

西安建筑科技大学

硕士学位论文

高品位硫精矿的浮选技术及浓缩脱水性能研究

姓名：洪养军

申请学位级别：硕士

专业：矿业工程

指导教师：何廷树;柳晓峰

20060601

高品位硫精矿的浮选技术及浓缩脱水性能研究

专 业：矿业工程

硕 士 生：洪养军

指导老师：何廷树 教授

摘 要

硫精矿是化学工业 100 种重要化工产品之一，其用途主要是制造硫酸，部分用于农药、医药、炸药、冶金及石油部门。本文以金堆城钼业公司大厂的硫精矿（硫品位 46%）及华光公司的硫精矿（硫品位 48%）为原料，进行了工艺矿物研究，在此基础上，系统研究了以其为原料生产高品位硫精矿（硫品位 $\geq 50\%$ 、铁品位 $\geq 45\%$ ）的浮选工艺，药剂制度及高品位硫精矿的脱水性能。

XRD 分析结果与光学显微分析结果表明：大厂及华光硫精矿的矿物组成基本相同，主要矿物是黄铁矿；次要矿物是黄铜矿、辉钼矿、磁铁矿、赤铁矿、闪锌矿、方铅矿及石英等；粒度分析结果表明：大厂硫精矿+325 目粗粒部分的硫、铁品位高，但均未达到高品位硫精矿的要求，物相及单解离度分析结果表明：硫精矿各粒级黄铁矿连生很少，但共生复杂，由于高品位硫精矿中黄铁矿的纯度要达到 96.4% 以上，故连生体的存在将会影响高品位硫精矿的生产。

在上述研究的基础，通过系统的浮选工艺及药剂制度研究，小型试验结果表明：大厂硫精矿经过再磨矿，在细度-325 目占 95% 的条件下，采用一粗三精，中矿顺序返回工艺流程，可获得产率 54.21%，硫品位 50.62%，回收率 60.27%，铁品位 45.81%，回收率 60.27% 的合格高品位硫精矿。

本文在对华光硫精矿进行工艺矿物学研究的基础上，还进行了以此作原料生产高品位硫精矿的浮选工艺及药剂研究，结果表明：由于华光硫精矿中易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高，华光硫精矿即使经过再磨矿，磨矿细度-325 目达 95%，经过一粗、二精开路浮选工艺流程，最终精矿中的铁品位仍达不到 45%，因此无法生产合格的高品位硫精矿。

本文对所获得的高品位硫精矿进行了脱水试验研究，结果表明：虽然高品位硫精矿粒度细（-325 目达 90% 以上），且精矿中含有部分药剂，但其沉降速度仍较快，容易沉降。因此，沉降设备选用一般的浓密机或浓密池即可。同时，高品位硫精矿容易过滤，选用一般过滤机或沉降后自然空干即可。高品位硫精矿干燥脱水性能研究结果表明：高品位硫精矿虽然粒度细，但由于纯度高，基本上不含泥性矿

物，故干燥速度快，容易获得含水率低于 0.2% 的高品位硫精矿。

高品位硫精矿生产技术的成功开发，拓宽了硫精矿产品的用途，同时增强了金堆城钼业公司在国际、国内市场的竞争力，具有广阔发展前景。

关键词：金堆城；高品位硫精矿；浮选工艺；药剂制度；浓缩；过滤；干燥

Study on Flotation Technique and Thickening and Dewatering of High Grade Pyrite Concentrate

Speciality: Mineral engineering

Name: Hong Yangjun

Instructor: Professor He Tingshu

Abstract

Pyrite concentrate is one of 100 categories of important chemical products, which is mainly used to produce sulfuric acid, and partly used in agrochemical, medicine, explosive, metallurgy and oil industries. In this paper, based on mineralogy, the flotation technology and reagent system for producing high grade pyrite concentrate by using the pyrite concentrates with the grades of about 46% S and 48% S from Da Plant and Huaguang Company respectively in Jinduicheng Molybdenum industry Co. Ltd., were investigated, and the dewatering properties of high grade pyrite concentrate obtained was also studied.

XRD and SEM analysis showed that the mineral constituents in pyrite concentrates from Da Plant and Huaguang Company were basically same, the main mineral was pyrite, while secondary minerals were chalcopyrite, molybdenite, hametite, sphalerite and galena etc.. The size analysis showed that the grades of sulfur and iron in +325 mesh of the pyrite concentrates from Da Plant and Huaguang Company were higher, but didn't reach up to the requirements of high grade pyrite concentrate. Mineralogy indicated that the intergrowth pyrites in every sieve internals were little, but the intergrowth relationship is complicated. The purity of high grade pyrite concentrate should be more than 96%, so the existence of intergrowth minerals with pyrite could affect the production of high grade pyrite concentrate.

Based on the above investigation, through optimizing the flotation technology and reagent system, the batch laboratory tests showed that when the content of -325 mesh accounted for 95% after re-grinding the pyrite concentrate from Da Plant, the qualified high grade pyrite concentrate with the yield of 54.21%, the grades of 50.62% S and recovery of 60.27% , 45.81% Fe and recovery of 60.27%, could be obtained by using

the flotation flowsheet with one roughing stage, three cleaning stages and middlings backing out in turn.

The mineralogy of pyrite concentrate from Huaguang Company was also studied. Based on the mineralogy results, the flotation technology and reagent system were investigated for producing high grade pyrite concentrate by using the pyrite concentrate from Huaguang Company as raw material. The obtained results indicated that the contents of galena, chalcopyrite, sphalerite and molybdenite were relatively higher, even if the content of -325 mesh accounted for 95% after re-grinding the pyrite concentrate from Huaguang Company, the final high grade pyrite concentrate with the grade of more than 45% could not be obtained through the open flotation flowsheet with one roughing stage and two cleaning stages. The qualified high grade pyrite concentrate can not be produced by using the pyrite concentrate as raw material.

The dewatering test of the high grade pyrite concentrate obtained was carried out. The results showed that although the size was very small (more than 90% -325 mesh), and there was some reagent in high grade pyrite concentrate, its sedimentation velocity was fast, and the sedimentation was very easy. Therefore, the ordinary thickener or thickening pool can be used. The researches of drying properties of high grade pyrite concentrate showed that the size was very small, but its purity was very high, and there was basically no clay minerals, so the drying velocity was fast, and the high grade pyrite concentrate with moist content of less than 0.2% was easy to be obtained.

The achievement of producing technology of high grade pyrite concentrate expands the use of pyrite concentrate product, improves the market competing ability of products in Jinduicheng Molybdenum Industry Co. Ltd.. the high grade pyrite concentrate has amplitude developing prospect.

Key words: Jinduicheng; high grade pyrite concentrate Pyrite; Flotation technology; Reagent system; Thickening; Filtration; drying

声 明

本人郑重声明我所呈交的论文是我个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,也不包含本人或其他人在其它单位已申请学位或为其它用途使用过的成果。与我一同工作的同志对本研究所做的所有贡献均已在论文中作了明确的说明并表示了致谢。

申请学位论文与资料若有不实之处,本人承担一切相关责任。

论文作者签名: 沈泰军

日期: 2006年5月30日

关于论文使用授权的说明

本人完全了解西安建筑科技大学有关保留、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、缩印或者其它复制手段保存论文。

(保密的论文在论文解密后应遵守此规定)

论文作者签名: 沈泰军 导师签名: 何进科 日期: 2006.5.30

注: 请将此页附在论文首页。

第一章 绪论

1.1 引言

硫精矿主要组分为黄铁矿，化学分子式为 FeS_2 ，分子量为 120，是分布最广泛的一种硫化物，是化学工业 100 种重要化工产品之一^[1]，也是重要的化工原料，其用途主要是制造硫酸、硫磺、亚硫酸盐，部分用于农药、医药、炸药、冶金、石油和 Li-FeS_2 热电池等工业部门^[2-5]，近半个世纪以来，随着现代工业、农业及科技的飞速发展，硫的消耗量逐年上升，硫精矿资源的开发利用正在引起世界各国的重视。

我国自然硫和其他形态硫储量不多^[6-8]，硫酸生产原料以硫精矿为主，其占 72.8%。世界平均水平为 21%。27.2%为硫磺。内地特别是云、贵、川、鄂等地制酸以硫精矿为主，而沿海地区江、浙、鲁以硫磺为主，硫磺我国主要依赖进口，价格呈上升趋势。我国是硫酸生产大国，早在 1983 年硫酸产量就居世界第三位，仅在美国之后，2005 年硫酸产量达 30mt。

虽然我国硫铁矿资源种类齐全^[9]（见表 1.1），有黄铁矿、磁黄铁矿、煤系硫铁矿和多金属硫化矿等^[10-12]，但硫铁矿资源丰而不富，大部分矿硫铁矿品位较低，有效硫含量一般为 18%~28%，尤其是煤系硫铁矿有效硫含量大多在 22%以下。如表 1.2 所示，与国外硫精矿质量相比，我国硫精矿质量偏低，众多生产厂家中硫精矿品位多在 45%以下，国内仅有金堆城钼业公司等厂家能生产品位 45%以上的硫精矿。含硫 45%的硫精矿与 32%相比，精矿量减少 30%，全国将减少 900 多万吨运输量，运输费用节约在 3 亿元以上，更长远的损失是每年倾倒入海的难于利用的固体垃圾，给环境造成严重危害，因此提高硫精矿质量是摆在科技工作者和生产厂家的核心问题。

1.2 硫精矿选别方法

硫精矿选别方法以浮选为主^[13-15]，重选为辅。选别药剂以黄药为主，有乙基黄药、丁基黄药、异丁基黄药。有的选厂使用新开发的药剂，如广东云浮硫铁矿企业集团公司用 HH-1 药剂为捕收剂^[16]，其捕收能力强于丁基黄药。有的选厂将不同类黄药组合使用，如金山店铁矿采用乙黄药：异丁基黄药二 4：1 组合^[17-21]，做为捕收剂，抑制剂用水玻璃，主要抑制石英，用玉米淀粉和氢氧化钠抑制 MgO ^[18]。起泡剂用 2#油。硫精矿选别工艺一般为一粗、二精及可达到要求。但入选料来源广泛，有矿石、选铜尾矿、选磁尾矿、选铅尾矿、选钼尾矿等等。现根据入选的来源不同及选矿方法的不同将其工艺分为如下几类：

表 1.1 我国硫铁矿床类型

矿床类型	围岩种类	主要金属矿物及脉石矿物	实例
沉积变质黄铁矿床	变质砂岩、千枚岩、泥制结晶石灰岩、片麻岩等	金属矿物以黄铁矿为主，其次为磁黄铁矿、方铅矿、闪锌矿。脉石矿物以石英为主，有少量云母、碳质、方解石等	大降坪、杏树台等硫铁矿
变质火山岩系中的含铜黄铁矿	细碧角斑岩、石英角斑质凝灰岩等	金属矿物以黄铁矿为主、其次为黄铜矿、黝铜矿、方铅矿、闪锌矿。脉石矿物以石英为主。	白银厂、香子沟等硫铁矿。
产于陆相火山岩系中的黄铁矿床	安山岩、粗面岩、凝灰岩、闪长岩等	金属矿物以黄铁矿为主，尚有少量磁铁矿、赤铁矿和微量黄铜矿。脉石矿物以石英、绢云母为主，尚有少量绿泥石、长石、碳酸盐矿物。有害杂质氟含量较高。	向山、马山、何家小岭、龙游等硫铁矿。
产于碳酸盐类岩石和砂页岩中的黄铁矿床	石灰岩、砂岩、泥质石灰岩、页岩等	金属矿物以黄铁矿为主，其次为磁铁矿及微量铅锌矿，有时有少量白铁矿和磁铁矿。脉石矿物多为方解石、白云石和少量石英、绢云母、石榴石、重晶石等。有害杂质砷、氟、铅、锌等均超过允许含量	云台山、雁门坝、打字堂等硫铁矿
砂卡岩型黄铁矿床	石灰岩、白云岩、砂岩、页岩、闪长岩、花岗岩等	金属矿物有黄铁矿、磁黄铁矿和少量磁铁矿、赤铁矿、毒砂、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、辉铜矿、斑铜矿、辉铋矿、白钨矿。脉石矿物有透辉石、石榴石、绿帘石、绿泥石、蛇纹石、方解石等	黑石岗、大田、青矿等硫铁矿
脉状黄铁矿	各类岩石	金属矿物以黄铁矿为主，尚有少量方铅矿、闪锌矿、黄铜矿。脉石矿物以石英为主，其次为长石、绢云母、高岭土，偶尔有方解石、白云石、石墨等。常见氟超过一般工业要求	锦潭、牛角弯等硫铁矿
煤系沉积黄铁矿床	主要产于石炭、二迭系得煤系地层中，以粘土岩为主，其次为粉砂岩、凝灰岩	金属矿物为黄铁矿和少量白铁矿，有时有黄铜矿、铝土矿，多呈结核状，含炭量较高。脉石矿物有粘土、石英，偶尔有水云母、绿泥石。有害杂质：氟超过 0.05%，碳超过 8%	大树、柏山、阳泉、松滋、刘家山等硫铁矿
产于碳酸盐中的磁黄铁矿床	洁净石灰岩、白云质大理岩	金属矿物以磁铁矿为主，有少量黄铁矿，其次为毒砂、方铅矿、闪锌矿。脉石矿物有石英、长石、透辉石、石榴石、磷灰石、石墨等	张家沟、马房子、三王村等硫铁矿

表 2 国内外硫铁矿选矿指标

序号	选矿厂名称	规模 万 t/a	矿床类型及矿物组分	工艺流程简介	产品名称	选矿指标			
						α	β	γ	ε
1	向山硫铁矿选矿厂	80	产于陆相火山岩系的黄铁矿床。矿物组分以黄铁矿为主，含少量磁铁矿、赤铁矿、局部有微量黄铜矿。硫主要产于硫铁矿中，少量含于明矾石、石膏等硫酸盐矿物中（含量占全硫的 37%）。有害元素：铅、锌、砷含量较低，氟含量较高。氟矿物主要为萤石。	碎矿：三段一闭路 磨矿：一段闭路 浮选：一次粗选，矿浆 PH=8~9 脱水：两段	硫 精 矿	10.56	28.22	32.42	86.63
2	龙游硫铁矿选矿厂	10	产于陆相火岩系中的黄铁矿床。矿物组分主要有黄铁矿，含少量闪锌矿、方铅矿、褐铁矿、石英、长石、绢云母、滑石、高岭土、绿泥石等。	碎矿：两段开路 磨矿：一段闭路 浮选：一次粗选（浮选柱） 矿浆 PH=8~9 脱水：两段	硫 精 矿	12.71	30.87	37.07	90.03
3	雁门硫铁矿选矿厂	15	产于碳酸盐类岩石和砂页岩中的黄铁矿床。矿物组分以黄铁矿为主，含少量白铁矿，微量闪锌矿、白云石和少量有机岩、石英。	碎矿：三段开路 磨矿：一段闭路 浮选：一粗、二扫 矿浆 PH=6.8~7.4	硫 精 矿	12.59	30.70	37.68	91.88
4	五莲县七宝山硫铁矿选矿厂	15	产于碳酸盐类岩石和砂页岩中的黄铁矿床。矿物组分以黄铁矿、碳酸盐、绢云母、石英、少量磁黄铁矿、磁铁矿、磷灰石等和少量金、银。	碎矿：两段开路 磨矿：一段闭路 浮选：一粗、二扫 矿浆 PH=7~8 脱水：沉淀池	硫 精 矿	5.05	13.29	33.68	88.66
5	大田硫铁矿选矿厂	6~7	矽卡岩型黄铁矿床。矿物组分为黄铜矿、闪锌矿、铁矿、石榴石、透辉石、绿泥石、透闪石、方解石、石英等。	碎矿：一段闭路磨矿 磨矿：一段闭路浮选 铜硫混合浮选，混合精矿加石灰抑硫浮铜，其尾矿加活化剂 CuSO_4 浮硫。 脱水：两段	硫 精 矿 铜 精 矿	17.34 0.27	49.27 0.73	32.65 15.11	92.77 40.85
6	潭山硫铁矿选矿厂	16.5	矽卡岩型黄铁矿床。矿物组分为方铅矿、闪锌矿、黄铁矿、菱铁矿、石英、石榴石、透辉石、绿泥石、方解石、粘土等。	碎矿：两段闭路，磨矿：一段闭路 浮选：铅、锌、硫混合浮选，铅锌与硫分离得铅锌混合精矿。 脱水：两段	硫 精 矿 铅 精 矿 锌 精 矿	16.64 2.69 5.79	40.11 11.20 11.20	31.62 17.39 34.08	76.22 72.42 65.92

续表 2

7	松滋硫铁矿选厂	12	煤系沉积黄铁矿床。矿物组分以黄铁矿为主，尚有少量白铁矿、粘土、炭质、石英等	碎矿：碎至35~40mm 磨矿：一段棒磨 重选：粗选用螺旋溜槽，粗选中矿用摇床扫选	硫精矿	12.94	30.66	36.21	85.79
8	[苏]罗兹多尔	700~750 (1974年)	石灰岩型、石灰岩-粘土型、粘土型三种类型硫矿床。矿物组分为自然硫、方解石、石英、石膏、白云石、天青石等	碎矿：两段开路加棒磨 磨矿：一段闭路 浮选：一粗、三精得第一精矿，粗选尾矿分级再磨，经四次精选得第二精矿。	硫磺精矿	21.70	26.26	68.59	83.00

1.2.1 硫精矿为主要产品选别工艺

以硫精矿为主产品的选矿厂国内主要有向山硫铁矿选矿厂、广东云浮硫铁矿企业集团公司、龙游硫铁矿选矿厂、雁门硫铁矿选矿厂等^[19-21]，国外有前苏联罗兹多尔选矿厂，云浮硫铁矿选矿厂具体情况如下：云浮硫铁矿位于广东省肇庆地区云浮县^[22]。为一大型露天采、选联合企业。设计规模为年产原矿石 300 万吨，其中贫矿约 150 万吨，并建有相应规模的贫矿选矿厂，可年产含硫品位 40%的硫精矿粉 69.4 万吨；另为含硫品位 36.75%的富矿 150 万吨，经富矿破碎厂加工，得粒度小于 3mm 的产品。两者总计折合含硫 35%的标准矿石为每年 236.8 万吨。

该矿为一巨大型沉淀变质热液富集矿床，由于含有炭质，颜色呈灰黑色、黑色。矿石构造以条带状为主，块状、浸染状次之。有用矿物主要是黄铁矿，其次为白铁矿、磁黄铁矿、褐铁矿以及少量闪锌矿、黄铜矿等。脉石矿物以石英、方解石、绢云母、炭质为主，尚有少量的粘土、石、萤石和锆石等，在中国已探明的硫铁矿床中储量最大、含硫品位最高。矿体埋藏较浅、且比较集中，具有较好的开采条件。设计范围内开采服务年限可达 45 年。

1.2.2 硫精矿为副产品的工艺流程

以硫精矿为副产品的矿山较多^[23-24]，在选别主产品为矿中进行硫精矿综合回收，如金堆城钼业公司三十亩地选矿厂^[25]，该厂矿石来源于金堆城露天矿采矿场，矿床位于中朝准地台南缘之金堆城台凹与华台拱接壤地带，矿床由一个巨大的近于水平产出的规则透镜状矿体构成，长 2200m，宽 600~800m，厚 500~700m，矿床属高中温热液细脉浸染状结构，成矿母岩为花岗斑岩，矿石按其岩石性质分为花岗斑岩和安山玢岩，金堆城钼矿床中不仅含有丰富的钼资源，还伴生有大量的硫，以黄铁矿形态存于矿石中，平均硫原矿品位 2.8%，黄铁矿在花岗斑岩中呈浸染状嵌布，在安山玢岩中呈细脉浸染状或分散浸染状，局部集中呈晶型粒状结构，

其次可见到立方体自形晶，粒度在 0.02~0.5mm，矿石节理发育具有硬、脆的性质。该厂碎矿工艺采用三段开路破碎流程，碎矿最终产品（-20mm 占 82%左右），进入磨浮车间经一段闭路磨矿、一粗、一扫、两次精选，扫选尾矿进入选硫车间进行选硫，流程图如图 1.1 所示：经过一粗、一扫、二精可得到 47%左右的硫精矿，年产 35%硫精矿 14 万 t，用 2[#]油做起泡剂，单耗 3~5g/t 矿石；黄药做捕收剂，单耗 25~40g/t 矿石。

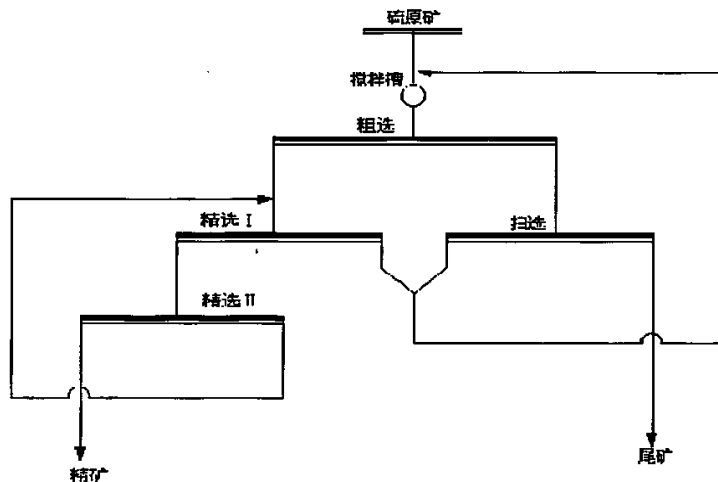


图 1.1 选硫流程图

1.2.3 精选尾矿做为硫精矿

主产品精尾不用选别，直接作为硫精矿产品，如安庆铜矿^[26]，该厂硫精矿品位 25%~40%。

1.2.4 采用水力旋流器选别尾矿中的硫精矿

德兴铜矿体中硫原矿品位约为 3%左右^[27]，在进行磨矿和选别过程中，硫向尾矿富集，可达到 15%~30%，具有很高回收价值。

德兴铜矿体中黄铁矿的嵌布粒度较粗，在精选段铜硫分离后的尾矿中，黄铁矿呈粗颗粒存在，密度为 4.8~5.0g/cm³，而脉石矿物密度为 2.8g/cm³ 左右，经试验可采用砂泵和水力旋流器进行精选段尾矿分选作业。

砂泵输送矿浆到水力旋流器保证了一定的压力，由于矿石之间的密度不同，较粗颗粒和密度较大的矿物由于离心力作用抛向器壁，做圆锥形螺旋运动，由沉砂嘴排出，沉砂即可直接做硫精矿，而溢流则作为硫尾矿输向尾矿坝，精矿品位可达 31.22~40.36%，回收率为 44.81~65.43%。

水力旋流器工作参数：直径 Φ350mm，锥角 20°，溢流管直径为 110mm，排砂管径为 25~30mm，给矿口截面积 80~65mm²，溢流管插深度 304mm，排矿口进气压力 400~600kpa，给矿浓度 20~26%，沉砂浓度 60~70%，溢流浓度 20~22%，分

级效率 63~65%。

另外硫精矿选别方法还有回收反浮选泡沫中硫^[28]（如福建省潘洛铁矿，2003 年 4 月改造后，反浮选泡沫产品经过 4A 浮选后，硫精矿品位可达 42%，年产硫精矿 3500t）；尾矿中选硫、精尾直接作为硫精矿产品（如永平铜矿采取等可浮选工艺^[29]，硫精矿品位可达 42~44%，回收率达 81.5%左右）；磁选尾矿中综合回收硫精矿（如湖北省大冶县金山店选矿厂^[30]，采用先磁后浮生产工艺，磁选尾矿经过 $\Phi 53\text{m}$ 浓缩机浓缩，经一粗、一精得到硫精矿品位可达 38.57%）。

1.3 精矿脱水

精矿脱水（包括浓缩、过滤、干燥等过程）虽然不是矿山和选厂的主要作业，但却是绝对不能缺少的一道工序，高品质硫精矿由于比重大，沉淀速度快，堵塞严重，采取什么样的脱水方式和设备就成为脱水工序关键。

1.3.1 精矿浓缩

浓缩是将较细的矿浆浓集为较稠的过程，同时分出几乎不含固体物质或含有少量固体物质的液体，根据矿浆中固体颗粒所受的主要作用力的性质，分为重力沉降浓缩、离心沉降浓缩、磁力浓缩等。

1.3.2 重力沉降的基本原理及沉淀速度计算^[22, 31~34]

颗粒的单体（自由）沉降或集合（干扰）沉降不仅受本身的特性，例如颗粒形状、密度、粒度组成以及成分等因素所支配，还受到温度、磁团聚、胶体效应、异重流、横向脉动流速、水力挟带、机械搅拌、药剂含量等诸因素的影响。许多试验研究都证实了沉降浓缩过程包含着复杂的物理与化学的综合作用。目前，对于浓缩理论的研究仅限于重力沉降作用的范围，即以液体中悬浮的固体颗粒的沉降作用为基础。

最初，人们研究了在不同浓度的悬浮液中球形颗粒自由沉降的行为，颗粒在浆体中下沉所受到的作用力主要有三种，即重力、浮力和阻力。对于一定的颗粒与一定的浆体，重力和浮力都是恒定的，而阻力却随颗粒与矿浆间的相对运动速度变化而改变。小颗粒有被沉降较快的大颗粒向下托曳的趋势。在均匀颗粒的沉降过程中，拖曳力的增大主要是由速度梯度的增加造成的，而固体浓度增高引起的粘度变化对其影响较小。

作用于颗粒上诸力的代数和应等于颗粒质量与其加速度的乘积（符合牛顿第二运动定律）。颗粒的沉降过程分为两个阶段，即加速阶段和等速阶段。在等速沉降阶段里，颗粒相对于浆体的运动速度称为“沉降速度”。因为沉降速度就是加速阶段终了时颗粒相对于流体的速度，因此亦称为沉降末速度或“终端速度”。由于工业上的沉降作业所处理的颗粒往往很小，颗粒与浆体间接触表面相对甚大，因此，在重力沉降过程中，加速阶段的时间很短，常常忽略不计。

将重力沉降过程中颗粒所受诸力与沉降速度的关系，用牛顿第二定律为基础建立表达式，经整理和因次分析，影响重力沉降速度的阻力系数应是颗粒与流体相对运动时的雷诺准数 Re 的函数。综合试验便可得到球形颗粒的阻力系数与雷诺准数 Re 的函数关系曲线。该曲线按 Re 值大致可分为三个区，即滞流区、过度区、湍流区。各区内的曲线分别用相应的关系式表达，并将等速沉降阶段相应的雷诺准数也换成一沉降速度 v_t 来计算，即可得到表面光滑的球体在流体中自由沉降时各个区内的沉降公式：

$$\begin{aligned} \text{滞流区} \quad 10^{-4} < Re < 1, \xi = 24/Re \text{ 时} \\ v_t = [d^2(\delta - \rho)g]/18\mu \end{aligned} \quad (5-1)$$

$$\begin{aligned} \text{过渡区} \quad 1 < Re < 10^8, \xi = 18.5/Re^{0.6} \text{ 时} \\ V_t = 0.27[d(\delta - \rho)gRe^{0.6}/\rho]^{0.5} \end{aligned} \quad (5-2)$$

$$\begin{aligned} \text{湍流区} \quad 10^3 < Re < 2 \times 10^5, \xi = 0.45 \text{ 时} \\ V_t = 1.74[d(\delta - \rho)g/\rho]^{0.5} \end{aligned} \quad (5-3)$$

式中 v_t -----球形颗粒的自由沉降速度，m/s；

d -----颗粒直径，m；

δ -----颗粒密度，Kg/m³；

ρ -----流体密度 Kg/m³；

g -----重力加速度，m/s²；

ξ -----阻力系数，无因次，与雷诺准数有关；

μ -----流体的粘度，Pa·s。

公式 (5-1)，(5-2) 和 (5-3) 分别称为斯托克斯公式、艾伦公式和牛顿公式。在滞留区，由流体的粘性而引起的表面摩擦阻力占主要地位。在湍流区，由流体的颗粒尾部出现边界分离而形成漩涡所引起的形体阻力占主要地位，而流体的粘度 μ 对沉降速度 v_t 已无影响。在过度区，摩擦阻力和形体阻力二者都不可忽略。

自由沉降发生在流体中颗粒稀疏的情况下。因此上述沉降速度公式的应用条件必须是容器的尺寸远远大于颗粒的尺寸（100 倍以上），以消除器壁对颗粒沉降产生显著的阻滞作用。其次必须是颗粒不过分细小，以防止颗粒因流体分子的碰撞而发生布朗运动，或从流体分子间漏过，从而达到高于计算值的沉降速度。此即当 $Re < 10^{-4}$ 时（矿粒粒度达到 0.1~0.5 微米），斯托克斯公式不再适用的原因。

由细粒矿石构成的矿浆是一种悬浮液。在其沉降过程中，由于流体中伴随有紊流发生，小颗粒又被沉降较快的大颗粒向下拖曳的趋势。微细矿粒的紊凝现象也会改变颗粒的有效尺寸。所以矿浆沉降脱水一半属于干涉沉降，其中大颗粒受干扰

较大,其沉降速度减慢;而小颗粒因受拖曳,沉降速度相对加快。但是试验表明,对于固体粒度相差不超过 6 倍的悬浮液,其中全部粒子以大体相同的沉降速度沉降。当选矿厂使用浓缩机脱水时,为了防止粒度过粗而“压耙”,一般需预先筛出矿浆中+0.25~0.8 毫米的矿粒,因而沉降过程中的干涉现象并不严重。再者,选矿产品脱水时,要求矿粒全部下沉,以获得澄清的液体。因此,矿浆沉降速度必须按沉降中最小颗粒的沉降末速计算,一般采用适于较小的雷诺准数范围(滞流区内)的斯托克斯公式[式(5-1)]。其使用的粒度范围最高为 $Re \approx 1$,约相当于直径为 0.15 毫米的矿粒在水中沉降的情况;最细约为 0.5 微米,即相当于悬浮液转变成胶体溶液之前的情况。当颗粒尺寸达到 0.5 微米以下时则失效。具体计算时,一般先假定沉降属于某一流型,譬如滞流,用于该型相应的斯托克斯公式求 v_t ,并按 v_t 计算 Re 值,检验所得的 Re_t 值是否在 $1 \times 10^{-4} \sim 1.0$ 的范围内。如果超出此范围,则应另设流型,改用相应的其他公式求 v_t ,直到按求得的 v_t 所算出的 Re_t 值恰与该公式所适应的 Re_t 值范围相符为止。此外,也可采用避免试差的摩擦数群法借助于 $\xi-Re$ 关系曲线经过转换的曲线计算沉降速度。

选矿产品一般由经破碎磨矿后的非球形自然粒子构成,其沉降时颗粒所受到的阻力除受前述诸因素的影响外,还与其形状密切相关。其球形度(颗粒的表面积于同体积的球体表面积之比),愈小,对应于同一 Re 值的阻力系数 ξ 愈大,沉降速度相应变慢。这一影响随 Re 值的增大而逐渐变大。但在滞流区内球形度对阻力的影响并不显著。根据对自然形状石英粒子的实测数据统计,斯托克斯公式用于细粒选矿产品沉降速度计算时,须乘以颗粒的形状系数 K (即矿粒沉降末速与同体积同重量球体沉降末速之比)。不同形状矿粒的 K 值大致为:圆滑形 0.78;多角形 0.72;长方形 0.67;扁平形 0.52。

1.3.3 耙式浓缩机分类

根据给排矿方式,沉降浓缩设施分为间歇排矿式和连续排矿式两大类。前者周期性地排卸浓缩产物。后者则连续地排卸浓缩产物。间歇排料式的有沉淀池、滤池等;连续排料式的有锥形浓泥斗、耙式浓缩机和离心式浓缩机等(见表 1.4)。选矿厂生产中,细粒物料的脱水一半多采用连续排料的耙式浓缩机。

耙式浓缩机目前正向大型化发展,国外浓缩机的直径最大已达 150~183 米。此外对传统的结构和工艺不断改进,并着重研制高效设备,如改进给料方式,研究浓缩机的几何形状,添加絮凝剂以提高浓缩效率和处理能力等。70 年代后期出现的高效浓缩机单位面积的生产能力比传统设备增长了许多倍,这对生产规模大,工业场地紧张以及气候严寒必须在室内作业的选矿厂具有特别重要的意义。

表 1.4 耙式浓缩机的分类

<div> <div>传动装置位置</div> <div>分类方法</div> </div>	中心传动浓缩机	周边传动浓缩机
按提耙方式分类	手动提耙 自动提耙 无提耙装置	手动提耙 自动提耙 无提耙装置
按耙臂驱动方式分类按	中心竖轴蜗轮蜗杆	周边辊轮式 周边齿条式
按浓缩机层数分类	单层式 多层式	
按中心轴结构型式分类	中心轴式 中心轴架式	
按浓缩效率分类	普通型 高效型	

1.3.4 高效浓缩机

增大料浆中固体颗粒的粒度和浓缩机的沉降面积可以提高浓缩机的处理能力。在浓缩机中添加絮凝剂使微细颗粒凝结成团，即可增大沉降颗粒的粒度，在普通浓缩机内放入倾斜板，就可增加沉降面积，缩短颗粒的沉降距离，提高浓缩效率。高效浓缩机和加倾斜板的浓缩机正是从上述两个方面显示了其突出的优点。试验与工业生产表明，在处理能力相同的情况下，高效浓缩机仅为普通浓缩机直径的三分之二到二分之一，占地面积约为普通浓缩机的九分之一到四分之一，而单位面积的处理能力却可以提高几倍到几十倍。

1.4 精矿过滤

过滤是从流体中分离固体颗粒的过程，基本原理是：将液固两相的混合物给到多孔隙的介质（即过滤介质，一般用过滤布等）的表面，在压力差的作用下，液体通过介质，而固体颗粒残留于介质上，成为滤饼；液体通过滤饼层和介质变层为清的滤液。

1.4.1 过滤方法

工业上应用过滤的方法，按照过滤动力的不同，可分为重力过滤、真空过滤、加压过滤、离心过滤。

1.4.2 过滤介质。

常用过滤介质的种类很多，主要可分为粒状介质、织物介质、多孔陶瓷或塑料介质。

1.4.3 过滤机的分类^[22, 35-38]

过滤机种类很对，各种过滤机的适用范围亦不尽相同。表 1.3 列出了各种过

滤机的性能特点及使用范围。

表 1.3 过滤机的种类及性能特点及适用范围

分类及名称	按形状分类	按过滤方式分类	卸料方式	给料	应用范围
真空过滤机	筒型真空过滤机	筒型内滤式过滤机 筒型外滤式过滤机 折带式过滤机, 绳索式过滤机	吹风卸料 刮刀卸料 自重卸料 自重卸料	连续	用于矿山、冶金、化工及煤炭工业部门
		无格式过滤机	自重卸料		用于煤泥河之糖厂
	平面真空过滤机	转盘翻斗过滤机 平面盘式过滤机 水平带式过滤机	吹风卸料 吹风卸料 刮刀卸料	连续	用于矿山、冶金、煤炭、陶瓷、环保等部门
	立盘式真空过滤机		吹风卸料		
磁性过滤机	圆筒形	内滤式 外滤式 磁选过滤	吹风卸料 刮刀卸料 吹风卸料	连续	用于含磁性物料的过滤
离心过滤机	立式离心过滤机 卧式离心过滤机 沉降式离心过滤机		惯性卸料 机械卸料 振动卸料	连续	用于煤炭、陶瓷、化工、医药等部门
压滤机	带式压滤机 板框压滤机 板框自动压滤机 厢式自动压滤机 旋转压滤机 加压过滤机(筒式、带式)	机械压滤 机械或液体加压 液压 液压 机械加压 压缩空气压滤	吹风卸料 自重卸料 自重卸料 排料阀排料 阀控或压力排料	连续 间歇 间歇连续	用于煤炭、矿山、冶金、化工建材等部门。

随着工业生产和技术的进步,近几年国外过滤机不断向大型化方向发展,机体的结构不断地改进和完善,新型的高效率、高产量的过滤机如自动压滤机、大型盘式过滤机和水平带式过滤机及陶瓷过滤机相继出现和应用,促进了过滤技术和设备以较快的速度向前发展。现将陶瓷过滤机做一简单介绍:

陶瓷过滤机应用微孔陶瓷板作过滤介质,根据不同矿性,陶瓷盘微孔可在 $0.3\sim 8.0\mu\text{m}$ (孔径泡点压力 $35\sim 933\text{kPa}$)间调整,不但有毛细管作用,而且不让空气透过,使用周期2~4年。整机能耗是传统过滤机10%,主要构件有矿浆槽,搅拌器、滚筒、陶瓷片、超声波发生器、酸洗装置、刮刀、真空泵和PLC组件等。工作周期依次为滤饼形成、干燥、刮卸和陶瓷片冲洗四个阶段,干燥的滤饼达到卸饼刮刀位置($0.5\sim 1.0\text{mm}$)被强行卸落。

陶瓷片在开始下一循环前,被高位水池的滤液水反冲洗(3~5s),反冲洗水经过滤、减压和恒压系统达到恒压,再经分配阀进入陶瓷板内,经毛细管向外流动,以清除残留的滤饼和疏通微孔,运行一段时间,陶瓷板面和内部会积聚一定反冲洗水难以清洗固体物,必须启动清洗系统(酸洗和超声波清洗,通常两者同步进行)。放空槽内矿浆,注满水同时加入草酸或硝酸,酸液通过微孔达到陶瓷板面,清除微孔内不溶性氟化物和其他矿物;为高效、快捷清洗并节约化学药剂,弥补

化学清洗不足，超声波清洗系统可进一步清除陶瓷板面顽固附着物。

1.5 精矿干燥^[39~43]

干燥过程的本质是被除去的水分从固相转移到气相中，固相为被干燥料，气相为干燥介质。干燥过程得以实现的条件是水分在物料表面的蒸汽压必须超过干燥介质（如高温烟气）中的蒸汽压。物料表面水分才能汽化，由于表面水分的不断汽化，物料内部的水分方能继续向表面移动。水的汽化需要能量，要进行热量的传递。热量的传递是由物体内部或物体之间的温度不同引起的，根据热力学定律，当无外功输入时，热量总是自动地从温度较高的物体转移至温度较低的物体。

我国的干燥设备按设备型式分：

（1）烘房

烘房是最古老的干燥设备，也是应用最广泛的干燥设备之一。适用于小批量、多品种的干燥操作。

（2）真空耙式干燥机

耙式干燥机热效率比较高，且很实用，对于中小型生产规模比较适合。

（3）喷雾干燥机

常用喷雾干燥的雾化器有三种：气流式、压力式和旋转式。

（4）旋转快速干燥机

此型干燥机，直径 $\phi 1400\text{mm}$ 以下的规格已全部国产化，设计、制造和操作水平已接近国际当代水平。适用于滤饼、糊状物的干燥，其特点是设备体积小，生产能力大，是 90 年代推广的干燥设备之一。

（5）气流干燥器

气流干燥器是一种操作简单、生产能力大、运转可靠的干燥设备。

（6）圆盘干燥机

圆盘干燥机是传导加热干燥的一种机型，其主要部件是空心加热盘，一种是立式结构，另一种是卧式圆盘干燥机。

（7）桨叶式干燥机

该设备属于节能型设备之一。目前，此行干燥器主要用于石油化工厂的聚丙烯等粉末产品的干燥，并回收有机物，也用于染料厂滤饼的干燥

1.6 课题研究的内容

（1）硫精矿工艺矿物学研究

从工艺矿物学角度，弄清硫精矿的化学成分及矿物组成，硫化矿，特别是黄铁矿的颗粒特性、嵌布特性以及与其他矿物的共生关系等；找出有用矿物充分单体解离的条件，为后续提高硫精矿品位的研究提供理论依据。

(2) 浮选药剂制度优化研究

对整个药剂制度进行优化研究，提出更经济、更合理的药剂制度，以达到生产超纯洁硫精矿品位的目的。

(3) 高品位硫精矿的脱水特性、脱水工艺与设备研究

从精矿的脱水特性、脱水工艺、脱水过程所使用的主要设备进行了认真的研究，为高品位硫精矿脱水设备的选择奠定了基础。

第二章 用华光硫精矿生产高品位硫精矿的工艺技术研究

2.1 前言

金堆城钼业公司华光硫精矿硫品位约 48.50%，全铁品位约 42.34%，均较高，但尚未达到高品位硫精矿技术指标要求(硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%)。本项目以华光硫精矿作为原矿生产高品位硫精矿，在详细的工艺矿物学研究的基础上，进行了系统的浮选工艺与药剂制度试验研究。

2.2 试验样品的采取与制备

金堆城钼业公司的技术人员负责采样设计，并采取试验大样 200 公斤，运至西安建筑科技大学。西安建筑科技大学的项目人员对试验样品进行规范制备，装袋备用。试验样品的制备工艺流程如图 2.1 所示。

在本章后面叙述中，所说原矿即为华光硫精矿。

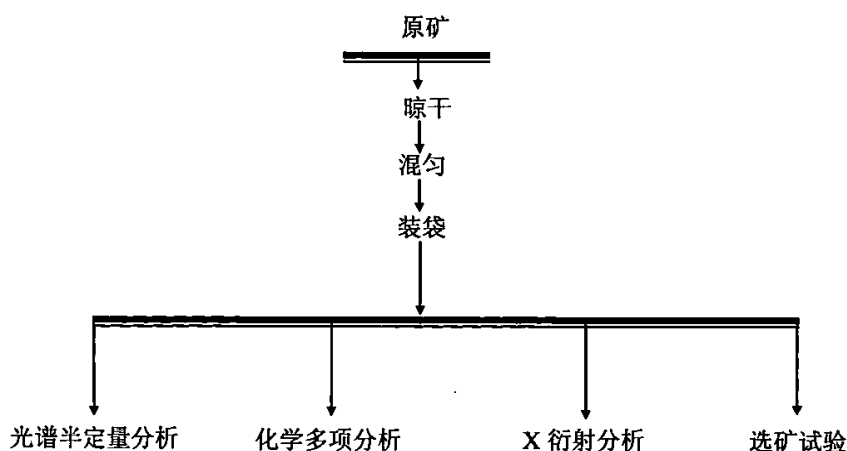


图 2.1 试验样品制备工艺流程图

2.3 原矿工艺矿物学研究

2.3.1 原矿多元素分析

2.3.1.1 原矿光谱半定量分析

原矿光谱半定量分析结果如表 2.1 所示。

表 2.1 原矿光谱半定量分析结果

元 素	Cu	Cr	Ni	Co	V	As	Sb	Bi
含量(%)	0.20	0.001	0.009	0.004	<0.001	0.005	<0.005	0.01
元 素	Cd	Ag	B	Pb	Zn	W	Mo	Sn
含量(%)	0.01	0.002	0.002	0.010	0.70	—	0.08	0.0005
元 素	La	Y	Yb	Sc	Zr	Be	Nb	Ga
含量(%)	—	—	—	0.001	0.002	—	0.001	0.0002
元 素	Ge	Ba	Sr	Mn	Ti	Na	Al	Fe
含量(%)	<0.001	0.02	—	0.03	0.03	0.08	1	>>10
元 素	Ca	Mg	Si	Au				
含量(%)	0.1	0.2	2.00	0.001				

2.3.1.2 原矿化学多元素分析

原矿化学多元素分析结果如表 2.2 所示。

表 2.2 原矿化学多项分析结果

元素	S	TFe	Cu	Pb	Mo	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
含量(%)	48.50	42.34	0.33	0.75	0.237	1.00	0.93	0.47	1.86

原矿光谱半定量分析及化学多元素分析结果表明：华光硫精矿硫品位约 48.50%，全铁品位约 42.34%，硫、铁品位均较高。然而，Cu、Pb、Mo 含量也较高,这对生产高品位硫精矿不利。

2.3.2 原矿矿物组成分析

2.3.2.1 矿物组成的显微镜分析

光学显微镜观察研究表明，在原矿中可以见到下列矿物：主要矿物是黄铁矿；次要矿物是：黄铜矿、辉钼矿、磁铁矿、赤铁矿、闪锌矿、方铅矿、伊利石、勃姆石、石英等，各矿物在矿石中目估含量见表 2.3。

表 2.3 原矿中各矿物目估含量表

矿物名称	黄铁矿	黄铜矿	辉钼矿	磁铁矿	赤铁矿	斑铜矿
目估含量 (%)	90	2	少量	少量	微量	微量
矿物名称	闪锌矿	方铅矿	伊利石	勃姆石	石英	
目估含量 (%)	微量	微量	3	2	2	

2.3.2.2 矿物组成的 X 衍射分析

原矿 X 衍射分析结果如表 2.4 和图 2.2 所示。

表 2.4 原矿 X 衍射分析结果

成 份	黄铁矿	伊利石	勃姆石	石英	黄铜矿	其它
含量(%)	90.00	3.00	2.00	2.00	2.00	1.00

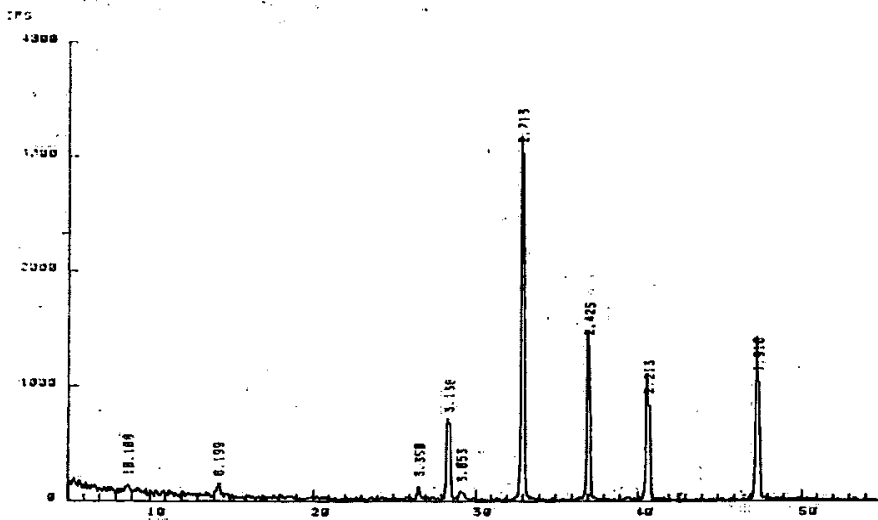


图 2.2 原矿 X 衍射图

原矿 X 衍射分析与光学显微分析结果一致，主要矿物为黄铁矿，但黄铜矿的含量也较高，这也表明用华光硫精矿生产高品位硫精矿有一定的难度。

2.3.3 原矿矿物结构与单体解离度分析

2.3.3.1 原矿粒度分析

粒度分析的目的是查看原矿中各元素在不同粒级中的分布率，为后续工艺的确定提供依据。试验工艺流程如图 2.3 所示，试验结果如表 2.5 所示。

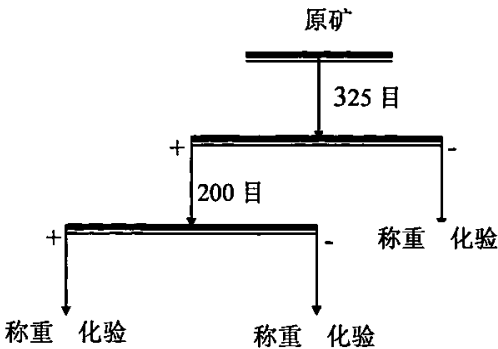


图 2.3 粒度分析试验工艺流程图

表 2.5 粒度分析试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		分布率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
-325 目	66.00	48.80	42.64	66.40	66.46
+325 目-200 目	19.50	50.20	43.73	20.18	20.15
+200 目	14.50	44.91	39.10	13.42	13.39
	100.00	48.51	42.34	100.00	100.00

粒度分析结果表明：华光硫精矿+200 目粗粒部分硫、铁品位相对较低，-200 目细粒部分硫、铁品位相对较高，但均未达到高品位硫精矿的要求（硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%）；-325 目细粒部分硫、铁分布率最大。这说明粗粒部分单体解离可能不够，需要再磨矿；同时提高细粒分选效率也是华光硫精矿生产高品位硫精矿的技术关键。

2.3.3.2 +200 目粒级矿物结构分析

经显微镜下观察，其+200 目粒级矿物特征及嵌布关系为：+200 目粒级矿样中 68%是黄铁矿单体颗粒；约 10.8%其它不含黄铁矿的矿物颗粒（包括黄铜矿、脉石等矿物）；约有 22%黄铁矿连生体，其连生体矿物主要有：黄铁矿颗粒中常见有黄铜矿或脉石小颗粒（见图 2.4）；有些脉石矿物呈细纹状嵌于黄铁矿颗粒中（见图 2.5）；有些黄铁矿与辉钼矿连生（见图 2.6）；黄铁矿与磁铁矿交织、磁铁矿又被赤铁矿交代、赤铁矿中又有星星点点被黄铁矿交代（见图 2.7 及图 2.8）；一些黄铁矿中既有黄铜矿又有闪锌矿及其它脉石矿物小颗粒，个别黄铁矿中的黄铜矿又与斑铜矿共生，偶见黄铁矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿连生（见图 2.9）。



图 2.4 黄铁矿中有黄铜矿或脉石小颗粒（+200 目 10x×12.5x）

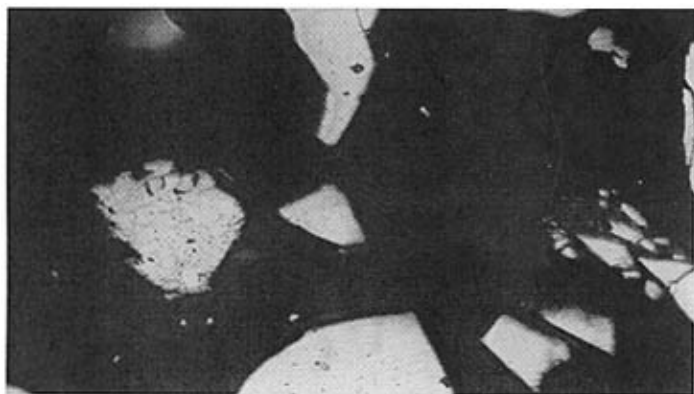


图 2.5 脉石矿物呈细纹状嵌于黄铁矿颗粒中 (+200 目 10x×12.5x)



图 2.6 黄铁矿与辉钼矿连生 (+200 目 20x×12.5x)

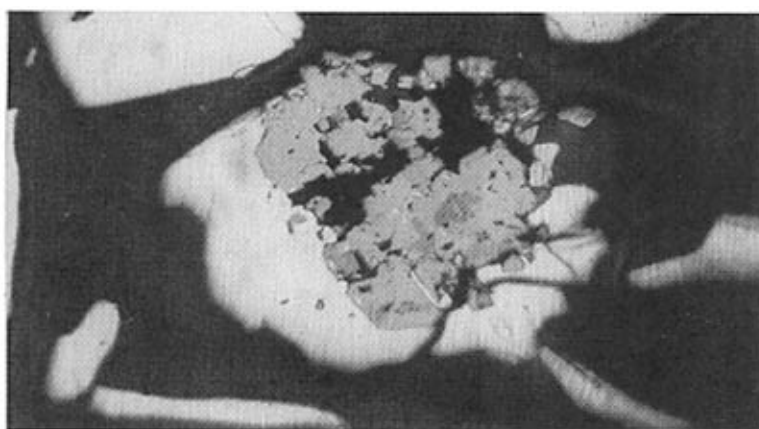


图 2.7 黄铁矿与磁铁矿交织、磁铁矿又被赤铁矿交代、赤铁矿中又有星星点点被黄铁矿交代 (+200 目 20x×12.5x)

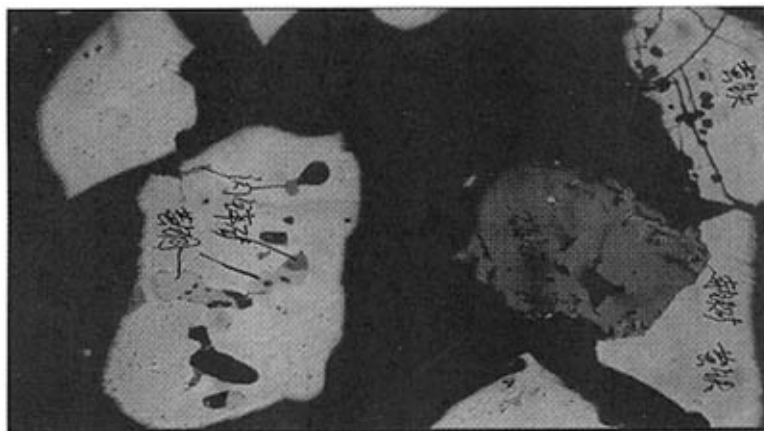


图 2.8 黄铁矿中有黄铜矿、闪锌矿及其它脉石小颗粒 (+200 目 20x×12.5x)

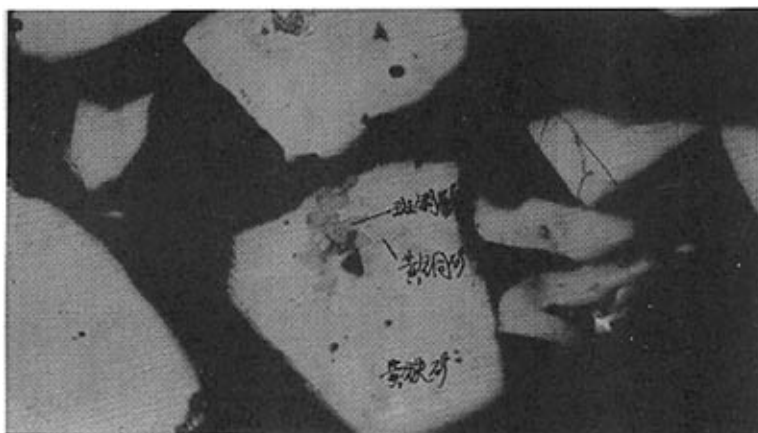


图 2.9 个别黄铁矿中的黄铜矿又与斑铜矿共生 (+200 目 20x×12.5x)

2.3.3.3 -200 目+325 目粒级矿物结构分析

经显微镜下观察, -200 目+325 目粒级矿物特征及嵌布关系为: -200 目+325 目矿样中约 84%黄铁矿单体颗粒; 5.2%其它不含黄铁矿的矿物颗粒 (包括黄铜矿、脉石等矿物); 约有 10%的黄铁矿连生体, 其连生体主要是: 黄铁矿颗粒中常包含黄铜矿小细粒、一些脉石矿物呈细纹或细粒状嵌于黄铁矿颗粒中、个别黄铁矿与其它矿物交织共生、或脉石矿物中有星星点点黄铁矿小颗粒(详见图 2.10~图 2.17)。

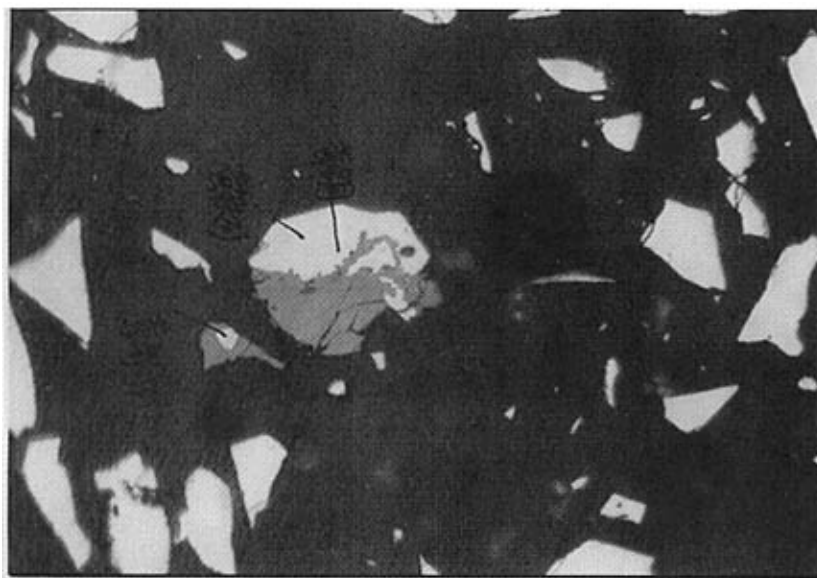


图 2.10 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 1) (-200+325 目 20x×12.5x)

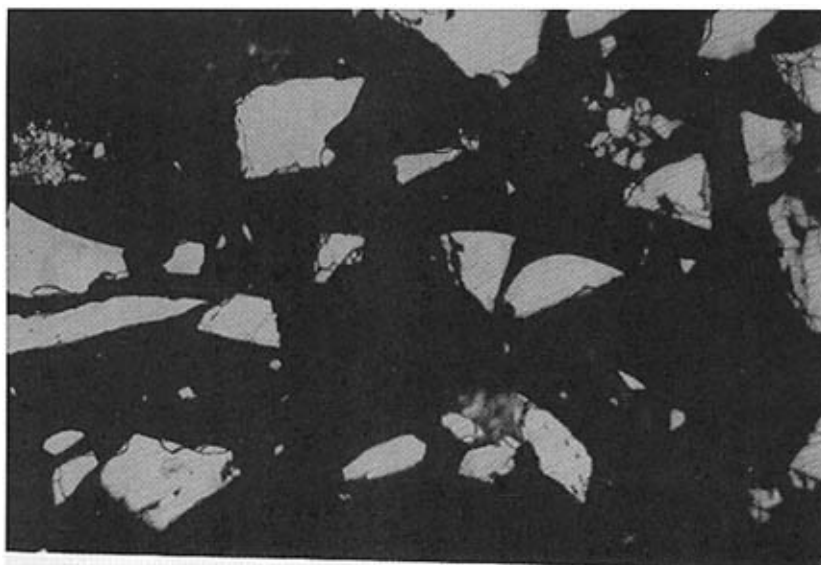


图 2.11 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 2) (-200+325 目 20x×12.5x)

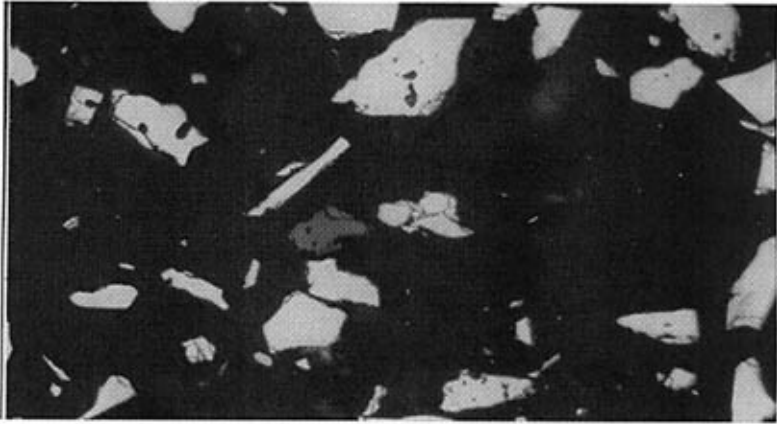


图 2.12 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 3) (-200+325 目 20x×12.5x)

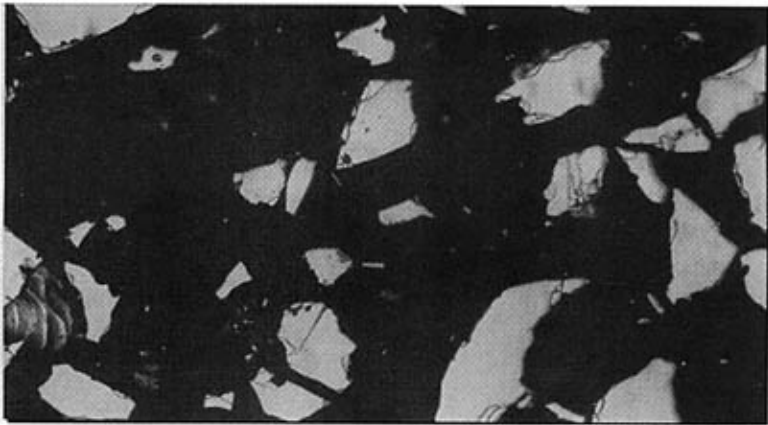


图 2.13 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 4) (-200+325 目 20x×12.5x)

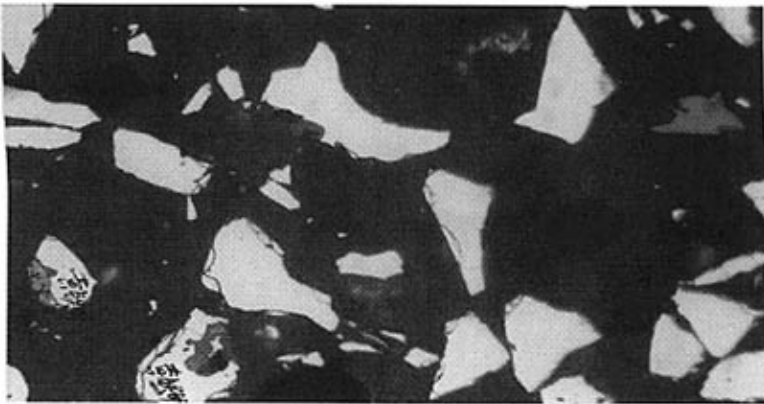


图 2.14 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 5) (-200+325 目 20x×12.5x)

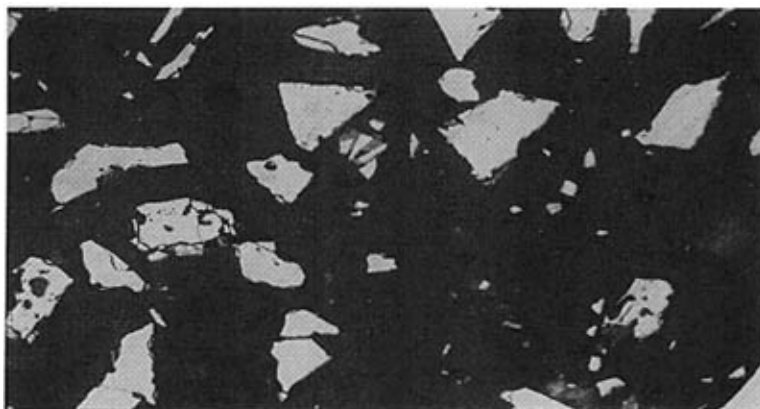


图 2.15 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 6) (-200+325 目 20x×12.5x)

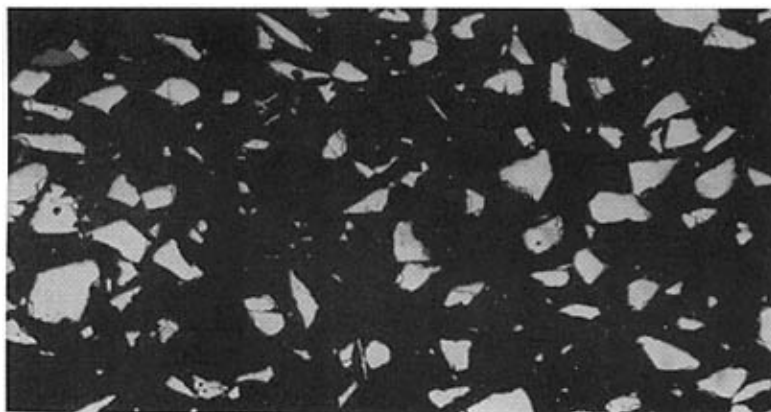


图 2.16 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 7) (-200+325 目 20x×12.5x)

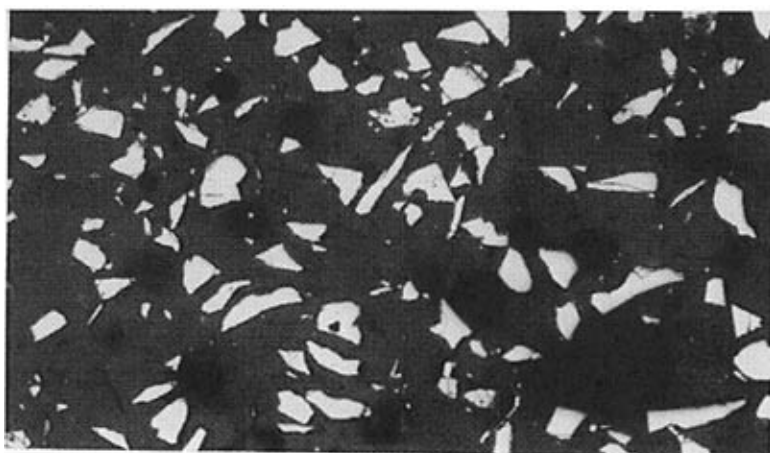


图 2.17 黄铁矿与其他矿共生情况 (照片 8) (-200+325 目 20x×12.5x)

2.3.3.4 -325 目粒级矿物结构分析

经显微镜下观察,其-325 目粒级矿物特征及嵌布关系为:-325 目矿样中约 87% 黄铁矿单体颗粒; 5.7%其它不含黄铁矿的矿物颗粒(包括黄铜矿、脉石等矿物); 约有 7%的黄铁矿连生体,其连生体主要是:黄铁矿颗粒中常包含黄铜矿小细粒、一些脉石矿物呈细纹或细粒状嵌于黄铁矿颗粒中、个别黄铁矿与其它矿物交织共生(详见图 2.18~图 2.21)。

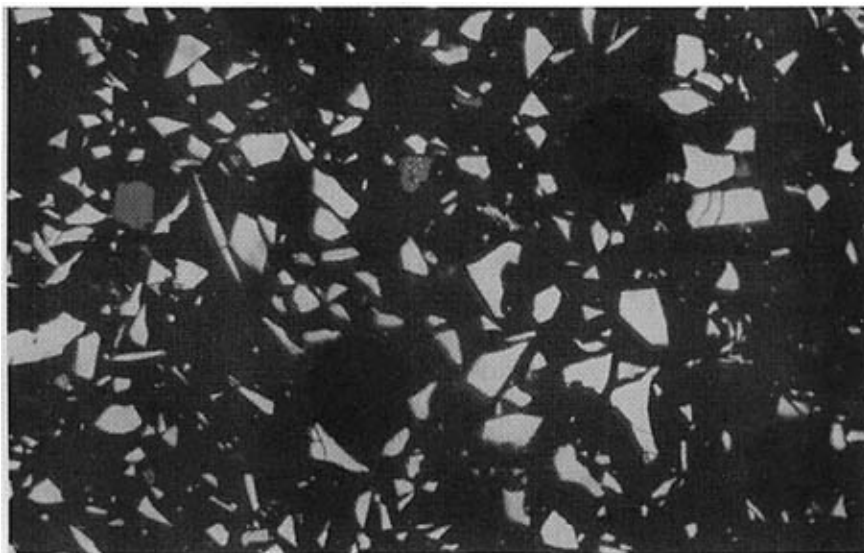


图 2.18 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 1)(-325 目 20x×12.5x)

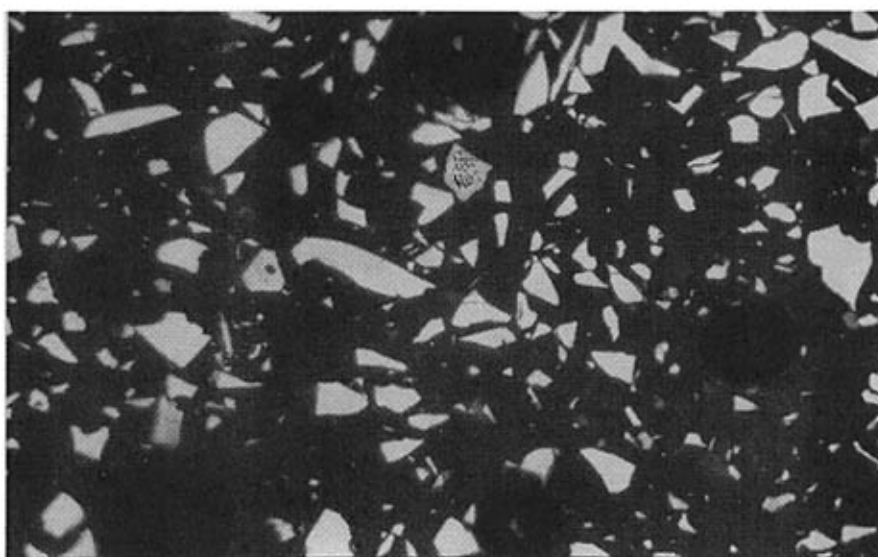


图 2.19 黄铁矿与其他矿共生情况(照片 2)(-325 目 20x×12.5x)

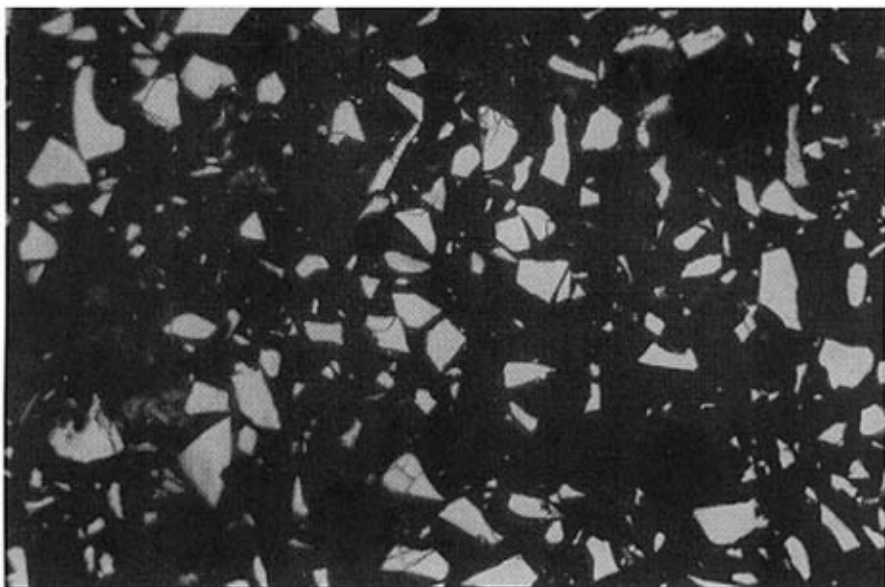


图 2.20 黄铁矿与其他矿共生情况 (照片 3) (-325 目 20x×12.5x)

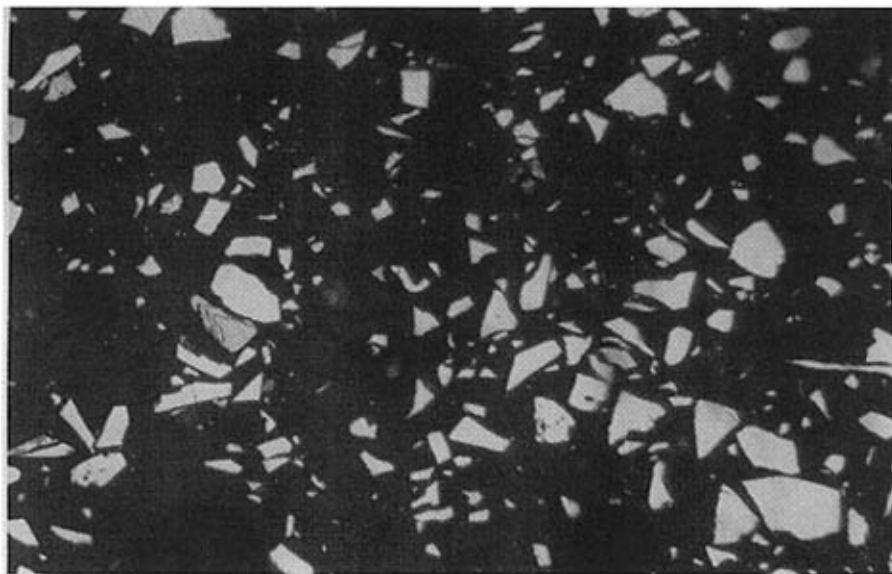


图 2.21 黄铁矿与其他矿共生情况 (照片 4) (-325 目 20x×12.5x)

2.3.4 矿物单体解离度分析

原矿各粒级产物单体解离情况见表 2.6。

表 2.6 原矿各粒级产物单体解离情况

粒级（目）		+200		-200+325		-325		全样解离度
产率（%）		14.50%		19.50%		66.00%		100
黄铁矿单体及黄铁矿连生体	黄铁矿单体	658	68.30%	1386	83.95%	1593	87.24%	81.91%
	> 9/10	92	21.94%	63	10.85%	44	7.06%	11.69%
	9/10	19		10		13		
	8/9	6		4		5		
	7/8	34		50		26		
	3/4	32		19		11		
	5/8	0		0		1		
	2/3	10		6		3		
	1/2	5		9		16		
	3/8	0		1		0		
	1/3	7		4		2		
	1/4	3		4		2		
	1/8	2		9		2		
	1/9	0		0		0		
	1/10	1		0		4		
	脉石单体	94	9.76%	86	5.20%	104	5.70%	6.40%
	合计（粒数）	963	100%	1651	100%	1826	100%	100%

从原矿单体解离度分析可见：随着粒度减小，矿物单体解离度增加，但连生体中矿物种类及嵌布特征在各粒级中差异不大。由原矿矿物组成及连生体中连生的矿物种类分析结果可知，原矿中易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高。所以，即使在单体完全解离的情况下，用华光硫精矿生产高品位硫精矿仍有很大难度。

2.4 高品位硫精矿生产浮选工艺与药剂制度研究

2.4.1 原矿不再磨条件下生产高品位硫精矿的浮选工艺与药剂制度研究

2.4.1.1 浮选浓度试验

由于原矿中黄铁矿含量已经很高，从理论上讲，矿浆浓度对强化浮选效果有较大影响，故进行了浮选浓度对选别效果的影响试验研究。试验工艺流程如图 3.22 所示，浮选浓度分别为：15%，20%，25%，33%，不加捕收剂。试验结果如表 2.7 所示，从试验结果看出，所选浓度范围内，浓度对华光硫精矿强化浮选效果影响不大，综合考虑各种因素，以后试验，浮选浓度均选 25%。

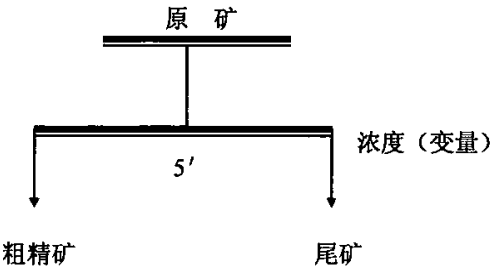


图 2.22 浮选浓度试验工艺流程图

表 2.7 浮选浓度试验结果

浮选浓度 (%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
15	粗精矿	54.78	49.47	43.25	55.85	56.02
	尾 矿	45.22	47.37	41.13	44.15	43.98
	原 矿	100.00	48.52	42.29	100.00	100.00
20	粗精矿	58.00	48.90	42.54	58.23	57.88
	尾 矿	42.00	48.43	42.74	41.77	42.12
	原 矿	100.00	48.70	42.62	100.00	100.00
25	粗精矿	65.33	50.40	43.94	68.04	68.18
	尾 矿	34.67	44.62	38.65	31.96	31.82
	原 矿	100.00	48.40	42.11	100.00	100.00
33	粗精矿	81.30	50.20	43.75	83.97	83.87
	尾 矿	18.70	41.66	36.58	16.03	16.13
	原 矿	100.00	48.60	42.41	100.00	100.00

2.4.1.2 捕收剂试验

由于华光硫精矿相对纯度较高，故捕收剂选用选择性好的乙黄药。试验工艺流程如图 2.23 所示，乙黄药用量为 0g/t，5g/t，10g/t。试验结果如表 2.8 所示。由试验结果可以看出，原矿含油药较大，在不加药的情况下，粗精矿产率仍在 80% 以上。因此，粗选可以不加捕收剂。

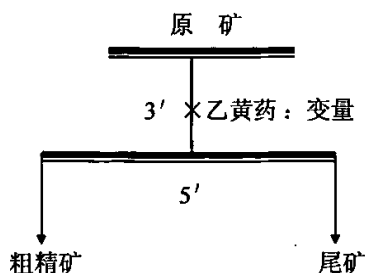


图 2.23 乙黄药用量试验工艺流程图

表 2.8 乙黄药用量试验结果

乙黄药用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	81.30	50.20	43.75	83.97	83.87
	尾 矿	18.70	41.66	36.58	16.03	16.13
	原 矿	100.00	48.60	42.41	100.00	100.00
5	粗精矿	88.70	50.00	43.70	91.39	91.59
	尾 矿	11.30	36.99	31.50	8.61	8.41
	原 矿	110.00	48.53	42.32	100.00	100.00
10	粗精矿	91.70	49.89	43.52	94.36	94.60
	尾 矿	8.30	32.89	27.47	5.64	5.40
	原 矿	100.00	48.40	42.19	100.00	100.00

2.4.1.3 调整剂探索试验

为了考查 pH 值对浮选效果的影响，分别采用碳酸钠与石灰调整矿浆 pH 值。试验工艺流程如图 2.24 所示，试验结果如表 2.9 所示。从试验结果可以看出，加调整剂碳酸钠与石灰调整矿浆 pH 值后，浮选效果没有直接浮选效果好。因此，华光硫精矿强化浮选，不宜再采用调整剂调整矿浆 pH 值，直接浮选即可。

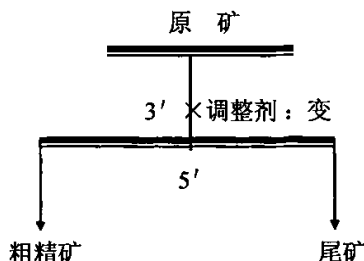


图 2.24 调整剂探索试验工艺流程图

表 2.9 调整剂探索试验结果

试验条件	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
pH=6 直接浮选	粗精矿	81.30	50.20	43.75	83.97	83.87
	尾 矿	18.70	41.66	36.58	16.03	16.13
	原 矿	100.00	48.60	42.41	100.00	100.00
pH=7 Na ₂ CO ₃ : 500g/t	粗精矿	41.35	50.40	43.91	42.78	42.73
	尾 矿	58.65	47.54	41.50	57.22	57.27
	原 矿	100.00	48.72	42.50	100.00	100.00
pH=7 CaO:100 g/t	粗精矿	49.35	50.27	43.80	51.17	51.11
	尾 矿	50.65	46.75	40.83	48.83	48.89
	原 矿	100.00	48.49	42.30	100.00	100.00

2.4.1.4 抑制剂试验

为了抑制脉石矿物，提高精矿品位，进行了以下脉石抑制剂种类及用量试验研究。

(1) 水玻璃用量试验

为了进一步提高精矿品位，进行了水玻璃作为非硫化矿的抑制剂的试验研究。水玻璃用量试验工艺流程如图 2.25 所示，水玻璃用量为：0g/t, 50g/t, 100g/t, 200g/t。试验结果如表 2.10 所示。从试验结果看出，水玻璃对浮选效果影响不大。

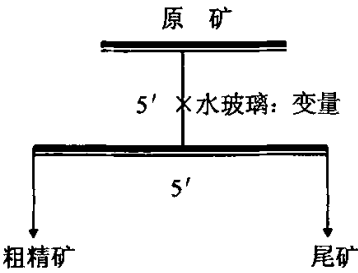


图 2.25 水玻璃用量试验工艺流程图

表 2.10 水玻璃用量试验结果

水玻璃用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	65.33	50.40	43.94	68.04	68.18
	尾 矿	34.67	44.62	38.65	31.96	31.82
	原 矿	100.00	48.40	42.11	100.00	100.00

续表 2.10

50	粗精矿	47.40	49.60	43.50	48.47	48.67
	尾 矿	52.60	47.51	41.35	51.53	51.33
	原 矿	100.00	48.50	42.37	100.00	100.00
100	粗精矿	44.60	49.80	43.73	45.69	45.88
	尾 矿	55.40	47.65	41.52	54.31	54.12
	原 矿	100.00	48.61	42.50	100.00	100.00
200	粗精矿	41.40	49.93	43.84	42.36	42.64
	尾 矿	58.60	48.00	41.67	54.64	57.36
	原 矿	100.00	48.80	42.57	100.00	100.00

(2)、六偏磷酸钠用量试验

六偏磷酸钠是钙、镁硅酸盐的有效抑制剂，为了进一步降低钙、镁、铝硅杂质含量，进行了六偏磷酸钠抑制效果试验。试验工艺流程如图 2.26 所示，六偏磷酸钠用量分别为 0g/t，20g/t，50g/t，100g/t。试验结果如表 2.11 所示。从试验结果看出，加六偏磷酸钠对浮选指标影响不大。

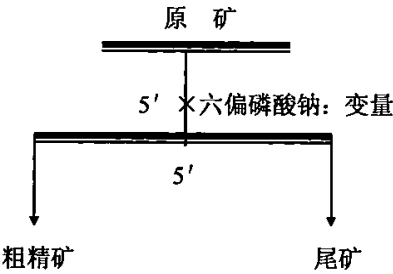


图 2.26 六偏磷酸钠用量试验工艺流程图

表 2.11 六偏磷酸钠用量试验结果

六偏磷酸钠用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	47.40	49.60	43.50	48.47	48.67
	尾 矿	52.60	47.51	41.35	51.53	51.33
	原 矿	100.00	48.50	42.37	100.00	100.00
20	粗精矿	30.00	50.10	43.82	30.93	30.97
	尾 矿	70.00	47.96	41.89	69.07	69.03
	原 矿	100.00	48.60	42.47	100.00	100.00
50	粗精矿	32.50	49.00	43.16	35.52	35.81
	尾 矿	64.80	48.33	42.02	64.48	64.19
	原 矿	100.00	48.57	42.42	100.00	100.00
100	粗精矿	33.20	50.50	44.17	34.56	34.67
	尾 矿	66.80	47.35	41.36	65.35	65.33
	原 矿	100.00	48.40	42.29	100.00	100.00

(3)、氟硅酸钠用量试验

氟硅酸钠为非硫化矿浮选抑制剂，可抑制石英、长石等脉石矿物。氟硅酸钠用量试验工艺流程如图 2.27 所示，氟硅酸钠用量分别为：0g/t, 50g/t, 100g/t, 200g/t。试验结果如表 2-12 所示。从试验结果看出，氟硅酸钠以不加为宜。

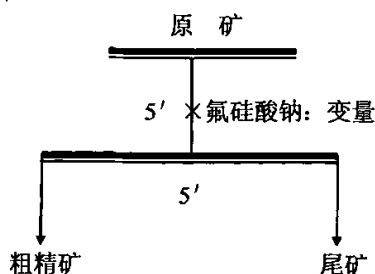


图 2.27 氟硅酸钠用量试验工艺流程图

表 2.12 氟硅酸钠用量试验结果

氟硅酸钠用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	65.33	50.40	43.94	68.04	68.18
	尾 矿	34.67	44.62	38.65	31.96	31.82
	原 矿	100.00	48.40	42.11	100.00	100.00
50	粗精矿	38.00	49.80	43.57	38.93	39.07
	尾 矿	62.00	47.87	41.66	61.07	60.93
	原 矿	100.00	48.60	42.39	100.00	100.00
100	粗精矿	36.20	49.00	42.80	36.65	36.58
	尾 矿	63.80	48.06	42.10	63.35	63.42
	原 矿	100.00	48.40	42.35	100.00	100.00
200	粗精矿	19.60	49.81	43.61	20.11	20.21
	尾 矿	80.40	48.22	41.98	79.89	79.79
	原 矿	100.00	48.53	42.30	100.00	100.00

2.4.1.5 精选探索试验

精选探索试验工艺流程如图 2.28 所示。试验结果如表 2.13 所示。从试验结果看出：对粗精矿进行两次精选之后，精矿品位并没有大的提高。这说明黄铁矿尚未充分解离。因此，在不磨矿的条件下，用华光硫精矿不可能生产出高品位硫精矿产品，这与工艺矿物学研究结果相一致。下一步只能尝试在再磨矿的条件下，继续寻找最佳条件以生产出高品位硫精矿合格产品。

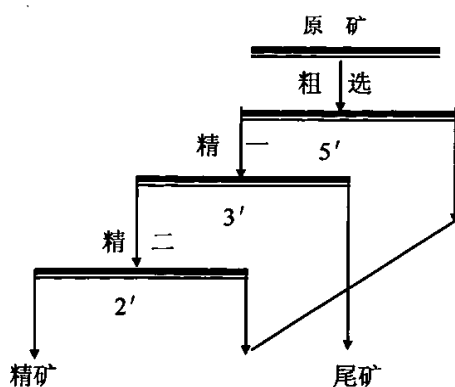


图 2.28 精选探索试验工艺流程图

表 2.13 精选探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
精 矿	16.00	49.60	43.40	16.36	16.37
尾 矿	84.00	48.31	42.21	83.64	83.63
原 矿	100.00	48.52	42.40	100.00	100.00

2.4.2 原矿在再磨条件下生产高品位硫精矿的浮选工艺与药剂制度研究

2.4.2.1 再磨细度试验

(1) 再磨细度曲线

再磨曲线试验工艺流程如图 2.29 所示，磨矿时间分别为：0'， 30"， 1'30"， 3'， 5'，试验结果如表 2.14 及图 2.30 所示。

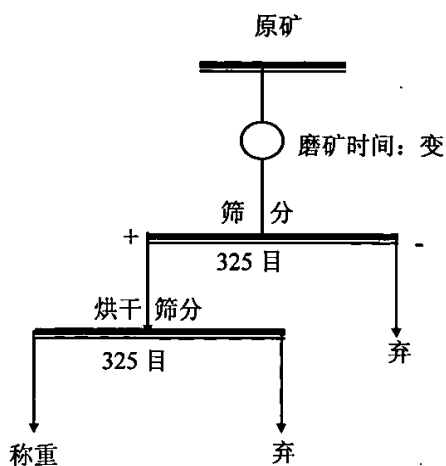


图 2.29 再磨曲线试验工艺流程图

表 2.14 再磨曲线试验结果

磨矿时间	0'	30"	1'30"	3'	5'
-325 目含量(%)	66.00	72.10	80.40	90.40	97.00

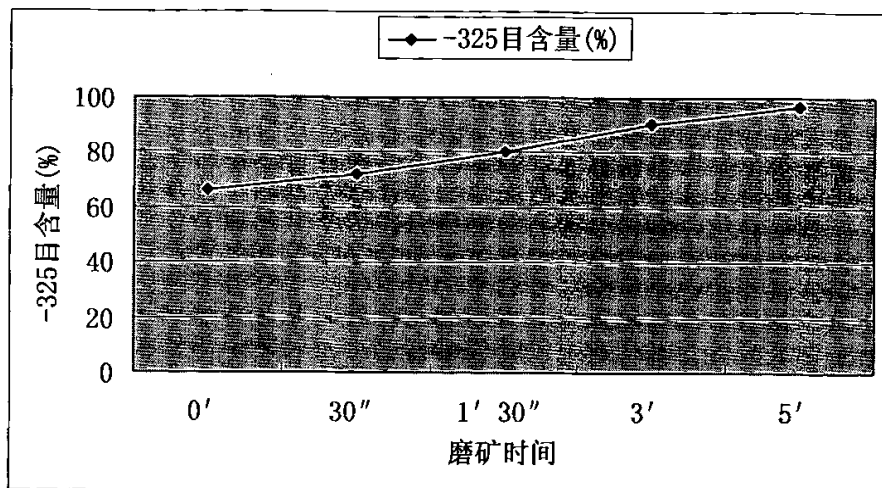


图 2.30 再磨曲线图

(2) 再磨细度试验

再磨细度试验工艺流程如图 2.31 所示。再磨细度分别为-325 目 66%，75%，85%，90%，95%，试验结果如表 2.15 所示。从试验结果可以看出，随着再磨细度增大，精矿中铁品位升高，但即使在-325 目达 95%时，精矿中铁品位仍达不到 45% 以上。

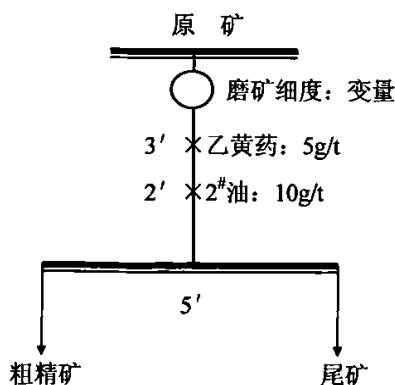


图 2.31 再磨细度试验工艺流程图

表 2.15 再磨细度试验结果

磨矿细度 (-325 目%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
66	粗精矿	65.33	50.40	43.94	68.04	68.18
	尾 矿	34.67	44.62	38.65	31.96	31.82
	原 矿	100.00	48.40	42.11	100.00	100.00
磨矿细度 (-325 目%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
75	粗精矿	56.60	50.70	44.22	59.24	59.13
	尾 矿	43.40	45.51	39.86	40.76	40.87
	原 矿	100.00	48.45	42.33	100.00	100.00
85	粗精矿	62.60	50.00	43.93	64.71	65.04
	尾 矿	37.40	45.64	39.52	35.29	34.96
	原 矿	100.00	48.37	42.28	100.0	100.00
90	粗精矿	47.40	50.20	44.65	49.93	49.92
	尾 矿	52.60	46.27	39.43	50.07	50.08
	原 矿	100.00	48.61	42.42	100.00	100.00
95	粗精矿	30.80	50.70	44.62	32.20	32.41
	尾 矿	69.20	47.52	41.40	67.80	67.59
	原 矿	100.00	48.50	42.40	100.00	100.00

2.4.2.2 精选探索试验

为了考查原矿经再磨后是否能得到合格高品位硫硫精矿产品，主要考虑铁品位能否达到 45%以上，特进行本次试验。试验进行了三个磨矿细度：-325 目 85%，90%，95%。试验工艺流程如图 2.32 所示，试验结果如表 2.16 所示。从试验结果看出，最终精矿中的铁品位均不能达到 45%，这主要是因为精矿中铜、铅含量高，且无法与黄铁矿分开。

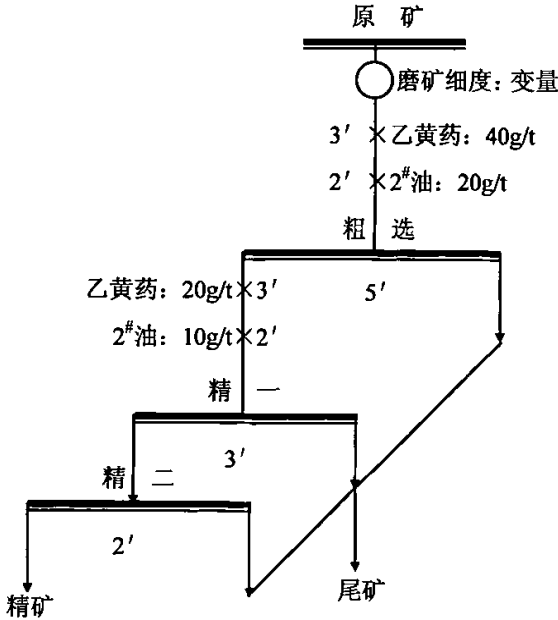


图 2.32 精选探索试验工艺流程图

表 2.16 精选探索试验结果

磨矿细度 (-325 目%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
85	粗精矿	61.60	50.95	44.45	64.91	64.87
	尾 矿	38.40	44.18	38.62	35.09	35.13
	原 矿	100.00	48.35	42.21	100.00	100.00
90	粗精矿	61.40	51.01	44.22	64.40	64.04
	尾 矿	38.60	44.85	39.50	35.60	35.96
	原 矿	100.00	48.63	42.40	100.00	100.00
95	粗精矿	54.80	49.61	43.34	56.09	56.13
	尾 矿	45.20	47.09	41.06	43.91	43.87
	原 矿	100.00	48.47	42.31	100.00	100.00

2.5 本章小结

本章经过一系列试验研究，得到以下结论：

(1)、华光硫精矿硫品位约 48.50%，全铁品位约 42.34%，硫、铁品位均较高。然而，Cu、Pb、Mo 含量也较高，这对生产高品位硫精矿不利。X 衍射分析结果与光学显微分析表明：主要矿物为黄铁矿，但黄铜矿的含量也较高，这也表明用华光硫精矿生产高品位硫精矿有一定的难度。

(2)、粒度分析结果表明：华光硫精矿+200 目粗粒部分硫、铁品位相对较低，-200 目细粒部分硫、铁品位相对较高，但均未达到高品位硫精矿的要求（硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%）；-325 目细粒部分硫、铁分布率最大。这说明粗粒部分单体解离不够，需要再磨矿；同时提高细粒分选效率也是华光硫精矿生产高品位硫精矿的技术关键。矿物组成及连生体中连生的矿物种类分析结果可知，原矿中易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高。所以，即使在单体完全解离的情况下，用华光硫精矿生产高品位硫精矿仍有很大难度。

(3)、在不再磨矿的条件下，用华光硫精矿生产高品位硫精矿的浮选工艺及药剂制度研究表明：由于黄铁矿连生体的存在，用华光硫精矿直接强化浮选，无法获得硫品位大于 50%、铁品位大于 45%的高品位硫精矿。这与工艺矿物学研究结果相一致。

(4)、由于易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高，华光硫精矿即使经过再磨矿，磨矿细度-325 目达 95%，经过一粗、二精开路浮选工艺流程，最终精矿中的铁品位仍不能达到 45%。因此经过再磨矿，也无法合格高品位硫精矿。

第三章 用大厂硫精矿生产高品位硫精矿的工艺技术研究

3.1 前言

首先对大厂硫精矿进行了工艺矿物学研究，在此基础上，系统研究了以其为原矿生产高品位硫精矿的浮选工艺及药剂制度。研究结果表明为：再磨矿后，经过一粗、三精，中矿顺次返回流程，可获得产率为 54.21%，硫品位为 50.62%，铁品位为 45.81%，硫回收率为 60.27%，铁回收率为 60.27%的高品位硫精矿。

3.2 试验样品的采取与制备

采取试验大样 200 公斤，对试验样品进行规范制备后，装袋备用。试验样品的制备工艺流程如图 3.1 所示。在本章后面叙述中，所说原矿即为大厂硫精矿。

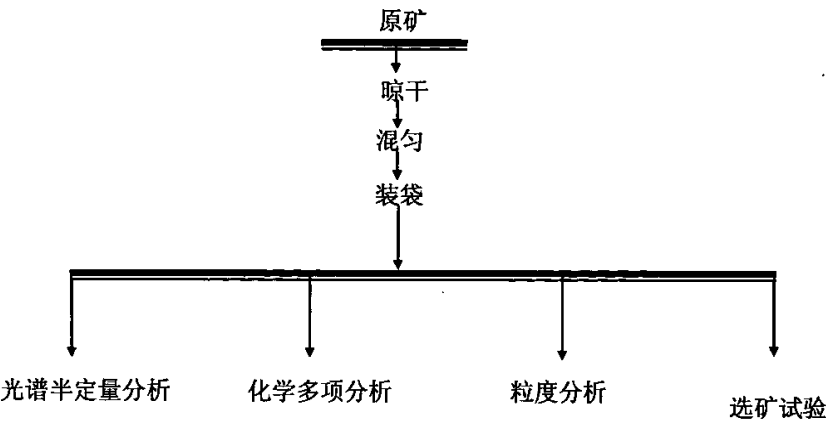


图 3.1 试验样品制备工艺流程图

3.3 原矿工艺矿物学研究

3.3.1 原矿多元素分析

3.3.1.1 原矿光谱半定量分析

原矿光谱半定量分析结果如表 3.1 所示。

表 3.1 原矿光谱半定量分析结果

元 素	Cu	Cr	Ni	Co	V	As	Sb	Bi
含量(%)	0.021	<0.001	0.004	0.005	0.001	<0.005	—	—
元 素	Cd	Ag	B	Pb	Zn	W	Mo	Sn
含量(%)	—	0.001	0.001	0.011	0.02	—	0.021	0.002
元 素	La	Y	Yb	Sc	Zr	Be	Nb	Ga
含量(%)	—	0.001	0.0002	0.0002	0.003	0.0002	0.002	0.0001

续表 3.1

元 素	Ge	Ba	Sr	Mn	Ti	Na	Al	Fe
含量(%)	0.001	0.03	<0.005	0.05	0.05	0.2	0.5	>>10
元 素	Ca	Mg	Si	Au				
含量(%)	0.25	0.51	4.7	<0.001				

3.3.1.2 原矿化学多元素分析

原矿化学多元素分析结果如表 4.2 所示。

表 3.2 原矿化学多元素分析结果

元 素	S	TFe	Cu	Pb	Mo	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
含量(%)	45.89	41.60	0.047	0.013	0.03	0.56	1.10	1.74	8.04

原矿光谱半定量分析及化学多元素分析结果表明：大厂硫精矿硫品位约 45.89%，全铁品位约 41.60%，Cu、Pb、Mo 含量少。

3.3.2 原矿矿物组成分析

光学显微镜观察研究表明，在原矿中可以见到下列矿物：主要矿物是黄铁矿；次要矿物是：黄铜矿、辉钼矿、磁铁矿、赤铁矿、闪锌矿、方铅矿、伊利石、石英、勃姆石、长石等，各矿物在矿石中目估含量见表 3.3。

表 3.3 原矿各矿物目估含量表

矿物名称	黄铁矿	黄铜矿	辉钼矿	磁铁矿	闪锌矿	方铅矿
目估含量（%）	90	少量	少量	微量	微量	微量
矿物名称	赤铁矿	伊利石	石英	勃姆石	长石	
目估含量（%）	微量	5	3	2	2	

3.3.3 原矿粒度及单体解离度分析

3.3.3.1 原矿粒度分析试验

粒度分析试验的目的是查看原矿中各元素在不同粒级中的分布率，为后续选矿工艺的确定提供依据。粒度分析试验工艺流程如图 3.2 所示，试验结果如表 3.4 所示。

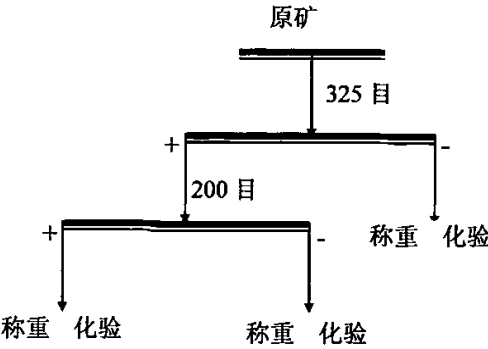


图 3.2 粒度分析试验工艺流程图

表 3.4 粒度分析试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		分布率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
-325 目	20.50	38.31	33.29	17.12	16.47
+325 目-200 目	26.3	49.10	42.78	28.15	27.16
+200 目	53.2	47.19	43.90	54.73	56.37
合 计	100.00	45.87	41.43	100.00	100.00

粒度分析结果表明：大厂硫精矿+325 目粗粒部分硫、铁品位高，但均未达到高品位硫精矿的要求（硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%）；-325 目细粒部分硫、铁品位低，这说明大厂硫精矿中有黄铁矿的连生体存在，也可能夹杂有细粒脉石矿物。

3.3.3.2 原矿单体解离度分析

将原矿分为+200 目、-200+325 目及-325 目三个粒级，在光学显微镜下研究了各粒级产物黄铁矿单体解离情况，结果见表 3.5 所示。

表 3.5 原矿各粒级产物单体解离情况

粒级 (目)		+200		-200+325		-325		全样解离度
产率 (%)		53.2		26.3		20.5		100
黄铁矿单体及黄铁矿连生体	黄铁矿单体	733	71.10%	583	64.63%	486	55.73%	64.24%
	> 9/10	75	21.63%	52	13.75%	45	9.98%	15.47%
	9/10	11		6		2		
	8/9	12		1		0		
	7/8	68		10		9		
	3/4	20		11		4		
	5/8	3		1		1		
	2/3	7		9		2		
	1/2	12		11		11		
	3/8	1		1				
	1/3	4		7		1		
	1/4	4		7		3		
	1/8	5		4		4		
	1/9	0		0		0		
	1/10	0		4		5		
	脉石单体	75	7.27%	195	21.62%	299	34.29%	20.29%
	合计 (粒数)	1031	100%	902	100%	872	100%	100%

从原矿单体解离度分析可见：+200 目粗粒部分黄铁矿连生体含量高；随着粒度减小，矿物单体解离度增加，连生体含量降低，但已单体解离的不含黄铁矿的脉石（包括黄铜矿、辉钼矿、脉石等）矿物较多。由于粗粒部分连生体含量高，故需经过再磨矿，才能用大厂硫精矿生产高品位硫精矿。

3.4 高品位硫精矿生产浮选工艺与药剂制度研究

工艺矿物学研究结果表明，大厂硫精矿粗粒部分连生体含量高，需经过再磨矿才能生产高品位硫精矿，故本章主要研究在再磨矿条件下生产纯硫精矿的浮选工艺与药剂制度。

3.4.1 再磨细度试验

3.4.1.1 再磨细度曲线

再磨细度曲线试验工艺流程如图 3.3 所示，磨矿时间分别为：0'，4'，7'，12'，15'，18'，试验结果如表 3.6 及图 3.4 所示。

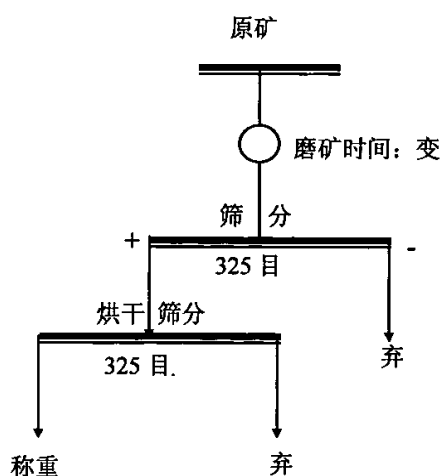


图 3.3 再磨试验工艺流程

表 3.6 再磨曲线试验结果

磨矿时间	0'	4'	7'	12'	15'	15'
-325 目含量(%)	20.00	48.00	60.00	82.00	88.00	96.00

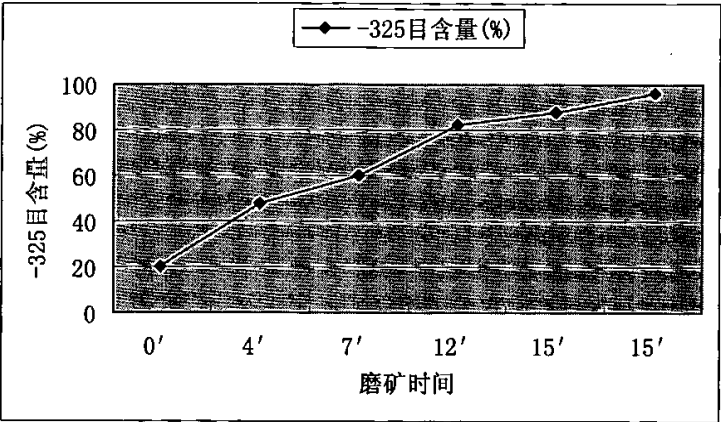


图 3.4 再磨曲线图

3.4.1.2 再磨细度试验

再磨细度试验工艺流程如图 3.5 所示,再磨细度分别为-325 目 20%,60%,75%,85%,90%,95%,试验结果如表 3.7 所示。从试验结果看,再磨细度以 95%合适。

表 3.7 再磨细度试验结果

磨矿细度 (-325 目%)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
20.5 (不磨矿)	粗精矿	88.00	49.00	44.10	94.36	93.58
	尾 矿	12.00	21.48	22.19	5.64	6.42
	原 矿	100.00	45.70	41.47	100.00	100.00
60	粗精矿	80.20	48.80	44.41	86.04	86.03
	尾 矿	19.80	32.07	29.21	13.96	13.97
	原 矿	100.00	45.49	41.40	100.00	100.00
75	粗精矿	74.00	49.51	44.90	80.72	80.80
	尾 矿	26.00	33.66	30.37	19.28	19.20
	原 矿	100.00	45.39	41.12	100.00	100.00
85	粗精矿	70.60	49.72	44.95	76.84	76.60
	尾 矿	29.40	20.45	18.88	13.16	13.40
	原 矿	100.00	45.68	41.43	100.00	100.00
90	粗精矿	63.80	49.61	45.01	69.29	69.51
	尾 矿	36.20	38.75	34.79	30.71	30.49
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
95	粗精矿	54.00	50.91	45.90	60.66	61.08
	尾 矿	46.00	38.76	34.33	39.34	38.92
	原 矿	100.00	45.32	40.58	100.00	100.00

3.4.2 矿浆酸碱度试验

使用 Na_2CO_3 和 H_2SO_4 调整矿浆 pH 值,研究了矿浆酸碱度对浮选效果的影响。试验工艺流程如图 3.6 所示,试验结果如表 3.8 所示。从试验结果看出:加 Na_2CO_3 和 H_2SO_4 调整矿浆 pH 值,对浮选没有促进作用,反而精矿品位有所下降。

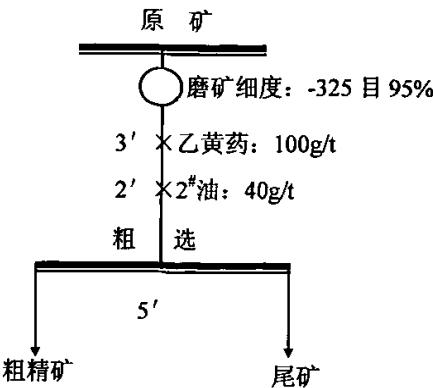


图 3.6 矿浆酸碱度试验工艺流程图

表 3.8 矿浆酸碱度试验结果

矿浆酸碱度 (pH)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
pH=4 H_2SO_4 : 100g/t	粗精矿	41.23	50.52	45.48	45.52	45.26
	尾 矿	58.77	42.42	38.59	54.48	54.74
	原 矿	100.00	45.76	41.43	100.00	100.00
pH=6 直接浮选	粗精矿	63.80	50.61	45.55	70.69	70.35
	尾 矿	36.20	36.99	33.84	29.31	29.65
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
pH=7 Na_2CO_3 : 1000g/t	粗精矿	81.40	48.72	43.85	86.68	86.22
	尾 矿	18.60	32.76	30.67	13.32	13.78
	原 矿	100.00	45.75	41.40	100.00	100.00
pH=9 Na_2CO_3 : 3000g/t	粗精矿	74.00	47.89	43.10	77.85	77.41
	尾 矿	26.00	38.78	35.80	22.15	22.59
	原 矿	100.00	45.52	41.20	100.00	100.00

3.4.3 捕收剂试验

捕收剂选用乙黄药,乙黄药用量试验工艺流程如图 3.7 所示,乙黄药用量分别为:20g/t, 50g/t, 100g/t, 200g/t。试验结果如表 3.9 所示。从试验结果看出:乙黄

药用量为 100g/t 为好。

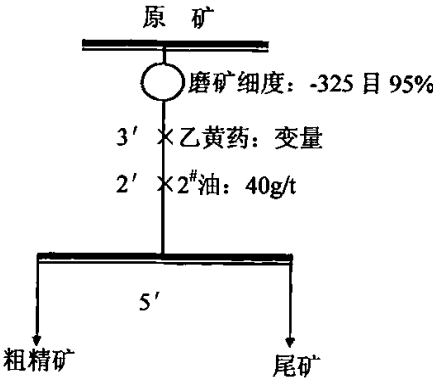


图 3.7 乙黄药用量试验工艺流程图

表 3.9 乙黄药用量试验结果

乙黄药用量 g/t	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
20	粗精矿	38.20	51.80	46.70	43.30	43.07
	尾 矿	61.80	41.93	38.16	56.70	56.93
	原 矿	100.00	45.70	41.42	100.00	100.00
50	粗精矿	54.80	50.65	45.61	61.02	60.67
	尾 矿	45.20	39.23	35.85	38.98	39.33
	原 矿	100.00	45.49	41.20	100.00	100.00
100	粗精矿	63.80	50.61	45.55	70.69	70.35
	尾 矿	36.20	36.99	33.84	29.31	29.65
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
200	粗精矿	72.00	49.06	44.15	77.11	76.56
	尾 矿	28.00	37.45	34.76	22.89	23.44
	原 矿	100.00	45.81	41.52	100.00	100.00

3.4.4 抑制剂试验

为了抑制细粒脉石矿物，提高精矿品位，进行了脉石矿物抑制剂种类及用量试验研究。

3.4.4.1 水玻璃用量试验

水玻璃用量试验工艺流程图如图 3.8 所示，水玻璃用量分别为 0g/t，100g/t，200g/t，300g/t，试验结果如表 3.10 所示。从试验结果看出：不加水玻璃为好。

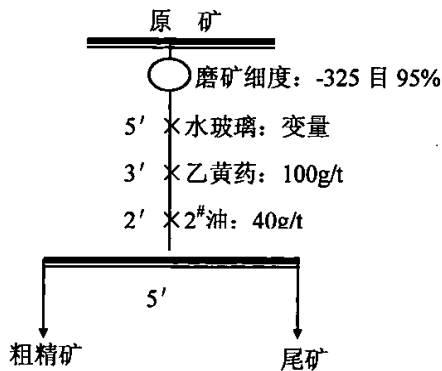


图 3.8 水玻璃用量试验工艺流程图

表 3.10 水玻璃用量试验结果

水玻璃用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	63.80	50.61	45.55	70.69	70.35
	尾 矿	36.20	36.99	33.84	29.31	29.65
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
100	粗精矿	60.20	50.10	45.22	66.43	68.38
	尾 矿	39.80	38.29	31.63	33.57	61.62
	原 矿	100.00	45.40	39.81	100.00	100.00
200	粗精矿	56.00	50.31	45.51	62.32	64.16
	尾 矿	44.00	38.72	32.35	37.68	35.84
	原 矿	100.00	45.21	39.72	100.00	100.00
300	粗精矿	51.40	50.65	45.69	56.97	54.30
	尾 矿	48.60	40.46	40.65	43.03	45.70
	原 矿	100.00	45.70	43.25	100.00	100.00

3.4.4.2 六偏磷酸钠用量试验

六偏磷酸钠用量试验工艺流程如图 3.9 所示，六偏磷酸钠用量分别为：0g/t，20g/t，50g/t，100g/t，试验结果如表 3.11 所示。从试验结果看，加六偏磷酸钠对提高浮选效果作用甚小。

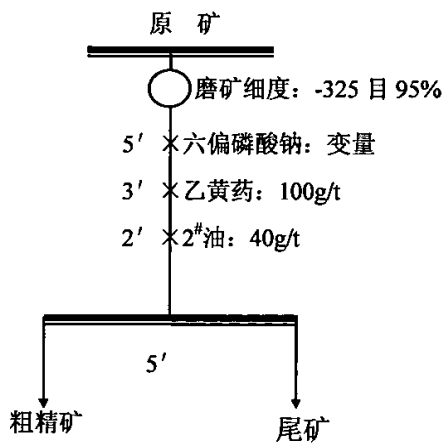


图 3.9 六偏磷酸钠用量试验工艺流程图

表 3.11 六偏磷酸钠用量试验结果

六偏磷酸钠用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	粗精矿	63.80	50.61	45.55	70.69	70.65
	尾 矿	36.20	36.99	33.84	29.31	29.35
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
20	粗精矿	59.00	50.69	45.78	65.73	67.58
	尾 矿	41.00	38.03	31.61	34.27	32.42
	原 矿	100.00	45.50	39.97	100.00	100.00
50	粗精矿	58.00	50.12	45.21	64.00	65.69
	尾 矿	42.00	38.93	32.61	36.00	34.31
	原 矿	100.00	45.42	39.92	100.00	100.00
100	粗精矿	53.40	50.03	45.16	58.32	54.98
	尾 矿	46.60	40.97	42.37	41.68	45.02
	原 矿	100.00	45.81	43.86	100.00	100.00

3.4.4.3 氟硅酸钠用量试验

氟硅酸钠用量试验工艺流程如图 3.10 所示，氟硅酸钠用量分别为：0g/t，50g/t，100g/t，200g/t，试验结果如表 3.12 所示。从试验结果看，以不加氟硅酸钠为宜。

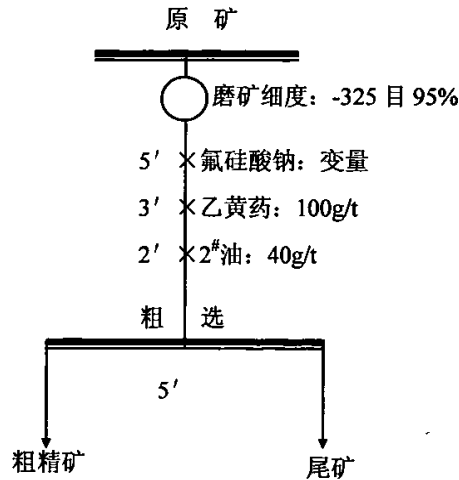


图 3.10 氟硅酸钠用量试验工艺流程图

表 3.12 氟硅酸钠用量试验结果

氟硅酸钠 用量 g/t	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
0	精 矿	63.80	50.61	45.55	70.69	70.65
	尾 矿	36.20	36.99	33.84	29.31	29.35
	原 矿	100.00	45.68	41.31	100.00	100.00
50	精 矿	56.00	50.12	45.21	61.40	63.47
	尾 矿	44.00	40.10	33.12	38.60	36.53
	原 矿	100.00	45.71	39.89	100.00	100.00
100	精 矿	51.00	50.31	45.41	56.08	58.01
	尾 矿	49.00	41.01	34.20	43.92	41.99
	原 矿	100.00	45.75	39.92	100.00	100.00
200	精 矿	47.00	50.72	45.82	52.17	53.88
	尾 矿	53.00	41.23	34.78	47.83	46.12
	原 矿	100.00	45.69	39.97	100.00	100.00

3.4.5 精选流程与药剂制度试验

3.4.5.1 精选流程试验

精选工艺流程探索试验如图 3.11、图 3.12 和图 3.13 所示，精选次数选择一次、两次和三次，试验结果如表 3.13 所示。从试验结果可以看出，精选次数为三次较好。

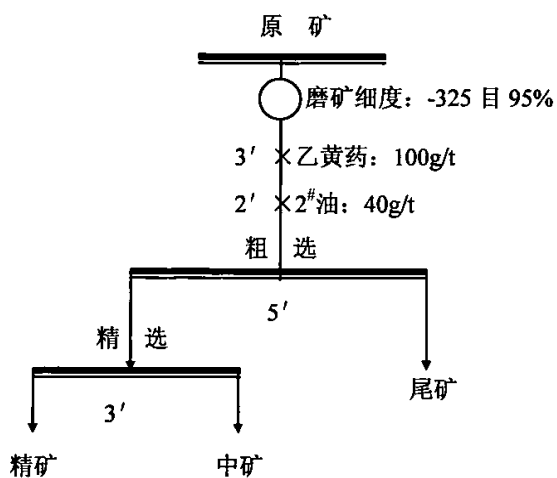


图 3.11 精选一次工艺流程图

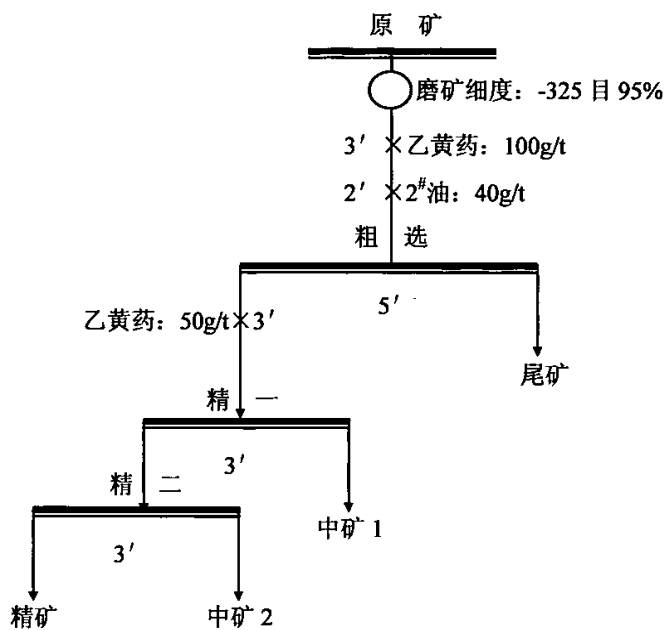


图 3.12 精选二次工艺流程图

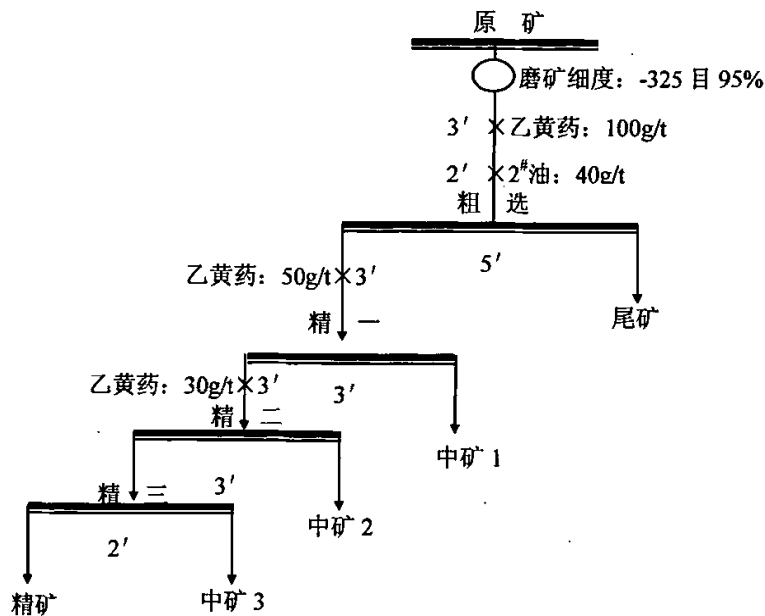


图 3.13 精选三次工艺流程图

表 3.13 精选流程试验结果

精选次数	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
一次	精矿	61.67	50.12	45.11	67.80	67.89
	中矿 1	6.02	48.32	43.50	6.38	6.40
	尾矿	32.31	36.43	32.43	25.82	25.61
	原矿	100.00	45.59	40.92	100.00	100.00
两次	精矿	56.60	50.22	45.40	62.17	62.37
	中矿 2	5.140	49.07	44.23	5.47	5.48
	中矿 1	5.60	48.41	43.60	5.93	5.93
	尾矿	32.70	36.95	33.04	26.43	26.22
	原矿	100.00	45.72	41.20	100.00	100.00
三次	精矿	51.60	51.16	46.56	57.84	54.80
	中矿 3	5.40	50.71	45.64	6.00	5.62
	中矿 2	4.80	49.35	45.40	5.19	4.97
	中矿 1	4.80	48.27	43.44	5.08	4.76
	尾矿	33.40	35.38	39.18	25.89	29.85
	原矿	100.00	45.64	43.84	100.00	100.00

3.4.5.2 精选药剂制度试验

精选药剂制度试验流程如图 3.14 所示。精一的乙黄药用量试验结果见表 3.14 所示；精二的乙黄药用量试验结果见表 3.15 所示。从试验结果看出，精一的乙黄药合适用量为 50g/t；精二的乙黄药合适用量为 30 g/t 为好。

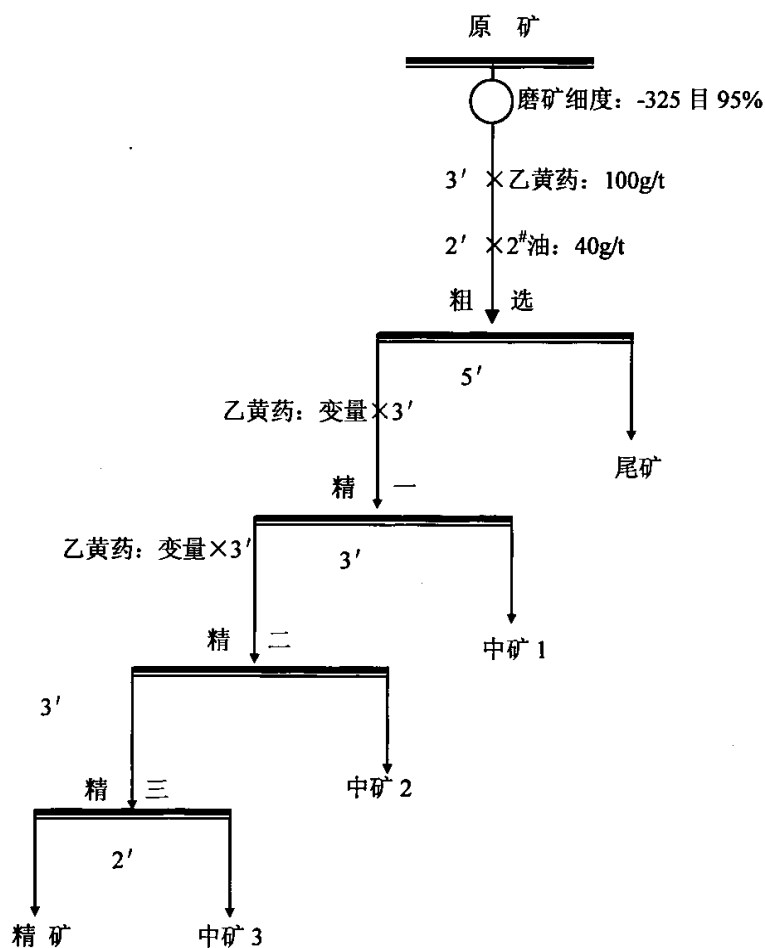


图 3.14 精选药剂制度试验工艺流程图

表 3.14 精一乙黄药用量试验结果

乙黄药用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
精一: 30g/t 精二: 30g/t	精 矿	58.20	50.70	46.21	64.70	67.32
	中矿 3	6.80	50.10	45.60	7.47	7.76
	中矿 2	5.40	50.02	45.58	5.92	6.16
	中矿 1	8.20	49.08	44.13	8.82	9.06
	尾 矿	21.40	27.90	18.44	13.09	9.70
	原 矿	100.00	45.61	39.95	100.00	100.00
精一: 50g/t 精二: 30g/t	精 矿	50.80	50.65	46.18	56.17	57.19
	中矿 3	6.40	50.12	45.68	7.00	6.65
	中矿 2	5.60	49.97	45.51	6.11	6.21
	中矿 1	8.40	49.01	43.98	8.99	9.01
	尾 矿	28.80	34.56	29.83	21.73	20.94
	原 矿	100.00	45.81	41.02	100.00	100.00
精一: 70g/t 精二: 30g/t	精 矿	49.80	50.75	46.21	55.07	55.39
	中矿 3	4.20	50.18	45.76	4.59	4.63
	中矿 2	6.80	50.07	45.59	7.42	7.46
	中矿 1	6.20	49.81	44.73	6.73	6.68
	尾 矿	33.00	36.42	32.53	26.19	25.84
	原 矿	100.00	45.89	41.55	100.00	100.00

表 3.15 精二乙黄药用量试验结果

乙黄药用量 (g/t)	产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
			S	Fe	S	Fe
精一: 50g/t 精二: 10g/t	精 矿	47.00	51.08	46.57	52.76	54.84
	中矿 3	6.40	49.37	45.24	6.94	7.26
	中矿 2	8.80	48.89	44.87	9.46	9.89
	中矿 1	5.00	48.41	43.54	5.32	5.46
	尾 矿	32.80	35.40	27.44	25.52	22.55
	原 矿	100.00	45.50	39.91	100.00	100.00
精一: 50g/t 精二: 30g/t	精 矿	51.60	51.16	46.56	57.84	54.80
	中矿 3	5.40	50.71	45.64	6.00	5.62
	中矿 2	4.80	49.35	45.40	5.19	4.97
	中矿 1	4.80	48.27	43.44	5.08	4.76
	尾 矿	33.40	35.38	39.18	25.89	29.85
	原 矿	100.00	45.64	43.84	100.00	100.00
精一: 50g/t 精二: 50g/t	精 矿	57.60	50.92	46.01	64.17	63.15
	中矿 3	2.80	49.31	45.34	3.02	3.03
	中矿 2	3.40	48.97	45.14	3.64	3.66
	中矿 1	4.20	48.41	43.78	4.45	4.38
	尾 矿	32.00	35.31	33.81	24.72	25.78
	原 矿	100.00	45.71	41.97	100.00	100.00

3.4.6 丁黄药探索试验

丁黄药探索试验流程如图 3.15 所示，试验结果如表 3.16 所示。从试验结果看，丁黄药效果不好，这是由于丁黄药捕收能力太强的缘故。

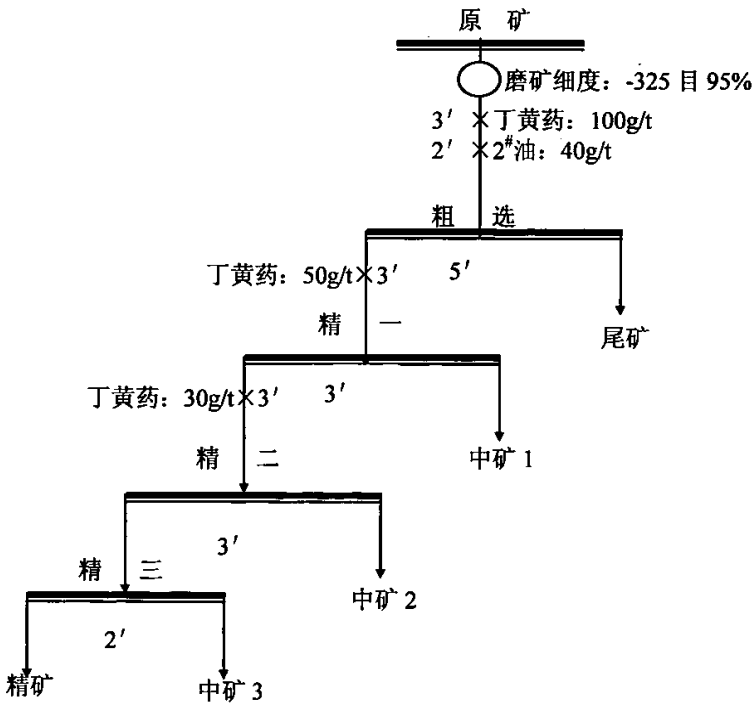


图 3.15 丁黄药探索试验工艺流程图

表 3.16 丁黄药探索试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
精 矿	61.00	49.43	44.98	65.76	66.24
中矿 3	3.80	49.32	44.85	4.09	4.12
中矿 2	5.40	48.92	44.67	5.76	5.85
中矿 1	8.40	48.52	43.81	8.89	8.89
尾 矿	21.40	33.21	28.90	15.50	14.93
原 矿	100.00	45.85	41.42	100.00	100.00

3.4.7 开路试验

开路试验工艺流程如图 3.16 所示，试验结果如表 3.17 所示。

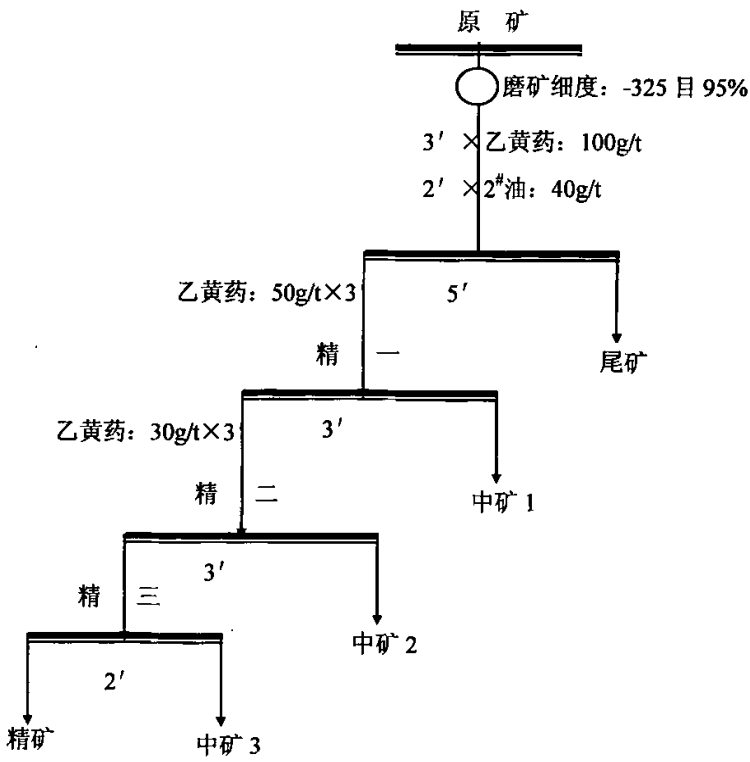


图 3.16 开路试验工艺流程图

表 3.17 开路试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
精 矿	51.60	51.16	46.56	57.84	54.80
中矿 3	5.40	50.71	45.64	6.00	5.62
中矿 2	4.80	49.35	45.40	5.19	4.97
中矿 1	4.80	48.27	43.44	5.08	4.76
尾 矿	33.40	35.38	39.18	25.89	29.85
原 矿	100.00	45.64	43.84	100.00	100.00

3.4.8 闭路试验

闭路试验结果见表 3.18,产品质量多元素分析如表 3.19 所示，闭路试验流程见

图 3.17，数质量流程图见图 3.18。

表 3.18 闭路试验结果

产物名称	产率 (%)	品位 (%)		回收率 (%)	
		S	Fe	S	Fe
精 矿	54.21	50.62	45.81	60.27	60.27
尾 矿	45.79	39.50	35.75	39.73	39.73
原 矿	100.00	45.53	41.20	100.00	100.00

表 3.19 产品质量多元素分析

元 素	S	TFe	Pb	Zn	SiO ₂	Cl ⁻	王水中不溶物
含量 (%)	50.62	45.81	0.026	0.016			0.48

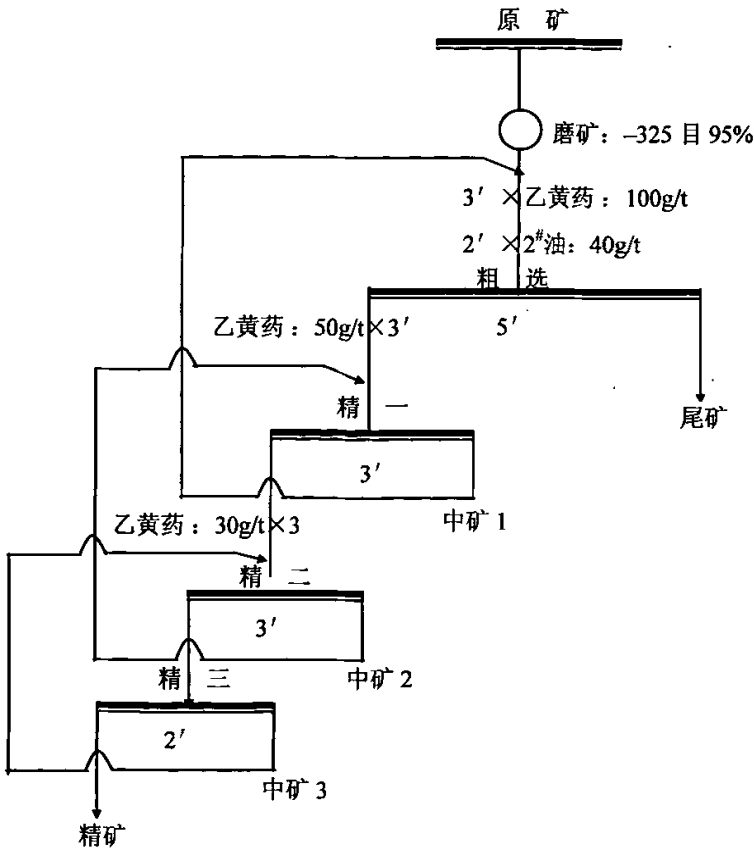


图 3.17 浮选闭路试验工艺流程图

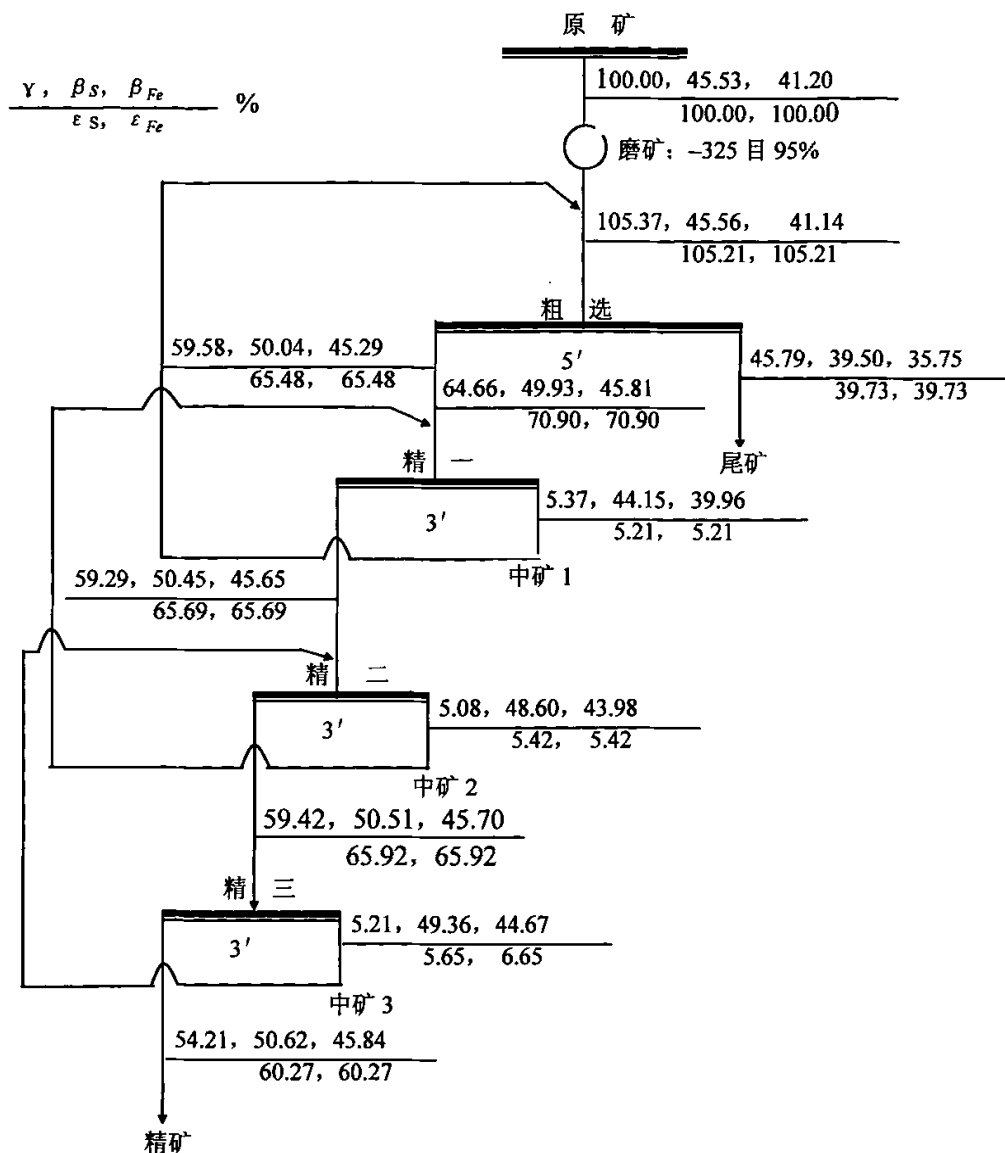


图 3.18 数质量流程图

3.5 本章小结

本章经过一系列试验研究, 得到以下结论:

(1)、原矿光谱半定量分析及化学多元素分析结果表明: 大厂硫精矿硫品位约 45.89%, 全铁品位约 41.60%, Cu、Pb、Mo 含量少。光学显微镜分析结果表明: 大厂硫精矿的主要矿物为黄铁矿, 而黄铜矿、辉钼矿、闪锌矿及方铅矿等硫化矿

含量很少，表明用大厂硫精矿应该可以生产出高品位硫精矿。

(2)、粒度分析结果表明：大厂硫精矿+325 目粗粒部分硫、铁品位高，但均未达到高品位硫精矿的要求（硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%）；-325 目细粒部分硫、铁品位低，这说明大厂硫精矿中有黄铁矿的连生体存在，也可能夹杂有细粒脉石矿物。

(3)、从原矿单体解离度分析可见：+200 目粗粒部分黄铁矿连生体含量高；随着粒度减小，矿物单体解离度增加，连生体含量降低，但已单体解离的不含黄铁矿的脉石（包括黄铜矿、辉钼矿、脉石等）矿物较多。由于粗粒部分连生体含量高，故需经过再磨矿，才能用大厂硫精矿生产高品位硫精矿。

(4)、pH 值调整剂与脉石矿物抑制剂种类及用量试验研究结果表明：对该纯度较高的硫精矿进行强化再浮选，宜直接浮选，即在 pH 值为 6 的条件下浮选；硅酸盐类脉石矿物抑制剂对该硫精矿强化浮选没有促进作用。

(5)、大厂硫精矿经过再磨矿，在细度-325 目占 95%的条件下，采用一粗、三精，中矿顺序返回工艺流程，可获得产率 54.21%，硫品位 50.62%，回收率 60.27%；铁品位 45.81%，回收率 60.27%的合格高品位硫精矿。

第四章 高品位硫精矿的浓缩过滤及干燥脱水特性研究

4.1 前言

高品位硫精矿技术指标要求细度为 $-45\mu\text{m}$ 粒级含量大于 90%，水分含量小于 0.2%。由于粒度细，水分含量低，故其浓缩过滤及干燥脱水难易程度是浓缩过滤及干燥脱水工艺、设备选择的技术关键。本章进行了高品位硫精矿的浓缩过滤特性及干燥脱水特性研究，旨在为浓缩过滤与干燥脱水方法提供理论依据。

4.2 高品位硫精矿浓缩过滤特性试验研究

4.2.1 沉降试验

高品位硫精矿比重大，从理论上讲应该容易沉降，但是，由于其粒度细（ -325 目达 95%以上），且精矿中含有部分药剂，可能会影响其沉降速度。为了考查高品位硫精矿的沉降特性，进行了沉降试验研究。试验结果如表 4.1 及图 4.1 所示。从试验结果看出，高品位硫精矿容易沉降。

表 4.1 沉降试验结果

沉降时间（分钟）	0	1	2	4	7	12	20
沉降深度（毫米）	0	50	89	131	176	230	230

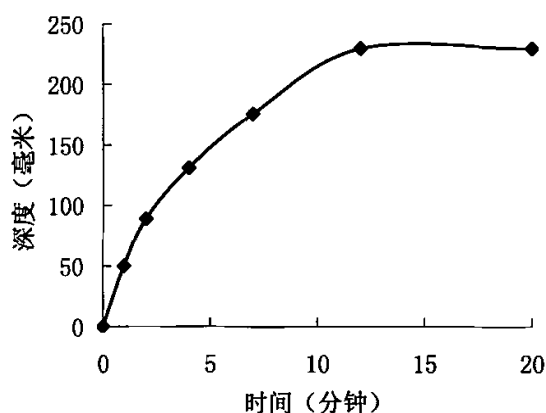


图4.1 高品位硫精矿沉降曲线

从试验结果看出，高品位硫精矿沉降速度快，容易沉降。因此，选用一般的浓密机或浓密池即可。

4.2.2 过滤试验

鉴于高品位硫精矿粒度较细，为了考察其过滤特性，特进行本次试验。试验

结果如表 4.2 及图 4.3 所示。从试验结果看出, 高品位硫精矿容易过滤, 选用一般过滤机或沉降后自然空干也可。

表 4.2 过滤试验结果

时间 (S)	0	1	2	3	4	5	6
水分 (%)	40	27.2	20.3	16.1	15	14.5	14.5

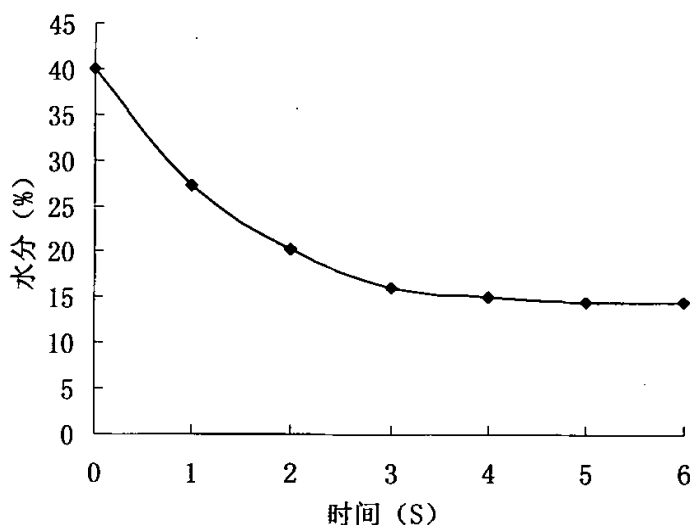


图4.2 超纯硫精矿过滤曲线

4.3 干燥理论及高品位硫精矿脱水干燥性能

4.3.1 干燥的基本理论

4.3.1.1 干燥的机理

干燥过程的本质是被除去的水分从固相转移到气相中, 固相为被干燥物料, 气相为干燥介质。干燥过程得以实现的条件是水分在物料表面的蒸气压必须超过干燥介质 (如高温烟气) 中的蒸气压, 物料表面水分才能汽化, 由于表面水分的不断汽化, 物料内部的水分方能继续向表面移动。水的汽化需要热量, 要进行热量的传递。热量的传递是由物体内部或物体之间的温度不同引起的, 根据热力学第二定律, 当无外功输入时, 热量总是自动地从温度较高的物体转移至温度较低的物体。

传热的基本方式有四种：对流、传导、辐射和高频。对流是流体各部分质点发生相对位移而引起的热量传递过程。在精矿干燥中，当高温烟气流过被干燥物料时，热能由流体传到湿物料表面，使被干燥的物料温度升高，该过程称为对流传热。传导是热量从物体中温度较高的部分传递到温度较低的部分或者传递到与之接触的温度较低的另一物体的过程。精矿颗粒受高温烟气包围，热量从颗粒表面逐渐传递到颗粒内部，使整个颗粒温度升高。辐射是物体因各种原因发出辐射能，其中因热而发出辐射能的过程称为热辐射。常以电磁波的形式发射并向空间传播。当遇到另一物体时，一部分被反射，一部分被吸收，而另一部分则穿透物体。被吸收部分重新又转变为热能。在火床炉燃料燃烧过程中，当含有一定水分的新燃料直接加到炽热的火床时，除受下面炽热火床的加热外，还受到炉膛内高温火焰和炉墙的辐射热作用，温度很快升高，立即进入燃烧的热力准备阶段，这一过程称为辐射传热。高频是当电解质物料放在高频(约 10MHz)振荡电场中时，电能潮湿的电介质中转变为热能的过程。由于介电加热发生在整个物料的内部，干燥的物料相当均匀。但高频设备中产生的能量较为昂贵，该方法很少用于实际生产。在选矿厂的实际干燥过程中，对流、传导和辐射三种传热方式很少单独存在，通常都是相互伴随着同时出现。

4.3.1.2 干燥速度及干燥过程

在干燥过程中，当干燥介质的蒸气压低于矿粒表面水分的蒸气压时，由于压差的影响，水分由矿粒汽化而进入介质。所以，矿粒在干燥过程中，水分的降低包括物料中水分向表面扩散和表面水分汽化两个过程。用干燥速度表示物料中水分汽化的快慢。

干燥速度不仅取决于高温烟气的性质和操作条件，同时还取决于物料所含水分的性质。当物料与一定温度及湿度的干燥介质接触时，势必会放出水分或吸收水分，并达到一定的值。在干燥介质状态不变的情况下，物料中的水分总是维持该定值，此定值称为该物料在一定干燥介质状况下的平衡水分。平衡水分代表物料在一定干燥介质状态下可以干燥的限度。只有物料中超出平衡水分的那部分，才有可能在干燥过程中被脱除。该部分水分称为自由水分。物料所含总水分是由自由水分和平衡水分所组成的。

由图 4.3 可知，如某湿物料在相对湿度为 60% 的干燥介质中进行干燥时，物料的最低含水量由点 A 表示，即平衡水为 10.5%。在此烟气状况下，只能脱除物料中大于 10.5% 的那部分水分。

干燥速度决定干燥时间的长短，并直接决定了干燥机处理能力的大小。干燥速度越大，所需干燥时间越短，干燥机的处理能力也就越大。随着干燥时间的增加，精矿中的平均含水量不断减少。精矿平均含水量与干燥时间的关系曲线，称

为干燥曲线。根据精矿含水量随时间的变化值,可求得干燥速度。干燥速度和干燥时间的关系曲线,称干燥速度曲线,如图 4.4 所示。

在干燥过程中,若将含水率超过平衡水分的湿物料与未饱和的热烟气接触,则水分逐渐汽化并通过表面上的气膜扩散至烟气中,烟气则不断将热量传给物料以供给水分汽化所需的潜热,并逐渐把汽化了的水分带走。表面上的水分汽化后,内部水分即向表面移动,使物料中水分慢慢地减少。因此,干燥速度不仅与干燥介质有关,也与物料本身因失水而引起的变化有关。

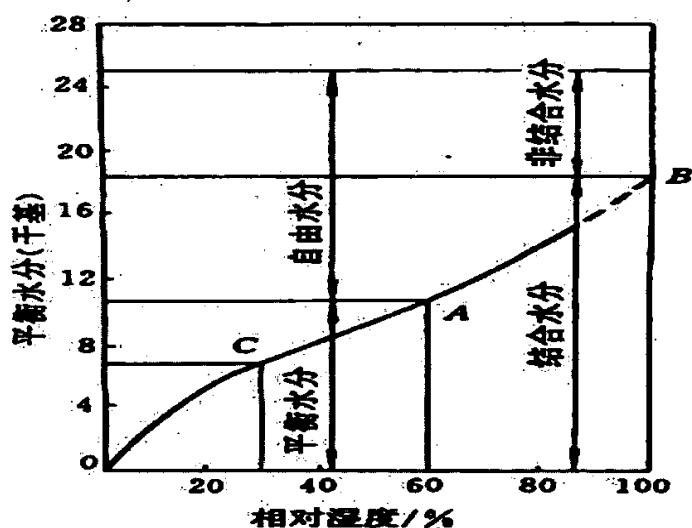
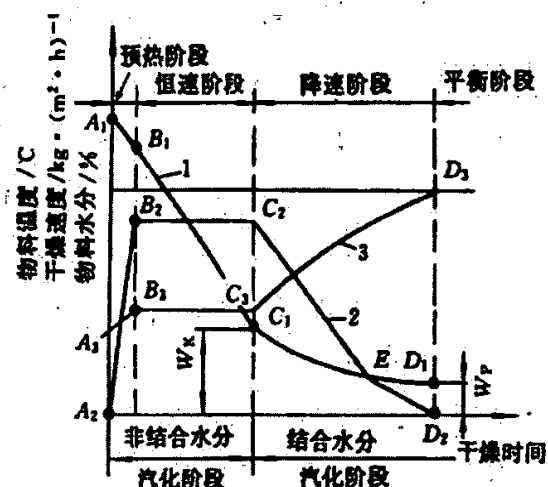


图 4.3 水份的分类



1—物料含水量曲线;2—干燥速度曲线;3—物料温度曲线

图 4.4 物料含水量、干燥速度、物料温度与时间变化关系曲线

4.3.2 高品位硫精矿脱水干燥性能研究

精矿水分含量测定方法：用万分之一天平准确称取待测矿样 $G_1(g)$ ，之后将其放入烘箱，在 105°C 下干燥 24h 以上，直至衡重后，取出放入干燥皿中，待冷却后，用万分之一天平准确称其质量 $G_2(g)$ 。矿样的含水率按下式计算：

$$\text{水分含量}(\%) = \frac{G_2 - G_1}{G_2} \times 100\%$$

干燥试验选择三个温度： 105°C 、 115°C 、 150°C ，滤饼厚度均为 1cm 左右，原矿水分均在 14.5% 左右。在不同时间下，测定精矿水分含量。试验结果如表 4.3、表 4.4、表 4.5 及图 4.5、图 4.6、图 4.7 所示。

表 4.3 105°C 时干燥试验结果

重量 时间	湿重(g)	干重(g)	实时重量(g)	实时水分含量(%)	原矿水分含量(%)
10'	9.7820	8.3180	9.1472	9.14	15.04
20'	10.3627	8.08535	9.2201	3.98	14.56
35'	10.8489	9.2406	9.2986	0.62	14.82
50'	12.2977	10.4703	10.4749	0.04	14.86
70'	10.1348	8.6790	8.6814	0.03	14.36
100'	11.6846	9.9287	9.9312	0.03	15.03
140'	12.6736	10.7550	10.7559	0.01	15.14
160'	9.6066	8.1559	8.1569	0.01	15.10
180'	8.8348	7.5062	7.5070	0.01	15.04
300'	10.6520	9.0732	9.0740	0.01	14.82

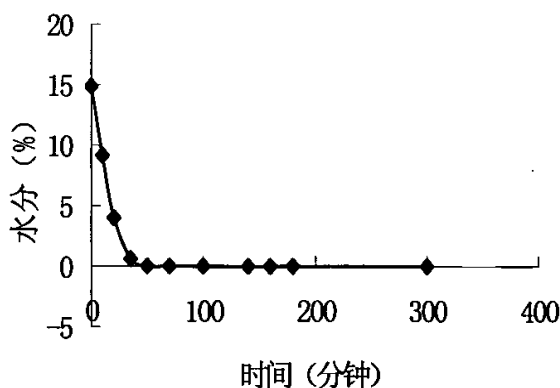


图4.5 105°C 高品位硫精矿干燥曲线

表 4.4 115℃时干燥试验结果

重量 时间	湿重	干重	实时重量	实时水分(%)	原矿水分(%)
10'	8.0799	6.8999	7.2618	4.98	14.60
20'	9.2277	7.9066	7.9255	2.24	14.32
35'	9.7806	8.4083	8.4129	0.50	14.03
50'	10.4028	8.9247	8.9285	0.03	14.21
70'	9.3207	8.0400	8.0410	0.02	14.20
100'	80.8707	7.5844	7.5868	0.02	14.50
160'	8.4440	7.2133	7.2140	0.01	14.57
300'	9.6655	8.3095	8.3104	0.01	14.03

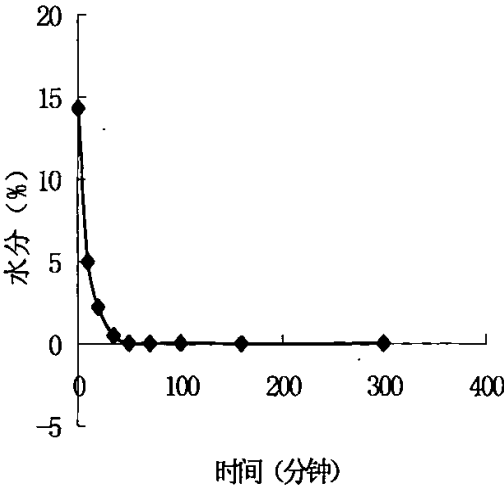


图4.6 115℃高品位硫精矿干燥曲线

表 4.5 150℃时干燥试验结果

重量 时间	湿重	干重	实时重量	实时水分(%)	原矿水分(%)
5'	11.1704	9.5231	10.1452	5.13	14.75
10'	11.6421	9.9226	10.1490	2.23	14.77
15'	12.3025	10.5086	10.5388	0.30	14.58
25'	9.8805	8.4964	8.5043	0.09	14.01
40'	12.2640	10.4602	10.4659	0.04	14.71
60'	11.2259	9.6439	9.6469	0.03	14.09
100'	11.8627	10.1500	10.1519	0.02	14.44
160'	10.2310	8.7577	8.7586	0.01	14.40
300'	10.820	9.2054	9.2063	0.01	14.92

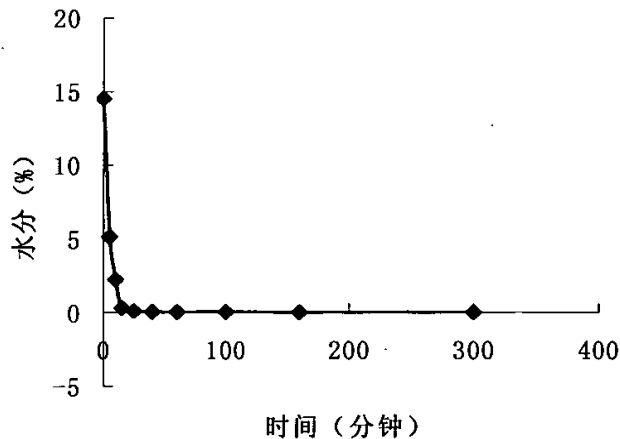


图4.7 150 °C 高品位硫精矿干燥曲线

高品位硫精矿干燥脱水性能研究结果表明：干燥温度 105 °C 和 115 °C 时，干燥约 40 分钟，即可达到 0.2% 以下水分含量；干燥温度 150 °C 时，干燥约 20 分钟，即可达到 0.2% 以下水分含量。因此，高品位硫精矿虽然粒度细，但由于纯度高，基本上不含泥性矿物，因此干燥速度快，易干燥。

4.4 高品位硫精矿干燥脱水设备探讨

干燥机是干燥脱水作业中的主要设备，其类型很多。如按干燥介质的种类进行分类的有空气、热烟气和红外线干燥机等；以操作方法分类，有间歇的和连续的；以气体与物料运动方向不同分类，有顺流式、逆流式和复流式；按气体与物料间传热情况分类，有直接传热、间接传热式。也可以根据干燥机形状及物料运行情况分为膛式、管式、滚筒式、井筒式、沸腾床层式、盘式、螺旋式和振动式等。

目前，国内选矿厂所使用的干燥机有滚筒式干燥机、管式干燥机、井筒式干燥机、沸腾床层式干燥机和盘式连续干燥机等。

(1) 滚筒式干燥机

滚筒式干燥机是应用较多的一种干燥机，结构如图 4.8 所示。滚筒式干燥机适于处理细粒但不过分粘结的物料，可单独干燥浮选精矿。多用于干燥水分较高的 0~13mm 级中细粒含量较多的湿精矿。滚筒式干燥机具有生产率高、操作方便、运行可靠、电耗低等优点。缺点是汽化强度小、钢材消耗大、干燥时间长、占地面积大。

根据干燥介质与物料运动方向的不同，滚筒式干燥机可分为顺流式（干燥介质与湿精矿运动方向相同）和逆流式（干燥介质和湿精矿运动方向相反）两种。

选矿厂多采用直接传热顺流式滚筒式干燥机。

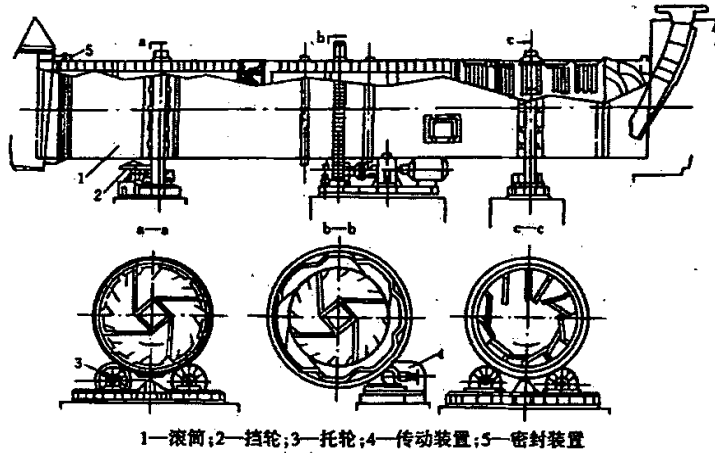


图 4.8 滚筒式干燥机

(2) 管式干燥机

如图 4.9 所示,管式干燥机是利用高温高速烟气使精矿在悬浮状态下进行干燥的一种设备,尤其适于处理密度小的细粒物料,可处理 0~0.5mm 粒级含量不超过 40%的 0~13mm 的湿精矿。由于干燥机中精矿和热烟气接触面大,所以干燥速度快。管式干燥机的优点是占地面积小、设备投资少、单位容积汽化水量大、精矿在干燥机内停留时间短、干燥机结构简单、制造容易、检修方便和钢材消耗低等。缺点是热效率低、电耗大、管壁磨损大、干燥成本高、要求厂房建得较高、干燥后精矿增灰较大、控制复杂、产生矿尘较多。

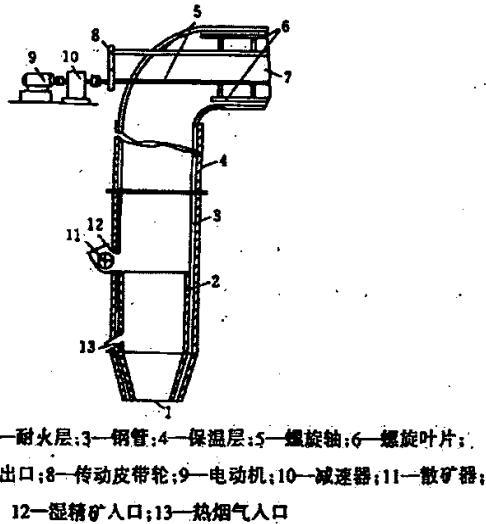


图 4.9 管式干燥机的构造

(3) 并筒式干燥机

如图 4.10 所示井筒式干燥机也称洒落式干燥机，或称竖井式干燥机，是一种逆流直接传热式干燥设备。目前我国使用的井筒式干燥机都是 SK--25 型干燥机，这种干燥机是 20 世纪 60 年代由波兰进口的。井筒式干燥机可以进行末精矿和浮选精矿的混合干燥，也可以进行浮选精矿的单独干燥。井筒式干燥机的优点是热烟气温度低，占空间小。缺点是热效率低，处理量小，在单独干燥浮选精矿时产品水分高。

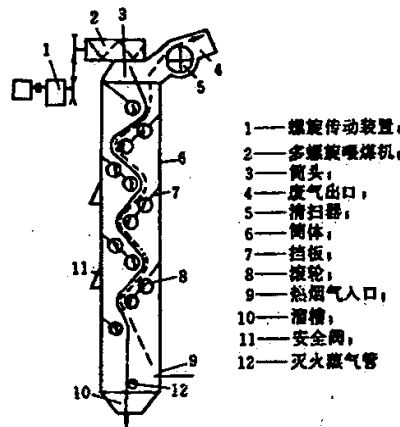


图 4.10 井筒式干燥机

(4) 沸腾床层式干燥机

如图 4.11 所示，沸腾床层式干燥机是一种新型的干燥设备，该机的特点是：热效率高，小时汽化水量大，单台处理能力大，设备布置紧凑，占地面积小，操作人员少。缺点是：油作燃料，浪费资源，不能单独干燥浮选精矿，干燥机结构复杂。

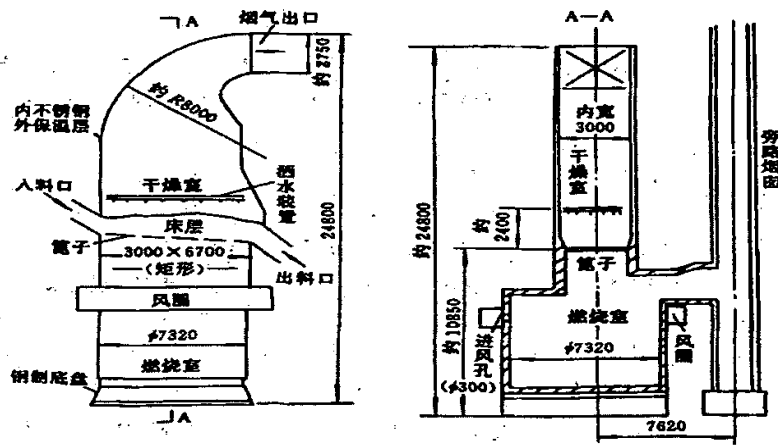


图 4.11 麦克纳利沸腾床层式干燥机结构示意图

(5) 盘式连续干燥机

如图 4.12 所示, 盘式连续干燥机是一种高效的传导型连续干燥设备。其独特的结构和工作原理决定了它具有热效率高、能耗低、占地面积小、配置简单、操作控制方便、操作环境好等特点, 广泛适用于化工、矿业、医药、食品、农药、农副产品加工等行业的干燥作业。在各行业使用实践中深受好评。该干燥机有常压、密闭、真空三大类型, 1200、1500、2200、3000 四种规格, 干燥面积 4~180 平方米, 现已形成系列产品, 可以满足对各种物料进行干燥的要求。



图 4.12 盘式连续干燥机外观图

4.5 本章小结

(1)、沉降、过滤试验结果表明: 虽然高品位硫精矿粒度细 (-325 目达 90% 以上), 且精矿中含有部分药剂, 但其沉降速度仍较快, 容易沉降。因此, 沉降设备选用一般的浓密机或浓密池即可。同时, 高品位硫精矿容易过滤, 选用一般过滤机或沉降后自然空干就可以。

(2)、高品位硫精矿干燥脱水性能研究结果表明: 干燥温度 105℃和 115℃时, 干燥约 40 分钟, 即可达到 0.2%以下水分含量; 干燥温度 150℃时, 干燥约 20 分钟, 即可达到 0.2%以下水分含量。综合考虑, 干燥温度选择 120℃比较合适。高品位硫精矿虽然粒度细, 但由于纯度高, 基本上不含泥性矿物, 故干燥速度快, 易干燥。结合高品位硫精矿干燥脱水设备探讨, 干燥设备宜选用滚筒式干燥机或盘式连续干燥机。

第五章 结论

通过详细的工艺矿物学,浮选工艺和药剂制度,以及高品位硫精矿浓缩过滤特性和干燥脱水特性的研究,结果表明:使用华光硫精矿无法生产满足用户要求的合格高品位硫精矿;使用大厂硫精矿可以生产满足用户要求的合格高品位硫精矿;高品位硫精矿易于过滤浓缩及干燥脱水。具体结论如下:

5.1 华光硫精矿生产高品位硫精矿研究结果

(1) 华光硫精矿硫品位约 48.50%,全铁品位约 42.34%,硫、铁品位均较高。然而,Cu、Pb、Mo 含量也较高,这对生产高品位硫精矿不利。X 衍射分析结果与光学显微分析表明:主要矿物为黄铁矿,但黄铜矿的含量也较高,这也表明用华光硫精矿生产高品位硫精矿有一定的难度。

(2) 粒度分析结果表明:华光硫精矿+200 目粗粒部分硫、铁品位相对较低,;-200 目细粒部分硫、铁品位相对较高,但均未达到高品位硫精矿的要求(硫品位不低于 50%,铁品位不低于 45%);-325 目细粒部分硫、铁分布率最大。这说明粗粒部分单体解离不够,需要再磨矿;同时提高细粒分选效率也是华光硫精矿生产高品位硫精矿的技术关键。矿物组成及连生体中连生的矿物种类分析结果可知,原矿中易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高。所以,即使在单体完全解离的情况下,用华光硫精矿生产高品位硫精矿仍有很大难度。

(3) 在不再磨矿的条件下,用华光硫精矿生产高品位硫精矿的浮选工艺及药剂制度研究表明:由于黄铁矿连生体的存在,用华光硫精矿直接强化浮选,无法获得硫品位大于 50%、铁品位大于 45%的高品位硫精矿。这与工艺矿物学研究结果相一致。

(4) 由于易浮矿物方铅矿、黄铜矿、闪锌矿及辉钼矿含量较高,华光硫精矿即使经过再磨矿,磨矿细度-325 目达 95%,经过一粗、二精开路浮选工艺流程,最终精矿中的铁品位仍不能达到 45%。因此经过再磨矿,也无法合格高品位硫精矿。

5.2 大厂硫精矿生产高品位硫精矿研究结果

(1) 原矿光谱半定量分析及化学多元素分析结果表明:大厂硫精矿硫品位约 45.89%,全铁品位约 41.60%,Cu、Pb、Mo 含量少。光学显微镜分析结果表明:大厂硫精矿的主要矿物为黄铁矿,而黄铜矿、辉钼矿、闪锌矿及方铅矿等硫化矿含量很少,表明用大厂硫精矿应该可以生产出高品位硫精矿。

(2) 粒度分析结果表明:大厂硫精矿+325 目粗粒部分硫、铁品位高,但均未

达到高品位硫精矿的要求（硫品位不低于 50%，铁品位不低于 45%）；-325 目细粒部分硫、铁品位低，这说明大厂硫精矿中有黄铁矿的连生体存在，也可能夹杂有细粒脉石矿物。

（3）从原矿单体解离度分析可见：+200 目粗粒部分黄铁矿连生体含量高；随着粒度减小，矿物单体解离度增加，连生体含量降低，但已单体解离的不含黄铁矿的脉石（包括黄铜矿、辉钼矿、脉石等）矿物较多。由于粗粒部分连生体含量高，故需经过再磨矿，才能用大厂硫精矿生产高品位硫精矿。

（4）pH 值调整剂与脉石矿物抑制剂种类及用量试验研究表明：对该纯度较高的硫精矿进行强化再浮选，宜直接浮选，即在 pH 值为 6 的条件下浮选；硅酸盐类脉石矿物抑制剂对该硫精矿强化浮选没有促进作用。

5.3 高品位硫精矿的浓缩过滤特性及干燥脱水特性研究

（1）、沉降、过滤试验结果表明：虽然高品位硫精矿粒度细（-325 目达 90% 以上），且精矿中含有部分药剂，但其沉降速度仍较快，容易沉降。因此，沉降设备选用一般的浓密机或浓密池即可。同时，高品位硫精矿容易过滤，选用一般过滤机或沉降后自然空干就可以。

（2）、高品位硫精矿干燥脱水性能研究结果表明：干燥温度 105℃和 115℃时，干燥约 40 分钟，即可达到 0.2%以下水分含量；干燥温度 150℃时，干燥约 20 分钟，即可达到 0.2%以下水分含量。综合考虑，干燥温度选择 120℃比较合适。高品位硫精矿虽然粒度细，但由于纯度高，基本上不含泥性矿物，故干燥速度快，易干燥。结合高品位硫精矿干燥脱水设备探讨，干燥设备宜选用滚筒式干燥机或盘式连续干燥机。

致 谢

本课题是在导师何廷树教授及柳晓峰高工的悉心指导下完成的。我顺利地成学业，离不开恩师学术上的谆谆教诲和生活上的关心爱护。恩师渊博的知识、严谨的治学态度、求真务实的学者风范、忘我的工作精神，让我受益终生！在此，向何廷树教授及柳晓峰高工致以崇高的敬意和衷心的感谢！！

本研究得到西安建筑科技大学何廷树教授、王冠浦教授、谢建宏老师，金堆城钼业集团有限公司马保平书记，技术处朱永安、石拴虎，百花岭选矿厂张学武、相伟鹏，三十亩地选矿厂马骁、周乐伦，华光实业有限责任公司段志毅、孙胜奇、王平等多位老师和领导的大力协助及无私指导，同时也得到了有关部门及亲朋好友的支持帮助，在此，一并表示感谢！

谨向所有关心、帮助过我的人致谢！

洪养军

2006年5月

参考文献

1. 辜丽华 王昭文 《硫铁矿和硫精矿》行业标准修订简介 化工标准化与质量监督 1997 年第 1 期.
2. 陆瑞生. 二硫化铁晶体结构对电化学性能的影响. 研究与设计, 2001 年第 3 期.
3. 刘斌. AA 型密封 MH-Ni 电池内阻特性研究[J]. 电源技术, 1999 年第 6 期
4. 文国光主编. 化学电源工艺学[M]. 北京: 电子工业出版社, 1994 年.
5. 谢中伟. 方型密封镉镍电池快速充电研究[J]. 电源技术, 1996 年第 4 期.
6. 韦德科. 硫铁矿烧渣的利用探讨. 化工技术, 1994 年第 4 期
7. 韦华祖. 提高硫精矿含金品位的试验. 湖南有色金属, 1999 年第 1 期.
8. 汪桂萍. 程潮铁矿硫生产现状及提高硫回收率的措施. 武钢矿业, 1997 年第 1 期
9. 王乃林. 选矿设计手册. 冶金工业出版社.
10. 苏无畏. 提高硫精矿效益的几点想法. 硫酸工业, 2003 年第 2 期.
11. 韦德科. 关于硫酸烧渣的利用及建议. 云南冶金, 2000 年第 12 期.
12. 贵州省冶金设计院. 硫铁矿选矿原则工艺评价研究报告[R], 1995 年 9 月.
13. 罗廉明. 提高精矿质量和矿产资源利用率. 湖南有色金属, 1999 年第 5 期.
14. 许时. 矿石可选性研究(修订版). 北京: 冶金工业出版社, 1995 年.
15. 朱玉霜. 浮选药剂的化学原理. 长沙: 中南工业大学出版社, 1987 年.
16. 付浩. 出口高硫低硅优质硫精矿的试生产. 金属矿山, 2004 年第 4 期.
17. 梁瑞绿. 浮选药剂的混合使用及其协同效应. 国外金属矿选矿, 1998 年第 4 期.
18. 衣德强. 硫精矿提硫降杂工业试验研究. 矿冶研究与开发, 2004 年第 5 期
19. 刘仁梁. 城门山铜硫矿选矿试验与设计研究. 江西有色金属, 1998 年第 3 期.
20. 程平轩. 复杂硫化矿选矿工艺研究评述. 有色金属(选矿部分), 1998 年第 1 期.
21. 刘仁梁. 城门山铜硫矿自磨矿半工业性试验与设计研究. 有色金属(选矿部分), 1997 年第 6 期.
22. 于金吾. 现代矿山选矿新工艺、新技术、新设备与强制性技术规范全书. 当代中国音像出版社.
23. 王俊等. 新桥硫铁矿选硫工业生产实践. 武汉化工学院学报, 2001 年第 2 期.
24. 钱鑫. 铜的选矿[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1987 年.
25. 刘迪. 提高硫精矿质量的生产实践. 2006 年第 1 期.

- 26.赵红芬.提高安庆铜矿硫精矿指标的关键—改变分离中矿返回地点.江西有色金属, 1997 年第 4 期.
- 27.郑旭惠.水力旋流器在泗洲选矿厂的应用.江西有色金属, 2000 年第 4 期.
- 28.林清桂.提高硫精矿品位的工艺改造.金属矿山, 2003 年第 9 期.
- 29.周少珍、李崇德.永平铜矿铜硫浮选工艺的改造实践.矿业工程, 1998 年第 4 期.
- 30.刘正强.金山店选矿厂选硫工艺及设备的优化实践.金属矿山, 1999 年第 3 期.
- 31.孙怀峰.硫精矿压过滤浓缩联合脱水工艺在新桥矿的应用.矿业快报, 2000 年 4 月第 8 期.
- 32.张吉贵.选矿硫精矿脱水工艺分析.新疆钢铁, 1998 年第 4 期.
- 33.关文富.矿用重型高效过滤浓缩机的研制与应用.金属矿山, 1997 年第 4 期.
- 34.F·康·查等.20 世纪浓缩技术发展.国外金属选矿, 2004 年 10 月.
- 35.谭蔚.国外过滤分离技术的发展.化工机械, 2002 年第 4 期.
- 36.刘广龙.过滤设备研发现状与展望.过滤与分离, 2004 年第 3 期.
- 37.何国勇.国产 TT 系列特利陶瓷过滤机的应用探讨.有色金属, 2003 年第 1 期.
- 38.黄晏.BST 陶瓷过滤机的应用与开发.矿业快报, 2003 年第 5 期.
- 39.李占勇.干燥技术的革新及未来趋势.南京林业大学学报, 第 21 卷增刊.
- 40.刘广龙.过滤设备研发现状与展望.过滤与分离, 2004 年第 3 期.
- 41.潘永康.干燥过程特性和干燥技术的策略.化学工程, 1997 年第 3 期.
42. Filtration apparatus, Filtration and Separation 1997,34(9): 926
- 43.Nonwoven Filter Media Market in North America,Filtration and Separation 2003,9(40): 24-25
- 44 Liu.Y; Liu. Q. Flotation separation of carbonate from sulfide minerals, flotation of single minerals and mineral mixtures, 2004,17(7-8): 855-863
- 45 Evangelou,V.P., Pyrite microencapsulation technologies: Principles and potential field application,Ecological Engineering 2001(17):165-178
- 46 Schweiss, Pete; Hans-Dieter, Dorflinger, Method of regulating a flotation system with a primary and secondary stage, Minerals Engineering.Volume:, Issue:, August, 1995, 8(8): 943
- 47.Tolley, W.; Kotlyar, D.; Van Wagoner, R., Fundamental electrochemical studies of sulfide mineral flotation, Minerals Engineering.1996, 9 (6):603-637