武汉理工大学

硕士学位论文

石英脉型复杂多金属矿选矿试验研究

姓名：陈慧杰

申请学位级别：硕士

专业：矿物加工工程

指导教师：张凌燕

20091101

摘 要

在复杂多金属矿浮选实践中，铜、铅、锌、硫的分离一直是选别这类矿石的难点，无毒分离工艺成为近年研究的热点。陕西某含金银复杂多金属矿含 Au 5.11g/t，Ag 511g/t、Cu 1.17%、Pb 3.72%、Zn 0.35%、S 8.92%，且铜、铅、锌、金、银主要以硫化矿的形式存在，经济价值较高。但是自然金的粒度非常细，黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和磁黄铁矿相互交代形成连生包裹结构，不利于铜、铅、锌、硫的分离，是该矿石浮选分离的难点。

根据矿石性质，制定适合该矿石的浮选工艺流程，通过混合粗选系统条件试验、混合粗精矿脱硫系统条件试验、铜铅混合精矿分离系统试验、综合回收锌矿的探索试验等进行选矿工艺流程研究，并通过方铅矿和黄铜矿的单矿物浮选试验考察铜铅分离抑制剂的抑制机理。

选矿工艺研究表明：混合—优先浮选流程比较适合该矿石。组合捕收剂要优于单一捕收剂，混合粗选较优工艺条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠用量 500g/t，捕收剂乙基黄药 60 g/t +乙硫氮 30g/t，2#油 50g/t。通过一次混合粗选，金、银、铜、铅的回收率分别为 93.68%、93.52%、96.61%、97.61%。

脱硫环节是保证铜铅分离的关键环节，铜铅与硫分离之前，混合粗精矿必须再磨，细度为-0.045mm96.5%，脱硫活性炭用量 100g/t，石灰用量 2000g/t，亚硫酸钠 500g/t。

铜铅混合精矿分离浮选采用抑铜浮铅方案，TZ01 为铜的抑制剂。铜铅分离较优工艺条件为：脱药活性炭用量 500g/t，TZ01 用量 227g/t，捕收剂用单一乙硫氮，用量为 30g/t。该工艺条件闭路试验可以获得铜、铅、硫等三种产品。铜精矿含铜 18.95%、铅 2.30%，铜回收率 87.62%；铅精矿含铅 61.70%、铜 1.34%，铅回收率 91.78%；硫精矿含硫 47.25%。

综合回收锌矿物的探索试验表明，由于矿石中的锌含量低（0.35%），且与黄铜矿、磁黄铁矿等共生密切，目前锌矿物不适宜作为单独产品回收。

黄铜矿和方铅矿的单矿物浮选试验表明，pH 值在 9~12 范围内，在合适的 TZ01 用量条件下，TZ01 能对黄铜矿产生强烈的抑制作用，而对方铅矿基本没有抑制作用。

红外光谱分析结果表明，TZ01 在黄铜矿表面吸附方式以物理吸附和化学吸附两种方式共存。

关键词：复杂多金属矿，混合浮选，铜铅分离

ABSTRACT

As mineral resources increasingly poor, fine and miscellaneous, people expect the recovery rates of resources, the quality of concentrates and the effect of separation flotation to increase. In the flotation practice of complex sulphide ores, separation of copper, lead, sphalerite and pyrite still is the difficulty of this type ores. the process of nontoxic has become the research hotpot in resent years. The complex sulphide ores containing gold and silver in Shanxi province have higher economic value. Its grade of gold 5.11g/t, silver 511g/t, copper 1.17%, lead 3.72%, zinc 0.35%, sulfur 8.92%. The particle size of gold is very fine in this ore, chalcopyrite galena sphalerite pyrite and pyrrhotite are encapsulated with each other, closely coexisting with each other, which is go against the separation of copper, lead, zinc and sulfur. This is the difficulty of separation flotation of the ore.

According to the properties of this ore we make suitable flotation process. The experiment contents including condition tests of mixed rough, remove pyrite and pyrrhotite from bulk concentrate, separation of copper and lead and the probe test to comprehensive recovery sphalerite. Studied the mechanism of the depressant which used in separation of copper and lead through pure mineral flotation tests of galena and chalcopyrite.

The result of investigation on mineral processing technology show that the preferential bulk flotation flow sheet is suitable for this ore. Choose higher selectivity collector is very important for the bulk flotation and combined with various collector is better than single collector. The conditions of bulk flotation are particle size of -0.074mm 70%, sodium carbonate dosage 500 g/t, the collector ethyl xanthate dosage 60 g/t and sodium diethyl dithiocarbamate 30 g/t, pine camphor oil 50 g/t. Through only once bulk flotation we can obtain the recovery rates of gold, silver, copper and lead were 93.68%, 93.52%, 96.61, 97.61% respectively.

Removing pyrite and pyrrhotite from bulk concentrate is very key to separate Cu-Pb. Before remove pyrite and pyrrhotite from bulk concentrate, bulk concentrate need to ground again to the particle size of -0.045mm96.5%, activated carbon for remove pyrite and pyrrhotite from bulk concentrate dosage 100g/t, lime dosage 2000g/t, sodium sulfite dosage 500 g/t.

Separate the Cu-Pb bulk concentrate by depressing the chalcopyrite and flotation galena. The depressant for chalcopyrite is sodium thioglycollate. The result of

separate Cu-Pb bulk concentrate tests show that the synthetic conditions are activated carbon for remove pyrite and pyrrhotite from bulk concentrate dosage 500g/t, sodium thioglycollate dosage 227g/t. The collector is sodium diethyl dithiocarbamate, with the dosage 30g/t. According to this condition the closed-circuit test can obtain three products such as copper concentrate, lead concentrate and sulfur concentrate. In the copper concentrate, the grade of copper and lead are 18.95%, 2.30% respectively, and the recovery of copper is 87.62%. The grade of lead and copper in the lead concentrate are 61.70%, 1.34%respectively, the recovery of lead is 91.78%. The grade of sulfur in sulfur concentrate is 47.25%.

The probe test to comprehensive recovery sphalerite show that sphalerite can't be recovered as independent product, because sphalerite is closely coexisting with chalcopyrite and pyrrhotite and the grade of Zn is 0.35% in this ore, which is very low.

Through pure mineral flotation tests of galena and chalcopyrite we find that with suitable dosage of sodium thioglycollate, it can strongly inhibit chalcopyrite but a little for galena with pH 9~12.

Fourier infrared spectrum (FTIR) was employed to investigate the mechanism of reaction between mineral surfaces and depressant, sodium thioglycollate adsorption at the chalcopyrite surfaces with chemical and physical adsorption.

KYE WORDS: complex sulphide ores, bulk flotation, seperation of lead and copper

独 创 性 声 明

本人声明，所呈交的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，也不包含为获得武汉理工大学或其它教育机构的学位或证书而使用过的材料。与我一同工作的同志对本研究所做的任何贡献均已在论文中作了明确的说明并表示了谢意。

签 名：[illegible] 日 期：2009.12.17

关于论文使用授权的说明

本人完全了解武汉理工大学有关保留、使用学位论文的规定，即学校有权保留、送交论文的复印件，允许论文被查阅和借阅；学校可以公布论文的全部或部分内容，可以采用影印、缩印或其他复制手段保存论文。

（保密的论文在解密后应遵守此规定）

签 名：[illegible] 导师签名：[illegible] 日 期：2009.10.17

第1章 文献综述

1.1 多金属硫化矿的特点及其综合回收的重要意义

1.1.1 多金属硫化矿矿石特性及矿床类型

铜铅锌硫化矿也称为复杂多金属硫化矿，这类矿石中除了铅、锌、铜、铁的硫化矿物以外，常含有镉、铟、银、金，有时还铋、锑、钨、锡以及稀土元素碲、硒、镓、钽及锗等。这些有价组分的含量变化较大。所以从多金属硫化矿石中可以获得大量的贵金属及许多稀有和稀散元素。

在铜铅锌硫化矿石中，常见的主要金属矿物为黄铜矿、方铅矿、闪锌矿；次要的为黄铁矿、磁黄铁矿、斑铜矿、辉铜矿、黝铜矿、磁铁矿及毒砂等。此外，在接近地表的氧化带还有孔雀石、铜蓝及褐铁矿等。铅在氧化带中多为白铅矿，其次为铅矾。非金属矿物有石英、方解石、绿帘石、透闪石及石榴子石等，有的还含有一定数量的重晶石、萤石与绢云母等。矿石中的金呈自然金存在，或伴生在黄铁矿与黄铜矿中，银与矿石中的方铅矿、砷黝铜矿及黝铜矿等共生。镉一般含在闪锌矿中。

选别这类矿石时，一般除了分别得到铜、铅、锌或硫的精矿外，矿石中伴生的有价组分有的也可以选成单独的精矿产品，有一些则在选矿过程中富集在铜、铅、锌与黄铁矿的精矿中，在下一步冶炼过程中加以回收。

硫化铜铅锌矿石大都产于热液型与矽卡岩型矿床中，在其他工业类型矿床中也有产出。它们的矿物组成，由于成矿条件及矿床类型的不同而有所不同。不同产地的硫化铜铅锌矿石，具有不同的特性。通常产于矽卡岩型的矿石品位中等，产于热液脉状型的品位较低。铅锌多而铜少者就成为铅锌矿石，在个别矿床中铅少铜多，则形成铜锌矿石。热液型多金属硫化矿床的工业意义最大。几乎绝大部分多金属硫化矿石是从这类矿床中开采出来的。具有工业意义的多金属硫化矿石一般富集在深层热液、中温热液及低温热液矿床中[1, 2]。

硫化铜铅锌矿石按有用矿物种类又可分为两种类型：

1、铅锌铜型矿石 我国如天宝山等矿。国外如日本的大江、美国的艾达拉多、加拿大的布伦兹维克12号选厂等。这类矿石的浸染特性有差异，如我国辽宁某铅锌矿矿石的有用矿物浸染粒度粗、共生关系简单，属于易选矿石，但我国天宝山矿石的有用矿物浸染粒度较细，共生关系密切，属于较难选的矿石。

2、铅锌铜硫化铁型矿石　国内如西北一有色金属公司小铁山铜矿等。国外如日本松峰及内之岱黑矿等。这类矿石的共同特点是：矿物种类多，有用矿物浸染粒度细，共生关系密切；含硫量高，矿石易于氧化变质；含有一定量的次生矿物，易生成较多的可溶性盐，使矿物表面易于污染，导致浮选过程复杂化，从而使有用矿物的分选较为困难。

本课题研究的陕西某含金银多金属矿就属于铜铅锌硫化铁型矿石，具有有用矿物种类多、矿物粒度细，相互交代共生复杂，含硫量高等特点。

1.1.2　复杂硫化矿的可选性分析

复杂硫化矿的矿物组成极为复杂，其中有价组分的含量波动范围较大，构造多种多样，嵌布粒度变化范围大，从选矿角度分析，难选复杂硫化矿大致有以下一些特点：

（1）矿石中的有用矿物以方铅矿和闪锌矿为主，硫化铜矿物的含量较低，而黄铁矿的含量也较低，通过选矿一般可以选出铅、锌与铜三种精矿，有时也回收黄铁矿。由于选矿产品种类多，流程结构复杂，生产操作也比较不易控制。

（2）铜、铅与锌的硫化矿物常致密共生[3]，嵌布粒度较细，且不均匀，互相嵌镶，形成各种结构构造，因而在磨矿中难于达到单体解离，影响分选效果。

（3）矿石中铜矿物种类较多[4]，除原生铜矿物以外，还常含有次生铜矿物，在磨矿过程中易产生铜离子引起闪锌矿的活化，也可能在矿床中闪锌矿已被铜离子自然活化，造成闪锌矿的抑制困难，在浮选过程中混杂到铜铅混合精矿中，降低铜铅混合精矿的质量，使铜铅混合精矿分离困难，同时也导致锌的回收率降低。

（4）黄铜矿有时呈星点状包裹在闪锌矿中[5]，或与闪锌矿呈乳浊状结构，导致铜锌矿物分离困难，铜精矿与锌精矿互含金属高，影响精矿质量和金属回收率。

（5）有的矿石由于氧化变质或表面污染，直接影响到各种矿物的可浮性，从而使浮选过程复杂化。

（6）有的矿石含有高度可浮的碳质磁黄铁矿，有时含有碳质页岩及粘土质物料等，这些物质均会导致多金属硫化矿石选矿过程的复杂化。

综上所述，复杂硫化矿由于具有极复杂的矿物组成，以及矿物间共生关系致密等原因，因此，它们属于最难选矿石之列，其成矿条件对矿石的选矿特性有着控制性的影响。对于这类矿石的处理往往采用很复杂的选矿流程。

1.1.3 多金属硫化矿综合回收的重要意义

做好铜铅锌复杂多金属硫化矿的分离研究及综合回收，有着重要的战略意义和经济意义。（1）可以增加金属产量和品种，如湖南柿竹园多金属矿，通过综合回收可以同时回收钨、钼、铋、金、银、铜、铅和萤石、石榴子石等[6]，大大降低企业生产成本，不仅增产节约，而且做到资源最大化利用。（2）可以提高产品质量，因多种共生矿物通过分离以后，相互含杂量减少，产品纯度提高，金属回收率也相应提高。（3）增加稀有贵重金属的回收利用。世界上金、银、铂族元素有60~70%的产量是从铜、铅、镍等精矿冶炼时回收的；稀散金属镓、铟、铊、镉、硒、碲、铪、铼等，在自然界没有单独存在的矿床[2]，而是和重金属或铝矿共生的，只有通过综合回收才能将这些金属回收利用。

1.2 国内外复杂多金属硫化矿的浮选工艺研究现状

1.2.1 浮选药剂的研究现状

在多金属硫化矿浮选实践中，使用的药剂主要有捕收剂、抑制剂、起泡剂等。本节着重介绍多金属硫化矿浮选的捕收剂的研究进展情况，抑制剂的进展在下面详细介绍。

常规捕收剂主要有黄药、黑药、硫氨酯、氨基硫代甲酸盐等[7]。黄药是硫化矿浮选的主要捕收剂，价格便宜，易制造，目前国内工业上应用最多的乙基黄药和丁基黄药，国外则以异丙基黄药应用最多。丁基黄药的捕收能力大于乙级黄药，但其选择性较差，会不加选择的将铜、铅、锌、铁的硫化物全部浮出。随着其烃链中碳原子数的增加，黄药的捕收能力增强，但选择性降低。

黑药是硫化矿浮选的第二个重要的捕收剂，在生产实践中，黑药对硫化矿的捕收能力较黄药弱一些，但选择性好于黄药。为了获得高的回收率和选择性，黑药总是和其他类型的捕收剂联合使用。

简单的二烷基硫氨酯是中性的油状液体，最为通用的硫氨酯为Z-200，在碱性和酸性条件都稳定，与黄药和黑药相比，具有更高的选择性和稳定性，能够长期储存，不易溶于水。

烃基氨基二硫代甲酸盐是另一类重要的捕收剂，有时简称硫氮捕收剂，具有高效选择性。其中的乙硫氮广泛用于复杂多金属硫化矿的浮选。在复杂多金属硫化矿浮选实践中，粗选捕收剂的种类对后续的分离浮选起到至关重要的影响，所以应尽可能使用选择性强的捕收剂，往往混合使用几种捕收剂的效果要好于

单一捕收剂[8]。

在多金属硫化矿中，由于矿物嵌布极细，结构复杂，矿产资源向贫、细、杂、难的特点不断发展，使得常规的药剂和选矿工艺难以得到较好的指标。为了解决这一难题，针对矿石的具体情况，广大选矿科技工作者投入了大量的心血研制和开发了许多新药剂。

新型捕收剂的研究多集中在含金、银的铜矿物捕收剂的研究与应用上。PAC捕收剂是北京矿冶研究总院推荐的主要成份为N-烯丙基O-异丁基硫逐氨基甲酸酯，它对铜的捕收能力强，对黄铁矿和磁黄铁矿捕收力弱，对矿石中伴生的金银捕收效果显著，有利于铜硫分离并综合回收伴生的金银。用PAC捕收剂代替OSN-43#捕收剂浮选凤凰山铜矿石，得到比OSN-43#为佳的结果，铜精矿品位提高1.27%，回收率提高1.65%，金和银在铜精矿中的回收率分别提高7.43%和4.33%[9-12]。

KM—109捕收剂是多种螯合捕收剂和其它助剂配合成的混合药剂，兼有起泡性，对黄铜矿具有很好的捕收能力和选择性，对黄铁矿、磁黄铁矿的捕收能力较弱，适用于铜—硫、铜—锌、铜—铁的分离，有利于提高精矿品位和回收率。KM—109在云锡公司铜锡多金属硫化矿的使用，在不改变现场流程的前提下使铜金属回收率提高3.73%，铜精矿品位提高1.12%[13-14]。

中南大学根据黄铜矿和黄铁矿等矿物在碱性溶液中的表面特性，运用软硬酸碱理论和分子轨道理论，开发出新型硫化铜矿特效捕收剂T-2K、Mac-12、Mac-10，已经应用于多个铜矿山，效果很好，显著提高了铜、金、银的回收率[15-17]。

1.2.2 多金属硫化矿浮选流程

铜、铅、锌多金属硫化矿石的主要常用浮选流程有：优先浮选、混合—优先浮选、部分混合浮选以及等可浮选等四类流程[1]。

（一）优先浮选流程

即按矿石中铜、铅、锌等硫化矿物的可浮性，依次从矿浆中把它们浮选出来，分别得到单独的精矿及废弃的尾矿的一类流程。优先浮选流程一般适用于组成简单，原矿品位较高，有用矿物的可浮性具有较大差异，嵌布粒度较粗的矿石。

由于目前处理的铜铅锌多金属硫化矿一般都比较复杂，特别是铜的硫化物与方铅矿的可浮性相近，优先浮选流程用的较少。但若有高效选择性捕收剂配合，优先浮选流程同样能取得理想指标，王荣生[18]，师建忠等应用高效选铜药剂BK905B和高效选铅药剂BK906，采用铜、铅、锌顺序优先浮选工艺，分别获得了合格的铜精矿、铅精矿和锌精矿。铜精矿含铜18.25%，铜回收率93.09%，伴生金、银回收率分别达45.17%和84.92%；铅精矿含铅69.07%，锌精矿含锌

53.88%，铅锌总回收率分别为89.46%和92.08%。

张渊，刘韬等[19]对天宝山复杂铜铅锌多金属矿进行矿石性质和浮选工艺流程的研究表明：该矿石的共生、嵌布关系复杂，但通过适当的细磨，优先浮选流程能够获得较好的选矿指标，并且优先浮选的结果优于部分混合浮选流程。

（二）混合—优先浮选流程

即把全部硫化矿物选到混合精矿中，然后对混合精矿进行全部分选或部分分选的流程。其特点是在第一段磨矿后，把铜、铅、锌等有用矿物全部浮出，得到混合精矿和废弃尾矿。混合精矿经再磨后进行铜铅部分混合浮选得到铜铅混合精矿，然后进行分离浮选，铜铅混合浮选的尾矿即为锌（硫）精矿；如果原矿中含硫较高，则从锌硫精矿中把硫化铁矿物分选出来得锌精矿与黄铁矿精矿。

混合—优先浮选流程具有如下一些优点：

（1）节省磨矿费用

在多金属硫化矿中，有用矿物常集合共生，如能在粗磨后用混合浮选把各种有用矿物的集合连生体浮出，然后将混合精矿再磨再选，就可以大大节约磨矿成本。如采用优先浮选，则要把全部矿石细磨至全部有用矿物呈单体解离，磨矿费用就大大增加。

（2）节省浮选机

采用混合浮选流程，只是在混合浮选回路中全部原矿浆通过浮选机，而在以后的优先分选回路中，则只有少量的混合精矿通过浮选机，所需浮选机的数量大大减少。

（3）节省浮选药剂

采用混合浮选流程时，因整个矿浆量减少，所以药剂用量也相应减少。

混合—优先浮选流程的缺点是：

在混合精矿中，有过剩药剂存在，因而常常使下一步要选择性地抑制一种矿物浮出另一种矿物的分离浮选作业比较困难，往往不易获得比较理想的分选指标。但是用活性炭、硫化钠或是其他方法使混合精矿的脱药问题得以解决后，该流程的应用变的广泛。

全混合流程适用于处理有用矿物呈不均匀嵌布，或彼此致密共生，或一种有用矿物在另一种矿物中呈细粒嵌布，而它们的连生体较粗地嵌布在脉石中的多金属矿，或比较贫的多金属硫化矿石。

（三）部分混合浮选流程

这种流程的特点是把可浮性相近的有用矿物选到混合精矿中，然后进行分离浮选。例如把易浮选的硫化铜、铅矿物与较难浮的锌、硫矿物分别浮选得铜铅混合精矿和锌硫混合精矿，然后分别进行分选；或者抑制锌、硫矿物，混合浮

选铜、铅矿物，得出铜铅混合精矿，然后进行铜铅分选，并从混合浮选尾矿中回收锌（硫）矿物，分别得铜、铅、锌（硫）精矿产品。这种流程兼具优先浮选和全混合浮选两种流程的优点，所以在国内外的铜、铅、锌多金属硫化矿选矿实践中得到了广泛的应用。

某铜铅锌多金属矿石[20]含 Cu0.80%、Pb3.07%、Zn11.29%，原矿矿石性质复杂，各金属品位差距较大，且含有碳质脉石。采用“铜铅混选，铜铅精矿分离，尾矿选锌”工艺流程，用硫酸锌+亚硫酸钠+碳酸钠组合抑制锌，新型高效组合捕收剂 TY-1 为铜铅混选的捕收剂，使该矿石取得较好的选矿指标。

（四）等可浮流程

这种流程的特点是将可浮性相近的各种矿物选到一种混合精矿中，然后进行分选。例如，方铅矿、硫化铜和闪锌矿有易浮的和难浮的两种，在第一阶段浮选过程中可以把易浮的硫化铜、铅与锌矿物首先浮出，然后进行分离；再把较难浮的铜、铅矿物与可浮性相近的锌矿物浮出，然后进行分离。在第二阶段则浮出较难浮的锌矿物，如果硫化铁的含量高，则把黄铁矿选到锌精矿中，然后进行锌硫分离。

内蒙古某高砷低铜矿石[21]含铜 0.34%、铅 2.43%、锌 7.06%和砷 2.11%，采用“铜铅锌等可浮—依次优先浮”流程，利用 FN 作为砷矿物的抑制剂，有效解决了铜精矿含砷高的问题，同时避免在铜铅分离时使用有毒抑制剂重铬酸钾，获得了良好的分选指标，铜精矿品位 28.60%，铜回收率 66.41%；铅精矿品位 55.11%，铅回收率 92.99%；银在铜、铅、锌精矿中的累计回收率达 93.28%。

这种流程的优点为：可以免去对易浮锌矿物的活化和随后分离时的强抑制，可免去对难浮锌矿物的抑制和随后浮选时的强活化，同时按有用矿物的浮游难易程度在不同的工艺条件下进行浮选，可以节省药剂用量，浮选指标往往可以得到改善。这种流程的缺点是浮选作业线较长，工艺过程的操作控制也较复杂。

在生产实践中，多金属硫化矿石浮选流程的选择与被选矿石的物质组成和结构特征、生产规模、经济因素及地区条件等都密切相关。上述四种流程为处理多金属硫化矿的常规流程，在生产实践中也用的最多，根据矿石性质的不同，有时会几种流程联合使用。

在研制高效药剂和改变传统浮选工艺流程的同时，还提出了电位调控浮选技术[22]，电位调控浮选是将电位作为一个参数，和矿浆 pH 值、药剂浓度一起控制硫化矿的浮选过程，具有分选效率高，药剂用量少等优点，甚至可以实现无捕收剂浮选。利用这种工艺可以生产高质量的矿物原料，同时能大幅度减少环境污染[23-27]。

1.2.3 铜铅混合精矿分离浮选研究现状

浮选铜铅锌多金属硫化矿时，由于铜与铅的可浮性相近，无论采用全混合或者部分混合浮选流程，通常都是把铜和铅一起选为混合精矿，因此，在多金属硫化矿浮选中，除了优先浮选流程外，都存在铜铅分离的问题，也是选别这类矿石的关键性问题。

（一）混合精矿的脱药

由于在铜铅混合精矿中存在大量的过剩浮选药剂，往往会影响铜铅分离的效果，所以在混合精矿分选之前，必须首先脱除矿浆和矿物表面吸附的药剂。常用的脱药方法可以归纳为以下几种[28-30]：

1、机械脱药法

主要包括浓缩、过滤、洗涤、擦洗、搅拌、再磨、超声波处理以及多次精选等方式。这些方法操作简便，但脱药不够彻底。混合精矿再磨的主要作用是使连生体单体解离，在精选中提高精矿品位，但也能使一部分吸附于矿物表面的药剂脱除下来。采用浓密机或水力旋流器只能除去矿浆中的过剩药剂。搅拌是在高浓度矿浆条件下，在搅拌槽中进行的，依赖矿粒间的互相摩擦以脱除矿物表面的药剂，此法不适于易泥化的矿物。混合精矿进行浓缩过滤，并在过滤机上喷水洗涤是一种比较彻底的机械脱药方法。

2、化学及物理化学脱药法

这些方法包括用硫化钠、活性炭解吸以及其他化学药剂脱药。硫化钠能解吸矿物表面吸附的捕收剂膜，脱药比较彻底，但硫化钠用量大，且脱药后要经浓缩过滤以除去过剩的硫化钠，因而需要大量的脱药设备，使用这种方法在实际上受到一定的限制。利用活性炭的巨大吸附性能，除去矿物表面及矿浆中的过剩药剂，这种脱药方法虽不及硫化钠脱药彻底，但使用方便，因而应用广泛。

3、特殊脱药法

主要包括加温、焙烧及蒸吹等，这些方法较复杂，成本高，只在某些特殊情况下才应用。

（二）铜铅混合精矿分离浮选方法

1、抑铅浮铜法

重铬酸钾（钠）是方铅矿的有效抑制剂，它们对铜矿物的浮选没有影响，因此常常用它们来分选铜铅混合精矿。重铬酸盐抑制方铅矿是由于铬酸根离子与表面氧化的方铅矿发生化学反应生成难溶的亲水性铬酸铅薄膜，而具有强烈的抑制作用[31]，矿石中含有相当量的次生硫化铜时，重铬酸钾抑铅浮铜的效果变差[32]。铬盐有毒，由于环境保护的要求，应尽量减少或者取消重铬酸盐的用量，

铜铅分离无毒工艺也越来越引起人们的重视，无毒抑制剂和组合抑制剂的研究成为铜铅分离的热点。

聚丙烯酸钠是一种溶于水的线性高分子化合物，分子量大可作絮凝剂，分子量小可作抑制剂。研究表明[33]：在碱性条件下，聚丙烯酸钠对方铅矿有强烈的抑制作用，而对黄铜矿没有抑制作用，单矿物试验和人工混合矿物试验均表明，在碱性条件下，采用聚丙烯酸钠能够很好的分离铜铅混合精矿。

采用腐殖酸钠[34]对铜铅混合精矿进行抑铅浮铜分离浮选，试验结果表明，腐殖酸钠对方铅矿具有强烈的抑制作用，而对黄铜矿的抑制作用很弱。石灰的加入会影响腐殖酸钠对方铅矿的抑制作用，在中性 pH 条件下，用腐殖酸铵抑铅浮铜可以有效分离铜铅混合精矿。

羧甲基纤维素（CMC）为高分子有机化合物，广西冶金研究所在佛子冲铜铅锌多金属矿试验研究中应用羧甲基纤维素（CMC）代替重铬酸钾抑铅浮铜获得了成功。CMC 与矿物的作用方式研究尚不充分，有观点认为与形成氢键有关，还有观点认为与静电引力有关，CMC 对方铅矿有较强的抑制作用，但是用量多时对黄铜矿的浮选也有一定的影响。

组合抑制剂重铬酸钾+CMC+Na_2HPO_4 用于秘鲁某含次生铜矿物的铜铅混合精矿的分离，取得了良好的效果，铬离子含量降低为原来的十分之一[35]。

王中生等[36]针对某铜铅锌多金属矿石采用 CMC—重铬酸钾组合抑制剂抑铅浮铜进行铜铅混合精矿的分离，CMC 用量 40g/ t ，重铬酸钾 20g/ t 即可获得良好的分离效果，铜精矿含铜 26.74%，含铅 3.79%，铜回收率 77.73%；铅精矿含铅 54.39%，含铜 1.56%，铅回收率 87.53%；锌精矿含锌 56.92%，锌回收率 93.10%。

组合抑制剂水玻璃+亚硫酸钠+羧甲基纤维素（CMC）抑制方铅矿是近年来研究的一种新方法，并在实际生产中得到了应用[37]。三种药剂在铜铅分离中的抑制作用各有不同特点。CMC 对方铅矿有较好的抑制作用，单对铜矿物的浮游也有较大影响，不利于铜回收率的提高；水玻璃对方铅矿的抑制作用弱，但对铜矿物浮游影响也小；亚硫酸钠对铜矿物有活化作用，而在方铅矿表面生成亲水性硫酸铅抑制方铅矿。利用这三种药剂各自的特性进行组合，充分发挥其协同效应抑铅浮铜，不仅有良好的分离效果，而且适应性广，实际操作稳定。

组合抑制剂水玻璃合剂+硫酸锌+亚硫酸钠对清水塘铅锌矿进行铜铅分离浮选，分选指标优于重铬酸钾，并实现无氰、无铬污染[38]。

袁明华，赵继春[39]等针对云南某一大型矿山生产的铜铅混合精矿进行铜铅分离试验研究，采用硫化钠脱药，硫酸调浆，硫代硫酸钠与硫酸亚铁组合抑制剂抑铅，获得了良好的分离指标，铜精矿品位 20.01%，铜回收率 90.66%；铅精矿品位 45.51%，铅回收率 96.56%。硫代硫酸钠与硫酸亚铁在弱酸性矿浆中抑铅浮

铜的作用机理可能是硫代硫酸钠与硫酸反应析出二氧化硫，对方铅矿产生抑制作用。硫酸亚铁通常是硫化矿的抑制剂，但在实践中它是黄铜矿的活化剂。

2、抑铜浮铅法

抑铜浮铅常用的方法有氰化物法和氧化锌—氰化钠法[40-41]。

（1）氰化物法

氰化物法是抑铜浮铅最成熟的方法。氰化物是黄铁矿、闪锌矿及黄铜矿的有效抑制剂，对方铅矿几乎不产生抑制作用，用氰化物法抑铜浮铅，分选效果较好。氰化物对黄铜矿的抑制作用机理主要是它能溶解铜矿物表面所形成的黄原酸盐薄膜，从而使它的表面亲水，并能与矿浆中的铜离子相互作用，生成稳定的络合离子。

（2）氧化锌—氰化钠法

把氧化锌与氰化钠按重量 1∶2 的比例配合，反应后生成可溶性的氧化锌络合物，然后再加硫酸铵混合使用，就能有效抑制斑铜矿和砷黝铜矿，但对辉铜矿没有抑制作用。

采用氰化物抑铜浮铅，不仅造成巨大的环境污染，而且氰化物会溶解矿石中的金、银及次生硫化铜矿物，此法目前基本不用。

1.3 脱硫研究现状

随着矿产资源日趋贫、细、杂，人们对资源的综合回收率、精矿产品的质量及浮选分离的效果要求不断提高。在复杂多金属硫化矿中，黄铁矿和磁黄铁矿与铜、铅、锌的分离对获得高质量的铜、铅、锌精矿有至关重要的影响。对黄铁矿或磁黄铁矿具有选择性的抑制剂的研究一直是多金属硫化矿研究的热点和难点。

按抑制剂种类分，硫化矿浮选分离工艺有 5 类，氰化物工艺、石灰高碱工艺、无机低碱工艺，以氧化还原剂为核心的电化学调控浮选分离工艺以及以有机抑制剂为核心的硫化矿浮选分离工艺[42]。

氰化物对黄铁矿的抑制效果显著，但由氰化物有剧毒，且能溶解矿石中的金、银等贵金属，所以目前氰化物抑制黄铁矿已经基本不用。

用石灰调 pH 值，在高碱度下抑硫浮铜、铅、锌等有用矿物进行铜硫、铅硫、锌硫浮选分离，效果显著。但在实际使用过程中，石灰易结垢，堵塞管道，用量不易控制，矿浆的 pH 高，不利于生产操作和资源的综合回收。

为了避免石灰应用中存在的问题，目前无机抑制剂低碱工艺成为研究的热点，硫代硫酸钠、硫酸锌、次氯酸钙，氯化钙等都对黄铁矿有抑制作用，其中次氯酸钙效果较明显，因其强氧化性，使黄铁矿表面形成亲水膜而抑制黄铁矿，

但需要较大的用量。一般情况都是两种或几种联合使用效果比单一使用要好[43-45]。

现在人们越来越认识到硫化矿物浮选分离行为与矿浆电位的依赖关系，有意识地加入纯粹的氧化还原剂，如次氯酸、高锰酸钾、连二亚硫酸钠、过硫酸铵、双氧水等，改变和控制矿浆电位实现对黄铁矿的抑制，但是在用氧化还原剂调电位时，用量较大，且矿浆电位不稳定，不易于生产操作；用外控电位浮选分离技术可控制较稳定和范围较宽的电位，但在设计合适的电控浮选装置方面还存在一定难度，在生产上应用还存在一定距离[46]。

有机抑制剂和无机抑制剂相比，具有选择性强，种类多，无污染，来源广并可根据特定矿物体系和实际需要来灵活设计药剂分子结构和官能团等突出特点而受到国内外学者的重视。

新型有机抑制剂 RC 为造纸废液提取物，RC 能有效抑制磁黄铁矿、黄铁矿，而对脆硫锑矿、黄铜矿基本没有抑制作用。RC 分子结构中含有—COO^-、—SO_3^-、—OH 等多种官能团，而多种功能基团的合理组合并与链结构相匹配是 RC 抑制磁黄铁矿、黄铁矿的关键所在[47-49]。

有机抑制剂 DMPS 对磁黄铁矿有很好的抑制作用，对脆硫锑铅矿几乎无抑制作用，DMPS 分子结构中含有—SH、—SO_3 等多种官能团，由于 DMPS 携带亲水基团，使得磁黄铁矿表面更易亲水，因而受到抑制，黄药和 DMPS 之间存在竞争吸附的关系[50]。

腐殖酸钠为低碱介质黄铁矿的高效有机抑制剂，腐殖酸钠在较宽的矿浆 pH 值范围表现出对黄铁矿优异的抑制性能，矿浆中有钙离子存在时，可以强化腐殖酸钠对黄铁矿的抑制作用，而不影响黄铜矿的可浮性[51]。

Valdivieso[52]等人证明用糊精抑制黄铁矿可以取得像氰化物一样的效果。但在实际应用中，糊精抑制黄铁矿矿浆非常难过滤。

O. Bicak[53]等人研究了两种多糖古尔胶和 CMC 在硫化矿物浮选中对黄铁矿的抑制作用，在很低浓度下古尔胶就可强烈抑制黄铁矿，低浓度的 CMC 不能抑制黄铁矿，需要较高的用量，钙离子的加入会使 CMC 在黄铁矿上的吸附急剧增加。两种抑制剂的吸附机理分别为，古尔胶吸附归因于氢键和 Bronsted 酸碱作用，CMC 的吸附是由于在钙离子存在时的静电作用和与 pH 有关的 Bronsted 酸碱作用。

1.4 铜、铅、锌、硫精矿质量标准

复杂铜铅锌硫化矿一般可以分别获得铜、铅、锌或硫的精矿产品，矿石中伴生的有价组分可以选成单独的精矿产品，或者在浮选过程中富集在铜、铅、锌

与黄铁矿的精矿产品中，在下一步的冶炼过程中加以回收。铜、铅、锌与黄铁矿等精矿的质量标准分别见表 1-1 至表 1-4。

表 1-1 铜精矿质量标准 （YB112—82）[54]

品级	Cu 不小于，%	杂质不大于，%			
		Pb	Zn	MgO	As
一级品	30			5	0.3
二级品	29			5	0.3
三级品	28			5	0.3
四级品	27			5	0.3
五级品	26			5	0.3
六级品	25			5	0.3
七级品	24	6	9	5	0.4
八级品	23	6	9	5	0.4
九级品	22	6	9	5	0.4
十级品	21	6	9	5	0.4
十一级品	20	6	9	5	0.4
十二级品	18	7	10	5	0.5
十三级品	16	7	10	5	0.5
十四级品	14	7	10	5	协议
十五级品	12	7	10	5	协议

注：1. 供电炉熔炼时，氧化镁的含量可不限于 5%；

2. 铜精矿中金、银、硫为有价元素，应报出分析数据。

表 1-2 铅精矿质量标准 （YB113—82）[54]

品级	Pb 不小于，%	杂质不大于，%				
		Cu	Zn	As	MgO	Al_2O_3
一级品	70	1.5	5	0.3	2	4
二级品	65	1.5	5	0.35	2	4
三级品	60	1.5	5	0.4	2	4
四级品	55	2.0	6	0.5	2	4
五级品	50	2.0	7	协议	2	4
六级品	45	2.5	8	协议	2	4
七级品	40	3.0	9	协议	2	4

注：1. 铅精矿中金、银、铋为有价元素，应报出分析数据；

2. 精矿中 MgO、Al_2O_3 两项杂质作参考指标，暂不作交货依据。

表 1-3 锌精矿质量标准 （YB114—82）[54]

品级	Zn 不小于，%	杂质不大于，%					
		Cu	Pb	Fe	As	SiO_2	F
一级品	59	0.8	1.0	6	0.2	3.0	0.2
二级品	57	0.8	1.0	6	0.2	3.5	0.2

三级品	55	0.8	1.0	6	0.3	4.0	0.2
四级品	53	0.8	1.0	7	0.3	4.5	0.2
五级品	50	1.0	1.5	8	0.4	5.0	0.2
六级品	48	1.0	1.5	13	0.5	5.5	0.2
七级品	45	1.5	2.0	14	协议	6.0	0.2
八级品	43	1.5	2.5	15	协议	6.5	0.2
九级品	40	2.0	3.0	16	协议	7.0	0.2

注：1. 锌精矿中银、镉、硫为有价元素，应报出分析数据；

2. 精矿中 SiO2、F、Sn、Sb 四项杂质作参考指标，暂不作交货依据。

表 1-4 硫铁矿质量标准[54]

品级		有效 S 不小于，%	各含量不大于，%			
			As	F	Pb+Zn	C
优质	一	50	0.05	0.05	0.5	1
	二	48				
	三	45				
一级	一	42	0.07	0.05	1	1.5
	二	40				
	三	38				
二级	一	35	0.10	0.1	1	2
	二	33				
	三	30				
三级	一	28	0.15	0.1	1	3
	二	25				

注：1. 多金属硫化矿中的硫铁矿的砷氟含量，由供需双方议定；

2. 磁黄铁矿和煤系岩层硫铁矿技术指标由供需双方参照本标准议定。

1.5 研究内容及目的意义

1.5.1 课题来源

受陕西某矿业公司委托对陕西某石英脉型含金银复杂多金属矿石进行选矿试验研究。

1.5.1 研究内容

陕西某含金银复杂多金属矿矿物组成复杂，原矿含铜 1.17%、铅 3.72%、锌 0.35%、金 5.11g/t、银 511g/t，该矿石具有很大的经济价值和研究意义。主要针对以下几个方面开展研究：

（1）进行原矿矿石性质研究，包括原矿化学成分，矿物种类及含量，有用矿物

的嵌布粒度与分布状态等。

（2）根据矿石性质，选择和确定适合该矿石的原则工艺流程和药剂制度。

（3）确定粗选磨矿细度、粗选调整剂种类及用量、粗选捕收剂种类及用量。

（4）混合粗精矿再磨工艺及磨矿细度研究，脱硫抑制剂种类及用量，脱硫效果对铜铅分离的影响。

（5）铜铅分离方案的确定，包括抑铅浮铜和抑铜浮铅工艺方案研究，抑制剂种类及抑制效果研究。

（6）确定较优的铜铅分离方案，进行系统条件试验，优化分离指标，并进行该方案的开路、闭路试验。

（7）富集矿石中的黄铜矿和方铅矿单矿物，对铜铅分离效果好的抑制剂进行抑制机理研究。

1.5.2 研究目的

通过矿石性质及选矿工艺研究，能够使有用金属及伴生的贵金属得到最大程度综合回收，并通过无氰、无铬工艺实现铜、铅、锌的有效分离，能够分别得到合格的铜、铅、锌、硫等精矿产品。探讨抑制剂的抑制作用机理。

1.5.3 研究意义

复杂多金属硫化矿中储藏了相当一部分的铜、铅、锌资源，而且大部分的金、银、铂族元素是从铜、铅、镍等精矿冶炼时回收的，做好复杂多金属硫化矿的综合回收和浮选分离，有着重要的战略意义和经济价值。

陕西周至石英脉型含金银复杂多金属矿储量可观，金属矿物主要有黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿和自然金。研究采用浮选法，主要浮选药剂均为常规药剂，价格低廉。通过混合—优先浮选流程一次甩尾，混合精矿再磨脱硫后进行铜铅分离浮选，工艺流程简单。分离抑制剂无氰、无铬，能够实现无毒分离工艺，具有重要的环保意义。

通过该工艺流程和药剂制度，预期能够获得高质量的铜、铅、硫等精矿产品，并能使伴生的金、银得到最大程度的综合利用。研究结果可为建厂设计提供可靠的技术依据，并能为同类型矿石的选矿提供参考价值，具有重要的实践意义。

第 2 章　试样、药剂与研究方法

2.1　试验矿样

2.1.1　选矿试验矿样

将不同采矿点的试验样按图 2-1 所示流程单独破碎加工制备，制备好的矿样分别送化学分析，根据委托方要求的入选品位配制试验样品。选矿试验入选原矿的配样比例及结果见表 2-1 所示。配制原矿化学分析结果为：Au 5.11g/t、Ag 511g/t、Cu 1.17%、Pb 3.72%、Zn 0.35%，符合委托方要求。

2.1.2　纯矿物试样制备与分析

机理研究矿样为黄铜矿和方铅矿纯矿物，纯矿物是从破碎前的选矿试验样中挑出较富的矿块，破碎后经摇床富集出方铅矿和黄铜矿，再分别在体视显微镜下挑出较纯的方铅矿和黄铜矿作试验样。方铅矿的纯度大于 95%，黄铜矿的纯度大于 90%。

表 2-1　选矿试验原矿配制结果

样品编号	配样比例	品　位(%)				
	(%)	Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn
1728#	57.5	2.86	566	1.36	4.05	0.30
188#	27.0	1.76	617	1.26	4.26	0.49
富矿	15.5	19.8	232	0.58	1.32	0.31
合计	100	5.19	528	1.21	3.68	0.35

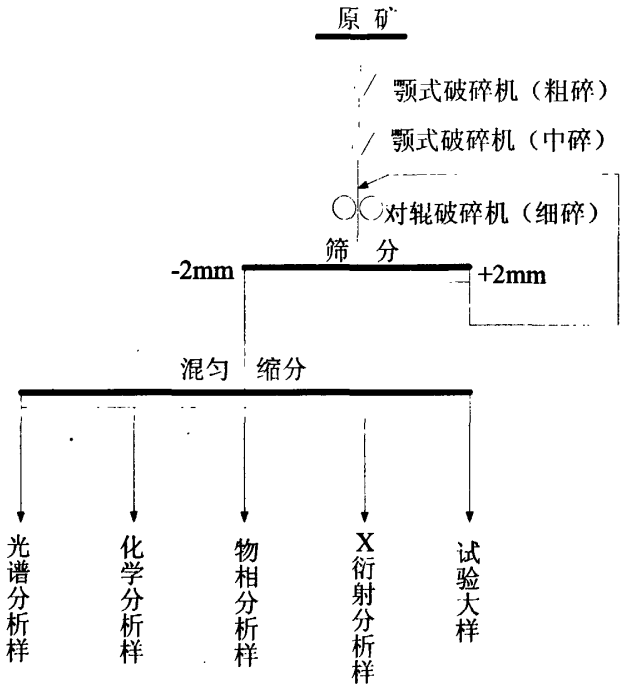


图 2-1 试验样品的破碎加工制备工艺流程图

2.2 试验药剂与设备

试验所用药剂有：捕收剂、抑制剂、调整剂、起泡剂等，都为常规药剂。主要药剂的有关参数见表 2-2。试验研究使用的主要设备见表 2-3。

表 2-2 试验主要药剂一览表

药剂名称	分子式	备注
乙基黄药	C_2H_5OCSSK	工业纯
乙硫氮	$(C_2H_5)_2NCSSNa$	工业纯
TZ01	——	工业纯
2#油	——	工业纯
亚硫酸钠	Na_2SO_3	分析纯
碳酸钠	Na_2CO_3	分析纯
氧化钙（石灰）	CaO	工业纯
重铬酸钾	$K_2Cr_2O_7$	工业纯
羧甲基纤维素（CMC）	——	工业纯
活性炭	——	工业纯
硅酸钠	Na_2SiO_3	工业纯

表 2-3 试验主要使用设备一览表

设备名称	设备型号	生产厂家
颚式破碎机	PE150×250	湖北省探矿机械厂
对辊破碎机	XPSΦ250×150	湖北省探矿机械厂
锥形球磨机	XMQ240×90	湖北省探矿机械厂
机械搅拌式浮选机	XFD3.0、1.5、1.0、0.75、0.5	长春探矿机械厂
棒磨机	XMB-70 三辊四筒	湖北省探矿机械厂
过滤机	DL-5C	天津华联矿山仪器厂
电热鼓风干燥箱	FN101	长沙仪器仪表厂
挂槽式浮选机	30ml	长春探矿机械厂
电子天平	AR2140	梅特勒-托利多有限公司

2.3 研究方法

2.3.1 选矿试验方法

（1）矿石性质研究

原矿化学成分分析主要方法为：原矿光谱半定量分析、原矿化学多元素分析、原矿 X 衍射分析、原矿中铜、铅、锌、金、银的物相分析等。矿石矿物学分析主要通过岩矿鉴定，选取具有代表性的矿块磨制光片和薄片，在显微镜下进行岩矿鉴定。

（2）浮选条件试验主要采用单因素法，即每次只变动一个因素，而将其他因素暂时固定在某一适当的水平上，待找到变动因素的最优水平后，便固定下来，再依次考查其他因素。

（3）技术指标如品位的分析主要采用化学分析和原子吸收光谱法测定，测试分析均由陕西省地质矿产实验研究所完成。

（4）浮选试验粗选在 3L 机械搅拌式浮选机中进行，每次矿样 1000g。试验用水为自来水，浮选产品分别烘干称重，经化验品位后计算回收率。

2.3.2 机理研究方法

（1）纯矿物浮选

纯矿物浮选是在有效容积为 30ml 的挂槽浮选机中进行。每次试验取黄铜矿或方铅矿纯矿物 2.0g，加入 50ml 一次蒸馏水，在超声波清洗机中清洗 5 分钟，

然后静置 10 分钟，倒去上层清液，移入 30ml 浮选槽中，依次添加调整剂搅拌 2 分钟，调节矿浆 pH 值，抑制剂搅拌 5 分钟，捕收剂搅拌 2 分钟，起泡剂搅拌 1 分钟，刮泡 4 分钟。上浮矿物和槽内矿物经滴虑，烘干称重，分别计量并计算出精矿回收率。

（2）红外光谱分析

将 1.0g 纯矿物加入含有相应药剂的 25ml 溶液中，在研钵中搅拌研磨 15 分钟，然后静置 30 分钟，滴虑，所得固体在滤纸上自然风干后，进行傅里叶红外光谱检测。

第 3 章　矿石性质研究

3.1　原矿化学成分分析

3.1.1　原矿光谱半定量分析

原矿光谱半定量分析结果见表 3-1。

表 3-1　原矿光谱半定量分析结果

元素	Ag	B	Ba	Be	Bi	Cd	Ce	Co
含量（$\times10^{6}$）	300	180	120	2	170	50	30	60
元素	Cr	As	Hf	La	Li	Mn	Mo	Nb
含量（1×10^{6}）	100	150	25	10	5	1300	20	<1
元素	Ni	P	Rb	Sb	Sc	Sn	Sr	Ta
含量（1×10^{-6}）	55	180	15	860	3	<1	130	3
元素	Th	Ti	V	W	Y	Zn	Zr	Hg
含量（1×10^{-6}）	50	600	30	<5	7	3000	30	<1
元素	Al_2O_3	CaO	Cu	TFe_2O_3	K_2O	MgO	Na_2O	Pb
含量（1×10^{-2}）	1.5	5	1.0	15	0.5	1	0.1	>2

3.1.2　原矿化学多元素分析

原矿化学多元素分析结果见表 3-2。

表 3-2　原矿化学多元素分析结果　(%)

元素	Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	S	SiO_2	Al_2O_3
含量	5.11	511	1.17	3.72	0.35	8.92	62.78	1.42
元素	CaO	MgO	TFe	MFe	碳	As	Ni	Co
含量	4.66	0.75	10.64	2.52	2.06	0.014	0.01	0.01

*注：Au 和 Ag 的品位单位为 g/t

3.1.3　原矿 X 衍射分析

原矿 X 衍射图谱见图 3-1。

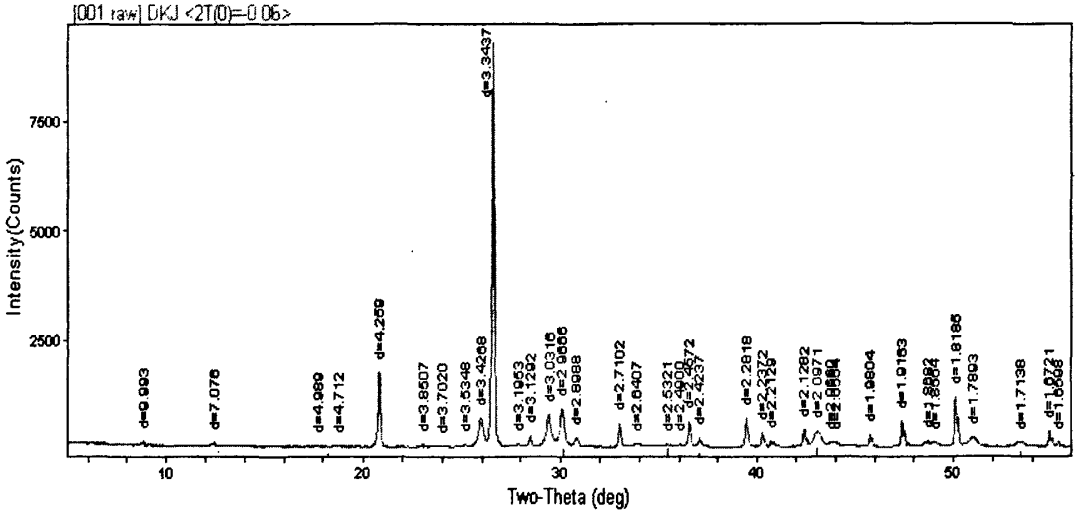


图 3-1　原矿 X 衍射图谱

通过 X 衍射图谱分析可知原矿中的主要矿物成分及其含量为：石英 66%；方铅矿 8%；黄铁矿 3%；方解石 4%；黄铜矿 3%；白云石 3%；绿泥石 2%；云母 3%；磁黄铁矿 6%；磁铁矿 1%；未检出 1%。

3.1.4　原矿物相分析

（一）　铅物相分析

原矿铅物相分析结果见表 3-3。

表 3-3　原矿铅物相分析结果

物相	氧化铅	硫化铅	结合铅	总铅
含量(%)	0.22	3.01	0.45	3.68
分布率(%)	5.98	81.79	12.23	100.00

（二）　铜物相分析

原矿铜物相分析结果见表 3-4。

表 3-4　原矿铜物相分析结果

物相	氧化铜	硫化铜	结合铜	总铜
含量(%)	0.006	1.15	0.007	1.163
分布率(%)	0.52	98.88	0.60	100.00

（三）　锌物相分析

原矿锌物相分析结果见表 3-5。

表 3-5 原矿锌物相分析结果

物相	氧化锌	硫化锌	结合锌	总锌
含量(%)	0.018	0.36	0.003	0.381
分布率(%)	4.72	94.49	0.79	100.00

（四） 原矿金物相分析

原矿金物相分析结果见表 3-6。

表 3-6 原矿金物相分析结果

金物相	裸露半裸露	硫化物.	氧化铁	硅酸盐	碳酸盐	总金
含量(g/t)	2.76	1.72	0.22	0.18	0.19	5.07
分布率(%)	54.44	33.93	4.34	3.55	3.74	100.00

（五） 原矿银物相分析

原矿银物相分析结果见表 3-7。

表 3-7 原矿银物相分析结果

银物相	氧化银	自然银	硫化银	脉石中包裹银	总银
含量(g/t)	18.61	3.99	475.9	17.37	515.87
分布率(%)	3.61	0.77	92.25	3.37	100.00

浮选实践表明，对于铜、铅、锌等矿物，硫化相用浮选法比较容易回收，氧化相和结合相用浮选法回收相对困难；自然金、银及硫化相的金、银采用浮选法比较容易回收，包裹在氧化铁、硅酸盐、碳酸盐中的金、银用浮选法回收困难。

矿物物相分析结果表明，88.37%的金以裸露半裸露和硫化物的形式存在，93.02%的银以自然银和硫化物的形式存在，98.88%的铜是硫化铜，81.79%的铅是硫化铅，94.49%的锌是硫化锌。矿石中有用金属矿的赋存状态有利于采用浮选法回收铜、铅、锌、金、银。

3.2 矿石矿物学分析

矿石矿物学分析主要包括矿石矿物成分，矿物的粒度分布及嵌布关系、矿物结构及分布特征、矿石结构构造等方面的内容。

3.2.1 矿石矿物成分

矿石类型为石英脉型多金属硫化物含金银矿石。矿石的矿物组成比较复杂，

金以自然金的形式赋存于矿石之中，其他金属矿物有黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和针镍矿以及山黄铜矿氧化的铜蓝。金以独立的自然金形式暴露于矿石中，多金属硫化物为与自然金共生的有用矿物。脉石矿物主要有石英、热变质黑云母、白云母、碳酸盐、绿泥石等。赋矿岩石强烈韧性变形，矿石围岩强烈脆性破碎，形成以糜棱结构和碎粒结构为主的结构特征。含矿岩石以石英脉为主，形成以韧性变形为主的构造形式。矿物成分及其含量见表 3-8。

表 3-8　矿物成份及含量

有用矿物	含量（%）	脉石矿物	含量（%）
自然金	1 粒	石英	47.6
磁黄铁矿	7.7	碳酸盐	9.9
黄铜矿	6.6	绿泥石	6.8
方铅矿	5.3	白云母	5.6
闪锌矿	1.9	黑云母	5.2
黄铁矿	1.0	榍石	0.9
铜蓝	微	绿帘石	0.9
针镍矿	微	钠长石	0.6
合计	22.5		77.5

3.2.2　矿石矿物的粒度分布及嵌布关系

（一）金属矿物粒度分布及嵌布关系

主要金属矿物为自然金、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和微量的铜蓝、针镍矿。金属矿物的粒度分布见表 3-9 。其中自然金的赋存方式比较简单，主要以独立矿物相存在，其他大部分矿石矿物，互相紧密交生。黄铁矿全部具筛状变晶；方铅矿变形发育；闪锌矿内含有磁黄铁矿的包裹体；黄铜矿多和磁黄铁矿交生；黄铜矿部分被铜蓝交代；针镍矿全部被磁黄铁矿所包裹。

（二）脉石矿物的粒度分布及嵌布关系

矿石中脉石矿物成分比较复杂，脉石矿物的变化与赋矿岩石类型以及围岩蚀变有密切关系。脉石矿物的粒度分布见表 3-10。脉石矿物中石英占全部矿物总量的 47.4%，一般为粒状结构，粒度比较粗大，大部分石英除了残留在含矿围岩中的碎粒石英外，全部韧性变形。碳酸盐占全部矿物总量的 9.9%，其他脉石矿物只占矿物总量的 20.2%。

表 3-9 金属矿物粒度分布

矿物名称	含量	粒级（mm）及含量（%）				
	(%)	<0.02	0.02~0.048	0.048~0.075	0.075~0.1	>0.1
自然金	1 粒	1 粒				
磁黄铁矿	7.7			0.2	0.2	7.3
黄铁矿	1.0					1.0
黄铜矿	6.6	0.3	0.3	1.1		4.9
闪锌矿	1.9		0.1			1.8
方铅矿	5.3	0.2				5.1
针镍矿	微	微				
铜蓝	微	微				

表 3-10 脉石矿物粒度分布

矿物名称	含量	粒级（mm）及含量（%）				
	(%)	<0.02	0.02~0.048	0.048~0.075	0.075~0.1	>0.1
石英	47.6	0.6	0.8	5.1	0.6	40.5
钠长石	0.6	0.6				
黑云母	5.2	0.7	0.5	0.1	0.5	3.4
白云母	5.6	5.0	0.2	0.4		
碳酸盐	9.9					9.9
绿泥石	6.8	0.3	0.2	0.5	0.5	5.3
榍石	0.9	0.2	0.1		0.1	0.5
绿帘石	0.9	0.9				

3.2.3 矿物结构及分布特征

（一）有用矿物的结构及分布特征

矿石中有用矿物的种类比较复杂，它们的结构及分布特征也比较复杂，主要特征如下：

1）自然金（Au）

硬度 3～3.5，比重 15.6～19.3，矿石中可见粒径为 0.01mm（照片 5），而且成色比较高，自然金在矿石中以微细粒状为主，鳞片状结构，以独立矿物出现。所见自然金只分布于矿石的裂隙中，在矿石中暴露比较充分。

2）黄铁矿（HF）

硬度6～6.5，比重5，含量1.0%，所有黄铁矿均以半自形粒状为主，可以见到筛状变晶结构，可以见到黄铁矿中包含大量的脉石矿物。部分黄铁矿充填裂隙形成黄铁矿脉，粒径大于0.1mm。由于黄铁矿粒度比较粗所以分离比较容易。

3）磁黄铁矿（CHF）

硬度为4，比重4.6～4.7；含量7.7%，全部以团块状集合体的形式存在，多数被黄铜矿交代。磁黄铁矿一般呈粗粒集合体，大部分成团块状构造，少部分呈独立的半自形个体；大部分磁黄铁矿和黄铜矿形成连生结构（照片1、3），个别磁黄铁矿包裹于铁碳酸盐之中，少数磁黄铁矿成充填裂隙的形式存在，磁黄铁矿中还可以见到包含针镍矿颗粒。一部分磁黄铁矿被包裹于闪锌矿和方铅矿中。磁黄铁矿作为主要的矿石矿物，一方面颗粒粗大，分离容易，另一方面由于磁黄铁矿被黄铜矿、闪锌矿、方铅矿交代，所以容易形成和黄铜矿、闪锌矿、方铅矿的连生体，影响黄铜矿、闪锌矿和方铅矿的回收率。

4）黄铜矿（Cu）

含量6.6%，硬度3～4， 比重4.1～4.3。黄铜矿为主要的可利用矿物，有如下几种赋存方式：第一种沿裂隙充填的黄铜，黄铜矿充填脉石矿物之间的破碎裂隙，粒度比较小但是没有其他矿物的连生体，其含量也比较少，容易分离和富集；第二种交代闪锌矿和磁黄铁矿的黄铜矿（照片3、4），这种黄铜矿粒度比较大，但是包含大量的磁黄铁矿和闪锌矿的包裹体，容易生成连生体；第三种被方铅矿交代的黄铜矿（照片1），该黄铜矿的含量比较少，但是多和方铅矿成连生结构，解离难度比较大，容易形成连生；第四种包裹于铁碳酸盐中的黄铜矿（照片2），其粒度小于0.02mm,含量非常少，一般容易形成和脉石矿物的连生体，但是对矿物选出基本无影响，但是大部分黄铜矿均以连生体的形式存在，所以对精矿品位和黄铜矿回收率均有一定的影响。

5）闪锌矿（Zn）

硬度3.5～4.0，比重3.9～4.2，含量1.9%。闪锌矿为可综合利用的矿物之一，虽然含量比较少，但是由于其聚集方式比较好所以分离比较容易。闪锌矿一般成团块状集合体，少量的闪锌矿以黄铜矿的包裹体形式存在，容易形成和黄铜矿的连生体，闪锌矿作为可回收矿物之一，可以综合利用。

6）方铅矿（Pb）

硬度2.5，比重7.5，含量5.3%。方铅矿为主要可利用矿物之一，在矿石中含量比较高，一般成团块状集合体。矿石中的方铅矿全部具有较强的变形结构（照片2、7、10），变形作用使方铅矿的解理发生明显弯曲。大部分方铅矿成独立的团块，少量对黄铜矿和磁黄铁矿进行交代。方铅矿和黄铜矿和磁黄铁矿以

及闪锌矿成交代关系，是形成连生体的主要矿物之一，但是方铅矿由于集合体团块比较粗大，所以这种连生体不会对精矿品位构成明显影响。

7）铜蓝（TL）和针镍矿

铜蓝和针镍矿的含量比较少，其中铜蓝主要以交代黄铜矿的形式出现（照片6）；针镍矿以磁黄铁矿的包裹体形式出现。二者含量均十分少，不具回收价值。

（二）脉石矿物的结构及分布特征

脉石矿物种类复杂，结构也比较复杂，主要矿物受含矿岩石类型和围岩类型不同而有很大区别。主要矿物特征如下：

1）石英

硬度7，比重2.6，含量47.6%。石英为赋矿岩石的主要组成矿物，大多数以韧性变形和重结晶的结构特征出现，原岩有可能为含矿石英脉。含矿围岩中的石英基本保留了碎粒结构，细碎组分被绿泥石、黑云母、白云母交代，其中黑云母的形成和热变质关系密切。从石英的赋存方式可以看出，多金属硫化物的形成，主要和石英脉的后期变形以及脆性破裂有关。

2）碳酸盐

硬度3.5～4，比重2.9，含量9.9%。矿石中主要以后期交代矿物的形式出现，矿物成分以铁碳酸盐为主，主要分布于石英脉的后期裂隙中。大部分碳酸盐和绿泥石共生，形成碳酸盐绿泥石共生脉。少数碳酸盐分布于碎粒石英之间，这些碳酸盐和原始破碎的石英共生，为早期碳酸盐化的产物。

3) 白云母

硬度2～3，比重3.02～3.12，含量5.6%，白云母为含矿围岩和破碎矿石的主要蚀变矿物之一，可以见到全部交代围岩中的细粒破碎组分和部分交代糜棱化石英，在两种组分中，白云母以交代蚀变矿物的形式出现。全部白云母成团块状集合体，而且集合体中无定向，集合体大多以交代细碎部分的形式出现，粒度十分细小。白云母对选矿无影响。

4) 黑云母

硬度2～3，比重3.02～3.12，含量5.2%，黑云母主要出现在赋矿围岩中，并且以热变质的形式存在。大部分黑云母的粒度比较粗，颜色以红棕色为主，部分被绿泥石交代。从黑云母的赋存方式可以看出，热变质主要发生在赋矿围岩的破碎之后。成矿后的绿泥石化，对黑云母部分交代，作用成绿泥石不完全交代红棕色黑云母的结构特征。热变黑云母应该是找矿的标志矿物。

5) 绿泥石

比重2.6～3.3，硬度2～3，含量6.8%。绿泥石以围岩蚀变绿泥石和矿石蚀变绿泥石两种形式存在。围岩的蚀变绿泥石以它形鳞片状为主，矿石蚀变绿泥

石以全自形鳞片状为主。围岩蚀变绿泥石以交代围岩的破碎细组分为主，矿石蚀变绿泥石以充填成矿后裂隙为主。两种绿泥石的粒度均比较粗，而且全部成团块状集合体容易分离。

3.2.4 矿石结构构造

根据岩矿鉴定得出该矿石有以下几种结构构造：

1）自形粒状结构脉状构造：

黄铁矿重结晶后的结构构造特征以及部分黄铜矿的结构构造特征，黄铁矿重结晶成自行晶并充填裂隙，这种黄铁矿一般具筛状变晶。黄铜矿沿岩石的破碎裂隙充填，成独立矿物相存在。

2）碎粒结构星散粒状构造：

磁黄铁矿和部分黄铜矿的结构构造特征，碎粒矿物被铁碳酸盐包裹，保留破碎状态。

3）鳞片结构：

矿石中自然金以鳞片状形式出现。

4）交代结构团块状构造：

黄铜矿交代磁黄铁矿、交代闪锌矿，针镍矿交代磁黄铁矿，方铅矿和黄铜矿和磁黄铁矿以及闪锌矿成交代所形成的结构构造特征。

3.3 小结

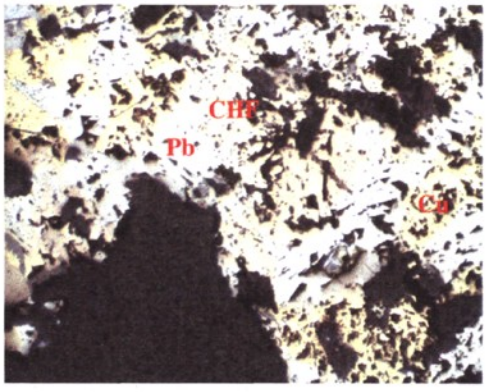
通过对原矿性质进行系统研究后得出以下结论：

（1）该矿矿石类型为石英脉型多金属硫化物含金银矿石。矿石成分复杂，主要金属矿物为自然金、黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿和微量的铜蓝、针镍矿；脉石矿物主要有石英、碳酸盐、白云母、黑云母和绿泥石等。

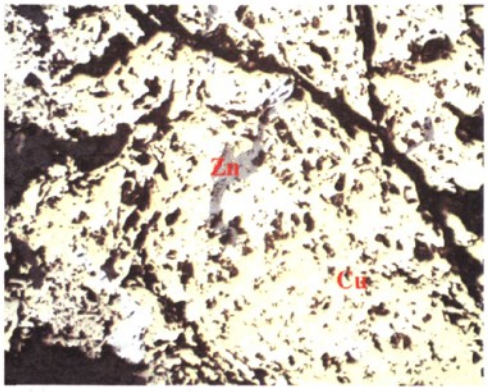
（2）选矿试验入选原矿含 Au 5.11g/t，Ag 511g/t、Cu 1.17%、Pb 3.72%、Zn 0.35%、S 8.92%。矿物物相分析结果表明，88.37%的金以裸露半裸露和硫化物的形式存在，93.02%的银以自然银和硫化物的形式存在，98.88%的铜是硫化铜，81.79%的铅是硫化铅，94.49%的锌是硫化锌。矿石中有用金属矿的赋存状态有利于采用浮选法回收铜、铅、锌、金、银。

（3）自然金在矿石中以微细粒状分布于矿石的裂隙中，需细磨才能使其单体解离。黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和磁黄铁矿相互交代形成连生结构，尤其是大部分黄铜矿交代闪锌矿和磁黄铁矿，包含大量的磁黄铁矿和闪锌矿的包裹体，以及被方铅矿交代等，使得铜、铅、锌、硫的分离变得困难，直接影响黄铜矿、

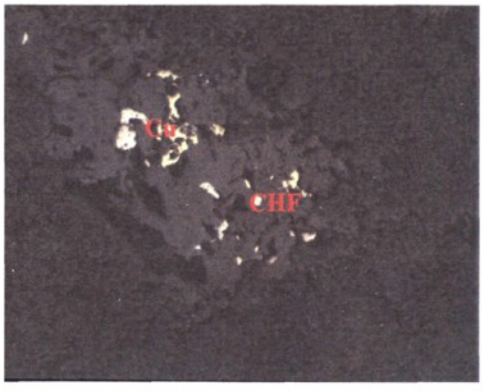
方铅矿和闪锌矿的品位及回收率，是该矿石选矿试验的重点和难点。



照片 1　方铅矿交代磁黄铁矿和黄铜矿 X100(G1 光片)



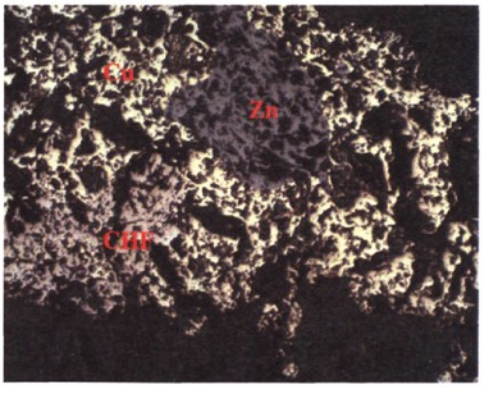
照片 4　黄铜矿中交代残留的闪锌矿 X100(G20 光片)



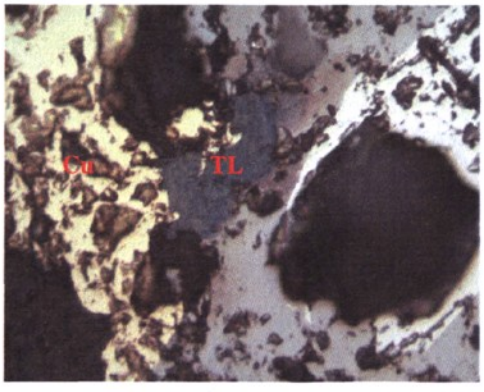
照片 2　铁碳酸盐中包裹的磁黄铁矿和黄铜矿 X100(G17 光片)



照片 5 自然金沿裂隙充填 X500(G9 光片)



照片 3　黄铜矿交代闪锌矿和磁黄铁矿 X100（G2 光片）



照片 6 黄铜矿部分被铜蓝交代 X500(G8 光片)

第 4 章　选矿试验研究

4.1　绘制磨矿细度曲线

确定磨矿时间和磨矿细度的关系，需要绘制磨矿细度曲线。试验方法：称取四份平行试样，每份 1000g，磨矿浓度 50%。分别取磨矿时间为 3min、5min、10min、15min。磨好的矿浆进行 0.074mm 湿筛，筛下产物丢弃，筛上产物烘干之后再进行 0.074mm 干式检查筛分，筛下产物丢弃，筛上产物称重计量，由此可计算出不同磨矿时间的矿浆中-0.074mm 的含量。以磨矿时间为横坐标，磨矿细度（-0.074mm 含量）为纵坐标绘制磨矿细度曲线，即可在曲线上查出不同的磨矿细度所对应的磨矿时间。

试验流程如图 4-1 所示，试验结果见表 4-1，磨矿细度曲线见图 4-2 所示。

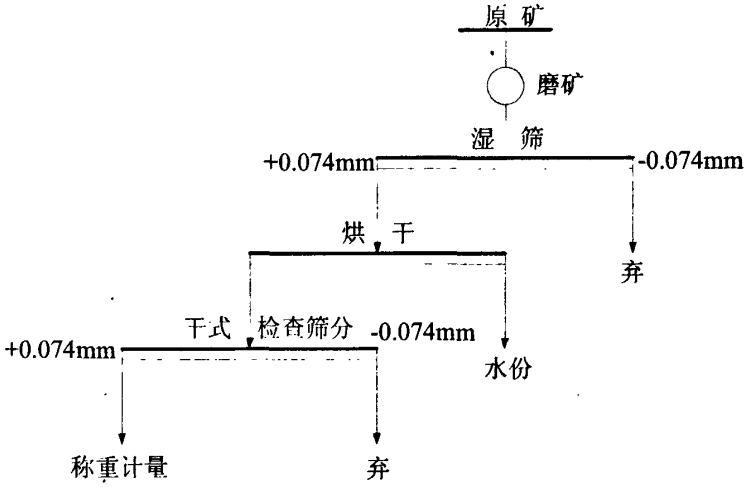


图 4-1　磨矿细度试验流程图

表 4-1　磨矿细度试验试验结果

磨矿时间(min)	3	5	10	15	20
-0.074mm 含量(%)	48.31	55.31	77.59	86.31	90.00

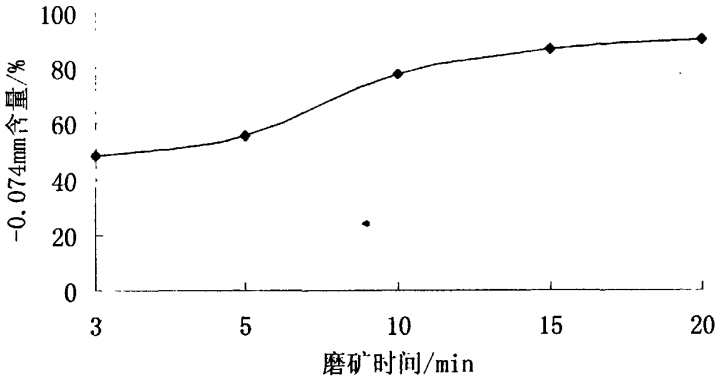


图 4-2 磨矿细度曲线

从磨矿细度曲线可以看出，随着磨矿时间的增加，矿浆中-0.074mm 含量在不断增大，但是当-0.074mm 含量超过 86%以后，曲线的斜率变小，增幅趋于平缓。

4.2 试验原则流程的确定

根据矿石性质研究可知，该矿石主要可回收的有价金属有金、银、铜、铅、锌等，属于复杂多金属硫化矿石。矿石中矿物种类比较复杂，主要金属矿物为自然金、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿，磁黄铁矿、磁铁矿等；脉石矿物主要有石英、方解石、白云石、绿泥石、云母等。自然金在矿石中以微细粒状分布于矿石的裂隙中，黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、磁黄铁矿相互交代形成连生体结构。

通常该类型矿石最终可分别获得铜、铅、锌、硫等精矿产品，矿石中伴生的有价组分金银等可在浮选过程中富集到铜、铅、锌与黄铁矿的精矿中，在下一步的冶炼过程中加以回收。选别此类矿石的主要原则流程有：优先浮选流程、混合—优先浮选流程、部分混合浮选流程和等可浮流程等[1]。根据该矿石的性质，进行粗选原则流程探索试验。主要进行两种方案对比：

（一） 混合—优先浮选（把全部硫化矿物选到混合精矿中，得到混合精矿和废弃尾矿）

（二） 部分混合浮选（即抑制锌、硫，混合浮选铜铅）

两种方案试验流程见图 4-3 和图 4-4，试验结果见表 4-2。两种方案的磨矿细度都暂定为-0.074mm80%，药剂制度和用量根据经验暂定，确定较优的原则流程后进行系统的磨矿细度和药剂用量的条件试验。

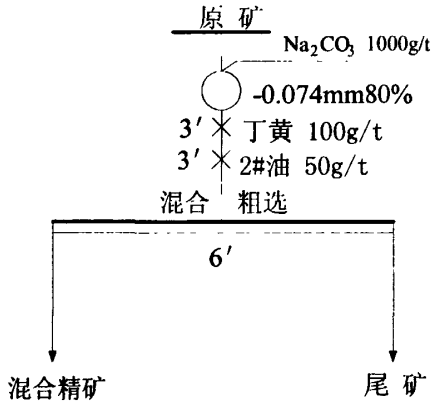


图 4-3 混合—优先浮选方案流程

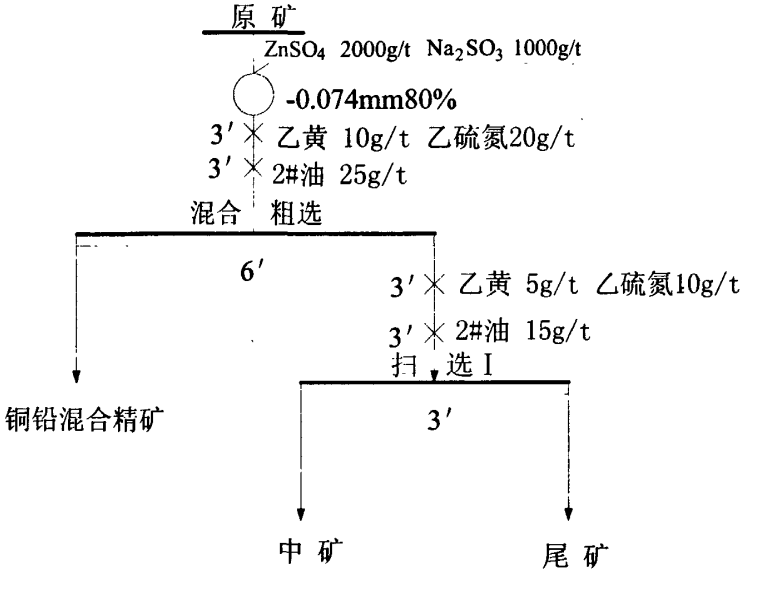


图 4-4 部分混合浮选流程

表 4-2 粗选原则流程对比试验结果

原则流程	产物名称	产率（%）	品位（%）					回收率（%）				
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
混合优先浮选	混精	24.60	20.63	1989.6	4.51	14.36	1.11	92.90	95.10	94.90	94.60	75.00
	尾矿	75.40	0.52	33.30	0.08	0.27	0.12	7.10	4.90	5.10	5.40	25.00
	原矿	100.0	5.46	514.50	1.17	3.73	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
部分混合浮选	混精	13.0	21.57	2884.90	4.87	24.21	0.56	59.82	75.62	54.78	86.30	20.00
	中矿	5.10	18.48	1134.10	4.00	5.46	0.57	20.09	11.66	17.39	7.67	8.57
	尾矿	81.90	1.15	77.0	0.39	0.27	0.30	20.09	12.72	27.83	6.03	71.43
	原矿	100.0	4.68	495.94	1.15	3.65	0.35	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位单位为 g/t

通过表 4-2 粗选原则流程方案对比结果可以看出，对于该矿石来说，混合—优先浮选流程要明显优于部分混合浮选流程。采用混合—优先浮选流程，通过一次粗选，金、银、铜、铅的回收率均在 90%以上；而采用部分混合浮选流程，使得金银等贵金属在不同产品中分散，不易集中回收，而且铜的损失严重，不仅影响铜的回收率，而且对锌的质量也有影响。

矿石性质研究知，很大一部分黄铜矿与闪锌矿、磁黄铁矿、方铅矿交代形成连生体，且部分粒度很细，不能达到单体解离时会直接影响黄铜矿、方铅矿精矿的品位及回收率，此点通过试验得到证明。综合考虑，针对该矿石，粗选采用混合—优先浮选流程比较合适，能兼顾各有价金属的综合回收。

4.3 混合粗选条件试验

通过方案对比确定粗选原则流程为混合—优先浮选流程，进一步考察粗选磨矿细度、调整剂种类及用量、捕收剂种类及用量、起泡剂用量等因素对粗选指标的影响，确定详细的粗选工艺条件。

4.3.1 混合粗选磨矿细度试验

固定混合粗选试验条件为：Na_2CO_3 1000g/t、丁黄药 100g/t、2#油 50g/t；变化粗选磨矿细度分别为：-0.074mm50%、60%、70%、80%、90%进行粗选磨矿细度试验。

混合粗选磨矿细度试验流程见图 4-5，试验结果见表 4-3。

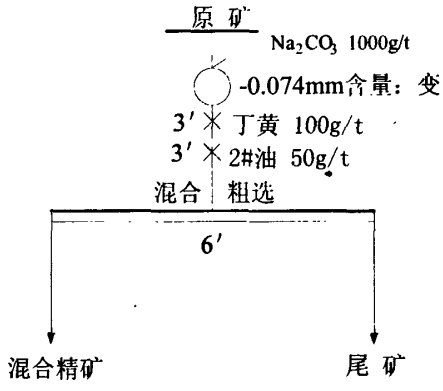


图 4-5 混合粗选磨矿细度试验流程

通过粗选磨矿细度试验结果可以看出，随着磨矿细度的增加，混合精矿的产率逐渐变小；混合精矿中金、银、铜、铅的品位随着磨矿细度的增加而逐渐升高；磨矿细度-0.074mm 大于 70%以后，金、银、铜、铅的回收率有下降的趋势；锌的品位和回收率都随着磨矿细度的增加而降低。单独考察各金属的回收率，磨矿细度从-0.074mm50%～90%，金、银、铜、铅的回收率都在 90%以上，且变化幅度不大。根据品位及回收率，不能准确确定合适的磨矿细度，采用选矿效率指标进行衡量，根据第一类综合效率公式（汉考克公式）计算不同磨矿细度下铜、铅的选矿效率结果见表 4-4。

$$E=\frac{\varepsilon-\gamma}{100-\frac{100\alpha}{\beta_m}}\times 100=\frac{\varepsilon-\gamma}{1-\frac{\alpha}{\beta_m}}(\%)$$ （汉考克公式）

粗选磨矿细度与铜、铅选矿效率的关系曲线见图 4-6，磨矿细度-0.074mm70%时，铜、铅的选矿效率均相对较高，故确定混合粗选磨矿细度为-0.074mm70%。

表 4-4 磨矿细度与铜、铅选矿效率的关系

-0.074mm 含量（%）	选矿效率（%）	
	Cu	Pb
50	72.34	72.72
60	71.90	72.18
70	73.74	78.06
80	72.75	73.15
90	73.76	73.86

表 4-3　混合粗选磨矿细度试验结果

-0.074mm	产物	产率	品位（%）					回收率（%）				
含量（%）	名称	（%）	Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
	混精	27.70	16.74	1704.	4.25	13.04	1.30	94.12	96.91	97.52	97.30	92.31
50	尾矿	72.30	0.40	20.80	0.036	0.14	0.042	5.88	3.09	2.48	2.70	7.69
	原矿	100.0	4.93	487.05	1.21	3.71	0.39	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	26.50	18.20	1858	4.36	14.19	1.21	94.50	95.10	95.90	95.40	86.50
60	尾矿	73.50	0.38	34.30	0.07	0.25	0.07	5.50	4.90	4.10	4.60	13.50
	原矿	100.0	5.10	517.60	1.21	3.94	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.60	19.55	2006.4	4.68	14.62	1.15	94.70	93.90	95.80	99.40	77.80
70	尾矿	75.40	0.36	42.70	0.07	0.21	0.11	5.30	6.10	4.20	0.60	22.20
	原矿	100.0	5.08	525.80	1.20	3.62	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.60	20.63	1989.6	4.51	14.36	1.11	92.90	95.10	94.90	94.60	75.00
80	尾矿	75.40	0.52	33.30	0.08	0.27	0.12	7.10	4.90	5.10	5.40	25.00
	原矿	100.0	5.46	514.50	1.17	3.73	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	21.80	22.78	2179.6	4.96	15.75	0.78	91.20	88.80	93.10	92.50	48.60
90	尾矿	78.20	0.62	76.90	0.10	0.36	0.23	8.80	11.20	6.90	7.50	51.40
	原矿	100.0	5.45	535.30	1.16	3.71	0.35	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位为 g/t

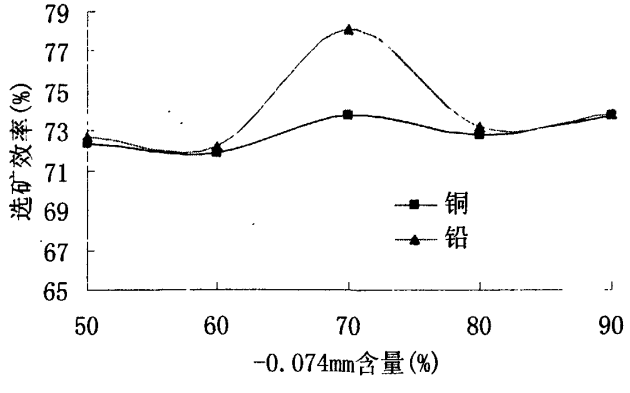


图 4-6　磨矿细度与铜、铅选矿效率的关系

4.3.2 混合粗选调整剂种类试验

所选调整剂种类有Na_2CO_3、石灰、Na_2SiO_3。固定粗选调整剂种类试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，丁基黄药 100g/t，2#油 50g/t。变化试验条件：①不加调整剂②$Na_2CO_3$1000g/t ③石灰 1000g/t ④$Na_2SiO_3$1000g/t ⑤$Na_2CO_3$500g/t+$Na_2SiO_3$500g/t。混合粗选调整剂种类试验流程见图 4-7，试验结果见表 4-5。

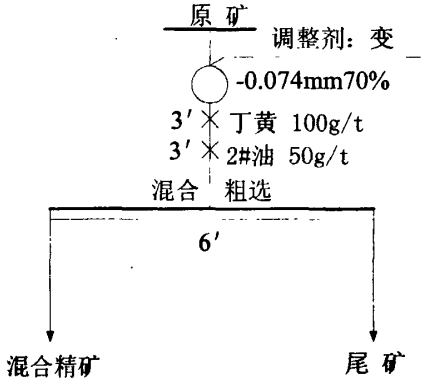


图 4-7 混合粗选调整剂种类试验流程

表 4-5 混合粗选调整剂种类试验结果

试验条件	产物名称	产率（%）	品位（%）					回收率（%）				
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
①	混精	24.30	20.15	1914	4.74	14.69	1.31	94.05	95.45	97.46	95.97	88.89
	尾矿	75.70	0.41	29.30	0.04	0.20	0.05	5.95	4.55	2.54	4.03	11.11
	原矿	100.0	5.21	487.28	1.18	3.72	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
②	混精	24.60	19.55	2006.4	4.68	14.62	1.15	94.68	93.90	95.80	99.40	77.80
	尾矿	75.40	0.36	42.70	0.07	0.21	0.11	5.32	6.10	4.20	0.60	22.20
	原矿	100.0	5.08	525.80	1.20	3.62	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
③	混精	23.70	19.58	2041	4.94	15.56	1.54	90.27	95.89	98.32	97.11	94.74
	尾矿	76.30	0.66	27.20	0.032	0.15	0.027	9.73	4.11	1.68	2.89	5.26
	原矿	100.0	5.14	504.47	1.19	3.80	0.38	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
④	混精	29.10	16.95	1662	4.03	12.91	1.14	95.54	96.61	98.32	97.66	91.67
	尾矿	70.90	0.33	23.90	0.03	0.12	0.04	4.46	3.39	1.68	2.34	8.33
	原矿	100.0	5.16	500.59	1.19	3.85	0.36	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
⑤	混精	27.20	18.34	1798.6	4.23	13.08	1.22	94.15	96.06	97.46	95.44	89.19
	尾矿	72.80	0.43	27.60	0.035	0.24	0.06	5.85	3.94	2.54	4.56	10.81
	原矿	100.0	5.09	509.31	1.18	3.73	0.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位单位为 g/t

表 4-6 粗选调整剂种类与铜、铅选矿效率的关系

调整剂种类	选矿效率（%）	
	Cu	Pb
不加调整剂	75.73	74.89
$Na_2CO_3$1000g/t	73.74	78.06
石灰 1000g/t	77.26	76.78
$Na_2SiO_3$1000g/t	71.67	71.75
$Na_2CO_3$500g/t+ $Na_2SiO_3$500g/t	72.73	71.31

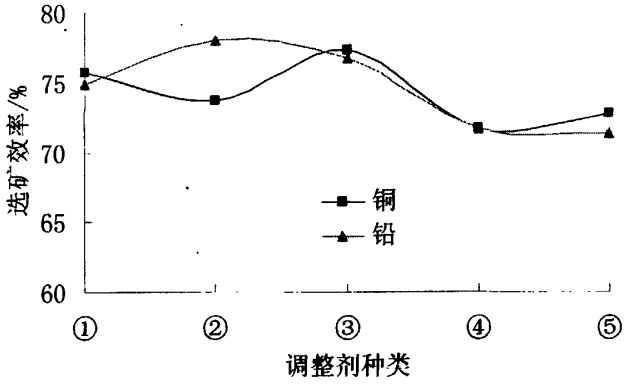


图 4-8 粗选调整剂种类与铜、铅选矿效率的关系

混合粗选调整剂种类与铜、铅选矿效率的关系曲线见图 4-8，结合表 4-6 和图 4-8，仅考虑铜、铅选矿效率时，石灰 1000g/t 时的效果较好，但是，从表 4-5 可以看出，石灰作调整剂时，金的回收率是最低的，说明石灰对金有一定的抑制作用。而碳酸钠既可以调整矿浆 pH 值，又可以分散矿泥，还被用作黄铁矿的活化剂[55],有利于贵金属金银的回收。综合考虑各项指标，选择碳酸钠作混合粗选的调整剂。

4.3.3 混合粗选碳酸钠用量试验

确定选用碳酸钠作混合粗选的调整剂。固定混合粗选碳酸钠用量试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，丁基黄药 100g/t，2#油 50g/t。变化碳酸钠用量分别为：0g/t、500g/t、1000g/t、1500g/t。混合粗选碳酸钠用量试验流程如图 4-9，试验结果见表 4-7。

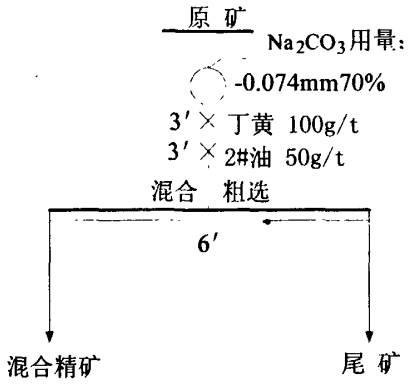


图 4-9 混合粗选碳酸钠用量试验流程

表 4-7 混合粗选碳酸钠用量试验结果

碳酸钠用量（g/t）	产物名称	产率（%）	品位（%）				回收率（%）			
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
0	混精	24.30	20.15	1914	4.74	14.69	94.05	95.45	97.46	95.97
	尾矿	75.70	0.41	29.30	0.04	0.20	5.95	4.55	2.54	4.03
	原矿	100.0	5.21	487.28	1.18	3.72	100.0	100.0	100.0	100.0
500	混精	25.25	18.49	1977	4.08	13.82	94.34	94.87	94.50	95.88
	尾矿	74.75	0.38	36.14	0.08	0.20	5.66	5.13	5.50	4.12
	原矿	100.0	4.95	526.20	1.09	3.64	100.0	100.0	100.0	100.0
1000	混精	24.60	19.55	2006.4	4.68	14.62	94.68	93.90	95.80	99.40
	尾矿	75.40	0.36	42.70	0.07	0.21	5.32	6.10	4.20	0.60
	原矿	100.0	5.08	525.80	1.20	3.62	100.0	100.0	100.0	100.0
1500	混精	24.60	18.66	1893.3	4.43	14.11	94.44	91.25	93.97	95.07
	尾矿	75.40	0.36	59.21	0.09	0.24	5.56	8.75	6.03	4.93
	原矿	100.0	4.86	510.38	1.16	3.65	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位单位为 g/t

从表 4-7 混合粗选碳酸钠用量试验结果可以看出，碳酸钠用量的变化对各项指标的影响都不太明显，故碳酸钠用量为 500g/t 左右即可。

4.3.4 混合粗选捕收剂种类及用量试验

混合粗选捕收剂种类有丁基黄药、乙基黄药、乙硫氮等。

（1）单一丁基黄药及其用量试验

固定混合粗选捕收剂种类及用量试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠 500g/t，2#油 50g/t。变化丁基黄药用量分别为 50 g/t、75 g/t、100 g/t、130g/t。混合粗选单一丁基黄药用量试验流程见图 4-10，试验结果见表 4-8。

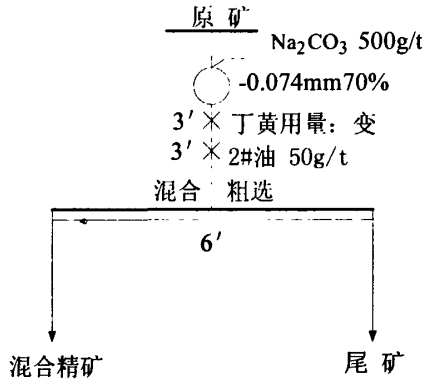


图 4-10 混合粗选单一丁基黄药及用量试验流程

从表 4-8 单一丁基黄药用量试验结果可以看出，丁基黄药的捕收能力比较强，丁基黄药用量 50g/t 时的各项指标均比较好，随着丁基黄药用量的增加，精矿产率略有增大，但是各金属品位及回收率变化幅度不明显。混合粗选若采用单一丁基黄药作捕收剂时，丁基黄药用量 50g/t 左右即可。

表 4-8 单一丁基黄药及其用量试验结果

丁黄用量	产物	产率	品位（%）				回收率（%）			
(g/t)	名称	(%)	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
	混精	23.70	19.79	1949	4.69	14.82	93.80	94.78	95.69	96.16
50	尾矿	76.30	0.41	33.33	0.068	0.18	6.20	5.22	4.31	3.84
	原矿	100.0	5.00	487.35	1.16	3.65	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	23.10	20.13	1987	4.72	14.95	93.37	94.39	94.78	95.57
75	尾矿	76.90	0.43	35.50	0.08	0.12	6.63	5.61	5.22	4.43
	原矿	100.0	4.98	486.30	1.15	3.61	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.60	19.55	2006.4	4.68	14.62	94.68	93.90	95.80	99.40
100	尾矿	75.40	0.36	42.70	0.07	0.21	5.32	6.10	4.20	0.60
	原矿	100.0	5.08	525.80	1.20	3.62	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.70	19.11	1890	4.49	14.95	93.65	95.64	94.87	96.85
130	尾矿	75.30	0.42	28.30	0.08	0.16	6.35	4.36	5.13	3.15
	原矿	100.0	5.04	488.14	1.17	3.81	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位为 g/t

（2）单一乙基黄药及其用量试验

混合粗选捕收剂采用单一乙基黄药。固定混合粗选捕收剂种类及用量试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠 500g/t，$2^{\#}$油 50g/t。变化乙基黄药用量分别为：50 g/t、75 g/t、100 g/t、130g/t。混合粗选单一乙基黄药用量试验流程见图 4-11，试验结果见表 4-9。

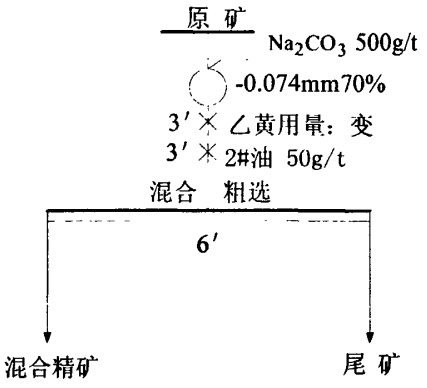


图 4-11 混合粗选单一乙基黄药用量试验流程

表 4-9 单一乙基黄药用量试验结果

乙黄用量	产物	产率	品位（%）				回收率（%）			
（g/t）	名称	（%）	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
	混精	22.20	20.72	2142	4.84	16.13	92.00	93.24	88.43	95.72
50	尾矿	77.80	0.51	44.30	0.18	0.20	8.00	6.76	11.57	4.28
	原矿	100.0	5.00	510.0	1.21	3.74	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	23.10	20.17	2099	4.86	15.41	93.57	93.28	95.73	97.00
75	尾矿	76.90	0.42	45.40	0.07	0.14	6.43	6.72	4.27	3.00
	原矿	100.0	4.98	519.78	1.17	3.67	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.00	20.39	1971	4.77	15.30	93.68	93.52	96.61	97.61
100	尾矿	76.00	0.43	43.10	0.05	0.12	6.32	6.48	3.39	2.39
	原矿	100.0	5.22	505.80	1.18	3.76	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.00	19.0	2017	4.72	14.95	93.44	93.80	96.58	97.29
130	尾矿	76.00	0.42	42.11	0.05	0.13	6.56	6.20	3.42	2.71
	原矿	100.0	4.88	516.08	1.17	3.69	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位单位为 g/t

从表 4-9 乙基黄药用量试验结果可以看出，乙基黄药没有丁基黄药的捕收能力强，随着乙基黄药用量的增大，精矿产率和各金属回收率都在逐渐增大。若采用单一乙基黄药作粗选捕收剂时，乙基黄药用量为 100g/t 时，各项指标均比较好。乙基黄药与丁基黄药相比，捕收能力要弱，但是选择性要好，考虑铜铅分离时脱药的问题，乙黄比丁黄易脱药，故混合粗选捕收剂用乙基黄药要好于用丁基黄药。

（3）混合粗选组合捕收剂试验

从前面两组试验可以得出粗选捕收剂用乙基黄药要好于丁基黄药。乙基黄药的选择性好，而且乙硫氮对方铅矿有较好的选择性。据此拟考察乙基黄药与乙硫氮、丁基黄药复配使用的效果。

固定混合粗选捕收剂种类试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠

500g/t，2#油 50g/t。变化组合捕收剂条件：①乙黄 30g/t+乙硫氮 40 g/t ②乙黄 30 g/t +乙硫氮 60 g/t ③乙黄 60 g/t +乙硫氮 30 g/t ④乙黄 30 g/t +丁黄 40 g/t 混合粗选组合捕收剂试验流程见图 4-12，试验结果见表 4-10。

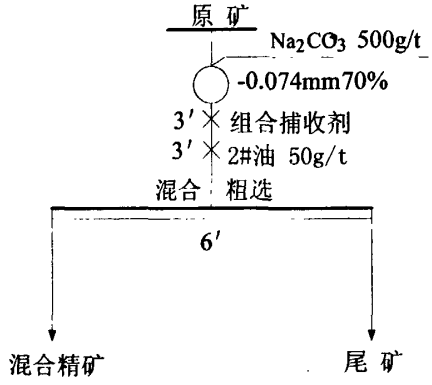


图 4-12　混合粗选组合捕收剂试验流程

从表 4-10 粗选组合捕收剂试验结果可以看出，乙基黄药与其他复配使用时，乙基黄药的用量很关键，乙黄用量少时，金的回收率偏低，乙基黄药 60 g/t +乙硫氮 30g/t 时，精矿产率大幅增加，而且尾矿品位降低，各金属的回收率都很高。

通过以上三组混合粗选捕收剂种类及其用量试验结果对比可以看出，乙黄与乙硫氮复配比单一乙基黄药的效果要好，比乙黄与丁黄复配的效果也要好。所以混合粗选捕收剂决定选用乙黄与乙硫氮复配，其用量为乙基黄药 60 g/t +乙硫氮 30g/t。

表 4-10　混合粗选组合捕收剂试验结果

捕收剂用量（g/t）	产物名称	产率（%）	品位（%）				回收率（%）			
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
乙黄 30 乙硫氮 40	混精	22.70	19.60	2187	4.97	15.18	91.19	96.46	96.58	93.24
	尾矿	77.30	0.56	23.58	0.05	0.32	8.81	3.54	3.42	6.76
	原矿	100.0	4.88	514.68	1.17	3.70	100.0	100.0	100.0	100.0
乙黄 30 乙硫氮 60	混精	23.70	18.98	2074	4.80	15.14	91.65	96.69	96.61	96.51
	尾矿	76.30	0.53	22.06	0.05	0.17	8.35	3.31	3.39	3.49
	原矿	100.0	4.90	508.37	1.18	3.72	100.0	100.0	100.0	100.0
乙黄 60 乙硫氮 30	混精	27.60	17.75	1803.5	3.84	13.01	96.08	97.32	96.40	96.76
	尾矿	72.40	0.28	18.97	0.05	0.16	3.92	2.68	3.60	3.24
	原矿	100.0	5.10	511.50	1.11	3.71	100.0	100.0	100.0	100.0
乙黄 30 丁黄 40	混精	24.70	19.0	2069	4.48	14.08	93.62	97.47	96.52	96.40
	尾矿	75.30	0.42	17.58	0.05	0.17	6.38	2.53	3.48	3.60
	原矿	100.0	5.01	524.28	1.15	3.61	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位为 g/t

4.3.5 混合粗选 2#油用量试验

固定混合粗选 2#油用量试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠 500g/t，乙基黄药 100g/t。变化 2#油用量分别为：30 g/t、50 g/t、65g/t。混合粗选 2#油用量试验流程见图 4-13，试验结果见表 4-11。

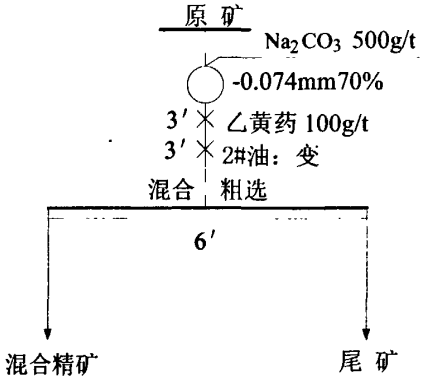


图 4-13 混合粗选 2#油用量试验流程

表 4-11 混合粗选 2#油用量试验结果

2#油用量	产物	产率	品位（%）				回收率（%）			
（g/t）	名称	（%）	Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
	混精	22.50	21.0	2068	5.03	15.84	92.38	94.64	96.58	97.53
30	尾矿	77.50	0.50	34.0	0.05	0.12	7.62	5.36	3.42	2.47
	原矿	100.0	5.12	491.65	1.17	3.65	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	24.0	20.39	1971	4.77	15.30	93.68	93.52	96.61	97.61
50	尾矿	76.0	0.43	43.10	0.05	0.12	6.32	6.48	3.39	2.39
	原矿	100.0	5.22	505.80	1.18	3.76	100.0	100.0	100.0	100.0
	混精	25.0	18.88	1891.7	4.64	14.60	94.21	94.58	97.48	97.07
65	尾矿	75.0	0.38	36.11	0.04	0.14	5.79	5.42	2.52	2.93
	原矿	100.0	5.01	500.00	1.19	3.76	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位为 g/t

从表 4-11 混合粗选 2#油用量试验可以看出，随着 2#油用量的增加，精矿产率不断增大，各金属品位逐渐降低，回收率变化不明显。综合各项指标，混合粗选 2#油用量为 50g/t 比较合适。

4.3.6 小结

通过对混合粗选进行磨矿细度试验、调整剂种类及用量试验、捕收剂种类及用量试验、起泡剂 2#油用量试验等系列条件试验得出：混合粗选磨矿细度为-0.074mm70%比较合适；混合粗选比较合适的调整剂为碳酸钠，其用量在500g/t左右；组合捕收剂的效果要好于单一捕收剂，比较好的捕收剂组合及其用量为乙基黄药 60 g/t +乙硫氮 30g/t；2#油用量为 50g/t 比较合适。

故确定混合粗选试验条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠用量 500g/t，捕收剂乙基黄药 60 g/t +乙硫氮 30g/t，2#油 50g/t。

4.4 铜铅与硫分离浮选试验

矿石中黄铁矿和磁黄铁矿的含量为 9%左右，化学分析原矿含硫量为 8.92%，含硫量比较高。要保证铅精矿和铜精矿的质量，必须先使黄铁矿和磁黄铁矿与铜铅混合精矿分离。铜铅分离时，无论是抑铅还是抑铜，被抑制的一方总是很难再活化，最理想的是被抑制的一方能直接作为精矿，那么脱硫试验就对铜铅分离及铜精矿和铅精矿的质量有至关重要的影响[56]。

4.4.1 混合精矿再磨与不再磨对比试验

从矿石性质研究知，黄铜矿与黄铁矿和磁黄铁矿交代共生严重，要使黄铁矿和磁黄铁矿与铜铅分离，各矿物的单体解离很重要。故考察混合粗精矿再磨与否对黄铁矿和磁黄铁矿与铜铅分离效果的影响。

粗选混合精矿再磨与不磨对比试验流程及药剂用量如图 4-14 所示，试验结果见表 4-12。

从表 4-12 粗精矿再磨与否对比试验结果可知：粗精矿再磨后，铜铅混合精矿中金、银、铜、铅的品位及回收率都提高了，硫精矿的产率也大幅增加，中矿产率明显降低，说明中矿中有大量连生体存在，再磨之后，大部分连生体能够单体解离。试验结果充分说明，粗精矿再磨之后进行脱硫，更有利于黄铁矿和磁黄铁矿的去除，而且更有利于金银等贵金属的综合回收。粗精矿再磨是非常有必要的。

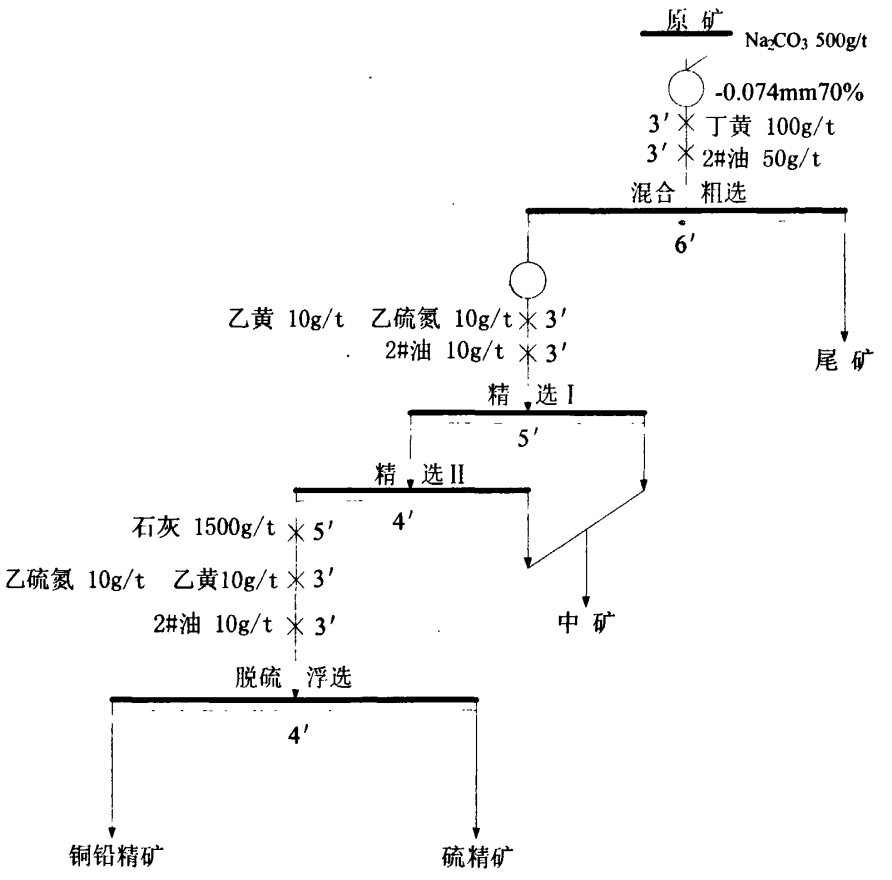


图 4-14 脱硫再磨试验流程

表 4-12 混合精矿再磨与不再磨对比试验结果

试验条件	产物名称	产率(%)	品位(%)				回收率(%)			
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Au	Ag	Cu	Pb
不再磨	铜铅精矿	12.30	29.59	2986	7.14	23.62	71.94	72.46	75.86	77.81
	硫精矿	3.20	6.82	268	0.48	1.30	4.35	1.69	1.72	1.07
	中矿	9.50	9.56	915	2.22	6.54	17.98	17.15	18.10	16.58
	尾矿	75.00	0.38	58.74	0.07	0.23	5.73	8.70	4.32	4.54
	原矿	100.0	5.06	506.9	1.16	3.74	100.0	100.0	100.0	100.0
再磨(-0.045mm94%)	铜铅精矿	11.70	32.82	3439	8.28	25.62	76.19	80.63	81.51	86.70
	硫精矿	6.70	7.52	482	0.88	2.18	9.92	6.47	5.04	4.34
	中矿	5.80	7.40	338	0.87	2.19	8.53	3.93	4.20	3.76
	尾矿	75.60	0.36	59.21	0.15	0.24	5.36	8.97	9.25	5.20

原矿	100.00	5.04	499	1.19	3.46	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位单位为 g/t

4.4.2 混合粗精矿再磨细度试验

混合粗选条件试验确定粗选磨矿细度为-0.074mm70%。从表 3-10 可知，脉石矿物的粒度比较粗，粗选磨矿细度为-0.074mm60%时的各项指标与-0.074mm70%时差别不大，现已知粗精矿再磨之后脱硫效果更好，为节约磨矿成本，故后续试验粗选段磨矿细度调整为-0.074mm60%。

试验已证明混合粗精矿再磨后的脱硫效果明显要好于不再磨，故考察混合粗精矿再磨细度对脱硫效果的影响。混合粗精矿再磨试验条件及药剂用量见试验流程图 4-15，再磨细度筛析结果见表 4-13，试验结果见表 4-14。

表 4-13 混合粗精矿再磨细度筛析结果

再磨时间（min）	5	10	15	20
-0.045mm 含量（%）	93	96.5	97.5	-0.034mm83

由表 4-13 可知，再磨细度达到-0.045mm96.5%后，增加再磨时间，细度增加不明显。

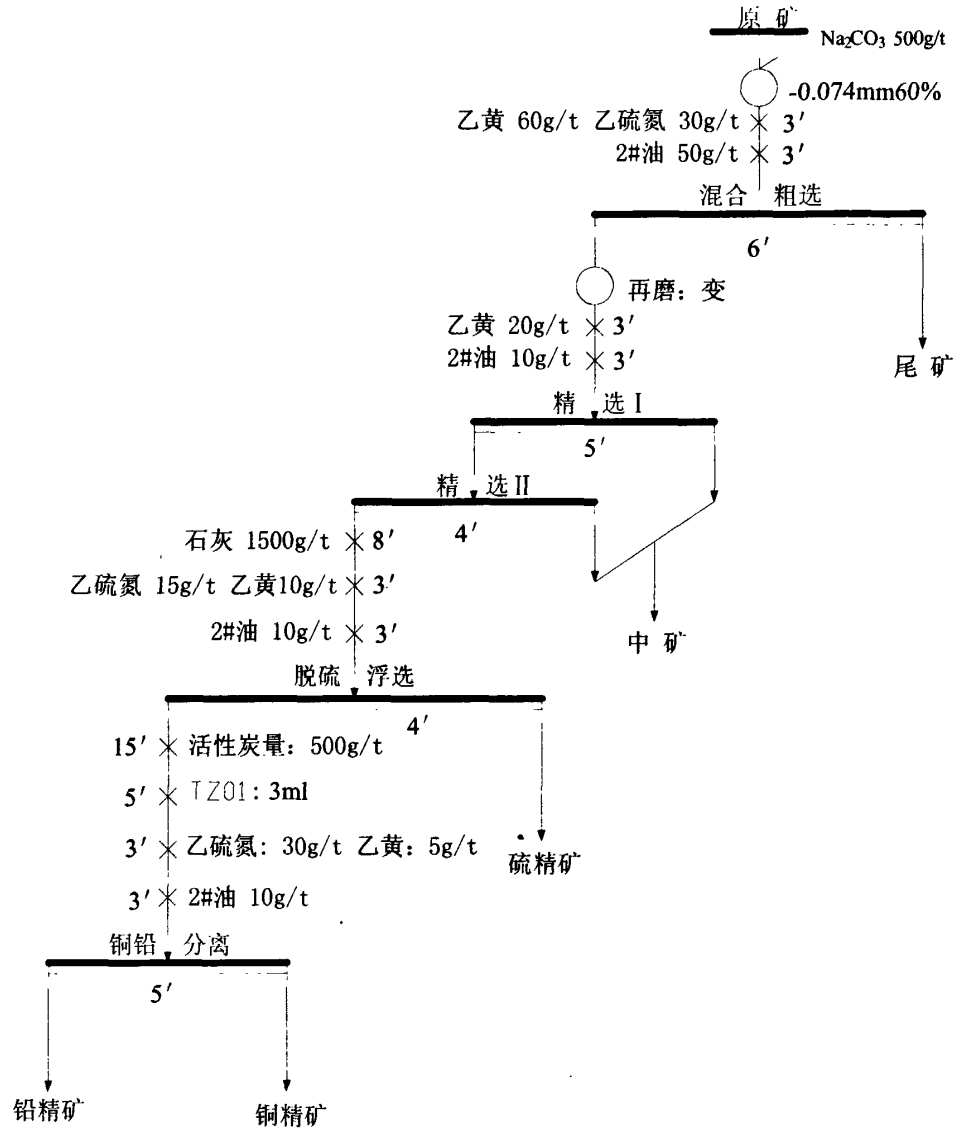


图 4-15 混合粗精矿再磨细度试验流程

表 4-14 混合粗精矿再磨细度试验结果

再磨细度（%）	产物名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
不再磨	铅精矿	4.90	3.06	55.65	13.16	76.47
	铜精矿	4.60	15.46	3.75	62.28	4.76
	硫精矿	9.90	1.18	2.53	10.53	7.00
	中矿	7.40	1.32	3.95	8.77	8.13
	尾矿	73.20	0.08	0.18	5.26	3.64
	原矿	100.0	1.14	3.57	100.0	100.0
-0.045mm 96.5	铅精矿	4.30	2.20	58.13	7.96	69.61
	铜精矿	6.80	12.21	8.38	73.45	15.75
	硫精矿	8.40	1.39	2.25	10.62	5.25
	中矿	8.70	0.84	2.60	6.19	6.35
	尾矿	71.80	0.03	0.16	1.78	3.04
	原矿	100.0	1.13	3.62	100.0	100.0
-0.034mm 83	铅精矿	4.15	2.70	60.89	9.48	71.47
	铜精矿	6.60	12.62	5.76	71.56	10.73
	硫精矿	7.40	1.27	2.57	7.76	5.37
	中矿	8.20	0.71	3.78	5.17	8.76
	尾矿	73.65	0.09	0.18	6.03	3.67
	原矿	100.0	1.16	3.54	100.0	100.0

从表 4-14 中粗精矿再磨细度试验结果可以看出：（1）不再磨一组的数据硫精矿的产率与表 4-12 中硫精矿的产率相差甚大，再一次证明粗选段捕收剂种类不能用丁基黄药，丁基黄药的捕收能力太强，不仅影响铜铅分离，而且也会给脱硫带来困难；（2）纵观三组数据可知，用 TZ01 抑铜进行铜铅分离，硫精矿的产率直接影响到铜精矿的产率和品位，硫精矿的产率大时，脱硫比较彻底，相应的铜精矿的产率小，品位高；硫精矿的产率小时，脱硫不彻底，未脱除的黄铁矿和磁黄铁矿在铜铅分离时和铜一起被抑在槽底，严重影响铜精矿的质量。（3）混合粗精矿再磨之后，铜铅的总回收率均比不再磨时增大，铜铅在硫精矿中的损失降低。由于硫精矿的产率不稳定，从再磨细度试验结果反而不能直观看出再磨的优势，但根据矿石性质，再磨是非常有必要的。从表 4-13 混合粗精矿再磨筛析结果可以看出，再磨细度达到-0.045mm96.5%以后，增加再磨时间，细度增加不明显，所以再磨细度为-0.045mm96.5%即可。

4.4.3 混合粗精矿脱硫石灰用量试验

试验过程中发现，相同的试验条件下，硫精矿的产率经常出现波动，硫精矿产率的不稳定是脱硫环节存在的关键问题，分析其原因可能为：（1）混合粗精矿中存在过量的剩余药剂，导致石灰对黄铁矿和磁黄铁矿抑制作用不稳定。（2）

黄铁矿易被溶液中溶解的 Cu^{2+}和 Pb^{2+}活化[57]，导致石灰对黄铁矿和磁黄铁矿抑制作用不稳定。试验中发现脱硫之前加入 100g/t 活性炭脱药有明显作用，能够使硫精矿产率稳定。

混合粗精矿脱硫石灰用量试验固定条件及药剂用量见流程图 4-16，变化石灰用量分别为：500 g/t、1000 g/t、1500 g/t、2000 g/t、2500g/t。试验结果见表 4-15。

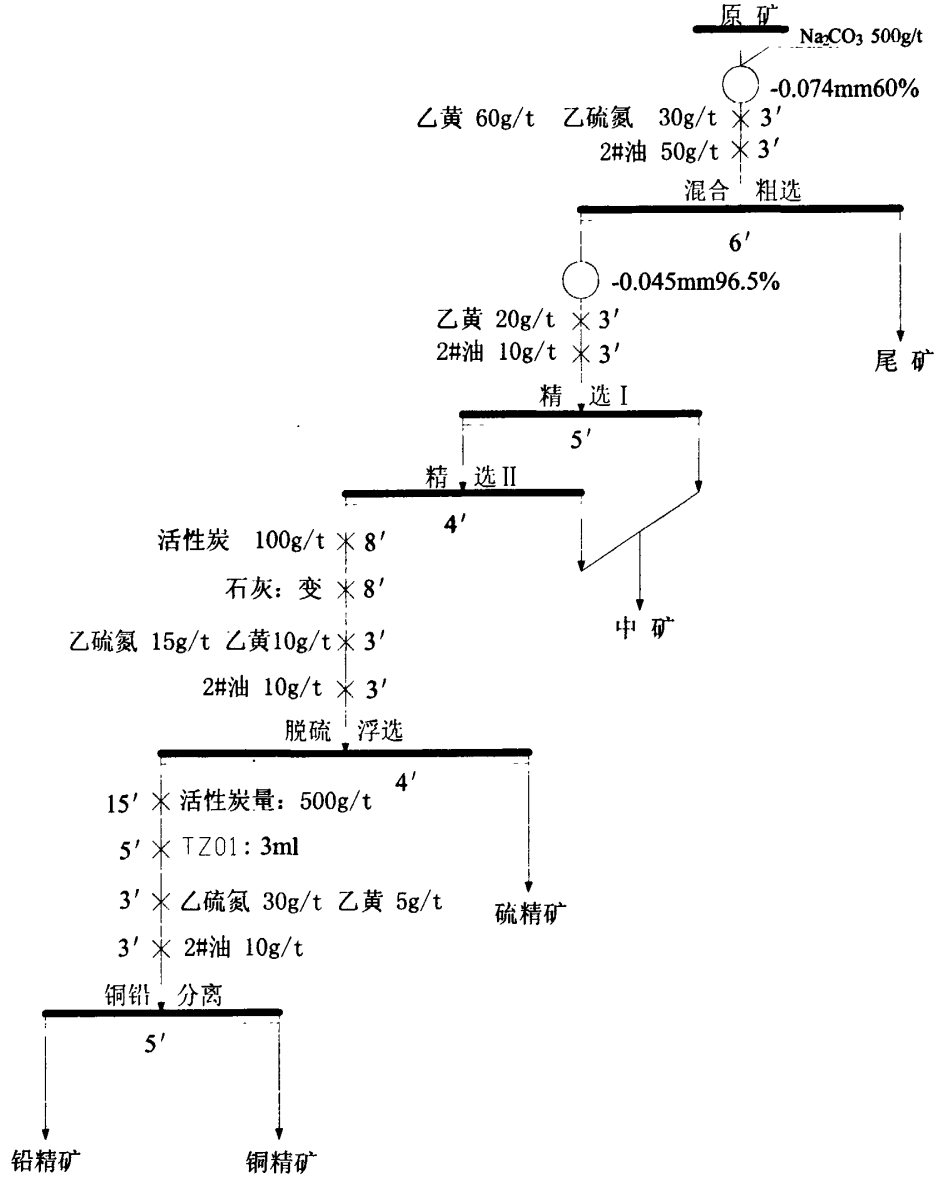


图 4-16 混合粗精矿脱硫石灰用量试验流程

表 4-15 混合粗精矿脱硫石灰用量试验结果

石灰用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			Cu	Pb	Cu	Pb
500 (pH=9)	铅精矿	5.60	3.72	53.24	18.10	81.20
	铜精矿	10.50	7.70	2.92	69.83	8.45
	硫精矿	3.95	0.66	1.50	2.59	1.63
	中矿	7.65	0.71	2.47	4.31	5.18
	尾矿	72.30	0.08	0.18	5.17	3.54
	原矿	100.0	1.16	3.67	100.0	100.0
1000 (pH=10)	铅精矿	5.70	3.52	53.86	17.39	82.75
	铜精矿	6.50	12.02	3.39	67.83	5.93
	硫精矿	7.80	0.40	0.85	2.61	1.89
	中矿	8.00	1.06	2.74	6.96	5.93
	尾矿	72.00	0.08	0.18	5.22	3.50
	原矿	100.0	1.15	3.71	100.0	100.0
1500 (pH=11.5)	铅精矿	5.30	3.60	57.60	16.24	82.22
	铜精矿	5.80	13.88	3.30	69.23	5.12
	硫精矿	8.40	0.42	1.28	3.42	2.96
	中矿	7.40	0.80	2.90	5.13	5.66
	尾矿	73.10	0.09	0.20	5.98	4.04
	原矿	100.0	1.17	3.71	100.0	100.0
2000 (pH=12.0)	铅精矿	5.55	3.78	56.94	17.95	83.82
	铜精矿	4.80	16.67	3.13	68.38	3.98
	硫精矿	8.55	0.52	1.35	3.42	3.18
	中矿	7.30	0.80	2.88	5.13	5.57
	尾矿	73.80	0.08	0.18	5.12	3.45
	原矿	100.0	1.17	3.77	100.0	100.0
2500 (pH=13.0)	铅精矿	2.10	1.58	61.31	2.65	34.31
	铜精矿	8.40	11.43	23.81	84.96	53.19
	硫精矿	10.20	0.47	1.51	4.42	3.99
	中矿	9.50	0.64	2.32	5.32	5.85
	尾矿	69.80	0.04	0.14	2.65	2.66
	原矿	100.0	1.13	3.76	100.0	100.0

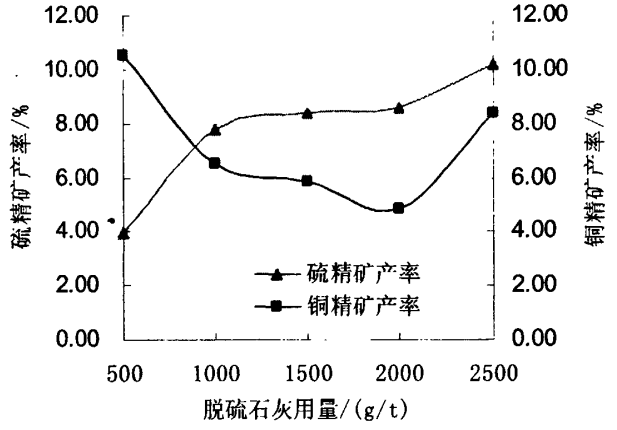


图 4-17　脱硫石灰用量对硫精矿、铜精矿产率的影响

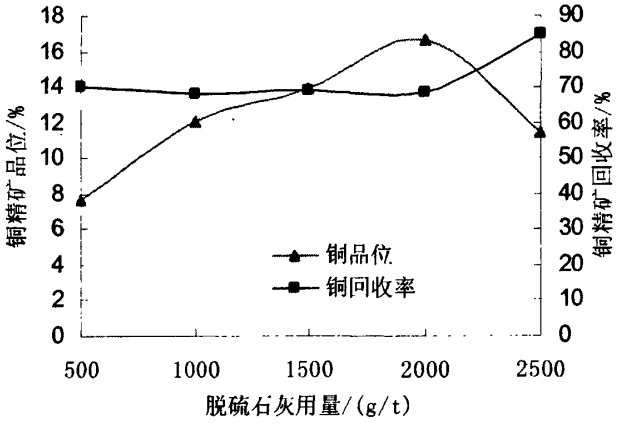


图 4-18　脱硫石灰用量对铜精矿质量的影响

综合分析表 4-15、图 4-17 和图 4-18 的分析结果可以看出：随着脱硫石灰用量的增加，矿浆 pH 值不断升高，硫精矿的产率逐渐增大，铜精矿的产率逐渐降低，铜、铅精矿的品位及回收率都逐渐提高；但是石灰用量超过 2000g/t 以后，不仅黄铁矿和磁黄铁矿受到抑制，高碱条件下方铅矿也受到严重抑制而不上浮。所以脱硫石灰用量为 2000g/t 比较合适。

4.4.4　混合粗精矿脱硫石灰配亚硫酸钠用量试验

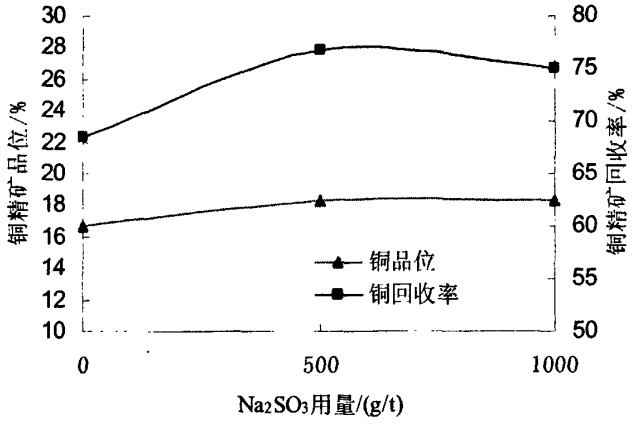
试验表明，脱硫环节，石灰与亚硫酸钠联合使用更有利于硫精矿产率的稳定，更有利于后续的铜铅分离。T. N. Khmeleva 等人[58]采用 XPS 和 ToF-SIMS 等手段研究得出，亚硫酸盐能够解析黄铁矿表面吸附的黄药，并且能够加强黄铁矿表面的氧化，从而使黄铁矿受到抑制。

混合粗精矿脱硫石灰配亚硫酸钠用量试验条件及药剂用量见流程同图 4-16，

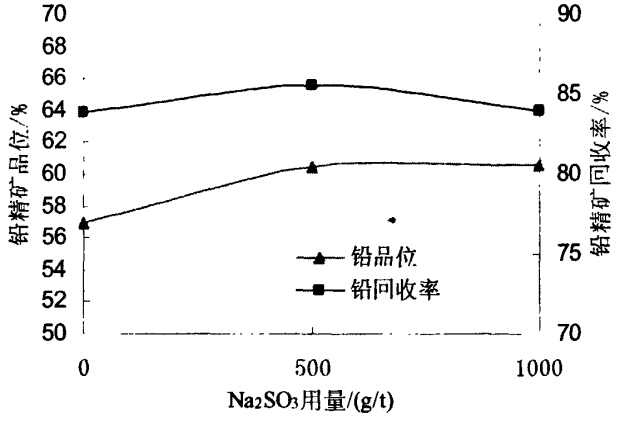
固定石灰用量为2000g/t，变化亚硫酸钠的用量分别为0g/t、500 g/t、1000g/t。试验结果见表4-16。

表4-16 混合粗精矿脱硫石灰配亚硫酸钠用量试验结果

Na_2SO_3用量（g/t）	产物名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
石灰2000 Na_2SO_3 0	铅精矿	5.55	3.78	56.94	17.95	83.82
	铜精矿	4.80	16.67	3.13	68.38	3.98
	硫精矿	8.55	0.52	1.35	3.42	3.18
	中矿	7.30	0.80	2.88	5.13	5.57
	尾矿	73.80	0.08	0.18	5.12	3.45
	原矿	100.0	1.17	3.77	100.0	100.0
石灰2000 $Na_2SO_3$500	铅精矿	5.40	2.17	60.45	10.71	85.56
	铜精矿	4.70	18.24	3.51	76.79	4.20
	硫精矿	10.00	0.41	0.63	3.57	1.57
	中矿	6.80	0.58	3.05	3.57	5.51
	尾矿	73.10	0.08	0.16	5.36	3.16
	原矿	100.0	1.12	3.81	100.0	100.0
石灰2000 $Na_2SO_3$1000	铅精矿	5.00	2.21	60.56	10.19	83.93
	铜精矿	4.40	18.32	3.60	75.00	4.43
	硫精矿	10.90	0.43	0.70	4.63	2.22
	中矿	7.00	0.55	3.08	3.70	6.10
	尾矿	72.70	0.09	0.17	6.48	3.32
	原矿	100.0	1.08	3.61	100.0	100.0



(a)铜精矿



(b)铅精矿

图 4-19　脱硫亚硫酸钠用量对铜、铅精矿的质量影响

脱硫亚硫酸钠用量对铜、铅精矿质量的影响如图 4-19 所示，综合表 4-16 和图 4-19 可知，亚硫酸钠配合石灰抑硫效果比单一用石灰的效果好，亚硫酸钠用量为 500g/t 比较合适。

4.4.5　小结

通过对混合粗精矿进行系统的脱硫试验研究，可得混合粗精矿脱硫较佳的工艺条件为：混合粗精矿脱硫前需再磨，再磨细度为-0.045mm96.5%；脱硫活性炭用量 100g/t，石灰用量 2000g/t，亚硫酸钠 500g/t。

混合粗精矿脱硫工艺流程及药剂用量见图 4-20。

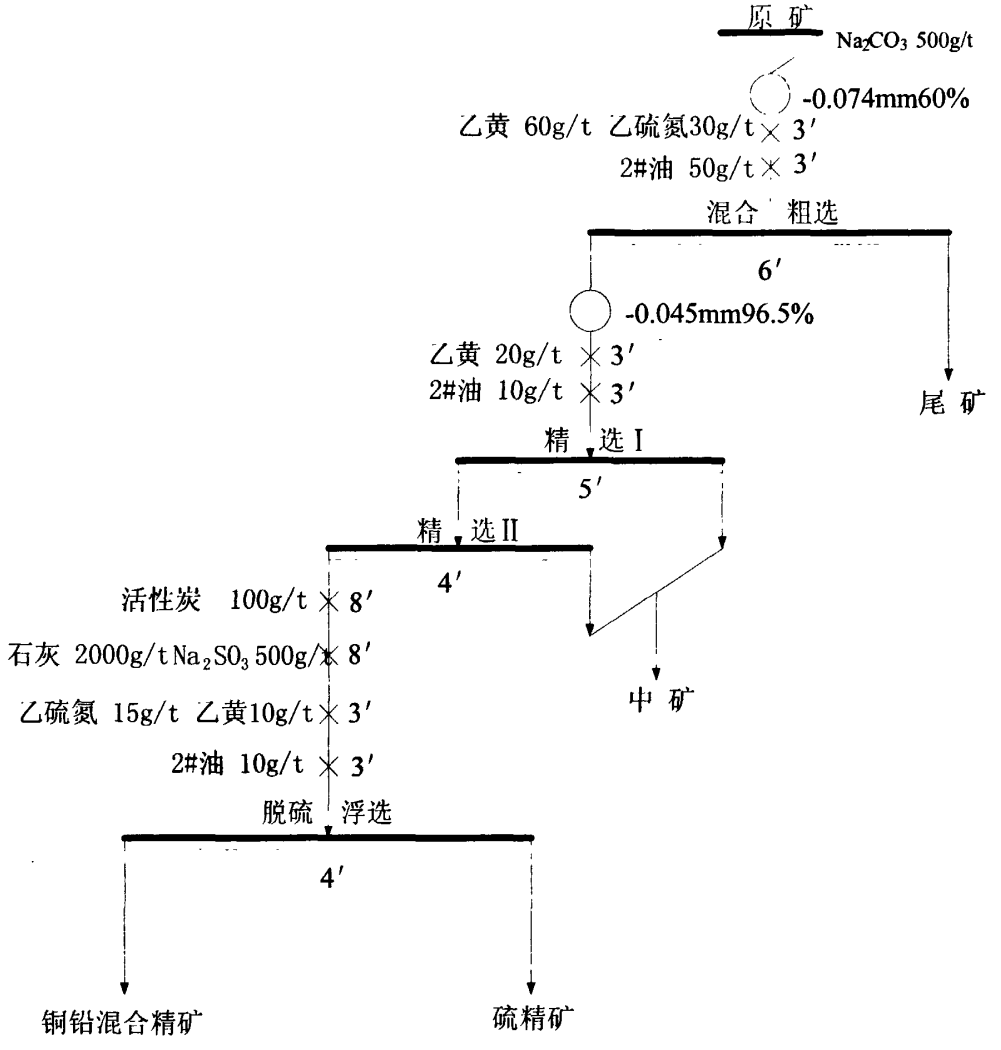


图 4-20 混合粗精矿脱硫流程及药剂用量

4.5 铜铅分离浮选方案的确定

铜铅混合精矿的分离浮选，是获得合格铅精矿和铜精矿的关键环节，也是选别该类矿石的难点。通过抑铅浮铜和抑铜浮铅两种方案对比，确定铜铅分离的方案流程。

4.5.1 抑铅浮铜方案

(1) 重铬酸钾抑铅

重铬酸钾是方铅矿的良好抑制剂，但是用重铬酸钾抑制方铅矿时相应的捕收

剂种类非常关键。试验开始采用活性炭 500g/t 脱药之后，重铬酸钾作为方铅矿的抑制剂，Z-200 作为捕收剂进行铜铅分离试验，结果重铬酸钾用量从 500g/t 增加到 1500g/t 时，铅仍然抑制不住；把活性炭用量增加到 700g/t，Z-200 用量减半，2#油用量减半之后，重铬酸钾仍然不能较好地抑制方铅矿，铜精矿的产率过大。分析原因为：Z-200 虽然对黄铜矿有较好地选择性，但其对方铅矿也有捕收能力，且试验用 Z-200 放置时间较长，药剂浓缩后同样用量的捕收能力更强。试验改用乙基黄药作为铜铅分离时的捕收剂比用 Z-200 结果有所改善。

(2)不同抑制剂抑铅效果对比

试验选取两组组合抑制剂抑铅，一组为无铬抑制剂（亚硫酸钠 500g/t，硅酸钠 100g/t，CMC20g/t），一组为低铬抑制剂（重铬酸钾 400g/t，磷酸钠 300g/t，CMC100g/t），以及单一重铬酸钾作为方铅矿的抑制剂，试验结果见表 4-17。

表 4-17　方铅矿抑制剂种类对比试验结果

抑制剂种类及用量(g/t)	产物名称	产率(%)	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
	铜精矿	3.0	16.36	19.73	42.24	15.61
亚硫酸钠	铅精矿	5.1	5.14	44.38	22.42	59.79
500	硫精矿	12.05	2.42	4.87	25.00	15.61
硅酸钠 100	中矿	8.5	0.71	2.48	5.17	5.56
CMC 20	尾矿	71.35	0.08	0.18	5.17	3.44
	原矿	100.0	1.16	3.78	100.0	100.0
	铜精矿	4.80	15.21	24.17	64.04	30.93
重铬酸钾	铅精矿	4.75	3.58	42.31	14.91	53.60
400	硫精矿	11.70	1.02	2.02	10.53	6.40
磷酸钠 300	中矿	8.40	0.77	2.55	5.26	5.60
CMC 100	尾矿	70.35	0.08	0.18	5.26	3.47
	原矿	100.0	1.14	3.75	100.0	100.0
	铜精矿	3.95	19.49	20.68	69.37	21.98
	铅精矿	5.05	3.43	52.67	15.32	71.32
重铬酸钾	硫精矿	9.0	0.68	0.53	5.41	1.34
500	中矿	9.20	0.78	0.88	6.30	2.14
	尾矿	72.80	0.05	0.16	3.60	3.22
	原矿	100.0	1.11	3.73	100.0	100.0

从表 4-17 三种抑制剂对方铅矿的抑制结果可知，三组抑制剂的抑制效果都不理想，铜、铅精矿中的铜、铅互含非常严重，造成铜、铅精矿的品位不高，

回收率也损失严重。

4.5.2 抑铜浮铅方案

传统的抑铜浮铅法采用氰化物或氧化锌与氰化物的混合物来抑制铜矿物，氰化物是黄铁矿、闪锌矿和黄铜矿等的有效抑制剂，对方铅矿不产生抑制作用，故分选效果良好。但是氰化物有剧毒，严重污染环境，所以排除。

试验采用新型药剂 TZ01 作为铜的抑制剂进行铜铅分离试验，分离之前流程及药剂用量同图 4-20，TZ01 抑铜浮铅方案分离流程见图 4-21，试验结果见表 4-18。

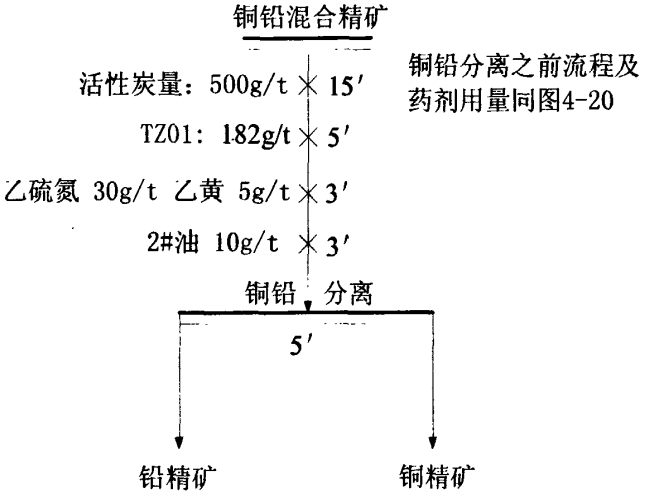


图 4-21 抑铜浮铅方案流程

表 4-18 TZ01 抑铜试验结果

抑铜浮铅方案	产物名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
TZ01 182g/t	铅精矿	5.40	2.17	60.45	10.71	85.56
	铜精矿	4.70	18.24	3.51	76.79	4.20
	硫精矿	10.00	0.41	0.63	3.57	1.57
	中矿	6.80	0.58	3.05	3.57	5.51
	尾矿	73.10	0.08	0.16	5.36	3.16
	原矿	100.00	1.12	3.81	100.00	100.00

由表 4-18TZ01 抑铜方案试验结果可以看出，新药剂 TZ01 对铜的抑制效果非常明显，结果明显好于抑铅浮铜方案，通过系统条件试验能够使试验结果更

加优化，能够得到高质量的铜精矿和铅精矿。

4.5.3 小结

通过铜铅分离方案对比试验可知，抑铜浮铅方案的结果明显好于抑铅浮铜方案，TZ01 是铜的良好抑制剂，并且 TZ01 无毒无污染，能够代替氰化物和重铬酸钾用于铜铅分离浮选中，给矿山减轻了巨大的环境压力。

4.6 铜、铅分离浮选条件试验

确定采用抑铜浮铅方案进行铜铅分离浮选，通过进行铜铅分离浮选系统条件试验不断优化试验结果。

4.6.1 铜铅分离活性炭用量试验

由于铜铅混合精矿中存在大量的过剩浮选药剂，往往会影响铜铅分离的效果，所以在混合精矿分离之前，必须首先脱除矿浆和矿物表面吸附的药剂。利用活性碳的巨大吸附性能，除去矿物表面及矿浆中的过剩药剂，该脱药方法使用方便，在分离浮选实践中得到广泛的应用。

铜铅混合精矿分离之前的流程及药剂用量见图 4-20，变动铜铅分离时脱药活性炭的用量分别为 300g/t、500g/t、700g/t，试验流程如图 4-22，试验结果见表 4-19。

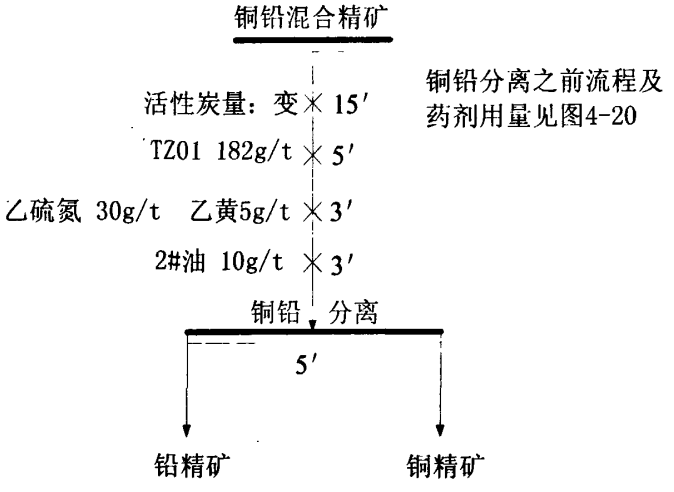
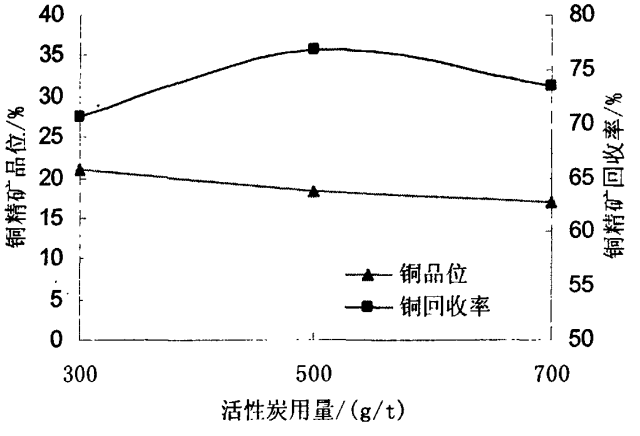


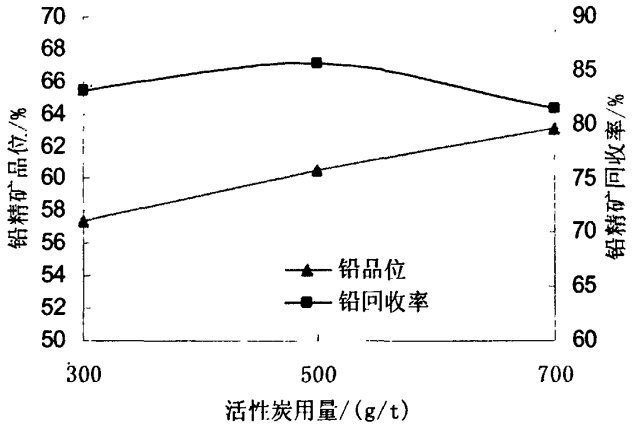
图 4-22 铜铅分离活性炭用量试验流程

表 4-19　铜铅分离活性炭用量试验结果

活性炭用量（g/t）	产物名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
300	铅精矿	5.15	2.78	57.40	12.84	83.15
	铜精矿	3.65	21.04	2.00	70.64	1.97
	硫精矿	9.80	0.63	0.74	5.51	1.97
	中矿	8.10	0.78	3.14	5.51	7.02
	尾矿	73.30	0.08	0.18	5.50	5.89
	原矿	100.00	1.09	3.56	100.00	100.00
500	铅精矿	5.40	2.17	60.45	10.71	85.56
	铜精矿	4.70	18.24	3.51	76.79	4.20
	硫精矿	10.00	0.41	0.63	3.57	1.57
	中矿	6.80	0.58	3.05	3.57	5.51
	尾矿	73.10	0.08	0.16	5.36	3.16
	原矿	100.00	1.12	3.81	100.00	100.00
700	铅精矿	4.80	2.08	63.07	8.85	81.45
	铜精矿	4.90	17.02	4.23	73.45	5.65
	硫精矿	9.80	0.76	0.86	6.20	2.15
	中矿	8.10	0.82	3.34	6.20	7.25
	尾矿	72.40	0.08	0.18	5.31	3.50
	原矿	100.00	1.13	3.72	100.00	100.00



(a)　铜精矿



(b) 铅精矿

图 4-23 铜铅分离活性炭用量对铜、铅精矿质量的影响

铜铅分离活性炭用量对铜、铅精矿质量的影响曲线见图 4-23，综合表 4-19 和图 4-23 可以看出，用 TZ01 抑制黄铜矿时，活性炭用量为 500g/t 比较合适，此时铜铅的回收率都相对比较高，但是铜铅互含还比较高，有 10.71%的铜损失在铅精矿中。可能是捕收剂用量过大，后面试验可以考虑把 5g/t 乙基黄药去掉。

4.6.2 铜铅分离 TZ01 用量试验

铜铅分离之前流程及药剂用量见图 4-20，铜铅分离活性炭用量为 500g/t，变化 TZ01 用量分别为 91g/t、136g/t、182g/t、227g/t，273 g/t 进行铜的抑制剂 TZ01 用量试验。试验流程如图 4-24，试验结果见表 4-20。

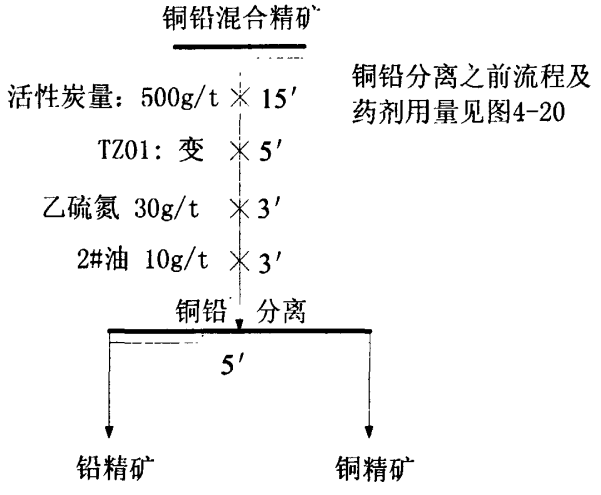


图 4-24 铜铅分离 TZ01 用量试验流程

表 4-20　铜铅分离 TZ01 用量试验结果

TZ01 用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			Cu	Pb	Cu	Pb
91	铅精矿	4.80	1.95	61.08	8.18	82.07
	铜精矿	3.75	21.17	2.16	71.82	2.24
	硫精矿	9.90	0.62	1.36	5.46	3.92
	中矿	7.90	1.14	3.60	8.18	8.12
	尾矿	73.65	0.089	0.18	6.36	3.64
	原矿	100.00	1.10	3.57	100.00	100.00
136	铅精矿	4.70	1.62	62.69	7.14	81.72
	铜精矿	4.60	18.67	3.20	76.79	4.16
	硫精矿	8.05	0.52	0.78	3.57	1.66
	中矿	7.15	1.18	3.97	7.14	7.76
	尾矿	75.50	0.08	0.23	5.36	4.70
	原矿	100.00	1.12	3.61	100.00	100.00
182 捕收剂多 5g/t 乙黄	铅精矿	5.40	2.17	60.45	10.71	85.56
	铜精矿	4.70	18.24	3.51	76.79	4.20
	硫精矿	10.00	0.41	0.63	3.57	1.57
	中矿	6.80	0.58	3.05	3.57	5.51
	尾矿	73.10	0.08	0.16	5.36	3.16
	原矿	100.00	1.12	3.81	100.00	100.00
227	铅精矿	4.50	1.45	67.88	6.42	81.38
	铜精矿	4.60	18.39	4.40	77.98	5.32
	硫精矿	8.50	0.56	0.92	4.59	2.13
	中矿	7.65	0.80	3.54	5.50	7.18
	尾矿	74.75	0.08	0.20	5.51	3.99
	原矿	100.00	1.09	3.76	100.00	100.00

从表 4-20 铜铅分离 TZ01 用量试验结果可以看出，随着铜的抑制剂 TZ01 用量的增大，铜精矿的产率在逐渐增大，铜在铅精矿中的损失在逐渐减小，铅精矿的质量也在逐渐变好，可见 TZ01 对铜的抑制效果比较好。当 TZ01 用量为 227g/t 时，铜精矿和铅精矿的产率基本相等，此时两精矿的品位和回收率都相对较好。TZ01 用量过大时，铅也受到严重抑制。故确定 TZ01 用量为 227g/t 比较合适。

从表 4-20 中可以看出，第 3 组数据（TZ01 用量为 182g/t）有些异常，该组数据的试验条件与其他组的区别在于 TZ01 用量为 182g/t，分离时捕收剂多加了 5g/t 的黄药。通过对比可知，分离捕收剂只用乙硫氮就可以了，5g/t 的黄药可以取消不加。

4.6.3 铜铅分离捕收剂用量试验

铜铅分离之前流程及药剂用量见图 4-20，分离脱药活性炭用量 500g/t，TZ01 用量为 227g/t。变化乙硫氮用量分别为 20g/t、30g/t、40g/t，考察乙硫氮用量对铜铅分离的影响。试验流程如图 4-25，试验结果见表 4-21。

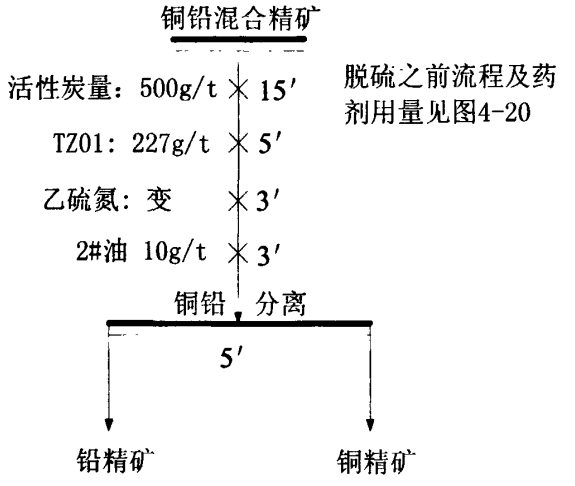
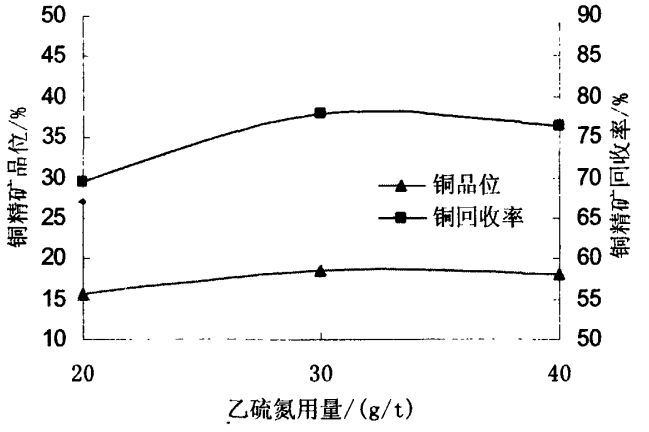


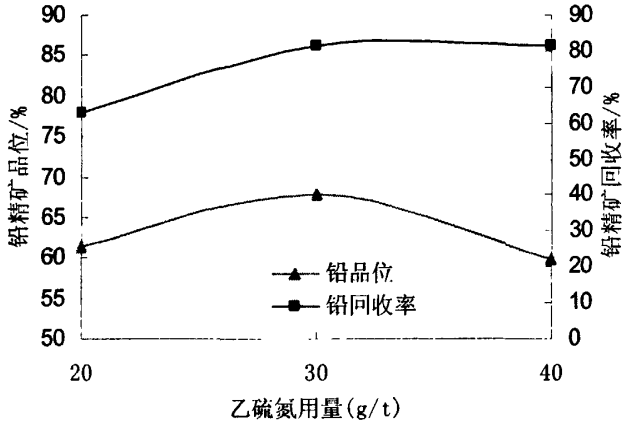
图 4-25 铜铅分离捕收剂用量试验流程

表 4-21 铜铅分离捕收剂用量试验结果

乙硫氮用量（g/t）	产物名称	产率（%）	品位（%）		回收率（%）	
			Cu	Pb	Cu	Pb
20	铅精矿	3.85	1.21	61.33	4.63	63.10
	铜精矿	4.80	15.53	18.02	69.44	23.00
	硫精矿	10.70	1.48	0.74	14.82	2.14
	中矿	9.30	0.83	3.51	7.41	8.82
	尾矿	71.35	0.05	0.15	3.70	2.94
	原矿	100.00	1.08	3.74	100.00	100.00
30	铅精矿	4.50	1.45	67.88	6.42	81.38
	铜精矿	4.60	18.39	4.40	77.98	5.32
	硫精矿	8.50	0.56	0.92	4.59	2.13
	中矿	7.65	0.80	3.54	5.50	7.18
	尾矿	74.75	0.08	0.20	5.51	3.99
	原矿	100.00	1.09	3.76	100.00	100.00
40	铅精矿	5.10	1.72	59.74	7.89	81.55
	铜精矿	4.80	18.11	4.77	76.32	6.15
	硫精矿	9.0	0.88	0.74	7.02	1.87
	中矿	7.5	0.73	3.51	4.39	6.95
	尾矿	73.60	0.065	0.18	4.39	3.48
	原矿	100.00	1.14	3.74	100.00	100.00



（a）铜精矿



（b）铅精矿

图 4-26　乙硫氮用量变化对铜、铅精矿质量的影响

乙硫氮用量的变化对铜、铅精矿质量的影响结果如图 4-26 所示，综合表 4-21 和图 4-26 可以看出，乙硫氮用量为 20g/t 时，药剂用量明显不足，铅在铜精矿中的损失很严重；随着乙硫氮用量的增加，铅精矿的产率在逐渐增大，但是当乙硫氮用量超过 30g/t 时，捕收剂用量再加大，就会使得铜抑制不住而损失在铅精矿中，铜回收率降低，铅品位下降。所以乙硫氮用量为 30g/t 比较合适。

4.6.4　小结

通过铜铅分离系统条件试验研究得出，铜铅混合精矿分离浮选的较优工艺条件为：脱药活性炭用量 500g/t，铜的抑制剂 TZ01 用量 227g/t，捕收剂用单一乙硫氮，用量为 30g/t。该工艺条件下能够得到含铜 18.39%、铅 4.40%的铜精矿，铜回收率 77.98%以及含铅 67.88%、铜 1.45%的铅精矿，铅回收率 81.38%。

4.7 开路试验

根据抑铜浮铅分离方案条件试验确定的较优条件进行开路试验。开路试验流程见图 4-20。由于前面 4.4.2 节混合粗精矿再磨细度试验结果不能直观看出混合粗精矿再磨的必要性，故将同样药剂条件下的开路试验进行两组，一组混合粗精矿再磨，一组混合粗精矿不再磨，再一次验证混合粗精矿是否需要再磨。

开路试验流程如图 4-27 所示，一组粗精矿再磨，一组不再磨。试验结果见表 4-22。

表 4-22 抑铜浮铅方案开路试验结果

试验条件	产物名称	产率(%)	品位(%)					回收率(%)				
			Au*	Ag*	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
不再磨	铅精矿	4.25	23.78	4354	1.36	63.01	0.69	19.39	37.50	5.42	73.42	8.85
	中矿 6	0.30	11.24	4228	6.41	37.68	1.17	0.58	2.57	1.81	3.02	1.18
	铜精矿	3.60	65.78	4629	18.93	10.71	3.45	45.49	33.76	61.43	10.69	35.4
	中矿 5	1.15	6.73	2967	10.94	4.88	4.24	1.54	6.91	11.74	1.64	14.75
	硫精矿	11.10	7.94	236	1.06	0.45	0.36	16.89	5.31	10.84	1.37	11.80
	中矿 4	3.70	9.21	792	1.35	5.46	0.80	6.53	5.94	4.52	5.48	8.85
	中矿 3	4.10	4.54	325	0.73	2.36	0.38	3.65	2.70	2.71	2.74	5.90
	中矿 2	2.0	3.56	220	0.24	1.02	0.38	1.34	0.89	0.45	0.55	2.36
	中矿 1	1.60	4.45	148	0.12	0.63	0.41	1.33	0.48	0.18	0.27	2.06
	尾矿	68.20	0.25	28.5	0.02	0.04	0.04	3.26	3.94	0.90	0.82	8.85
	原矿	100.00	5.21	493.53	1.107	3.65	0.339	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
再磨 10min -0.045mm96.5%	铅精矿	4.45	21.67	3960	1.04	68.40	0.61	18.60	34.17	4.39	80.00	8.72
	中矿 6	0.45	9.74	4184	8.81	24.58	1.88	0.78	3.65	3.51	2.89	2.33
	铜精矿	4.25	66.12	1996	18.51	6.59	3.61	54.46	41.18	69.42	7.37	43.61
	中矿 5	0.75	8.12	2637	6.72	4.42	2.32	1.16	3.84	4.40	0.79	5.81
	硫精矿	10.60	5.97	264	1.04	0.36	0.66	12.21	5.43	9.67	1.05	20.35
	中矿 4	2.50	7.02	631	1.27	4.21	0.79	3.49	3.06	2.64	2.89	5.82
	中矿 3	6.40	3.03	291	0.62	2.09	0.37	3.68	3.61	3.51	3.42	5.81
	中矿 2	1.60	4.62	344	0.32	1.29	0.22	1.36	1.07	0.44	0.53	1.16
	中矿 1	1.35	4.65	185	0.23	0.77	0.16	1.16	0.48	0.26	0.26	0.58
	尾矿	67.65	0.24	26.8	0.023	0.049	0.03	3.10	3.51	1.76	0.79	5.81
	原矿	100.00	5.16	515.67	1.138	3.80	0.344	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

*注：Au、Ag 品位为 g/t

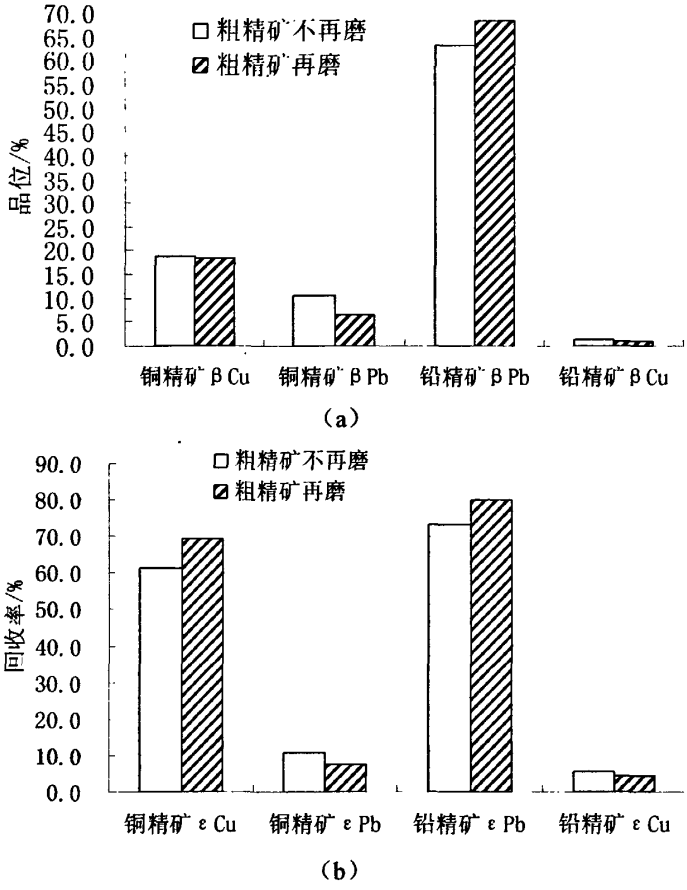


图 4-28　混合粗精矿再磨与否对铜、铅精矿质量的影响

混合粗精矿再磨与否对铜、铅精矿质量的影响结果见图 4-28 所示，综合表 4-22 和图 4-28 的分析结果可知，粗精矿再磨之后，铅的品位明显增大，铜和铅的回收率都明显增大，而且铜铅互含降低；金银主要富集在铜精矿和铅精矿中，粗精矿再磨之后，金银在铜精矿和铅精矿中的总回收率也明显增大，而且金在硫精矿中的损失降低。

通过开路试验结果还可知，该矿石中的锌主要富集在两处：一部分是铜精矿中，另一部分在硫精矿中。再磨之后，锌的单体解离更充分，在这两处的回收率都有所增大。总之，从各金属的综合回收以及铜、铅精矿的质量考虑，可以明显看出，粗精矿再磨是非常有必要的。所以确定最终的开路工艺流程见图 4-27。

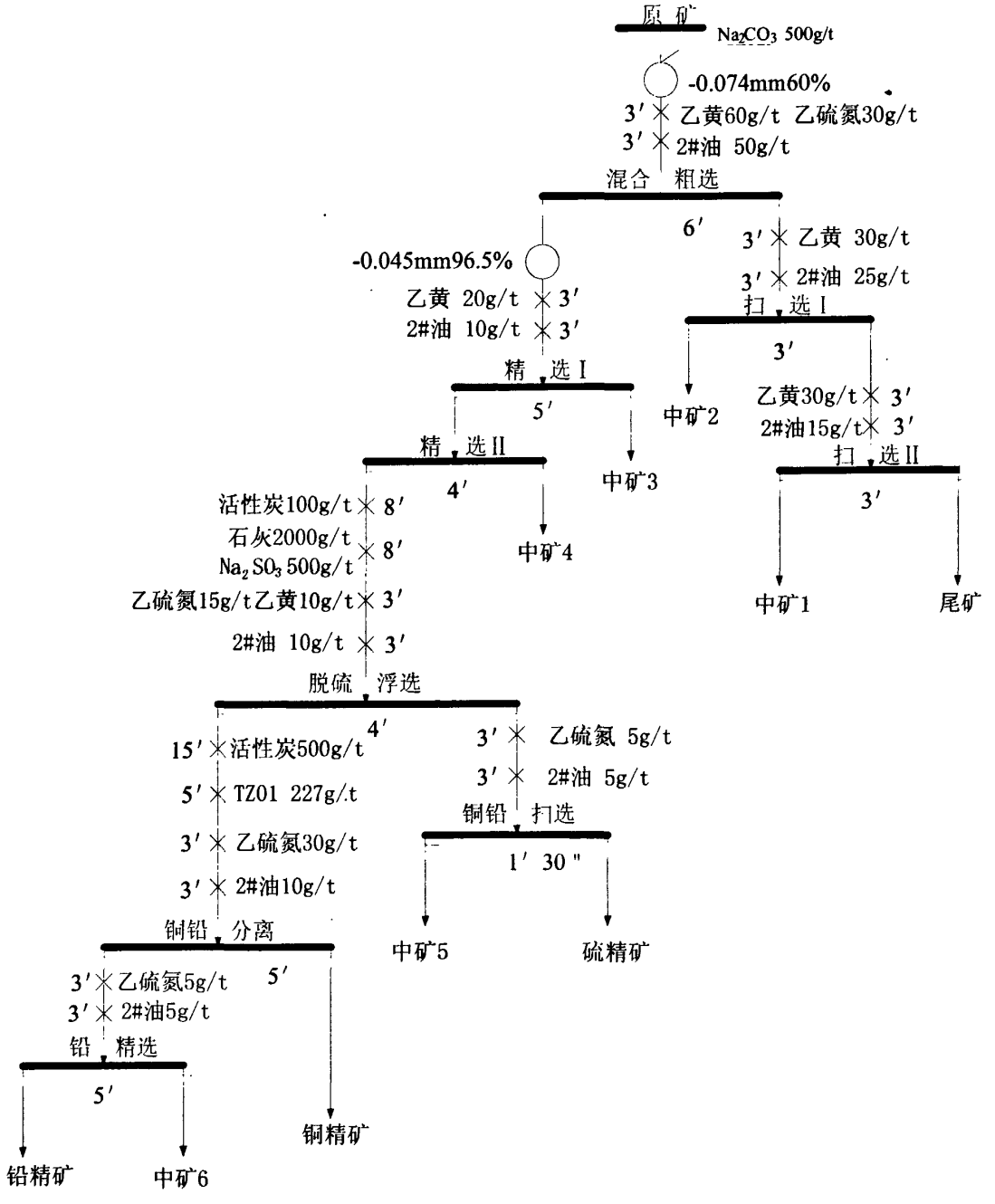

原矿
Na_2CO_3 500g/t
-0.074mm60%
3′ 乙黄60g/t 乙硫氮30g/t
3′ 2#油 50g/t
混合 粗选
6′
3′ 乙黄 30g/t
3′ 2#油 25g/t
扫 选 I
3′
-0.045mm96.5%
乙黄 20g/t 3′
2#油 10g/t 3′
精 选 I
5′
中矿2
乙黄30g/t 3′
2#油15g/t 3′
扫 选 II
3′
精 选 II
4′
中矿3
活性炭100g/t 8′
石灰2000g/t 8′
Na_2SO_3 500g/t
乙硫氮15g/t乙黄10g/t 3′
2#油 10g/t 3′
中矿4
中矿1
尾矿
脱硫 浮选
4′
15′ 活性炭500g/t
5′ TZ01 227g/t
3′ 乙硫氮30g/t
3′ 2#油10g/t
铜铅 分离
5′
3′ 乙硫氮 5g/t
3′ 2#油 5g/t
铜铅 扫选
1′ 30″
中矿5
硫精矿
3′ 乙硫氮5g/t
3′ 2#油5g/t
铅 精选
5′
铜精矿
铅精矿
中矿6

图 4-27 开路试验流程

4.8 闭路试验

按照图 4-27 开路试验流程及药剂制度进行闭路试验。因中矿返回致使矿浆中药剂含量加，所以粗选段药剂用量从第三点开始酌减。

开路试验各中矿的化验结果见表 4-23，结合图 4-27 开路试验流程，中矿 6 为铅精选的尾矿，其产率比较小，各金属含量都比较高，可以返回铜铅分离作业，以提高铜的回收率。中矿 5 为铜铅扫选的产物，金、银、铜、铅的含量都比较高，可以返回脱硫浮选，增大金、银、铜、铅的回收率。中矿 2、3、4 合并后各金属含量与原矿相当，故将中矿 2、3、4 合并集中返回混合粗选。中矿 1 品位较低，返回扫选Ⅰ。闭路试验流程如图 4-29。

表 4-23 开路试验各中矿化验结果

产物名称	产率(%)	品位(%)				
		Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn
中矿 6	0.45	9.74	4184	8.81	24.58	1.68
中矿 5	0.75	8.12	2637	6.72	4.42	2.32
中矿 4	2.50	7.02	631	1.27	4.21	0.79
中矿 3	6.40	3.03	291	0.62	2.09	0.37
中矿 2	1.60	4.62	344	0.32	1.29	0.22
中矿 1	1.35	4.65	185	0.23	0.77	0.16

闭路试验结果见表 4-24。

闭路试验数质量流程见图 4-30。

表 4-24　抑铜浮铅方案闭路试验结果

产物名称	产率（%）	品位（%）						回收率（%）				
		Au(g/t)	Ag(g/t)	Cu	Pb	Zn	S	Au	Ag	Cu	Pb	Zn
铅精矿	5.60	18.48	4931.00	1.34	61.70	0.80	12.94	20.40	55.82	7.08	91.78	12.86
铜精矿	5.23	60.57	3323.00	18.95	2.30	4.98	31.91	62.77	35.13	87.62	3.18	74.29
硫精矿	12.77	4.07	148.81	0.20	0.59	0.08	47.25	10.30	3.84	2.65	2.12	2.85
尾矿	76.40	0.43	33.75	0.04	0.14	0.046	0.60	6.53	5.21	2.65	2.92	10.00
原矿	100.0	5.05	494.72	1.13	3.77	0.35		100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
中矿 6	0.80	36.38	3879.00	10.41	11.91	3.44		5.74	6.27	7.08	2.65	8.57
中矿 5	1.00	21.76	2427.00	3.37	6.77	1.96		4.36	4.91	2.65	1.86	5.71
中矿 4	3.15	4.66	439.00	0.88	2.91	0.57		2.97	2.80	2.65	2.39	5.71
中矿 3	10.30	6.81	486.00	0.96	3.01	0.50		13.86	10.12	8.85	8.22	14.29
中矿 2	5.00	4.46	382.00	0.54	1.66	0.58		4.36	3.86	2.65	2.12	8.57
中矿 1	1.65	8.57	400.00	0.25	1.58	0.73		2.77	1.33	0.35	0.80	2.86

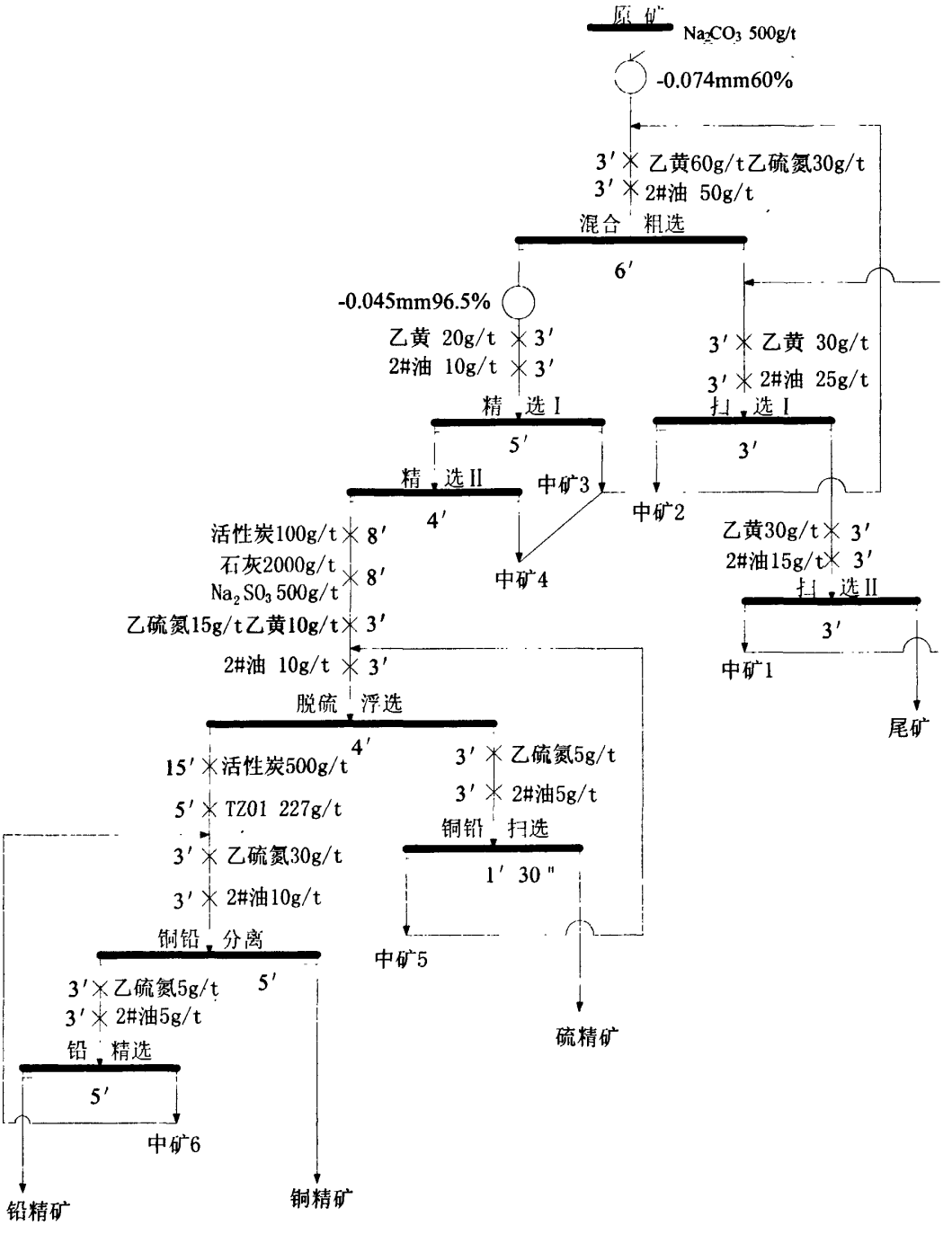


图 4-29 闭路试验流程图

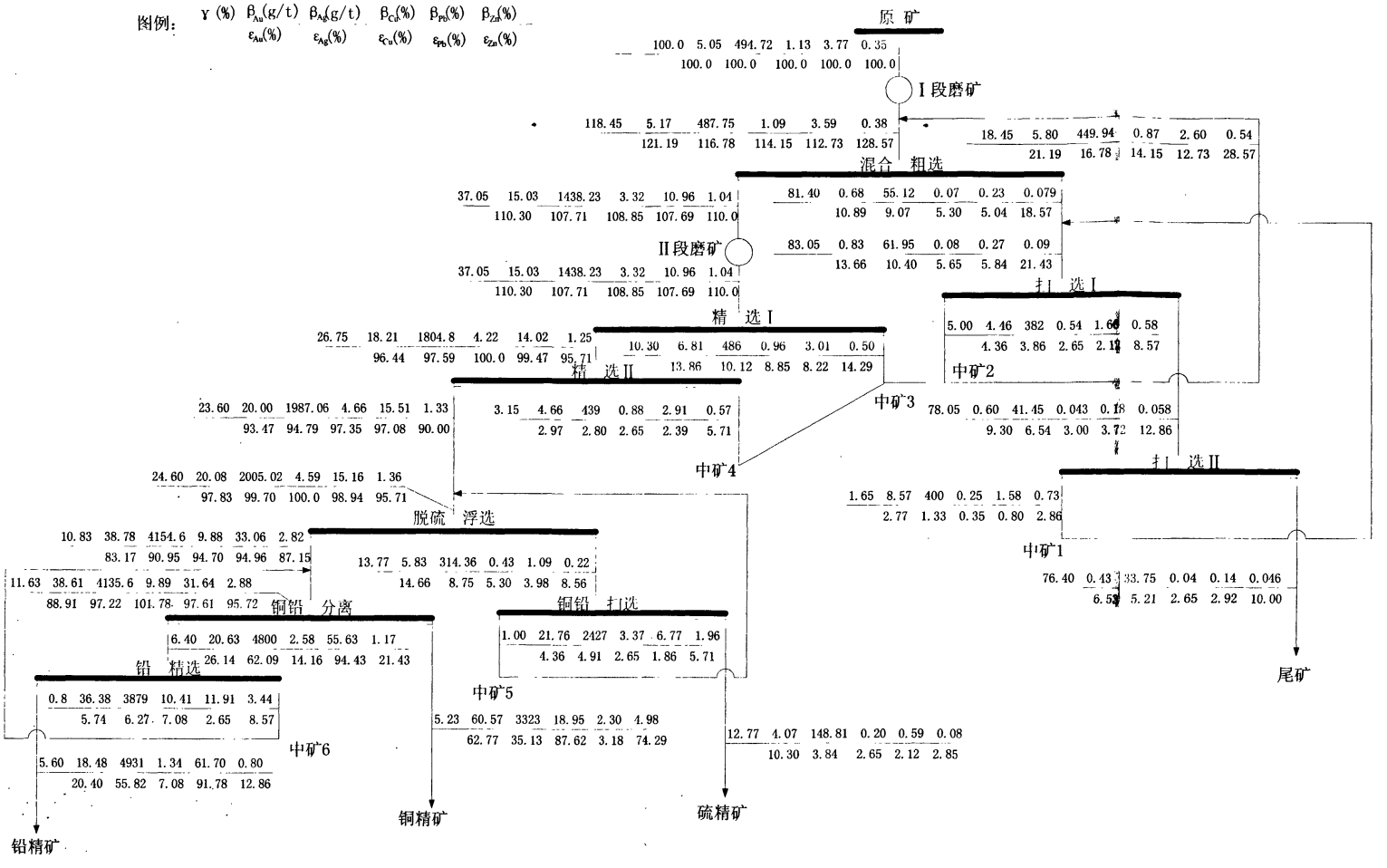


图 4-30 闭路数质量流程图

4.9 综合回收锌的探索

由选矿试验原矿样的配矿表可以看出，该矿区矿石中锌的含量总体比较低，三个采矿点的锌含量均在 0.3%左右，配矿试验原矿样化验结果锌的含量为0.35%，故在上述选矿工艺流程中并没有考虑把闪锌矿作为单一精矿回收。岩矿鉴定建议闪锌矿可以综合回收，故在原有混合浮选全流程的基础上探索锌能否作为单独产品回收。

考虑闪锌矿和黄铜矿、磁黄铁矿多交代共生，相互包裹，调整粗选磨矿细度为-0.074mm80%，进行抑锌浮选铜、铅、硫试验，试验流程如图 4-31 所示，试验结果见表 4-25。

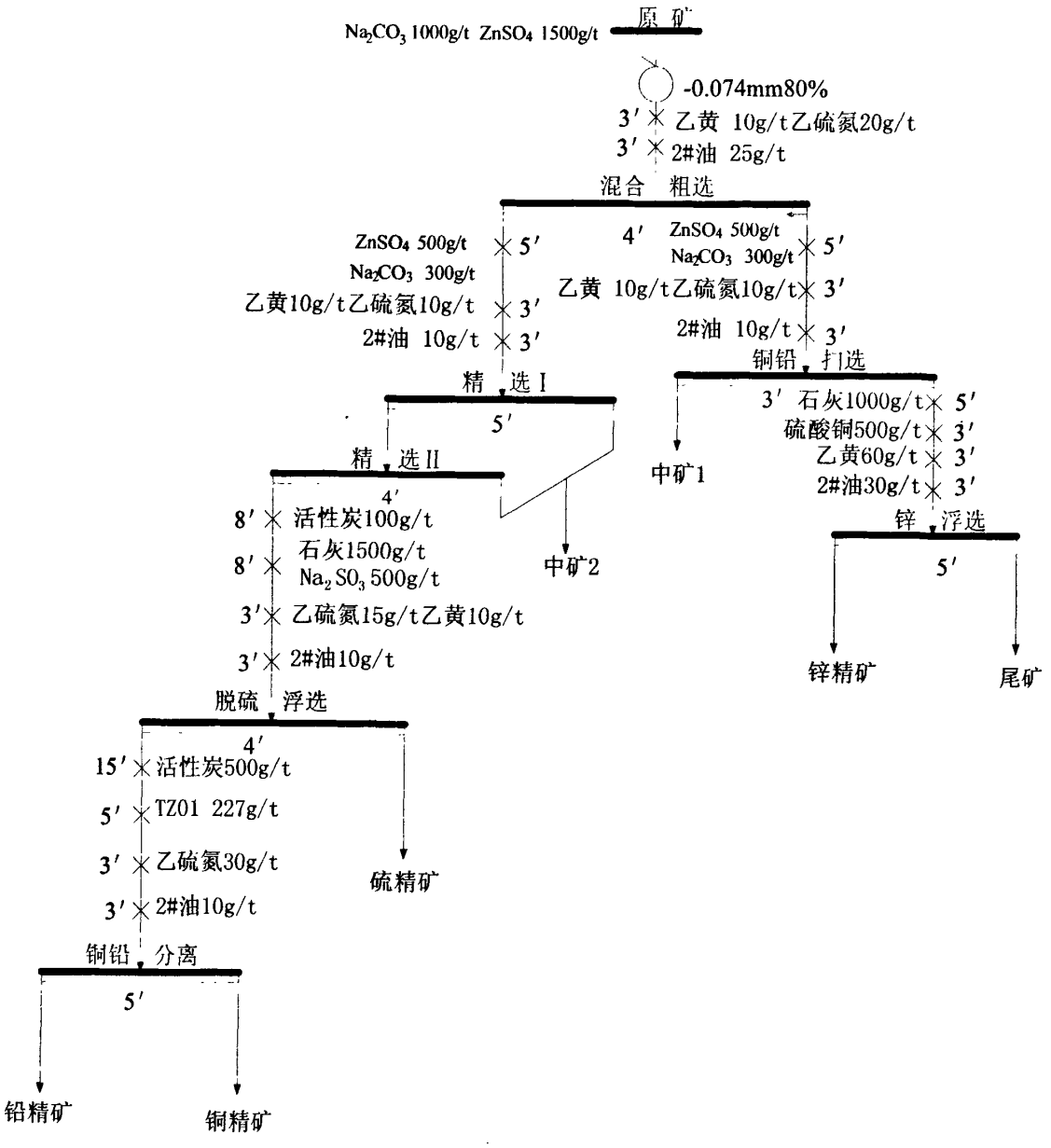


图 4-31 综合回收锌试验流程

从表 4-25 综合回收锌试验结果可以看出，该工艺流程得到的锌精矿品位很低，只有 3.08%，不能作为产品出售，回收率也只有 44.13%；可以再次证明铜、锌共生密切，有 22.53%的锌损失在铜精矿中；铜铅的回收率受到很大影响，被严重分散。

由于原矿中锌的品位太低，而且铜、锌共生密切，把锌作为一个产品进行回收时，不但锌的品级达不到要求，而且会严重影响其他金属的综合回收，所以，

该矿石中的锌矿物目前不具有单独回收的价值。

表 4-25 综合回收锌试验结果

产物名称	产率	品位（%）			回收率（%）		
	(%)	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
铅精矿	4.45	2.26	62.43	0.53	8.70	78.09	5.88
铜精矿	4.35	18.16	7.13	1.77	68.70	8.71	23.53
硫精矿	6.30	1.09	0.40	0.30	6.08	0.84	5.88
锌精矿	5.00	0.91	1.64	3.08	4.35	2.24	44.13
中矿 2	6.20	1.45	3.34	0.54	7.83	5.90	8.82
中矿 1	4.90	0.71	1.41	0.33	2.60	1.97	5.88
尾矿	68.80	0.03	0.11	0.032	1.74	2.25	5.88
原矿	100.0	1.15	3.56	0.34	100.0	100.0	100.0

4.10 产品质量分析

通过对陕西某含金银复杂多金属矿进行系统选矿试验研究，最终可以得到铜精矿、铅精矿、硫精矿三种产品，三种产品质量分析结果见表 4-26。参看 1.3 节铜、铅、硫精矿质量标准可知，所获得的铜、铅、硫精矿杂质含量均达标，金主要富集在铜精矿中，银主要富集在铅精矿中。

表 4-26 铜、铅、硫精矿产品质量分析结果

含量(%) 元素名称 / 产品名称	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu	Pb	Zn	As	MgO	Al_2O_3	C	S
铜精矿	60.57	3323	18.95	2.30	4.98	0.050	0.27	0.81		
铅精矿	18.48	4931	1.34	61.70	0.80	0.035	0.12	0.75		
硫精矿	4.07	148.81	0.20	0.59	0.08	0.09			0.81	47.25

4.11 本章小结

（1）根据矿石性质，混合—优先浮选流程比较适合该矿石，通过对混合粗选进行磨矿细度试验、调整剂种类及用量试验、捕收剂种类及用量试验、起泡剂 2#油用量试验等条件试验得出：混合粗选试验条件为磨矿细度-0.074mm70%，

碳酸钠用量 500g/t，捕收剂乙基黄药 60g/t+乙硫氮 30g/t，2#油 50g/t。通过一次混合粗选，金、银、铜、铅的回收率分别为 93.68%、93.52%、96.61%、97.61%。

（2）混合粗精矿脱硫是影响铜铅分离的关键环节，脱硫之前混合粗精矿必须再磨，再磨细度为-0.045mm96.5%，脱硫活性炭用量 100g/t，石灰用量 2000g/t，亚硫酸钠 500g/t。

（3）铜铅混合精矿分离浮选方案对比试验表明，采用无毒抑制剂 TZ01 抑铜浮铅能获得高质量的铜精矿和铅精矿。铜铅混合精矿分离浮选脱药活性炭用量 500g/t，铜的抑制剂 TZ01 用量 227g/t，捕收剂用单一乙硫氮，用量为 30g/t。该工艺条件下开路试验能够得到含铜 18.51%、铅 6.59%的铜精矿，铜回收率 69.42%以及含铅 68.40%、铜 1.04%的铅精矿，铅回收率 80.00%。

（4）综合回收锌的探索试验结果表明，该矿石中锌的品位较低，且和黄铜矿，磁黄铁矿共生密切，目前该矿石中的锌不适于作为单一产品综合回收。

（5）抑铜浮铅方案闭路试验可以获得合格的铜、铅、硫等三种产品。铜精矿含铜 18.95%、铅 2.30%，铜回收率 87.62%；铅精矿含铅 61.70%、铜 1.34%，铅回收率 91.78%；硫精矿含硫 47.25%。

第 5 章　TZ01 抑铜机理研究

黄铜矿的抑制剂 TZ01 显碱性，为白色固体，有硫化合物味，可溶于水、甲醇、乙醇、丙酮和甲苯中。将 TZ01 用于铜铅混合精矿的分离还未见报道，论文试验研究证明 TZ01 能够在铜铅混合精矿分离作业中起到显著的效果。特通过单矿物浮选试验研究 TZ01 对方铅矿和黄铜矿的抑制作用机理。

单矿物浮选是在有效容积为 30ml 的挂槽浮选机中进行。每次试验取黄铜矿或方铅矿单矿物 2.0g，加入 50ml 一次蒸馏水，在超声波清洗机中清洗 5 分钟，然后静置 10 分钟，倒去上层清液，移入 30ml 浮选槽中，依次添加调整剂搅拌 2 分钟，调节矿浆 pH 值，抑制剂搅拌 5 分钟，捕收剂搅拌 2 分钟，起泡剂搅拌 1 分钟，刮泡 4 分钟。上浮矿物和槽内矿物经滴虑，烘干称重，分别计量并计算出精矿回收率。

5.1　乙硫氮对方铅矿和黄铜矿浮选行为的影响

实际矿石选矿试验结果表明，采用乙硫氮作铜铅分离浮选的捕收剂取得了比较好的结果。用单矿物浮选试验考察乙硫氮对方铅矿和黄铜矿浮选行为的影响。考察在 pH=9 时，乙硫氮用量对方铅矿和黄铜矿浮选行为的影响。pH 值调整剂为饱和石灰水，变化乙硫氮用量分别为 0.95×10^{-4}mol/L、1.90×10^{-4}mol/L、2.85×10^{-4}mol/L、3.80×10^{-4}mol/L。2#油用量为 1.25 毫克。试验结果见图 5-1 所示。

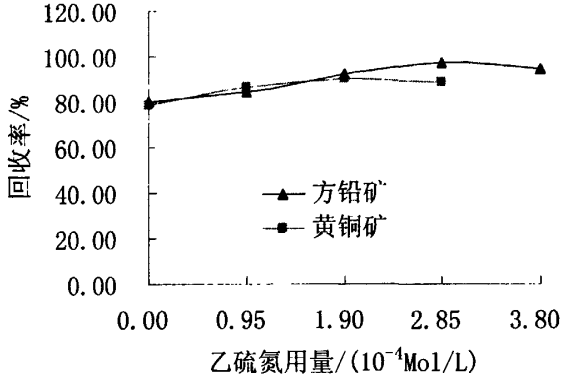


图 5-1　乙硫氮用量与单矿物浮选回收率的关系

从图 5-1 可以看出，黄铜矿和方铅矿均有较好的天然可浮性。乙硫氮对方铅矿和黄铜矿均有较好的捕收能力，乙硫氮用量为 2.85×10^{-4}mol/L 时，方铅矿和黄铜矿的回收率均比较高。

5.2 TZ01 对方铅矿和黄铜矿浮选行为的影响

调节矿浆 pH=9，采用 TZ01 分别抑制方铅矿和黄铜矿，乙硫氮用量为 2.85×10^{-4}mol/L，2#油用量为 1.25 毫克，变化 TZ01 的用量，试验结果见图 5-2 所示。

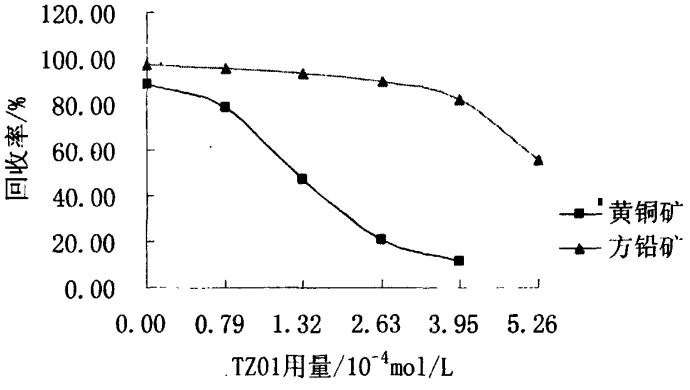


图 5-2 TZ01 用量与单矿物浮选回收率的关系

从图 5-2 可以看出，随着 TZ01 用量的增加，TZ01 对黄铜矿的抑制作用明显增强；TZ01 用量少时，其对方铅矿几乎没有抑制作用，但是当其用量超过 3.95×10^{-4}mol/L 时，TZ01 对方铅矿也产生抑制作用，这点与实际矿石选矿试验结果吻合（选矿试验中，TZ01 用量超过 227g/t 后，方铅矿受到强烈抑制）。由此可见，采用 TZ01 在合适的用量范围内完全可以实现黄铜矿和方铅矿的浮选分离。单矿物试验 TZ01 用量为 2.63×10^{-4}mol/L 比较合适。

5.3 pH 值对 TZ01 抑制铜、铅的影响

采用饱和石灰水调矿浆 pH 值，固定 TZ01 用量为 2.63×10^{-4}mol/L，乙硫氮用量为 2.85×10^{-4}mol/L，2#油用量为 1.25 毫克，考察不同 pH 值条件下，TZ01 对黄铜矿和方铅矿的抑制作用。试验结果如图 5-3 所示。

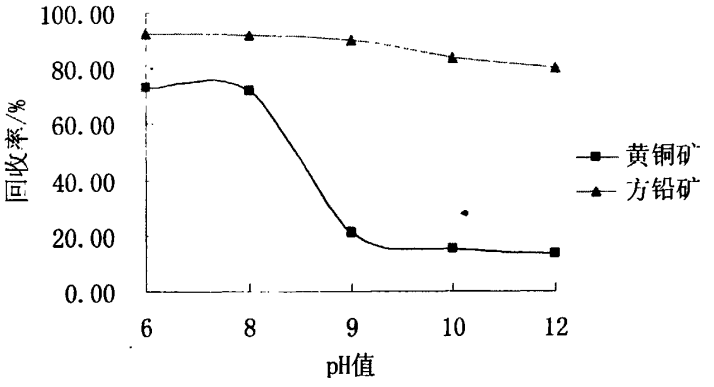


图 5-3 pH 值对 TZ01 抑制铜、铅的影响

从图 5-3 可以看出，TZ01 用量为 2.63×10^{-4}mol/L 时，其对方铅矿基本没有抑制作用，而且 pH 值对方铅矿的回收率影响不明显，但是高碱条件下石灰会抑制方铅矿；pH 在 6~8 的范围内，TZ01 对黄铜矿的抑制作用比较弱，pH 在 9~12 的范围内，TZ01 对黄铜矿有比较强烈的抑制作用，而对方铅矿基本没有抑制作用。

5.4 TZ01 抑铜机理分析

实际矿石选矿试验和纯矿物浮选试验均证明 TZ01 对黄铜矿有较好的抑制作用。黄铜矿纯矿物与 TZ01 作用后的傅里叶红外光谱图见图 5-4，曲线 1 为黄铜矿纯矿物红外光谱，曲线 2 为黄铜矿和 TZ01 作用后未洗涤样的红外光谱，曲线 3 为黄铜矿和 TZ01 作用后洗涤 7 次的红外光谱。

从图 5-4 可以看出，TZ01 与黄铜矿作用后的红外光谱曲线发生分叉偏移，在波数为 2920cm^{-1} 处出现—CH_2—的不对称伸缩振动吸收谷，2851cm^{-1} 处出现—CH_2—的对称伸缩振动吸收谷，1464cm^{-1} 处出现—CH_2—的变形振动吸收谷，1545cm^{-1} 处出现—COO^-的不对称伸缩振动吸收谷。证明 TZ01 有在黄铜矿表面吸附。吸附 TZ01 的黄铜矿经洗涤 7 次后的红外光谱曲线显示，经过洗涤，只有微弱的亚甲基的吸收谷存在，可以侧面反映 TZ01 在黄铜矿表面是物理吸附和化学吸附方式共存。

TZ01 对黄铜矿的抑制作用与其分子结构有关，分子中的—SH 具有强还原性、亲矿物性，是可在硫化铜矿物表面吸附的定位离子，其吸附活性比黄原酸离子要强，并借助其它的基团，如—COOH、—OH 同矿物发生吸附，使矿物与药剂之间形成一层亲水膜，故使吸附 TZ01 的黄铜矿更亲水而受到抑制。

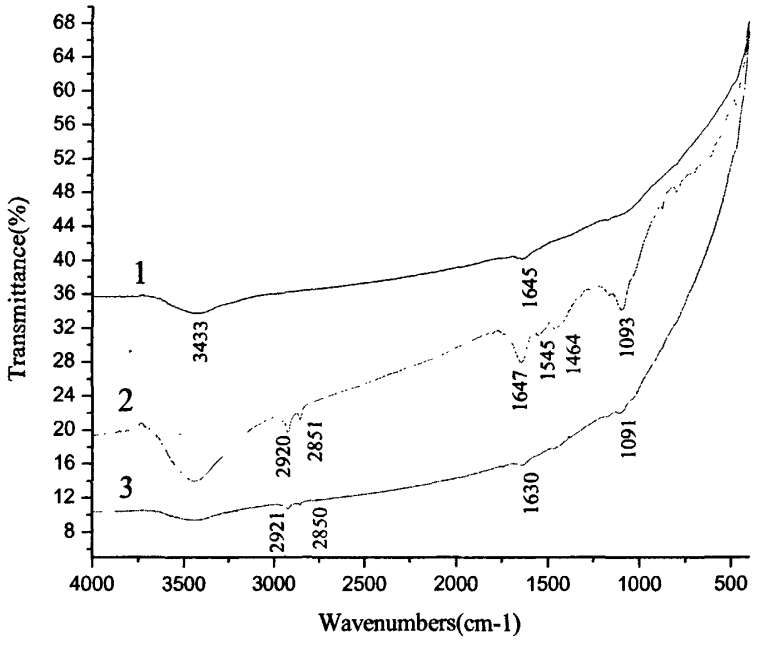


图 5-4　黄铜矿红外光谱图

1—黄铜矿纯样，2—黄铜矿+TZ01（未洗涤），3—黄铜矿+TZ01（洗涤 7 次）

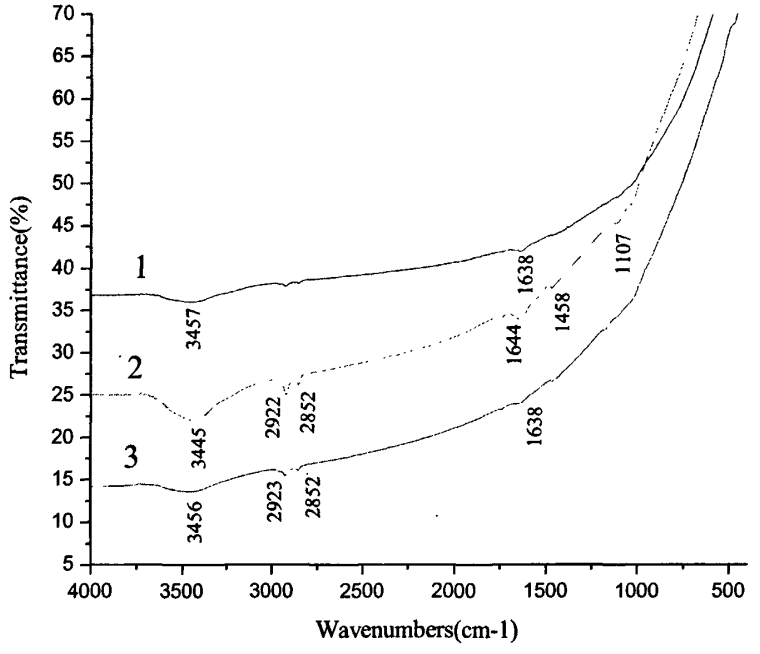


图 5-5　方铅矿红外光谱图

1—方铅矿纯样，2—方铅矿+TZ01（未洗涤），3—方铅矿+TZ01（洗涤 7 次）

图 5-5 为方铅矿与 TZ01 作用的红外光谱图，曲线 1 为方铅矿纯矿物红外光谱，曲线 2 为方铅矿和 TZ01 作用后未洗涤样的红外光谱，曲线 3 为方铅矿和 TZ01 作用后洗涤 7 次的红外光谱。从图 5-5 可知，相同条件下，TZ01 有部分可以吸附在方铅矿表面，但是吸附量小于吸附在黄铜矿表面的(对比图 5-4 的曲线 2 和图 5-5 的曲线 2 可知)，洗涤 7 次后，方铅矿表面的 TZ01 基本全部洗掉，证明 TZ01 对方铅矿也有一定的抑制，其在方铅矿表面的吸附也是物理吸附和化学吸附方式并存。

5.5 本章小结

1、pH 值在 9~12 范围内，TZ01 用量为 3.95×10^{-4}mol/L 左右时，TZ01 能对黄铜矿产生强烈的抑制作用，而对方铅矿基本没有抑制作用，TZ01 用量过大时对方铅矿也有抑制作用。TZ01 完全能够实现黄铜矿和方铅矿的浮选分离。

2、TZ01 在黄铜矿表面吸附方式以物理吸附和化学吸附两种方式共存。TZ01 对黄铜矿的抑制作用主要取决与其分子中的—SH 和—COOH 和—OH 等基团，—SH 在黄铜矿表面定位吸附，—COOH 和—OH 为亲水基团，使吸附了 TZ01 的黄铜矿更加亲水，从而受到抑制。

第6章 结论

试验研究对陕西某含金银复杂多金属矿的矿石性质进行详细考察，根据矿石性质，制定适合该矿石的浮选工艺流程，通过混合粗选系统条件试验、混合粗精矿脱硫系统条件试验、铜铅混合精矿分离系统试验、综合回收锌矿的探索试验等进行选矿工艺流程研究，并通过方铅矿和黄铜矿的单矿物浮选试验考察铜铅分离抑制剂的抑制机理研究，得出以下结论：

（1）该矿石类型为石英脉型多金属硫化物含金银矿石。矿石成分复杂，原矿含Au 5.11g/t，Ag 511g/t、Cu 1.17%、Pb 3.72%、Zn 0.35%、S 8.92%，且铜、铅、锌、金、银主要以硫化矿的形式存在，经济价值较高；但是自然金的粒度非常细，黄铜矿、闪锌矿、方铅矿和磁黄铁矿相互交代形成连生包裹结构，不利于铜、铅、锌、硫的分离，这是该矿石选矿试验的难点。

（2）混合—优先浮选流程比较适合该矿石。组合捕收剂要好于单一捕收剂，混合粗选较优工艺条件为：磨矿细度-0.074mm70%，碳酸钠用量500g/t，捕收剂乙基黄药60 g/t +乙硫氮30g/t，2#油50g/t。通过一次混合粗选，金、银、铜、铅的回收率分别为93.68%、93.52%、96.61%、97.61%。

（3）脱硫环节是保证铜铅分离的关键环节，铜铅与硫分离之前，混合粗精矿必须再磨，细度为-0.045mm96.5%，脱硫活性炭用量100g/t，石灰用量2000g/t，亚硫酸钠500g/t。

（4）铜铅混合精矿分离浮选采用抑铜浮铅方案，TZ01为铜的抑制剂。铜铅分离较优工艺条件为：脱药活性炭用量500g/t，TZ01用量227g/t，捕收剂用单一乙硫氮，用量为30g/t。该工艺条件闭路试验可以获得合格的铜、铅、硫等三种产品。铜精矿含铜18.95%、铅2.30%，铜回收率87.62%；铅精矿含铅61.70%、铜1.34%，铅回收率91.78%；硫精矿含硫47.25%；金、银在铜、铅精矿中的总回收率分别为83.17%、90.95%。。

（5）综合回收锌矿物的探索试验表明，该矿石中的锌含量较低，且与黄铜矿、磁黄铁矿等共生密切，目前锌矿物不适宜作为单独产品回收。

（6）黄铜矿和方铅矿的单矿物浮选试验表明，pH值在9~12范围内，TZ01用量为3.95×10^{-4}mol/L左右，TZ01能对黄铜矿产生强烈的抑制作用，而对方铅矿基本没有抑制作用，能够实现铜、铅的分离。TZ01用量过大时对方铅矿也有抑制作用。

（7）红外光谱分析表明，TZ01在黄铜矿表面同时存在物理吸附和化学吸附。

不足与展望

抑制剂 TZ01 对黄铜矿的抑制机理研究还存在很多不足，有大量工作可以进行。

由于富集的纯矿物量有限，机理研究比较肤浅，以后会加强这方面的研究。

参考文献

[1] 胡熙庚．有色金属硫化矿选矿[M]．北京：冶金工业出版社，1987

[2] 钱鑫，张文彬等．铜的选矿[M]．北京：冶金工业出版社，1982

[3] 张渊，陈华强等．大宝山铜铅锌多金属矿提高铜回收率的试验研究[J]．矿产综合利用，2008，(2)：13～15

[4] 张渊，陈华强等．大宝山铜铅锌多金属矿提高铜回收率的试验研究[J]．矿产综合利用，2008，(2)：13～15

[5] 郑亚杰，孙体昌等．内蒙古某高砷低铜矿石选矿工艺研究[J]．有色金属（选矿部分），2009，(1)：9～11

[6] 叶雪均．柿竹园多金属矿资源综合利用选矿流程研究[J]．矿产综合利用，2000，(1)：1～4

[7] 王淀佐．浮选剂作用原理及应用[M]．北京：冶金工业出版社，1982.

[8] 刘安荣，唐云等．西藏某铜铅锌硫化矿浮选工艺研究[J]．矿冶工程，2009，29(2)：36～39

[9] 姚文，栾和林．PAC 捕收剂选铜工艺研究[J]．矿冶，2000，9 (1)：41～46

[10] 陈金中，刘文华等．高效捕收剂 PAC 浮选硫化铜矿石的研究与实践[J]．有色金属（选矿部分），1999，(4)：20～23

[11] 艾光华，周源．细粒嵌布铜铅锌矿石的浮选新工艺试验研究[J]．金属矿山，2004，(10)：36～38

[12] 孙业友．PAC 捕收剂提高凤凰山铜矿选别指标的试验研究[J]．金属矿山，2003，(3)：30～32

[13] 李松春．KM—109 捕收剂的研制与应用[J]．云南冶金，2003，32：163～167

[14] 郑伟，李松春等．KM—109 捕收剂在铜锡多金属硫化矿中的试验研究及应用[J]．矿冶工程，2004，24 (2)：33～35

[15] 刘广义，钟宏等．T-2K 捕收剂优先浮选永平铜矿石的研究[J]．矿冶工程，2003，23(3)：22～24

[16] 刘广义，王晖等．T-2K 捕收剂优先浮选硫化铜矿石的研究[J]．金属矿山，2003，(1)：31-33

[17] 刘广义，戴塔根等．Mac-10 捕收剂优先浮选高硫含铜矿石新工艺[J]．有色金属，2003，55 (3)：87～89，100

[18] 王荣生，师建忠等．某银铜铅锌多金属硫化矿选矿工艺试验研究[J]．矿冶，2004，13 (3)：38～41

[19] 张渊，刘韬等．大宝山铜铅锌多金属矿矿石性质及选矿工艺研究[J]．金属矿山，2008，(5)：70～72

[20] 宋国顺，宁致强等．某铜铅锌多金属矿石选矿药剂的选择与工艺研究[J]．有色矿冶，2003，19 (6)：21～23

[21] 郑亚杰，孙体昌等．内蒙古某高砷低铜矿石选矿工艺研究[J]．有色金属（选矿部分），

2009，（1）：9～11

[22] 硫化矿物颗粒的电化学行为与电位调控浮选技术[M]．北京：高等教育出版社，2001.

[23] Hanson J. S，Fuerstenau D. W. The electrochemical and flotation behavior of chalcocite and mixed oxide/sulfide ores，IJMP，1991，33：33～34

[24] Yoon R．H，Woods．R．Eh-pH diagrams for stable and metastable phases in the copper-sulfur-water system，IJMP，1986，20：109～121

[25] 罗仙平，王淀佐等. 某铜铅锌多金属硫化矿电位调控浮选试验研究[J]. 金属矿山，2006，（6）：30～34

[26] Heimals S，Richardson P．E．Electro-chemistry in Mineral and Metal processing electrochemistry Science 1988，170～182

[27] 顾帼华. 硫化矿磨矿—浮选体系中的氧化—还原反应与原生电位浮选：[博士学位论文]. 长沙：中南工业大学，1998

[28] 艾光华，朱易春，魏宗武. 组合抑制剂在铜铅分离浮选中的试验研究[J]. 中国矿山工程，2005（5）：11～12

[29] 罗晓华. 水力旋流器在武山铜矿选硫生产中的研究与应用[J]. 有色金属（选矿部分），2005，（4）：35～37

[30] 刘迎春，王漪靖等. 提高钼精矿品位试验研究[J]. 有色金属（选矿部分），2008，（1）：23～25

[31] 江冠男，孙体昌. 复杂多金属银铅锌矿渣选矿研究［J］. 有色金属（选矿部分）2007（1）：20～23

[32] Bulatovic，S．M，Wyslouzil，D．M．Process development for complex copper-lead-zinc ores．IMPC，CIM Preprints，1982：17～23

[33] 齐丁丁，李治华等. 用聚丙烯酸钠分离黄铜矿和方铅矿[J]. 矿冶工程，1991，11（3）：32～34

[34] 梁冬经等. 腐植酸钠分离浙江龙泉铜铅混合精矿的研究[J]. 矿冶工程，1985，2，21～24

[35] S. Bulatovic，D. M. Wysouzil，et al. Development and introduction of a new copper/lead seperation method in the Raura plant (PERU) . Mineral Engineering，2001，11：1483～1491

[36] 王中生，郭月琴. CMC 在铜铅分离浮选中的应用[J]. 矿产保护与利用，2002，（1）：30～32

[37] 艾光华，朱易春等. 组合抑制剂在铜铅分离浮选中的试验研究[J]. 中国矿山工程，2005，34（5）：11～13

[38] 刘冬明，万文等. 无毒抑制剂铜铅分离浮选的研究[J]. 冶金矿山设计与建设，2001，33（3）：6～9

[39] 袁明华，赵继春. 铜铅混合精矿铜铅浮选分离试验研究[J]. 有色金属（选矿部分），2008，（5）：5～7

[40] K．L．Clifford，et al.，Galena-sphalerite-chalcopyrite Flotation at st．Joe Minerals Corporation，1979，180～182

[41] 艾光华，朱易春等. 组合抑制剂在铜铅分离浮选中的试验研究[J]. 中国矿山工程，2005，34（5）：11～13

[42] 冯其明，陈建华. 硫化矿浮选分离有机抑制剂研究进展[J]. 国外金属矿选矿，1998，

（4）：12～15

[43] 方夕辉，钟常明等. $Ca(ClO)_2$与腐殖酸钠对黄铜矿和黄铁矿浮选的影响[J]. 中国矿业，2007，16（8）：48～51

[44] 余新阳，周源等. 低碱度铜硫分离抑制剂及抑制机理的研究[J]. 金属矿山，2008，（9）：65～67

[45] 邱廷省，方夕辉等. 无机组合抑制剂对黄铁矿浮选行为及机理研究[J]. 南方冶金学院学报，2000，21（2）：95～98

[46] 冯其明. 硫化矿物浮选电化学[M]. 长沙：中南工业大学出版社.1992

[47] 张芹，徐竞等. 新型抑制剂 RC 分离脆硫锑铅矿和磁黄铁矿的研究[J]. 矿冶工程，2006，26（1）：26～28

[48] 徐竞，孙伟等. 新型有机抑制剂 RC 在铜硫矿物浮选分离中的抑制作用[J]. 矿冶工程，2004，（6）：27～30

[49] 徐竞，孙伟等. 新型有机抑制剂 RC 对黄铁矿和磁黄铁矿的抑制作用研究[J]. 矿冶工程，2003，（6）：27～29

[50] 孙伟，刘润清，胡岳华. 有机抑制剂 DMPS 对脆硫锑铅矿和磁黄铁矿抑制作用的研究[J]. 矿冶工程，2005，25（6）：31～34

[51] 罗仙平，邱廷省. 黄铁矿低碱介质高效有机抑制剂的选择及其机理研究[J]. 江西科学，2001，（2）：79～83

[52] Valdivieso，L. A. Cervantes，C. T. Song，et al. Dextrin as a non-toxic depressant for pyrite in flotation withxanthates as collector. Minerals Engineering，2004，17：1001～1006

[53] O. Bicak，Z. Ekmekci，etal. Adsorption of guar gum and CMC on pytite. Minerals Engineering，2007，20：996～1002

[54] 选矿设计手册[M]. 北京：冶金工业出版社，1988，

[55] 胡为柏. 浮选[M]. 北京：冶金工业出版社，1983.

[56] Finkelstein，N. P. Poling，GW. The role of dithiolates in the flotation of sulfide minerals. Mineral Science and Engineering，1977，9：177～197

[57] Finkelstein，N. P. The activation of sulphide minerals for flotation a review. International Journal of Mineral Processing，1997，51：81～120

[58] T. N. Khmeleva，et al. Surface study of the effect of sulphite ions on copper-activated pyrite pre-treated with xanthate. Minerals Engineering 2003，16：601～608

致 谢

论文是在导师张凌燕副教授的悉心指导下完成的，从选题、试验方案的制定、论文结构构思和修改，张凌燕老师都付出了很多心血。论文选矿试验工作是在陕西省地质矿产实验研究所选冶室完成的，在试验过程中，得到了王建斌、陈文科、张世银、孙阳等人的大力支持和帮助，尤其要特别感谢张世银高工。在此，特别对张凌燕老师和张世银老师表示衷心的感谢！老师们渊博的知识，严谨的治学态度和一丝不苟的工作态度，让我在以后的工作和学习中受益匪浅，再次向他们表示最崇高的敬意！

机理研究过程中，还得到了管俊芳老师和王国志老师的指导和帮助，以及魏婷婷、王芳、洪礼、杨香风、赵成明、刘国举等人在富集纯矿物过程中给予大力协助，谨向他们表示衷心的感谢！

感谢辛勤养育我的父母和家人一直以来对我的关心和支持！

感谢三年来所有关心和支持过我的老师、亲人、朋友！

感谢文中所有参考文献的著作者们！

作者：陈慧杰

2009 年 11 月

附 录

一、学术论文

1．张凌燕，陈慧杰，魏婷婷．低密度聚乙烯/高岭土对尼龙6的增韧增强协同作用研究[J]．非金属矿，2008，(3)：3～5，8

2．ZHANG Lingyan，WEI Tingting，CHEN Huijie．Mechanical and Thermal Properties of Muscovite and Density Polyethylene-reinforced and -toughened Polypropylene Composites．Journal of wuhan university of technology materials science，2009，(4)：581～587．

二、参加的科研项目

1．内蒙古莹安萤石矿选矿工程设计。(2008年5月至8月)

2．广西沪天高岭土矿物工艺学研究。(2008年12月至2009年1月)

3．陕西周至含金银复杂多金属矿选矿试验研究。(2009年3月至5月)

4．甘肃某卡林型氧化金矿选矿试验研究。(2009年5月至6月)

5．安徽凤阳石英砂除铁试验研究。(2009年9月至10月)

石英脉型复杂多金属矿选矿试验研究

作者：　　陈慧杰
学位授予单位：　　武汉理工大学

万方数据 WANFANG DATA 文献链接

相似文献(4条)

1.期刊论文 俞炎良.Yu Yanliang 铜锌硫多金属矿石选矿生产实践 -矿业快报2005,21(4)

铜锌硫多金属矿石分离,历来是选矿试验研究和生产中的难题.铜都公司在铜锌硫多金属矿石进行选矿分离的实践中,采用快速浮选,蒸汽加温,异步浮选,应用选择性较好的混合捕收剂甲基硫氨脂和BK301的混合液,以及锌矿物的有效抑制剂,实现了铜锌硫矿物的有效分离.

2.期刊论文 高起鹏.孟宪瑜.秦贵杰 某铜锌硫多金属矿石选矿试验研究 -有色金属(选矿部分)2003,""(5)

铜锌硫多金属矿石分离历来是选矿界的难题.在对某铜锌硫多金属矿石进行选矿研究时,应用选择性好的捕收剂甲基硫氨酯,实现了铜、锌矿物的分选,并且在碱性矿浆中,应用硫酸铵成功活化了硫化铁矿物.

3.期刊论文 王奉刚.刘全军.王学娟.Wang Fenggang.Liu Quanjun.Wang Xuejuan 云南某铜锌硫化矿浮选试验研究 -矿业快报2007,23(8)

铜锌硫多金属矿石分离一直是选矿界的难题.文中在对某铜锌硫化矿石进行选矿研究时,采用快速优先浮选流程,以硫酸锌和亚硫酸钠合理配比作为闪锌矿的抑制剂,应用选择性好的捕收剂Z-200,实现了铜、锌矿物的分选.

4.期刊论文 王中生.郭月琴 CMC在铜铅分离浮选中的应用 -矿产保护与利用2002,""(1)

铜铅锌多金属矿石分离中,铜铅分离采用亚硫酸-矿浆加温法药剂来源困难、生产成本高,工业上难以实施;采用重铬酸盐法用量大、环境污染,但分离效果好仍被使用.经试验采用CMC-重铬酸盐组合抑制剂抑铅浮铜获得了较好的分选效果,对减少环境污染具有实际意义和较高的应用价值.

本文链接：http://d.g.wanfangdata.com.cn/Thesis_Y1611264.aspx
授权使用：中南大学(zndx)，授权号：cdd211d8-4231-4d87-b901-9e140114d029
下载时间：2010年10月19日