中南大学

硕士学位论文

高铜铅含碳难处理金精矿直接氰化及综合回收研究

姓名：杨玮

申请学位级别：硕士

专业：矿物加工工程

指导教师：覃文庆;李茂林

20060501

摘 要

本文针对高铜铅含碳难处理金精粉，紧紧围绕金精矿直接氰化提金-氰尾综合回收铜铅的工艺路线，结合类似企业的生产实践和河林矿产品加工厂的生产实际，主要从超细磨、化学方面(添加辅助药剂)强化浸出和氰尾浮选综合回收铜铅的角度展开研究工作。在大量前期试验研究的基础上，重点开展了浸金过程和氰渣浮选回收铜铅工艺的优化技术研究，通过试验研究，找到了如何降低浸出过程中氰化物的消耗量和铜矿物的溶解率，提高金的浸出率，提高氰渣浮选回收铜铅技术经济指标的工艺方案和工艺条件，应用到生产实践后，使金的浸出率由 88.05%提高到 94.6%提高了 6.55 个百分点，金精矿氰化浸出的氰化钠单耗由原来的 19.9kg/t 降到 10.3kg/t，每吨金精矿节约氰化钠 9.6 kg/t。氰尾浮选铅、铜的回收率分别到达 76.39%和 80.85%，铅精矿含铅 31.11%，铜精矿含铜 17%。

通过试验研究和生产实践证明，采用富氧添加 PbO 金精矿氰化浸出工艺，不仅缩短了浸出时间，扩大了处理能力，提高了浸出率，同时使氰化钠单耗大大降低，实现生产成本的降低，对环境和后续工艺无任何不良影响，具有不需增加基建投资，不须单独预处理工序，生产成本低，作业指标好的特点。采用浮选法处理多金属硫化矿金精粉氰尾，可以综合回收氰尾中的铜、铅等有价元素，并且取得较好的技术经济指标，充分发挥了综合回收资源的作用。

富氧添加氧化铅处理高铜含碳金精矿直接氰化和氰尾浮选综合回收对于提高直接氰化工艺流程的适应性，拓宽原料购进渠道，增强企业的市场竞争力，实现资源的综合回收利用，走金矿资源可持续道路均具有重要的实际和经济意义。

关键词： 难处理金精矿，直接氰化，浮选，综合回收

ABSTRACT

This text include carbon to be difficult to deal with gold precise powder to high copper lead, round gold concentrate direct cyaniding propose gold - cyanogen tail retrieves the plumbous craft route of copper synthetically firmly, combine the production practices similar to enterprises and production reality of the Helin mineral processing plant, from rubing ultraly and detailedly, chemistry respect mainly (add the auxiliary drug) Strengthen and soak out and retrieve the plumbous angle of copper and launch research work with cyanogen end flotation synthetically. On the basis of a large amount of previous experimental study, have launched gold course and cyanogen dreg flotation of soaking and retrieved the optimization technical research of the plumbous craft of copper especially, through experimental study, have found how to reduce and soak out the consumption of the cyanide and dissolving rate of the copper and mineral in the course, improve gold soaking the appearing rate, improve the craft scheme of retrieving the plumbous technical and economic index of copper of dreg flotation of cyanogen and process conditions, after applying to production practices, make the gold one soak the appearing rate and rise to 94.6% to improve by 6.55 percentage points from 88.05%, gold concentrate cyaniding Cymag unit consumption appeared to soak bring 10.3kg/t down to from original 19.9kg/t, each money concentrate economize Cymag 9.6 kg/t. Cyanogen tail flotation lead、rate of recovery of copper reach 76.39%、80.85% separately, lead concentrate leaded 31.11%, the copper concentrate includes 17% of copper.

Prove through experimental study and production practices, adopt the rich oxygen to add the money concentrate cyaniding of PbO to soak out the craft, has not merely shortenned and soaked out time, have expanded ability of dealing with, have improved the appearing rate of soaking, make Cymag unit consumption reduce greatly at the same time, realize the reducing of the production cost, does not have any harmful effects to the environment and follow-up craft, have not needing it

increase by capital expenditure,need alone pretreatment process,have the low production cost, characteristic of the homework with good index. Adopt flotation how metal sulpHide ore money precise powder cyanogen tail law deal with, can retrieve copper, lead, cyanogen of tail,etc.Have elements of prices synthetically, and obtain better technical and economic index, fully give play to the role of retrieving resources synthetically.

Rich oxygen is it oxidize lead deal with high copper include carbon money concentrate direct cyaniding and cyanogen tail flotation retrieve for improve direct cyaniding adaptability of technological process synthetically to add, expand the channels that raw materials buy, strengthen the market competitiveness of enterprises, realize the comprehensive recycling of resources, take the reality with importance of sustainable road of gold mine resource and economic meaning.

KEY WORDS: refractory gold concentrate, Direct cyaniding, Flotation, Recoveried synthetically

第一章 文献综述

1.1 难处理金矿石的研究现状概述

1.1.1 难处理金矿石的含义及分类

1、难处理金矿石的含义

随着黄金开发的深化，易处理金矿石资源日趋减少，难处理金矿石的利用显得越来越重要。难处理金矿石的储量占世界黄金总量的60%，我国也不低于此数字[1]。据统计，目前世界黄金总产量的1/3左右是产自难处理金矿，这一比例今后必将进一步增加。在我国已探明的黄金储量中，有30%为难处理金矿。因此，难处理金矿的处理技术成为当前黄金工业提金的关键问题[2]。

所谓难处理金矿石是指那些用基本重选或经细磨后、未经某种形式预处理，而在常规浸出条件下，不能取得满意金回收率的矿石。定量来说，当直接常规氰化浸出时，仅回收率低于80%的矿石即为难处理金矿石[3]。难处理金矿石又称难浸金矿石、难选冶金矿石或顽固金矿石[2]，常富含硫、砷、碳、高铜铅等杂质成分，典型的难处理矿石直接浸出率仅为10%～30%[4]。

2、金矿石的难浸性分类

Vanghan提出了一种以常规氰化的金浸出率为依据，对金矿难浸程度进行分类的方法，将金矿分为易浸、轻度难浸、中等难浸、高度难浸四类[5]。具体来说即采用常规选冶方法时，金的浸出率小于50%的为难选冶矿石；50%～80%之间的为一般难选冶矿石；80%～90%的为较易选冶矿石；90%以上的为易选冶矿石[6]。

3、难处理金矿石类型

目前对于难处理金矿的类型划分还没有统一标准，主要有以下几种观点：

（1）马尚文等人认为目前难处理金矿石基本上分为三类[7]:①被含非硫化脉石组分(硅石或碳酸盐)包裹的金矿石，此类矿石中金粒太小，用磨矿无法使之解离，造成氰化液很难与金粒接触；②金被包裹在硫化矿物(黄铁矿和砷黄铁矿等)中，即目前最大的一类难浸金矿石。此类矿石通过磨细也不能使包裹的金粒与氰化液接触；③被称为碳质金矿石。因这类矿石含有活性炭型的有机碳，浸金时，金氰配合物被上述有机碳从溶液中所“劫持”。

（2）周丽等人认为难浸金矿的类型主要有[8]：含砷的硫化物包裹型金矿、碳质难浸金矿和铜-金型矿石三种。含砷的硫化物包裹型金矿中含有对氰化浸出有干扰的有害元素，如砷、锑、硫和碳等。即所谓的高砷、高硫及含锑、含碳的多金属硫化矿石，它们是最难处理的金矿石之一；碳质金矿含有天然的碳质物料、球状的黄铁矿和其它黏土物料以及有机碳等组分时，它们都抢先从矿浆中吸附金氰络合物，从而难浸；而铜-金型矿石在氰化浸出时，氰化物形成铜氰络合物，导致大量消耗氰化物，恶化浸金效果；金与锑、铋、碲等导电矿物形成某些化合物，使金的阴极溶解被钝化。

（3）黄金生产工艺指南编委会在《黄金生产工艺指南》一书中指出，难处理金矿石有：碳质金矿石、黄铁矿/砷黄铁矿/雄黄/雌黄/硫砷锑金矿石、磁黄铁矿型金矿石、碲化物和硫盐型金矿石、难浸硅质金矿石以及硫化铅和硫砷铜矿型金垠矿石等六种类型。

1.1.2 金矿石难处理的原因

影响金矿石难浸的原因多种多样，有物理的、化学的、矿物学等诸多方面[9, 10]。概括起来如下：

1、物理原因

在某些金矿石中，金矿物的粒度非常细小(1um 以下)，且被氰化物不能溶解的载金矿物(黄铁矿、砷黄铁矿、黄铜矿、石英等)包裹。即使将其磨细，金仍不能暴露出来，致使氰化时金不能与氰化液接触。另有一些金矿石含有相当数量的炭质物，特别是有机炭这些炭质往往具有吸附性，导致已溶解出来的金又被吸附在炭质物上，形成“劫金”现象，降低了金回收率。此外，某些炭质物还可能与已溶出的金生成一种稳定且难溶的络合物，载金炭解吸时需要较高的温度和氰化液浓度可能与此有关。

2、化学原因

许多金矿的金常与砷、锑、汞、铜、锌等的硫化矿物及其氧化产物伴生。在氰化时，这些矿物多不稳定，也要与氰化物作用，消耗大量的氰化物、氧和碱，以致影响金的浸出。另一方面，在氰化过程中，金属硫化矿物与金粒接触时，还会引起金的溶解钝化，降低其溶解速度。欲要金较完全溶解，需将导电的硫化矿物转换成非导电的氧化矿物。

3、矿物原因

某些金矿的金呈碲化金矿物(碲金矿、碲银金矿、碲锑金矿、碲铜金矿等)出现，它们与氰化物的作用很慢。此外，方金锑矿、黑铋金矿等也很难溶解。故含这些金矿物的矿石的浸出率与其在矿石中所占比例呈反向关系。富银银金矿易形成硫化银包裹层，阻止氰化液进入。

总之，难处理金矿石之所以难浸，主要由于[2]:(1)包裹，物理的机械包裹、化学的晶体固熔体和化学覆盖膜，从而造成氰化物不能与金矿物接触；(2)耗氰耗氧物质的存在，砷、铜、锑、铁、锰、镍、钴等金属硫化物和氧化物在溶液中有较高的溶解度，并且大量消耗溶液中的氰化物和溶解氧；(3)劫金物的存在，如碳质物、黏土等劫金物在浸出金时可吸附金的络合物，金被“劫持”；(4)导电矿物的存在，金与碲、铋、锑等导电矿物形成的某些化合物，使金的阴极溶解被钝化。

1.1.3 难处理金矿石处理方法

难选金矿石的处理方法分三类：预处理后氰化、强化氰化、非氰化浸出。

1、浸出前的预处理

难处理金矿石预处理是从矿物原料本身出发，通过改变浸出原料的物理化学性质达到提高难选金矿石回收率的目的，其实质是使被包裹的金粒露出来，能与浸出剂接触。主要目的为[11]:(1)使包裹金矿物的硫化物氧化，并形成多孔状物料，使氰化物溶液有机会与金粒接触；(2)除去砷、锑、有机碳等妨碍氰化浸出的有害杂质或改变其理化性能；(3)使难浸的碲化金等矿物变为易浸。有三条途径可以达到使金与包裹体解离的目的[8]。一是采用传统焙烧、压热氧化和细菌氧化等于处理方法，使包裹金的硫化物氧化，金呈暴露状态；二是通过细磨打开包裹；三是利用其它方法对某些难浸金精矿的物料颗粒造成扩展裂纹和裂缝，使金暴露。途经一流程长、投资大，或环境污染严重；途经二细磨易产生非理想细粒，不仅使金的解离受到限制，能耗和磨矿介质损耗也成倍增长。

目前，主要的预处理方法有[5, 2]:

（1）化学氧化处理

用化学试剂处理难浸金矿，可以用一种或多种途径进行，主要是沉淀已溶解的有害组分，除掉金粒表面的覆盖膜等。这些化学试剂包括石灰、硫化钠、氯气、硝酸、硫化铵、三氯化铁、氯化铵、硝酸铅等。常用的化学氧化处理方法有：氯化法、次氯酸盐法、碱预处理法、硝酸氧化法（如 Redox 法和 Nitrox 法）、过氧

化物法（PAL 法）等。

（2）加压氧化处理

加压氧化处理工艺有酸性介质和碱性介质两种工艺，通常在酸性介质条件下进行。其原理是在高温高压下利用化学力破坏金的包裹矿物或钝化有害部分，使金易于氰化。目前，加压氧化处理工艺已是最成熟的难浸金矿预处理工艺。通常情况下，操作条件为温度 200℃ ，氧分压 500kPa，物料停台时间 45～200min 之间。

（3）焙烧处理

焙烧的目的是破坏硫化物对金的包裹，生成多孔焙砂，使微粒金暴露，增大金的溶解表面积，从而有利于浸出液与金的接触，同时排除有害杂质的影响，使金矿更易于氰化浸出。在处理含 S、As 及碳质矿物的矿石时，焙烧不仅能使 S、As 及碳质矿物被彻底氧化，使包裹在黄铁矿和砷黄铁矿中的微细粒金暴露出来，而且对微细粒金具有团聚作用。常用的焙烧处理方法有：传统氧化焙烧法、富氧焙烧法、闪速焙烧法、固化焙烧法等。

传统的氧化焙烧法是一种古老、可靠的预处理方法，既可用于原矿处理，亦可用于精矿处理，焙烧温度一般为 650～750℃。氧化焙烧的优点是工艺成熟!技术可靠、操作简单、适应性强，对含砷、硫、碳、锑、汞等物料都适用，投资和成本相对较低。若砷、硫、汞有回收价值时，可综合回收。但随着环保要求的提高，废气治理成本提高，其应用范围受到限制。

（4）生物氧化处理

生物氧化处理一般指金矿的细菌氧化浸出。它是利用细菌使硫化矿和砷化矿物氧化，而使这些被硫化矿物包裹的贵金属解离出来。细菌既做为催化剂又参与反应，它们是活的有机体，需要养分，并且对温度要求比较苛刻。应用的菌种主要有铁氧化硫杆菌、硫氧化硫杆菌和铁氧化螺旋菌等。

（5）微波处理

微波处理是根据在微波场中有用矿物和脉石矿物的升温速率不同，从而被微波加热到不同温度，之间形成明显的局部温差，由此产生一定的热应力，在矿物之间的表面上产生裂隙，这样可以有效地促进有用矿物的单体解离和增加有用矿物的反应面积。

（6）超声波处理

超声波是指频率在 20000Hz 以上，不能引起正常人听觉反应的机械振动波。超声波具有高频特性，在它作用下物体会产生高频振荡。应用超声波对金矿石进行强化浸出，结果表明，具有金银浸出率高、浸出时间短、氰化钠单耗低等优点。

（7）超细磨处理

超细磨是指产品粒度 80% 小于 20um 的磨矿。超细磨的机械作用可以促进含金黄铁矿的分离，使显微金和次显微金暴露出来，有利提高金的浸出率。但超细磨预处理工艺费用较高。

2、强化氰化

强化氰化则是从浸出的外部条件入手，采用不同于常规氰化的措施和条件来强化和提高金回收率的过程，以有效地回收难选金矿石中的金。目前强化氰化浸出的主要方法有：富氧助浸、药剂助浸、加压浸出、加温浸出、多段浸出、高浸出药剂浓度浸出等。

3、非氰化浸出

非氰化浸出则是采用非氰溶剂替代氰化物从难选金矿石中浸出金。目前非氰化浸出的方法主要有：硫脲法、硫代硫酸盐法、溴化物浸出法、氯化法、硫化物法、碘化法、石硫合剂法、类氰化合物法、生物制剂法、有机试剂法、Haber 法等。

1.2 高铜铅含碳金精粉浸出及综合回收的技术现状

1.2.1 高铜铅含碳金精粉氰化浸出

传统的浸金法是氰化法浸金，工艺成熟亦简单成本低廉，是现在黄金浸取最主要的方法。但是，处理高铜铅含碳的物料时，常规氰化浸出的效果不够理想，所以人们经常要采用其他的方法来处理难处理金精粉。

1、强化氰化法

（1）多段浸出

多段浸出[12]主要用于处理含铜等氰化可溶性杂质的难浸金矿石。所谓多段浸出就是在每段浸出后排出几乎被杂质离子饱和的溶液，加入清水或含杂质离子较低的溶液，再次进行氰化浸出。也就是多段浸出多次洗涤，这样在多段氰化浸金工艺中，先浸出可溶的贱金属，有利于后段金氰化浸出。它是基于氰化物不仅能浸出金而且能溶解铜等贱金属，如氰化物能溶解铜、氧化铜、次生硫化铜。

（2）氨氰法浸金

1901 年由 Hunt 首次提出用氨-氰体系浸出铜金矿石以来，该工艺得到了长足的发展.氨氰浸金工艺是指在氰化时加入氨，使其在形成 $Au(CN)_2^-$ 的同时，生

成铜氨络离子 $Cu(NH_3)^{2+}_4$从而有利于金的浸出和铜沉淀形成，减少氰化物的无益损失[13]。

氨氰法浸金[14]是基于金的浸出液中有氨及铜存在时，溶液中形成可溶金的配体化合物$[Cu(CN)_3(NH3)_3]^{2-}$，使金的浸出不依赖于溶解中的游离氰根浓度。氨氰法可降低氰耗，明显提高金浸出率。该方法适合处理铜金矿石或铜金精矿，可促使金的浸出率提高，还可回收矿石中的铜。

周世杰等人通过对珲春含铜金精矿的氰化浸出试验研究，分析了铜矿物及浮选药剂对金浸出的不良影响，指出了采用氨-氰浸出体系有利于金浸出率的提高[15]。

薛光采用湿法预处理除铜-氨氰法研究了从含 Cu、Pb 金精矿中提取 Au、Ag 的新工艺方法。它与常规方法相比，Au、Ag 的回收率分别提高了 34.78%和 12.52%，对于中小型黄金矿山具有推广价值[16]。

蔡世军等人在黑龙江省老柞山金矿采用氨氰浸金技术处理含铜金矿石(含铜 0.35%)，在工业试验期间，氰化钠节约了 115t，金回收率提高了 6.38%，有很高的应用价值[17]。

（3）富氧助浸

根据金浸出速度与$[CN^-]$和$[O_2]$的关系，当$[CN^-]$大于 0.03%(有的是 0.05%)时，金的溶解速度与矿浆中氧浓度成正比，实践上把在矿浆中充空气改为充氧以提高氧溶解浓度，采用提高矿浆中$[O_2]$浓度的方法提高金的溶解速度，强化氰化浸出，提高浸出效果的方法，即富氧浸出提金工艺(CILO)，在国外被广泛采用。实践证明，只要 5～6h 就能得到与炭浸工艺(CIL)浸出 24～28h 时的浸出率，金浸出率一般提高 1%～3%，降低氰化物用量 10%～30%，提高浸出设备处理能力一倍以上，故可大大节省建设投资，降低生产成本。提高矿浆中$[O_2]$浓度的方法有，一是采用氧气瓶直接充氧，采用较早的是北京市京都黄金冶炼厂等氰化厂。二是采用机械制氧机充氧。国内由开封空分设备厂研制的牌号为 PSAO-20 型变压吸附制氧机在东平金矿运行。三是添加过氧试剂释放氧。该类药剂包括 H_2O_2、H_2SO_5（过一硫酸）、CaO_2、BaO_2等，在金浸出过程中缓慢释放出氧[5, 13]。

具有代表性的助浸工艺是在浸出过程中使用氧化剂(纯氧或过氧化物)，氧化剂能有效地提高金银浸出率，特别是对矿石中含耗氧和耗氰化物的硫化矿物效果更加显著，氧化剂可大大加快浸出速度，缩短浸出时间(浸出时间缩短 2/3～4/5)，并提高浸出的选择性，降低氰化物消耗，减少硝酸铅用量；使用氧化剂在浸出后能使氰化物分解，有利于保护环境[13]。

赵玲玲通过对氰化法浸取金、银过程中，氧化剂 H_2O_2、CaO_2、$CaClO_3$、$KMnO_4$、BaO_2、等对其影响的考察与对比，选择出一种分解放氧缓慢稳定，氰化物消耗较少，促进溶解效果最好的氧化剂 BaO_2，为难浸金矿石选择合适的氧

化剂提供了参考[18]。

（4）药剂助浸

在氰化同时加入助浸剂，有的可以络合矿浆中的铜、锌等有害离子，有的可以使活性碳上的吸附区饱和，降低氰化钠用量或提高金的浸出率[5]。

例如在氰化浸出前和浸出过程中添加 $Pb(NO_3)_2$，有利于金的氰化过程和减少氰化物的耗量。如在浸出过程中加入 $16\times10^{-4}\%$ O_2 和 200g/t $Pb(NO_3)_2$，氰化物耗量可从 1.04kg/t 降 0.70kg/t。如在氰化浸出前预浸时加入 $Pb(NO_3)_2$，氰化物耗量可降低到 0.51kg/t。$Pb(NO_3)_2$ 加入时的作用是由于其能使钝化的金粒表面恢复活性，防止产生硫化金薄膜的钝化作用；沉淀可溶性的硫化物，降低矿浆中可溶性金属的含量；与矿浆中的可溶性硫离子生成硫酸盐沉淀[13]。

虽然强化氰化浸出能显著改善含氰化易溶铜原料的金浸出指标，但工业上是以大量消耗氰化物为代价的。当氰化易溶铜等含量较高时或含碳等杂质时，采用强化氰化浸出就不能从根本上解决问题。

2、氧化焙烧浸出法[19, 20, 21, 22]

目前高铜含碳的难处理浮选金精矿中金铜等有价金属元素的回收， 通常采用焙烧一氰化工艺，一般是先对浮选含铜含碳金精矿进行焙烧预处理即在沸腾炉中进行焙烧除硫。焙烧大多为完全硫酸化焙烧，焙烧的温度一般高达600～700℃， 产生的SO_2制备硫酸，然后再对烧结渣进行用稀硫酸浸铜，对酸浸渣采用常规氰化法提取金、银。该工艺方法比较成熟，易于操作，焙烧生成的SO_2可制备硫酸。但焙烧存在对精矿的品位和杂质含量要求高，环境污染严重，投资较大等缺点。尤其是该工艺银的浸出率较低，仅为30%左右，这不但浪费了国家资源，而且直接影响企业经济效益的提高，这是国内外公认的难题，颇受广大科技人员关注，亟待解决。薛光的研究结果表明：加氯化钠焙烧可有效地提高金、银、铜的回收率。经不同类型矿样验证，银的浸出率提高30% 以上，金和铜的浸出率也有明显提高。在金精矿焙烧时加入氢氧化钠，可有效提高焙烧一氰化法银的浸出率。对不同类型舍铜金精矿进行工业化验证，银的浸出率可提高30%以上，且不影响制酸和金、银的回收。

这种方法在山东招远冶炼厂、中原黄金冶炼厂以及灵宝黄金冶炼厂等黄金冶炼企业均有应用。

3、加压氧化浸出法[2]

加压氧化法目前是氧化难浸金矿较为理想的方法。自 1984 年首次被应用于 Mclaughlin 金矿后得到快速发展，在国外已有十余家厂矿成功地应用于生产中，

但在我国尚处于试验研究阶段。其原理是在高温高压、有氧的条件下，加入酸或碱以分解矿石中包裹金的硫、砷化合物，使金暴露出来，进而达到提高金氰化回收率的目的。据分解硫化矿物的介质不同，将其分为酸性加压氧化法和碱性加压氧化法。

当原料为酸性或弱碱性时，采用酸性加压氧化法。通常是在温度 170～225℃、总压力 1～3.2MPa、氧分压 350～700kPa 条件下操作，设备采用耐酸砖衬里或衬铅的多室碳素钢制卧式高压釜，在 1～3h 内可使硫化物基本达到完全氧化。因对有害元素(如锑、铅)不敏感，各种矿石和精矿都可适应，金回收率较高，不向空气中排放二氧化硫或砷，目前认为，它是氧化难处理金矿石最好的方法，但其主要问题是投资大和生产成本高。自 1985 年美国的 Mclaughlin 金矿率先将酸性加压氧化法用于工业生产的十年里，巴西的 SaoBento，美国的 Getchell、Goldstrike、LoneTree，加拿大的 Campbell 及巴布亚新几内亚的 Porgera 等处理原矿或金精矿的酸性加压氧化预处理厂相继建立。

当原料为强碱性(含 CO_3^{2-}>10%、S<2%)时采用碱性加压氧化法。一般在温度 100～200℃、pH 约为 7 和总压力>3MPa 条件下操作，产出主要由 Fe_2O_3 组成的残渣，硫和砷则以硫酸盐和砷酸盐形式完全溶解。其优点是氧化温度低和高压釜腐蚀轻，缺点是试剂费用高及含砷渣不好处置。因矿石中含有大量方解石而不宜采用酸性加压氧化的美国 Mercur 金矿是世界上第一个采用碱性加压氧化法的厂家。

通常加压氧化后的矿浆需经过滤或逆流洗涤至中性并进一步调节到碱性后，才可进行氰化浸金。安大略州的皇后大学采矿工程系冶金教授近年来又研制成功“一步法”工艺，以代替常规的二步法工艺，直接在高压下用次氯酸钠进行浸出，从而省去了“中和”与“氰化”工序。该法使矿石中金的浸出率达到 97%，次氯酸钠的耗量仅为 120kg/t。对难处理金矿进行高温加压氧化效果明显，但该工艺对设备要求却很高。为了解决此工艺在工程上的这一难点，采取了催化剂以强化氧化过程，适当降低压力和温度，这对我国尤其重要。我国开展的催化氧化酸浸及催化氧化氨浸技术已取得突破性进展，进入产业化开发阶段。

加压氧化法是当今世界浸金技术发展的一个里程碑。其优点是，不需要严格控制有关的工艺参数，反应速度快，空气不会受到 SO_2 或 As_2O_3 的污染硫化物分解彻底，氧化后的产物数量仅为氧化前的 1/3 以下，金回收率高，对有害金属锑、铅等敏感性低，能处理含硫量较低的矿石(4%～6%)并对砷无限制，适应性强。其缺点是由于在高温高压下操作，设备材质要求高、投资费用大、操作技术要求严格、工艺成本较高，对含有机碳较高的物料效果不良，因此该工艺较适合于规模大或品位高的大型金矿(1200t/d 以上)。

邱廷省等人通过研究认为，含铜金矿在氧气分压为 0.45Mpa、温度约为 110℃条件下于高压釜中氧化一定时间，浸出铜后，渣氰化浸金，获得的铜、金浸出率分别为 90.3%和 96.55%。通过分析 X 射线衍射谱及 $CuFeS_2$-H_2SO_4-2NaCl-H_2O 体系在 25℃下的 Φ-pH 图，确定了载金矿物的氧化机理，分析了浸出体系的酸度、温度及氯化钠浓度对含铜金矿预氧化及浸出过程的影响规律。结果表明:硫化矿的氧化溶解首先是磁黄铁矿，其次是铜的次生硫化矿，再次是黄铜矿，最后是黄铁矿；载金黄铜矿的氧化首先是铁从黄铜矿的晶格中氧化溶解出来，生成中间产物 CuS_2 和 CuS；较高的酸度和氯化钠浓度有利于单质硫的生成、三价铁的水解和铜的浸出，进而有利于金浸出率的提高[23]。

薛光等人采用加压氧化一氰化浸出法，对从银金矿中提取金银的工艺方法进行了研究。试验结果表明：金、银的氰化浸出率分别为96.23%、94.02%。该方法比常规氰化浸出相比，浸出时间由80h缩短至5h，周期短，成本大大降低[24]。并对加压氧化一氰化浸出工艺从酸浸渣中提金进行了试验研究。研究结果表明，利用高效浸金设备进行氰化浸出4h，金的氰化浸出率可达97.85% ；其与常规氰化法相比，浸出时间缩短了32h。浸出率提高了2.05% ，NaCN用量减少了4kg / t，认为该工艺是一个值得推广的金浸取方法[20]。

4、细菌氧化浸出法

细菌氧化浸出法又叫微生物氧化浸出，它是在从多金属的硫化矿原料中去除铜、锌等金属时，需氧的硫杆菌类嗜酸细菌起着十分重要的作用。它们强化了电化学相互作用并使硫化矿物首先氧化成硫，然后再氧化成硫酸盐。在细菌氧化过程中产生的硫酸、硫化物和二价铁可作为细菌的能源，这一过程将包裹金的铜等金属硫化物氧化为硫酸盐、碱式硫酸盐等溶解，从而暴露出金矿物，铜等金属离子从而得以浸出，浸出渣再用湿法冶金方法如氰化回收金[14]。

随着环保要求的提高和生物技术的发展，细菌氧化法得到发展。它是利用细菌氧化矿石中包裹了金的硫化物和砷化物而将金裸露出来的一种预处理方法。氧化作用有直接和间接两种方式，前者是在微生物的新陈代谢作用下，将不溶性的硫化物直接氧化成可溶性硫酸盐，后者则是利用细菌新陈代谢的产物 Fe^{3+} 使硫化物氧化。氧化的特点是在黄铁矿、砷黄铁矿共存的金精矿中优先氧化并溶解砷黄铁矿，另外细菌沿金及硫化矿物晶界及晶体缺陷部位进行化学腐蚀，并优先腐蚀金聚集区，这种选择性腐蚀结果导致矿石形成多孔状，为氰化创造了条件。此外，氧化过程常会钝化碳，使碳失去或降低“劫金”能力。生物氧化目前应用最多的是氧化亚铁硫杆菌，它是一种亲酸的化学自养菌，以含硫、铁等元素的无机盐为养料，通过铁和硫的氧化获取生成的能量。它们自身适应于在含金属的强酸(pH

1～3)溶液中生活，且在温度为30～40℃最活跃[2]。

目前，世界上利用生物氧化提金的方法有三种，基本上都是利用细菌在搅拌槽中浸出黄金。其中BIOX法和MINBAC法在南非研究开发成功，Bac Tech法由澳大利亚应用成功。在此就生物提金的方法及特点作一说明[25]。

(1)BIOX法

70年代末南非Gencor公司工艺研究实验室开始着手生物提金研究，已故该实验室主任 Eric livesey Godblatt是这一领域的先驱。他实验室培养成功的菌种经中试获得成功，其称为 BIOX 法的技术比焙烧和加压浸出简单。该工艺分几个步骤，先将矿石破碎并磨成便于从脉石中解离硫化物的细粒矿。经浮选后得到金回收率90%以上的精矿，产率为5%～10% 。精矿一般再磨后送入一组充气(供O_2 和CO_2)搅拌的含细菌的矿浆槽中，槽的配置应能提供细菌最佳繁殖速度。主要的控制参数为温度、溶解氧浓度、pH 值和给料速度。来自黄铁矿的铁和溶液中亚铁氧化产生的高铁和亚铁浓度反映过程的进展。矿浆在反应器中平均停留时间4～5天。氧化过的矿浆用一组逆流浓密机洗涤，洗过的矿浆送进常规氰化厂处理，并最终回收黄金。中和浓密机的溶液，细菌氧化时溶解的砷以碱式砷酸铁形式沉淀，因此尾矿在环境中稳定，整个过程连续。

(2) MINBAC法

南非矿冶研究理事会(Mintek)是一家有60多年矿物处理技术开发经验的研究院，从80年代初开始从事用细菌氧化处理难浸金矿的研究，使用当地和国外的难浸金矿石在实验室做了大量研究工作，研究了工艺的基础，肯定了预处理的优越性，建立了检验矿石是否适于微生物氧化的程序Mintek 研究开发的氧化亚铁硫杆菌和氧化亚铁小螺旋杆菌氧化工艺称MINBAC法。其生产工艺流程亦是先粉碎筛选矿石，将预处理的金精矿送入敞开搅拌生物反应器进行生物氧化，然后再用氰化物浸滤，最后用Mintek的碳浆法回收黄金。

(3) Bac Tech法

Bac Tech法是1988年成立的澳大利亚Bac Tech有限公司开发的，该法工艺流程同BIOX法和MINBAC法大同小异。由于使用中等耐温细菌，使工作温度达45～47℃，并可在中等含盐水中生长，因此搅拌槽反应器省去了冷却蛇形管，而且不需强力搅拌。另外由于不是所有硫化物都被氧化，产生硫酸较少，也降低了中和酸的费用，因此节省了投资和操作费用。

(4) 生物氧化提金的技术特点

①生物提金主要利用喜中温硫杆菌等微生物氧化作用，仅适用于提取硫化金矿。这类矿黄金颗粒多赋存在黄铁矿-砷黄铁矿的晶格中，可能产生组成改变、晶格扭曲和错位等薄弱环节，因而在多数情况下细菌优先浸蚀这些金富集点以达

到选择性氧化目的。硫化矿细菌氧化的选择性可通过控制氧化的时间等操作因素实现。由于生物氧化预处理只需部分硫化物，从而缩短了细菌浸滤时间，节省了搅拌和充气的能量，减少了冷却水量，降低了中和的需要并减少了废物的排放等。因此生产工艺流程简单，节省投资，易于操作。

②生物氧化不似焙烧那样排放二氧化硫，氧化的砷可中和沉淀为碱式砷酸铁，毒性试验证明它在环境中很稳定。而且只要浸出液中 Fe:As＞3：1，其中的砷沉淀很彻底，不易对环境造成污染。

③自养菌生长速度慢，倍增时间长，因此硫化矿物生物氧化的速度慢，在搅拌反应器中停留时间长，一般要 3～4 天，限制了生物氧化厂的生产能力。这是它的主要缺点。

④生物氧化条件较温和。不像化学氧化那样通过提高温度来加速反应，从而要严格控制温度，以免细菌无法承受而失去活性。由于硫化物的氧化反应产生放热，有时为控制温度还要进行冷却，从而增加了操作成本。

⑤生物氧化无需高温高压设备，建设上无需特殊材料，据报道它比焙烧和加压湿法氧化要节省投资约 2/3，生产费用相应也降低不少。

与常规提金工艺相比，生物氧化的缺点是细菌活性对温度、酸度及有害物质浓度较敏感，氧化速度慢，工艺流程长；投资增大、成本升高也是阻碍该工艺在工业上应用的主要原因[8]。在我国目前在陕西中矿公司、山东莱州黄金冶炼厂都使用了细菌氧化浸出的技术。

周洪波等人比较了三种来源不同的菌种的亚铁氧化能力，最后选用氧化能力较高的来自江西城门山的菌种为浸矿菌种，并在摇瓶中比较了使用和不使用生物预处理氰化法提金的提取率。还研究了在难处理金矿生物氧化预处理过程中的一些影响因素，比如矿浆浓度、初始 Fe^{3+}浓度、生物预氧化的时间等。结果表明，添加 10g/L 的 Fe^{3+}有利于增加金的提取率。采用生物氧化预处理，难处理金矿金的提取率可以高达 92.1%，在生物氧化处理 4 天后就可以达到工业处理的要求[4]。

1.2.2 高铜铅含碳金精粉非氰化浸出

氰化法提金工艺成熟、成本低、是当今黄金生产的主要方法。但由于氰化物毒性剧烈，严重污染环境，这些因素促使人们研究采用其他无氰浸金方法，寻找一种无毒（或低毒）的浸出剂代替氰化物。

1、硫脲法

硫脲溶解进的机理主要是，在有氧化剂存在的条件下，金可溶于酸性硫脲液

中，使用的酸以硫酸的溶金效果较好。金进入酸性硫脲液中的过程属电化学侵蚀过程[26]。硫脲与金在酸性条件下反应生成金硫脲的络阳离子 $Au[SC(NH_2)_2]_2^+$。金与硫脲反应的速度要比金与氰化物反应的速度快得多，但这一反应需要在氧化介质中进行，Fe^{3+}为最有效的氧化剂。但是若 Fe^{3+}或硫脲过剩，对金的浸出不利，因为两者形成稳定的铁硫脲的络合物。在酸性氧化介质中硫脲易被氧化为二硫甲脒从而造成硫脲损失，同时，金在硫脲溶液中的溶解随 pH 值和硫脲浓度的增大具有明显的钝化现象。硫脲法可处理中等难度的难浸矿石，对铜、锌、砷、锑等杂质不敏感，能较有效地处理含铜金矿石。采用硫脲法处理含铜高达 21%的黄铜矿精矿，有的金矿石金的浸出率高达 95%。虽然硫脲具有低毒性、溶浸速度快（有研究结果证明比氰化物快 4～5 倍，有的甚至认为快 12 倍）、选择性比氰化物好、对贱金属杂质不敏感的优点，但硫脲比氰化物要贵得多，药剂消耗也大，而且硫脲浸金必须在强酸介质中进行，设备腐蚀严重，对材质要求高且缺乏从硫脲浸出贵液中有效回收金、银的优良方法。因此，工业推广应用存在一定困难，有待进一步研究[3, 14]。

爱尔兰 Minmet 公司研究出了用硫脲浸金的新工艺。该工艺在吸附、回收和溶液循环使用等方面都进行了重大改进。通过控制液体内的关键参数和消除不可逆分解产品来减少硫脲的损耗；通过选择性地改进液体的特殊性质来提高浸出和沉淀效率(在很高的酸度下，用稀硫脲浸出是快而经济的)所用的吸附材料为钢屑，先用冷硝酸洗涤方法解吸金，然后用热硝酸清洗表面，返回再用"该工艺适用于各种品位的矿石，与氰化法相比电力消耗低，试剂用量少，节省了环境治理费用，适合于小规模的矿山应用[27]。

2、硫代硫酸盐法

硫代硫酸盐浸金是基于金、银等能与硫代硫酸盐形成络合物，氨的硫代硫酸盐溶液以亚金配离子溶解金，并在较宽的 pH 值范围内稳定。在硫代硫酸盐浸金过程中，Cu^{2+}能将金氧化，促进金的溶解浸出。硫代硫酸盐浸金比氰化浸金浸出速度快，浸出剂用量小，毒性小、对杂质不敏感和浸出指标高等优点。硫代硫酸盐法特别适合处理含铜、锰、砷的难浸金矿石。对用硫代硫酸盐法从含铜的金物料中提金进行了许多研究，均获得令人满意的结果。硫代硫酸盐提金工艺目前存在的问题是，操作条件严格，浸出需要在加热条件下进行，因浸出温度区间较窄，工艺不易控制，浸出指标不稳定，氨的挥发恶化生产环境，药剂耗量高，难于药剂循环使用，故难以实现工业化[3, 14]。

3、石硫合剂法

石硫合剂法浸出金，是我国首创的新型无氰浸出金技术。石硫合剂是利用廉价易得的石灰和硫磺合制而成，无毒，有利于环境保护。目前石硫合剂法（LSSS）的浸出金工艺还刚刚起步，其浸出金机理的理论研究还很少。但从石硫合剂的主要成份分析可知，它是多硫化钙（Ca_2S_x）和硫代硫酸钙（CaS_2O_3）。因此，石硫合剂法的浸出金过程是多硫化物浸出金和硫代硫酸盐浸出金两者联合作用，因而使用石硫合剂法具有优越的浸出金性能，更适于处理含碳、砷、锑、铜、铅的难处理金矿，是一种很有发展前途的非氰化浸出金方法。但是该方法在技术上还很不成熟，有待于进一步研究[3]。

4、溴化提金

溴化提金，很有可能成为一种替代氰化提金的最有前途的浸出工艺。GreatLake 化学公司，为了评价溴与氰化物浸金的效果，对溴化提金工艺进行了系统的研究。结果表明，作为金的浸出剂，溴优于氰化物。主要表现在以下几个方面：(1)价格便宜；(2)浸出率高。矿石经过必要的预处理，可达到与氰化浸金相同的浸出率(90%～95%)；(3)浸出速度快。用 4h 浸出相当于用氰化物浸出 24～48h 的浸出结果；(4)在低浓度时，无毒、无腐蚀性；(5)药剂可循环使用；(6)从溶液中回收金方便，可采用氰化法的回收工艺。为了填补溴化提金技术的空白，该公司一直在进行研究工作。由于氰化提金已有 100 多年的历史，而溴化提金近几年才被重视研究和使用，虽然溴的应用目前尚处在较初级阶段，但随着时间的推移，溴化提金工艺会逐渐被人们认识和接受，工艺的优点也将通过工业生产所验证[27]。

1.2.3 高铜铅金精粉综合回收的方法

矿产资源是不可再生的资源，随着不断的开发利用，矿产资源日趋减少或枯竭，因此在矿产资源开发利用过程要综合回收各种有价元素。就高铜铅金精粉的综合回收而言，除了上述的一些方法如火法焙烧-氰化回收金、银、铜、硫等有价元素外，尚有以下综合回收途径。

1、湿法冶金综合回收

为综合回收其中有价元素， 林鸿汉[28]对铜金精矿热压酸浸-萃取-电积提取铜、浸铜渣氰化提取金银和煤油溶解提取元素硫的综合回收工艺进行了研究。热压浸铜在 110℃和 0.45MPa 氧分压下操作，有价元素综合回收率高，对环境污染小，是一种清洁的湿法冶金工艺，金、银、铜和硫的回收率分别达到 98.3%、82.7%、

98.1%和 99.2%。针对原矿的特殊性质，本研究采用低温低压浸出铜，浸出液萃取提取铜，从浸铜渣中回收硫磺及提取金银的综合回收金、银、铜和元素硫的湿法冶金工艺。与传统炼铜工艺相比，该工艺无需对硫化矿进行焙烧，既克服了SO_2的污染，又免去了焙烧作业和制酸工程，同时金、银、铜和硫的综合回收率较高，有着显著的经济效益。采用热压浸铜工艺，设备材质要求较低，投资较小，操作流程简单，结合传统的萃取)电积工艺和氰化工艺，能够对其中金、银和铜进行有效回收。利用煤油溶解来回收单质硫，回收率高，硫磺纯度高，煤油可以重复使用，回收成本低，而且使后续的氰化钠耗量大大降低，具有很高的经济价值。因此，对含铜金精矿采用热压浸铜，煤油回收硫磺，氰化浸出金银，工艺可行，金、银、铜和硫的综合回收率高，投资省，见效快，为中小矿山直接生产铜和金银提供一项可行的新工艺，有着广阔的工业化前景。

2、浸渣综合回收

黄金矿山尾矿的综合利用主要包括两方面：一是回收，即将尾矿作为二次资源再选，综合回收有用矿物；二是利用，即将尾矿作为相近的非金属矿产直接加以利用。矿山应根据实际情况，选择其一，优先发展，或二者结合开发，实现尾矿的资源化。氰化尾矿是黄金矿山提取金银后的二次资源，其中的金、银、铜、铅、锌、硫等有价元素可综合回收，这对于提高矿产资源的综合利用水平和企业经济效益都具有重要的现实意义。浸渣综合回收主要有两类种方法，一类是加压氧化-氰化法和尾渣焙烧-氰化法，另一类是浮选法。

（1）加压氧化-氰化法和尾渣焙烧-氰化法

薛光和于永江[29]运用加压氧化一氰化浸金的原理，采用一种加压氧化一氰化浸金设备，对氰化尾渣进行了加压氧化一氰化浸金工艺试验。结果表明，加压氧化一氰化浸出法具有浸出速度快、成本低、浸出率较高等优点，对充分回收该尾渣中的金，提高企业经济效益提供了一条可行的途径。

薛光和于永江[30]以山东招远黄金冶炼厂焙烧氰化尾渣为原料进行了试验研究。结果表明，采用添加剂SC进行尾渣焙烧-氰化浸出的工艺，金、银的回收率分别达到61.54% 和76.81%。该方法投资少、成本低、简单易行，具有较好的经济效益和社会效益，值得推广应用。

李新春[31]对新疆阿希金矿氰化尾矿进行工艺矿物学研究，提出以下设想:氰化尾矿经浮选后的精矿通过氧化焙烧-再氰化二次回收金，最终尾矿经压滤(或过滤)后制成建筑材料，达到最低排放至零排放。

乌拉嘎金矿浮选金精矿氰化尾矿中的金绝大多数是以微细粒包裹金嵌存于黄铁矿或其它金属矿物中，采用常规氰化工艺无法回收。杨保成等人[32]通过试验

和生产实践证明，氰化尾矿采用压滤、焙烧、制酸、烧渣再磨后氰化工艺处理取得了良好效果，使金总回收率提高了 5.3%，每年增加黄金产量 91.8kg，同时可以生产硫酸 1.8 万 t，每年可增加利润 746.61 万元，为企业带来了可观的经济效益。

（2）浸渣浮选

我国大多数岩金矿山采用浮选氰化工艺流程，经过浮选富集后，氰化尾渣中含有可回收的铜、铅、锌等矿物和剩余的金和银，如何经济有效地回收这些金属矿物已成为这类黄金矿山共同关心的一个话题。这不仅能变废为宝，产生经济效益，而且能减少重金属离子对环境的污染，产生了良好的社会效益。用浮选法回收氰渣中的金属矿物已成为一种主要方法，但要注意到这些矿物经过氰化物长时间的作用给浮选带来的影响。根据浮选矿物电化学理论，合理选择好活化剂、抑制剂和调整剂，会给氰化尾渣矿物分离带来很多便利，有望大幅度提高回收率和精矿品位[33]。

河南某矿山提取金后的氰化尾渣中含有铜、铅、银等有价金属元素，为了充分合理利用矿产资源，变废为宝， 梁冠杰[34]对该氰化尾渣进行了可选性研究。针对该矿含黄铁矿高的特点，选用混合捕收剂LD是试验成功的关键。经铜铅混合浮选，再经铜铅重选分离，可获得铜精矿含铜21.82%，铜的总回收率96.58%，铅精矿含铅58.20%，铅总回收率74.83%的良好指标，显现了较好的经济效益和社会效益。为了利用现场重选设备，减少建厂投资，采用了低成本的重选铜铅分离的方法，但重选过程中铜铅分离的效果不理想，铅的回收率较低，如采用浮选的方法，铅的回收率可望提高。

内蒙古大水清金矿采用的选金工艺为浮选-精矿氰化。由于该矿矿石中硫化物较少，在浮选金时需加入大量的捕收剂及起泡剂，因此给氰尾综合回收铜、银造成了困难。针对该矿氰尾性质，我们主要采用了 SX 双回路的浮选流程来消除中矿恶性循环问题，即增加一个扫精选作业处理一精尾及一扫精，避免了粗选作业负荷变化，使该流程缓冲能力增强，整个浮选过程平稳，操作简便。其次，采用 Z-200 与丁黄药的复合药剂制度，既保证了对铜矿物的选择性，又增强了捕收能力，使精矿品位及回收率达到较好指标[35]。

广东河台金矿的选金工艺采用的也是浮选-精矿氰化。氰化尾矿中铜品位为 2.50%，金为 2.68g/t。由于该矿矿石进行氰化时需较细的磨矿粒度，其氰尾细度在-37um 95%以上，因此对氰尾浮铜时的控制要求更为严格。浓度过大就会导致浮选流程不稳定，造成铜精矿品位不合格。针对这一性质，我们采取了三项措施：第一对压滤后的氰尾进行调浆，调浆浓度大约在 27.5%左右，同时加入活化剂，消除氰化物对铜离子的抑制作用；第二是使压滤间隔期间内有足够的储矿量，

保证给矿的连续性；第三是加入捕收剂，并进一步将矿浆浓度降低至20%左右，以尽量消除细泥对浮选铜的影响，同时控制精选作业的浓度在7%～10%，使得铜精矿的品位得到保证。通过采取以上措施，氰尾浮选获得了理想的技术经济指标[35]。

老柞山金矿原矿中除有4g/t品位的金外，还有0.25%的铜，但为了实现就地产金，矿山采用的选矿工艺为全泥氰化炭浆法，因此这部分金属铜流失到了尾矿中。经勘测，其尾矿库堆存的100万吨氰化尾矿铜品位为0.25%以上，金0.8g/t。针对该矿尾矿性质，采用的工艺流程为氰化尾矿直接混合浮选-粗精矿再磨-铜、砷分离工艺。该工艺难点在于铜、砷分离，因为铜精矿中砷质量分数不能超过0.3%。为此我们采用了一种有助于铜砷分离的药剂NY-1号。该药剂的特点在于不仅能够有效的抑制砷等硫化物， 同时对铜矿物还起到活化作用，使得金属铜的回收率不因对硫化物的抑制而降低。通过生产实践证明采取的措施是有效的，铜精矿品位达到16.21%，回收率达到79.0%，铜精矿中金品位为12.0g/t。通过对现有原矿及老尾矿中铜金属的回收，不仅可以使矿石中有价元素实现了综合回收，而且解决了老柞山金矿部分职工就业问题，同时缓解了金矿存在的资源短缺的矛盾，经济及社会效果较为显著[35]。

崔学奇、吕宪俊、胡术刚等人采用优先浮选铅、再活化浮选铜的工艺流程。对山东某黄金氰化厂氰化尾矿进行了实验室研究，试验表明：铅浮选采用一粗两扫三精的选别流程，选用水玻璃分散矿泥，硫酸锌抑制闪锌矿，异戊基黄药与乙硫氮作捕收剂，可取得铅回收率、品位分别为76.51%、43.28%的合格铅精矿；铜浮选采用一粗两扫两精的选别流程，选用脱药剂A、活化剂硫酸铜和B、捕收剂丁基铵黑药和Z-200号，可获得铜回收率、品位分别为62.03%、18.02%的合格铜精矿[36]。

通过对氰化尾渣清洁混选技术、选矿废水净化处理回用技术、尾矿综合利用技术的研究应用、有机结合与相互匹配，提高了再生资源的综合利用率，实现了选矿废水和尾矿的零排放，彻底消除了废水和尾矿对环境的影响，做到了选矿过程的清洁生产。氰化尾渣回收铅锌清洁生产技术的应用使再生资源的综合利用率大幅提高，也开创了选矿史上处理氰化尾渣回收铅锌有价金属这一技术难题[37]。

甘肃天水金矿为了综合回收金精矿氰化尾渣中的有价金属，进行了详细的试验研究，铜由于氰化钠的抑制作用难以上浮，使铜铅可浮性存在差异，采用优先选铅再加入活化剂（采用JY-1#与硫酸铜配合使用）选铜的工艺流程，获得合格的铜和铅精矿，达到了综合回收的目的[38]。

新疆某金矿采用全泥氰化炭浆提金工艺，处理量200t/d。随着矿体开采的深入，矿石性质发生了变化，由原来的单一含金氧化矿逐渐变为含金、铜、铅、锌等为主的多金属硫化矿。经氰化提金后，尾渣中仍含有一部分有回收价值的金

属，如铜、锌、银。在不改变现有生产状况，能否有效地回收这部分资源我们进行了试验研究工作，采用在氰渣不洗涤、不脱水的条件下优先选铜、铜尾选锌的工艺流程，获得了合格的铜精矿和锌精矿产品，同时银也得到有效地富集。通过试验证明，该工艺流程是可行的，经济上是合理的。为该类矿山综合回收有价金属，提高企业经济效益开辟了一条新的路子。利用氰渣中残余碱性，经调浆后在pH值8～9条件下，浮选即可获得较好选别指标，但pH值不宜过高，过高则无法实现铜锌分离。严格控制浮选入选矿浆碱度是优先浮选得以实现的关键。同时利用氰渣中残余氰化钠添加硫酸锌，组成硫酸锌-氰化钠体系共同抑锌，同时添加少量硫酸铜活化铜以实现优先选铜。实验中硫酸铜用量随氰渣中残余氰化钠浓度升高而增大，为利于控制选别指标，以及节省药剂成本，要求氰化段氰渣残余氰化钠浓度不超过0.02%[39]。

银洞坡金矿矿石属含金、银的多金属矿石。选精矿氰化后的尾矿中，金、银、铅、锌、硫均有很高的回收价值。该矿采用氰化尾矿加清水稀释直接进入浮选，优先浮铅工艺，富集金、银于合格铅精矿中，简单易行，成本低、效益好。正确选用合适的高效捕收剂是解决氰渣浮选技术的关键。该矿的氰渣浮选，细粒方铅矿既是目的矿物，又是包裹金的重要载体矿物。乙硫氮是有效的捕收剂。同时，乙硫氮可以改善铅、锌分离效果，对铜、铁硫化矿物捕收力弱。有助于获得合格的铅精矿。选铅后的尾矿，我矿正在进行锌的回收试验研究。初步试验表明，加入少量硫酸铜，被抑制了的闪锌矿即被活化，容易捕收，但锌精矿含铅、铜、二氧化硅较高，有待进一步研究解决[40]。

银洞坡金矿金精矿氰化渣经铅浮选后，尾矿再进一步综合回收铅、锌、金、银、硫，在资源不足的情况下，为矿山开辟了一条新的途径。试验中，采用Na_2SiF_6、纤维素联合强化抑制剂，重点抑制脉石矿物和黄铁矿，加入$CuSO_4$活化剂活化强烈抑制的锌矿物，使铅、锌混合精矿达到了产品质量要求，取得了较好的技术指标[41]。

根据氰渣性质特点，潘项绒[42]通过试验研究，在氰渣综合回收的生产中成功地解决了以下问题：第一氰渣粒度太细。采取常规浮选浓度，不利于铅的富集和铅锌分离，采取降浮选浓度(18%～20%)和加入分散剂，解决了氰渣细粒浮选问题；第二氰渣中的成分极其复杂。要想通过浮选选出合格的铅精矿，必须解决铅锌分离，铅硫分离的技术难关。为此选择了抑锌、硫优先浮铅的浮选流程，使用石灰抑硫，采用硫酸锌和硫代硫酸钠联合抑锌；第三由于铅矿物在磨矿中产生了过粉碎现象，其在浮选中不易富集，不易回收，经过捕收剂对比试验，最终确定使用乙硫氮作为捕收剂，该捕收剂具有选择性好，捕收力强等特点。

1.3 氰化浸出法

1.3.1 氰化浸出的基本原理

1、氰化法的定义和特点

氰化法提金，是以氰化物的水溶液作溶剂，浸出含金矿石中的金，然后再从含金的浸出液中提取金的方法[43]。

氰化法提金具有工艺成熟、回收率高，对矿石适应性强，能就地产金等特点。但是仍存在下列主要缺点：（1）对所谓难处理含金矿石效果很差，需要复杂的预处理工序及昂贵的设备和药剂才能将就着用氰化法；（2）对金的浸出速度较慢且易受铜、铁、铅、锌、硫和砷等杂质的干扰；（3）剧毒性，对环境污染严重，远期应用前景暗淡。因此，如何缩短浸出时间，进一步提高浸出率，降低氰化物消耗和寻求非氰无毒浸出剂是浸出提金专家们不断研究探索的课题[43, 3, 27]。

2、氰化浸出的适应性

常规氰化法在处理一些较难氰化的金矿石时，金的氰化浸出率偏低、甚至明显偏低，不尽人意，但是随着氰化浸出法尤其是搅拌氰化的发展，引入了吸附浸出工艺、富氧或其他氧化剂助浸等，不仅显著提高了金的氰化浸出率，而且大大的扩大了氰化浸出金的使用范围，然而对于硫化物包裹的难处理金矿，还要必须经过专门的氧化预处理后才能进行氰化浸金[3]。

无论怎样，氰化法自 1887 年应用于工业生产以来，已有近百年的历史，氰化法目前仍是黄金工业应用成熟、有效、广泛而主要的方法。目前世界上新建的金矿中约有 80%都采用氰化法提金[27]。随着科学技术的进步，引入了其他的方法，但由于这些方法或多或少的存在一些不足，应用没有推广开来。所以氰化仍然是黄金工业中不可或缺的工艺。

3、氰化浸金的原理[43, 44, 45]

金在稀薄的氰化物溶液中，有氧（或氧化剂）存在时，生成一价金的络合物而被溶解：

$$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H_2O = 4NaAu(CN)_2 + 4NaOH \quad (1\text{-}1)$$

也有人认为，此反应分两步进行：

$$2Au + 4NaCN + O_2 + H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2 \quad (1\text{-}2)$$

$$2Au + 4NaCN + H_2O_2 = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH \quad (1\text{-}3)$$

有关进氰化浸出的机理仍存在一些争论，一般认为金在含有氧的氰化物溶液

中溶解，实际上是一个电化学腐蚀过程，即腐蚀金属两个邻近的表面，一个是阳极另一个是阴极。关于金在氰化物溶液中溶解的动力学、扩散学认为：金浸入氰化物溶液时，金的表面立刻溶解，并在金的表面产生饱和溶液，此饱和溶液逐渐向溶液内部扩散。由于扩散，使金周围已饱和了的溶液浓度下降，随之金更进一步溶解，以补充周围金周围溶液的浓度，金的溶解作用就是这样逐渐形成的。

1.3.2 影响金氰化浸出的因素

1、外部环境影响因素

此因素主要包括氰化物及氧的浓度、矿浆温度、矿浆 pH、矿石中金粒的大小和形状、矿浆浓度和矿泥的含量、浸出时间、搅拌强度以及浮选药剂的影响等。

2、矿石性质的影响

（1）增速效应

因金能与铅、汞、铋和铊等金属发生置换，改变固体的表面特征，构成原电池，从而促进金的溶解，所以这些矿物存在，对金的浸出起增速作用。

（2）阻滞效应

在浸出的过程，由于某些杂质离子的存在，对金的溶解产生不良影响，主要表现在：消耗溶液中的氧、消耗溶液中的游离氰化物和在金表面形成硫化物、氧化物、不溶氰化物、过氧化钙等薄膜。

3、伴生矿物对浸出过程的影响

与金伴生的矿物很多，主要可以分为铁矿物、铜矿物、锌矿物、铅矿物、汞矿物、锑矿物、砷矿物、硒矿物、碲矿物、含碳矿物等。在这里着重对铜矿物、铅矿物以及含碳矿物的影响进行分析。

（1）铜矿物

金矿石常与各种铜矿物伴生，这些铜矿物都与氰化物反应生成非常稳定的可溶性铜氰络合物。铜矿物对金浸出过程的主要影响是耗掉大量的氰化物（据徐天允研究指出，每克铜、锌、铁在氰化液中溶解分别消耗 2.7、3.0、5.26 克氰化纳）。浸出过程中，只要氰化物总数的克分子浓度与铜的克分子浓度之比大于 4 时，铜氰络离子的存在，对金的浸出没有表现出特殊的有害影响。

（2）铅矿物

与金伴生的铅矿物有方铅矿、白铅矿等，为被氧化的铅矿物一般不与氰化物反应。矿石中含有少量的铅离子对氰化提金是有利的，可以消除碱金属硫化物的

影响。但过量的铅会降低金的溶解率，特别是用石灰作保护碱时，其溶解率随石灰用量的增加明显降低，同时会进入置换作业增加锌的消耗，并降低金泥的品位。

（3）含碳矿物

一种矿石当它含有天然的碳质物料、球状的黄铁矿和其他粘土物料以及有机质等组分时，因它们都能从矿浆(和溶液)中抢先吸附金氰络合物，故称之为“劫金”组分，这类矿石统称为碳质难浸矿石[46]。一般认为与“劫金”现象有关的主要是活性碳类有机碳，特别是石墨结构的活性炭吸附金。含碳金矿石是目前世界上难处理金矿石之一，为了提高含碳金矿石的氰化指标，可采用下列方法[3]：

①用高浓度氰化物溶液进行浸出。

②物料先用对碳质物质的吸附能力具有抑制作用的药剂加以处理，而后再进行氰化。如茜黄素 P、甲酚酸、煤油、重油、石油、松节油等。

③分两段或三段进行氰化，在各段氰化中间进行过滤，以及用新鲜氰化溶液将滤饼调制成矿浆。

④用吸附-浮选法处理含碳金矿石，即在氰化过程中加入细粒活性炭或离子交换树脂，进而用浮选法将吸金的活性炭或离子交换树脂同矿石中的含金碳质组分一起浮选出来。

⑤事先用 Cl_2 进行预氯化处理（闪速氯化），以降低含碳物质的活性。

⑥实用焙烧法和细菌氧化预处理消除碳的影响，然后可以用常规氰化剂，或者溴、氯、硫脲进行浸出。

⑦浸出时添加柴油或煤油，使矿石中含碳物质钝化。

1.3.3 浮选金精粉氰化的工艺特点

金精矿氰化提金技术是我国黄金工业主要直接产金的手段，它包括简单含金银矿物的精矿二浸二洗工艺，还包括一些富含铜、铅等金属需要添加某种助浸剂的氰化技术，小秦岭一带矿山生产金银铜铅锌与硫多金属精矿，即需要焙烧后酸浸除去硫铜铅再氰化，而湖南湘西金矿所产金锑钨精矿也需焙烧后处理，若含砷金精矿需要经过焙烧、热压及细菌氧化后再氰化提金，并已逐步进行工业化生产。随着社会进步与科研工作不断深入发展，我国金精矿氰化提金工艺技术日臻完善，并将会在今后工业生产中作出更大贡献[47]。

氰化提金技术已成为我国黄金工业生产的主力。其中金精矿氰化工艺自 20 世纪 60 年代试验研究成功以来，已在许多黄金矿山应用。该工艺的主要特点是：金矿石经浮选富集后，精矿含金品位高，进入氰化作业矿量少，氰化物耗量低，酸化法对含氰废水处理效果好，对环境污染小，可节约基建投资，占地面积小，

降低生产成本，并可实现就地产金。金精矿氰化提金工艺对于矿物组成比较简单的原生矿，一般浮选回收率较高，通常在 93%～98%之间，其氰化回收率在 95%左右，因此，浮选-氰化总回收率达 88%～94%，与全泥氰化技术相当。然而，精矿氰化相对全泥氰化来说，基建投资少，含氰污水量小，生产成本低。这就是此工艺获得广泛应用的主要原因[48]。

1.4 关于本论文

1.4.1 问题的提出

灵宝河林矿产品加工厂始建于 1999 年 3 月，地处小秦岭地区，是一座日处理金精粉 50 吨的直接氰化厂，处理的原料主要是含金多金属硫化矿，设计采用金精粉氰化-锌粉置换+浸渣浮选选铅工艺，系统用水为循环使用，生产污水“零排放”。原料来源主要是面对小秦岭地区的浮选厂，原料组成比较复杂，如老鸦岔金矿、朱阳金矿的高铅金精粉，金渠金矿、桐沟金矿的高铜含碳原料，这些原料相对而言都属于难处理金精粉，原料的主要成分：金 50 克/吨、银 120 克/吨、铅 3%～5 %、铜 1.5%～5%。而我厂周边的中源黄金冶炼厂、灵宝黄金冶炼厂都采用的是焙烧-氰化工艺，所以在工艺上具有处理复杂金精粉的优势，我厂要想在夹缝中求得生存，就必须解决直接氰化处理高铜铅含碳难处理金精粉这一问题。因此，建厂伊始我们就在前人研究的基础上，开始这些方面的研究和探索，在生产中积极进行技术改造和试验攻关，并取得了较好的效果，从这个意义说，本论文是对这些年来所做的工作的一个总结。

1.4.2 生产中研究的主要问题

在生产中主要研究解决了以下两方面问题：

1、高铜含碳金精粉的直接氰化问题

一般认为，金精矿含铜品位大于 1%时采取直接氰化工艺是不经济的，主要原因是铜矿物会大量消耗氰化物，从而影响金的浸出率；同时，由于铜矿物在浸出过程中大量被氰化物溶解而使铜无法得到有效回收。国内的金精矿氰化提金技术在近十几年得到了发展，但对含铜在 1%～6% 的金精矿的直接氰化却仍是一项技术难题。主要的难点在于氰化浸金时铜矿物对氰化指标的影响和伴生有价铜矿物的综合回收。

2、高铜铅多金属难处理金精粉氰化尾矿综合回收问题

通过对焙烧氰化工艺的分析，它具有对精矿的品位和杂质含量要求高，环境污染严重，投资较大等缺点。尤其是原料中铅的含量有严格的限制，这主要是受其焙烧工艺的局限性所限制，所以对于直接氰化厂而言，这部分原料自然就是我们争取的目标，但需要解决的是如何综合回收有价元素的问题。

1.4.3 研究思路

针对直接氰化浸出工艺的缺点，结合本厂的生产实际和处理金精粉的性质，研究主要从两方面开展，一是通过对超细磨和化学方面(添加辅助药剂)强化浸出的研究，提高浸出效果，减少氰化物量，二是从综合回收的角度，采用浮选法来回收氰化尾矿中的有价元素。

1.4.4 研究意义

这些问题的研究，对于提高直接氰化工艺流程的适应性，拓宽原料购进渠道，增强企业的市场竞争力，实现资源的综合回收利用，走金矿资源可持续道路均具有重要的实际和经济意义。

第二章 试验原料及研究方法

2.1 试验矿样

2.1.1 试样的准备

1、直接氰化试验样品

直接氰化试验样品从本厂原料场购得的桐沟金矿和金渠金矿矿堆用挖取法各取得大样 200 公斤，分别经自然干燥压碎混匀后，用堆锥法三次混匀、环割缩分装成 100 袋(2000g/袋)供直接氰化试验使用。

2、铜铅分离浮选试验样品

铜铅分离浮选试验样品从本厂氰尾浮选的铅精场用挖取法取得铜铅混合精矿大样 100 公斤，经自然干燥压碎混匀后，用堆锥法三次混匀、环割缩分装成 100 袋(1000g/袋)供铜铅分离浮选试验使用。

3、铅尾选铜试验样品

铅尾选铜试验样品从本厂铅尾矿场用挖取法取得大样 100 公斤，经自然干燥压碎混匀后，用堆锥法三次混匀、环割缩分装成 100 袋(1000g/袋)供铅尾浮选回收铜试验使用。

2.1.2 试样的性质

1、直接氰化试验样品性质

对桐沟金矿和金渠金矿的金精矿的多元素的分析见表 2-1。

表 2-1　桐沟金矿和金渠金矿的金精矿的多元素分析表

元素	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	S (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	As (%)	Sb (%)
桐沟矿含量	115.2	129	2.48	23.23	0.97	0.15	21.12	0.0066	<0.005
金渠矿含量	51.8	70	1.89	23.21	1.72	0.23	21.24	0.0051	<0.005
元素	MgO (%)	Mn (%)	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	Mg (%)	CaO (%)	TiO (%)	总 C (%)	K_2O (%)
桐沟矿含量	0.86	0.060	36.29	5.32	0.034	1.24	0.28	1.82	1.88
金渠矿含量	0.88	0.003	37.53	5.70	0.026	1.48	0.39	1.68	2.65

从元素分析上看有以下特点：

（1）这两家金精矿除 Au、Ag含量有差异外，贱金属 Cu、Fe 的含量明显高；

（2）As、Sb 含量均低，不必考虑他们的影响；

（3）非金属元素碳的含量明显高；

（4）金属矿物以黄铁矿为主，大致含量为 40%左右。

2、分离浮选试验样品性质

样品经化验含铅 28.9%，含铜 15.29%，含金 23.45g/t。

3、铅尾选铜试验样品性质

样品化验品位为：铜 4.64%，铅 2.97%。

2.2 试验设备与药剂

2.2.1 试验设备

试验所用设备及仪器见表 2-2。

表 2-2 试验所用设备及仪器

名称	规格型号	数量	产地
锥形球磨机	XMQ-240×90	1 台	武汉探矿机械厂
浸出槽	XTD-5L	4 个	长春探矿机械厂
搅拌槽	XJT	4 台	长春探矿机械厂
氧气瓶			
流量计	701HB-2	4 个	烟台市福山流量计厂
托盘天平	BP-Ⅱ型-2000g	1 台	上海医疗器机械厂
测氧仪	YSI-508	1 台	美国
氰根氧化钙分析系统		1 套	
红外烘箱	DHG102 型	1 台	潍坊医疗器机械厂
过滤机	DL-5C	1 台	天津
pH 酸度计	PHS-3C	1 台	上海
浮选机	XFD-63 型 3L	1 台	长春探矿机械厂
浮选机	XFD-63 型 1.5L	2 台	长春探矿机械厂
浮选机	XFD-63 型 1L	1 台	长春探矿机械厂

2.2.2 试验药剂

1、氰化试验所用药剂

氰化试验所用药剂主要有：氰化钠、氧化钙、氧化铅、氧气等。

2、浮选试验所用药剂

浮选试验所用药剂主要有：丁黄药、乙硫氮、（异丙）乙硫氨酯（Z-200）、苯胺黑药、二号油、硫酸锌、水玻璃、氰化钠、氧化钙等。

2.3 研究方法

2.3.1 直接氰化法

1、直接氰化试验的原则流程

直接氰化浸出的原则流程见图 2-1。

2、氰化试验操作步骤

第一、用天平称取金精矿干重 2000 克，同时制取金精矿样，并测定贫液中的氰化钠、铜等浓度。

第二，加入 1333 毫升贫液，按 60%的磨矿浓度，分别磨矿 30 分钟、60 分钟、90 分钟和 120 分钟，使其达到相应的的细度，再加 1667 毫升贫液水，直接冲入浸出槽中，成 40%的矿浆浓度。

第三，将装有矿浆的浸出槽放在搅拌器下，进行搅拌氰化浸出，加入适量的氰化钠和氧化钙，调成不同氰化钠浓度的浸出条件，并每隔 4 小时测定浸出液里的氰化钠和氧化钙浓度，用氰化钠和氧化钙来调整，确保其浓度稳定。

第四，在 36、48、72 小时上分别取样，制得相应的氰渣样，在 72 小时，静置抽滤出液体样。

第五，金精矿、氰渣、浸出液送化验室分析化验。金精矿、氰渣分析：金、银、铜、硫，浸出液分析：金、银、铜、硫、氰化钠、氧化钙浓度。

第六，根据前后液体含氰、氧化钙及加入氰化钠、氧化钙量，计算出本金精矿氰化浸出的氰化钠、氧化钙单耗。

第七，根据金精矿、氰渣品位计算出该金精矿的氰化浸出率。

第八，做本试验的金属平衡

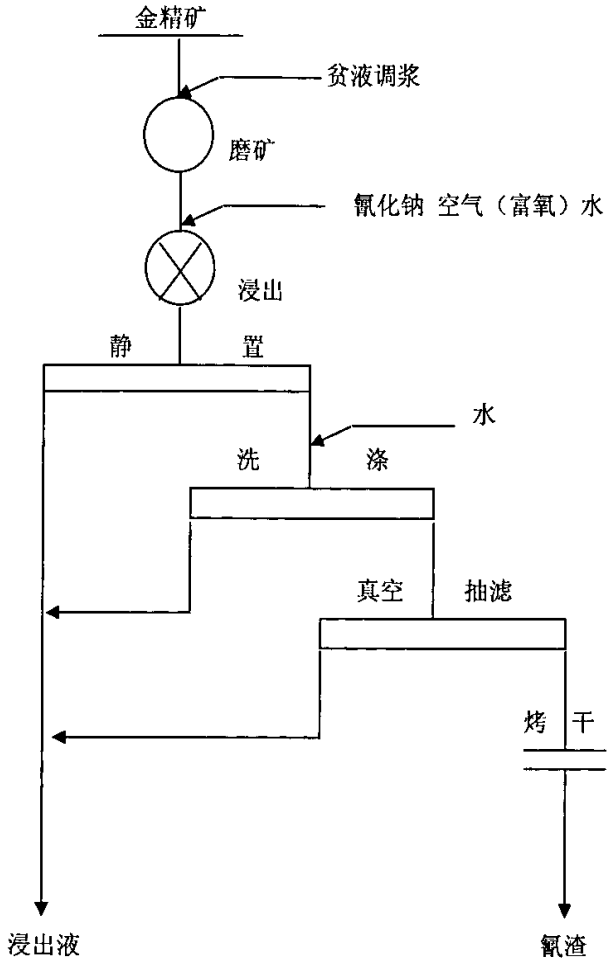


图 2-1 直接氰化浸出的原则流程图

2.3.2 浮选法

1、浮选试验的原则流程图

不论是铜铅分离浮选还是铅尾选铜试验，其采用的试验原则流程都是一样的，即采用一次粗选一次扫选。浮选试验的原则流程图见图 2-2。

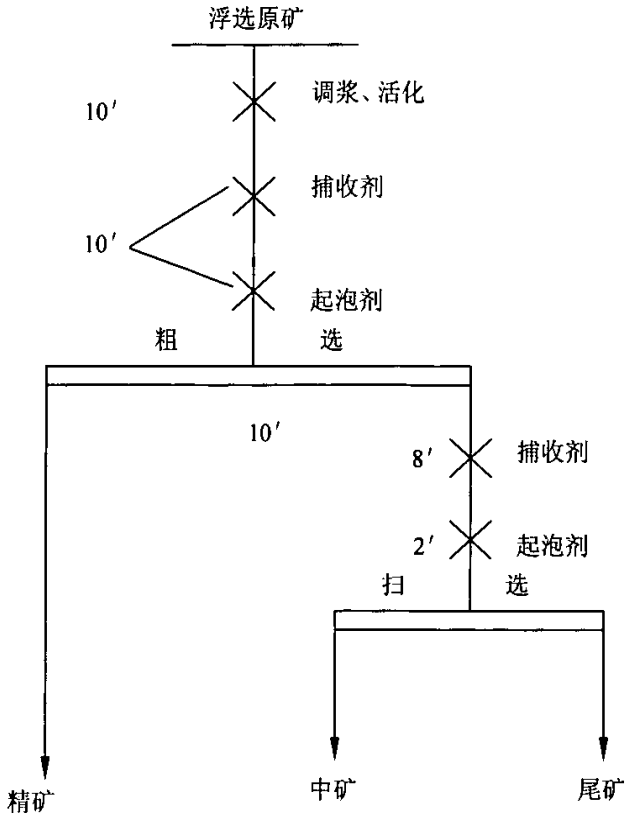


图 2-2　浮选试验的原则流程图

2、浮选试验操作步骤

第一，用天平称取混合精矿或者铅尾干重 1000 克，倒入浮选挂槽中，加入贫液或水 2000 克，是浮选浓度为 33%。

第二，搅拌调浆 2 分钟后加入石灰或者活化剂、抑制剂，充分搅拌 10 分钟。

第三，加入捕收剂并搅拌 10 分钟后加入起泡剂，此时开启充气阀门进行粗选。

第四，粗选十分钟将得到的精矿静置过滤，然后烘干称重做好记录。

第五，对粗选尾矿按照上述步骤进行扫选，得到中矿和尾矿，中狂烘干称重记录，尾矿在搅拌状态取样，并烘干。

第六，将精矿、中矿、尾矿分别送去化验，化验金、铜、铅的品位，做好记录。

第七，根据试验所取得的数据计算各产品的产率及回收率，根据试验结果调整试验条件进行优化。

第三章 高铜含碳金精矿的直接氰化试验研究

高铜含碳金精矿的直接氰化试验研究的主要目的是通过常规氰化试验考察，得出金的氰化出率、氰化钠单耗与浸出氰化钠浓度、磨矿细度及浸出时间的关系，找出低氰耗、高浸出率相应的氰化钠浓度、磨矿细度及浸出时间。然后在常规氰化浸出最佳试验条件的基础上，找出富氧添加氧化铅与浸出率和氰化钠单耗的关系。

3.1 高铜含碳金精常规氰化试验研究

对高铜含碳金精做了大量的常规氰化试验，在此仅对金的氰化出率、氰化钠单耗与浸出氰化钠浓度、磨矿细度及浸出时间的关系试验结果进行汇总。

3.1.1 磨矿细度对浸出率、氰化钠单耗的影响

在分别磨矿 30、60、90、120 分钟测定得知相应磨矿细度，磨矿细度与磨矿时间的关系曲线见图 3-1。在氰化钠浓度保持 0.8%，浸出时间 72 小时的条件下进行浸出试验，试验结果见表 3-1，由试验结果得出金精矿金氰化浸出率、氰耗与磨矿细度的关系，关系曲线见图 3-2、图 3-3。

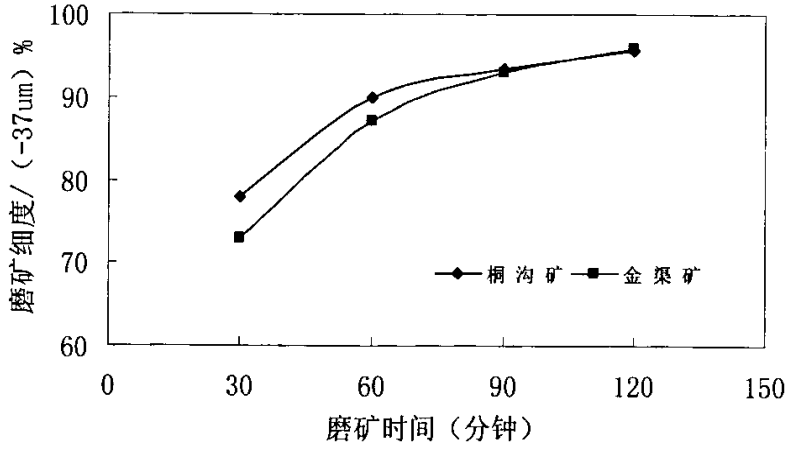


图 3-1　磨矿细度与磨矿时间的关系

表 3-1 磨矿细度氰化浸出试验结果

矿名	试验编号	磨矿时间（分钟）	细 度（－37um）%	金浸出率 (%)	氰化钠单耗（kg/t）
桐沟矿	TCG-XD-1	30	78.0	76.2	18.1
	TCG-XD-2	60	90.0	86.3	19.8
	TCG-XD-3	90	93.4	89.0	20.9
	TCG-XD-4	120	95.6	89.1	20.9
金渠矿	JCG-XD-1	30	73.0	76.9	14.1
	JCG-XD-2	60	87.0	88.0	16.2
	JCG-XD-3	90	93.0	89.8	18.0
	JCG-XD-4	120	95.8	90.1	18.1

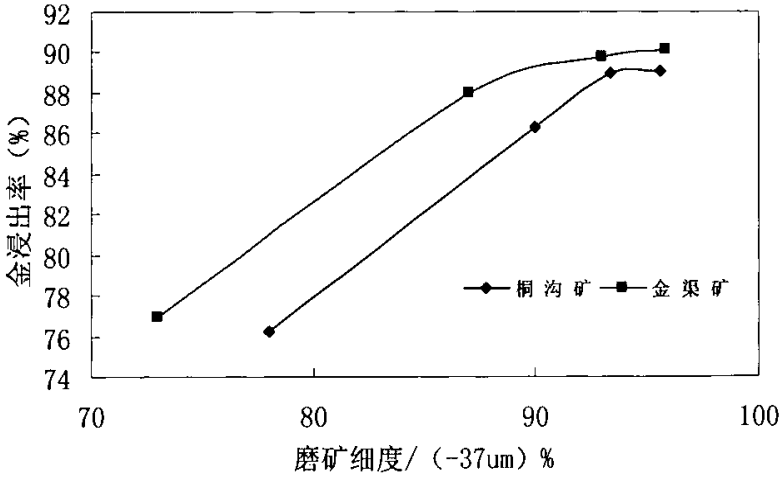


图 3-2　金氰化浸出率与磨矿细度关系

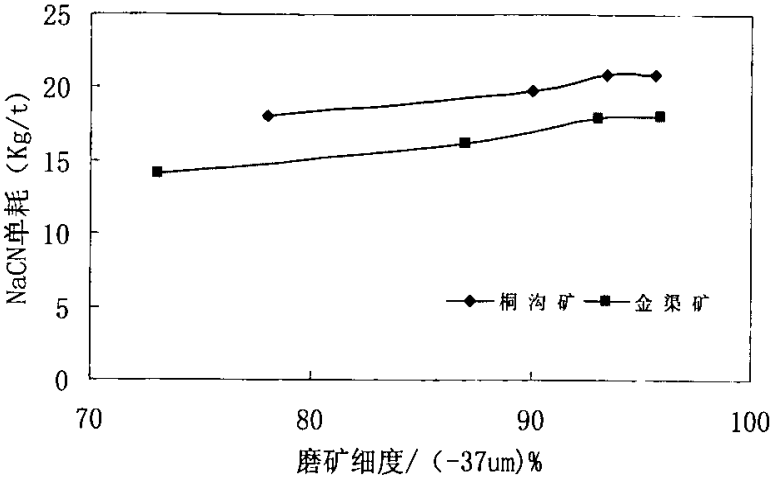


图 3-3　氰化钠单耗与磨矿细度的关系

从以上图表可以看出，随着磨矿细度的提高，这两种金精矿的金浸出率随之提高，但氰化钠单耗也随之升高。

3.1.2 浸出时间对浸出率、氰化钠单耗的影响

在磨矿 90 分钟，氰化钠浓度为 0.8%的条件下，分别浸出 36、48、72 小时，浸出时间试验结果见表 3-2。由试验结果得出金浸出率、氰耗、氰化钠单耗与浸出时间的关系。

表 3-2 浸出时间条件试验结果

矿名	浸出 36 小时		浸出 48 小时		浸出 72 小时	
	浸出率 (%)	氰耗 (kg/t)	浸出率 (%)	氰耗 (kg/t)	浸出率 (%)	氰耗 (kg/t)
桐沟矿	78.0	16.40	82.60	19.60	89.10	20.90
金渠矿	83.08	14.39	86.20	15.89	90.10	19.80

从上表可以看出，在一定的细度，一定的浸出氰化钠浓度下，金的浸出率、氰化钠单耗随着浸出时间的延长而升高。

3.1.3 浸出氰化钠浓度对浸出率、氰化钠单耗的影响

在磨矿时间为90分钟，浸出时间为72小时，浸出氰化钠浓度分别为0.4%、0.8%、1.2%进行氰化浸出，浸出氰化钠浓度条件试验结果见表3-3。由试验结果得到浸出氰化钠浓度与金浸出率、氰化钠单耗的关系。

表3-3 浸出氰化钠浓度条件试验结果

矿名	[CN^-]0.4%		[CN^-]0.8%		[CN^-]1.2%	
	浸出率(%)	氰耗(kg/t)	浸出率(%)	氰耗(kg/t)	浸出率(%)	氰耗(kg/t)
桐沟矿	86.20	16.80	89.10	20.90	89.00	32.60
金渠矿	83.00	15.40	90.10	19.80	90.20	30.10

由上表可以看出，在其它条件一定的条件下，金氰化浸出率不是随氰化钠浓度升高而直接提高，金浸出率增加到一定程度反而会随着氰化钠浓度的增加而下降，而氰化钠单耗则随着浸出氰化钠浓度的提高而直线上升。

3.1.4 小结

通过以上试验，综合考虑，可以得出常规条件下，对这两种金精矿的最佳条件为：磨矿90分钟（即磨矿细度在－37um含量不低于93%），浸出液中氰化钠浓度为0.8%，浸出时间为72小时。

从试验可以看出，即使在最佳的试验条件下，这两种金精矿的氰化浸出率也仅在90%左右，氰渣品位要跑5.00至11.5g/t，而氰化钠单耗在19.80到20.90Kg/t。可见，用常规方法处理这种金精矿不仅回收率低，而且成本也非常高，这当然是不能适用的。

试验过程中，在最佳常规氰化浸出条件下，用测氧仪测得桐沟矿、金渠矿浸出液中的溶解氧的含氧浓度分别为：0.40mg/L、0.30mg/L，从理论可知，金浸出最佳条件为[CN^-]/[O_2]=6，而现在为（80/0.4）、（80/0.3）、（80/1.2），即200、267、66相差甚远，充分说明浸出的过程中氧的浓度远远不够。

3.2 高铜含碳金精矿直接强化氰化的机理

3.2.1 充氧代替充空气可强化浸出的机理[26, 49, 50]

1、充氧代替充空气加快金、银的浸出速度

（1）反应动力学分析

使用氰化物浸出矿石中的金矿物工艺是目前国内外黄金矿山及生产冶炼部门普遍采用的工艺，研究认为金在氰化物中的溶解为电化学腐蚀过程，其化学反应方程式为：

$$4Au + 8NaCN + O_2 + 2H_2O = 4NaAu(CN)_2 + 4NaOH \qquad (3\text{-}1)$$

金电化学腐蚀反应的速度方程式为：

$$V = K\frac{[Au]^4[NaCN]^8[O_2][H_2O]^2}{[NaAu(CN)_2]^4[NaOH]^4} \qquad (3\text{-}2)$$

由于金和 H_2O 的活度均为 1，故其速度方程式可简化为：

$$V = K\frac{[NaCN]^8[O_2]}{[NaAu(CN)_2]^4[NaOH]^4} \qquad (3\text{-}3)$$

式中：K-速度常数，与化学反应的性质有关，不同的化学反应有不同的速度常数。

从反应动力学角度认为，化学反应的速度与参加反应的反应物浓度成正比，与反应的生成物浓度成反比，从反应的化学方程式（3-1）可看出，反应的速度与氰化钠和氧的浓度成正比，在氰化钠浓度一定的情况下，反应速度与氧浓度成正比，从方程(3-3)中可以看出，金的电化学腐蚀速度与氰化物浓度的 8 次方成正比，与溶解氧浓度的一次方成正比，与 $NaAu(CN)_2$ 和 NaOH 浓度的 4 次方成反比。因此，从反应动力学角度来说提高反应过程中的氧的浓度可以提高金的浸出速度。

（2）扩散理论分析

在氰化物溶液中，当有氧存在时，金的溶解为电化学溶解，因此金的氰化浸出是一个动态过程，是一个不断耗氧的过程。根据扩散理论及菲克定律的研究结果表明，浸出速度受控于 CN^- 和 O_2 的正向扩散速度及反应产物 $Au(CN)^-$、H_2O_2、H_2O 的递向扩散速度。扩散速度取决于 CN^- 和 O_2 浓度及二者比值。理论计算二者有一获得最大浸出速度的摩尔比值：$[CN^-]/O_2=6$，此比值成为溶金的极限离子浓度值，试验数据为 4.67～7.4，对不同类型的矿石，可在此范围内波动。

一般认为，在氰化物浓度低时，金的溶解速度仅取决于氰化物溶液浓度。但当浓度高时(>0.05%)，金的溶解速度则仅随氧浓度而定。

从以上分析可以看出，为了使金得到最快的溶解速度，合理的条件既不单是游离氰化物的浓度，也不单是溶解氧的浓度，而是两者浓度的比值。因此，如果只是片面地强调充气而忽视了游离氰化物的浓度，或者加入过量的氰化物，而溶液中的氧含量低于理论值，对提高金的浸出速度都成效不大的，都会造成充气动力或氰化物的浪费。

大量实践也已证明，金的溶解速度与溶解氧的含量有直接关系。提高矿浆中的溶解氧含量对浸出过程是极为有利的。只有当矿浆中的氧处于饱和状态时，才能在合理的时间内达到较高的金浸出率。试验结果表明，当$[CN^-]/O_2>6$时，金的溶解反应由氧的扩散速度控制，当$[CN^-]/O_2<6$时，金的溶解反应由CN^-的扩散速度控制。大多数氰化厂是在$[CN^-]/O_2>6$的条件下生产，因此，金的溶解取决于溶解氧浓度。

（3）充氧对浸出的影响

往矿浆中直接充氧，提高氧分压或提高氧在水中的扩散速度，从而提高溶解氧浓度。矿浆中的溶解氧与氧的分压成正比关系，方程式为：

$$[O_2]=KPo_2 \qquad (3-4)$$

式(3-4)中：$[O_2]$-溶解氧浓度

K-溶解度系数

Po_2-与水相接触的气体的氧分压

从式(3-4)中可以看出，增大氧的分压可增大氧在溶液中的溶解度，溶解氧浓度增大，即可加快金的溶解速度。

在常规充空气的氰化浸出系统中，空气是和液相(矿浆)相接触的气相，空气中的氧分压为21278Pa。在常规海平面标高，空气在溶液中的溶解氧浓度约为6～8ppm。富氧浸出后，由于浸出槽较深，且不断往浸出槽底充氧，充入的氧又不断从矿浆表面逸出，因此，在槽体内部液相(矿浆)与之接触的气体就是充入的氧气，即氧的分压与充入的氧气的分压相同。在充氧富氧浸出中，一般充入的氧气纯度为80%～90%，故矿浆中的氧分压亦为81060～91192.5Pa，是常规氰化充空气的3～4倍，通过测量，此体系中的溶解氧浓度为25ppm左右，也证明了这一点。

2、充氧代替充空气可提高金的浸出率

众所周知，金精矿中的金有一部分是包裹体，虽经再磨，但还是未能裸露出来，在氰化过程中不能与氰化钠接触，使金不能溶解，造成金回收率降低，现由充氧替代充空气，提高了氧在浸出矿浆的溶解度，增强了反应过程中的氧化能力，包裹金的物质被氧化而溶解，使包裹金得以裸露，在氰化过程中能与氰化钠接触，进而溶解，使金的回收率提高。

针对桐沟和金渠两矿的金精矿主要包裹金的物质是黄铁矿，而且在富氧及碱性体系的作用下，有如下反应：

a、FeS_2因风化作用或在湿磨时部分分解为 FeS 和 S；

b、S 氧化生成 H_2S 或 H_2SO_4，而 FeS 则生成 $FeSO_4$；

c、$FeSO_4$ 氧化生成 $Fe_2(SO_4)_3$；

d、$Fe_2(SO_4)_3$ 进一步氧化生成不溶性的碱式硫酸铁，$2Fe_2O_3SO_3$；

e、$2Fe(SO_4)_3$ 再氧化生成 $Fe(OH)_3$。

所以在金精矿细度达到-37um 占 90%左右，包裹金的黄铁矿得以氧化。而使金得以裸露，从而使金的浸出率大大提高。

3.2.2 富氧条件下氧化铅在氰化浸出过程中的作用机理

1、铅盐助浸的作用机理[51, 52]

有关铅盐在氰化浸出中的作用机理主要有以下几点：

（1）只要氧化剂的氧化电位大于氰化浸金所需要的最小电位-0.54V，理论上就可以用于强化浸金过程；而铅盐的氧化电位-0.126V，大于-0.54V，能够满足浸金过程的热力学要求，因此铅盐在氰化浸金条件下能做氧化剂氧化溶解金。

（2）铅盐在碱性氰化钠溶液中金的电化学行为是铅盐能够溶解金，并在金表面上形成 $AuPb_2$、$AuPb_3$等的金铅合金，铅盐的催化作用就在于这些合金能够在金表面上形成无数的微电池，通过微电池作用，可大大促进了金的溶解浸出过程。

（3）金浸出过程中动力学与温度的关系，根据阿列尼乌斯的研究结果，金氰化溶解过程的化学反应速度与温度相关，温度提高，有助于加速金的溶解，而 Pb^{2+}与硫化矿的反应一般为放热反应，有助于提高矿浆温度。氰化浸金时加 Pb^{2+}，由于 Pb^{2+}均匀地分布于整个浸出矿浆，从而有助于提高矿浆中无数个局部单元的温度。

（4）铅盐在氰化作业中主要有利作用是去除溶液中的 S^{2-}离子，使金银的氰化浸出顺利进行。

总之，以适量铅盐作氧化剂，在氰化浸金中应用对于提高金的浸出率、降低氰化物用量、降低矿浆中可溶性金属离子的含量、克服硫化物的有害影响，效果十分明显。

2、氧化铅助浸的作用机理

氧化铅别名黄丹、密陀僧、彰丹，黄色粉末，四方晶系。高东曙的研究(浸出试验和生产应用)表明，在浸出含原生硫化铜较高的金精矿时加入适量氧化铅，

可降低氰化物耗量、提高金的浸出率。添加氧化铅后，浸出液中铜和硫氰根离子的含量都明显下降，说明氧化铅抑制了铜的溶解，阻止了 CSN^-的生成。进一步研究表明，氧化铅主要抑制原生硫化铜矿的溶解，对次生硫化铜矿含量较高的矿石效果不明显[53]。

氧化铅既是强氧化剂，又是两性氧化物，它既可以与 Fe_2O_3、SiO_2 生成铁酸盐或硅酸盐，也可以和金属氧化物形成铅酸盐或硅酸盐，当将氧化铅加入金精矿的氰化过程中时，它既有氧化作用，加快金的溶解，提高金的浸出率，又能和其它成分结合生成有掩蔽作用的物质，附着在能消耗大量氰化物的铜矿物表面，阻止了铜的溶解，降低了氰化钠的耗量。

3.2.3 富氧添加氧化铅浸出对碳质吸附金的影响机理

（1）氰化贫液经过周而复始的循环使用，使浸出液中的重金属离子（如 $Cu(CN)_4^{3-}$、$Zn(CN)_4^{2-}$）浓度急剧升高，当这些与碳质相遇时就被吸附，这些带有负电荷的离子对 $Au(CN)^{2-}$起排斥作用，从而使碳质吸附金的能力大为减小。

（2）富氧能改善有机碳的表面，利用由羰基团(-C-OH-)构成的羰基构造来调节，这些表面团组屏蔽了活化的吸附部位而使碳钝化。也就是说，表面团组在碱性溶液中的离子化使有机物质的表面带负电，因而排斥了带负电荷的络金氰化物离子，从而降低或清除了碳质对金的附作用。

3.3 富氧添加氧化铅氰化浸出试验研究

3.3.1 氧溶解浓度对浸出率、氰化钠单耗的影响

在磨矿 90 分钟，氰化钠浓度 0.8%，浸出时间为 72 小时的固定条件下，改变充氧量来调节金精矿氰化浸出中氧的溶解度进行浸出试验，试验结果见表 3-4。根据试验结果找出溶解度浓度与金的浸出率、氰化钠单耗的关系，关系曲线见图 3-4、图 3-5。

表 3-4 氧溶解浓度浸出条件试验结果

矿 名	浸出率(%)	氰耗(kg/t)	氧的溶解浓度
桐沟矿	90.10	20.30	1mg/L
金渠矿	88.60	17.10	
桐沟矿	90.00	21.30	5mg/L
金渠矿	89.10	17.40	
桐沟矿	93.00	21.20	10mg/L
金渠矿	91.00	17.30	
桐沟矿	94.60	23.40	15mg/L
金渠矿	95.90	17.80	
桐沟矿	96.10	26.10	20mg/L
金渠矿	95.40	23.40	
桐沟矿	96.20	28.20	25mg/L
金渠矿	96.00	27.40	

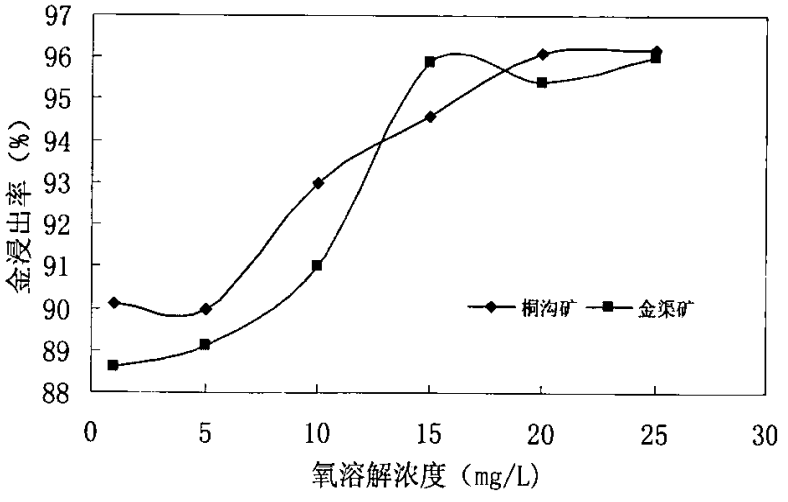


图 3-4　金浸出率与氧溶解浓度的关系

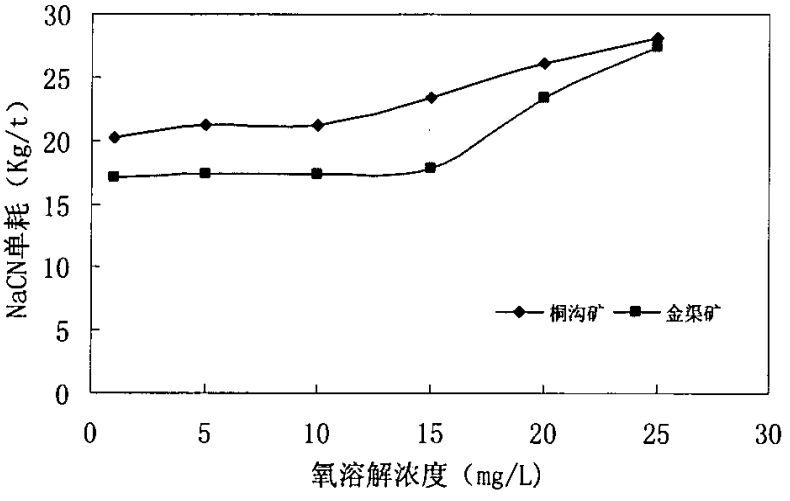


图 3-5　NaCN 单耗与氧溶解浓度的关系

从试验汇总和以上图表看，这两种矿的浸出率随着溶解氧浓度的升高而提高，但到溶解氧达到一定高的浓度时，金的浸出率变化就不明显，而氰化钠单耗则随着浸出液溶解氧浓度的升高有明显提高的趋势。

3.3.2 浸出时间对浸出率、氰化钠单耗的影响

在浸出液氰化钠浓度 0.8%，磨矿 90 分钟，用充氧使溶液中氧的浓度达到 20 毫克/升的固定条件下，改变浸出时间进行浸出试验，试验结果见表 3-5。由试验结果考察浸出时间与浸出率、氰化钠单耗的关系。

表 3-5　富氧浸出时间试验结果

矿名	36 小时		48 小时		72 小时	
	浸出率（%）	氰耗（kg/t）	浸出率（%）	氰耗（kg/t）	浸出率（%）	氰耗（kg/t）
桐沟矿	92.8	11.00	96.00	18.60	96.10	26.10
金渠矿	91.00	10.00	94.30	17.30	95.40	23.00

由以上图表可见，在富氧条件下，氰化浸出率在浸出时间相同时与常规相比，将大大提高，这说明富氧大大加速了金的溶解速度，且使包裹金较完全地溶解。

3.3.3 浸出时间、氧化铅用量对浸出率、氰化钠单耗的影响

在浸出液氰化钠浓度 0.8%，磨矿 90 分钟，充氧使溶解氧浓度保持 15～20mg/L，改变浸出时间和氧化铅的添加量进行浸出试验，试验结果见表 3-6，由试验结果考察浸出时间添加氧化铅与金浸出率、氰化钠单耗的关系，关系曲线见图 3-6、图 3-7。

表 3-6 不同浸出时间条件下氧化铅用量浸出试验结果

矿名	浸出率（%）	氰耗（kg/t）	PbO 用量(kg/t)	浸出时间（h）
桐沟矿	93.00	11.80	2	36
金渠矿	90.00	9.80		
桐沟矿	93.70	8.00	4	
金渠矿	92.30	7.00		
桐沟矿	95.20	5.80	6	
金渠矿	96.00	6.70		
桐沟矿	95.60	6.30	8	
金渠矿	95.70	5.90		
桐沟矿	94.00	18.00	2	48
金渠矿	92.60	19.00		
桐沟矿	98.20	11.00	4	
金渠矿	97.40	10.80		
桐沟矿	98.20	10.60	6	
金渠矿	97.10	9.80		
桐沟矿	97.90	11.20	8	
金渠矿	97.00	9.60		
桐沟矿	95.20	24.00	2	72
金渠矿	93.90	21.30		
桐沟矿	98.30	12.00	4	
金渠矿	97.40	11.00		
桐沟矿	98.40	12.20	6	
金渠矿	97.10	10.00		
桐沟矿	98.60	13.60	8	
金渠矿	96.90	9.80		

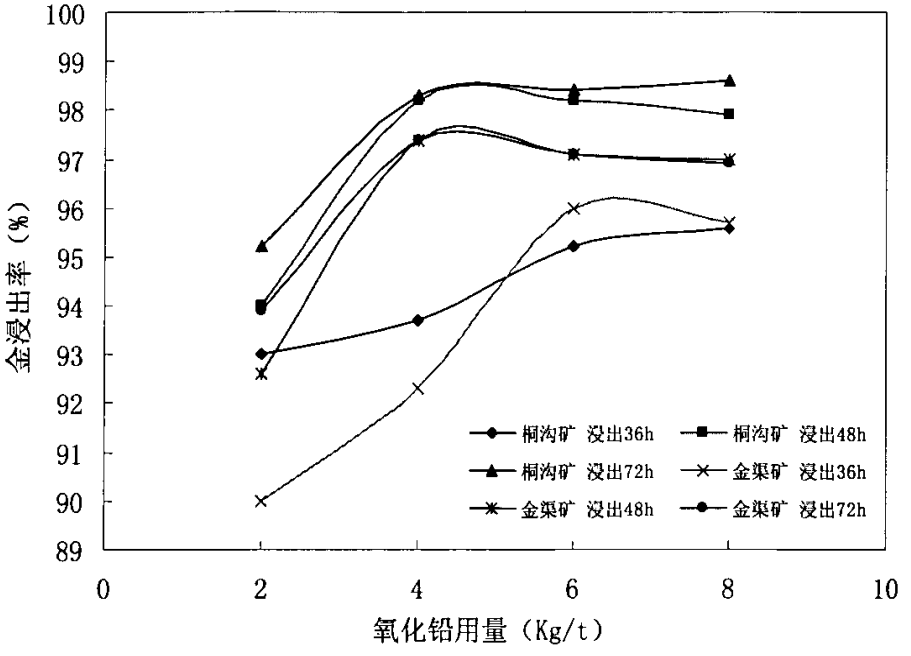


图 3-6　不同浸出时间下金浸出率与氧化铅用量的关系

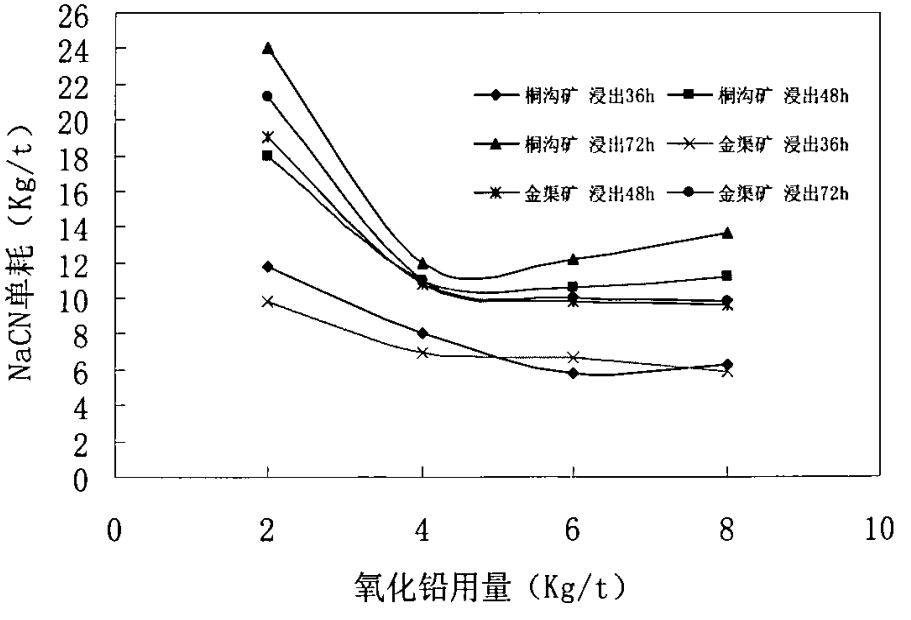


图 3-7　不同浸出时间下 NaCN 单耗与氧化铅用量的关系

从图表可得出，添加氧化铅时就桐构、金渠金精矿来说，不仅能大大降低金精矿氧化浸出的氰化钠单耗，而且有效地提高金的浸出率。

3.3.4 小结

1、高铜含碳金精矿富氧添加氧化铅助浸直接氰化的最佳条件

综合分析，高铜含碳金精矿富氧添加氧化铅助浸直接氰化工艺，其最佳适宜的条件为：

（1）磨矿 90 分钟，使金精矿细度达到-37um 的占 90%左右；

（2）浸出液中氰化钠浓度在 0.8%左右；

（3）浸出液中氧的溶解浓度在 15—20mg/L 之间；

（4）添加 PbO 4kg/t。

2、富氧添加氧化铅金精矿氰化与常规加氧化铅金精矿氰化指标对比

在最佳条件下，富氧添加氧化铅金精矿氰化与常规加氧化铅金精矿氰化指标对比见表 3-7。由试验结果可得出富氧添加氧化铅与常规加氧化氰化浸出时的金浸出率、氰化钠单耗与浸出时间的比照关系，关系曲线见图 3-8、图 3-9。

表 3-7 富氧添加氧化铅金精矿氰化与常规加氧化铅金精矿氰化指标对比表

矿名	浸出率（%）	氰耗（kg/t）	PbO 添加条件	浸出时间（h）
桐沟矿	93.70	8.00	富氧 PbO	36
金渠矿	92.30	7.00		
桐沟矿	93.70	8.00	常规 PbO	
金渠矿	92.30	7.00		
桐沟矿	98.20	11.00	富氧 PbO	48
金渠矿	97.20	10.80		
桐沟矿	82.60	19.60	常规 PbO	
金渠矿	86.20	15.89		
桐沟矿	98.30	12.00	富氧 PbO	72
金渠矿	97.40	11.00		
桐沟矿	89.10	20.90	常规 PbO	
金渠矿	90.10	19.80		

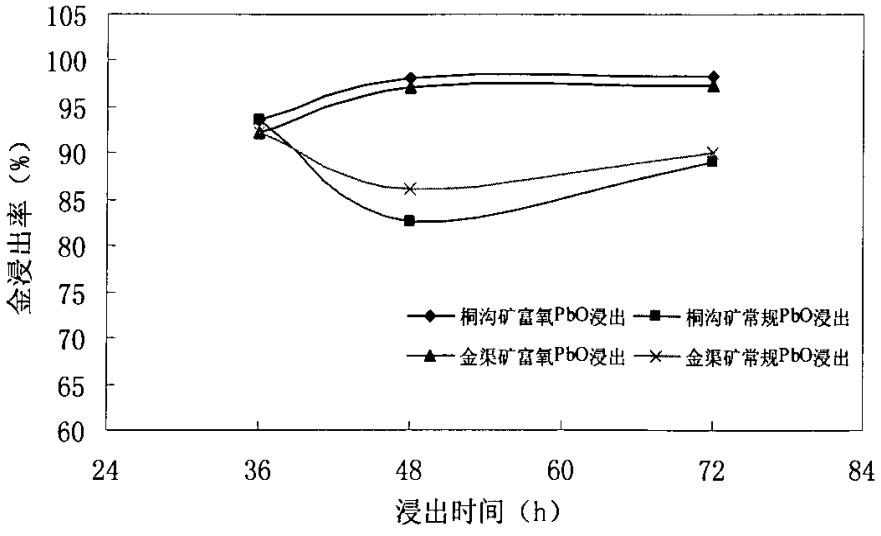


图 3-8 富氧 PbO 和常规 PbO 浸出金浸出率比对试验

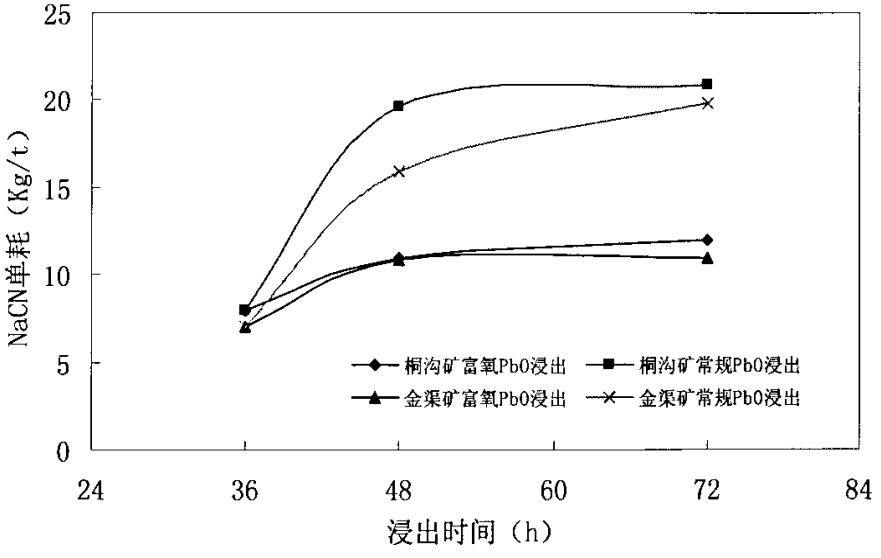


图 3-9　富氧 PbO 和常规 PbO 浸出 NaCN 单耗比对试验

由图表可以明显看出，在富氧条件下添加氧化铅无论是金浸出率还是氰化钠单耗都要远远优于常规条件下添加氧化铅，所以要想使添加氧化铅发挥最大作用就必须在富氧条件下实施。

3、试验中碳对浸出的影响分析

在试验过程中，我们对碳的影响作了分析，主要是对不同浸出阶段的氰渣进行化验，利用湿法化验和火法化验进行比对，以此来研究碳对浸出的影响，化验分析结果见表 3-8，需要说明的是表中列出的焙烧与不焙烧分别是指化验中的湿法化验和火法化验。

表 3-8 不同浸出阶段氰渣金化验分析结果

矿名	金精矿		36 小时氰渣			
	焙 烧	不焙烧	富氧加 PbO		常规浸出	
			焙 烧	不焙烧	焙 烧	不焙烧
桐沟矿	115.20	102.80	7.30	5.30	25.30	14.10
金渠矿	51.80	46.90	4.00	3.20	8.80	5.80
矿名	48 小时氰渣				72 小时氰渣			
	富氧加 PbO		常规浸出		富氧加 PbO		常规浸出	
	焙 烧	不焙烧	焙 烧	不焙烧	焙 烧	不焙烧	焙 烧	不焙烧
桐沟矿	2.10	2.10	20.00	15.00	2.00	1.95	12.60	6.00
金渠矿	1.50	1.55	7.10	6.20	1.40	1.40	5.10	4.00

注：表中数据是金的品位，单位是 g/t

根据表中的化验数据分析可以看出：

（1）金精矿未进入氰化前，碳对金的吸附作用是很大的，能造成结果相差 12g/t 之多；

（2）在常规金精矿氰化过程中，从 36 小时到 72 小时，其对金的吸附作用由大到小，但其到最后还是有很强的吸附作用，能造成氰渣结果相差 6g/t 之多；

（3）在富氧加 PbO 金精矿氰化过程中，碳对氰渣结果的影响从 36 小时到 72 小时有较大到最后几乎没有影响。

由此可以得出如下结论，金精矿中的碳对金的吸附作用在金精矿常规氰化过程中就有所降低，而在富氧加氧化铅金精矿过程中，其吸附作用随着时间的延长，逐渐减少，直至没有。或者可以这样说，在金精矿氰化过程中碳被其它东西消化掉了。

4、直接氰化试验结论

通过对高铜含碳金精粉的直接氰化试验研究，可以得出如下结论：

（1）富氧加氧化铅能加速金的溶解速度，提高金的浸出率。

（2）此工艺能抑制铜等杂质的溶解，降低氰化过程中的氰化钠单耗。

（3）此工艺能减少或消除碳对氰金络合物的吸附作用。

总之，对于处理高铜含碳金精矿富氧添加氧化铅直接氰化是可行，而且是有效的。

第四章 氰渣浮选综合回收试验研究

4.1 试验研究方案的确定

4.1.1 氰渣浮选的特点

对于金精粉氰化后的尾渣进行浮选，笔者认为有如下几个特点：第一，一般的氰化厂金精粉都要经过多段磨矿，渣的细度很细，如该厂的金精粉经过两段磨矿分级，细度达到-37um 占 90%以上。第二，金精粉经过氰化浸出，使矿物的表面性质发生了变化，矿物的可浮性发生变化，给浮选分离带来困难。第三，产品的选择要明确，不能再以选金为目的，因为经过浸出，该溶解的金已经溶解，所以要注意针对目的矿物确定浮选药剂种类和用量。

尤其是河林矿产品加工厂采用的是直接氰化生产污水采用零排放工艺，在氰化浸出的工程中加了不同的助浸剂，杂质离子再生产循环用水中大量积累，而生产现场生产用水靠半酸化法除杂后循环使用，这些都为下一步的浮选综合回收氰渣中有价元素带来困难，所以氰渣浮选综合回收要结合现场生产实际情况，充分考虑浸出药剂氰化钠以及所加的助浸剂对浮选的影响。

4.1.2 试验研究方案

由于原设计流程已有氰渣选铅工艺，所以在现场生产中主要是利用浮选回收氰尾中的铅，根据河林矿产品加工厂的生产实际，对于氰渣中含铅高而铜含量较低的原料，利用原有工艺回收铅即可，这种原料是原设计工艺所期望的，对于氰尾中铜、铅含量都较高，利用原有工艺进行铜铅混合浮选得到铜铅混合精矿，经过近六年的生产实践，已积累了一些生产经验，不过铜铅混合精粉在销售时，通常因为铜铅不分造成计价上打折扣，影响了企业的经济效益。根据小秦岭地区金精粉的特性，通常氰渣中的除了含有铅、金外，还含有铜、锌等有价元素，同时氰渣中铅、铜等各有价元素的品位并不均衡，所以单一的回收铅已经不能满足生产综合回收的需要，需要根据氰尾中的有价元素的含量来决定综合回收的方法。因此对于氰尾含铜较高而含铅较低这种原料如何回收铜和铜铅混合精矿中铜铅如何分离就成为生产中需要解决和研究的问题，针对这种情况，为了充分利用原有设备，我们制定如下试验研究方案：

1、对于含铜较高且含铅的原料，我们采用原浮选工艺，优先浮选回收铅，铅尾再浮选回收铜的试验研究方案。

2、对于铜、铅含量都较高的原料，我们利用原浮选工艺进行混合浮选得到铜铅混合精粉，然后再进行铜铅浮选分离的试验研究方案。

如果这两种试验研究取得成功，在生产现场只需再建设一个浮选车间，既可以做铅尾浮选铜车间又可以作为铜铅分离车间。

4.2 铜铅分离浮选试验

试样的采取铅、铜混合浮选产品，样品经化验含铅 28.9%，含铜 15.29%，含金 23.45g/T。

4.2.1 铜铅分离浮选探索试验

河林矿产品加工厂处理的金精粉属多金属含金银矿石，主要组成矿物有黄铁矿、方铅矿、黄铜矿和少量石英等。氰化浸出磨矿细度在-37um 占 90%以上，各种矿物基本都达到单体解理，由于磨矿细度太细，铅铜的可浮性基本差不多，为分离浮选带来很大难度。

从铅铜混合浮选生产实践得知，该矿石铅铜的可浮性都很好，分离浮选难度相当大，结合现场生产条件，综合考虑各影响因素，探索试验分抑铜浮铅和抑铅浮铜两种方案进行，主要进行了各种抑铅抑制剂试验，过滤脱药，磨矿过滤脱药，搅拌预处理等抑铅浮铜试验流程。

这两种方案共进行了 18 个探索试验，通过探索试验得知该混合精粉抑铅浮铜难度特别大，因此这里再列举抑铅浮铜试验的相关情况，着重对抑铜浮铅试验进行汇总，在抑铜浮铅试验里做了清水和贫液浮选的平行试验，最后得出该矿适合抑铜浮铅并用贫液调浆，能得到较好的技术指标。

1、组合抑制剂抑铜浮铅分离浮选探索试验

本试验主要是采用 NaCN、$ZnSO_4$ 作为组合抑制剂，对抑铜浮铅分离浮选进行探索试验，试验流程及条件见图 4-1，试验结果见表 4-1。

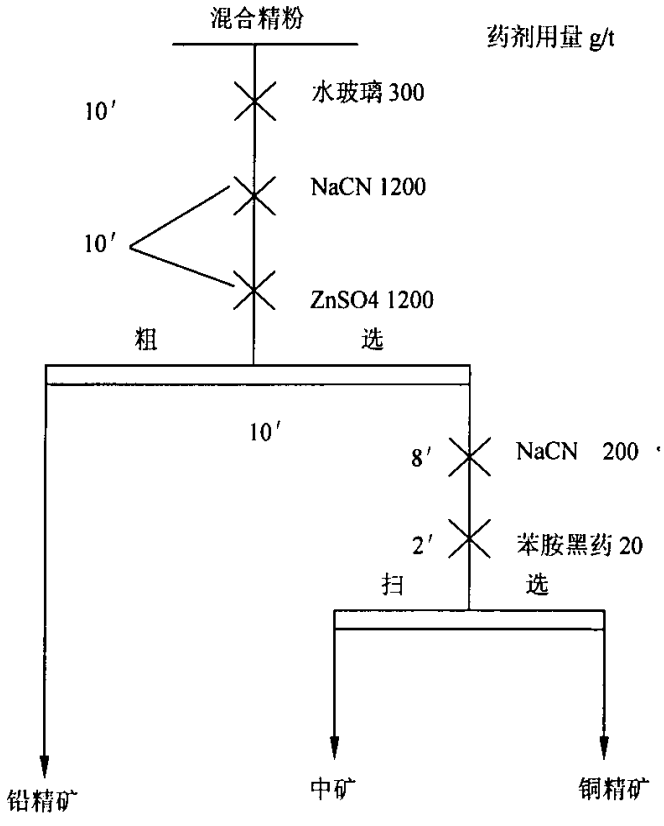


图 4-1 组合抑制剂抑铜浮铅分离浮选探索试验流程

表 4-1　组合抑制剂抑铜浮铅分离浮选探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铅精矿	40.80	18.18	27.13	39.8	52.9
铜精矿	32.20	17.62	10.69	30.4	16.4
中　矿	27.00	20.57	23.83	29.8	30.7
原　矿	100.00	18.6	20.6	100	100

由该试验得知，该混合精矿采用组合抑制剂很难把铅、铜分开，铅铜可浮性差不多，铜不好抑制，而且药剂（抑制剂）消耗大。继续探索加硫化钠过滤脱药试验。

2、过滤脱药抑铜浮铅分离浮选探索试验

采用 Na_2S 进行过滤脱药后抑铜浮铅分离浮选探索试验，试验流程及条件见

图 4-2，试验结果见表 4-2。

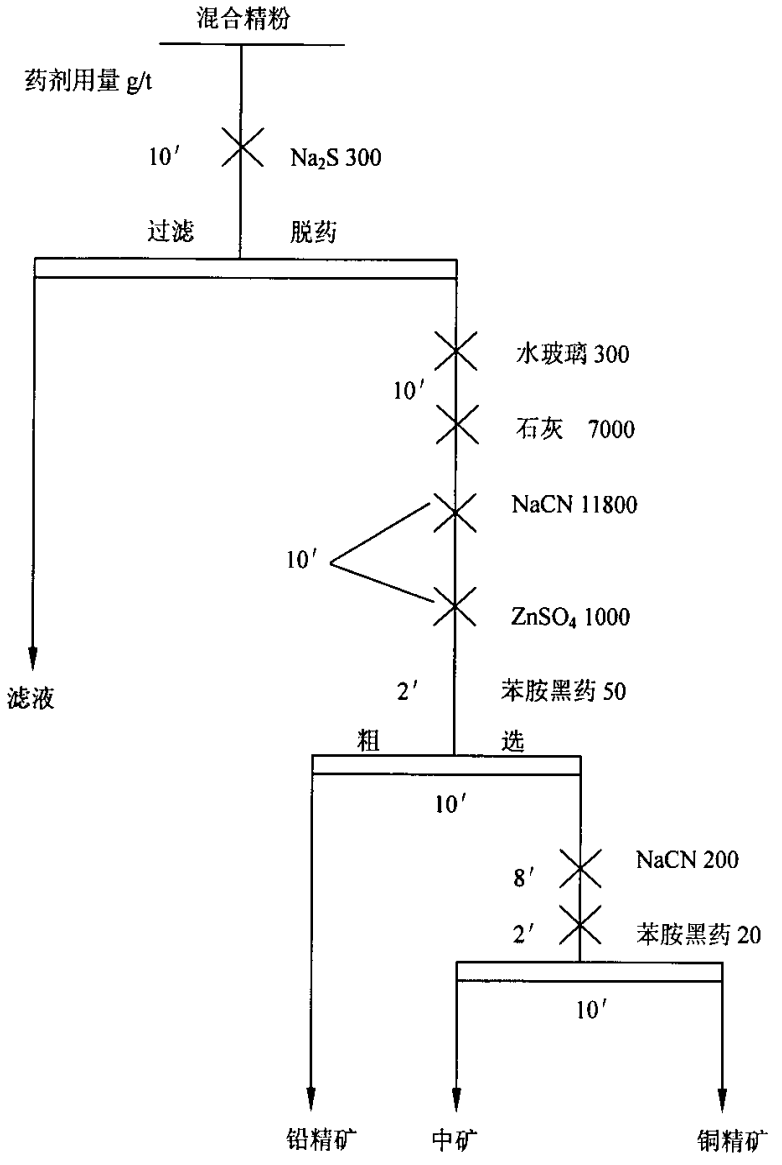


图 4-2 过滤脱药抑铜浮铅分离浮选探索试验流程

表 4-2 过滤脱药抑铜浮铅分离浮选探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铅精	65.6	15.57	36.49	63.8	82.4
铜精	12.6	16.38	10.75	12.8	4.7
中矿	21.8	17.15	23.83	23.4	12.9
原矿	100	16.0	29.0	100	100

由该试验得知，采用 Na_2S 过滤脱药和增大抑铜抑制剂用量抑铜，分离效果较差，增大抑制剂用量是考虑到该混合精粉比表面积大，药耗大的原则。由于上述两个探索试验都是用清水调浆，根据现场氰尾选铅生产刚开始时，采用浮选循环水作为调浆水选铅，铜受到抑制，因此做浮选循环水调浆探索试验。

3、贫液调浆铅铜分离浮选探索试验

采用生产现场浮选铅的循环水浮选调浆进行探索试验，调浆采用的浮选循环水的氰根和氧化钙浓度分别为：[CN^-]0.064%、[CaO] 0.008%，试验流程及条件图 4-3，试验结果表 4-3。

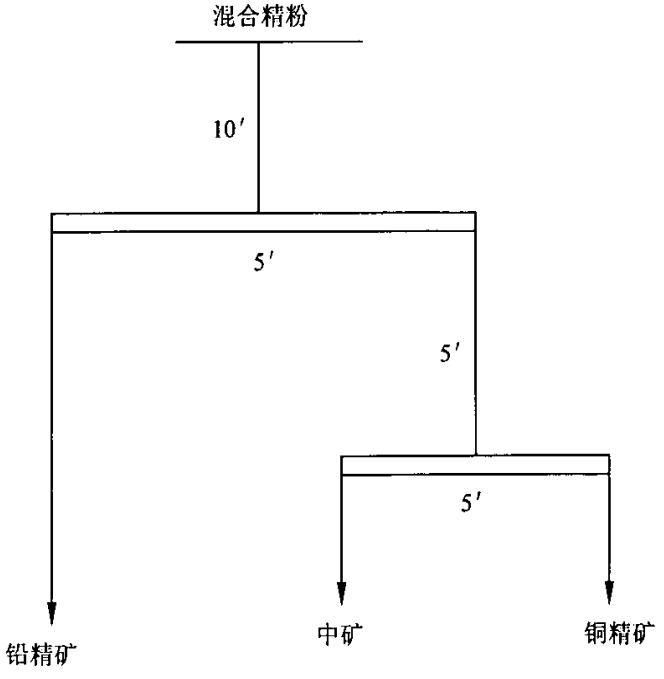


图 4-3　贫液调浆铅铜分离浮选探索试验流程

表 4-3　贫液调浆铅铜分离浮选探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铅精	15.6	8.19	55.08	7.8	29.0
铜精	65.1	19.65	18.83	77.8	41.3
中矿	19.3	12.30	45.75	14.4	29.7
原矿	100	16.5	29.7	100	100

该试验得知，不加任何抑制剂和捕收剂，铜得到抑制，可浮性变差，铅铜可分离，铅铜分离浮先用浮选循环水调浆比用清水好。在该试验基础上做了预处理试验。

4、铅铜分离浮选预处理探索试验

用贫液调浆搅拌 48 小时，过滤脱药后用氰化钠作抑制剂进行分离浮选探索试验，贫液中的氰根和氧化钙浓度分别为：[CN^-]0.09%、[CaO]0.016%，试验流程及条件见图 4-4，试验结果见表 4-4。

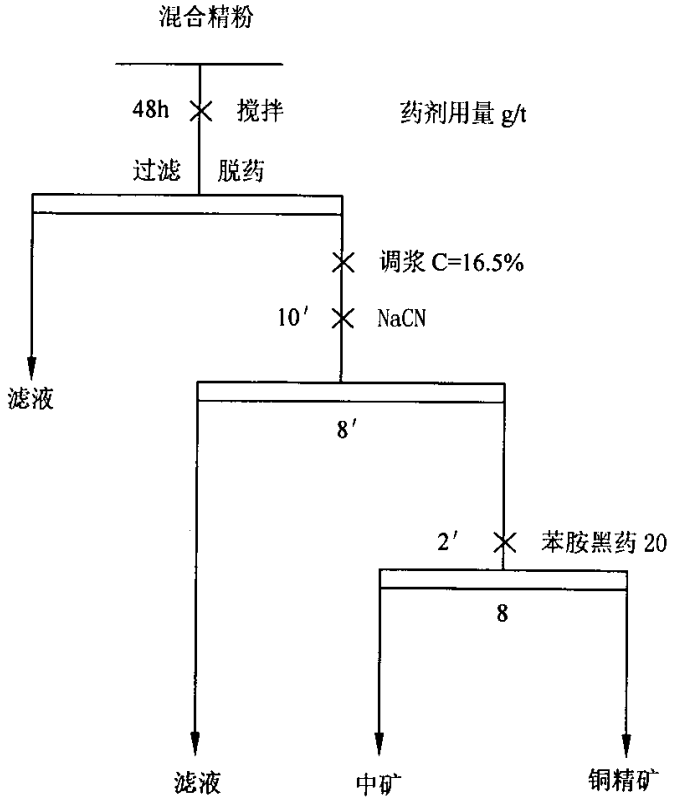


图 4-4　铅铜分离浮选预处理探索试验流程

表 4-4 铅铜分离浮选预处理探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铅精	32.1	4.01	65	7.9	68.7
铜精	40.8	22.85	6.91	57.5	9.3
中矿	27.1	20.61	24.63	34.6	22.0
原矿	100	16.6	31.0	100	100

从试验得知，经预处理后，贫液调浆再加适量氰化钠，铜受到强烈抑，铅的可浮性还很好。铅铜分离技术指标较理想，但现场由于采用生产污水零排放所以脱药预处理不易实现，因此还得考虑其它途径，增加抑制剂硫酸锌探索试验。

5、硫酸锌抑制作用探索试验

在用贫液调浆的条件下添加硫酸锌作为抑制剂进行铜铅分离探索试验，调浆贫液中氰根和氧化钙浓度为：[CN^-]0.06%、[CaO]0.008%。试验流程及条件见图4-5，试验结果表4-5。

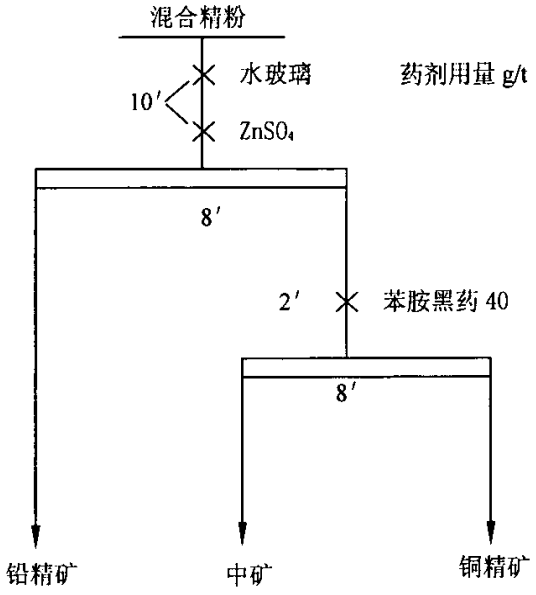


图 4-5 硫酸锌抑制作用探索试验流程

表 4-5　硫酸锌抑制作用探索试验

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铅精	33.3	11.03	25.96	22.6	44.1
铜精	28.0	17.24	10.629	29.8	15.2
中矿	38.7	20	20.64	47.6	40.7
原矿	100	16.2	19.6	100	100

该试验得知，铅铜分离加硫酸锌效果变差，由于该混合精粉粒度太细，保留加水玻璃。

6、抑铜浮铅分离试验流程小结

通过大量抑铜浮铅探索试验，虽然该混合精粉铅、铜的可浮性都很好，给分离带来很大难度，但是通过适当的措施进行抑铜试验，铅、铜还是可以达到分离的目的，现总结如下：

（1）该混合精粉用贫液调浆比用清水调浆效果好；

（2）混合精粉用贫液搅拌预处理，分选效果最佳；

（3）抑铜抑制剂用氰化钠，因贫液含氧化钙很高。做条件试验时再做石灰影响技术指标试验；

（4）捕收剂用苯胺黑药，没有进行探索，是根据理论选用，以后可以作捕收剂种类探索试验；

（5）由于该混合精粉粒度太细，采用低于25%浓度浮选，并加入水玻璃。

4.2.2　铜铅分离浮选条件试验

通过探索试验，可以得知该混合精粉适合抑铜浮铅，抑制剂用氰化钠和石灰，分散剂用水玻璃，捕收剂用苯胺黑药，用贫液调浆。

1、铅铜分离水玻璃用量条件试验

试验用贫液调浆，粗选浓度保25%，贫液中氰根、氧化钙浓度为：[CN^-]0.44%、[CaO]0.036%，试验流程及条件见图4-6，试验结果见表4-6。

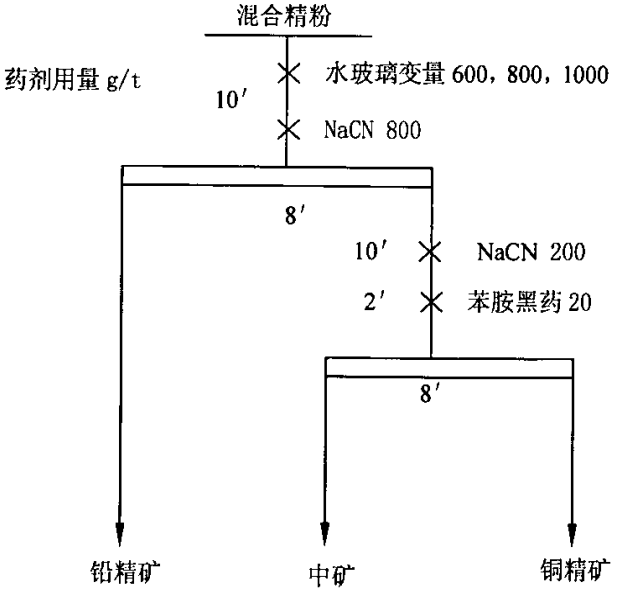


图4-6　铅铜分离水玻璃用量条件试验流程

表 4-6　铅铜分离水玻璃用量条件试验结果

水玻璃用量	产物	产率	品位（%）		回收率（%）	
（g/t）	名称	（%）	Cu	Pb	Cu	Pb
600	铅精	27	2.56	57.13	6.3	46
	铜精	55.5	15.83	18.4	80	3.4
	中矿	17.5	8.53	45.11	13.6	23.6
	原矿	100	10.9	33.5	100	100
800	铅精	36	4.29	62.24	9.8	75.5
	铜精	57	24.01	7.34	80.8	14.1
	中矿	7.00	7.56	43.19	3.4	10.4
	原矿	100	15.3	29.6	100	100
1000	铅精	23.1	2.37	70.1	3	55.1
	铜精	62.1	23.36	9.1	79.4	19.2
	中矿	14.8	21.79	51.19	17.6	25.7
	原矿	100	18.3	29.4	100	100

从水玻璃用量试验得知，兼顾回收率及产品品位，水玻璃用量为 800g/t 时试验指标较好，做铅铜分离浮选矿浆中氰根浓度的条件试验。

2、铅铜分离浮选氰根浓度条件试验

固定粗选浓度 25%，水玻璃用量 800g/t 不变，改变调浆液中氰根的浓度进行条件试验，试验流程及条件见图 4-7，试验结果表 4-7。

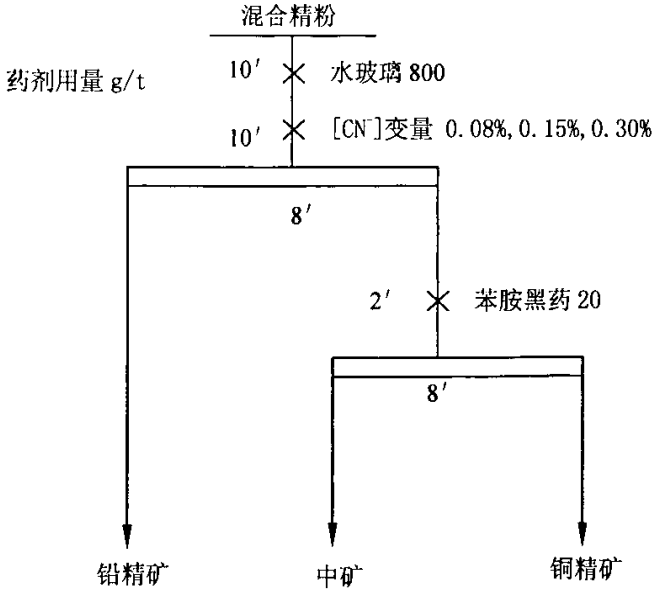


图 4-7 铅铜分离浮选氰根浓度条件试验流程

表 4-7　铅铜分离浮选氰根浓度条件试验结果

氰根浓度	产物	产率	品位（%）		回收率（%）	
（%）	名称	（%）	Cu	Pb	Cu	Pb
0.08	铅精	25	14.26	41.01	22.4	34.9
	铜精	49.4	17.63	17.89	54.8	30.1
	中矿	25.6	14.13	40.21	22.7	35
	原矿	100	15.9	29.4	100	100
0.15	铅精	28.4	6.22	63.14	11.2	57.9
	铜精	48.2	23.68	6.7	72	10.4
	中矿	23.4	11.38	42.07	16.8	31.7
	原矿	100	15.8	31	100	100
0.30	铅精	44.3	7.63	54.58	21.9	77.8
	铜精	44	23.75	7.55	67.7	10.7
	中矿	11.7	13.72	30.65	10.4	11.5
	原矿	100	15.43	31.1	100	100

从该试验得知浮选矿浆[CN^-]浓度应保持在 0.15%以上，但还没有找到最佳[CN^-]浓度，而且现场工业化生产流程中[CN^-]浓度变化较大，所以[CN^-]浓度需做大量条件试验，供以后生产参考，浮选矿浆中的[CN^-]可以通过添加新鲜氰化钠来调整，也可以选用生产现场的浮选循环用水，还可以直接选用置换贫液，下面分别研究其对分离浮选的影响。

3、铅铜分离氰化钠用量条件试验

把贫液调到[CN^-]0.08%、[CaO]0.01%进行调浆，固定粗选浓度 25%，水玻璃用量 800g/t 不变，改变浮选过程中新加 NaCN 用量进行试验。试验流程及条件图 4-8，试验结果见表 4-8。

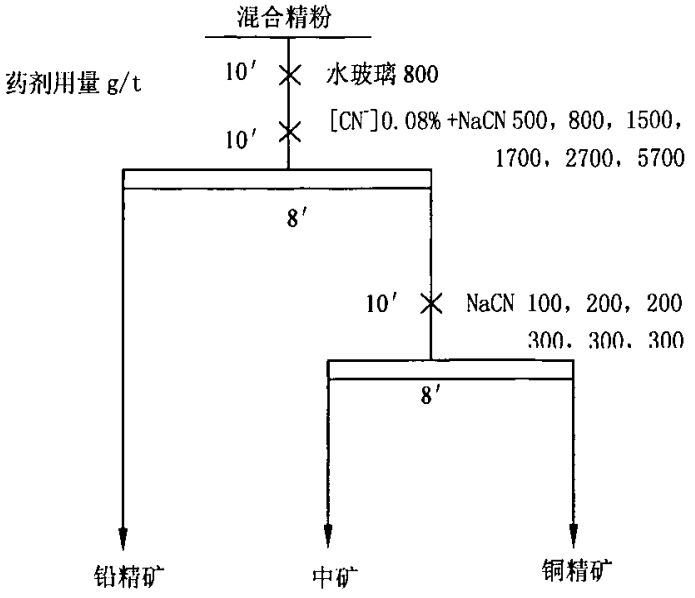


图 4-8　铅铜分离 NaCN 用量条件试验流程

该组试验 NaCN 从小到大加到 6000g/t 铅、铜分离技术指标没有多大变化。这说明新加 NaCN 对铜起不到抑制作用，初步推断对铜起抑制作用的应该是贫液里的 CN^-和其它一些络离子、离子，因这组试验指标和前面 NaCN 浓度在 0.08%（贫液）试验指标接近，所以有关[CN^-]浓度还需做试验。在现场生产中浮选循环水和置换贫液成份基本差不多，不同的是浮选循环水捕收剂含量在变化，浮选循环水浮选药剂有一个积累过程，积累到一定程度，抑制剂就不能起作用了，铅、铜也就分不开了，取浮选循环水作试验。

4、铅铜分离浮选循环水影响条件试验

取生产浮选循环水，[CN^-]0.41%、[CaO]0.044%，然后用清水稀释到试验规定的浓度，这样在稀释氰根的同时将浮选循环水中所含的浮选药剂也进行了稀释，以此来考察浮选循环水对铅铜分离浮选的影响，固定粗选浓度 25%，水玻璃用量 800g/t 不变进行试验，试验流程及条件见图 4-9，试验结果见表 4-9。

从这组试验得知，浮选循环水生产到一定时间里面捕收剂量很大，用此水作为调浆水进行分离浮选，铅、铜分离不开。在试验刚开始时，取生产现场的氰尾浮选铅刚开车时的浮选循环水作探索试验时铅、铜分离效果还较好，而生产将近一月后取浮选循环水做这组试验，分离效果变得极差，由此充分说明一个月的生产使浮选循环水中的捕收剂用量得到大量的积累，从而影响分离浮选，针对此情况取置换贫液做试验。

表 4-8　铅铜分离 NaCN 用量条件试验结果

[CN⁻]0.08% +NaCN g/t	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			Cu	Pb	Cu	Pb
600	铅精	25.5	16.69	43.88	21.4	33.9
	铜精	29.7	20.0	14.52	39.3	13
	中矿	44.8	13.27	42.29	39.3	53.1
	原矿	100	15.12	33.1	100	100
1000	铅精	31.3	10.38	48.98	20.2	50.5
	铜精	44.5	22.5	8.56	62.4	12.6
	中矿	24.4	11.4	45.58	17.4	36.9
	原矿	100	16.2	30.18	100	100
1700	铅精	27.9	12.4	45.2	21.5	41.4
	铜精	48	20.06	14.89	59.6	23.4
	中矿	24.1	12.4	44.63	18.6	35.2
	原矿	100	16.07	30.52	100	100
2000	铅精	38.3	12.83	45.42	30	55.46
	铜精	39.9	21.38	11.97	52.1	15.26
	中矿	21.8	13.44	42.02	17.9	29.28
	原矿	100	16.37	31.32	100	100
3000	铅精	36.9	12.33	46.17	27.6	54.1
	铜精	40.6	22.59	10.04	55.7	13.7
	中矿	22.5	12.2	44.79	16.7	32.2
	原矿	100	16.46	31.45	100	100
6000	铅精	33.1	11.8	47.76	23.21	51
	铜精	44.9	22.72	10.43	60.61	15.1
	中矿	22	12.38	47.87	16.18	33.9
	原矿	100	16.83	31.04	100	100

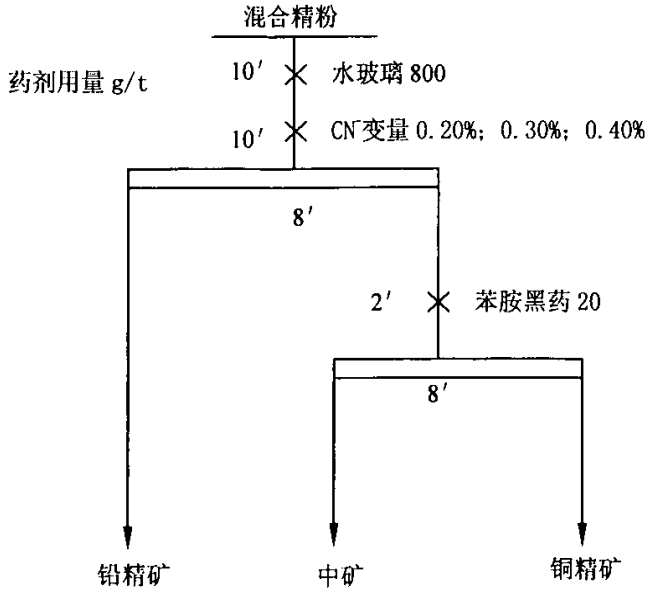


图 4-9　铅铜分离浮选循环水影响条件试验流程

表 4-9　铅铜分离浮选循环水影响条件试验结果

[CN⁻]浓度(%)	产物名称	产率(%)	品位(%)		回收率(%)	
			Cu	Pb	Cu	Pb
0.20	铅精	61.3	16.43	28.9	61.7	68.4
	铜精	11	12.49	36.9	8.4	15.7
	中矿	27.7	17.64	14.89	29.9	15.9
	原矿	100	16.33	25.9	100	100
0.30	铅精	48.7	15.12	15.37	44.6	40.9
	铜精	29.7	17.74	16.86	31.8	27.3
	中矿	21.6	18	26.91	23.6	31.8
	原矿	100	16.52	18.31	100	100
0.40	铅精	42.4	13.29	43.3	35.0	59.2
	铜精	21.9	17.41	18.51	23.7	13
	中矿	25.7	18.62	24.15	41.3	27.8
	原矿	100	16.1	31.04	100	100

5、铅铜分离浮选置换贫液氰根浓度条件试验

固定粗选浓度 25%，水玻璃用量 800g/t 不变，取生产置换贫液 NaCN 浓度 0.65%、CaO 浓度 0.06%，用清水稀释到规定浓度进行试验，试验流程及条件见图 4-10，试验结果见表 4-10。

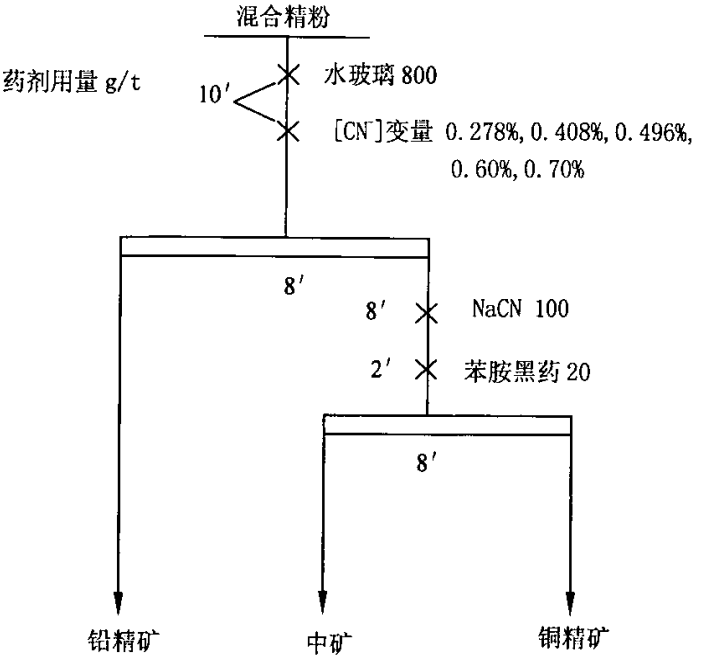


图 4-10　铅铜分离浮选浸出贫液[CN⁻]浓度试验流程

表 4-10　铅铜分离浮选置换贫液[CN⁻]浓度条件试验

CN⁻浓度 (%)	NaCN 消耗(g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
				Cu	Pb	Cu	Pb
0.278	3620	铅精	43.10	9.05	54.15	23.60	75.70
		铜精	44.50	24.66	7.45	66.60	10.80
		中矿	12.40	13.05	33.62	9.80	13.50
		原矿	100	16.50	30.80	100	100
0.408	5620	铅精	36.90	6.76	57.76	15.80	67
		铜精	49.90	23.61	10.64	74.50	16.60
		中矿	13.20	11.58	39.58	9.70	16.40
		原矿	100	15.80	31.85	100	100
0.496	6450	铅精	37	8.10	57.23	18.10	68.30
		铜精	49.80	24.27	9.57	73.10	15.40
		中矿	13.20	10.89	37.90	8.80	16.30
		原矿	100	16.52	30.94	100	100
0.60	6580	铅精	46.60	11.08	47.98	31.70	72.60
		铜精	38.90	23.41	10.37	55.80	13
		中矿	14.50	13.77	30.05	12.50	14.40
		原矿	100	16.26	30.76	100	100
0.70	8282	铅精	46	9.90	50.74	28.60	73.20
		铜精	41	23.51	10.21	60.70	13.20
		中矿	13	13.21	33.51	10.70	13.60
		原矿	100	15.92	31.85	100	100

从该组试验得：贫液[CN^-]保持在0.40%较好，从前面铅铜分离浮选氰根浓度条件试验CN^-浓度在0.15%也较好，因此可以推断铅铜分离时浮选矿浆[CN^-]浓度在0.15%～0.40%范围内，铅铜分离指标较好。表中计算的氰化钠单耗是根据试验前后CN^-浓度的变化计算得知的，所以在试验中要注意保持氰根浓度的稳定，同时在该试验过程中还发现，[CaO]降低很快，因此有必要考察CaO用量对铅铜分离的影响，从这组试验进一步证明浮选循环水循环使用到一定阶段后就会积累大量的浮选药剂，从而使铅精粉中的铜上升，因此是用置换后贫液可以使铜受到抑制，有利于实现铜铅分离。

6、铅铜分离浮选浓度条件试验

固定水玻璃用量800g/t不变，置换贫液调浆，[CN^-]0.40%，[CaO]0.038%，改变浮选浓度进行试验，试验流程及条件见图4-11，试验结果见表4-11。

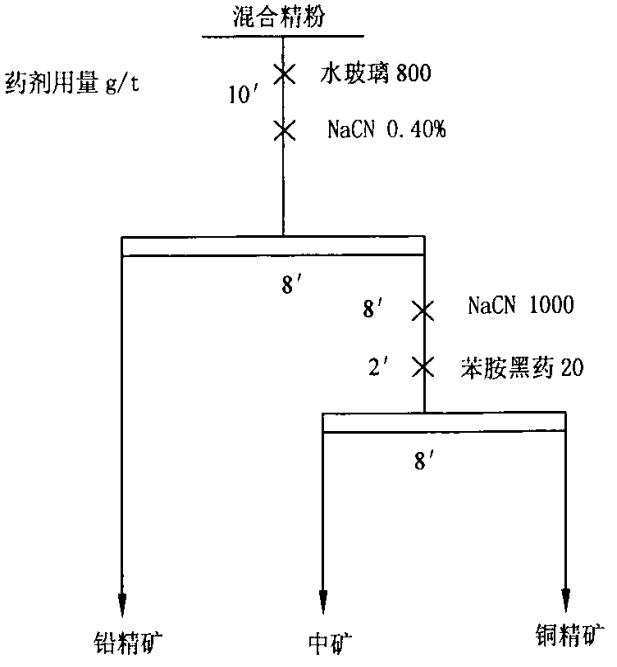


图4-11　铅铜分离浮选浓度条件试验流程

表 4-11　铅铜分离浮选浓度条件试验结果

浓度 (%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			Cu	Pb	Cu	Pb
16.5	铅精	36.90	6.76	57.26	15.80	66.80
	铜精	49.90	23.60	10.60	74.50	16.70
	中矿	13.20	11.58	39.58	9.70	16.50
	原矿	100	15.80	31.60	100	100
25	铅精	34.20	7.80	58.40	61.70	49.70
	铜精	43.30	24.04	9.79	65.20	10.50
	中矿	22.50	12.82	30.58	18.10	39.80
	原矿	100	15.96	40.18	100	100
33	铅精	35.90	9.28	54.90	20.90	63
	铜精	42.60	23.30	9.36	62.30	12.70
	中矿	21.50	12.50	35.40	16.80	24.30
	原矿	100	15.95	31.29	100	100

从该组试验得知浮选浓度25%时较好。

7、铅铜分离石灰用量条件试验

固定粗选浓度 25%，水玻璃用量 800g/t 不变，置换贫液加水稀释到[CN^-]0.40%、CaO 0.32%,改变石灰用量进行条件试验,试验流程及条件见图 4-12,试验结果见表 4-12。

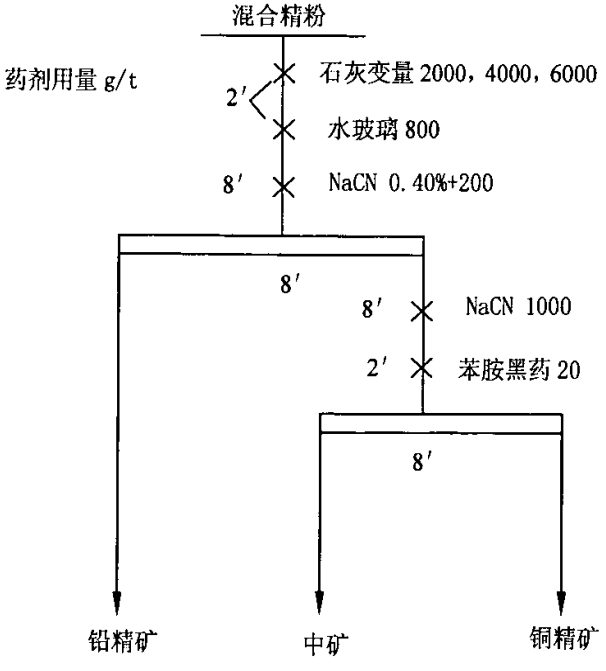


图 4-12　铅铜分离石灰用量条件试验流程

表 4-12　铅铜分离石灰用量条件试验结果

石灰用量	产物	产率	品位（%）		回收率（%）	
（g/t）	名称	（%）	Cu	Pb	Cu	Pb
4000	铅精	33	7.61	58.56	15.50	63.90
	铜精	51.60	23.58	9.04	75	15.40
	中矿	15.40	9.97	40.69	9.50	20.70
	原矿	100	16.20	30.27	100	100
6000	铅精	32.40	6.03	61.06	12	66
	铜精	55.10	24.30	8.88	81.60	16.30
	中矿	12.50	8.39	42.61	6.40	17.70
	原矿	100	16.40	30	100	100
8000	铅精	37.60	8	56.80	18.50	69
	铜精	43	24.70	7.90	65.10	11
	中矿	19.40	13.25	32.07	16.40	20
	原矿	100	16.30	31	100	100

从该组试验得知，石灰用量 6000g/t。

8、铅铜分离浮选时间条件试验

固定粗选浓度 25%、水玻璃用量 800 g/t、石灰 6000 g/t 不变，置换贫液加水稀释到[CN^-]0.40%、CaO 0.032%，改变浮选时间进行条件试验，试验流程及条件见图 4-13，试验结果见表 4-13。

表 4-13　铅铜分离浮选时间条件试验结果

产物名称	产率（%）		品位（%）				回收率（%）				时间(分钟)	
	个别	累计	个别		累计		个别		累计		个别	累计
			Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb		
精 1	19.8	19.8	7.08	72.34	7.08	72.34	8.56	40.39	8.56	40.39	4	4
精 2	7.9	27.7	7.9	65.53	7.31	70.4	3.8	14.56	12.36	54.95	2	6
精 3	7.4	35.1	8.85	67.34	7.64	69.7	4.02	14.14	16.56	69.09	2	8
精 4	6.4	41.5	10.89	41.49	8.14	65.4	4.23	7.44	20.79	76.53	2	10
扫 1	7.2	48.7	10.82	35.85	8.53	61.1	4.73	7.23	25.52	83.76	4	14
扫 2	1.9	50.6	12.92	27.13	8.7	59.8	1.48	1.44	27	85.2	2	16
扫 3	1.6	52.2	13.74	25.96	8.85	58.8	1.33	1.16	28.33	86.36	2	18
尾矿	47.8	100	24.59	10.11	16.38	35.48	71.84	13.64	100	100		
原矿	100	100	16.38	35.48	16.38	35.48	100	100	100	100	18	18

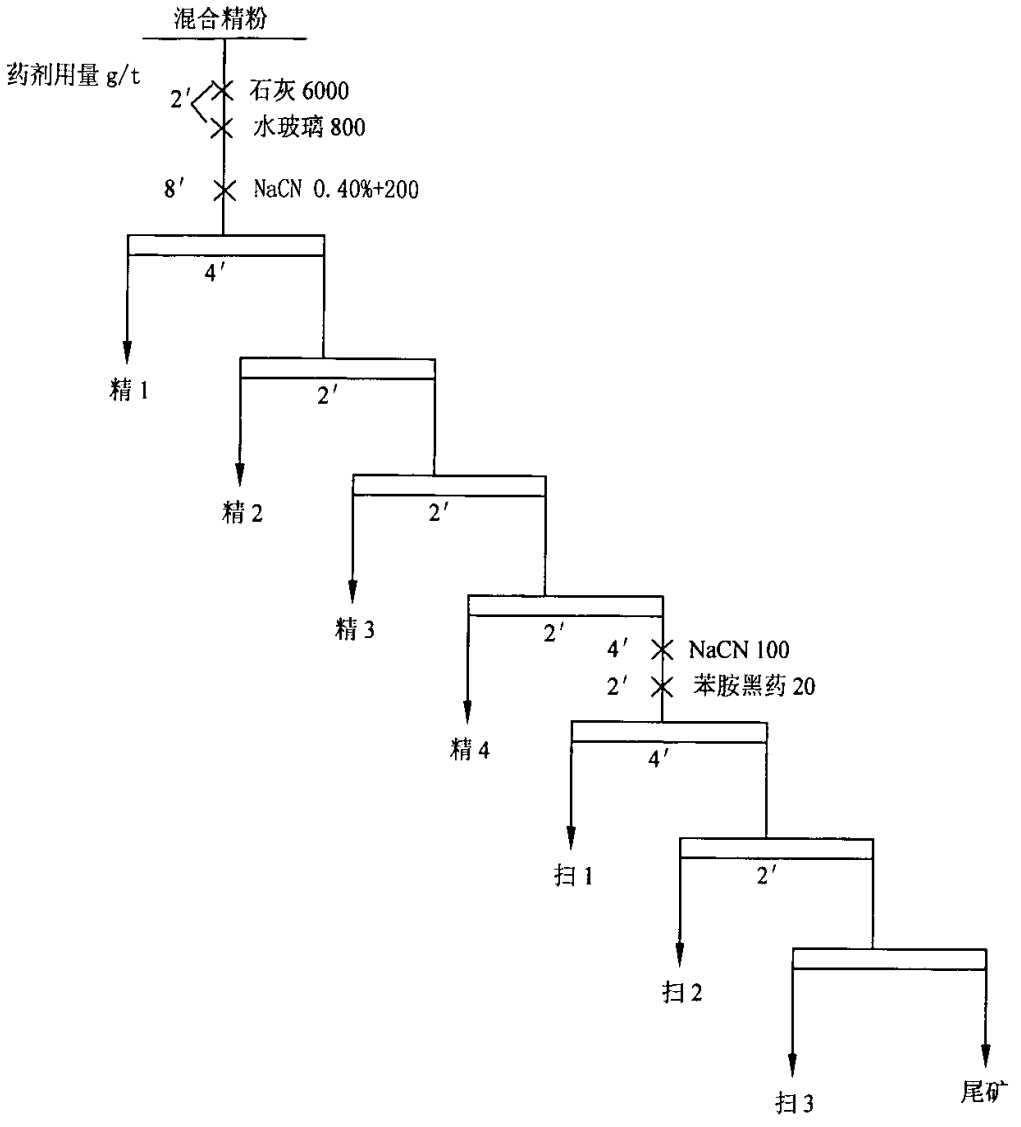


图 4-13 铅铜分离浮选时间条件试验流程

由该试验得知粗选时间为 10 分钟，扫选做了 8 分钟，但尾矿含铅高，以后的综合条件试验和闭路试验中定为 10 分钟。

9、铅铜分离综合条件试验

根据前面所作的各条件试验，采用贫液调浆，浮选矿浆中[CN^-]0.40%，[CaO]0.034%,浮选浓度 25%，其他药剂条件见表 4-14，以这些各自最优条件进行综合条件试验，试验流程及条件见图 4-14，试验结果见表 4-15。

表 4-14　综合条件药剂用量表

药剂种类	石 灰	水玻璃	NaCN	苯胺黑药
用量（g/t）	6000	800	3715	20

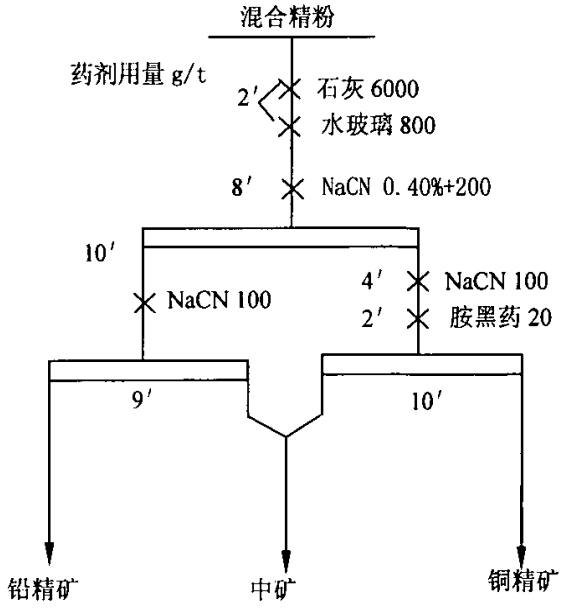


图 4-14 铅铜分离综合条件试验流程

表 4-15　铅铜分离综合条件试验

产 物	产率	品　位（%）		回 收 率（%）	
名 称	（%）	Cu	Pb	Cu	Pb
铅 精	29.1	4.35	65.21	8	64
铜 精	50.5	24.63	9.68	75.2	16.5
中 矿	20.4	13.67	28.4	16.8	19.5
原 矿	100	16.5	29.7	100	100

4.2.3 铜铅分离浮选闭路试验

铜铅分离浮选闭路试验浮选浓度为 25%，贫液调浆，矿浆中保持[CN^-]0.40%、[CaO]0.34%，闭路试验流程及条件见 4-15，试验结果见数质量流程图 4-16。

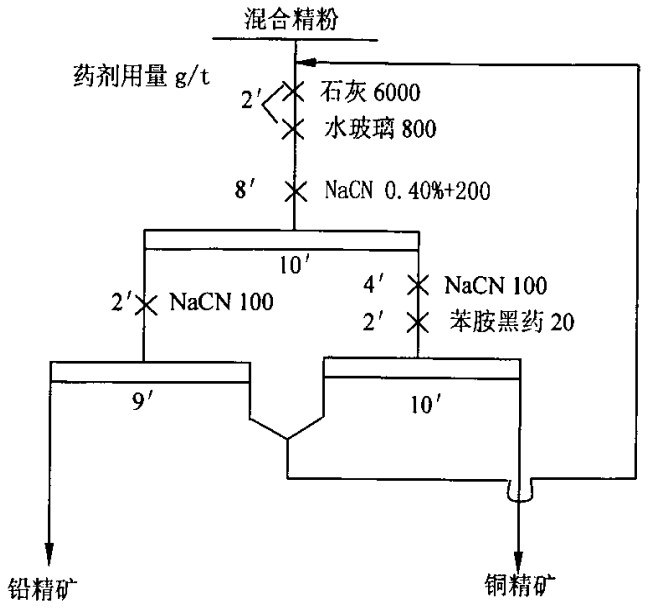


图 4-15 铅铜分离闭路试验流程

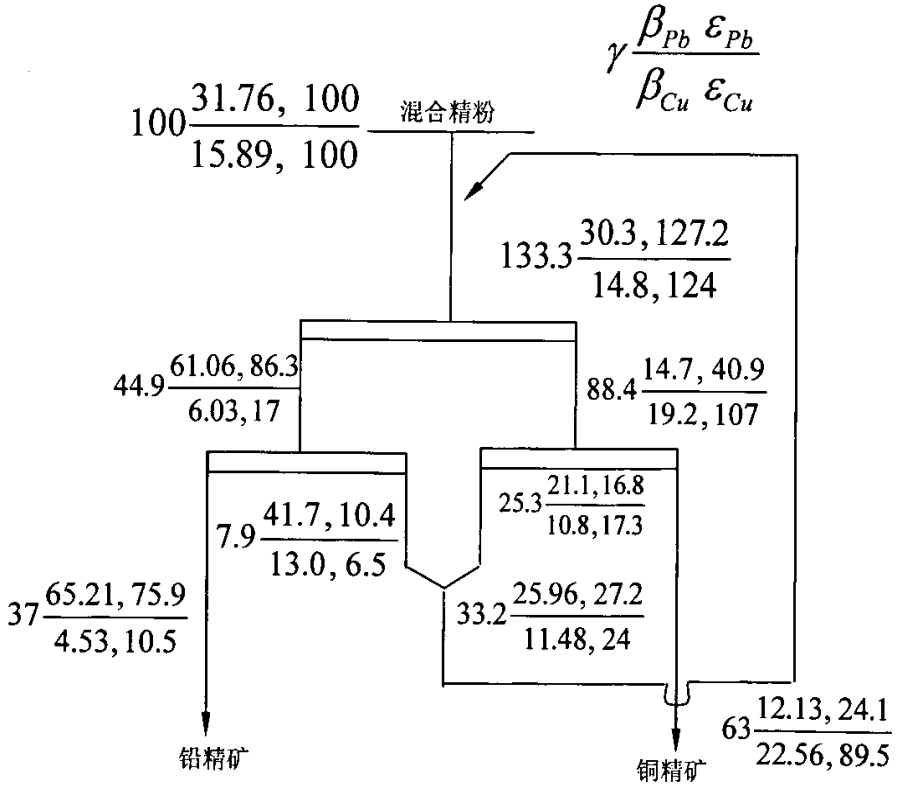


图 4-16 铅铜分离试验数质量流程图

4.2.4 试验小结

1、铅、铜分离最终产品分析结果

铅、铜分离最终产品分析结果见表 4-16

表 4-16　铅精矿、铜精矿分析结果

元 素	Pb	Cu	Au	Ag
铅精矿	65.21%	4.53%	35.69 g/t	1450 g/t
铜精矿	12.13%	22.56%	10.15g/t	280g/t

2、推荐流程及药剂条件

推荐流程及药剂条件见图 4-17

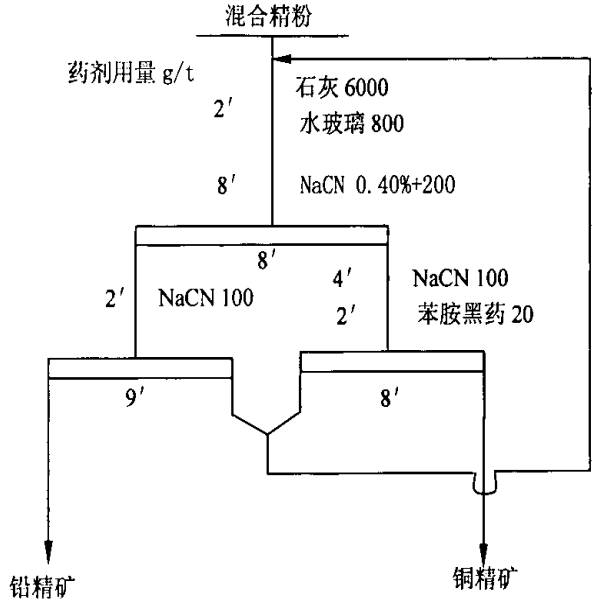


图 4-17 铅铜分离推荐工艺流程图

3、小结

根据矿石性质进行了详细铅铜分离浮选试验，获得较理想的技术指标，铅精矿铅品位 65.21%，含铜品位 4.53%，铅回收率 75.9%，铜精矿铜品位 22.56%，含铅品位 12.13%，铜回收率 89.5%，铅铜分离浮选工艺技术指标见表 4-17，其它有价元素只在各精矿产品中分析。

表 4-17　铅、铜分离浮选工艺流程技术指标

产物名称	产率(%)	品位(%)				回收率(%)			
		Cu(%)	Pb(%)	Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Au	Ag
铅精矿	37	4.53	65.21	35.69	1450	10.5	75.9	65.8	73.8
铜精矿	63	22.56	12.13	10.15	280	89.5	24.1	34.2	26.2
原　矿	100	15.89	31.7	19.2	694	100	100	100	100

但是需要注意：

（1）该混合精粉用贫液调浆比用清水好，如果能把贫液做全分析，特别是贫液里浮选药剂的含量，这是决定铅、铜分离成功与失败的关键。

（2）该试验 CaO 用量还可以细化。铅、铜分离时有部分金被 NaCN 浸出，可采用吸附塔用活性炭定期吸附。

4.3 铅尾浮选回收铜试验

我们的主要目的是氰尾选铅后的铅尾进行选铜试验研究，在保证精矿中铜的品位的前提下提高铜的回收率，结合其他生产厂家的实践，据此安排了如下实验：试验的原则流程是一次粗选一次扫选，粗选的浮选浓度 33%，试验采用的试样取自尾矿场堆放的氰化选铅后的铅尾矿，经取样化验品位为：铜 4.64%，铅 2.97%。

4.3.1 铅尾浮选铜的探索试验

为了考察一下试样中铜的可浮性，首先安排了一个探索试验，试验采用一次粗选一次扫选工艺流程，粗选的药剂为：乙硫氮 80g/t，苯胺黑药 50g/t，丁基黄药 60g/t 扫：丁黄药 20g/t ，二号油 10g/t。试验结果见表 4-18。

表 4-18　铅尾浮选铜探索试验结果

产品名称	产率(%)	品位(%)		金属量(g)		回收率(%)		试验条件
		Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	
粗精	24.3	5.49	7.08	13.34	17.20	30.94	47.15	粗：乙硫氮 80g/t
扫精	27.5	5.46	4.14	15.02	11.38	34.84	31.20	苯胺黑药 50g/t
尾矿	48.2	3.06	1.64	14.75	7.90	34.22	21.67	丁基黄药 60g/t
合计	100.0	4.31	3.65	43.11	36.48	100.00	100.00	扫：丁黄药 20g/t 二号油 10g/t

由试验可以看出试样中的铜有一定的可浮性，在浮选条件适合的情况下可以达到综合回收的目的。精矿品位偏低的原因主要是因为药剂用量过大。为保证回收率，应将试验的浮选时间调整，粗选时间由 4 分调为 10 分，扫选时间由 7 分调为 10 分，浮选时间这个条件在下面的试验中作为固定条件。

4.3.2　铅尾浮选铜药剂制度试验

在固定浮选浓度及浮选时间不变的条件下，对浮选药剂种类及用量进行了析因条件试验，并进行了重复验证试验，最终确定两个药剂条件分别是：粗选：乙硫氮 40g/t、苯胺黑药 60g/t，扫选：丁黄药 10g/t、苯胺黑药 25g/t　和 粗选：Z-200 30g/t、丁黄药 20g/t 扫选：Z-200 15g/t、丁黄药 13g/t，按照这两个药剂条件分别进行试验，试验的结果见表 4-19。

表 4-19　浮选药剂制度试验结果

产品	产率	品位（%）		金属量（g）		回收率（%）		试　验
名称	（%）	Cu	Pb	Cu	Pb	Cu	Pb	条　件
粗精	23.5	8.62	5.10	20.26	11.99	56.43	40.34	粗：乙硫氮 40g/t
扫精	31.5	3.65	2.50	11.50	7.88	32.03	26.50	苯胺黑药 60g/t
尾矿	45.0	0.92	2.19	4.14	9.86	11.54	33.16	扫：丁黄药 10g/t
合计	100.0	3.59	2.97	35.90	29.73	100.00	100.00	苯胺黑药 25g/t
粗精	24.0	9.37	3.75	22.49	9.00	61.43	32.15	粗：Z—200 30g/t
扫精	35.0	2.37	2.86	8.30	10.01	22.67	35.76	丁黄药 20g/t
尾矿	41.0	1.42	2.19	5.82	8.98	15.90	32.09	扫：Z—200 15g/t
合计	100.0	3.661	2.799	36.61	27.99	100.00	100.00	丁黄药 13g/t

由试验结果可以看出，Z-200 和丁黄药确实对提高精矿中铜的品位有作用，而且有利于粗选作业回收率的提高，但总回收率没有苯胺黑药和乙硫氮的作用好，所以考虑粗选加 Z-200 和丁黄药作为捕收剂，扫选分别加苯胺黑药、丁黄药和苯胺黑药、乙硫氮作对照综合试验。

4.3.3　铅尾浮选铜对照综合实验

粗选加 Z-200 和丁黄药作为捕收剂，扫选分别加苯胺黑药、丁黄药和苯胺黑药、乙硫氮作对照综合试验，并按照此条件作重复试验，取得的试验结果见表 4-20。

表 4-20　铅尾浮选铜对照综合试验结果

产品名称	产率（%）	品位（%）Cu	金属量（g）Cu	回收率（%）Cu	试验条件
粗 精	25.0	11.58	28.95	67.59	粗：Z—200 30g/t
扫 精	38.0	2.63	9.99	23.32	丁黄药 20g/t
尾 矿	37.0	1.05	3.89	9.09	扫：乙硫氮 10g/t
合 计	100.0	4.28	42.83	100.00	苯胺黑药 25g/t
粗 精	19.1	10.57	20.19	50.40	粗：Z—200 30g/t
扫 精	26.0	2.47	6.42	16.03	丁黄药 20g/t
尾 矿	54.9	2.45	13.45	33.57	扫：丁黄药 15g/t
合 计	100.0	4.01	40.06	100.00	苯胺黑药 25g/t

从整个试验来看，用 Z-200 和丁黄药确实有利于提高铜精的品位，在扫选用药用苯胺黑药和乙硫氮的效果要比苯胺黑药和丁黄药效果好，根据对照综合试验决定把粗选加 Z-200 30g/t、丁黄药 20g/t 作为捕收剂，扫选分别加苯胺黑药 25g/t、乙硫氮 10g/t 作为试验推荐药剂制度。

第五章　难处理金精矿的生产实践

5.1 改造前的生产工艺流程介绍

灵宝河林矿产品加工厂始建于1999年3月，是一座日处理金精粉50吨的氰化厂，原设计工艺流程为一磨两浸两洗，氰渣经过一次粗选两次扫选两次精选浮选回收铅，氰化浸出的矿浆细度为-37um占89%，金的浸出率为90%左右。其中，二浸作业对氰原的浸出率仅为3～4%，作业浸出率31%左右。为了提高氰化浸出指标，减少资源浪费，提高金回收率，增加企业效益，该厂于2000年10月起，经行了大量试验研究，并根据试验结果，于2001年4月对原工艺进行改造，增加二段磨矿，并采用先进的塔式磨浸机作为磨矿设备，提高磨浸效率和总浸出率。二段磨矿工艺改造完成后，工艺顺畅，生产指标明显好转。在一磨一浸细度及其他作业条件相对稳定的条件下，二段磨矿后浸出矿浆细度达到－37um含量大于93%。这样浸渣中的连生金及包裹金得到了更充分的单体解离，污染金表面的污物得到了擦洗，为金的溶解创造了良好条件，同时也为浸渣浮选创造了条件，这些为以后铜铅含碳难处理金精矿富氧添加氧化铅直接氰化提供了细度上的保证，同时需要说明的是：该厂生产工艺采用的是生产污水零排放工艺，即置换后的贫液和浮选尾矿压滤后的滤液全部返回生产流程。处理高铜铅含碳难处理金精矿改造前的工艺流程见图5-1。

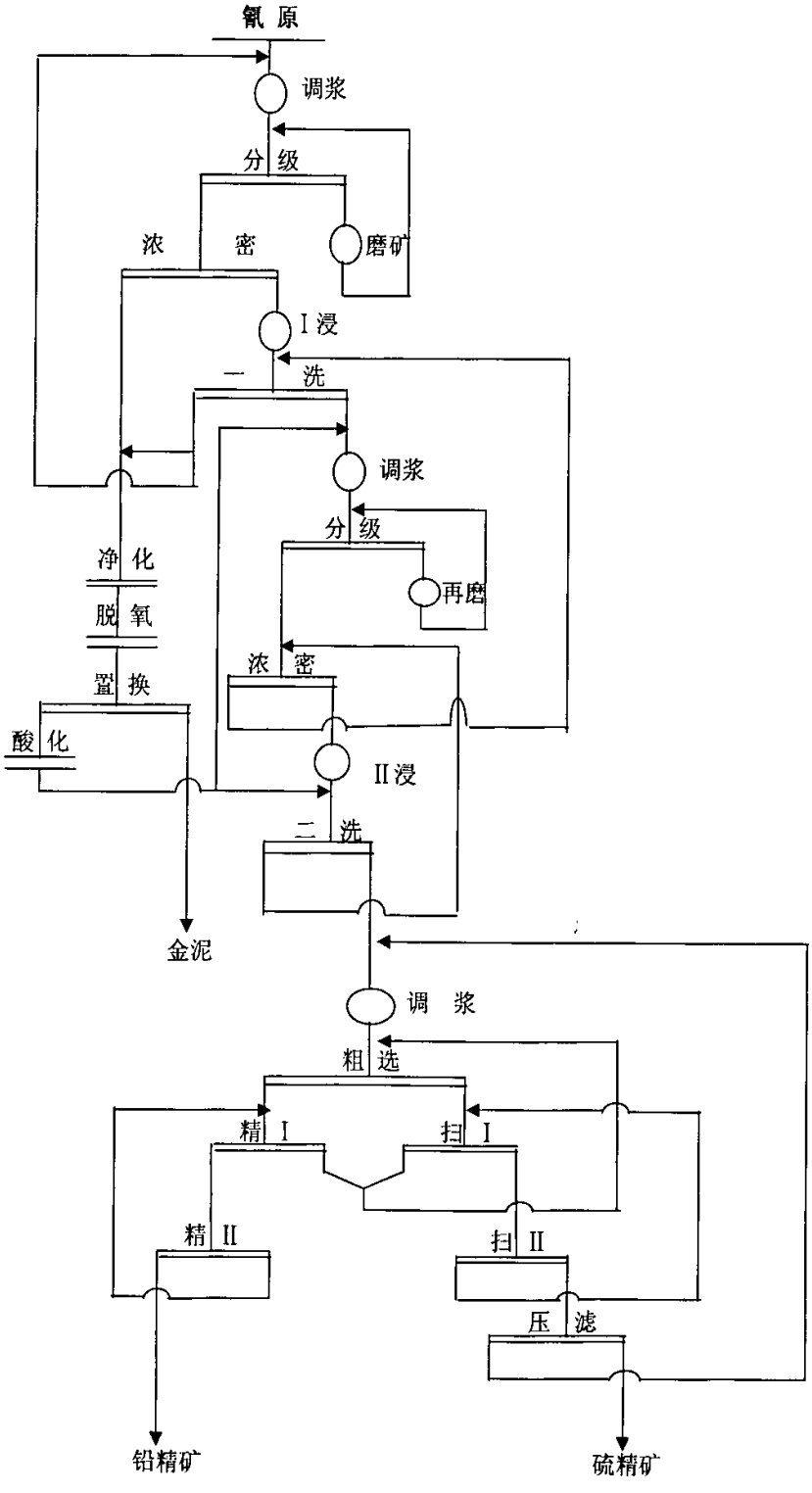


图 5-1　河林矿产品加工厂二磨二浸二洗工艺流程图

5.2 生产难处理精粉所作的工艺改造

5.2.1 富氧浸出改造

河林矿产品加工厂现场浸出设备为 8 台Φ3500×4000 浸出槽，气源为 1 台罗茨风机。在此充空气浸出工艺中，生产中浸出[NaCN]不低于 0.30%，而现场测量浸出槽中[O_2]只有 0.6～0.8mg/L，此时 [CN^-]/[O_2]严重偏离最佳值 6，金溶解速度即浸出率受到[O_2]的限制而不能提高。要提高金溶解速度，显然应提高溶解氧浓度，向矿浆中充入氧气可以使[O_2]显著地提高，达到提高金溶解速度目的。为保证浸出液中的溶解氧氧浓度，将原浸出系统中罗茨风机替换为产氧量为 50 Nm3/h、纯度大于 90%的 PASO-50 制氧机组一套，并将一浸的 1 至 4 号浸出槽充氧量调整为 4～5 Nm^3/h，二浸的 5 至 8 号浸出槽充氧量调整为 3 Nm^3/h 左右，实施富氧浸出，可以大大提高浸出槽的生产能力。

5.2.2 铅尾浮选铜改造

由于工艺的局限性，在采购原料时，不得不采用限制原料含铜量，将大量的高铜金精粉拒之门外，已加工生产的含铜原料由于受流程所限，铅尾中的铜白白流失，不仅造成资源浪费，而且直接影响企业的经济效益。新建铜浮选的目的是使工艺流程更加完善，通过浮选铅尾矿，回收铜精矿（部分金、银），搞好综合利用；利用直接氰化工艺处理高铜原料，力求提高现流程的工艺技术经济指标，同时开拓高铅高铜原料市场，提高在原料市场份额，确保该工程整体效益。根据原料情况，确定铅浮选还是铜浮选，还是铜铅混合-分离浮选，确保流程的灵活性。因此利用现有闲置的厂房及部分设备改造铜浮选工艺，不仅可以拓宽原料来源，而且可以搞好综合利用，提高企业综合效益。

1、铜浮选工艺流程图

采用铅尾矿经一粗三精三扫浮选工艺生产出合格铜精矿和硫尾矿，铜精矿和尾矿干化后出售。铜浮选工艺流程图见图 5-2。

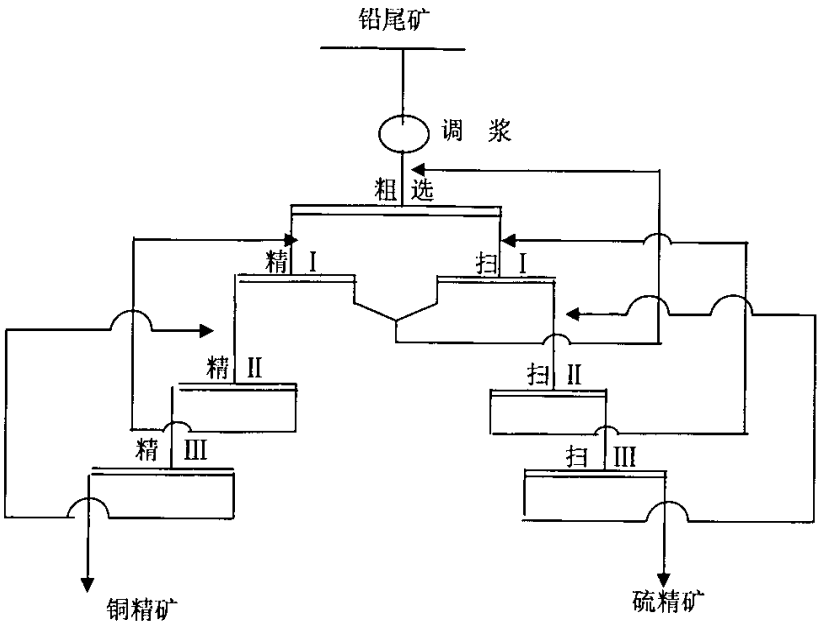


图 5-2　河林矿产品加工厂铜浮选工艺流程图

2、铜浮选设备明细表

铜浮选设备明细表见表 5-1。

表 5-1　铜浮选设备明细表

序号	名 称	规格型号	单位	数量	单台功率 Kw	总功率 Kw	总重量 Kg
1	铜浮选机	SF-1.2	台	21	5.5+1.1	112.2	23120
2	搅拌槽	Φ2500×2500	台	1	11	11	
3	缓冲槽、药剂制备槽	Φ1000×1000	台	2	4.5	9	
4	渣浆泵		台	2	11	22	
5	合计		台	3		134.4	

5.3 新工艺的生产实践

5.3.1 富氧添加氧化铅直接氰化实践

1、未改造前常规氰化生产情况

2000 年 5 月购进了两批桐沟和金渠的金精矿，由于这两个矿都处于阳平矿区，考虑到其矿石性质相似，所以 6 月生产时将其混在一起配矿，在常规条件下进行了生产，生产的工艺条件为：浸出矿浆浓度 40%、浸出氧化钙浓度 0.02%～0.04%、浸出氰化钠浓度 0.80%、磨矿细度-37um90%左右、浸出时间 72 小时，生产持续了半个月，由于常规氰化处理桐沟矿和金渠矿的生产指标不好，当即就停止对这两家精粉的处理，为了分析进出指标不好的原因，当时组织进行了浸出流程考察，经过近十天的流程考察，得到了浸出系统的考察结果，平均结果见表 5-2。

表 5-2　2000 年 6 月充空气浸出系统考察结果

样品名称		金精矿	1 号	2 号	3 号	4 号	5 号	6 号	7 号	8 号
固体品位（g/t）		110	78.60	34.80	26.50	23.30	18.00	16.10	14.20	13.90
浸出	作业	0	66.70	55.70	23.90	12.10	22.75	10.57	11.80	2.10
率%	累积	0	66.70	70.50	77.50	80.25	84.75	86.36	87.94	88.05
备　注		本次为处理桐沟和金渠混合矿								

同时对各槽的温度、氰化钠浓度、矿浆浓度、氧溶解度进行了测定和记录，平均结果见表 5-3。

表 5-3　各槽温度、氰化钠浓度记录如下

项　目	1 号	2 号	3 号	4 号	5 号	6 号	7 号	8 号
矿浆浓度（%）	43	42	40	41	44	42	40	40
氰化钠浓度（%）	80	75	78	76	83	76	81	78
溶解氧浓度（mg/L）	0.20	0.80	0.60	0.60	0.90	0.80	0.60	0.7
温　度（℃）	33.10	33.80	33.20	32.90	28.70	29.30	29.30	30.1

本次流程考察可以得出如下结论：

（1）两矿的金精矿常规氰化条件下氰渣高，浸出率低，氰化钠单耗高。

（2）氰化过程中，浸出液中的溶解氧浓度严重偏低说明氰化过程中氧量不足。

2、富氧添加氧化铅金精矿氰化实践

针对常规浸出桐沟、金渠两矿的金精粉生产指标很差的情况，组织相关人员开展试验研究，并到山东莱州黄金冶炼厂学习取经，最后在试验研究有突破之后，于 2001 年 1 月份对余下的金精粉进行了生产，运行了近一个月，在第一周为了监控实际生产情况，对流程进行跟踪考察，考察结果见表 5-4。

表 5-4　富氧添加氧化铅金精矿氰化浸出技术指标

采样地点	作业技术条件							固体化验品位 /g/t	浸出率%	
	浓度 /%	细度 /%	NaCN /%	CaO /%	温度 /℃	氧度 /mg/L	氧量 /m^3/h		作业	累积
精矿	89.60	56.00	0	0	/	/	/	90.80	0	0
氰原	46.10	87.50	0.11	0.012	10.60	1.1	/	62.70	30.95	30.95
1 号槽	42.00	88.40	0.841	0.042	13.50	11.70	6.00	40.80	30.93	55.07
2 号槽	41.70	87.90	0.803	0.038	13.40	14.50	6.00	27.60	32.35	69.60
3 号槽	40.30	88.60	0.806	0.040	13.20	16.80	6.00	18.60	30.61	79.52
4 号槽	40.00	89.30	0.790	0.037	13.20	17.60	6.00	14.00	24.73	84.58
5 号槽	43.00	90.20	0.770	0.041	8.90	16.60	4.50	12.00	16.67	86.78
6 号槽	43.10	89.50	0.801	0.043	9.10	19.20	4.00	8.20	46.34	90.97
7 号槽	42.00	88.30	0.786	0.038	10.20	20.00	4.50	6.60	19.51	92.73
8 号槽	44.00	89.40	0.760	0.039	8.90	16.70	5.00	4.90	25.76	94.60

备注

1、此结果为七天的平均结果。

2、七天共处理桐沟、金渠矿混和金精矿 423 吨。

3、七天共消耗氰化钠 4290 公斤。

4、添加氧化铅 1692 公斤。

5、为贫液磨矿.

6、表中磨矿细度的单位为（-37um）%。

从上表可以看出，应用富氧加氧化铅氰化处理含碳高铜金精矿达到了很好的效果，技术经济指标有了很大的提高。

3、小结

（1）考察结果及生产数据证明，对于桐沟、金渠两矿的金精矿采用富氧加 PbO 氰化浸出后，加快了金的溶解速度，可使浸出时间大大缩短，经改造后，在

保证指标的前提下，日处理能力由 50 吨扩大到 60 吨，达到了扩大处理量实现规模经营的目的。

（2）采用富氧添加 PbO 氰化浸出工艺，运行 1 个多月，氰渣品位由原来的 13.9g/t 降到 4.9g/t，在扩大处理能力的同时，使金的浸出率由 88.05%提高到 94.6%提高了 6.55 个百分点。

（3）采用富氧添加 PbO 金精矿氰化浸出工艺，不仅扩大了处理能力，提高了浸出率，还缩短了浸出时间，同时使金精矿氰化浸出的氰化钠单耗由原来的 19.9kg/t 降到 10.3kg/t，每吨金精矿节约氰化钠 9.6 kg/t。

5.3.2　氰尾浮选综合回收铅、铜的生产实践

1、氰尾浮选回收铅的实践

由于设计时就有氰尾浮选回收铅的工艺，所以生产技术相对成熟，我们在生产中主要是添加乙硫氮、苯胺黑药、丁黄药等药剂来进行选铅，通过这几年的生产指标也足以说明氰尾用浮选的方法回收铅是可行的，也是有经济价值的。生产情况见表 5-5。

表 5-5　2001—2004 年氰尾浮选回收铅生产报表

项　目		单位	2001 年	2002 年	2003 年	2004 年
铅原矿	品位	%	3.67	2.81	1.54	3.06
	重量	t	14494.59	16935.61	14449.71	6513.62
	含铅	t	532.467	476.466	223.03	199.185
铅精矿	品位	%	42.41	37.23	26.92	31.11
	重量	t	738.93	815.901	517.104	489.134
	含铅	t	313.408	303.764	139.184	152.158
铅尾矿	品位	%	1.59	1.07	0.60	0.78
	重量	t	13755.86	16122.527	13932.61	6024.49
	含铅	t	219.245	172.858	83.765	46.999
选铅回收率		%	58.86	63.75	62.41	76.39
运转时间		h	7020	6656	5740	2510.5
铅精含金	品位	g/t	22.31	33.20	26.15	15.98
	含金	g	16485.03	27091.542	13522.42	7814.44
选铅金回收率		%	29.68	45.90	32.60	49.59

通过表中可以看出，氰尾浮选回收铅的同时，金也得到了富集，起到了综合回收的作用。

2、铅尾浮选回收铜的实践

生产中采用的工艺为将现有工艺生产的铅尾矿，经过一粗三精三扫浮选后，生产出铜精矿和硫精矿。浮选机使用的是 SF-1.2，其中粗选四槽，扫一、扫二、扫三各四槽，精一精二各两槽，精三一槽。

2004 年 3 月至 8 月的生产指标见表 5-6。需要说明的是表中的回收率计算是根据产品实际化验品位按照理论回收率计算公式算得。

表 5-6　2004 年 3-8 月铜浮选生产报表

月	铅尾矿品位（%）			铜精矿品位（%）			铜尾矿品位（%）			回收率（%）		
份	Cu	Pb	Au	Cu	Pb	Au	Cu	Pb	Au	Cu	Pb	Au
3	1.45	0.39	1.45	18.35	9.95	10.73	0.39	0.13	0.87	74.69	67.55	43.53
4	1.64	0.18	1.74	11.12	2.60	5.08	0.86	0.08	1.16	51.55	57.32	43.20
5	2.47	0.55	1.31	18.74	10.42	17.55	0.72	0.08	0.87	73.68	86.12	35.34
6	3.19	0.31	1.89	17.00	4.01	9.72	0.72	0.08	1.02	80.85	75.70	51.43
7	1.61	0.23	2.79	19.08	4.58	30.28	0.62	0.08	1.91	63.56	66.38	33.66
8	0.89	0.21	2.79	12.50	4.69	34.10	0.43	0.13	1.47	53.53	39.18	49.44

注：金品位的单位是 g/t。

在保证氰化浸出主流程技术指标的前提下，通过浮选铅尾矿，进一步回收铅尾中的铜（含部分金、银），不仅使工艺流程更加完善，提高流程对原料市场的适应性，增强企业的竞争能力，而且实现综合回收有价元素，年可多回收黄金 9 公斤、白银 300 公斤、铜 16 吨。

3、小结

据几年来的生产实践，氰渣浮选回收铅、铜从工艺上来讲是可行的，但由于氰渣性质的复杂性与不稳定性，氰渣的浮选仍需要进一步探讨和实践。笔者认为在生产中应注意以下问题：

（1）对于处理多金属硫化矿金精粉时，由于方铅矿的可浮性受氰化钠后的影响较小，而且浸出系统中 CN^- 对铜的抑制作用，所以应采取优先浮选，将氰渣中的铅优先回收，这样在保证铅回收的同时为下段选铜作业创造条件，有利于保证铜精的质量。

（2）氰化后的尾渣不论是选铜还是选铅，笔者认为有一个主导思想十分重要，那就是此时的浮选不是为了选金，而是要选铜或者铅，如果按选金来确定药剂制度势必造成金、铜、铅都要损失，因为金本身已经过氰化浸出，该溶解的已经溶解，留下的大多是和铜、铅或其他有价元素的包裹体，所以此时按照选铜或选铅来制定药方，这样的话在富集铜、铅的同时将金也富集起来了，这一点通过生产实践已得到验证。

（3）生产中要注意控制矿浆浓度，宜采用高浓度调浆、低浓度浮选，粗选浓度控制在25%左右较为合适，这样可以尽可能的消除细泥对浮选铅、铜的影响，同时控制精选作业的浓度在7%～10%，保证铅、铜精矿的品位。

（4）浮选铜生产中要注意控制矿浆的pH值，用Z-200作捕收剂时，随着矿浆pH值得提高黄铁矿的回收率急剧的下降，而铜的回收率在很宽的pH值范围内仍保持不变，且品位上升，因此，可将pH值控制在10～10.5。

（5）生产中一定要注意保证浮选时间，在生产中该厂选铜总共用了21槽SF-1.2的浮选机来保证浮选时间。

（6）不论是在试验中还是在生产中，使用置换贫液作为调浆水比用新水调浆选别效果好，这与氰化钠的抑制理论有些矛盾，但在该厂的生产中一直用滤液作为调浆水（因为该厂采用生产污水零排放工艺，这些滤液中的铜离子积累到一定程度后才用半酸化法进行处理），而且选铜并没有加活化剂，也没有加硫酸破坏氰根，笔者猜测是不是滤液中含有其他离子起到一定的活化作用，这需要进一步分析和检验。

第六章 结 论

通过对高铜铅含碳多金属难处理金精矿的直接氰化和氰尾浮选综合回收铜、铅的研究与生产实践，可以得出如下结论：

1、通过对桐沟、金渠高铜含碳精精矿的直接氰化试验研究得出：

（1）常规条件下，对这两种金精矿的最佳条件为：磨矿 90 分钟（即磨矿细度在－37um 含量不低于 93%），浸出液中氰化钠浓度为 0.80%，浸出时间为 72 小时。从试验可以看出，即使在最佳的试验条件下，这两种金精矿的氰化浸出率也仅在 90%左右，氰渣品位要跑 5.00 至 11.5g/t，而氰化钠单耗在 19.80 到 20.90Kg/t。用常规方法处理这种金精矿不仅回收率低，而且成本也非常高，说明常规氰化是不能适用的。

（2）通过对高铜含碳金精矿富氧添加氧化铅助浸直接氰化工艺的试验研究得出，其最佳适宜的条件为：金精矿细度达到-37um 的占 90%左右，浸出液中氰化钠浓度在 0.80%左右；浸出液中氧的溶解浓度在 15～20mg/L 之间；添加 PbO 4kg/t。在此条件下浸出桐沟和金渠的高铜含碳金精矿 72 小时，使其金浸出率分别达到 98.3%和 97.4%，氰化钠单耗分别为 12Kg/t 和 11Kg/t。

综合分析整个氰化试验可以得出：富氧加氧化铅助浸能加速金的溶解速度，提高金的浸出率；能抑制铜等杂质的溶解，降低氰化过程中的氰化钠单耗；能减少或消除碳对氰金络合物的吸附作用，同时由于杂质矿物溶解率的降低，减少了贱金属离子在氰化液中的积累，使贫液的酸化处理量大大降低，更有利于生产污水全返回，实现零排放。

2、通过对桐沟、金渠高铜含碳精精矿的直接氰化生产实践可以得出：

桐沟、金渠的高铜含碳金精矿常规氰化条件下氰渣高，浸出率低，氰化钠单耗高。采用富氧加 PbO 氰化浸出后，加快了金的溶解速度，可使浸出时间大大缩短，日处理能力由 50 吨扩大到 60 吨，氰渣品位由原来的 13.9g/t 降到 4.9g/t，在扩大处理能力的同时，使金的浸出率由 88.05%提高到 94.6%提高了 6.55 个百分点，金精矿氰化浸出的氰化钠单耗由原来的 19.9kg/t 降到 10.3kg/t，每吨金精矿节约氰化钠 9.6 kg/t。采用富氧添加 PbO 金精矿氰化浸出工艺，不仅缩短了浸出时间，扩大了处理能力，提高了浸出率，同时使氰化钠单耗大大降低，从而降低生产成本。因此，对于处理高铜含碳金精矿富氧添加氧化铅直接氰化是可行，而且是有效的。

3、通过对高铜铅多金属难处理金精矿的氰尾浮选综合回收铜铅的试验研究和生产实践可以得到出：

对于处理多金属硫化矿金精粉氰尾时，推荐采取优先浮选回收铅，铅尾再浮选回收铜的工艺流程，对于氰尾含铜含铅都很高时，可以采用先混合浮选铜铅，然后再对混合精矿进行铜铅分离浮选，无论采用哪种工艺，制定药剂制度时都需以回收铜铅为主线，兼顾回收金银。在生产中要注意使用置换贫液调浆，控制矿浆浓度，宜采用高浓度调浆、低浓度浮选，保证足够的浮选时间，粗选浓度控制在25%左右较为合适，精选作业的浓度控制在7%～10%。因此，氰渣浮选回收铅、铜从工艺和生产实践上都是可行的，可以起到综合回收资源的作用。

总之，利用富氧助浸直接氰化和氰尾浮选综合回收有价元素为处理高铜铅含碳难处理金精矿提供了一个简单有效的途径。

参考文献

[1] 刘汉钊. 难处理金矿石难浸的原因及预处理方法. 黄金，1997，18（9）：44~47

[2] 李俊萌. 难处理金矿石预处理工艺及其选择. 有色金属（选矿部分），2002，（5）：16~23

[3] 黄金生产工艺指南编委会. 黄金生产工艺指南. 北京：地质出版社，2000.187

[4] 周洪波，肖升木，胡岳华等. 金矿石生物氧化预处理研究. 中国矿业，2006，15（2）：39~42

[5] 高起鹏. 难浸金矿氰化预处理工艺的进展. 有色矿冶，2004，20(4)：26~29

[6] 崔礼生，韩跃新. 难选冶金矿石预处理现状. 金属矿山，2005，(7)：6~9

[7] 马尚文，马得民，孟庆芳. 难浸金矿石提金研究现状. 河南大学学报(自然科学版)，1996，(2)：63

[8] 周丽，文书明，李华伟. 难浸金矿预处理技术及其应用. 国外金属矿选矿，2004，(3)：11~14

[9] 浸矿技术编委会编. 浸矿技术. 北京：原子能出版社，1994.

[10] C.Hasparrini CIN Bullettin.1983.851

[11] 刘汉钊. 难处理金矿石堆浸的预处理技术. 四川地质学报，1997，(3):231~233

[12] 姜涛. 提金化学. 长沙：湖南科学技术出版社，1998，257

[13] 张力先. 氰化提金工艺的最新进展. 黄金学报，2001，3（2）：124~130

[14] 邱廷省，聂光华，张强. 难处理含铜金矿石预处理与浸出技术现状及进展. 黄金，2005，26（8）：30~33

[15] 周世杰，仲崇波，张淑敏等. 提高珲春金铜矿含铜金精矿氰化浸出率的试验研究. 黄金，1999，20（4）：38~40

[16] 薛光. 从含铜铅金精矿中提取金银的工艺方法. 黄金地质，2000，6（3）：77~79

[17] 蔡世军，王玲玲. 氨氰浸金技术在老柞山金矿的应用. 黄金，2001，22（1）：45~46

[18] 赵玲玲. 氧化剂在氰化浸金中的试验研究. 山西冶金，2003，(2)：33~34

[19] 黄怀国. 从含铜金精矿综合回收金银铜硫的湿法冶金工艺研究. 黄金科

学技术，2004，12（2）：27~34

[20] 薛光，于永江，李志勤. 加压氧化—氰化浸出工艺从酸浸渣中提金试验研究. 黄金，2004，25（5）：29~30

[21] 薛光. 加氯化钠焙烧提高含铜金精矿中金、银、铜浸出率的试验研究. 黄金，2002，23（12）：32~34

[22] 薛光.加氢氧化钠提高焙烧—氰化法银浸出率的试验研究.有色冶炼，2002，（5）：19~21

[23] 邱廷省，聂光华，张强等. 含铜金矿的压力氧化浸出及其机理. 中国有色金属学报，2005，15（12）：2028~2033

[24] 薛光，李峰，焦国华等. 加压氧化—氰化浸出法提取金银的研究. 有色冶炼，2003，（3）：19~20

[25] 常江. 生物氧化提取黄金技术的发展现状及其应用. 全球科技经济瞭望，2000，（8）：61~62

[26] 孙戬. 金银冶金. 北京：冶金工业出版社，1992.238

[27] 胡春融，杨凤. 黄金选冶技术发展述评. 黄金，2000，21（1）：29~37

[28] 林鸿汉. 从铜金精矿中湿法综合回收金银铜硫的工艺研究. 矿冶工程，2006，26（1）：52~54

[29] 薛光，于永江. 加压氧化—氰化浸出法从氰化尾渣中回收金. 矿产综合利用，2004，（6）：48~49

[30] 薛光，于永江. 从焙烧氰化尾渣中回收金、银. 矿产综合利用，2002，（2）：46~48

[31] 李新春. 阿希金矿氰化尾矿金的回收及最终尾矿综合利用的思路. 新疆有色金属，2005，（增刊）：47~49

[32] 杨保成，任淑丽，宋殿举. 浮选金精矿氰化尾矿的综合利用. 黄金，2004，25（3）：33~35

[33] 石同吉. 氰化尾渣综合回收有价金属的研究与实践. 金属矿山，2002，（3）：39~41

[34] 梁冠杰. 河南某氰化尾渣中有价金属的综合回收. 矿产综合利用，2001，（3）：35~37

[35] 郑晔，胡春融，王海东等. 黄金矿山氰化尾矿综合回收研究与实践. 黄金，2003，24（5）：36~38

[36] 崔学奇，吕宪俊，胡术刚等. 氰化尾矿综合回收铜铅的试验研究. 有色矿冶，2005，21（增刊）：18~19

[37] 吴向阳，王明勤，孙书平等. 氰化尾渣回收铅锌混合精矿过程清洁生产

技术的研究与应用. 中国科技信息，2005，(17)：172

[38] 高俊峰，李晓波. 我国氰化尾渣的利用现状. 矿业工程，2005，3 (4)：38~39

[39] 许阳芳，曲保忠. 新疆某氰化提金厂尾矿综合回收试验研究. 新疆有色金属，2002，(4)：15~17

[40] 罗中杰. 银洞坡金矿氰化尾矿直接浮选回收铅、金、银的工艺研究和生产实践. 黄金，1998，(19)：44~46

[41] 潘项绒. 银洞坡金矿氰渣浮选尾矿的综合回收. 有色矿山，2000，29(4)：27~29

[42] 潘项绒. 银铜坡金矿尾矿资源综合回收的研究与应用. 矿业快报，2000，(12)：21~22

[43] 马巧嘏. 黄金回收 600 问. 北京：科学技术文献出版社，1992.275

[44] 黄金矿山实用手册编写组. 黄金矿山实用手册. 北京：中国工人出版社，1990.1215

[45] 徐志明等. 氰化工. 北京：国家黄金管理局，1990.

[46] 张兴仁. 难处理金矿提金工艺新进展. 矿产综合利用，1996，(1)：34~40

[47] 邝金才，姚香. 国内金精矿氰化提金技术现状. 有色金属，2003，19(2)：16~21

[48] 中国黄金生产实用技术编委会. 中国黄金生产实用技术. 北京：冶金工业出版社，1998

[49] 王丽莉. 富氧氰化浸金作用机理及应用. 有色金属（选矿部分），2000，(4)：18~20

[50] 徐天允，徐正春. 金的氰化与冶炼. 沈阳：沈阳黄金学院.1988

[51] 梁安，刘振升. 铅盐在高铜金精矿氰化提金试验中的应用与工业实践. 有色矿山，2003，32 (3)：17~20

[52] 金世斌，邵志国，毋鹏先. 铅盐在氰化浸金中的作用及其应用条件. 2002，23 (2)：34~40

[53] 武 钢，刘旭俐，童雄等. 铅盐在氰化浸金中的作用及作用机理研究现状.湿法冶金，2002，21 (3)：113~116

[54] G L Simmons.Minerals and Metallurgical Processing.1994，(5)：286

[55] Nicol M J，In Stanley G G，Ram N M.The Extractive Metallurgy of Gold in South Africa.inst.SAfr.Min.Metal，1987，857~905

[56] Deschenes G，Dacvad P T.Cyanidation of a copper-gold ore.Mineral Procssing，1997，50(3):127~141

[57] Costello M C.Mechanism of the bacterial of arsenopyrite- pyrite mixtures.Minerals Engineering.1992(5):1421~1429

[58] 胡为柏. 浮选. 北京：冶金工业出版社，1983

[59] 苏成德，李永聪，汪睛珠. 选矿操作技术解疑. 石家庄：河北科学技术出版社，1999

[60] 龚明光. 浮游选矿. 北京：冶金工业出版社，1988

[61] 蔡玲，孙长泉，孙成林等. 伴生金银综合回收. 北京：冶金工业出版社，1999

[62] 许时. 矿石可选性研究. 北京：冶金工业出版社，1992

[63] 杨顺梁，林任英. 选矿知识问答. 北京：冶金工业出版社，2003

[64] 金镜潭，刘滨婵. 金矿石浮选. 沈阳：沈阳黄金学院，1991

[65] 朱玉霜，朱建光. 浮选药剂的化学原理，长沙：中南大学出版社，1996

[66] 武钢. 优化山东新城金矿浮选金精矿氰化浸出的试验与机理研究：[硕士学位论文]. 昆明：昆明理工大学，2002

致 谢

本文是在导师覃文庆教授和李茂林教授的悉心指导和严格要求下完成的。论文从选题到定稿无不凝聚着导师的心血，导师渊博的知识、严谨的治学态度，一丝不苟的工作作风和崇高的品德使我受益匪浅，对我以后的工作、学习有极大的促进作用。试验研究和论文的完成还得到山东莱州黄金冶炼厂及师兄焦方智、秦绪伟和同窗好友刘瑞强的大力帮助，在此深表感谢！还要感谢灵宝河林矿产品加工厂试验室的纪伟刚、李清满工程师和质检中心的彭典高工程师给予的支持和帮助！

还有许多老师、同学和朋友都给了我许许多多的帮助，尤其是家人及所有爱我的人三年来给我的大量帮助和支持，作者在此向他们致以诚挚的谢意！

杨 玮

2006 年 5 月

攻读学位期间主要的研究成果

发表论文：

[1] 杨玮，张玮琦. 增加二段磨矿作业的试验研究与生产实践. 黄金，2003，24（11）：40～42

[2] 杨玮. 半酸化法在氰化零排放工艺中的应用. 有色金属（选矿部分），2004，(1)：27～29

[3] 杨玮，邱冠周，覃文庆等. 降低氰化物消耗的生产实践. 黄金，2004，25（6）：42～44

[4] 杨玮. 氰渣浮选回收铜的试验研究及生产实践. 有色金属（选矿部分），2005，(6)：20～22

[5] 杨玮. 提高金精矿质量及浮选回收率的研究与实践. 黄金，2005，26(12)：33～35