

中南大学

硕士学位论文

含金黄铁矿浮选行为及提高双旗山金矿选矿回收率的研究

姓名：李国金

申请学位级别：硕士

专业：矿物加工工程

指导教师：顾帼华;邱廷省

20070501

摘要

金是一种重要的原料,随着世界上易处理金矿资源的日渐枯竭,金的提取已逐步向难选金矿石中提取发展。我国很大一部分金矿是采用浮选法提取金,但随着金矿品位的不断下降和矿石性质的复杂化,如何采用浮选的方法,使金矿资源中的金得到最大程度的综合回收,成为浮选研究中的重要内容之一。

本文以双旗山含金黄铁矿为研究对象,通过单矿物浮选试验,考察 QF、丁黄药、丁胺黑药三种捕收剂、QF+丁黄药、丁黄药+丁胺黑药两种组合捕收剂以及 pH 值对矿物浮选行为的影响;采用红外光谱、吸附量测定,研究了 (QF+丁黄药) 组合捕收剂与含金黄铁矿的作用机理,在此基础上进行双旗山金矿实际矿石浮选试验及工业试验,解决金矿选矿回收率较低的问题。

单矿物浮选试验结果表明, QF、丁胺黑药、丁黄药三种捕收剂对含金黄铁矿的捕收能力依次减弱; QF+丁黄药与丁黄药+丁胺黑药两种组合药剂的使用比单独使用其中任何一种捕收剂的效果都要好,组合捕收剂强化了药剂的适应性和捕收能力;随着捕收剂用量的增加,矿物的上浮率都提高。含金黄铁矿合适的浮选 pH 矿浆条件为自然 pH 值。

根据双旗山金矿实际矿石进行的实验室小型试验结果表明:在试样含 Au: 3.87g/t 的品位下,采用 (QF+丁黄药) 组合捕收剂,在磨矿细度 $-74\mu\text{m}$ 占 65%的条件下,经二粗二精一扫的工艺流程选金,可获得含金 101.95g/t,金回收率 94.02%的金精矿。采用上述方案进行工业试验,金的回收率提高了 1.82%,该工艺还表现出药剂用量少,成本低,不怕矿泥的影响,流程简单等优点。

通过吸附量、红外光谱测定,系统研究了 (QF+丁黄药) 组合捕收剂与含金黄铁矿的作用机理。吸附量的测试表明,黄铁矿表面吸附量随着捕收剂浓度的增加而增大;加入 QF 后,丁黄药在矿物表面的吸附能力加强。黄铁矿红外光谱检测分析,丁黄药和 QF 在矿物表面发生了共吸附,产生了协同效应。

关键词: 金矿石, 浮选, 黄铁矿, 捕收剂, 吸附量, 红外光谱

ABSTRACT

Gold is a kind of important raw material. With the gradual extinction of the easy-processed ores, the extraction of gold has gradually turned into refractory gold ores. The floatation method has been adopted as the major way to extract gold in most gold mines in our country. But with the degradation of the gold and the complication of properties of ores, it has become an important task in flotation study to use properly the flotation method to get a maximum and comprehensive recovery of the gold in the gold ores.

Taking the gold-bearing pyrite ores of Shuangqishan as the research object, this thesis researched the influence of the three single collectors(QF, butly xanthate, Ammonium dibuyl dithiophosphate),two mixed collectors(QF+ butly xanthate, butly xanthate+ Ammonium dibuyl dithiophosphate)and pH conditions on the activity of mineral flotation in the case of single mineral. The mechanism of mixed collector (QF+butly xanthate) on the gold-bearing pyrite was investigated by testing the infrared spectrum and the absorption amount. On the basic of researches of above, practical mineral flotation and industrial experiments were done to solve the problem of the low recovery rate of gold mineral.

The result of single mineral flotation experiment shows that: the collecting gold ability of QF from the gold-bearing pyrite is the strongest, and the collecting ability of Ammonium dibuyl dithiophosphate is the weakest. The collecting effect of mixed collectors (QF + butly xanthate and butly xanthate +Ammonium dibuyl dithiophosphate) is better than that of one of them used alone .This shows the applicability and collecting ability of mixed reagents are intensified. With the increasing amount of the collectors, the mineral's flotation rate is increased. And the flotation pH of gold-bearing pyrite is the natural pH.

A small lab experiment based on the practical ore from Shuangqishan gold ores shows that: under the condition of the gold grade 3.87 g/t of the sample and the particle size of 74 μ m -65 %, gold grade 101.95g/t and recovery 94.02% are achieved by flowsheet of two roughs-two cleaners-one scavenger with mixed collector of QF and butyl

xanthate. The above-mentioned technical flowsheet was adopted to the industrial experiments, the recovery rate of gold is increased by 1.82%, and also the cost and amount of the collectors have been lowered together with a soil-defending ability and a much simpler technique.

By testing the absorption amount and infrared spectrum, the mechanism of mixed collector's (QF+butly xanthate) interaction with the gold-bearing pyrite has been systematically investigated. The results show that: the absorption amount of the pyrite surface increases with increase of the density of the collectors;when QF is mixed into the collector, the absorbed ability of butly xanthene to the pyrite surface is increased. the analysis of the infrared spectrum of pyrite mineral shows that, both butly xanthate and QF have been absorbed on the ores surface, and the synergistic effect has happened.

KEY WORDS: gold ores, flotation, pyrite, collector, adsorption amount, infrared spectrum

前 言

黄金是具有商品价值和金融价值的宝贵战略资源，黄金除用于货币、饰品外，在电子、电气、宇航、国防、化工等工业领域中都有着十分广泛的应用，它在国民经济和社会进步中扮演着重要的角色。黄金是人类发现和应用最早的金属之一，也是自然界中少数处于自然状态的贵金属之一，因此，地球上凡是有条件的国家、地区，都在探查和开采黄金。

随着金矿资源的大量开发利用，易选易处理金矿越来越少，而嵌布粒度细、品位低的难选金矿则日益增多，这促使人们转向开发利用难选金矿。我国的难选金矿在黄金资源中占有较大比重，据初步统计已探明金储量约在 700 吨左右，远景储量在 1000 吨以上^[1]。由于选冶技术尚未完全突破，致使价值近千亿元的黄金资源不能开发利用。可见，加速开发我国的难选金矿，具有十分重要的现实意义^[2]。

目前，从难选金矿中提取金的方法有多种，主要有浮选法、焙烧氧化法、热压氧化法、细菌氧化法^[1、2、12]。我国有悠久的金矿开采历史，但由于历史原因，现在我国黄金生产技术水平与国外相比还有较大差距，特别是难处理金矿开发方面，还没有十分有效的提取方法。我国难处理含铜金矿资源分布广，储量大，深入开展该领域的理论和工艺研究对我国黄金资源的开发利用技术的发展将具有十分重要的意义。

福建省双旗山金矿的矿床为少硫化物石英型金矿床，黄铁矿为金的主要载体矿物。目前该矿选矿厂采用黄药与丁胺黑药作捕收剂浮选黄铁矿回收金的工艺。多年来，该矿经广大干部与职工共同努力，取得了较好的经济效益，在原矿含金 4.10g/t 的情况下，经选矿可得含金 105g/t，金回收率 94% 左右的金精矿。但自 2004 年以来，选矿指标出现了下滑，突出表现在选矿尾矿品位升高，回收率下降，针对该问题，尽管矿方与选矿厂做了大量工作，但问题仍未能查清。因此，针对该金矿的矿石性质开展“提高福建双旗山金矿选矿回收率试验研究”，通过新型药剂的选用及工艺的优化等研究，提高选矿指标，促进企业可持续发展。

原创性声明

本人声明，所呈交的学位论文是本人在导师指导下进行的研究工作及取得的研究成果。尽我所知，除了论文中特别加以标注和致谢的地方外，论文中不包含其他人已经发表或撰写过的研究成果，也不包含为获得中南大学或其他单位的学位或证书而使用过的材料。与我共同工作的同志对本研究所作的贡献均已在在论文中作了明确的说明。

作者签名： 李国金 日期： 07 年 5 月 28 日

关于学位论文使用授权说明

本人了解中南大学有关保留、使用学位论文的规定，即：学校有权保留学位论文，允许学位论文被查阅和借阅；学校可以公布学位论文的全部或部分内容，可以采用复印、缩印或其它手段保存学位论文；学校可根据国家或湖南省有关部门规定送交学位论文。

作者签名： 李国金 导师签名： 顾明华 日期： 07 年 5 月 28 日

第一章 文献综述

1.1 金的性质

1.1.1 金的物理性质

金是化学元素周期表中的第 IB 族元素,原子序数为 79,原子量为 197.967,自然金是单同位素体。已知它有质量数为 183~204 的同位素共 22 个,只有同位素 197 的金最稳定。金的熔点 1064.43℃。由于测试手段的不同,熔点 在 1062.7~1067.4℃,金的沸点是 2808℃。熔融的液态金会随温度的升高而挥发。金的密度在 20℃时是 19.32g/cm³。在不同的温度下其密度也略有差异。金韧性很好,很柔软。金的延展性良好。金是热和电的良导体,它的传导性能仅次于铂、汞、铅和银。金的结构属等轴晶系。

1.1.2 金的化学性质

金在化学元素周期表中和银、铜是同类元素,但它的化学性质却和铂族金属十分接近。Au 和 Au³⁺间的电极电势为 1.5eV。由于这个值很高,无论是稀的或浓的盐酸、硝酸、硫酸单独使用都不能溶解它。金易溶于王水。在一定的条件下,某些酸、碱、熔化的各种盐类及卤素介质也会对金产生腐蚀现象。金的化学性质稳定。除碲、硒、氯等几种元素外,金与其他元素在通常条件下不容易发生化学反应而生成化合物。金的化合物很容易还原为金属金。使金的还原能力最强的金属是镁、锌、铁和铝。在氰化法提金工艺中就是利用这一性质使用锌粉置换的。有机物也能还原金,如甲酸、草酸、对苯二酚、联氨等。

1.2 金的用途

金属属于贵金属,具有许多优良的特性,在国民经济和人民生活获得了广泛的应用。金是人类最早开采和使用的贵金属,由于它稀少、特殊和珍贵,自古以来被视为五金之首^[1],有“金属之王”的称号,享有其它金属无法比拟的盛誉,其显赫的地位几乎永恒。正因为黄金具有这一“贵族”的地位,一段时间曾是财富和华贵的象征,其主要用途可分为货币用金、工业用金和饰品用金三大部分。其中以饰品用金最为重要,其次为国家黄金储备和工业用金。

珠宝首饰是黄金的主要用途,随着人民生活水平的不断提高,这一方面的需求越来越大。自 1982 我国开放金饰品市场以来,尽管近两年需求有所下降,但从总体上是呈现逐年增长的趋势。据伦敦金田矿产服务公司 1997 年对 20 个国家

和地区的黄金饰品消费量的估计,中国仅次于印度和美国之后,排名第3位,黄金消费量达到343t,并对中国金饰品加工业作了估计,从1991年135t增加到1997年的231t,年递增率为9%。又据世界黄金协会(WGC)估计,从1991年的170t增加到1996年的208t,年增4%^[4]。

黄金历来被当作货币储备,虽然黄金的货币储备功能日趋减退,但是作为金融付款基础和银行金融界的交换基础,它对稳定国民经济、抑制通货膨胀、提高国家信誉等方面还是有着无可替代的作用。最显著的表现是在美国发生“9·11”事件之后,黄金在动荡时期的保值避险功能凸现,再次成为国际金属市场的焦点^[5]。由于金具有可贵的抗腐蚀性能,良好的物理机械性能和高度的化学稳定性,因此,金及其合金在喷气发动机、火箭、超音速飞机、核反应堆、电子器械、现代通讯、航空航天等方面得到广泛应用。已成为发展电子技术和宇宙航行技术不可缺少的重要原材料。金的独特属性,使其工业生产受到各产金国的重视。自二十世纪60年代黄金价格放开以来,金价持续上涨。80~90年代来居高不下的黄金价格刺激着黄金产量成倍增长。据统计,1980年世界黄金总产量为1188t;1985年为1569t;1990年为2134t;1993年为2309t;2002年产量高达2530t。随着黄金的产量快速增长,黄金的消费也以更快的速度增长^[6-10]。

1.3 金的资源现状

据资料表明^[11],世界黄金储量约40000~64115吨,主要为脉金、砂金及多金属矿伴生金,其中脉金和砂金占75%,伴生金占25%。非洲的金储量最大,其次是欧洲(包括前苏联),而亚洲和大洋洲较少。1987年世界主要产金国的黄金储量及矿石品位列于表1-1。

表 1-1 世界主要产金国的黄金储量及矿石品位 (1987)

国家	南非	前苏联	加拿大	美国	中国 ^①
储量(t)	16485~18000	7775~10000	5000~6000	3000~4000	1500~2000
品位(g/t)	12~15	5~8	12	10~12	3~8
国家	澳大利亚	墨西哥	巴西	菲律宾	日本
储量(t)	1200~1500	1000~1100	700~1000	620~700	200~250
品位(g/t)	36~39	7~20	10	3~6	5~7

①为估计数字

目前,世界脉金产量约占65%~75%,砂金及伴生金产量约占25%~35%。

其中,世界产金量最多的国家为南非,其次为美国、澳大利亚、前苏联、加拿大、中国、巴西、巴布亚新几内亚、印度尼西亚和加纳。上述 10 个国家黄金产量占世界总产量的 85.48% (1993 年)。

在我国黄金地质储量中,脉金占总储量的 42.23%,砂金占 11.51%,伴生金占 46.26%^[12]。根据金矿的工业类型,我国金矿资源的分布情况如下:

(1)含金石英脉型:是我国金矿中最常见的一种类型,矿体规模一般较大,主要集中在山东、河南、吉林、辽宁、陕西、内蒙古等省份。

(2)蚀变岩型:这种类型的金矿规模大,我国山东、河北、内蒙分布较广,长江以南也有分布。

(3)斑岩型:此类矿床规模大小皆有,主要分布在黑龙江省,吉林、河北次之,台湾声金瓜石金铜矿也属此类。

(4)火山岩型:目前已知矿床不多,主要产于我国东北地区。

(5)碳酸盐型:矿床规模小,主要产于河北、吉林等地。

(6)氟镁石型:四川康定偏岩子金矿系国内外首次发现的此种新类型金矿,具有品位高、明金多、成色高等特点。

(7)伴生金:我国伴生金主要储存于各种类型的铜矿床中。伴生金的主要特点是含量低,其使用经济价值要视主金属的开发情况而综合回收。我国伴生金主要集中在江西、甘肃、湖北、青海、黑龙江和安徽六省,占全国伴生金的 85%。

(8)砂金:我国北方分布较广,南方次之。砂金矿床具有一定层位,与河床地貌条件关系密切。金矿床多分布于河流中上流的主干河床以及支流的河漫滩与阶地冲积层中,金主要赋存于冲积层下部基岩顶部的砂砾层中。我国砂金主要产自黑龙江、内蒙、陕西、四川、广东、湖南等省。

我国是世界上最早开采和使用黄金的国家之一。历史上自汉代就开始开采金,到清光绪年间达到鼎盛。清光绪 14 年(1888 年)我国黄金产量达 13.45t,占当时世界黄金总产量的 17%,居世界第 5 位。此后一直徘徊在此水平上下。最低的为 1955 年,产量仅为 3.39t。到 70 年代我国采金业开始了新的发展,1978~1980 年间,黄金产量递增 4%~8%,1983 年黄金产量比历史最好水平翻了两番,达到 58t。1991 年再翻一番,达到 104.2t。然而我国黄金消费量发展更快,自 90 年代以来,大大高出世界平均消费水平。1994 年我国黄金总消费量高达 420t,其中台湾 110.6t、香港 36.4t,占亚洲总消费量的 65%,远远超过当年 135t 的产量。因此,发展黄金工业,提高黄金产量,是我国黄金工业面临的重要任务。

1.4 金矿石浮选研究现状

由于金具有亲硫与铁的性质,在原生矿床中,金常与黄铁矿、黄铜矿、砷

黄铁矿等硫化物共生,其中黄铁矿是最常见的载金矿物,浮选矿石中的金,实际就是选别含金黄铁矿及部分呈游离态的自然金或其它含金矿物^[13, 46]。

这些年来,为了提高矿产资源中金的回收率,选矿工作者们在选矿工艺、选矿药剂和选矿设备等方面都做了一些改进,下面介绍一下国内外金矿石的浮选研究现状。

1.4.1 浮选药剂研究现状

金浮选和其它矿物浮选一样,使用的浮选药剂根据其在浮选过程中的行为分为三大类:捕收剂、调整剂和起泡剂。其新药剂的研究主要围绕着高效、低耗、无毒或少毒方面展开。组合用药,在原有药剂中引入新的活性基团,以强化药剂功能,采用改性药剂、两性药剂、整合药剂、大分子聚合物药剂,改善和增强药剂使用效果,调整矿浆状态等方面是浮选药剂应用研究的发展方向^[14, 17]。

(1) 捕收剂研究现状

金矿石最常用的有效捕收剂是黄药,其次是黑药,也有使用其它药剂。例如烷氧基或苯氧基烷基硫羰氨基甲酸酯、二烃基或二芳基单硫代磷酸酯、单硫代磷酸酯、咪唑、氨基噻吩、硫脲等,它们能够提高含金黄铁矿中金浮选的选择性^[15, 16]。

近年来,国内外对捕收剂(特别是黄药类捕收剂)的结构、烃基碳链长度、饱和度、引入活性基制备衍生物,与捕收剂、调整剂组合以及对长碳链高级黄药的合成与应用都取得了很大进展。

株洲选矿药剂厂与广州有色金属研究院联合开发的高级黄药捕收剂 Y-89,学名为甲基异丁基甲黄药。该药具有毒性低、碳链长、带支链的特点,比普通黄药更稳定,易渗透,选择性好,捕收力强。在德兴铜矿、望儿山金矿、湖北鸡笼山金矿和湘西金矿等地得到了应用,获得了良好的经济效益^[17]。

冯志坚^[18]采用MA药剂浮选金、锑、钨、石英脉大型矿床产出的矿石。试验结果表明,以Y89-3相比在精矿质量略有提高条件下,获得了锑回收率97.5%,金回收率90.32%的选矿指标。对于锑金类硫化矿物,MA有更好的选别效果。

FZ-9538捕收剂是北京矿冶研究总院研制的新产品,对金、银有亲合作用。广东高要河台金矿,除含低品位铜外,含金较富,应用该药剂进行小型试验和近一个月工业试验表明,尾矿含金从原来用药的0.59 g/t降至0.48 g/t,金回收率提高1.7%^[19]。

番寿龙等^[20]根据软硬酸碱规则,设计并合成了六类含硫有机浮选剂,实验了这六类浮选剂从浮选厂尾矿中提取黄金的浮选性能,得到了从尾矿中富集黄金的

最佳捕收剂-次甲基二乙基二硫代氨基甲酸酯。它对浮选尾矿中金的提取率 $>90\%$ ，为工业开发应用及我国资源充分利用提供了一条可行性方案。

周菁^[21]介绍了一种新型的浮金捕收剂 ZJ-1 及其捕收性能。实验室闭路试验结果表明，用它浮选某地砷锑硫碳难选含金矿石，比 Y89 及丁基黄药的捕收性能要好，金的品位及回收率均有明显提高。从给矿含金 6.70g/t 的原料中，经过一次粗选、两次精选、两次扫选，可获得金品位为 107.27g/t 、回收率为 91.42% 的金精矿产品。工业试验结果也证明 ZJ-1 是金的优良捕收剂。

由于药剂间的协同效应对浮选过程产生积极的影响，越来越多的选厂逐渐意识到单一药剂很难适应日益复杂的矿石选别的需要，并从组合药剂的实践中获得了巨大的经济效益。例如张大铸等^[22]根据吴家堰金矿石为含砷微细粒金矿石这一性质，针对该矿原选矿工艺存在的问题进行了小型试验。将原浮选丁基黄药的单一药剂制度改为25号黑药与丁基黄药混合用药。改造后，金回收率提高了 26.11% ，可年增效益 154.21 万元。

MOS-2是含C、H、O、S、N等元素的有机物，它的官能团能与硫化铜矿等金属矿物表面的金属离子生成稳定的螯合物，羟基疏水而起捕收作用。浮选工业试验表明，用它与丁黄药混用作捕收剂，可从含铜 1.589% 、金 2.155g/t 的给矿选出含铜 20.103% 、含金 24.432g/t 、铜回收率 93.394% 、金回收率 83.382% 的铜精矿，与现场生产指标相比，铜精矿品位提高 5% ，铜回收率提高 $1\sim 2\%$ ，金回收率提高 2.04% ，黄药用量降低 30g/t ，药剂成本下降 0.61元/t 。MOS-2与丁基黄药混用，适合作含金硫化铜矿的捕收剂^[23]。

沈阳矿冶研究所研制的代号为SK新型捕收剂对细粒金矿有效^[24]，对硫化矿既具有捕收能力又有较好的起泡性能，当硫化矿中含金矿物浮游速度慢可浮性差时，用捕收力强的丁基黄药与SK混合使用得到较高的浮选指标。

国外在组合药剂的研究方面也有报道，如D.R.nagarai用烷基($\text{C}_8\text{-10}$)异羟肟基丙基钠黄药和二硫代磷酸盐组合做捕收剂从矿石中回收金，回收率提高了 8.4% 。D. E. Rlbeds等利用烯丙基硫代氨基酯与二硫代磷酸盐组合，回收铂族金属和金，贵金属回收率从单一用药的 $75.93\%\sim 82.65\%$ 提高到 88.49% 。

在高效新药剂的研究和应用方面尤以改性药剂最为突出。药剂改性包括^[17]：
①在已有的药剂中引入能改善和强化药剂与矿物表面相互作用的其他活性基团；
②研制有特性的水活性螯合或络合药剂；
③选择具有不同活性和功能的两种和多种药剂的组合，混合用药。有人研究表明^[25]，用2-巯基苯并噻唑与黄药混用(3:1)可显著提高毒砂和金的回收率。用6-乙基-2-巯基苯并噻唑浮选金矿尾矿，用量仅 38g/t ，比单用巯基苯并噻唑，金、银的回收率可提高 9% 。Basilio等^[26]用二甲酚基-硫代磷酸盐浮选硫化矿可提高伴生金、银的回收率。经改性后的二硫化氮

基甲酸盐在分子N和S的位置上引入烷基、烯基和芳基能显著改善对金、银的捕收性能。

西北矿冶研究院研制开发M16、M17药剂，其主要成分有硫氮腈酯、酯类化合物、离子型化合物和一些具有起泡性能的表面活性剂。该药剂在凤凰山铜矿应用后，使伴生金、银、铜回收率分别提高了0.36%、6.5%、4.39%。该类药剂是新型高效复合型捕收剂，对硫化铜矿及伴生金银矿有较强的捕收能力^[27]。美国一项专利介绍了用氧化矿捕收剂烷基异羟肟酸盐浮选金，回收率提高3%~5%，金品位提高12g/t^[17]；马其顿Bucim铜金矿在磨矿、调浆和浮选回路中添加不同比例的各种新型捕收剂(Orfrom Cosoo及Penflot-3)，与采用标准药剂相比，能较大幅度地提高了金精矿的品位^[28]。

近年来螯合类捕收剂倍受重视。二硫代碳酸盐已用于黄铜矿的浮选，N-乙基-O-异丙基硫代氨基甲酸酯(Z-200)在PH5~10时可以选择性浮选硫化铜矿和黄铁矿，N-乙氧羧基-O异丁基硫化氨基甲酸酯对硫化铜矿具有极好的选择性，5-羟基乙基-2-癸烯基咪唑也是铜等硫化矿的螯合捕收剂。

羟基肟酸类捕收剂主要作为氧化矿物及部分被氧化的硫化矿物的捕收剂。在金浮选中，崔雅峰等^[29]对贫硫化物石英脉含金矿石，用丁基黄药和羟基肟酸钠联合使用，强化选别工艺，取得了良好的浮选效果。

在金矿石的浮选中，用硫醇作捕收剂在国内未见报导。在国外，南美的SaoBento难选金矿压力氧化选矿厂，对摇床尾矿进行浮选，用硫醇作捕收剂获得含金精矿，然后再用压力氧化处理回收金^[30]。

(2) 活化剂研究现状

活化剂是可浮性碱金属盐类，其金属离子吸附在矿物表面，改变矿物表面特性，提高矿物可浮性，提高浮选速度和金的回收率^[13]。

在金矿石浮选中广泛使用的活化剂有硫酸铜、硝酸铅、硫酸铅等。硫酸铜作为活化剂对金、辉锑金矿、黄铁矿、磁黄铁矿、砷黄铁矿的品位和回收率均有改善^[13]。

王彩霞等^[31]介绍硫酸铜的活化机理及在河东金矿的应用情况。试验结果表明，加活化调整剂有利于提高浮选作业回收率0.60%~1.79%。实践证明，在磨矿中加入活化调整剂，可有效地改善有用矿物的可浮性，提高选矿浮选作业回收率，使用活化剂可每年多创效益91.2万元。对相同条件的矿山具有较好的推广价值。

尹文新^[32]通过试验研究发现农用化肥硫酸铵可以作为金矿石浮选的活化剂。研究与工业试验结果证明，该活化剂可以使金浮选回收率提高1.5%~2%。

阮仁满等^[33]介绍了高效活化剂 FA-1[#]和 FA-2[#]处理高砷微细粒金矿石的试验,采用高效活化剂 FA-1[#]和 FA-2[#]配合硫酸铜和水玻璃调浆,明显改善了高砷微细粒金矿的浮选条件,显著活化了载金硫化物和自然金的浮选,使金回收率达到 92.28%,比现场提高回收率 10 个百分点。

(3) 抑制剂研究现状

随着含砷与难选金矿石处理量的增多以及对精矿质量要求的日益提高,抑制剂的地位和作用越来越突出。抑制剂分为无机抑制剂和有机抑制剂两大类。其作用在于金矿石浮选时消除毒砂、滑石、碳质、铝土、氧化铁和镁质泥、叶腊石和碳酸盐、绿泥石等的有害影响^[13]。

一种抑制剂中含有另一种抑制剂时,其抑制效果会得到明显改善,有利于矿物的分选。如在中性介质中,使用组合抑制剂氯化钙和腐植酸钠成功抑制了被 Cu^{2+} 活化的铁闪锌矿和磁黄铁矿。硫酸锌和氰化钠混合使用,形成 $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ 氰化络合物,能有效抑制铜或锌,并减少因抑铜造成的金溶解。用不同的含硫化剂,如硫化钠、亚硫酸钠和连二硫酸钠等可作为含金砷黄铁矿的抑制剂。

天马山矿矿石属含砷高硫难选金矿石,对该矿石进行了选矿工艺研究,采用优先浮选金、漂白粉作氧化剂氧化浮选分离黄铁矿和毒砂、磁选分离磁黄铁矿和毒砂工艺,综合回收金硫砷,取得较好选别指标。用漂白粉选择性氧化毒砂可实现黄铁矿与毒砂分离,毒砂分离率达到 90%^[34]。

朱申红^[35]研究了金属阳离子对含金黄铁矿浮选的影响及消除方法,矿浆中难选的金属离子 Cu^{2+} 、 Fe^{3+} 、 Fe^{2+} 在达到一定的浓度时,会严重影响(抑制)含金黄铁矿的浮选,其主要原因是在碱性条件下生成 $\text{Cu}(\text{OH})_2$ 、 $\text{Fe}(\text{OH})_2$ 、 $\text{Fe}(\text{OH})_3$ 罩盖在矿物表面,阻碍了捕收剂在矿物表面的吸附,通过在矿浆中加腐植酸钠来络合这些金属离子,可以完全消除这些金属离子对含金黄铁矿浮选的影响。

赵祖乔等^[36]利用反浮选对黄铁矿进行脱砷研究。研究表明,在 pH 值为 9.5 的碱性介质中,有 Cu^{2+} 存在的情况下,再加入栲胶,黄铁矿受到 Cu^{2+} 和栲胶的双重抑制,回收率呈大幅下降趋势,而毒砂受到 Cu^{2+} 的活化保持较高的上浮率,几乎不受栲胶用量的影响。因此增加了两种矿物的可浮性差异,使黄铁矿和毒砂的反浮选分离即抑硫浮砷成为可能。

有人研究开发出氨基磷酸类新型有机抑制剂^[37],提出了三种新型有机抑制剂在黄铁矿和毒砂的单矿物和人工混合矿的浮选中表现出较好的抑制性能和选择性,这三种化合物为:氨基三甲叉磷酸(NTP),乙二胺四甲叉磷酸(EDTP),乙二胺四甲叉磷酸(HDTP)。

B.A.钱图里亚^[38]以丁基黄原酸盐与过量的丙烯氯醇为基础制取新型

ΠΡΟΚC 药剂。其组分能固着于毒砂表面,降低了毒砂的可浮性,阻止黄药在毒砂表面吸附,使其表面亲水,在含金黄铁矿和毒砂浮选时、在加黄药前先加入 ΠΡΟΚC 可抑制毒砂,提高黄铁矿的可浮性。

(4) 起泡剂研究现状

在起泡剂的研究方面,国外十分注重起泡剂的碳链长度和稳定性,大多数选金厂,倾向于混合使用聚乙二醇醚与其它起泡剂;如果对起泡剂的选择性有所要求,或者处理铜金矿石时,常常使用较弱的起泡剂,例如MIBC^[13]。国内选金厂所用起泡剂基本上只是2号油。

最近有新的起泡剂被报道。如OΦC起泡剂是废杂醇油氧化得到的醇类起泡剂。它的起泡性能强,用同一流程,OΦC代替T-80对比试验结果:OΦC在铅铜浮选回路中应用,铅精矿和银回收率与T-80相同,铜和金回收率分别提高1.3%和4.5%。OΦC在铜锌矿石浮选回路中应用,所获铜精矿和银回收率与用T-80相近,金回收率提高3.8%^[39]。邓伟等^[40]介绍了730E起泡剂在镇元金矿的应用情况。结果表明,730E起泡剂不仅完全取代松醇油,而且可获得较好指标。

1.4.2 金矿浮选新技术与工艺研究现状

(1) 强化浮选研究现状

由于载金矿物嵌布粒度微细,采用常规浮选,载金矿物和脉石矿物难以分离,并导致金精矿的品位低、回收率低。为了实现载金矿物和脉石矿物的有效分离,选矿工作者对强化浮选法进行了研究,取得了一些进展。例如马金环等^[41]对贵州某含砷、锑型微细粒金矿,采用将碳酸钠加入磨矿介质进行预氧化及混合使用捕收剂等强化措施,尾矿中金的品位由常规浮选的 2g/t 降到 0.5g/t,金的回收率由 70%提高到 91%以上,浮选效果明显改善。

裴洪明等^[42]对贵州某微细粒金矿采用组合药剂碳酸钠+硅酸钠+六偏磷酸钠进行强分散矿泥,小型闭路试验获得了品位 Au57.64g/t、回收率 91.45%的金精矿。

郭普金等^[43]对广西某微细粒金矿石采用全泥氰化法,浸出率几乎为零,而采用阶段磨浮,加硫酸活化、脱泥等强化措施,获得了品位Au54.45g/t、回收率93.97%的金精矿。

有人研究了在泡沫浮选过程中某些含金矿物的特性^[44]。研究表明,采用不同的充气方法可以改变磁黄铁矿和黄铁矿的回收率,从而影响金的回收率,在加入CuSO₄之前通氧预充气处理会强烈地抑制磁黄铁矿的浮选,但对黄铁矿无影响,故通氮预充气可导致达到最高的磁黄铁矿回收率,通氧预充气降低了金的总回收

率,因为它抑制了磁黄铁矿的浮选,但与硫化矿伴生的金相比,精矿中游离金的比例要多得多;当氮气与戊基钾黄药一起加入时达到了最高;当氮气与戊基钾黄药一起加入时达到了最高的硫化矿回收率,证明对于最佳的硫回收率来说不必产生复黄药,但氮气对于游离金有抑制作用。

罗惠华等^[45]采用氧化强化浮选工艺,从多金属杂难选金矿中综合回收金、铜等有价值元素。在原矿 Cu 品位 1.09%、Au 品位 3.92g/t 的情况下,充气氧化时间为 10min 时,可较好地实现铜硫分离,可获得铜品位 15.11%、回收率 77.48~77.72%,含金 36.35~38.42g/t、回收率 59%~62.35%的合格铜精矿。

近年来的研究和试验表明,在选别含金硫化矿时,加入适量的石灰不但对金和黄铁矿没有抑制作用,反而能强化金和黄铁矿的浮选,提高金的回收率。如苏恩清^[46]对鸡笼山金铜矿石进行了 pH 值调整剂的种类和用量试验,研究表明,加入石灰可使金的回收率提高到 90.67%,比不加石灰提高了 7.46%;与碳酸钠相比金回收率提了 2.03%。

近年来一些国家探讨施加各种能场(包括磁场、电场、各种射线、超声波、离子碰撞及热能源等)预先处理矿石、矿浆、药剂和水等,以强化浮选过程。刘孔达等^[47]对诸暨黄金公司的金矿用 100kA/m 左右的磁场处理水、矿浆及药剂进行浮选,与常规浮选相比,金品位提高 10.24g/t、回收率提高 7.29%,尾矿品位降低 0.76g/t。

C.И.切尔里赫等^[48]研究了超声波、磁场和电场对金矿浮选影响。研究表明,金和黄铁矿的可浮性在超声波处理后发生了变化:超声波处理 5 min 后金的回收率达到最大值,而黄铁矿 2 min 超声波处理后达到最大值;延长处理时间,矿物回收率降低。金的可浮性与黄药溶液的磁处理的关系呈正弦曲线。经水磁处理过的黄铁矿的可浮性与经水磁处理过的金的可浮性相一致;采用电流强度为 50A 的电流处理丁基黄药 5 min 可以使后续的从石英混合物中浮选金的回收率提高 12%,从黄铁矿和磁黄铁矿混合物中浮选金的回收率提高 13%。

毒砂是硫化矿物中最难浮选的硫化矿物,其可浮性一般比普通的黄铁矿都差。当金与毒砂共生时,毒砂差的可浮性使得金的回收率较低。M·密斯拉等^[49]研究了超声波处理时间、pH 值、氧化时间、不同氧化剂对声波处理效果及毒砂浮选回收率的影响。研究表明,超声波预处理天然氧化了的毒砂,改变了其表面电性,Zeta 电位正值增大,零电点偏移,使毒砂恢复天然表面。延长超声波处理时间、Zeta 电位由负变正,在自然 pH 值范围内(pH 5.5~6.0),声波处理后的毒砂浮选回收率显著提高。由于超声波能够去除毒砂表面上的高度氧化层,其可浮性得到提高。毒砂的回收率随着超声波处理时间的延长而提高,并且,金的回收率随着毒砂回收率一起增加。

(2) 电化学浮选研究现状

近年来,浮选电化学是硫化矿物浮选领域的重要研究方向和趋势,无捕收剂浮选、电化学调控浮选技术得到了运用。国外资料报道:用电位控制硫化矿和贵金属的浮选,并用氮气代替空气可以准确控制电位。复杂硫化铜矿浮选电位在0mV左右时选择性最佳。金矿物浮选时,铁硫化矿物和砷矿物都能得到较好的抑制^[50]。张淑敏^[51]等采用Na₂S作为电位和pH调整剂,对山东乳山金矿进行了无捕收剂浮选研究。工业生产表明,无捕收剂浮选比用丁基黄药浮选时金回收率提高1.26%;无捕收剂浮选一次精选获得精矿品位比用丁基黄药浮选时提高19.85g/t;无捕收剂浮选时的尾矿品位0.38g/t,比用丁基黄药浮选时尾矿品位0.68g/t降低了0.30g/t,从而实现了金矿石无捕收剂浮选的生产应用。

黑龙江省乌拉嘎金矿采用电化学控制浮选的新技术,取得了突破性进展^[52]。该技术应用到生产实践中,获得精矿品位为56.67g/t、金回收率90.18%的好指标,分别比原生产指标提高19.47g/t和3.38个百分点。试验研究结果表明,电化学浮选对难选冶金矿石有深入研究和推广应用价值。

(3) 载体浮选研究现状

载体浮选是在微细粒悬浮体系中加入适宜粒度的粗粒作为载体。在捕收剂和系统动力学的共同作用下,微细粒矿物附着在粗粒载体上然后用泡沫浮选法回收。

周源等^[53]对某高泥化高氧化铁锰黑土矿中的金进行了试验研究,试验采用黄铁矿作为载体,大部分粒间金和细粒金都被捕收了,尾矿金的品位由常规浮选时的3.81g/t下降到1.50g/t,金的损失率也由常规浮选时的50.71%下降到载体浮选时的16.70%。

黄云阶^[54]研究了载体转移浮选技术,即将金从以黄铁矿为主的载体矿物转移到新载体矿物上,采用该技术处理某高硫含碳微细粒难选金矿石时,可使金精矿品位从25g/t提高到73g/t,作业回收率达91.56%,并综合回收了银和硫,显著地提高了选厂经济效益。

有人研究了高强度调和处理对浮选细粒金影响^[55]。研究表明,高强度调和能提高微细粒硫化铜矿石、金、铀的氧化物和黄铁矿细粒,以及氧化铜矿石和铜与钼的硫化矿的浮选回收率,在浮选过程中,载体和自载体浮选可能起着决定性作用。高强度调和能使细粒金的回收率大约提高24%,浮选速率至少加快2~3倍,并能使金精矿品位提高50%,认为这是由于细粒金聚集后提高了可浮性颗粒的浓度,从而可以继续载体和自载体浮选。

利用炭的吸附性能使金吸附在炭上,然后用浮选法将载金炭浮出。这种炭载体浮选方法已在处理多金属分离浮选中由于氰化物造成的溶解金、含有可溶性金的废液中以及含微粒金的氧化矿浮选中得到应用^[56, 69]。

陈勇等^[57]采用煤—油聚团(CGA)做金的载体浮选某金矿选矿流程中的含金沉积物,在加复合调整剂COM200mg/L、100mg/L(NH₄)₂SO₄条件下,沉积物中金的回收率可达96%以上。研究表明,该工艺流程简单,快速,可高效回收5~500 μ m单体金,对环境友好;不仅适用于易选金矿石,也适用于某些难处理金矿石^[57, 58];对金矿石和含铜金矿石选矿流程中的含金沉积物,用CGA工艺可高效回收金。

(4) 浮选流程研究现状^[17, 47, 59]

近些年来,金浮选流程也适应矿石性质的需要逐步多样化。目前,国内试验和采用的有阶段磨浮、泥砂分选、优选富集、分支串流和异步混台浮选等流程。为早收、快收一部分可浮性好的含金矿物,在粗选的前部采用可浮出部分合格精矿的优先富集作业,在老选厂中多有采用;泥沙分选在焦家、银洞坡等金矿也被成功地应用。沈阳黄金学院推出的分支浮选流程也先后在河北、内蒙、河南等地的金矿山采用,对入选原矿品位低于4~5g/t的矿石,效果很明显。

阶段磨浮流程对有用组分共生或嵌布粒度不均匀的矿石是成熟有效的工艺,珲春金铜矿处理金呈粗细不均匀嵌布的低品位金铜矿石,改为二段磨浮流程后,金、铜回收率分别提高了5.43%和8.06%;广西金牙金矿处理极微细包裹金难选矿石在原矿浮选中采用第一段尾矿再磨再选的两段磨浮流程,获得了理想指标。

由北京矿冶研究总院推出的异步混合浮选流程,其原理与等可浮选流程相似,是依据多金属矿石中一种或几种矿物存在易浮和难浮两部分时,按先易后难顺序分步进行混合浮选,山东百里店金矿采用该流程处理含金铅锌硫化矿,金、铅、锌的回收率比常规混合浮选分别提高了0.97%、3.58%和2.02%。

(5) 浮选联合工艺研究现状

单一的浮选工艺已不适应日趋复杂的矿石性质,该技术的发展已形成向联合工艺流程发展的趋势。

张益魁^[60]通过对青海省五龙沟含碳、砷、锑、硫微细粒难选冶金矿流程试验研究,确定了采用浮—重流程选别该矿石。浮选获得含金 66.44g/t,回收率 79.48%的金精矿;重选获得含金 22.88g/t,回收率占原矿 5.26%的重选精矿,两精矿合并。采用该流程最终可获得金精矿金品位 58.17g/t,回收率 84.74%的较好指标,为该矿山的开发利用提供了较为合理的选冶工艺流程。国外 Полярный 采选公司用浮选法回收金。浮选精矿金的回收率为 81%~85%,

再用摇床回收浮选尾矿中的金,金的总回收率可提高到85%~90%^[61]。

张岳等^[62]通过对团结沟金矿原矿矿石性质、浮选尾矿、浮选精矿及浮选精矿浸渣特性的分析,对浮选精矿浸渣采用溜槽重选进行工业生产,溜槽重选精矿采用焙烧—CIL 炭浸法或微生物氧化法提金,溜槽重选尾矿再浮选;浮选精矿焙烧,焙砂 CIL 炭浸法提金进行了介绍。建议采用重选法回收浮选尾矿中的细粒级自然金、黄铁矿及赋存在黄铁矿与脉石矿物连生体中的金,提高了团结沟金矿总的选矿回收率。

王少东等^[63]介绍了镇沅金矿难处理混合金矿石提金工艺研究结果。该矿石难处理的主要原因在于金嵌布粒度极微细,除有60%左右的裸露自然金外,其它为硫化矿物包裹金和致密氧化矿物包裹金。采用单一的选矿或氰化浸出工艺均难以获得好的选冶指标,而采用浮选—氰化浸出(树脂吸附)—重选的原则提金工艺流程,获得了金总回收率83.12%的结果。

柳红等^[64]根据铜陵某矿山尾矿中金的赋存状态及粒度分布特性,对尾矿及其旋流器分级沉砂分别进行了重选、浮选及重—浮联合流程试验,结果表明,采用重选—浮选流程选别尾矿,可获得含金为5.48g/t、回收率40.96%的精矿产品。

吉林省某金银矿采用浮选-浮尾氰化炭浸工艺流程取代了原全泥氰化炭浸生产工艺流程,金的回收率由改造前的50.96%提高到82.54%,同时在不增加设备和投资的前提下,选厂处理能力由原来的100t/d左右提高到180t/d,生产成本由原来的222.76元/t,降低到177.31元/t,每年可为企业增加效益1157.40万元^[65]。

(6) 其他浮选方法研究现状

闪速浮选法自1985年芬兰奥托昆普公司在工业上获得成功以来,被越来越多的专家学者所接受,并且在国内外得到了广泛的重视和应用。在磨矿—分级回路中,由于分级效率不高,许多已达到产品粒度要求的矿物或已单体解离的有价矿物不能及时地分离出来,并且由于分级设备或多或少存在“反富集”作用,像金、银等贵金属虽已单体解离但因其密度大而易进入沉砂之中,这就导致了循环负荷增加,磨矿处理能力下降,有价矿物特别是金银矿物过粉碎流失,中粗粒单体金矿物在磨矿——分级回路中循环积累量大,过度循环使矿物表面污染“片状”变形等造成可浮性降低,回收率下降^[66-67]。采用闪速浮选技术,在磨矿——分级回路中处理分级机返砂或球磨排矿,提前拿出部分已单体解离的粗粒有价矿物获得精矿。既可以降低循环负荷,改善磨矿分级条件,提高磨机处理能力,又可以减少矿物过磨,避免有价矿物的泥化和中间环节的损失,对提高选矿回收率有显著

效果^[68]。

离子浮选法主要通过表面活性剂与溶液中的金离子形成络合物，然后将这些原来表面非活化的成分转移到泡沫中去。在金的离子浮选中，使用表面活性剂，选择性吸附溶液中的金离子，金的回收率大于99%。由于可使离子在稀溶液中($10^{-7} \sim 10^{-4} \text{mol/L}$)成功地浮出和富集，所以离子浮选作为一种降低成本、提高生产率的方法在实际中具有很大意义^[69]。

疏水絮凝是指悬浮在水中的疏水性颗粒，由于相互之间的疏水作用，而互相吸引，聚集成团的现象。其三大要素是：微细粒表面疏水，非极性油的强化，高剪切力场或高机械能量的输入。疏水絮凝浮选工艺主要包括三个阶段：1)细磨分散；2)微细矿粒选择性疏水絮凝；3)疏水聚团的浮选分离。崔吉让等^[70]进行了疏水絮凝浮选处理黄铁矿烧渣中的微细粒金的研究。研究表明，在含金2.98g/t、磨矿细度为-0.02mm占82.62%的条件下，通过在粗选前加入非极性油进行选别可获得含金126.22g/t、回收率达51.69%的金精矿。

王艳等^[71]研究了一种“溶剂浮选”工艺，从氯化预处理所得到的含低品位金的氯化溶液中提取金，在自制的装置中将稀溶液中金浮出后(离子浮选)直接进入有机相萃取，从氯化液中回收了99%的金，且仅用2h，比离子浮选法提高金回收率23.5%，而比单纯的溶剂萃取法又大大节省了时间。

周正^[72]采用新发明的“吸聚浮选法”成功的实现了微细粒金矿载金矿物和非载金矿物的分离，将该法用于处理贵州烂泥沟金矿，获得了品位 Au67.04g/t、回收率 92.8%的金精矿。

常规浮选工艺先磨矿再浮选使矿粒表面在输送到浮选过程中发生的一些物理或化学变化(如矿粒表面被污染、被油膜或垢膜覆盖、发生氧化等)，从而影响选矿回收率。孟宇群等^[73]提出了边磨边浮创新思想，介绍了一种边磨边浮新工艺，设计出了具有边磨边浮功能的实验室塔式磨矿浮选机，并进行了两种金矿石的实验室边磨边浮连续试验研究。研究表明，矿石边磨边浮选，可以使矿粒在其单体解离表面最新鲜、最活泼、可浮性状态最好时就被浮选出来，防止矿物过磨和减少次生泥化的产生，有利于提高选矿回收率。

1.4.3 浮选设备研究

近年来浮选设备的研制一直沿着高效、节能、大型化发展。国外浮选设备的重要进展是浮选柱的应用。如澳大利亚的皮克选金厂设计了全部用浮选柱的浮选流程^[74]，处理含铜0.7%、铅1.26%、锌1.46%、金7.6g/t的多金属含金矿石，与叶轮式浮选机相比，铜、锌回收率分别提高2.7%和1.6%。另外，国外闪速浮选机得到应用，该设备主要应用在尾矿不氰化处理的选厂(如铜金矿)。

我国在浮选机改型方面进行了许多研究。对老式的 A 型浮选机作了改进,最新研制的有 SF 型、BS—K4 型、JJF 型、QF 型、CHF—Y 型等高效浮选机也相继在黄金矿山推广应用。如祈雨沟金矿粗选用 4 台 BS—K4 型浮选机,两次扫选各选用 3 台 BS-K4 型浮选机,两次精选选用 5A 型浮选机 2 台,精矿品位由原来的 17.44g/t 提高到 24g/t,尾矿品位由 0.55g/t 降低到 0.3g/t^[75]。

谢朝学等^[76]根据充填柱浮选原理,设计了充填式浮选机,并进行了该机与普通浮选机从金矿石中浮选回收金的对比试验研究。研究表明,充填式浮选机浮选性能优于普通浮选机。在相同的浮选条件下,金精矿品位与金回收率都高于普通浮选机。

李定芝^[77]提出用闪速浮选机回收粗颗粒单体及裸露连生体金。闪速浮选法是近年来新兴的一种选矿方法,它采用高浓度浮选粗粒度(或大密度)目的矿物,在不改变磨矿流程的情况下,可以在旋流器沉砂、浮选槽沉砂或两者混合沉砂中闪速浮选。闪速浮选能减轻磨矿负荷,防止目的矿物过磨,提高磨矿效率,并及时将已解离的金颗粒回收上来,从而防止粗粒级金流失于尾矿,对提高金回收率有利。李悦^[77]提出对浮选尾矿采用软复面流槽摇床、螺旋选矿机和离心选矿机等设备进行尾矿再选,利用联合工艺对尾矿严格把关,通常可获得较好的回收效果,也是增加金产量的途径之一。

1.5 福建省双旗山金矿浮选分离现状

福建省双旗山金矿的矿床为少硫化物石英型金矿床,黄铁矿为金的主要载体矿物。目前该矿选矿厂采用黄药与丁胺黑药作捕收剂浮选黄铁矿回收金的工艺。多年来,该矿经广大干部与职工的共同努力,取得了较好的经济效益,在原矿含金 4.10g/t 的情况下,经选矿可得含金 105g/t,金回收率 94%左右的金精矿。但自 2004 年以来,选矿指标出现了下滑,突出表现在选矿尾矿品位升高,回收率下降,尽管矿方与选矿厂做了大量工作,但选矿尾矿品位升高,回收率下降的问题仍然未能查清。为此,双旗山金矿委托江西理工大学针对该金矿的矿石性质开展“提高福建双旗山金矿选矿回收率试验研究”,分析该矿选矿厂现生产过程中选矿尾矿品位升高,回收率下降的原因,并探索进一步提高该选矿指标的途径,以解决选矿生产的问题。

1.5.1 矿石性质研究

1、矿物种类及矿石的结构与构造

(1) 矿物种类

试验试样中矿物组成复杂,贵金属是主要的矿物,金属硫化矿是主要伴生

有益成分，其中又以黄铁矿为主。脉石矿物以石英石为主，其次为方解石、白云石、斜长石、粘土矿物等。

(2) 矿石的结构与构造

① 矿石结构

试验试样多数为它形粒状结构，少数为半自形-自形晶结构、乳滴状结构、交代残余结构、交代筛孔结构、包裹结构；此外还有穿切结构、填隙结构等。

② 矿石构造

试验试样以块状、次块状构造为主，有少量浸染状构造，还有微细脉状构造，网脉状构造。

2、试样分析

(1) 原矿多元素分析

原矿化学多元素分析结果见表 1-2。

表 1-2 原矿化学多元素分析结果 %								
元素	Au	Cu	S	Fe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO
量 g/t	3.86	0.037	0.88	1.80	4.98	65.06	3.09	2.04

(2) 原矿筛析结果

原矿筛析结果见表 1-3。

表 1-3 原矿筛析结果				
粒 级/mm	产 率 %		单个 Au 品位	Au 分布率
	单个	累计		
+0.45	66.05	66.05	3.18	56.44
—0.45+0.20	11.86	77.91	5.07	16.15
—0.20+0.12	4.08	81.99	5.34	5.85
—0.12+0.097	3.18	85.17	6.57	5.61
—0.097+0.074	1.28	86.45	4.18	1.44
—0.074	13.55	100.00	3.98	14.51
合 计	100.00	/	3.72	100.00

3、主要矿物嵌布特征

试样中主要矿物的粒度嵌布特征如下：

黄铁矿：大部分为它形晶粒状、不规则状，分布不均匀。与其它硫化矿和

脉石矿物的嵌连关系较复杂，尤其与黄铜矿的嵌连关系更复杂，有的黄铁矿与黄铜矿呈规则毗邻连生，有的黄铜矿被黄铁矿包裹交代残留呈筛孔结构，有的黄铁矿与黄铜矿呈互相包裹，有的黄铁矿呈微脉、细脉穿插黄铜矿，与黄铜矿呈港湾状、锯齿状等不规则毗邻镶嵌；此外还有黄铁矿包裹脉石矿物。

石英：以粗粒块状和细粒脉状集合体为主。其中粗粒块状石英粒度0.1~0.3mm，乳白色，以块状形状产出，包含有团块状硫化物，此种石英中所有较大颗粒金矿物产于晶粒间。细粒脉状石英粒度细小，粒径0.05~0.5mm，半透明状，呈脉状、网脉状与浸染黄铁矿共同充填矿石裂隙中。

1.5.2 矿山选矿厂生产现状

该金矿选矿厂日处理矿石 250t，分 1#、2#两个系列，其中 1#系列日处理矿石 180t，2#系列日处理矿石 70t，两系列内部流程结构一致，见图 1-1。2003 年度、2004 年度与 2005 年度第 1 季度的生产指标见表 1-4。

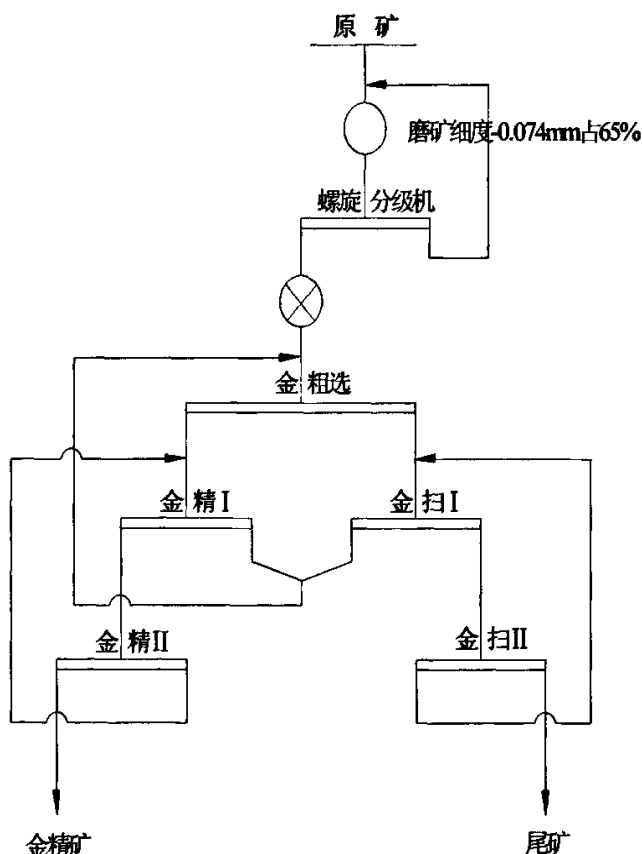


图 1-1 生产现场选别工艺流程图

表 1-4 2003 年度、2004 年度与 2005 年度第 1 季度的生产指标

年 度	处理矿石量 /t	金含量/g·t ⁻¹			金回收率/%
		原矿	尾矿	精矿	
2003 年度	86463.49	4.19	0.25	108.27	94.21
2004 年度	90718.96	4.10	0.26	104.53	93.88
2005 年度第 1 季度	21467.89	3.93	0.32	112.35	92.03

由表 1-4 可见，该金矿选矿厂选矿指标 2004 年度开始出现了下滑，到 2005 年度下滑的幅度较大，尽管所处理的原矿金品位有所下降，但选矿尾矿金品位升高幅度与回收率下降幅度均较大，这将给矿山企业的经济效益带来一定的影响。

为了查证选矿生产中出现的问题，选矿厂技术人员做了大量工作，对选矿厂两个系列所取得流程考察样进行了检验（检验数据见表 1-5 与表 1-6）。

表 1-5 流程考察样化验结果(选厂化验室)

系列	金含量/g·t ⁻¹			金回收率 /%	磨矿细度 /%
	原 矿	尾 矿	精 矿		
1*	4.07	0.36	102.72	91.48	64.30
2*	4.37	0.33	94.98	92.77	69.90

表 1-6 流程考察样检验结果(长春黄金研究院)

项 目	金含量/g·t ⁻¹		金回收率 */%	金含量/g·t ⁻¹	
	原矿*	尾矿*		原矿	尾矿
单体、暴露连生金	3.41	0.14	95.9	3.10	0.14
碳酸盐包裹金	0.046	0.043	6.5	0.04	0.04
硫化物包裹金	1.07	0.069	93.6	0.34	0.06
硅酸盐包裹金	0.17	0.17	0	0.12	0.10
合 计	4.696	0.422	91	3.60	0.34

注：*样是经过磨样处理的。

由于目前对硅酸盐包裹金无任何有效回收手段，因此由表 1-6 可见，对尾矿中金含量偏高贡献最大的因素就是单体、暴露连生金的含量。由于尾矿样是经过磨样处理的，尽管难以说明尾矿中金含量偏高是因为浮选药剂对单体、暴露连生金捕收能力不够，但从单体、暴露连生金的回收情况来看，适度提高磨矿细度还是有利于金的回收的。

为了进一步探索尾矿中金的分布情况,对选厂 1#系列生产尾矿进行了取样,并对尾矿样进行了筛析。对筛析样进行化验,结果见表 1-7。

表 1-7 金浮选尾矿筛析结果

粒 级/mm	产率/%	品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	金分布率/%
+0.20	4.38	0.50	5.20
-0.20+0.13	14.30	0.36	12.22
-0.13+0.097	17.73	0.55	23.16
-0.097+0.074	4.95	0.79	9.29
-0.074	58.64	0.36	50.13
合 计	100.00	0.42	100.00

从表 1-7 数据可见,金在 $-0.13+0.097\text{mm}$ 和 -0.074mm 中分别损失 23.16% 和 50.13%,其它粒级中金损失次之, $-0.20+0.13\text{mm}$ 、 $-0.097+0.074\text{mm}$ 损失接近,因此减少尾矿中金的损失,主要是要加强 -0.13mm 粒级金的回收。

1.6 论文研究思路

目前,金矿提取的主要技术方法有重选法、浮选法、混汞法、氰化法、堆浸法。随着科技的进步,各种提金技术也在不断改进和发展,同时新技术不断涌现。

随着金矿资源的日趋贫杂,越来越多的矿山重视浮选工艺的富集作用。在科研生产的促进下,新的浮选设备、药剂、层出不穷。单一工艺已不适合技术发展的要求,联合工艺是发展的趋势。如重选—浮选流程,浮选—氰化流程,氰化—浮选,以及重选(浮选)—炭浸工艺均在国内外黄金矿山推广应用。

我国很大一部分金矿是采用浮选法提取金,但随着金矿品位的不断下降和矿石性质的复杂化,如何采用浮选的方法,使金矿资源中的金得到最大程度的综合回收,成为浮选研究中的重要内容之一。因此,寻找新型、高效金矿石捕收剂和开发研究新的金浮选工艺具有重要意义。

由于金具有亲硫与铁的性质,在原生矿床中,金常与黄铁矿、黄铜矿、砷黄铁矿等硫化物共生,其中黄铁矿是最常见的载金矿物,浮选矿石中的金,实际就是选别含金黄铁矿及部分呈游离态的自然金或其它含金矿物^[13, 46]。

根据福建省双旗山金矿实际矿石的性质研究资料分析可知,该金矿属含金黄铁石英脉石型金矿,矿石中金矿物嵌布粒度细小,并常以不同形状充填于黄铁矿、石英的裂隙、间隙中,或包裹于黄铁矿以及其它硫化矿晶体中。为使

间隙金、裂隙金最大限度解离，使脉石中金部分解离，寻找适宜的磨矿细度尤为重要。现场生产中尾矿金的损失说明要加强 -0.13mm 粒级金的回收。为使解离金及部分包裹金随载体矿物一起得以良好富集，试验拟通过寻找一种高效捕收剂或高效组合捕收剂，并应用多段加药来强化载金矿物的浮选。

第二章 矿样、药剂、仪器设备及研究方法

2.1 试验样品及制备

2.1.1 纯矿物试验矿样

试验所用的黄铁矿(FeS_2)取自福建省双旗山金矿,经手工挑选得黄铁矿富矿块,将其碎矿和磨矿,采用重选、磁选、电选提纯后,磨制成-0.088mm 的矿样,用 1%盐酸清洗后,再用蒸馏水反复清洗,阴干后贮瓶备用。黄铁矿经化验分析其纯度为 91.84%,其主要元素组成分析见表 2-1。

表 2-1 黄铁矿主要元素分析结果表, %

元素	Fe	S	Au
含量 (%)	42.86	49.09	13.38 (g/t)

2.1.2 实际矿石试验矿样

实际矿石试验矿样由福建省双旗山金矿提供,其试样性质见本论文的文献综述及实际矿石试验部分。

2.2 试验药剂

试验所用的主要药剂如表 2-2 所示。

表 2-2 主要试验药剂一览表

药剂种类	药剂名称	纯 度	生产厂家
捕收剂	QF	工业品	某选矿药剂厂
	丁基钠黄药	工业纯	株洲选矿药剂厂
	丁胺钠黑药	工业品	铁选岭矿药剂厂
pH 调整剂	碳酸钠(Na_2CO_3)	分析纯	广东西陇化工厂
	盐酸 (HCL)	分析纯	南昌洪都试剂化工厂
起泡剂	2#油	工业纯	铁岭选矿药剂厂

2.3 试验用仪器设备

试验使用的主要仪器设备见表 2-3。

表 2-3 主要试验仪器设备一览表

仪器设备名称	规格型号	用 途
超声波清洗器	KQ—80TDE	清洗纯矿物表面
充气挂槽式浮选机	XFGC—80	纯矿物试验
机械搅拌式浮选机	XFD	实际矿石试验
台式酸度计	PH211A	测量 PH 值
锥形球磨机	XMQ—240×90	磨矿
紫外/可见光分光光度计	752	测药剂吸附量
红外光谱测定仪	AVATAR370FT-IR	测矿物红外光谱
电热鼓风箱	101-4	烘样

2.4 研究方法

2.4.1 纯矿物浮选试验

纯矿物浮选试验在 XFGC—80 挂槽式浮选机中进行, 浮选机械搅拌转速 1850r/min。每次称取 5.0g 矿样, 先放入 80ml 烧杯中, 然后加入 15ml 蒸馏水, 经 KQ—80TDE 型超声波清洗机清洗表面 5 分钟后澄清, 倒去上面悬浮液, 用相应 pH 值的缓冲溶液(用蒸馏水配制)冲入 50ml 浮选槽中浮选, 起泡剂用量为 20mg/L, 按图 2-1 所示的流程调浆、加药、浮选, 在浮选前测定矿浆 pH 值, 浮选时间为 4 分钟。浮选结束后将所得产品过滤、烘干称重并计算回收率。纯矿物浮选回收率 R 判据为:

$$R = \frac{m_1}{(m_1 + m_2)} \times 100\%$$

式中 m_1 , m_2 分别为泡沫产品和槽内产品质量。

2.4.2 实验室实际矿石试验

实际矿石是按小型试验步骤进行试验, 每次取矿样 1kg。在浓度为 65% 条件下磨矿后, 在 XFD 型 3000ml 的单槽式浮选机中进行浮选, 试验用水为自来水。浮选产品分别过滤烘干称重, 送化验中心化验品位后计算回收率。试验首先考察药剂的作用性能, 确定最佳药剂制度, 然后进行相应的闭路试验, 确定最佳流程结构。

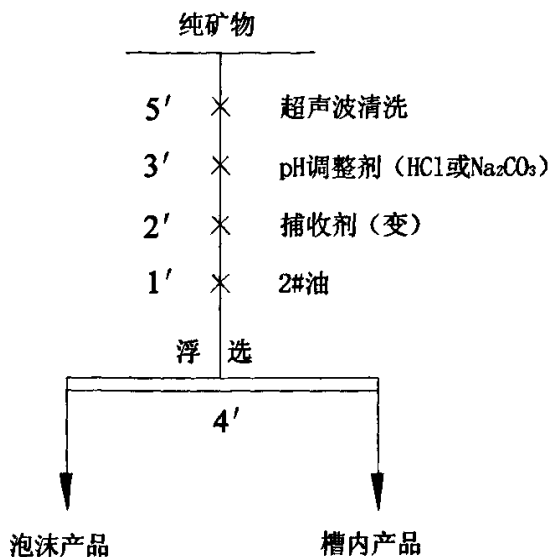


图 2-1 纯矿物试验流程图

2.4.3 捕收剂的吸附量的测定

采用紫外可见光谱仪测量残余捕收剂的吸光度，然后利用标准曲线计算相应的残余捕收剂浓度，再根据原始浓度计算捕收剂在矿物表面的吸附量。吸附量计算公式为：

$$\Gamma = \frac{(C_0 - C) \times V}{m \times A}$$

式中： Γ —矿物表面捕收剂吸附量， $\text{mg} \cdot \text{m}^{-2}$

C_0 —捕收剂的初始浓度， $\text{mg} \cdot \text{L}^{-1}$

C —与矿物作用后捕收剂的残余浓度， $\text{mg} \cdot \text{L}^{-1}$

V —溶液体积，L

A —矿物比表面积， $\text{m}^2 \cdot \text{g}^{-1}$

m —矿物质量，g

2.4.4 红外光谱测定

矿物与药剂的红外光谱测定是将矿物用研钵磨细至2微米，在一定的pH缓冲溶液下，加入一定的矿物与药剂，充分搅拌矿物与药剂作用完全。静置15min，滴滤，然后加入一定的该种pH缓冲溶液洗涤矿物2~3次，真空干燥。取少量试样加入KBr中进行研磨、压片制样，样品放入AVATAR370FT-IR型红外光谱仪中，进行检测。

第三章 纯矿物浮选试验研究

本章主要目的是考察捕收剂的种类及配方,以便找到一种高效、高选择性的药剂制度强化金的浮选,使金的回收率和品位得到提高。根据这一目的,主要研究了 QF、丁黄药、丁胺黑药、QF+丁黄药、丁黄药+丁胺黑药等五种捕收剂或捕收剂组合对载金黄铁矿的捕收性能的差异,纯矿物浮选试验流程见图 2-1。所有的纯矿物试验用水都是使用蒸馏水。

3.1 捕收剂浮选性能试验

3.1.1 QF 浮选性能试验

(1) QF 用量对矿物可浮性的影响

图 3-1 为 pH=9 时 QF 用量与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知,随 QF 用量的增加,黄铁矿的回收率也逐渐增加。当 QF 用量达到 20mg/L 时,黄铁矿的回收率增加幅度较小,基本达到饱和。

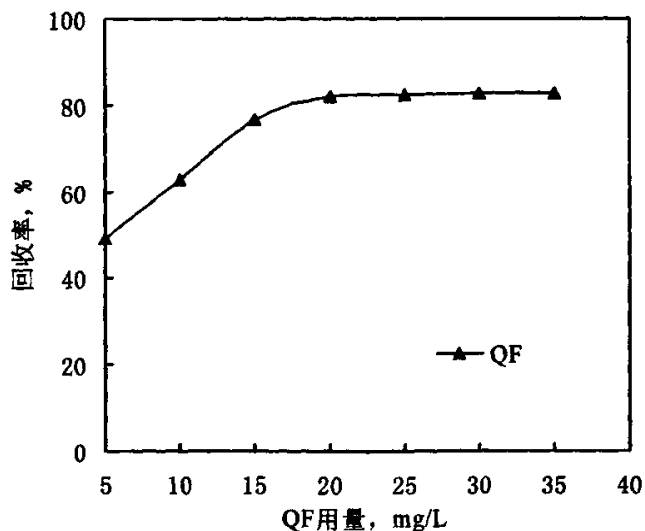


图 3-1 QF 用量对黄铁矿可浮性的影响

2[#]油: 20mg/L; pH 值为 9

(2) pH 值对矿物可浮性的影响

图 3-2 为 QF 用量取 20mg/L 时, pH 值变化与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知,在 pH 值从 4~7 的范围内,随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐

增大；在 pH 值从 7~12 的范围内，随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐减小，特别是当 pH 大于 9 以后回收率下降的趋势特别快，当 pH 值为 12 时，黄铁矿的回收率只有 26.25%。

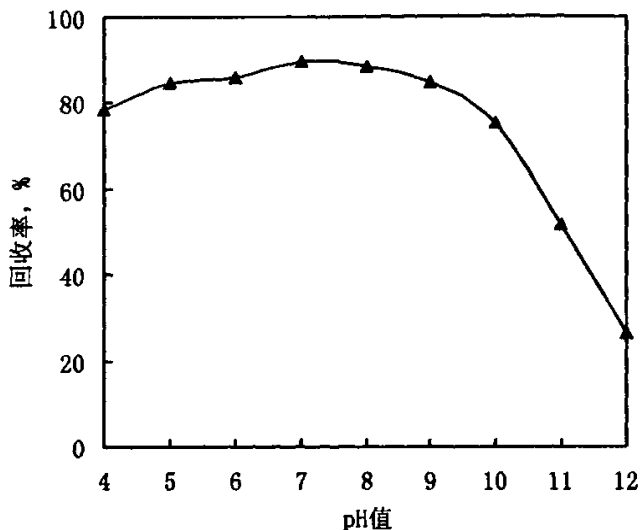


图 3-2 pH值变化对矿物可浮性的影响
QF: 20mg/L; 2#油: 20mg/L

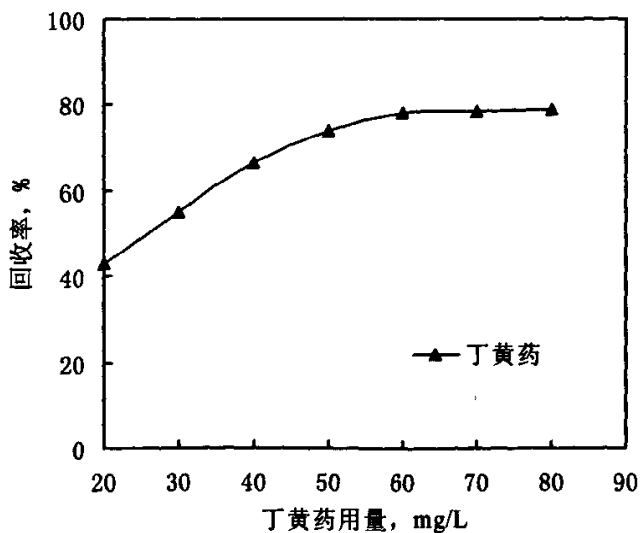


图 3-3 丁黄药用量对黄铁矿可浮性的影响
2#油: 20mg/L; pH值为 9

3.1.2 丁黄药浮选性能试验

(1) 丁黄药用量对矿物可浮性的影响

图 3-3 为 pH=9 时丁黄药用量与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知, 随丁黄药用量的增加, 黄铁矿的回收率也在增加, 但当丁黄药用量在 20~60mg/L 范围内时, 黄铁矿的回收率随丁黄药用量的增加增幅较大; 而当丁黄药用量达到 60mg/L 以后, 黄铁矿的回收率随丁黄药用量的增加增幅很小, 几乎不变。

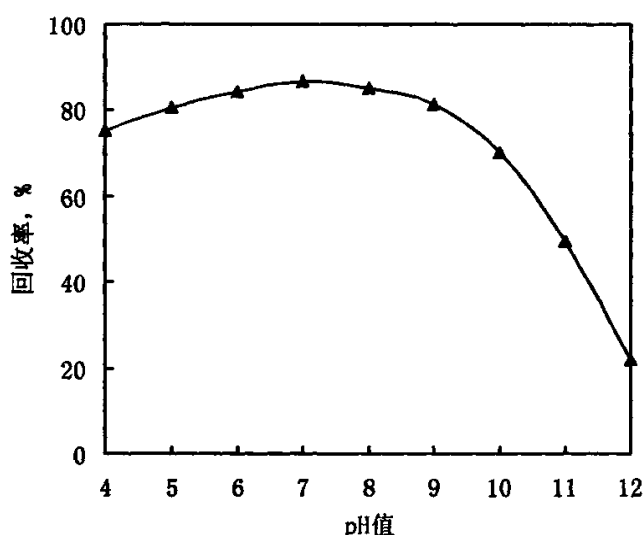


图 3-4 pH 值变化对矿物可浮性的影响
丁黄药: 60mg/L; 2#油: 20mg/L

(2) pH 值对矿物可浮性的影响

图 3-4 为丁黄药用量取 60mg/L 时, pH 值变化与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知, 在 pH 值从 4~7 的范围内, 随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐增大; 在 pH 值从 7~12 的范围内, 随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐减小, 特别是当 pH 大于 9 以后回收率下降的趋势特别快, 当 pH 值为 12 时, 黄铁矿的回收率只有 21.80%。

3.1.3 丁胺黑药浮选性能试验

(1) 丁胺黑药用量对矿物可浮性的影响

图 3-5 为 pH=9 时丁胺黑药用量与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知, 随着丁胺黑药用量的增加, 黄铁矿的回收率也逐渐增加。当丁胺黑药用量达到 30mg/L 时, 黄铁矿的回收率增加幅度较小, 基本达到饱和。

从图 3-1、图 3-3、图 3-5 对比我们可以得到, 无论是哪一种捕收剂, 矿物的可浮性都是随着其用量的增大而增强, 但是当捕收剂用量达到某一值以后,

矿物的回收率的增加较小, 几乎没什么变化; 在相同 pH 值时, 使用 QF 矿物的回收率最高, 其次是丁胺黑药, 回收率最低的为丁黄药。

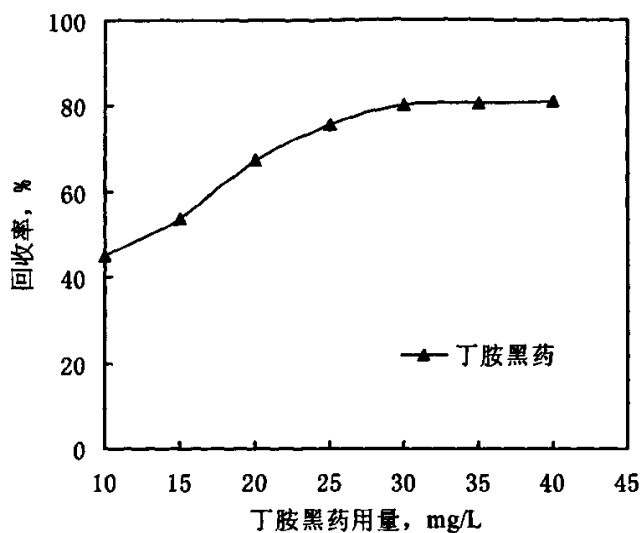


图 3-5 丁胺黑药用量对黄铁矿可浮性的影响

2#油: 20mg/L; pH值为9

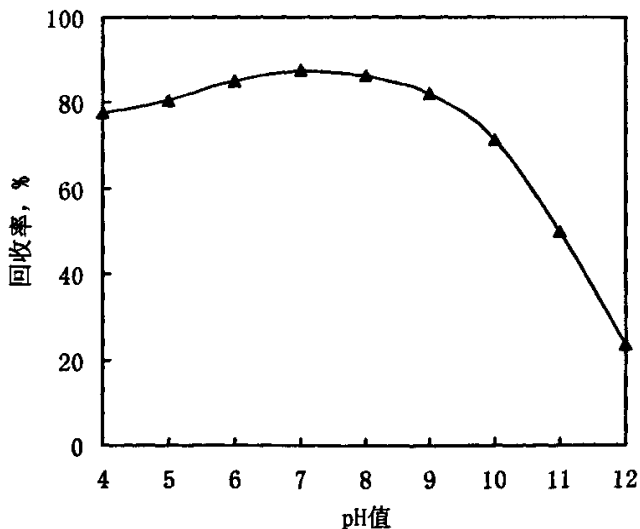


图 3-6 pH值变化对矿物可浮性的影响

丁胺黑药: 30mg/L; 2#油: 20mg/L

(2) pH 值对矿物可浮性的影响

图 3-6 为丁胺黑药用量取 30mg/L 时, pH 值变化与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知, 在 pH 值从 4~7 的范围内, 随着 pH 值的增大矿物的浮选回

收率逐渐增大；在 pH 值从 7~12 的范围内，随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐减小，特别是当 pH 大于 9 以后回收率下降的趋势特别快，当 pH 值为 12 时，黄铁矿的回收率只有 23.41%。

从图 3-2、图 3-4、图 3-6 我们可以得到，无论是对于哪一种捕收剂，在 pH 值从 7~12 的范围内，随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率都是呈逐渐减小的趋势，特别是当 pH 大于 9 以后回收率下降的趋势特别快，因此，矿物浮选的合适 pH 值应该为 7 左右，也就是在自然 pH 值下进行浮选。

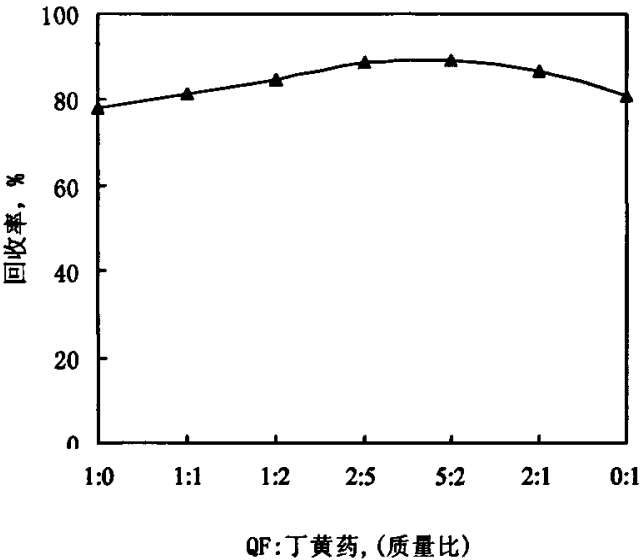


图 3-7 矿物可浮性与组合捕收剂用量配比关系图

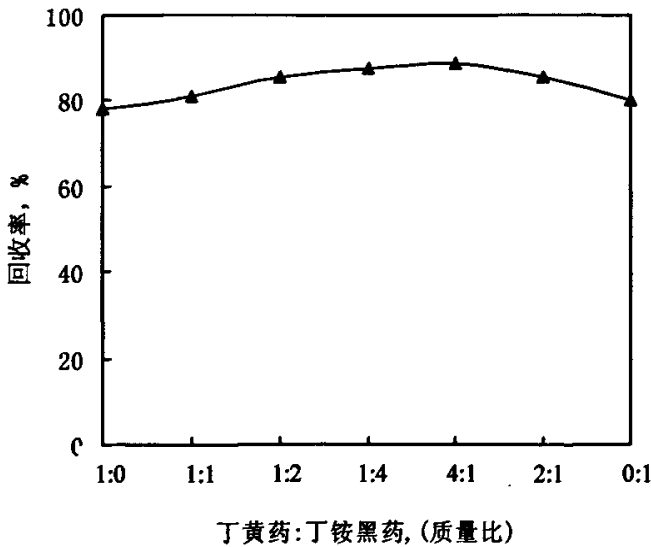


图 3-8 矿物可浮性与组合捕收剂用量配比关系图

3.2 组合捕收剂浮选性能试验

很多浮选剂，特别是捕收剂，单独使用时效果不太理想，但当某些药剂按一定比例组合使用后，出现的效果不是简单的加和效果，而是增效效果，即 $1+1>2$ 的效果。

3.2.1 QF+丁黄药浮选性能试验

图 3-7 是 pH=9 时(Na_2CO_3 调节)，组合药剂 QF+丁黄药用量与矿物回收率的关系曲线。由图可知，QF 与丁黄药组合使用要比单用 QF 和单用丁黄药效果都好，虽然当 QF:丁黄药=5:2 时，矿物回收率比其比例为 2:5 时要稍高一些，但考虑 QF 的价格比较昂贵，所以组合药剂的比例取 QF:丁黄药=2:5 最合适。

3.2.2 丁黄药+丁铵黑药浮选性能试验

本试验采用丁黄药+丁铵黑药进行浮选研究。图 3-8 是 pH=9 时(Na_2CO_3 调节)，组合药剂用量与矿物回收率的关系曲线。由图可知，丁黄药与丁铵黑药组合要比单用丁黄药和丁铵黑药的效果都好，合适比例为丁基黄药:丁铵黑药=4:1。

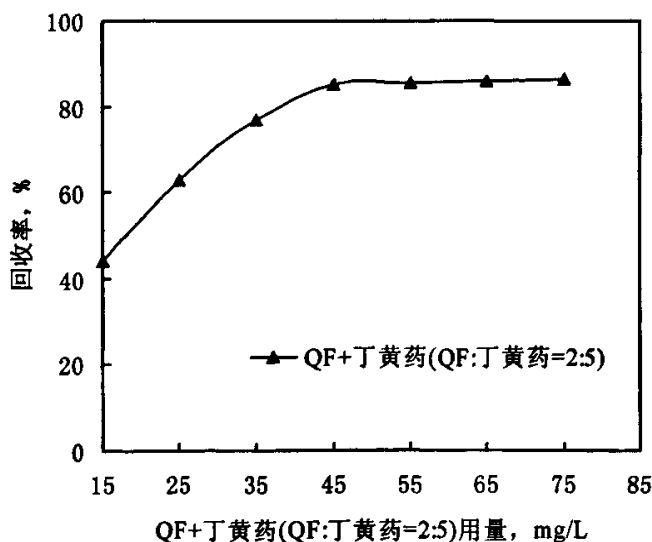


图 3-9 QF+丁黄药 (QF: 丁黄药=2:5) 用量对黄铁矿可浮性的影响; 2[#]油: 20mg/L; pH值为9

3.2.3 组合药剂用量对矿物可浮性的影响

(1) QF+丁黄药(QF:丁黄药=2:5)用量对矿物可浮性的影响

图 3-9 为 pH=9 时 QF+丁黄药(QF:丁黄药=2:5)用量与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知,随 QF+丁黄药用量的增加,黄铁矿的回收率也在增加,但当 QF+丁黄药用量在 15~45mg/L 范围内时,黄铁矿的回收率随 QF+丁黄药用量的增加增幅较大;而当 QF+丁黄药用量达到 45mg/L 以后,黄铁矿的回收率随丁黄药用量的增加增幅很小,几乎不变,故选择 QF+丁黄药(QF:丁黄药=2:5)总用量为 45mg/L。

(2) 丁黄药+丁胺黑药(丁黄药:丁胺黑药=4:1)用量对矿物可浮性的影响

图 3-10 为 pH=9 时丁黄药+丁胺黑药(丁黄药:丁胺黑药=4:1)用量与黄铁矿浮选回收率的关系曲线。由图可知,随丁黄药+丁胺黑药用量的增加,黄铁矿的回收率也在增加,但当丁黄药+丁胺黑药用量在 35~75mg/L 范围内时,黄铁矿的回收率随丁黄药+丁胺黑药用量的增加增幅较大;而当丁黄药+丁胺黑药用量达到 75mg/L 以后,黄铁矿的回收率随丁黄药用量的增加增幅很小,几乎不变,故最终选择丁黄药+丁胺黑药(丁黄药:丁胺黑药=4:1)用量为 75mg/L。

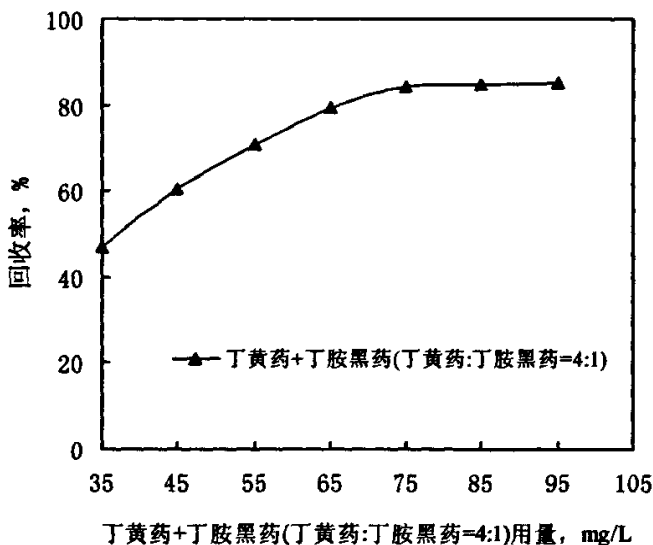


图 3-10 丁黄药+丁胺黑药(丁黄药:丁胺黑药=4:1)
用量对黄铁矿可浮性的影响
2'油: 20mg/L; pH值为 9

3.2.4 pH 值对矿物可浮性的影响

图 3-11 是固定 QF+丁黄药(QF:丁黄药=2:5)用量为 45mg/L 时, pH 值的变化

对矿物可浮性的影响的曲线图。图 3-12 是固定丁黄药+丁胺黑药(丁黄药:丁胺黑药=4:1)用量为 75mg/L 时, pH 值的变化对矿物可浮性的影响的曲线图。从这两个图我们可以看出, 在 pH 值从 4~7 的范围内, 随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐增大; 在 pH 值从 7~12 的范围内, 随着 pH 值的增大矿物的浮选回收率逐渐减小, 特别是当 pH 大于 9 以后回收率下降的趋势特别快, 因此, 矿物浮选的合适 pH 值应该为 7 左右, 也就是在自然 pH 值下进行浮选。

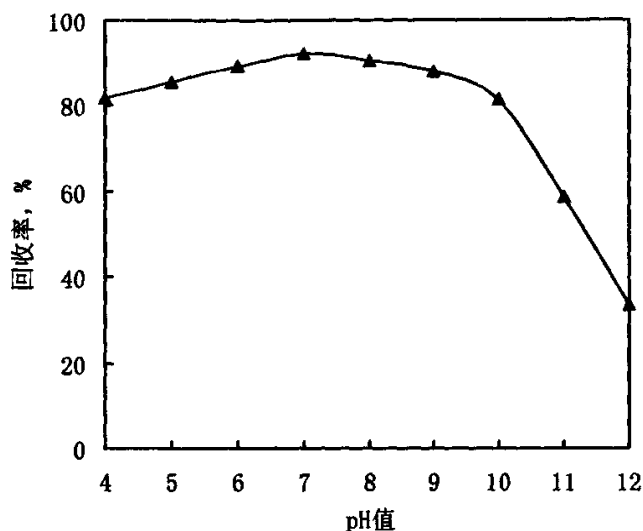


图 3-11 pH值变化对矿物可浮性的影响
QF+丁黄药: 45mg/l (QF: 丁黄药=2: 5)

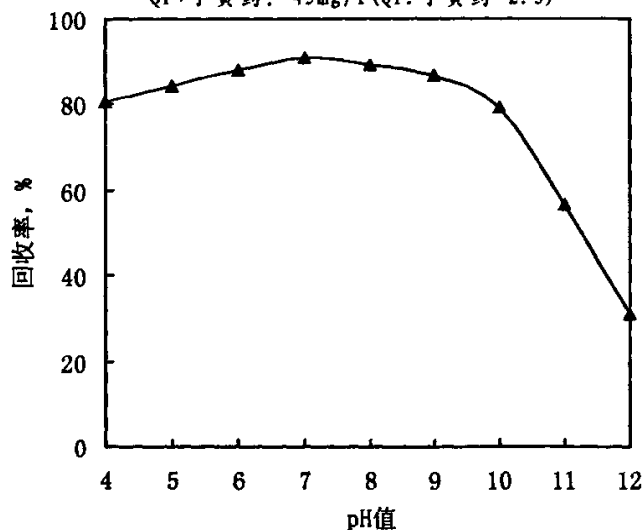


图 3-12 pH值变化对矿物可浮性的影响
丁黄药+丁胺黑药: 75mg/l (丁黄药: 丁胺黑药=4: 1)

3.3 本章小结

(1) 所用的几种捕收剂对含金黄铁矿的捕收能力的强弱依次为 QF、丁胺黑药、丁黄药，而且随着它们用量的增加，矿物的上浮率都提高。

(2) QF+丁黄药与丁黄药+丁胺黑药两种组合药剂的使用比单独使用其中任何一种捕收剂的效果都要好，强化了药剂的适应性和捕收能力，起到了 1+1>2 的效果。

(3) 该纯矿物浮选合适 pH 值应该为 7 左右，也就是指在自然 pH 值下进行浮选是比较合适的。

第四章 实际矿石浮选试验研究

福建省双旗山金矿是一座矿床为少硫化物石英型金矿床，黄铁矿为金的主要载体矿物的金矿。目前该矿选矿厂采用黄药与丁胺黑药作捕收剂浮选黄铁矿回收金的工艺。多年来，该矿经广大干部与职工的共同努力，取得了较好的经济效益，在原矿含金 4.10g/t 的情况下，经选矿可得含金 105g/t，金回收率 94% 左右的金精矿。但自 2004 年以来，选矿指标出现了下滑，突出表现在选矿尾矿品位升高，回收率下降，尽管矿方与选矿厂做了大量工作，但选矿尾矿品位升高，回收率下降的问题仍然未能查清。为此，该金矿委托江西理工大学针对其金矿的矿石性质开展“提高福建双旗山金矿选矿回收率试验研究”，分析该矿选矿厂现生产过程中选矿尾矿品位升高，回收率下降的原因，并探索进一步提高该矿选矿指标的途径，以解决选矿生产的问题。

4.1 实际矿样的矿石性质研究

实际矿样的矿石性质研究见本论文文献综述部分。

4.2 试样的采取及加工

试样取自福建省双旗山金矿选矿厂生产现场，试样总重约 170Kg。

根据对原矿物质组成研究和矿物浮选试验的需要对所取的原矿试样进行了加工，其破碎缩分流程如图 4-1 所示。

4.3 选矿方案论证

根据矿石性质研究资料分析可知，该金矿属含金黄铁石英脉石型金矿，矿石中金矿物嵌布粒度细小，并常以不同形状充填于黄铁矿、石英的裂隙、间隙中，或包裹于黄铁矿以及其它硫化矿晶体中。为使间隙金、裂隙金最大限度解离，使脉石中金部分解离，寻找适宜的磨矿细度尤为重要。现场生产中尾矿金的损失说明要加强 -0.13mm 粒级金的回收。为使解离金及部分包裹金随载体矿物一起得以良好富集，试验采用高效捕收剂混合使用，并应用多段加药来强化载金矿物的浮选。

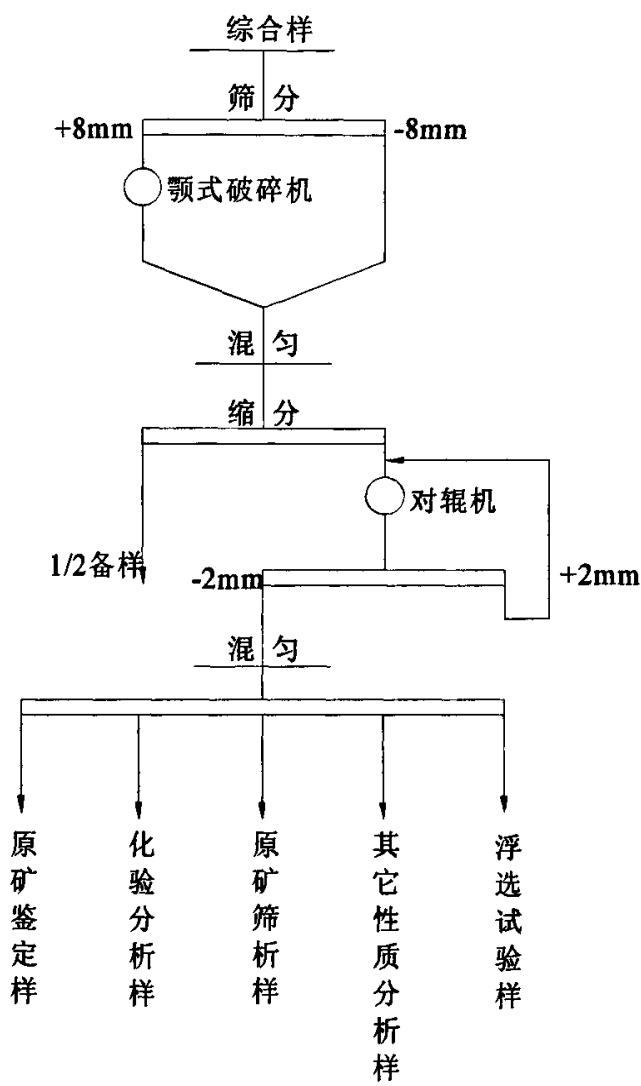


图 4-1 试样加工流程图

针对该矿石性质，选矿方案拟定为采用一种或两种对金捕收能力较强的捕收剂或捕收剂组合，在低碱度条件下，以最大限度的提高金的回收率。

4.4 试验及结果

4.4.1 磨矿曲线试验

试验用矿量 1000g, 磨矿浓度 65%, 磨机型号 XMQ-240×90, 其磨矿曲线如图 4-2 所示, 从磨矿曲线中可以发现, 该矿石属中等硬度矿石。为确保金矿物与金矿物的载体矿物单体解离, 又不产生过多的过粉碎, 必须确定合理的磨矿细度。

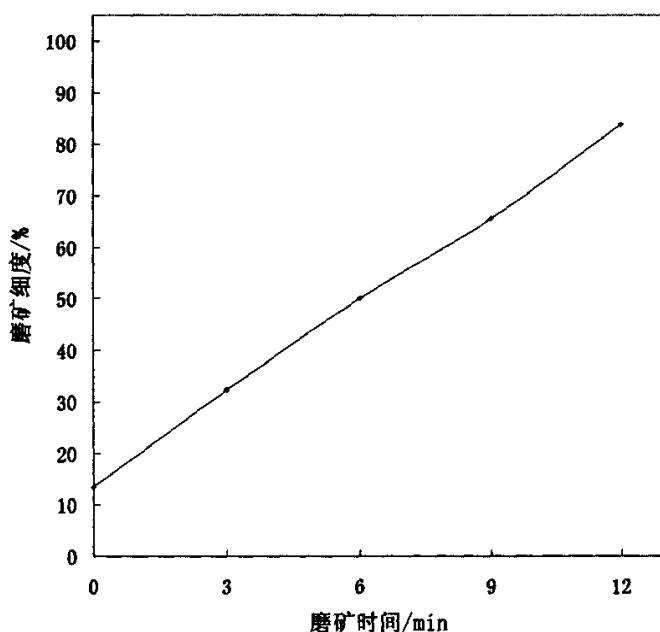


图4-2 磨矿时间与磨矿细度曲线

4.4.2 工艺条件试验

(1) 自然 pH 值条件下捕收剂种类及用量试验

试验首先考察了自然 pH 值条件下 QF、丁黄药、丁胺黑药、QF+丁黄药、丁黄药+丁胺黑药等五种捕收剂和组合捕收剂的用量对金矿物浮选回收率的影响。磨矿细度依据现场的生产数据取-0.074mm 占 65%, 根据图 4-2 可以确定磨矿时间为 9 分钟。捕收剂用量试验流程如图 4-3 所示。

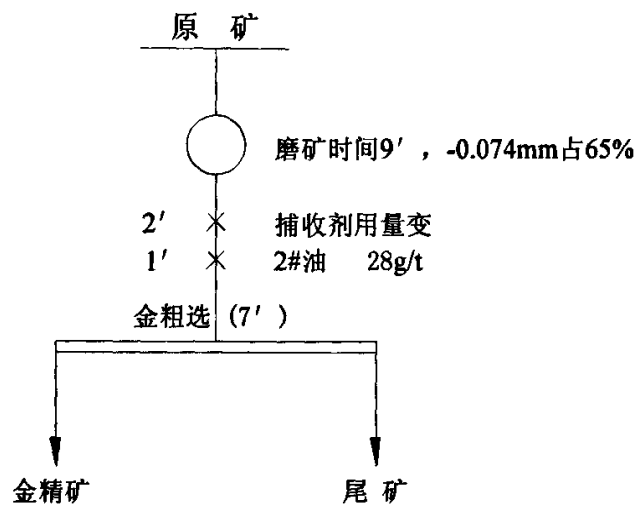


图 4-3 捕收剂用量试验流程图

表 4-1 QF 用量试验结果

QF 用量/gt ⁻¹	产品名称	产率/%	Au 品位/gt ⁻¹	Au 回收率/%
15	金精矿	5.93	39.40	69.80
	尾 矿	94.07	1.08	30.20
	原 矿	100.00	3.35	100.00
25	金精矿	6.52	38.85	79.12
	尾 矿	93.48	0.58	16.88
	原 矿	100.00	3.20	100.00
35	金精矿	7.38	40.12	87.13
	尾 矿	92.62	0.47	12.87
	原 矿	100.00	3.40	100.00
45	金精矿	6.90	41.35	87.56
	尾 矿	93.10	0.44	12.44
	原 矿	100.00	3.26	100.00

(1) QF 用量试验

试验结果见表 4-1。通过试验结果我们可以看出，随着 QF 用量的增加，金的回收率是呈逐渐上升的趋势。当 QF 用量为 45g/t 时，与其用量为 35g/t 相比较，其回收率增幅非常小，故选择 QF 的用量为 35g/t。

(2)丁黄药用量试验

试验结果见表 4-2。通过试验结果我们可以看出，随着丁黄药用量的增加，金的回收率是呈逐渐上升的趋势。当丁黄药用量大于 120g/t 时，其回收率增加的幅度非常小，并且在整个用量范围内，金的回收率都不是很高。综合考虑后选择丁黄药的用量为 120g/t。

表 4-2 丁黄药用量试验结果

丁黄药用量/g·t ⁻¹	产品名称	产率/%	Au 品位/g·t ⁻¹	Au 回收率/%
60	金精矿	5.89	35.26	62.35
	尾 矿	94.11	1.33	37.65
	原 矿	100.00	3.33	100.00
90	金精矿	6.24	36.49	70.08
	尾 矿	93.76	1.04	29.92
	原 矿	100.00	3.25	100.00
120	金精矿	6.72	38.14	80.62
	尾 矿	93.28	0.66	19.38
	原 矿	100.00	3.18	100.00
150	金精矿	6.91	37.86	81.05
	尾 矿	93.09	0.66	18.95
	原 矿	100.00	3.23	100.00

(3)丁胺黑药用量试验

试验结果见表 4-3。由表 4-3 可见，随着丁胺黑药用量的增加，金的回收率也是呈逐渐上升的趋势。丁胺黑药对金的回收效果比丁黄药稍好一些，比 QF 稍差一些。通过试验最终确定丁胺黑药用量为 80g/t。

(4)(QF+丁黄药)组合捕收剂用量试验

表 4-3 丁胺黑药用量试验结果

丁胺黑药用量 /gt ⁻¹	产品名称	产率/%	Au 品位/g·t ⁻¹	Au 回收率/%
40	金精矿	6.09	35.26	64.47
	尾 矿	93.91	1.26	35.53
	原 矿	100.00	3.33	100.00
60	金精矿	6.81	37.12	75.26
	尾 矿	93.19	0.89	24.74
	原 矿	100.00	3.36	100.00
80	金精矿	7.38	39.02	84.75
	尾 矿	92.62	0.56	15.25
	原 矿	100.00	3.40	100.00
100	金精矿	7.05	39.32	84.56
	尾 矿	92.95	0.54	15.44
	原 矿	100.00	3.28	100.00

针对（QF+丁黄药）组合药剂用量试验特点，安排进行了带中心点的 QF 与丁黄药用量 2² 析因试验。试验流程如图 4-4 所示，各因素各水平取值如表 4-4 所示，试验结果如表 4-5 所示。

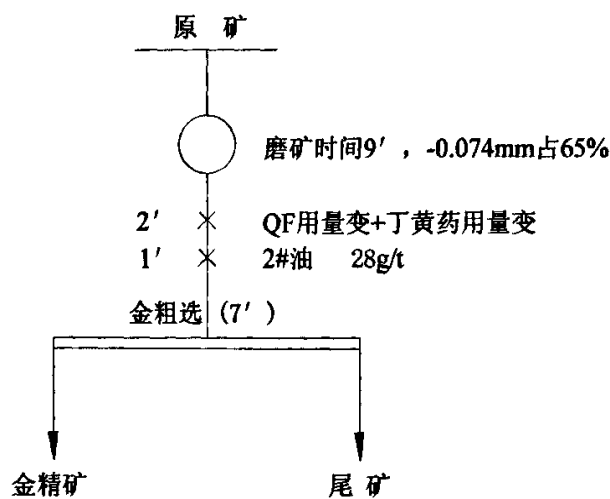


图 4-4 带中心点的 2²析因试验流程图

表 4-4 各因素各水平的取值 /g · t⁻¹

因 素	水平 (-1)	水平 (0)	水平 (+1)
A: QF 用量	28	35	42
B: 丁黄药用量	80	100	120

表 4-5 带中心点的 2² 析因试验结果

试点号	因素 列号 水平	因素			Au 品位 /g · t ⁻¹	Au 回收率 /%
		A	B	AB		
		1	2	3		
①		-1	-1	1	43.08	90.93
②		1	-1	-1	39.81	90.28
③		-1	1	-1	48.21	90.43
④		1	1	1	39.63	91.25
⑤		0	0	0	40.47	92.59

表 4-6 效应的计算结果

效 应	Au 品位/g · t ⁻¹	Au 回收率/%
A	-5.925	0.085
B	2.475	0.235
AB	2.655	-0.735
中心效应	-2.213	1.868

由效应的计算结果（表 4-6）可知，从金粗选精矿品位来看，A 因素的效应最为显著，但此处考核粗选精矿中金的回收率更有实际意义，从金粗选精矿中金的回收率结果来看，以中心效应最为显著，因此，可取中心点所代表的各因素用量水平为最佳用量水平。最终我们可以得到：对于（QF+丁黄药）组合药剂，当 QF 取 35g/t，丁黄药取 100g/t 时，金的回收率最高，可达 92.59%。

(5)（丁黄药+丁胺黑药）组合捕收剂用量试验

针对（丁黄药+丁胺黑药）组合药剂用量试验特点，也安排进行了带中心点的丁黄药与丁胺黑药用量 2² 析因试验。试验流程如图 4-5 所示，各因素各水平

取值如表 4-7 所示，试验结果如表 4-8 所示。

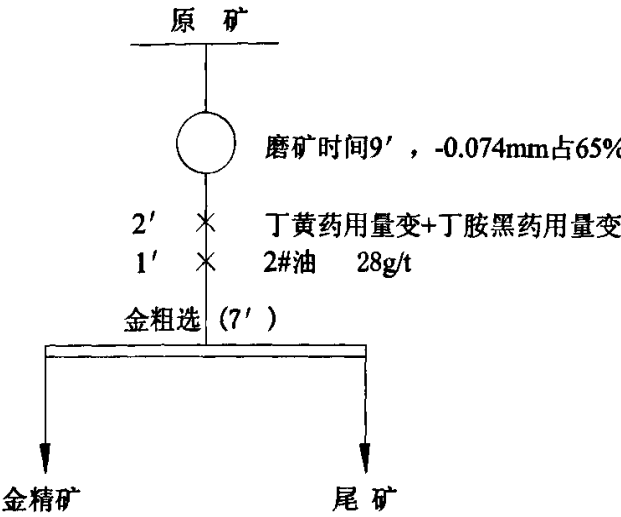


图 4-5 带中心点的 2²析因试验流程图

由效应的计算结果（表 4-9）可知，从金粗选精矿品位来看，A 因素的效应最为显著，同样考核粗选精矿中金的回收率更有实际意义，从金粗选精矿中金的回收率结果来看，以中心效应最为显著，因此，可取中心点所代表的各因素用量水平为最佳用量水平。最终我们可以得到：对于（丁黄药+丁胺黑药）组合药剂，当丁胺黑药取 40g/t，丁黄药取 180g/t 时，金的回收率最高，可达 93.23 %。

表 4-7 各因素各水平的取值 /g·t⁻¹

因 素	水平 (-1)	水平 (0)	水平 (+1)
A: 丁胺黑药用量	30	40	50
B: 丁黄药用量	160	180	200

表 4-8 带中心点的 2²析因试验结果

试点号 试点号	水平	因素			Au 品位 /g · t ⁻¹	Au 回收率 /%
		列号				
		A	B	AB		
		1	2	3		
	①	-1	-1	1	46.05	89.73
	②	1	-1	-1	44.35	91.28
	③	-1	1	-1	45.97	91.76
	④	1	1	1	42.88	92.05
	⑤	0	0	0	45.03	93.23

表 4-9 效应的计算结果

效 应	Au 品位/g · t ⁻¹	Au 回收率/%
A	-2.395	0.920
B	-0.775	1.400
AB	0.695	0.630
中心效应	0.968	2.025

通过这五种捕收剂用量试验研究表明：无论单纯采用 QF、丁黄药，还是采用丁胺黑药，其效果都不如使用（QF+丁黄药）组合药剂和（丁黄药+丁胺黑药）组合药剂。针对该矿石性质，因此我们选择了两种方案进行了开路试验和闭路试验。方案一采用(新型黄金捕收剂 QF+丁黄药)组合捕收剂，方案二采用(丁黄药+丁胺黑药)组合捕收剂。

(2) 矿浆 pH 值条件试验

矿浆 pH 值对黄铁矿的可浮性以及药剂与矿物之间的相互作用影响较大，根据纯矿物试验可知黄铁矿的可浮 pH 值大概在 7 左右，矿浆 pH 值大于 12 后黄铁矿将受到强烈抑制，因此必须确定金矿物及金矿物的载体矿物浮选适宜的矿浆 pH 值。探索性试验结果表明，采用石灰调节矿浆 pH 值，即使在较低的用量水平下，对金矿物及金矿物的载体矿物表现出一定的抑制能力，选用 Na₂CO₃ 作矿浆介质调整剂是适宜的，但必须确定其用量水平，这同样涉及适宜矿浆 pH

值的选择。矿浆 pH 值的条件试验流程如图 4-6 所示，试验结果见表 4-10 所示。

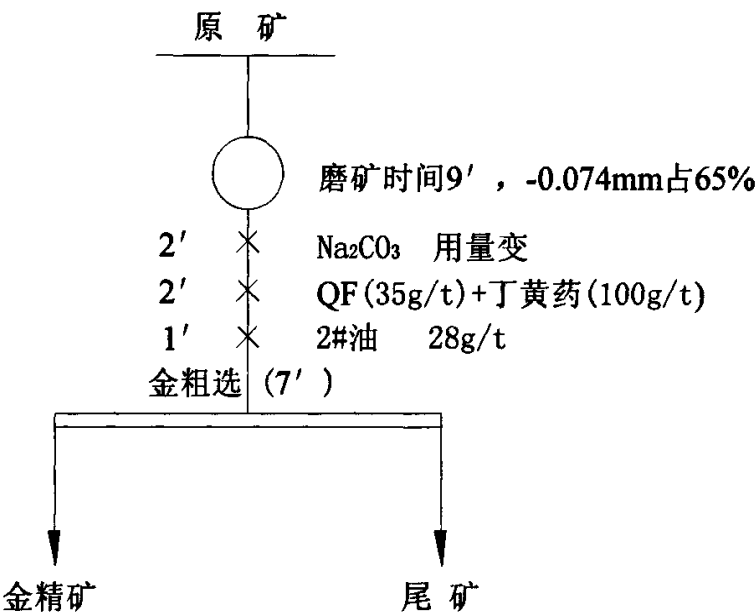


图 4-6 金粗选矿浆 PH 值试验流程图

表 4-10 金粗选矿浆 pH 值试验结果					
Na ₂ CO ₃ 用量 /g·t ⁻¹	矿浆pH	产品名称	产率/%	Au 品位 /g·t ⁻¹	Au 回收率 /%
0	7.5	金精矿	6.91	44.22	91.88
		尾 矿	93.09	0.29	8.12
		原 矿	100.00	3.33	100.00
1000	8.5	金精矿	4.58	64.10	90.31
		尾 矿	95.42	0.33	9.69
		原 矿	100.00	3.25	100.00
2000	9.0	金精矿	3.93	71.08	88.44
		尾 矿	96.07	0.38	11.56
		原 矿	100.00	3.16	100.00

3000	10.0	金精矿	3.59	73.00	82.16
		尾 矿	96.41	0.59	17.84
		原 矿	100.00	3.19	100.00

从表 4-10 的试验结果看，随 Na_2CO_3 用量增大，矿浆 pH 值升高，浮选金粗精矿品位升高，但回收率明显下降，尤其是在矿浆 pH 值大于 9 以后，金矿物（或载金矿物）得到强烈抑制，因此从金回收率方面考虑，试验采用原浆浮选，即不加 Na_2CO_3 进行浮选的技术方案。

（3）磨矿细度试验

在 QF 用量为 35g/t，丁黄药用量为 100g/t，2[#]油用量 28g/t 的条件下，考察了磨矿细度对浮选指标的影响。其试验结果如表 4-11 所示。

表 4-11 磨矿细度试验结果

磨矿细度	产品名称	产率/%	Au 品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	Au 回收率/%
-74 μm 占 60%	金精矿	6.88	46.35	91.70
	尾 矿	93.12	0.31	8.30
	原 矿	100.00	3.48	100.00
-74 μm 占 65%	金精矿	7.68	44.10	92.91
	尾 矿	92.32	0.28	7.09
	原 矿	100.00	3.65	100.00
-74 μm 占 70%	金精矿	7.79	41.68	93.12
	尾 矿	92.21	0.26	6.88
	原 矿	100.00	3.49	100.00
-74 μm 占 75%	金精矿	7.83	40.79	91.79
	尾 矿	92.17	0.31	8.21
	原 矿	100.00	3.48	100.00

试验结果表明，随磨矿细度 -74 μm 含量水平升高，金回收率有所升高，同时金粗精矿品位有所下降，这可能是因为磨矿越细，碳酸盐和其它矿物容易夹带上浮所致，但磨得太细，大量的矿泥又会影响金矿物的回收，因此磨矿细度取 -74 μm 含量在 65%~70% 水平是较适宜的。

4.4.3 工艺流程试验

1、开路流程试验

(1)采用（QF+丁黄药）组合捕收剂的开路流程试验

根据条件试验所确定各工艺条件，进行了开路流程试验，其流程图如图 4-7

所示，试验结果如表 4-12 所示。

(2)采用（丁黄药+丁胺黑药）组合捕收剂的开路流程试验

根据条件试验所确定各工艺条件，进行了开路流程试验，开路流程如图 4-8 所示，试验结果见表 4-13。

2、闭路流程试验

(1)采用（QF+丁黄药）组合捕收剂的闭路流程试验

在开路流程试验的基础上，进行了闭路流程试验。试验流程如图 4-9 所示，试验结果见表 4-14，数质量流程见图 4-10。

(2)采用（丁黄药+丁胺黑药）组合捕收剂的闭路流程试验

在开路流程试验的基础上，进行了闭路试验，其试验流程及工艺条件如图 4-11 所示，数质量流程见图 4-12，试验结果如表 4-15 所示。

表 4-12 采用（QF+丁黄药）组合捕收剂开路流程试验结果

产品名称	产 率/%	Au 品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	Au 回收率/%
金 精 矿 K_{Au}	3.05	103.64	89.12
金精 I 尾矿 N_1	2.34	2.76	1.82
金精 II 尾矿 N_2	1.12	4.56	1.44
金扫选精矿 N_3	1.71	3.42	1.65
尾 矿	91.78	0.23	5.95
原 矿	100.00	3.55	100.00

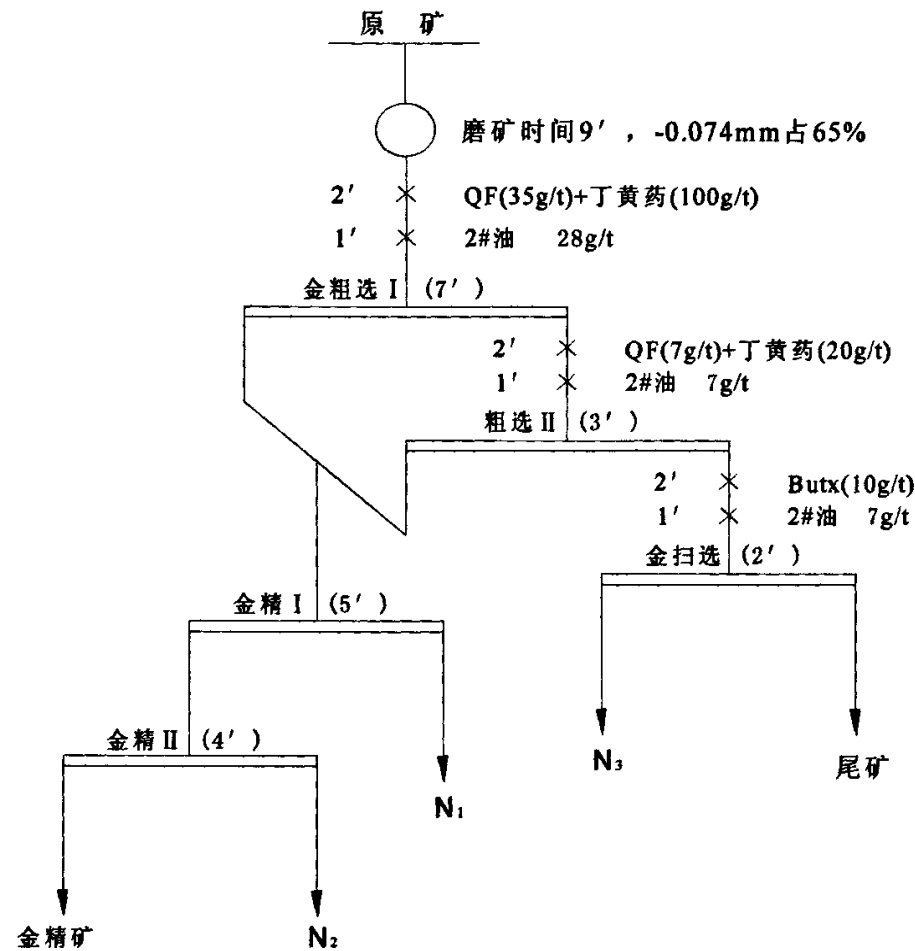


图 4-7 (QF+丁黄药) 组合捕收剂的开路流程图

表 4-13 采用 (丁胺黑药+丁黄药) 组合捕收剂开路流程试验结果

产品名称	产 率/%	Au 品位/g · t ⁻¹	Au 回收率/%
金 精 矿 K _{Au}	3.50	90.98	89.83
金精 I 尾矿 N ₁	3.70	1.67	1.75
金精 II 尾矿 N ₂	2.02	2.21	1.26
金扫选精矿 N ₃	1.38	3.50	1.36
尾 矿	89.40	0.23	5.80
原 矿	100.00	3.54	100.00

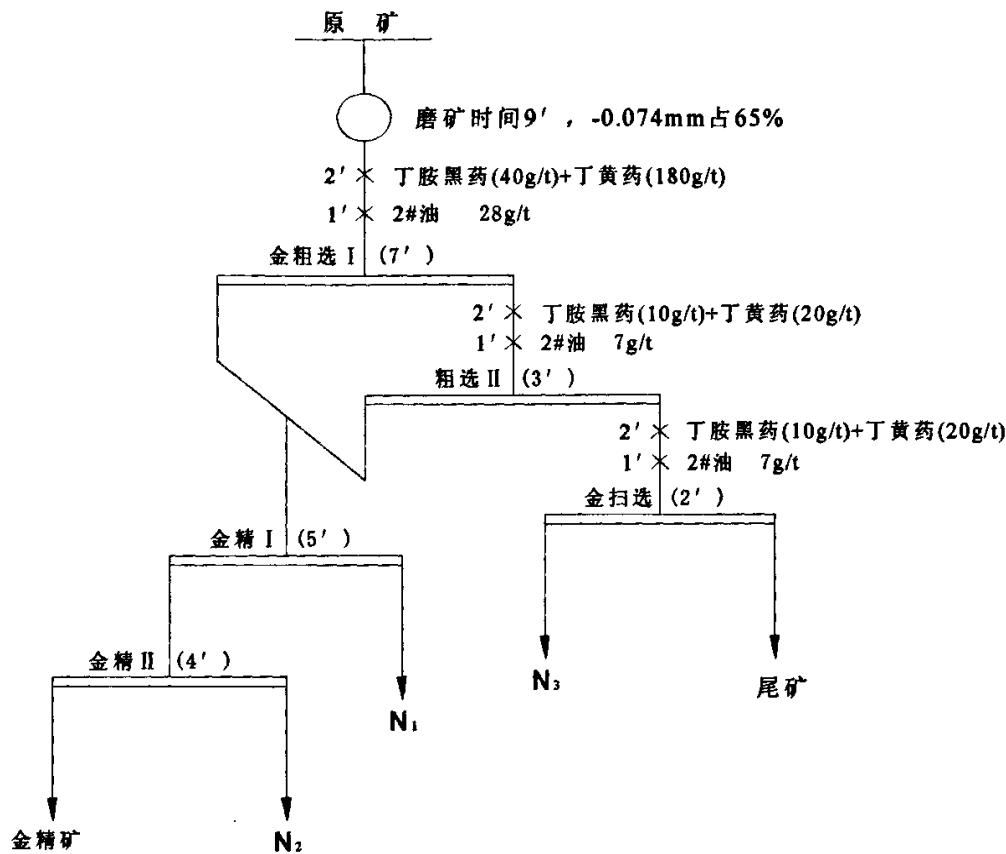


图 4-8 采用（丁胺黑药+丁黄药）组合捕收剂的开路流程图

表 4-14 采用（QF+丁黄药）组合捕收剂闭路试验结果表

产品名称	产 率/%	Au 品位/g · t ⁻¹	Au 回收率/%
金 精 矿 K _{Au}	3.57	101.95	94.02
尾 矿	96.43	0.24	5.98
原 矿	100.00	3.87	100.00

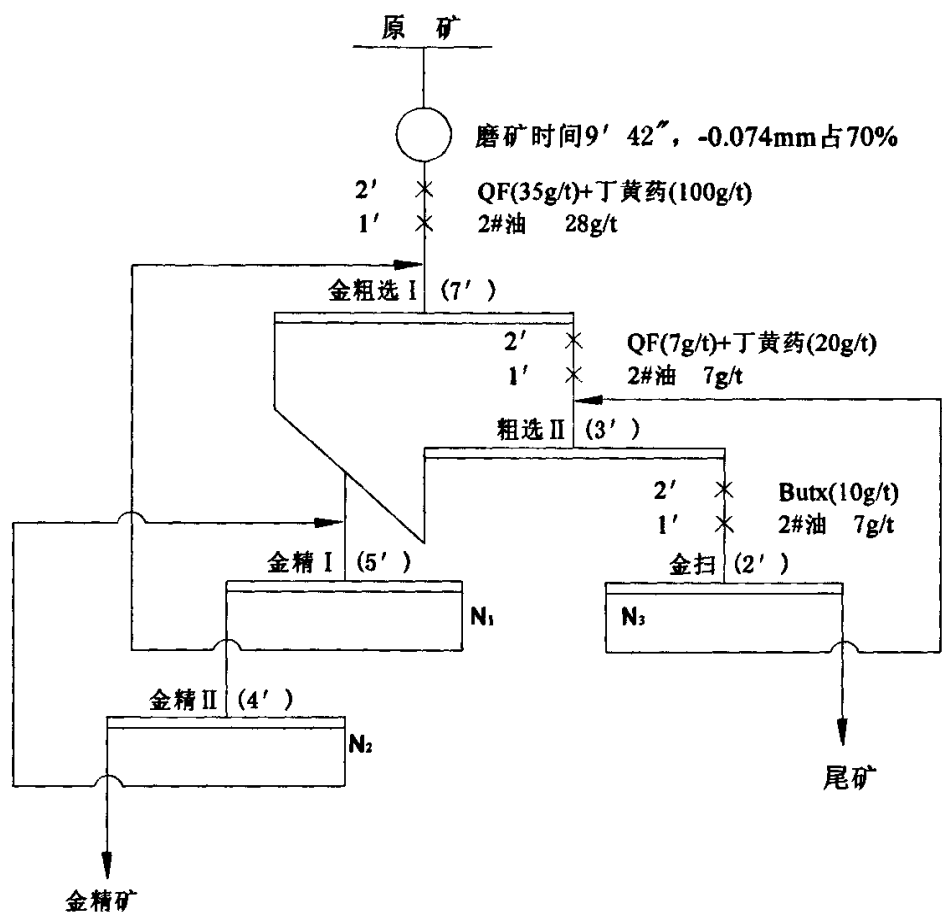


图 4-9 采用（QF+丁黄药）组合捕收剂闭路试验流程图

表 4-15 采用（丁胺黑药+丁黄药）组合捕收剂闭路试验结果表

产品名称	产 率/%	Au 品位/g · t ⁻¹	Au 回收率/%
金 精 矿 K _{Au}	3.77	95.67	93.75
尾 矿	96.23	0.25	6.25
原 矿	100.00	3.85	100.00

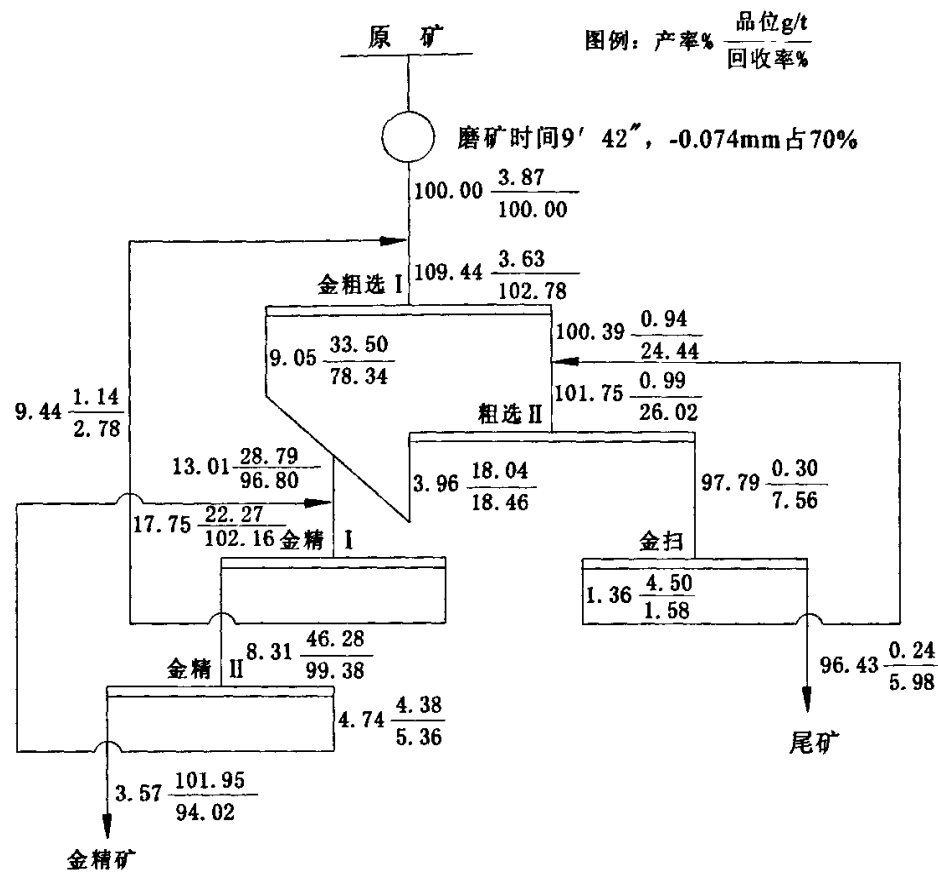


图 4-10 采用 (QF+丁黄药) 组合捕收剂闭路流程试验
结果数质量流程图

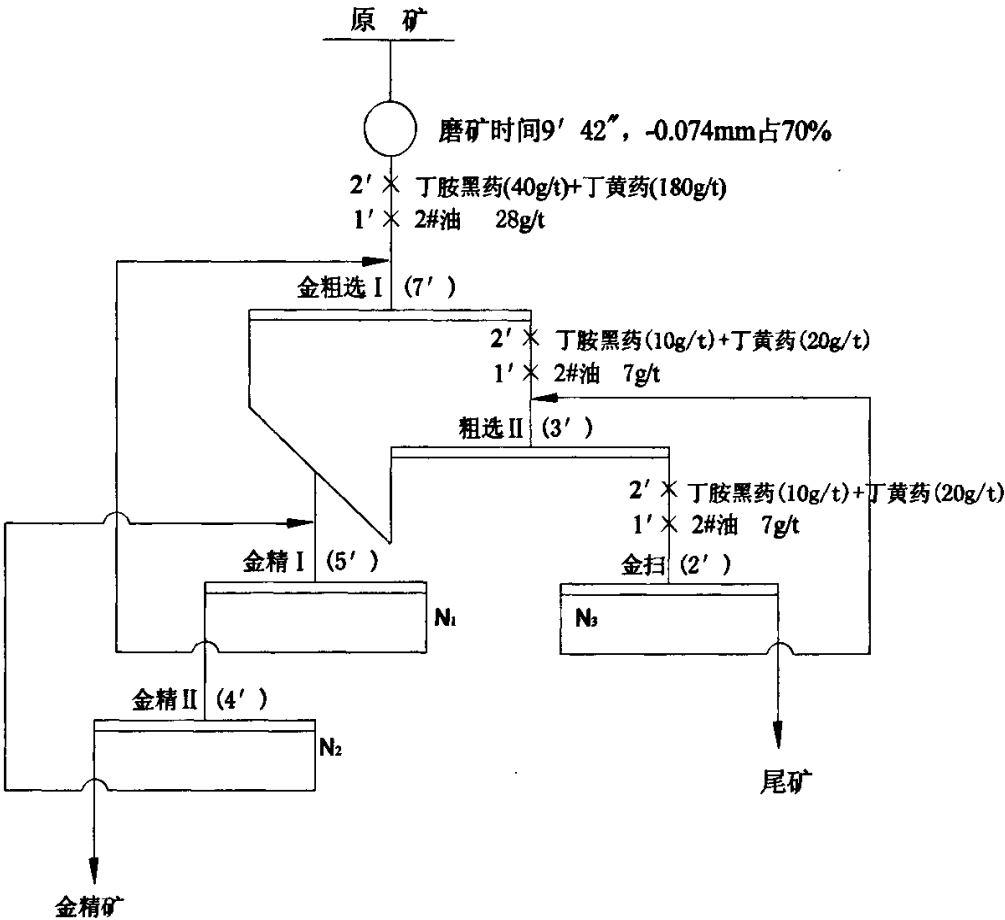


图 4-12 采用（丁胺黑药+丁黄药）组合捕收剂闭路试验流程图

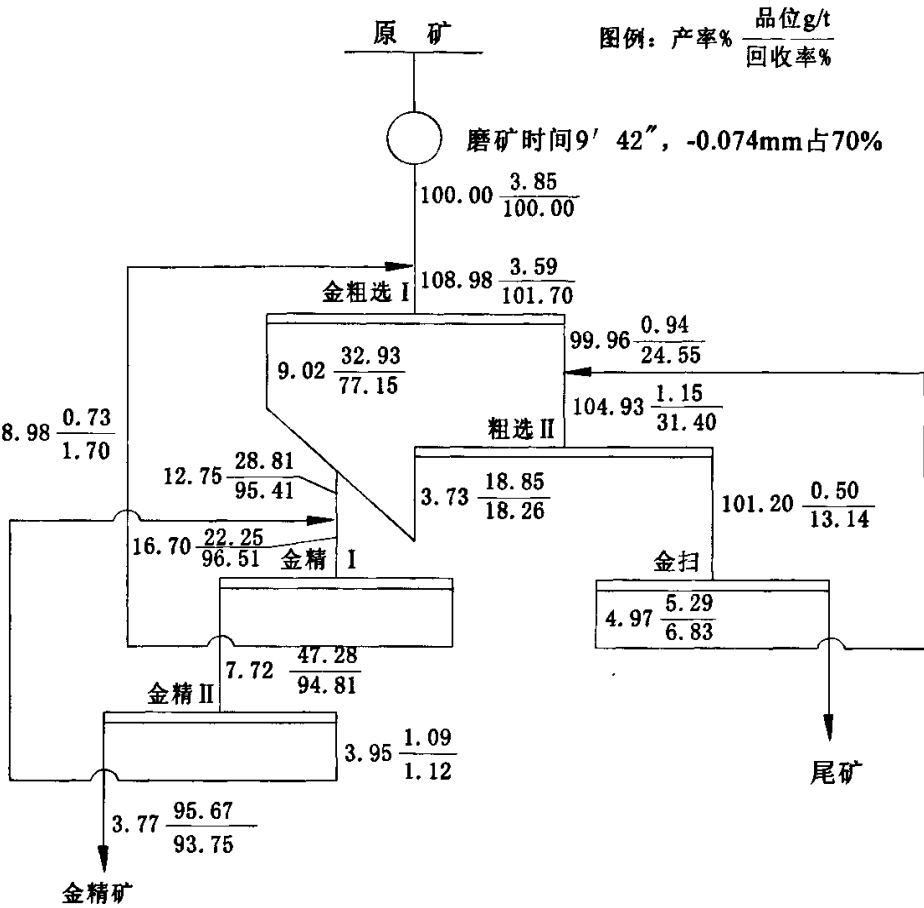


图 4-12 采用（丁胺黑药+丁黄药）组合捕收剂闭路流程试验结果数质量流程图

4.4.4 工业试验

双旗山金矿选矿厂日处理矿石 250t，分 1#、2#两个系列，其中 1#系列日处理矿石 180t，2#系列日处理矿石 70t，两系列内部流程结构一致。考虑到本次工业试验的目的及实际条件，跟厂方协商后决定在选厂磨浮车间 1#系列开展，工业试验的流程图见图 4-13（原生产现场工艺流程图见图 1-1），与小型闭路试验流程图相比，图 4-13 增加了一次扫选，这主要是为了保证金的回收率。

本次工业试验从 2005 年 8 月 1 日开始准备，8 月 11 日~12 日开始调试，8 月 13 日夜班（0:00~8:00）起正式试验，至 8 月 23 日中班（16:00~24:00）停止，期间历时 11 天。试验期间，在双旗山金矿选矿厂领导的关怀下，在试验领导小组的直接领导和组织下，双旗山金矿选矿厂和江西理工大学的试验人员共同努力，紧密配合，团结协作，克服了许多困难，终于完成了试验任务。

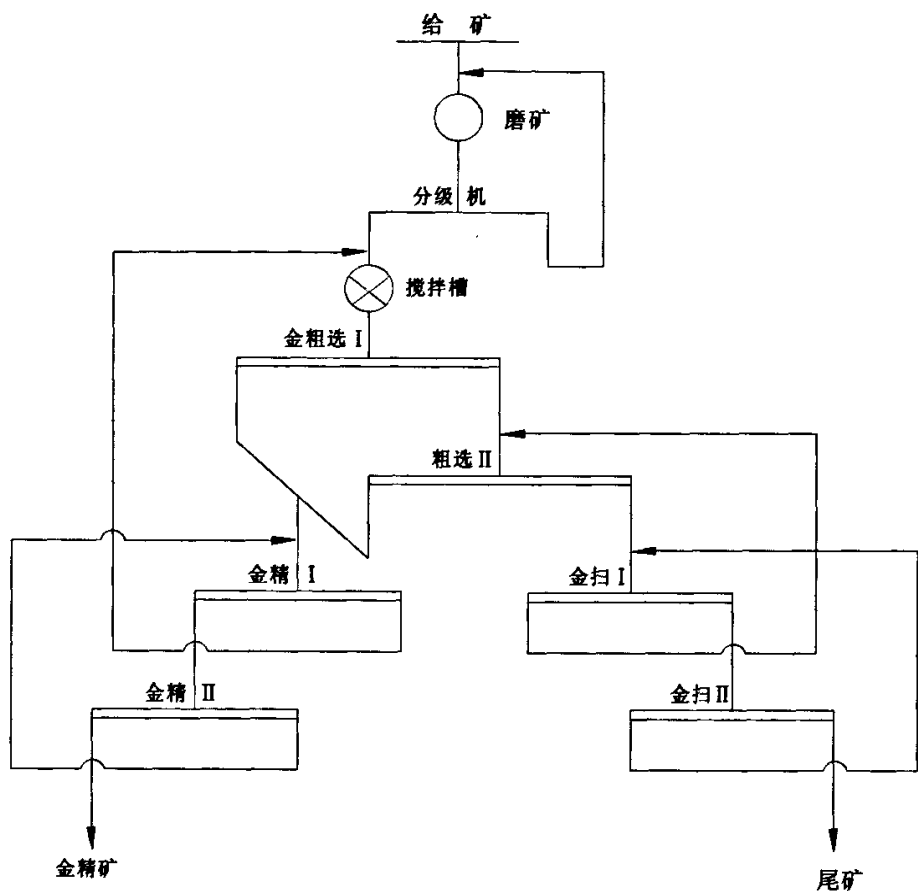


图 4-13 1#系列工业试验工艺流程图

1、工艺条件

(1)药剂用量及加药点

药剂用量及加药点列于表 4-16。

表 4-16 工业试验加药点及药剂量 (1#系列)

药剂	加药点	药剂量	
		流量(ml/min)	用量(g/t)
QF+丁黄药 (QF:丁黄药=2:5)	金粗选一	550~800	100~140
	金粗选二	100~150	20~25
	金扫选一	50~100	10~15
	金扫选二	25	5
2#油	金粗选一	10~15	20~30

金粗选二	5	10
金扫选一	5	10
金扫选二	2.5	5

(2)浮选作业浓度

各浮选作业矿浆浓度列于表 4-17, 浮选给矿浓度为 23.5~26%, 磨矿细度为 $-74\mu\text{m}$ 含量占 65~70%。

表 4-17 各浮选作业矿浆浓度 (1#系列)

作业	矿浆浓度
金粗选一	31.0
金粗选二	25.0
金精选一	30.0
金精选二	35.5
金扫选一	24.5
金扫选二	22.0

2、试验结果

由于受时间限制, 本次试验只运行了 11 天, 正式试验从 2005 年 8 月 13 日夜班开始到 8 月 23 日中班结束, 扣除因停水、检修设备等开车不足 4 小时的班次, 实际有效班次为 30 个。工业试验期间新工艺的生产调试统计指标见表 4-18。

生产现场调试统计指标表明: 对原有 1#系列生产流程进行改造后, 获得的金精矿品位稳定, 金的回收率达到 93.18%, 达到了工业试验目标。

表 4-18 生产调试统计指标 (1#系列) 与生产应用统计指标 (1#、2#系列)

时 间	生产调试统计指标		生产应用统计指标	
	2005-8-13~2005-8-23		2005-8-25~2006-2-25	
原矿	重量(t)	1725	45682	
	金品位(g/t)	3.89	3.97	
	金属量(g)	6710.25	181357.54	
金精矿	重量(t)	62.36	1632.18	

尾矿	金品位(g/t)	100.26	104.28
	金属量(g)	6252.61	170204.05
	重量(t)	1662.64	44049.82
	金品位(g/t)	0.28	0.25
	金属量(g)	457.64	11153.49
	金回收率(%)	93.18	93.85

为了使新工艺能在双旗山金矿发挥最大的效用,也为了解决新工艺在工业试验期间发现的一些问题,使新工艺能最好地服务于生产并最大限度地转化为生产力,江西理工大学、福建双旗山金矿通力合作,自2005年8月25日起至2006年2月25日止,采用研究人员跟班、跟踪、考察、指导等多种途径,对生产中存在的问题持续改进,并加强生产过程的监控与管理等有效手段,巩固并进一步完善了新技术。随着现场工人对新技术掌握能力的不断提高,生产指标越来越来好。工业应用以来,经历了半年时间,工艺指标波动较小,生产稳定可靠。2005年8月25日至2006年2月25日的生产统计数据见表4-18。

与选矿厂原生产工艺相比,新技术工艺过程稳定,易于操作,能显著提高金精矿的质量,对金的回收率有一定的提高,对矿石适应性强。

3、经济效益分析

(1)计算依据

- ① 原矿金品位: 3.97g/t
- ② 处理量: 选厂半年处理矿量 45682 吨。
- ③ 价格:

目前金含量 100g/t 以上的金精矿定价为 120 元/克金; 丁胺黑药 15440 元/吨; 丁黄药 7800 元/吨; QF 21000 元/吨; 2#油 6890 元/吨。

④ 指标:

工 艺	产 品	金精矿	
		品位(g/t)	回收率(%)
新工艺		104.28	93.85
原工艺		112.35	92.03
新工艺与原工艺增加幅度		-8.07	+1.82

(注: 原工艺指标以 2005 年度第一季度指标为依据, 新工艺指标则以工业应用期间 2005 年 8 月 25 日至 2006 年 2 月 25 日的生产统计数据为依据)

(2)经济效益的计算

① 新增销售收入

I 采用新工艺半年实现的销售收入

金销售收入： $45682 \times 3.97 \times 93.85\% \times 120 = 20424486$ 元 = 2042.4486 万元

II 若按原工艺生产指标计算得到半年的销售收入

金销售收入： $45682 \times 3.97 \times 92.03\% \times 120 = 20028401$ 元 = 2002.8401 万元

III 由于采用新工艺半年新增销售收入

新增销售收入 = 2042.4486 万元 - 2002.8401 万元 = 39.6085 万元

② 新工艺节省药剂费用

2005 年 8 月 25 日至 2006 年 2 月 25 日工业应用期间新工艺药剂消耗情况为：QF 40g/t (价格 21000 元/吨)，丁黄药 100 g/t (价格 7800 元/吨)，2#油 50g/t (6890 元/吨)，选矿药剂成本为 1.96 元/t · 原矿；若按原工艺进行操作，则药剂消耗情况为：丁胺黑药 100g/t (15840 元/吨)，2#油 70g/t (6890 元/吨)，选矿药剂成本为 2.06 元/t · 原矿。可见，新工艺每吨矿药剂成本下降 0.10 元，期间节省药剂费用： $45682 \text{ t} \cdot \text{原矿} \times 0.10 \text{ 元/t} \cdot \text{原矿} = 4568.20$ 元。

③ 新工艺新增经济效益

因为使用新工艺后的流程与原来流程改变不是很大，其它费用方面没有什么大的变化，所以预算使用新技术每年增加的经济效益为：

每年增加的经济效益 = $(39.6085 + 0.45682) \text{ 万元} \times 2 \approx 80.13$ 万元

通过工业试验结果综合分析可知，该新工艺比较适合双旗山金矿选矿厂，通过经济效益分析可知，使用该新工艺能获得较大的经济效益。

4.5 本章小结

实验室选矿试验研究表明，在试样含 Au: 3.87g/t 的品位下，采用 (QF+丁黄药) 组合捕收剂，在磨矿细度 -74 μm 占 70% 的条件下浮选回收金是有效的，经二粗二精一扫的流程选金，可获得含金 101.95g/t，金回收率 94.02% 的金精矿；在试样含 Au: 3.85g/t 的品位下，采用 (丁胺黑药+丁黄药) 组合捕收剂，在磨矿细度 -74 μm 占 70% 的条件下浮选回收金经同样流程选金，可获得含金 95.67g/t，金回收率 93.75% 的金精矿。

工业试验进一步证明了新工艺适合双旗山金矿的矿石性质，工业试验调试

期间获得的金精矿指标为：品位 100.26g/t，回收率 93.18%；2005 年 8 月 25 日至 2006 年 2 月 25 日工业应用期间获得的金精矿指标为：品位 104.28g/t，回收率 93.85%，与 2005 年第一季度相比金的回收率提高了 1.82%，经预算，每年可新增经济效益 80.13 万元。

通过实验室实际矿石试验和工业试验，进一步表明了（QF+丁黄药）组合捕收剂效果是明显的，且采用 QF+丁黄药作捕收剂时，有用量少，成本低，不怕矿泥的影响，流程简单等优点。说明该工艺具有较大的工业应用价值。

第五章 捕收剂与矿物作用机理研究

混合捕收剂的作用机理有不少人进行了研究,但由于所用药剂不同,矿石品种不同,矿石的成分也因产地而异,到目前为止,尚难找到统一的规律,因此,本章通过紫外分光光度法和红外光谱分析,探讨了 QF 和丁黄药组合用药与矿物的协同作用机理。

5.1 药剂协同作用

捕收剂组合使用的协同效用可定义为:两种或两种以上捕收剂组合后的回收率或分选效率按对应组合比计算得出的加权回收率或加权效率之差值,即组合用药产生的协同效应值,并分别称为回收率协同效应或效率协同效用。差值大于零的称为正协同效应,小于零的则为负协同效应,近于零的为零协同效应。

协同效用的回收率表达式: $\varepsilon_{sv} = \varepsilon - \varepsilon_s$

其中 ε_{sv} ——协同效用值;

ε_s ——两药单独使用时所获回收率值于不同组合比时计算得出的加权平均值, %

协同效用的效率表达式:

$$E_z = \frac{\beta}{\beta_g} \times \frac{\varepsilon}{\varepsilon_g + (\beta_g - \beta) \frac{100 - \varepsilon_g}{\beta_g - \alpha}}$$

式中 E_g ——分选效率, %;

α ——原矿品位, %;

β ——精矿品位, %

ε ——精矿回收率, %;

β_g ——期望精矿品位, %;

ε_g ——期望精矿回收率, %。

在原矿品位和期望指标都固定的条件下,上式可简化为:

$$E_z = \frac{\varepsilon}{-b + \alpha/\beta}$$

a、b 是既定 α 、 β_g 、 ε_g 值规定的常数。 β_g 和 ε_g 是通过矿物工艺学研究得出的，它们近似通常所称的合理品位和合理回收率。参照回收率表达式，可得出以组合比为权数的效率加权平均值 E_s ，该值是对应组合比时试验得出电话效率值的差值，即以效率表示的协同效应值。

故协同效用的效率表达式为：

$$E_{sv} = E_s - E_g$$

其中 ε_{sv} ——协同效用值；

ε_g ——两药单独使用时所获回收率值于不同组合比时计算得出的加权平均值，%

捕收剂组合的作用机理

共吸附机理：典型的共吸附机理是在矿物表面不同的活性区吸附活性不同的捕收剂，如高级黄药与低级黄药的共吸附。

促进吸附机理：即一种药剂的存在可以促进另一种药剂吸附量的提高，甚至产生额外吸附，如氨基酸的存在，可以促进黄药的吸附量增多。黄药的存在也促进了氨基酸的吸附。

电荷补偿机理：即矿物先吸附一种药剂使其表面电性发生变化，以利于另一种药剂的吸附，如阳离子捕收剂在负电性矿物表面吸附后，再吸附其他类型捕收剂。

疏水端接长机理：即一种捕收剂被矿物表面吸附后，另一种捕收剂（多为辅助性的捕收剂）覆盖于其疏水一端，起着接长碳链而增强疏水性的作用，如中性油与离子型捕收剂的组合使用。

功能对应机理：即同时使用两种功能不同的捕收剂以捕收各自适应的矿物，药剂之间不一定产生相互作用，如黄药与油酸钠组合浮选硫化矿和氧化矿混合矿石。

有些组合药剂的作用机理不一定是单一的，有时可能同时具有两种或两种以上作用机理。上述各种机理的共性多是吸附机理，从吸附几何分布加以区分，可以分为穿插吸附和叠层吸附；从吸附的性质加以区分，可以分为物理吸附、化学吸附和物理—化学吸附；从吸附形态加以区分，可以分为离子吸附、分子吸附、离子—分子吸附。

5.2 捕收剂在矿物表面吸附量的测定

硫化矿捕收剂在矿物表面的吸附方式主要有物理吸附和化学吸附。物理吸附和化学吸附的主要区别就是药剂与矿物表面的作用力不同。化学吸附中吸附分子

与矿物表面距离小, 药剂分子与矿物间发生键合的电子关系, 吸附本质上是化学键力, 吸附牢固, 不易解吸, 具有选择性; 而物理吸附为分子键力 (范德华力或静电力), 吸附分子与矿物表面距离较大, 吸附质易于从表面解吸, 选择性较差^[78]。

通过对捕收剂在矿物表面吸附量的测定以及红外光谱图可以判断吸附方式。

研究中采用紫外分光光度法检测矿浆中残余捕收剂浓度, 根据捕收剂初浓度换算出药剂在矿物表面吸附浓度, 再根据测定的矿物的比表面积, 计算出捕收剂在矿物表面的吸附量。通过对组合捕收剂在矿物表面吸附量的测定, 可以了解组合捕收剂在黄铁矿表面的吸附过程。图 5-1 是丁基黄药、(QF+丁黄药) 组合药剂分别在黄铁矿表面的吸附量与其药剂浓度之间的关系曲线。由图 5.1 可知, 随着捕收剂浓度的增加, 黄铁矿表面吸附量均呈线形增加, 但是, 当溶液中有 QF 存在时, 黄铁矿表面吸附量增加幅度较快。通过图 5-1 中两条曲线比较, 加入了 QF 后, 丁基黄药在矿物表面的吸附能力比单独用丁基黄药时的吸附能力强, 这表明, QF 的存在促进了丁基黄药在黄铁矿表面的吸附。

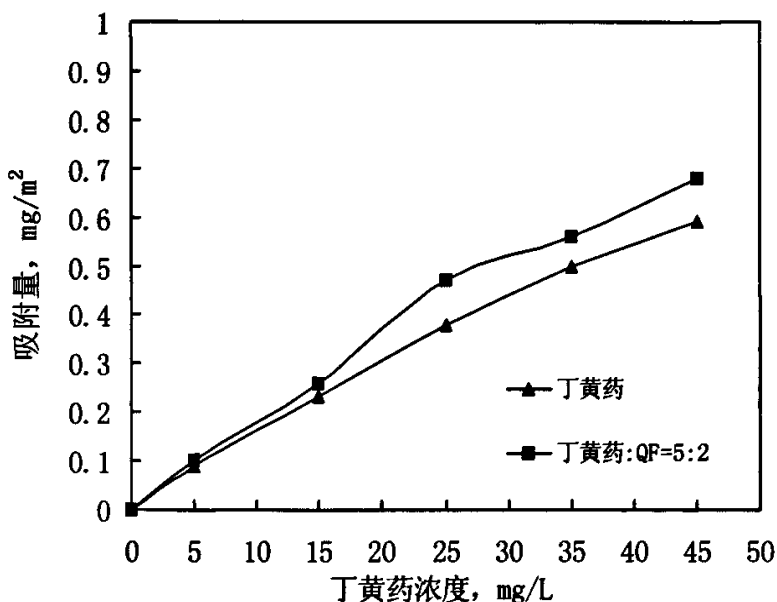


图5-1 自然pH值时捕收剂在矿物表面吸附量与其浓度关系

5.3 捕收剂在矿物表面吸附红外光谱研究

为了判断是物理吸附还是化学吸附, 通过用红外光谱对捕收剂丁基黄药、QF+丁黄药组合药剂、载金黄铁矿等分别作了进一步的检测。图5-2为捕收剂丁基黄药的红外光谱图; 图5-3为捕收剂QF的红外光谱图; 图5-4为清洁的载金黄铁

矿表面红外光谱图；图5-5为捕收剂丁黄药与载金黄铁矿表面作用产物的红外光谱图；图5-6为（QF+丁黄药）组合捕收剂与载金黄铁矿表面作用产物的红外光谱图。

由捕收剂丁黄药的红外光谱图（如图5-2）解析^[79]如下：2961.45 cm^{-1} 处的强吸收峰为甲基的伸缩振动，2933.10 cm^{-1} 处的弱吸收峰是烷烃的亚甲基不对称伸缩振动，C—O—C伸缩振动为1111.30~1191.53 cm^{-1} ；C=S伸缩振动为1063.17 cm^{-1} 。由捕收剂QF的红外光谱图（如图5-3）分析：2967.03 cm^{-1} 为饱和烃基的C—H不对称伸缩振动吸收峰（ CH_3- ）；1721.56 cm^{-1} 为 $\text{CH}_3-\text{CO}-\text{CO}-\text{CH}_3$ 伸缩振动吸收峰；1071.99 cm^{-1} ，1034.02 cm^{-1} 为硫代羰基C=S伸缩振动吸收峰。

由图5-4、图5-5、图5-6可知，黄铁矿与药剂作用前后的红外光谱图明显不同。在黄铁矿与单一药剂丁黄药作用后的图5-5中，出现了波数为1090.00 cm^{-1} 和1029.28 cm^{-1} 的吸收峰，这两个吸收峰的波数属于黄药特征峰的范围，因此表明黄铁矿表面吸附了黄药。而在黄铁矿与组合药剂作用后的图5-6中，1089.28 cm^{-1} 和1033.37 cm^{-1} 吸收峰的波数属于黄药特征峰的范围，2967.76 cm^{-1} 吸收峰的波数属于QF特征峰的范围。这表明在黄铁矿表面既有黄药吸附，也有QF吸附，它们的吸附属于化学吸附，同时在矿物表面也产生了共吸附。矿物表面是一个不均匀的表面，某些区域浮选活性好，能与捕收能力弱的捕收剂作用，而另一些浮选活性不好，必须选用捕收能力强的药剂才能作用。这样选用一种捕收能力强而选择性弱，另一种捕收能力弱而选择性好的药剂混用，就产生了协同作用，有利于矿物表面均衡地与药剂作用，从而提高选矿指标。

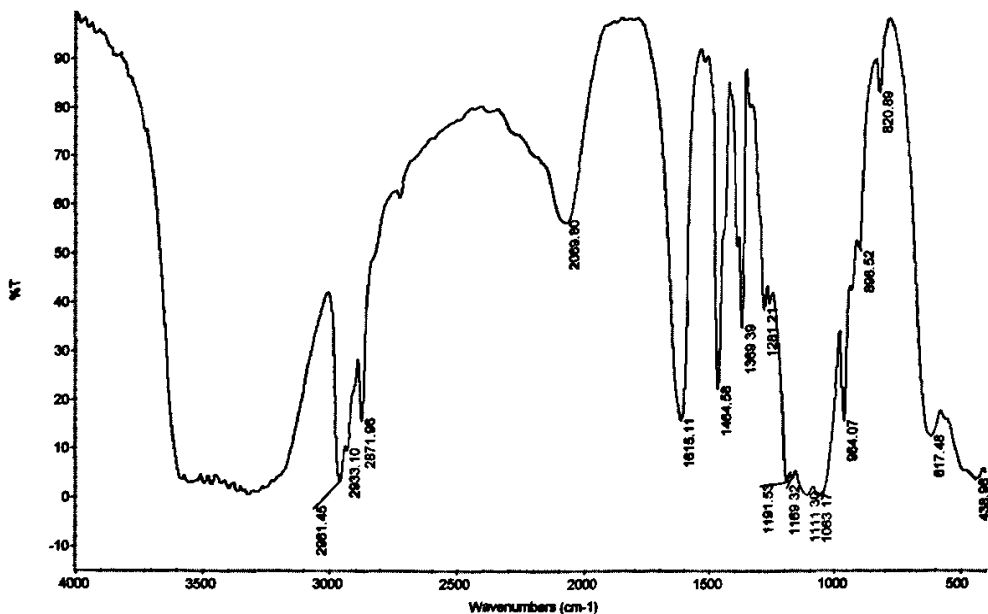


图5-2 捕收剂丁黄药的红外光谱图

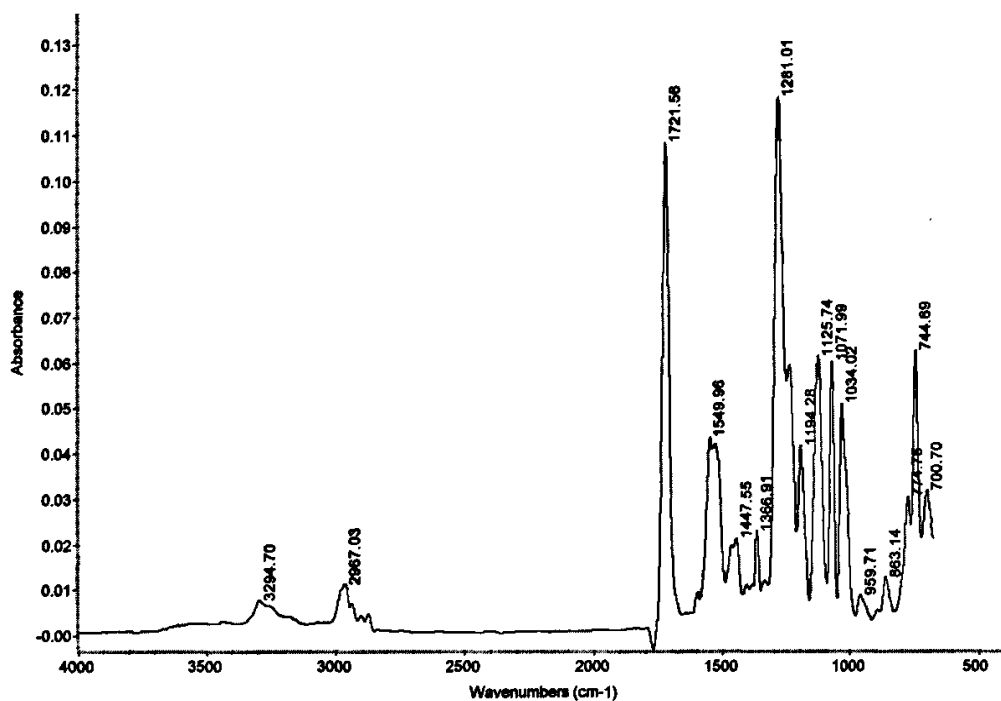


图5-3 捕收剂QF的红外光谱图

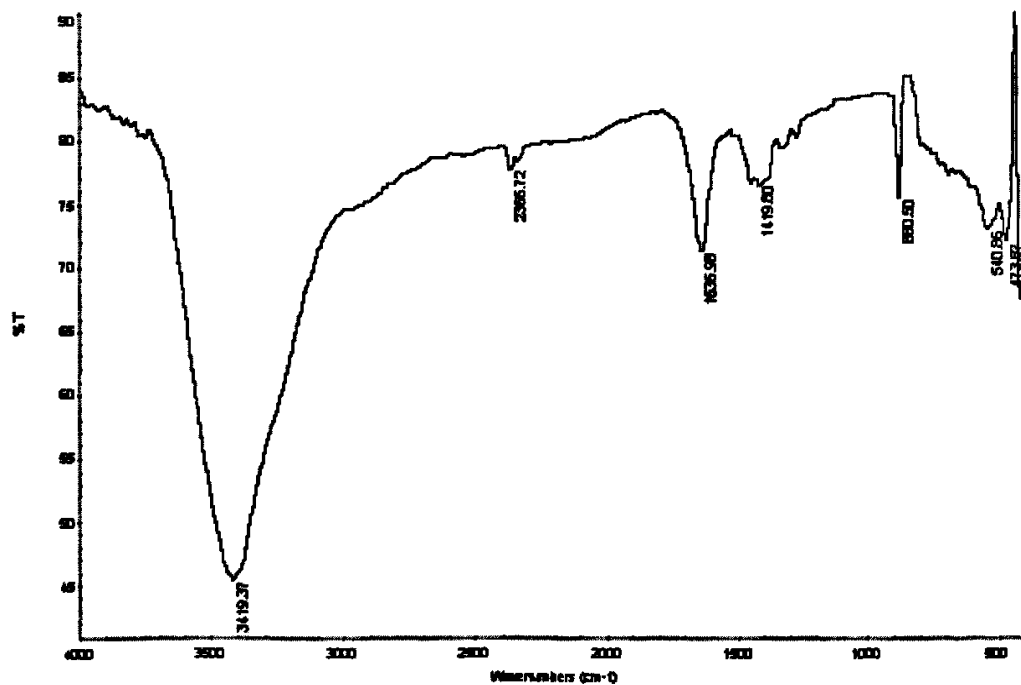


图 5-4 清洁的载金黄铁矿表面红外光谱图

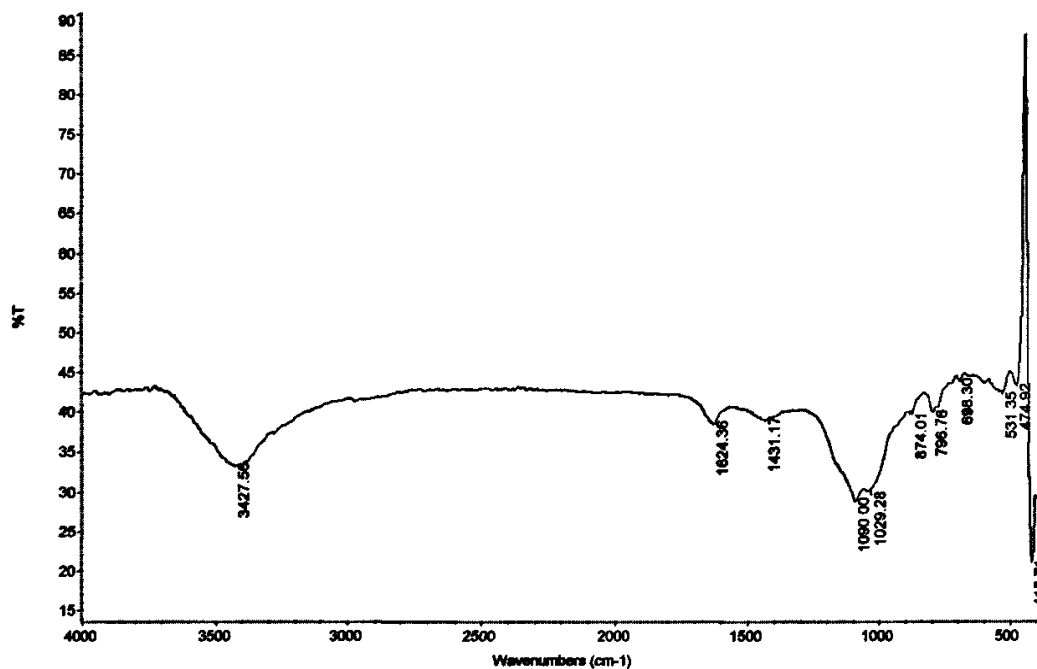


图 5-5 捕收剂丁黄药与载金黄铁矿表面作用产物的红外光谱图

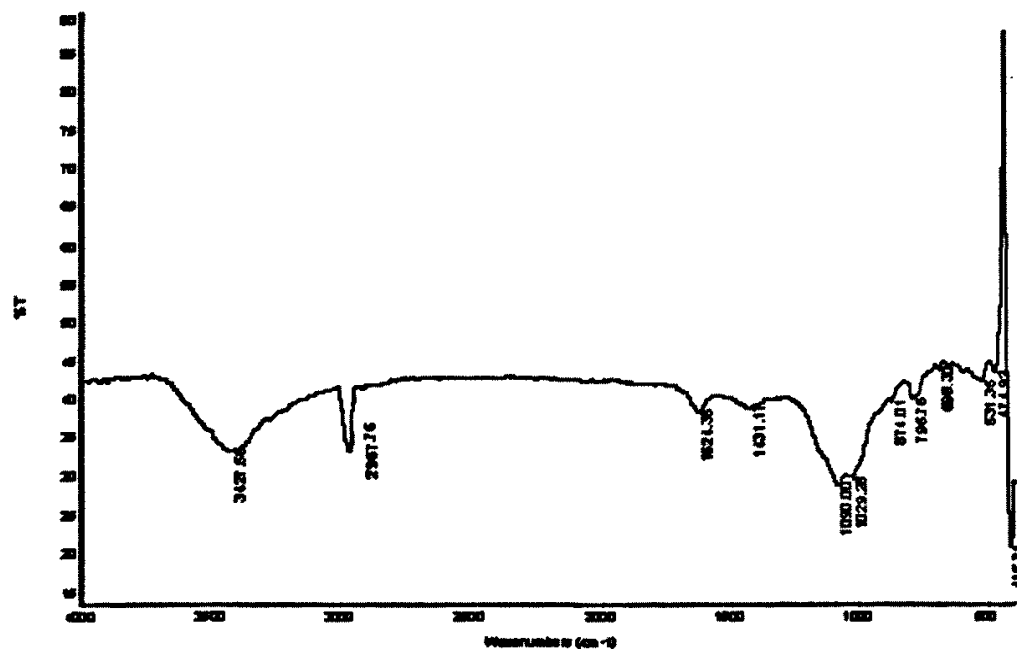


图 5-6 (丁黄药+QF)与载金黄铁矿表面作用产物的红外光谱图

5.4 本章小结

(1)通过吸附量的测试表明,黄铁矿表面吸附量随着捕收剂浓度的增加而增大;加入了 QF 后,丁基黄药在矿物表面的吸附能力比单独用丁基黄药时的吸附能力强,这表明, QF 的存在促进了丁基黄药在黄铁矿表面的吸附。

(2)通过黄铁矿红外光谱检测分析,可推断丁基黄药和 QF 在矿物表面发生了共吸附,产生了协同效应。

第六章 结论

通过对福建双旗山金矿矿石中 FeS_2 的单矿物可浮性试验和实际矿石小型试验研究, 以及通过吸附量测试和红外光谱测试, 研究了药剂与载金矿物表面的作用机理, 得出如下结论:

1、所用的几种捕收剂对含金黄铁矿的捕收能力的强弱依次为 QF、丁胺黑药、丁黄药, 而且随着它们用量的增加, 矿物的上浮率都提高。纯矿物浮选试验的合适 pH 值应该为 7 左右, 也就是指在自然 pH 值下进行浮选是比较合适的。

2、QF+丁黄药与丁胺黑药+丁黄药两种组合药剂的使用比单独使用其中任何一种捕收剂的效果都要好, 强化了药剂的适应性和捕收能力。

3、实验室选矿试验研究表明, 在试样含 Au: 3.87g/t 的品位下, 采用 (QF+丁黄药) 组合捕收剂, 在磨矿细度-74 μm 占 70%的条件下浮选回收金是有效的, 经二粗二精一扫的流程选金, 可获得含金 101.95g/t, 金回收率 94.02%的金精矿; 在试样含 Au: 3.85g/t 的品位下, 采用 (丁胺黑药+丁黄药) 组合捕收剂, 在磨矿细度-74 μm 占 70%的条件下浮选回收金经同样流程选金, 可获得含金 95.67g/t, 金回收率 93.75%的金精矿。工业试验进一步证明了新工艺适合双旗山金矿的矿石性质, 工业试验调试期间获得的金精矿指标为: 品位 100.26g/t, 回收率 93.18%; 2005 年 8 月 25 日至 2006 年 2 月 25 日工业应用期间获得的金精矿指标为: 品位 104.28g/t, 回收率 93.85%, 与 2005 年第一季度相比金的回收率提高了 1.82%, 经预算, 每年可新增经济效益 80.13 万元。通过实验室实际矿石试验和工业试验, 进一步表明了 (QF+丁黄药) 组合捕收剂效果是明显的, 且采用 QF+丁黄药作捕收剂时, 有用量少, 成本低, 不怕矿泥的影响, 流程简单等优点。说明该工艺具有较大的工业应用价值。

4、通过吸附量的测试表明, 黄铁矿表面吸附量随着捕收剂浓度的增加而增大; 加入了 QF 后, 丁基黄药在矿物表面的吸附能力比单独用丁基黄药时的吸附能力强, 这表明, QF 的存在促进了丁基黄药在黄铁矿表面的吸附。通过黄铁矿红外光谱检测分析, 可推断丁黄药和 QF 在矿物表面发生了共吸附, 产生了协同效应, 有利于矿物表面均衡地与药剂作用, 从而提高选矿指标。

参考文献

- [1] 孙春宝,魏德洲.国内外难处理金矿资源的开发利用[J].国外金属矿选矿, 1996, 33 (3): 3~5
- [2] 李卫,谭凯旋.我国难处理金矿的研究现状与开发前景[J].湖南地质, 1999, 18 (2、3): 201~205
- [3] 赵家乐,黎定章.外汇黄金投资指南[M].广州:中山大学出版社,1992.
- [4] 王建平,戚开静.我国黄金资源开发战略浅析[J].中国矿业,2001,10(1):47~49.
- [5] 陈淑芳.近几年国际黄金市场运行格局综述及展望[J].有色金属(增刊),2002,54(7):240~244.
- [6] 陈毓川,常印佛,郑绵平.矿产资源可持续供应问题及对策研究报告[R].北京:中国工程院, 2002.
- [7] 王安建,王高尚等.全球矿产资源战略研究 2000 年报告[R].北京:中国地质科学院,2001.
- [8] 王安建,王高尚等.矿产资源与国家经济发展[M].北京:地震出版社,2002.
- [9] 陈毓川,叶天竺等.矿产资源可供性分析及勘查开发战略研究[R].北京:中国工程院, 2004.
- [10] 陈毓川,王京彬等.矿产资源领域科技发展战略研究报告(国家中长期科学和技术发展规划战略研究中的子专题)[R].北京:中国工程院,2004.
- [11] 黄礼煌编著.金银提取技术[M].北京:冶金工业出版社, 2001.
- [12] 廖泽珠.我国黄金选冶发展现状[J].黄金科技动态, 1989 (9): 2~8
- [13] 童雄,李志章.金矿石浮选药剂研究现状[J].黄金,1996, 17 (11): 39~41
- [14] 阙铎,潘琳,阙焯兰.国内外选矿药剂评述[J].国外金属矿选矿, 1999, 36 (7): 24~33
- [15] Marabini, A. M. Barbaro M & Alesse, V, New reagents in sulphide mineral flotation, Int. J Min. Proc, 33, 291—306(1991)
- [16] Nagaraj, D. R, Brinen, J. S, Farinato R. S. & Lee. J. A study of the interaction of dithionite monothiophosphat with noble metals using electrochemical, wetting and spectroscopic methods, Proceedings of Surfactants in Solution Symp, Univ. Florida, May 1990 and at SME Annual Meeting. Denver(1991)
- [17] 印万忠,黄金选矿年评(待续)[J].黄金, 2002, 23 (1): 27~32
- [18] 冯志坚.MA 高效浮选捕收剂应用研究及生产实践[J].有色金属(选矿部分),2003(3):35~36

- [19] 刘智先.以 FZ — 9538 代替丁铵黑药的浮选试验研究[J].有色矿冶, 2000, 18 (2): 22~29
- [20] 番寿龙, 建方方, 汪信.新型黄金浮选剂的合成及浮选性能研究[J].贵金属, 2001, 22 (3): 18~22
- [21] 周菁. ZJ-1 捕收剂浮选难选金的试验研究[J].有色金属 (选矿部分), 2004(6): 46~48
- [22] 张大铸, 贾镇武.吴家堰金矿选矿工艺研究及生产实践[J].黄金, 2001, 22 (2): 33~36
- [23] 王升鹤, 易智, 黄英明等. MOS—2 药剂浮选含金硫化铜矿试验[J].有色金属 (选矿部分), 2001 (3): 31~33
- [24] 于雪.提高某金矿浮选金精矿含硫品位的选矿试验研究[J].有色矿冶, 2001, 17 (4): 10~14, 18
- [25] Lierde.A.V.el al. 17th IMPC.Vol 4. 111(1991)
- [26] Basilio C I. Flotation of noble metals using di-p-cresyl monothiophosphate as collector Miner. Eng, 1992, 5(3~5) 397
- [27] 许长生. M16、M17 捕收剂对提高伴生金、银回收率试验研究[J].黄金, 1998, 19 (9): 47~50
- [28] 雷军译.马其顿 Bucim 铜金矿使用新型捕收剂提高黄铜矿浮选金银回收率[J].国外黄金参考, 1999(9-10): 36~39
- [29] 崔雅峰.金选别工艺的发展和深化[J].黄金, 1992, 13(6): 40~42
- [30] Sattill K R. 南美 Sao Beato 难选金矿压力氧化选矿厂[J].Eng. Min. J, 1990, 191(6): 30
- [31] 王彩霞, 张力征, 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
- [32] 尹文新.硫酸铵活化提高金浮选回收率研究与应用[J].有色矿冶, 1996, 12(3): 17~19
- [33] 阮仁满, 温建康, 马秀盘等.高砷微细粒金矿石浮选新工艺研究[J].中国有色金属学报.1998 (3, 增刊): 591~594
- [34] 王珩.天马山矿金砷硫的选矿分离回收工艺研究[J].矿产保护与利用, 2003(5): 24~29
- [35] 朱申红.金属阳离子对含金黄铁矿浮选的影响及消除方法的研究[J].黄金.1998, 19(4): 39~42
- [36] 赵祖乔, 李瑞人.利用反浮选对黄铁矿进行脱砷研究[J].矿产综合利用, 2000(2): 7~11

- [37] Linqiang. Synthetics of small molecular weight organic depressants and depressions of pyrite and arsenopyrite using these depressant[J]. Journal of central-south Institute of Mining and Metallurgy, 1991, 22(3): 3714~3716
- [38] B.A.钱图里亚. 黄铁矿和毒砂浮选分离的新药剂[J].国外金属矿选矿, 2001,38 (10): 9~12,35
- [39] 0·П·特罗普曼.新型醇类起泡剂 OΦC[J].国外金属矿选矿[J].2001,38(8): 31,35
- [40] 邓伟, 张杰, 李晓阳等.新型起泡剂 730E 在金矿中的应用研究[J].有色金属 (选矿部分), 2003 (3): 30~32
- [41] 马金环, 李玉敏.含砷、锑型微细粒金矿石的强化浮选[J].黄金, 1996, 17 (1): 36~40
- [42] 裴洪明.微细粒浸染型原生金矿选矿试验[J].黄金科学技术, 2000, 8 (4): 45~47
- [43] 邬普金, 邹积贞.广西金牙金矿难处理金矿石提金工艺研究[J].黄金, 1993, 14 (10): 48~50
- [44] 潘志兵译.在泡沫浮选过程中某些含金矿物的特性[J].国外黄金参考.2000(5、6): 32~36
- [45] 罗惠华, 罗廉明, 王玉林.从难选金矿中回收金、铜[J].武汉化工学院学报 2000, 22 (2): 36~39
- [46] 苏恩清.强化金和黄铁矿的浮选研究[J].中南冶金地质, 1992(2): 80~86
- [47] 刘孔达, 楼建成, 付丽珠等.磁处理技术的应用研究—提高金矿浮选和氰化的指标 [J].黄金, 1992, 13(1): 39~42
- [48] С·И·切尔里赫等.超声波、磁场和电场对金矿浮选影响的研究[J].国外金属矿选矿, 2004, 41 (1): 4~7
- [49] М·密斯拉.超声波预处理改善毒砂浮选[J].国外金属矿选矿, 2004, 41 (6): 35~38
- [50] 许鹏秋译, 硫化矿物和贵金属浮选中的电位控制[J]. 国外黄金参考, 1996 (5): 25~28
- [51] 张淑敏, 刘建业, 崔征等.岩金矿石无捕收剂浮选新工艺的应用[J].黄金, 1997, 18 (7): 32~34
- [52] 安士杰.电化学控制浮选在乌拉嘎金矿生产中的应用[J].黄金.2001, 22(11): 36~39
- [53] 周源, 高崇峰.某难选含金矿石的载体浮选研究[J].江西有色金属.2000, 14(4): 12~14

- [54] 黄云阶.某难选金矿石深度精选试验研究[J].黄金, 1999, 20(5): 31~33, 40
- [55] 张兴仁译.高强度调和处理与微细粒金的载体浮选[J].国外黄金参考, 1998 (7-8): 26~31
- [56] 门忠义.炭在金浮选中的应用[J].黄金, 1993,14(4): 44~47
- [57] 陈勇, 苗壮, 刘小平等.CGA 工艺回收金矿选矿流程沉积物中金的研究[J].黄金, 2004, 25(11): 40~41
- [58] House C Letal.Coal gold agglomeration. International Mining, 1988,(9): 17~19
- [59] 金镜潭.黄金浮选的现状与发展[J].金属矿山.1997 (4): 30~33, 35
- [60] 张益魁.青海省五龙沟难选金矿浮—重选矿试验研究[J].青海地质, 2002, 11(1): 38~43
- [61] B.M.瓦利科夫.细粒金和“易漂浮”金的浮选回收[J].国外金属矿选矿, 2003, 40(4): 21~23
- [62] 张岳.提高团结沟金矿选矿回收率的试验研究[J].金属矿山, 2002(11): 36~40
- [63] 王少东.镇沅金矿难处理混合金矿石提金工艺研究[J].云南冶金, 2003, 32(B10): 78~81
- [64] 柳红.从尾矿中回收金的试验研究[J].有色矿冶, 2001, 17(2): 14~16
- [65] 赵明福, 邓艳平, 宋斌杰.某贫硫化物复杂含金矿石选冶技术研究与应用[J].黄金, 2005, 26(7): 34~39
- [66] 黄建辉, 车小奎.采用闪速浮选提高金、铜的选矿回收率[J].黄金, 1996, 17(3): 31~34
- [67] Walter E.The improvement of recovery of gold by using flash flotation. Minerals and Metallurgical Processing, 1990,(3): 259~265
- [68] 夏晓鸥.YX 型预选浮选机的研制[J].金银工业, 1993,(3): 7~10
- [69] 欧乐明, 冯其明.含金物料浮选现状与前景[J].江西有色金属, 1995, 9 (1): 30~33
- [70] 崔吉让, 蒋维勤.微细粒金及钛铁矿石疏水絮凝浮选[J].有色金属, 1996,48 (3): 43~47
- [71] 王艳等.从含金稀溶液中溶剂浮选金的研究[C].全国黄金选冶生产技术经验交流会论文集, 1992, 131~134
- [72] 中国科学院黄金科技领导小组办公室《中国金矿研究新进展》, 第 I 卷(上篇), 北京: 地震出版社, 1994, 325-345

- [73] 孟宇群, 吴敏杰, 宿少玲等. 边磨边浮新工艺试验研究[J]. 矿冶工程, 2003, 23 (1): 28~30, 37
- [74] J 库宾斯泰因. 新一代浮选柱的设计、模拟及操作[J]. 国外金属矿选矿, 1994, 31(2): 1~15, 24
- [75] 刘书军, 李世华, 徐曼. BS—K4 浮选机在祈雨沟金矿应用与生产实践[J]. 黄金, 1998, 19 (2): 41~42
- [76] 谢朝学, 袁慧珍. 充填式浮选机选别金矿石的试验研究[J]. 黄金, 2004, 25(12): 35~39
- [77] 罗晓华, 黄万抚. 伴生金银回收研究与进展[J]. 矿业快报, 2004, 20(1): 5~7
- [78] 王淀佐. 浮选剂作用原理及应用[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1982, 7~8
- [79] 卢涌泉, 邓振华. 实用红外光谱解析[M]. 北京: 电子工业出版社, 1989

致 谢

本论文是在导师顾帼华教授和邱廷省教授的精心指导下完成的，从论文的选定、试验方案的制定到论文的撰写，无不凝聚着导师顾帼华教授和邱廷省教授的心血，在此表示衷心的感谢。

在我的论文的试验工作和撰写过程中，得到了江西理工大学叶雪均教授、罗仙平副教授的大力帮助，此外，还得到了胡玖林、龚恩民等老师以及熊淑华、刘春龙、罗小苟等同学的大力支持，在此向他们表示诚挚的谢意。

作者：李国金

二〇〇六年十二月于江西理工大学

攻读学位期间主要的研究成果

参与的科研项目:

2003 年《江西金山金矿氰化浸出预处理工艺技术研究》横向课题, 2 万元

2004 年《磁处理强化铜硫矿石浮选及降低药耗新工艺研究》江西省教育厅课题, 2 万元

2003 年《小铁山矿铜铅锌多金属难选硫化矿选矿技术的开发应用》白银有色金属公司,
28 万元

发表论文:

《提高某金矿选矿回收率的试验研究》发表于《江西有色金属》2006 年第三期

含金黄铁矿浮选行为及提高双旗山金矿选矿回收率的研究

作者: [李国金](#)
学位授予单位: [中南大学](#)

本文链接: http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis_Y1116726.aspx