kg/t。

2.2.3 浸出时间对金浸出效果的影响

在矿浆浓度 25%、石灰用量 2.0 kg/t、浸出剂用量 2.0 kg/t 条件下，考察浸出时间对浮选尾矿中金浸出率的影响，试验结果如图 11 所示。

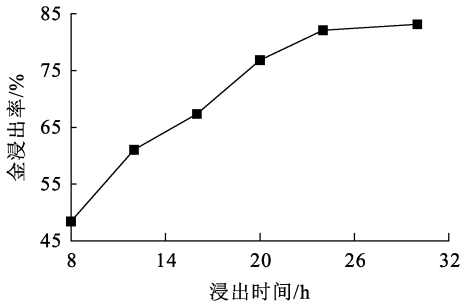


图 11 浸出时间对金浸出率的影响

Fig. 11 Effects of leaching time on gold leaching rate

由图 11 看出：随浸出时间延长，金浸出率呈升高趋势，并在浸出 24 h 时达最大，为 82.11%，表明适当延长浸出时间能促进金浸出；此后，延长浸出时间，金浸出率无明显变化。因此，确定最佳浸出时间为 24 h。

2.2.4 平行试验

在矿浆浓度 25%、石灰用量 2.0 kg/t、浸出剂用量 2.0 kg/t、浸出时间 24 h 条件下对浮选尾矿进行平行试验，结果见表 4。可以看出：3 组平行试验浸出渣中金平均品位为 0.16 g/t；尾矿中金平均浸出率为 83.16%，相对原矿的金回收率达 22.89%，浸出效果较好。经计算可知，吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿采用浮选—浸出的联合工艺提取金，金总回收率达 95.36%。

表 4 浮选尾矿浸金试验结果

Table 4 Results of the gold leaching test on flotation tailings

试验序号	浸出渣中金品位/(g·t^{-1})	尾矿中金浸出率/%
1	0.15	84.21
2	0.18	81.05
3	0.14	85.26
平均	0.16	83.16

3 结论

吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿石矿物组成复杂，易碎、易泥化，矿物含量较高且矿石中的金多以微细粒、包裹金形式存在，选别难度较大。针对该矿石，采用浮选流程，在磨矿细度为−0.074 mm 占比 92.8%条件下，以碳酸钠(2 500 g/t)为调整剂、硫酸铜(700 g/t)为活化剂、BK-301(150 g/t)为捕收剂进行“二粗二精二扫”闭路浮选，可获得产率为 8.05%、金品位为 28.57 g/t、回收率达 72.47%的金精矿。因浮选尾矿中金品位仍达 0.95 g/t，残留金含量相对较高，因此采用浸出法进一步浸出浮选尾矿中的金。在石灰用量为 2.0 kg/t、浸出剂用量为 2.0 kg/t、浸出时间为 24 h条件下，浸出渣中金品位为 0.16 g/t，浮选尾矿中平均金浸出率达 83.16%，相对原矿的金回收率达 22.89%。吉尔吉斯斯坦卡玛托尔金矿石采用浮选—浸出联合工艺流程，金总回收率可达 95.36%，提取效果较好。该法可为提高细粒级难选金矿石的资源利用率提供一定技术支持。

参考文献：

[1] 柴立元，颜旭，杨洪英，等. 我国黄金绿色冶金发展潜力研究[J]. 中国工程科学，2025，27(2)：205-215.
CHAI Liyuan，YAN Xu，YANG Hongying，et al. Development potential of green gold metallurgy in China[J]. Strategic Study of CAE，2025，27(2)：205-215.

[2] 李程，栾茁. 金矿采矿工程中的新技术与新工艺探究[J]. 冶金与材料，2025，45(6)：121-123.
LI Cheng，LUAN Zhuo. Exploration of new technologies and processes in gold mining engineering[J]. Metallurgy and Materials，2025，45(6)：121-123.

[3] HAN J H，DAI S J，DENG J S，et al. Technology for aiding the cyanide leaching of gold ores[J]. Separations，2024，11. DOI：10.3390/separations1108028.

[4] 马东梅，王艳，高歌，等. 某石英脉型含金矿石工艺矿物学研究[J]. 黄金，2024，45(2)：37-40.
MA Dongmei，WANG Yan，GAO Ge，et al. Process mineralogy study of a quartz vein gold-bearing ore[J]. Gold，2024，45(2)：37-40.

[5] 林海彬，郭金溢，谢洪珍，等. 碳质高砷硫化物包裹多重难处理金矿热压氧化-氰化试验[J]. 有色金属(冶炼部分)，2024(10)：111-118.
LIN Haibin，GUO Jinyi，XIE Hongzhen，et al. Experimenton hot pressing oxidation and cyaniding of multiple refractory gold ore coated with carboniferous high arsenie sulfide[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy)，2024(10)：111-118.

[6] ZHANG X B，TAO Y J. Application and mechanism of a compound collector for the beneficiation of low-grade gold ore[J]. Particulate Science and Technology，2024，42(2)：233-243.

[7] 康成鑫，杨可，姬省军，等. 甘肃岷县某金矿床南矿带矿石选

矿试验研究[J]. 黄金，2025，46(4)：48-53.
KANG Chengxin，YANG Ke，JI Shengjun，et al. Experimental study of the beneficiation of the ores on the southernore belt in a gold deposit，Minxian，Gansu[J]. Gold，2025，46(4)：48-53.

[8] 单庆生，孙涛，王苹，等. 加纳某金矿石选矿试验研究[J]. 黄金，2023，44(12)：43-46.
SHAN Qingsheng，SUN Tao，WANG Ping，et al. Experimental research on mineral processing of a gold ore in Ghana[J]. Gold，2023，44(12)：43-46.

[9] 邱曼，黄学雄，毛益林，等. 我国金矿资源概况及选冶技术研究进展[J]. 矿产综合利用，2023(2)：106-115.
QIU Man，HUANG Xuexiong，MAO Yilin，et al. General situation of gold resources and research progress of mineralprocessing and hydrometallurgy technology in China[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources，2023(2)：106-115.

[10] WANG X H，WANG Z，ZHAO K L，et al. Improved flotation of high-clay-content gold ore using fenugreek polysaccharide gum as the depressant[J]. Minerals，2025，15(5). DOI：10.3390/min15050446.

[11] 高亚龙，刘全军，董敬申，等. 老挝某难选金矿选矿试验[J]. 有色金属工程，2022，12(7)：109-116.
GAO Yalong，LIU Quanjun，DONG Jingshen，et al. Experiment on beneficiation of a refractory gold ores in Laos[J]. Nonferrous Metals，2022，12(7)：109-116.

[12] 陈慧杰，张莉，蒋升国，等. 某微细粒难选金矿石选矿工艺研究[J]. 金属矿山，2018(7)：131-134.
CHEN Huijie，ZHANG Li，JIANG Shengguo，et al. Study on mineral processing technology of a micro fine-grained refractory gold ore[J]. Metal Mine，金属矿山，2018(7)：131-134.

[13] 王凯金，吴凯，张照浩，等. 山东某蚀变岩型金矿石选矿试验研究[J]. 金属矿山，2025(5)：250-253.
WANG Kaijin，WU Kai，ZAHNG Zhaohao，et al. Experimental study on beneficiation of an altered rock type gold ore in Shandong[J]. Metal Mine，2025(5)：250-253.

[14] 陆红羽，赵志强，罗思岗，等. 某微细粒复杂难选金矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分)，2024(12)：72-83.
LU Hongyu，ZHAO Zhiqiang，LUO Sigang，et al. Experimental study on beneficiation of a micro-fine complex refractory gold ore[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)，2024(12)：72-83.

[15] 敖顺福. 有色金属硫化矿低碱介质浮选进展[J]. 矿产保护与利用，2025，45(1)：114-126.
AO Shunfu. Progress of non-ferrous metal sulfide ores flotation in low alkaline medium [J]. Conservation and Utilization of MineralResources，2025，45(1)：114-126.

Mineral Processing of Kamtor Gold Ore in Kyrgyzstan

YANG Fangyuan[1]，DAI Shujuan[1]，ZHOU Nan[2]，GAO Ye[2]，HU Zhigang[2]

(1. *School of Mining Engineering，University of Science and Technology Liaoning，Anshan　114051，China*；
2. *Liaoning Provincial Institute of Geology and Mineral Resources Co.，Ltd.，Shenyang　110032，China*)

Abstract：To enhance the resource utilization rate of fine-grained refractory gold ores，a combined process of flotation and leaching was studied for the extraction of gold from the Kamator gold ore in Kyrgyzstan (Au 3.07 g/t，Ag 20.40 g/t). The results show that a gold concentrate with a grade of 28.57 g/t can be obtained through closed-circuit flotation，with a gold yield and recovery rate of 8.05% and 72.47%，respectively，and the gold grade of the flotation tailings is 0.95 g/t. Under suitable conditions，the average gold leaching rate of the flotation tailings can reach 83.16%，with a relative gold recovery rate of 22.89% compared to the original ore，and the gold grade of the leaching residue is 0.16 g/t. By adopting the flotation-leaching process，the comprehensive gold recovery rate can reach 95.36%. This method can effectively recover gold from this type of ore.

Key words：Kyrgyzstan；gold ore；flotation；leaching