矿石可选性半工业试验

[苏] Г．С．别尔格尔等

１９８６年１０月

顶级地质论坛：地信网论坛 bbs.3s001.com/

本书系根据苏联矿产出版社（Недра）出版的别尔格尔（Г.С.Бергер）等所著的《矿石可选性半工业试验》（Полупромышленные испытания руд на обогатимость）一书1984年版翻译的。原书评阅人为科学技术硕士库茨涅佐夫（В.П.Кузнецов）。

本书是一本系统而全面地论述矿石可选性半工业试验的专著。书中阐述了矿石可选性半工业试验前的准备；研究了各种选别作业和辅助作业；介绍了有色金属和稀有金属矿石，贵金属矿石，非金属矿产，复合矿石，以及加工矿物原料的尾矿利用的半工业试验流程；对半工业试验中污水的净化、回水供水、过程中取样和自动化控制也作了阐述。该书对从事地质勘探，矿产开发利用，矿石选矿试验研究，选矿厂设计等有关人员和大专院校师生，中小型选矿厂的生产技术人员均有参考价值。

参加本书译校的有：李正忻、肖至培、田淑艳、方群英、聂良田、李英堂、康玉身、张鸿源、王韩生等同志，全书由赵涌泉高级工程师审校。

图34，表37，参考文献51条。

页数=144

前　言

在《1981—1985年及1990年前苏联经济和社会发展的基本方向》中明确规定，必须充分保证国民经济各部门对有色金属和黑色金属以及其它原料的需求。在完成这项任务中新矿床的勘探和开采具有重要的作用。

半工业试验是对所勘探矿床的矿石进行工业评价的重要阶段。它们通常是在完成矿床详细勘探后进行的，详细勘探的结果是苏联国家矿产储量委员会确定储量和编制采选企业设计的依据。

在选矿厂设计之前，应当对具体矿床中的矿石先制定出进行试生产的选矿工艺。这对建设大型企业是非常重要的。建设试验厂或试验站，最终可能节约上亿卢布。

目前，苏联许多选矿试验厂（格拉尼托戈尔、因吉奇金、瑞列夫等）均已投产，同时进行了大量的各种矿物原料的选矿试验。

选矿试验厂能以较少的费用解决建立原料基地和改善矿物原料加工工艺的重要问题。尽管在试验厂所进行的试验是半工业性的，但这些工厂处理大量的样品（例如，格拉尼托戈尔试验厂达到5000吨／昼夜），这不仅可以完成上述任务，而且在许多情况下还可以获得一些商品精矿。

在文献中，对半工业试验厂的工作经验和所处理矿样的特点报导得很少。

作者试图通过系统地叙述选矿主要作业和辅助作业的研究方法和计算方法，总结进行半工业试验的经验，进而为进行半工业试验的工程技术人员提供一些系统的参考资料。

目　录

前　言

第一章　半工业试验的准备……（1）

第一节　半工业试验的任务……（1）

第二节　试验室试验……（2）

第三节　半工业试验计划……（2）

第四节　半工业试验对样品的要求……（4）

第二章　选矿的主要作业和辅助作业的研究……（6）

第一节　破碎和磨矿……（6）

第二节　预选……（12）

第三节　选矿的主要作业……（20）

第四节　选矿流程中的化学冶金工艺……（41）

第五节　选矿的辅助作业……（59）

第三章　选矿工艺流程的研究……（67）

第一节　有色金属和稀有金属矿石……（67）

第二节　贵金属矿石……（78）

第三节　非金属矿产……（86）

第四节　复合矿石……（103）

第五节　选矿尾矿的利用……（111）

第四章　回水供水流程的研究……（113）

第一节　试验室研究……（113）

第二节　污水的组分及其净化方法……（118）

第三节　半工业试验过程中污水的净化和回水流程的制定……（123）

第五章　半工业试验的取样和控制……（132）

第一节　工艺过程的取样……（132）

第二节　半工业试验工质的控制……（135）

参考文献

39374

第一章　半工业试验的准备

第一节　半工业试验的任务

进行半工业试验的目的是各种各样的。根据对科研工作者提出的任务，确定试验工作的规模、试验期限、以及所获得资料的用途。

为了取得选矿厂设计的原始资料或者为论证所勘探矿床的矿产储量和计算工业指标提供原始资料而进行的试验，是最困难的和需时最长的。

在进行半工业试验之前，应当查明和圈定（利用工艺取样和填图方法）矿石的工业类型和等级，详细研究矿石的物质组成、物理和性质，制定出在试验室条件下矿石加工工艺流程，并应考虑到原料的综合利用。

为了选择最佳的选矿质量流程，除了要有有用矿物的物质组成资料外，还必须有如下资料：矿物的浸染特性、矿物在自然环境作用下被破坏的程度、粘土和原生矿泥的含量、次生矿化过程发展程度、水分的含量、粒度特征和最大粒度、根据最有前途的流程进行矿石可选性试验的结果，为了对这些流程进行技术经济对比所必须的指标和用最佳选矿流程获得的选矿工艺指标（产率、品位和回收率）之间的关系，在不同段数和不同的粒度下采用不同流程选别矿石的试验结果。

为了计算数量流程和矿泥流程必须具备的资料有：破碎产品的粒度特征、个别作业的产品中有用组分的含量、个别作业的产品中有用组分的作业回收率和总回收率、给矿和某些作业产品中最佳的液固比、补充到某些作业中的新鲜水的单位消耗量。

为了确定设备的生产率，必须要有试验结果或者可以确定单位生产率的实际资料。为了选择浮选机、搅拌槽和脱水槽，就必须掌握每项作业中产品的处理时间。这些资料都应包括在科研报告中。

制定矿石选矿工艺流程，应当预先考虑到原料的综合利用及最大限度地利用回水或排往露天水系的污水净化问题。所制定的流程，无论是用新鲜水或是用回水都必须能进行试验。

在某些情况下，半工业试验阶段可以完成其它一些任务，例如，新药剂的研究，制取系列精矿以便下一步将其试制成成品，新选矿设备工作制度的研究，选矿主要作业和辅助作业的研究。与试验室试验不同，在半工业条件下有可能进行选矿的闭路循环试验，并能获得更可靠的资料。半工业试验与工业试验也不同，半工业试验不需要大量的经费开支，对矿石的处理量和商品精矿的生产也没有不良的影响。

第二节　试验室试验

半工业试验前，首先要进行试验室研究。通过试验室试验可以制定出处理矿石的原则流程，并确定某些作业的指标。但是，在许多情况下，间断给料的试验室设备的工作制度不同于连续运转设备的工作制度，从而降低了选矿工艺指标的重现性。众所周知，通常在试验室条件下，磨矿作业是不带控制分级的，具有中矿返回的浮选流程也纯碎是连续浮选过程的模拟。此外在绝大多数情况下，试验室工艺样品的物质组成也不同于半工业试验的矿石成分。

半工业试验的任务是验证和确定试验室条件下制定的工艺制度和选矿流程。为避免试验过程中的误差，减少样品的数量和缩短试验时间，应从进入试验厂的矿石中取代表性的样品，并在试验室条件下，利用当地水配制的工业药剂重新验证为试验所推荐的工艺流程。在试验室研究结果重现性较差的情况下，建议进行某些系统的短期扩大性试验或使全部流程呈闭路循环，以调整工艺过程及确定某些作业的操作制度[42]。

在试验室试验过程中，应为试验厂的分析工作做好准备，以便对试样的组分进行分析。

第三节　半工业试验计划

科学研究单位（推荐工艺流程的制定者）所制定的半工业试验计划应当包括：

1．试验的目的、任务和期限；

2．对所探讨问题的研究程度；

3．试验室对矿石物质组成和选矿工艺研究的主要成果，其中包括：该矿样的物质组成特征；选矿的质量流程，在该流程中标有选矿产品的产率及浓度、工艺过程中的给水点、流程中各作业的药剂制度和选矿指标；回水供水和污水净化流程；中矿化学冶金处理的工艺制度和指标；

4．根据设备类型、标准设备的改进和非标准设备的制造，推荐半工业设备配置流程；

5．工艺过程中的取样顺序（标明有取样点和控制参数、取样间隙、每昼夜必须分析的项目和数量）；

6．对选矿精矿和化学冶金处理的最终产品质量的要求；

7．药剂和稀缺物质申请单，注明在整个试验期间的用量；

8．所需要的工程技术人员、工人及其装备；

9．流程试验方案的初步评价；

10．注明完成试验期限和必备矿石量的试验工作计划一览表：

矿石工艺样品的配料和取样，代表性样品的加工；

矿石代表性样品物质组成的研究；

试验企业（作业班的技术人员、分析室、技术检验科、机修和动力室等）进行试验前的各项准备工作；

根据所推荐流程用当地水和工业药剂对代表性样品进行重现性试验室研究，确定流程的某些关键环节，半工业试验产品精选作业制度、难选中矿的处理方法和伴生金属（稀有和分散元素）的回收方法；

推荐流程的试验室扩大试验（包括在试验室条件下流程重现性较差时的工作计划）；

工艺流程的配置：应确定保证最佳给矿量的设备生产能力、工艺过程和闭路循环的连续性、矿浆达到最大自流量的条件、对矿石及其选矿产品进行准确取样的可能性；

设备调试；

工艺过程的调整，即根据流程中的某些工序和关键环节调整药剂制度和机械参数，以及在必要的情况下改变所推荐的流程（指出调整的目的、工艺过程可能变化的主要方向、工艺制度的大致方案、工艺指标所要求的最终产品的特征等）；

药剂配制组，应注明所用药剂一览表、工艺过程中的给药点、药剂用量、制备方法、控制试验溶液中活性物质含量和矿浆中药剂的剩余浓度；

选矿最终产品和尾矿液相的浓缩性、过滤性及离子成分的研究；

回水和污水净化的流程试验；

在用回水和净化后的污水进行试验时，取全流程取样取得的和成批精矿累积试验取得的平衡指标；

对选矿精矿和中矿进行化学冶金处理的半工业试验以获得合格产品；

11．半工业试验成果；

完成工艺样品和污水的各项分析；

根据委托单位的要求，为了进一步处理应对选矿合格产品进行干燥、包装；

矿石综合处理工艺指标的计算和最终试验记录的整理；

12．分析所获得的试验数据，编写科学研究报告。

半工业试验总的持续时间为4—12个月，这与试验工作计划和处理矿石所采用工艺的复杂程度有关，同时也取决于完成某些阶段试验所必须的时间。在这种情况下，试验企业在试验前（1—2个月）的准备时间及完成试验准备（半个月—1个月）的时间，都由该企业领导决定；而设备调试时间（0.5—1.5个月）和流程调整时间（1.5—6个月），其中包括水的循环和平衡（0.5—1.5个月）试验，由科学研究单位的领导决定。

在半工业试验计划中，应当考虑到国家矿产储量委员会或设计单位对获得的试验资料总的要求，并应详细列出工业企业设计所必须的资料一览表。根据上述建议所编制的半工业试验计划应当以一定方式与委托单位和设计单位达成协议，并由科学研究所和试验企业的领导批准。

根据所批准的计划，委托单位和试验企业签订工艺试验的合同，同时试验企业与选矿流程设计单位也要签订合同。试验计划、标明中间试验阶段的日程安排及基本费用的财务预算都应附在主要合同书中。在合同书中委托单位应注明完成试验的期限、矿石工艺样品发送的条件。

试验企业的责任是：

将运来的矿石卸下来，再将其运到贮矿场，进行配矿和取样；

根据已批准的数质量流程图，与研究单位的代表共同编制设备联系图；

购置必要的材料、设备和药剂；

按工艺流程对设备进行安装和调试；

分析室、技术检验科和辅助科在试验前的准备工作；

主要设备和辅助设备的连续运转，及时地排除出现的机械故障；

与检查员一起，按统一的取样流程图进行工艺过程的取样和检查；

分析选矿产品，完成内检和外检；

在检查员的指导下，为进行确定工艺参数的试验室研究创造条件；

在研究单位代表的辅导下，计算包括金属量平衡的主要的选矿指标；

根据委托人的要求，要及时准备和发送批量试验的精矿和选矿厂的产品。

试验单位应对已定的工艺制度和所取得的成果负责。对已确定的工艺流程，必须有充分的根据，才能进行原则性更改。

委托人的责任是：

按规定的期限发送附有必要技术资料的工艺样品，这些资料包括：取样单，在矿坑的平面和断面的取样编录，样品的光谱、化学和矿物学初步分析结果，并注明所使用的方法。矿石工艺样品（粒度不超过300毫米）的主要有用组分的含量和造岩岩体物质组分应基本符合试验室所研究的样品；同时这种工艺样品对于矿床中每种已查明的工业类型的矿石来说都应具有代表性，矿石工业类型的划分已考虑了在矿床开采时所设计的矿山开采条件；

在装车和将矿石从取样点发送到指定地点时应保证样品的完整性，即样品无损失和不受其它物质（煤、盐、油、试剂等）的污染；

保证及时拨给试验经费，并根据签定的合同将足够的劳动定额转交给试验企业。

检查工艺试验的科学研究单位，为了组织试验必须及时地研究向试验单位提交原始资料，要保证检查员对试验设备的检查，以实施对试验的科学指导；参加编制设备联系图并根据装配图提出安装建议；参加工艺过程调整工作，在必要时还要参与试验室研究；与试验单位的工作人员一起作好试验记录及整理有关资料并编写试验报告。

科学研究单位应对在半工业试验和扩大试验条件下试验室研究结果的重现性承担责任。

第四节　半工业试验对样品的要求

对半工业试验来说，矿石取样，是总的试验计划中最重要的一环。在取样过程中应当考虑到所进行的地质和工艺研究（其中包括工艺制图）的综合成果。样品的物质组成和工艺性质应当符合送到选矿厂的实际矿石，同时应考虑对矿床进行工业开采时矿石的贫化率。

对于半工业试验样品的取样，地质部门应当编写专门的设计书[41]。设计书应与完成工艺研究的科学研究单位和进行固定标准计算和设计工业企业的设计院商定。

取样的技术条件应考虑到下列问题：

样品的物质组成（有价组分和主要造岩组分的含量及其浸染程度等）对于已查明的每种工艺类型的矿石都具有代表性；

取样应当根据已确定的贫化率进行；

不论所采用的取样方法如何，样品中应包括用于研究自磨、洗矿、预选（放射选矿、跳汰选矿、重介质选矿）作业所必须的粗粒级（－300＋25毫米）及细粒级（－25＋0毫米）矿样。在混样和装卸样品时，应当避免粉矿损失，因为有价矿物和其它组分往往富集在这种粉矿中，它们对矿物原料处理工艺具有重要的影响；

所需样品最小重量的确定，在每种具体情况下，取决于矿石的物质组成、有价组分的含量和工艺流程的复杂程度、试验计划及试验时间、手选试验的必要性、大块矿石的选别、大量精矿和中矿的自磨和分选。

用于含金矿石试验的最小矿样量的计算实例列于表1-1。

用浮选或重浮流程进行工艺试验的含金矿样最小数量的计算实例 表1-1

标准计划试验阶段	试验（不计算停工和休假日）期限（昼夜）		必需的矿石量（吨）		其它条件
			用扩大试验设备	用半工业规模设备	
主要工艺样品取样	试验前的准备阶段		2—4	25—50	根据矿石粒度，金浸染不均匀程度
设备调试	5—7		8—10	125—175	根据流程的复杂程度
推荐流程的试验室试验或扩大试验	5—10		平均试样数据		
工艺过程调整：					
用新鲜水	5—10		8—22	125—375	根据流程的复杂程度
用回水	5—10	8—15	125—250		同上
取批量精矿试验所获得工艺指标：					
用新鲜水	8	12	200		
用回水	8	12	200		
合计	36—58	50—75	350—1250		

注：1.试验室设备生产能力为1.5吨／昼夜；半工业试验设备生产能力为20－50吨／昼夜。

2.试验的总期限包括计算准备期、流程安装（30－45天）、因设备修理和流程改动停工（15－30天）、分析生产结束、精矿系列试验的准备（10－15天）和休假日为4－5个月。

3.在这种情况下，如果工艺矿样试验量达到计划规定的最小量时，对进行试验合理性的问题应在委托单位代表的参加下决定。

含金矿石的取样工作，要求严格地遵守一系列条件，并应具有较高的准确性。在样品制备过程中，必须避免可能引起金的损失和矿石工艺性质发生改变。

破碎样品时，在形成的粉末中往往有金和硫化物富集。为了不使粉末损失，对样品的加工（干燥、搅拌、缩分）必须在无缝、平滑的平面上进行。对于大样来说，应修筑平整的水泥地坪、精致的木质垫板和用铁皮铺衬的场地。最好是用聚乙烯铺盖的场地。在帆布上制备样品有可能造成游离金的损失。制备少量样品的工作台应该用漆布、铝板或玻璃板铺衬。

设备（破碎机、磨矿机、缩分机等）不应该有能够聚集金的“死角”。对于样品的贮存和干燥，最好使用釉质的、铝质的或不锈钢的器皿。

当在矿石中对有用组分浸染不均匀的矿床中取样时，往往发现样品和矿床中的有用组分含量有较大差别，当其中的一种组分差值超过15—20%时，必须向配好的样品中再添加一些矿石或重新取样。

第二章　选矿的主要作业和辅助作业的研究

工艺样品应附有取样说明书和取样单。取样单应注明：样品的重量、最大矿块粒度、主要有价组分含量及其化学和物相分析结果、矿物成分、矿石物理性质、取样地点等。

有色和稀有金属矿石的特点是成分复杂，即其中含有多种有用组分。选矿最重要的任务是尽可能充分地分选出矿石中含有的主要有用组分并制取同名精矿。在大多数情况下，处理复合矿石需要采用复杂的联合流程。

采用复杂的流程，往往需要进行单元试验，或对某些作业进行单独试验。

单独试验的作业或为单独试验分出的流程，应当考虑到试验临时中断对工艺指标的影响[7]。例如，在磨矿和浮选之间，浮选和浮选产品氰化之间，在复合矿石选矿时矿石各种有价组分浮选作业之间都不允许有长时间的中断，因为矿石细磨颗粒的氧化（例如，硫化物）和药剂分解，矿泥长时间存放都可能使下一步的作业指标发生根本性的变化。

在流程进行单元试验后，还要对全流程进行合理性试验。

试验前应测定矿石的物理性质：体重、密度和硬度(按M.M.Протодьяконов刻度)等。

第一节　破碎和磨矿

有用矿物选矿时，**破碎和磨矿**作业的任务是解离连生体中的矿物颗粒，以及制备一定粒度的物料。选矿前的碎矿和磨矿是高度降低矿块粒度的作业，对于重选破磨比为30，对于浮选为15000。**破碎机**和**磨矿机**只有在破碎比较小的情况下才能有效地工作，因此将矿石从原始粒度破磨到所需要的粒度往往需要经过几段破碎。

通常试验厂都具有预先制定好的碎矿流程，该流程适合于用试验厂现有磨矿机磨矿。例如，在格拉尼托戈尔试验厂，矿石分两段破碎：第一段在颚式破碎机中进行开路碎矿；第二段在带有振动筛的短锥破碎机中进行闭路碎矿。进入破碎作业的矿石粒度为250—0毫米。第一段将矿石破碎到50—0毫米，第二段将矿石破碎到15—0毫米。

在因吉奇金试验厂，以相似的方式进行碎矿。被破碎矿石的最终粒度为5—15毫米。

在半工业试验条件下，对于矿石的破碎很少作为独立的作业进行研究。在必要的情况下，可用由矿仓、槽式给矿机、颚式破碎机和振动筛组成的专门设备对矿石的破碎过程进行研究[7]。用这种设备可以对破碎和筛分流程的各种方案进行试验。

为了破碎和缩分工艺样品，苏联有色金属和贵金属矿山勘查科学研究所研制了一种机械化设备，该设备由下列各部分组成：样品卸料台、容量1.5吨的矿仓、ПЛ-2型带式加料器、250×400毫米的颚式破碎机、带式运输机、容量2吨的矿仓、ПЛ-350-250型带式加料器、175×250毫米的颚式破碎机、ЭЦ-160型链式提升机、400×250毫米的辊式破碎机、扇形缩分机、容量5—6吨的矿仓、ДВ-200型辊式破碎机、ГЖ-1型筛孔为4毫米的筛分机、由4和8

—10吨两单元组成的矿仓、ГИТ-1型筛孔为2毫米的筛分机、Э Ч-5.6型层叠式提升机、直径为2.4和6毫米的排料管[7]。这种设备的生产能力为500公斤／时，能将粒度250—0毫米的矿石破碎到30—0毫米，以便用于重介质选矿；将矿石破碎到6.4和2毫米；从中取出代表性样品，其重量可占矿样总重量的4—20%。上述设备包括半工业试验设备。

进行矿石破碎时，一般不供水。湿式破碎只是在下列情况下采用：破碎物料含有粘土，力求在破碎的同时清洗粘土。例如，在破碎粘土质铁和锰矿石时，需要进行洗矿。洗矿水给入破碎机的工作空间。在某些情况下，为了湿润破碎物料及减少灰尘，用喷水器将少量的水喷入粗碎机的装料漏斗。

应当考虑到，粘土在一定的湿度下会粘附在破碎机、运输皮带、矿仓和排料管的内壁上，这样将造成排矿口堵塞和使第二或第三段矿石破碎困难。对于粘土矿来说必须规定湿度和粒度，这样就不会出现矿石破碎、运输和入仓的困难。

大多数试验厂，粗碎阶段使用的上动型颚式破碎机，具有排矿口宽度不变的优点，但其生产能力受到一定限制。应当考虑到，上动型颚式破碎机与下动型破碎机相比，破碎产品的装卸要困难一些，当超负荷时破碎机可能堵塞。由于试验厂定期地进行矿石破碎，因此这个问题就不太重要了。

中碎和细碎圆锥破碎机要求均匀给料。在生产能力较小的试验厂，破碎产品可直接进入中碎而不用专门的给料机（皮带运输机）。在破碎机前面安装有筛分机，以便筛去不需要破碎的矿粉。

在半工业试验中，**磨矿和分级**是个重要的环节。磨矿和分级设备的最佳工作参数的确定，主要在于选择磨矿机的装球量，钢球的粒度组成，根据破碎矿石及其磨矿和分级产品的筛析和分散分析资料确定固液比。

为了对比磨矿机的工作效率及便于计算，在试验过程中必须确定磨矿机的单位生产率，即1米^{3}磨机容积的生产能力。

在其它工作条件（装球量、转速等）相同的情况下，直径相同长度不同的磨矿机生产能力，与其长度成正比。这就是说，同一直径的磨矿机生产能力，可用磨机容积来表示。不同直径的磨矿机，在矿石和装球量相同时，其单位生产能力是不同的。

磨矿机的生产能力取决于给入磨矿机的矿石粒度，磨矿机的生产能力随着矿石粒度的减小而提高，磨矿效率是随着磨矿比的降低以及原矿中合格粒级含量的提高而提高。磨矿效率的提高与矿石的物理性质有关，对于不同粒度的磨矿产品磨矿效率也是不同的。在半工业试验过程中一般不测定这些参数，因为原矿粒度是由试验厂的破碎流程决定的。当需要从含有大量单体颗粒的较粗物料中分选有用矿物时，重选流程例外。在这种情况下，在第一段磨矿中使用棒磨机是合理的。

返砂量是磨矿作业的重要参数。返砂量可根据磨矿产品的筛析结果或这些产品的稀释度（液：固）来计算

$$S = 100(c-a)/(a-b),$$

式中　S—返砂量，%；a—磨矿机排矿的固体物料中某一粒级（例如，－0.074毫米级别）的含量，%；b、c—同一粒级分别在分级机的返砂和溢流中的含量，%。

按某一粒级进行计算，而后求其算术平均值。

根据稀释度计算返砂量的公式如下：

$$S = 100(r_3 - r_1)/(r_1 - r_2),$$

式中 r_1、r_2、r_3—分别为进入分级机的矿浆及分级机返砂和溢流中的液固比(按重量计)。

当返砂量按矿石计为100—500%时，磨矿机的生产能力可提高20—30%。如果生产能力继续提高，返砂量可能达到一个使磨矿过程不能正常进行的值，这是由于磨矿机和分级机的返砂量过负荷所致（不能保持规定的溢流粒度）。当返砂量提高到400—500%时，获得的溢流基本上比较粗，减少了矿石的过磨现象。最佳的返砂量为300—400%。

磨矿机生产能力、溢流中固体含量和返砂量之间的关系是用试验方法确定的。

因为，在试验室条件下，一般对不分级矿石进行浮选，而在试验厂就必须详细测定连续浮选工段所需要的磨矿粒度，这与所研究矿石的质量、加药制度、矿浆流速、充气条件等因素有关，因此调整磨矿系统应在整个工艺回路或者是在与磨矿作业有直接关系的流程中某一作业同时运转的条件下进行。

磨矿粒度的变化可通过改变磨矿机的生产能力、分级机溢流中的固体含量、磨矿机的装球量及返砂量来调整。

在提高矿石生产能力和降低矿浆浓度（固体含量）的情况下，可增加矿浆通过磨矿机的速度和体积，合格产品随之排出，减少了物料在磨矿机中停留时间，从而减少了物料的泥化量，提高了磨矿产品的粒度。

在浓矿浆中粘度和研磨作用增加了，使按粒度分级的作业恶化，从而导致严重泥化和应排出的粒级产率（例如，浮选时粒级－0.02＋0.074毫米）下降。

在不必增加矿石处理能力时，可以提高矿石通过磨矿机的速度，通过细磨（分级机的工作作相应的调节）使返砂量增加，从而减少有价矿物与脉石连生体的含量。

在重选流程中，棒磨机往往与筛孔为2—1.5毫米的筛分机呈闭路循环。在这种情况下，通过利用筛孔更细的（例如，用1.5代替2毫米）筛子来提高返砂量。

通过调整磨矿机的生产率和给入磨机的水量来控制磨矿机排矿矿浆的浓度。实际上磨矿机的矿浆浓度介于34—83%。为了获得磨矿机的最高生产率，在原矿粒度较粗（13毫米以上）时，矿浆中的固体含量必须在65—75%，在原矿粒度较细时应为50—70%。

磨矿机用水量的变化是由磨矿机排料或分级机溢流中的固体含量来度量的。有时用水量可根据磨矿机杂音或排出的矿浆温度变化来控制的。

在固体含量为75—80%的矿浆中，用水量的变化对磨矿机的工作将产生不同的影响（有时是不良影响）。随着固体含量的提高，矿浆的输送能力增加，也就是矿浆越浓，粗粒物料流向磨矿机排料端的量越多。

在中心排矿的磨矿机中，排出粗粒物料，因此，所获得的磨矿产品中有大量的筛上产品。在格子磨矿机中，粗粒物料被格子挡住，从而降低了磨矿溢流中筛上产品的含量。

在矿浆浓度很低时，矿浆迅速地通过磨矿机，而在格子磨矿机中获得的磨矿产品很粗。在这种情况下，对于中心排矿磨矿机来说磨矿产品中细粒级含量可能很高。

在矿石中粘土矿物含量很高及矿浆浓度较大的情况下，磨矿时会形成致密的粘滞泥料，它不能通过或很难通过磨矿机。所磨矿石的流动性随着磨矿浓度的降低而提高，因此对于粘土矿浆必须提高稀释度。

在格子式排矿磨矿机中，通过格子关闭或打开排矿挡板上的溢流口调节矿浆面。

在研究装球量的影响时，首先是选择最佳的球径比例。它是由矿石的物理性质和粒度组成、磨矿机转数、装球量和矿浆中的固体含量决定的。计算最大球径(毫米)可用下列公式：

$$D = 6\lg d_K\sqrt{d}$$

式中 d_K—成品粒度，微米；d—原矿粒度，毫米。

根据－0.074毫米粒级的含量，大致评价产品的粒度可以利用浮选厂累积的下列资料：

磨矿粒度*，毫米	0.3	0.2	0.15	0.1	0.074
－0.074毫米粒级含量，%	45—50	55—60	70—75	85—90	95

*在相应粒度的磨矿产品中筛上粒级的含量为5%。

所磨矿石的物理性质、球的粒径和临界速度之间的关系可用以下实例说明。

在610×610毫米的磨矿机中，磨碎角页岩时，球径为75和62毫米、磨机筒体的转速为临界速度的75和80时可获得最佳结果。对于同样粒度的白云石来说，当转速为临界速度的72和75%、球径为62和50毫米时，获得最佳结果。在中心排矿磨矿机中，钢球的体积应当是以钢球不能从磨矿机中滚出为限。在格子式排矿的磨矿机中，装球的体积约为磨机筒体容积的50%。根据分级机返砂的筛析结果可判断一定大小的钢球装入量是否够；如果在返砂中聚集有粒径接近溢流排出的细粒级别，则说明小球的装入量不足；如果聚集有粗粒级，则说明需要补加一些大球。

耗球量是以处理1吨矿石和耗能量1千瓦·小时来确定。在磨矿机工作过程中钢球被磨损。因此，为了保持装球量接近最佳的状态，必须及时将新球装入磨矿机。这种最佳状态可用试验或计算方法确定。

钢棒的装入量应到磨矿机轴线以下100—200毫米的地方，即占磨矿机容积的35—45%。物料在棒磨机中停留的时间一般低于球磨机，棒磨机的转速也低(为临界速度的50—75%)。磨矿机的转数一般不超过临界速度n_{KP}，此时筒体中的球停止下落。

$$n_{KP} = 42.4/\sqrt{D-d},$$

式中 D—磨矿机筒体内径，米；d—球的直径，米。

球磨机的转速一般为临界转速的79—90%。

选矿厂的工作实践表明，为了得到最高指标的浮选精矿，通常必须将矿石磨至－0.074毫米达到85—95%，而有时－0.044毫米达到90—95%。这可采用两段或三段磨矿。

第一段磨矿通常采用棒磨机（例如，MCP-1200×2400），以保证在最小过磨的情况下获得粒度均匀的产品；第二段磨矿采用球磨机（例如，MШ-1200×1200），以获得细磨产品。为了在半工业设备上进行球磨试验，建议安装两台MШ-1200×1200型的磨矿机和1台用于中矿细磨的MШ-900×900型的磨矿机。

在对含有自然金和银矿石的磨矿工艺进行调整时，应当使用特殊的方法，以防止自然金聚集在磨矿机和分级机中。磨矿机内常聚积有贵金属，尤其是在磨矿机刚换衬板不久的情况下更是如此。

这是从磨矿产品中金含量低于原矿时发现的。在这种情况下很难进行金的平衡计算。

在破碎的矿石中含有大量的含金粉末时，在磨机之前安装筛分机或其它形式的筛子是合理的，以便使这些金直接选出。用这种方法可以消除在磨矿机中被压扁的金粒，保持其自然

形态，提高下一步重选指标。

为了对磨碎的含金矿石进行分级，建议使用直径50或75毫米的短锥水力旋流器、弧形筛等。在从矿石中分选出自然金之前，由于自然金大量地聚集在分级机底部，所以在流程中不允许使用螺旋分级机。

对于不含重有价自然金属的其它矿石分级，可以利用1KCH-5型和1KCH-7.5型的分级机，以及水力旋流器。

螺旋分级机有两种型式：一种是高堰型，　种是浸没型。后者用于细粒级分选，粒度可在0.1毫米以下。

螺旋分级机的工作取决于分级带中矿浆的浓度（固体含量）、矿浆面的面积、螺旋转速、分级机槽底坡度。

螺旋分级机槽底倾角一般在14°—18°30′。在文献中这种倾角有时用百分比表示〔为水平距离1米分级机上升高度（厘米）〕。决定分选效果的分级机矿浆面面积取决于倾角大小。因此，在分选溢流中的细物料时，应使分级机槽底倾角很小。在分选细砂时槽底倾角也要小，这种细砂经不住急倾槽底的螺旋旋转。根据溢流的粒度可使用下列槽底倾角：

溢流的粒度，毫米	槽底倾角，%
小于0.4	18°30′（33）
0.6—0.3	17°15′（31）
0.4—0.2	16°10′（29）
0.9—0.15	15°10′（27）
0.2—0.1	14°（25）

因为螺旋的搅动作用可使矿粒处于悬浮状态，所以应按分选粒度选择螺旋的转速。同时转速应当是足以能输送沉砂而防止沉砂在分级机中聚集。螺旋的圆周速度一般不超过23—30米／分。当溢流粒度为0.075—0.2毫米时，螺旋转速为5—13米／分。

为了减少原矿浆流速对分级的影响，原矿浆通过导槽进入分级机入口的位置至少要低于分级机中矿浆水平面50毫米，而对大的分级机则应低于150—200毫米。

在闭路磨矿循环中分级机停机时，必须停止磨矿机的给矿，并给以足够的时间使矿石从该循环中排出，然后同时关闭磨矿机和分级机。

在分级机突然停止运转时应当慢慢地提升螺旋，因为在螺旋分级机内会集中大量的矿石。在分级机再次起动时螺旋要慢慢放下（最好是间歇停车）至投入正常的工作状态。

在分级机工作过程中，分级机的调整主要是根据进入分级机的矿浆浓度变化来进行的。

分级机溢流的浓度和粒度组成与磨矿机工作状态的调整、进入分级机的水量、溢流堰的高度和位置有关。这些参数必须在试验过程中选择。应当考虑到，分级机中矿浆稀释度将对溢流生产率产生不同程度的影响：向浓矿浆中加水可使生产率提高，矿浆太稀时生产率可能降低。如果矿浆中固体含量为10—15%，再稀释时将使溢流中的矿石粒度下降，而在矿浆很稀时继续给水会使溢流量增加。在一定溢流粒度的条件下得到最大生产率的矿浆浓度称为临界浓度。临界浓度的变化与溢流的粒度、矿石特征和矿浆粘度有关。在这种情况下，粘土混合物在矿浆中的含量具有重要意义。粘土含量越高，矿浆的粘度越大。

实际上分级机是在矿浆较浓（这对下一步过程更需要）的情况下工作，但是在这种情况

下分级机的生产率比在临界稀释度时还低。

如果矿石中的矿泥含量很高，矿浆呈粘稠状，那么分级必须在低浓度的情况下进行。当矿浆脱泥时，分级则应在矿浆浓度大的情况下进行。对脱过泥的矿浆进行分级，分级过程是不稳定的。

应当避免向冷矿浆中加入热水，因为加热水会使矿浆粘度发生急剧变化，可能破坏分级过程。

颗粒沉降速度随着矿浆粘度的降低而急剧增加，这可能导致颗粒迅速下降和分级机超负荷。

加到磨矿循环中的药剂对分级过程有明显的影响。这类药剂多半属于调整剂：石灰、苏打、硫化钠、水玻璃、氰化物和皓矾。药剂可以促使易沉淀的细粒形成凝聚体，即发生絮凝作用，因而难以使细粒级组分分出。在某些情况下，石灰具有这种作用。水玻璃往往导致矿浆分散，即促使水中悬浮颗粒稳定，并可改善矿浆的分级效果。在添加硫化钠时较大的颗粒呈悬浮状态聚集于分级机中，并进入溢流，而得不到所需要的磨矿细度。

众所周知，如果不向磨矿循环加入氰化物，就得不到具有一定浓度和粒度的溢流，只有在加入石灰之后才能使分级过程恢复正常。

因此，调整剂对分级过程有好的影响，也有不良影响。这与矿石的特点和分级机中矿浆的性质有关。在分级细粒或粘土物质（或矿泥）含量高的矿浆时，药剂的影响更明显。很少在磨矿过程中添加捕收剂（黄原酸盐、黑药）。通常它们对分级过程没有什么影响。

如果在水力旋流器中进行物料分级，溢流的粒度和浓度可通过水力旋流器的给矿压力、沉砂口或溢流管的直径来调节。对于粗分级矿浆浓度应该大些，水力旋流器给矿压力不能太大（40—60千帕），水力旋流器的直径和隔板孔的直径也应大些。给矿浓度高能促使粗颗粒进入溢流。对于这种分级必须是矿浆浓度低才有相应的水力旋流器溢流；水力旋流器给矿压力应较大(70—350千帕)；水力旋流器的直径和隔板孔的直径应较小；以及沉砂的浓度应较小，以防止粗颗粒进入溢流。在给料口的面积等于水力旋流器筒体部分面积的1／90或等于隔板孔面积的1／64时，可达到最佳分级效果。用两个串联配置的水泵，有时会提高压力。在某些情况下，为了得到细粒溢流要安装一组水力旋流器。

最近，磨矿机中的自磨工艺已用于半工业试验，自磨机直径与长度之比大于3。根据矿石中大块物料（+100毫米）的含量和矿石硬度f（M·M·Протольяконов刻度），可初步评价预先进行自磨的可能性。对于抗拉强度系数大于14的坚硬矿石，在矿石中+100毫米级别的含量应当是45—50%；硬度较小的其它矿石（f=8—13），在矿石中该级别含量为30—35%，而粘土含量高的软矿石则为15—20%。

调整无介质磨矿机的磨矿作业，可将磨矿机转速由临界转速的50%变到150%，在低转速（临界转速的50—60%）情况下进行细磨，在磨矿机转速高的情况下进行粗磨。

为了评价首先使用自磨的可能性和按成品粒级确定磨矿机单位生产率，必需的样品重量为400—1000吨。

通过试验来选择磨矿机的最佳装矿量。装矿量一般是磨矿机容量的35—40%。磨矿机中矿浆的最佳浓度应当适合于获得磨矿机对成品粒度的最高单位生产率。为了测定重新产出的粒级（一般－0.074毫米）的生产率Q_{-d}（吨/昼夜），必须测定下式中的参数：

$$Q_{-d}=0.01(Q\beta_{-d}-Q\alpha_{-d}),$$

式中 Q—矿石生产率，吨/昼夜；β_{-d}、α_{-d}—分别为排矿和给矿中－0.074毫米粒级的含量，%。

可通过排出中等粒级的矿块提高磨矿机生产率。为此，在磨矿机的排矿格子板上切开排料口，口的大小以保证一定粒度通过为限。这些物料粒度一般不超过100毫米；其粒度的下限由圆筒筛的孔径来控制，一般为25—50毫米。中等粒级的产率受排料口的个数及其配置控制。为了加速中等粒级矿块的磨矿，可向磨矿机中添加少量的钢球（占筒体容量3—8%）。

在试验时应当确定将矿石预先分成＋100和－100毫米粒级的合理性及配料的最佳比例。

在直径900—1500毫米的格子型磨矿机中进行砾磨试验。再在破碎过程中通过筛分分出砾石。

在试验开始之前，将计算好粒度的砾石装入磨矿机；砾石装填量要占磨矿机容量的50%。

在试验过程中要确定下列数值：砾石在磨机中的最佳充填量、砾石的磨损率、磨矿机中的矿浆浓度及其对单位生产率的影响、分级设备的排料浓度、磨矿机的生产率。

在磨矿机转速为临界转速70—100%的情况下，砾磨最有效。

对含金矿石预先进行湿式自磨的可能性取决于这种矿石的粒度组成和硬度。曾有这样的报道，在许多情况下，将球磨换为自磨，可进一步使处理含金矿石的指标得到改善：通过浮选和氰化使金的回收率得到提高，降低了浮选药剂的消耗，可浮性和浓缩性得到改善。要证实这一点，必须对两种细磨的矿石进行工艺对比试验。

在试验厂，包括矿石自磨在内的磨矿系统，要合理地安装在单独的房间或专门的场所，因为该系统的生产能力要比选厂其它主要设备的生产能力大得多，并很难使它们直接配套。

第二节 预　选

重介质选矿法 用于处理粒度为－150＋15(5)毫米的大块物料是最有效的。重介质选矿主要用于分选多金属矿、白钨矿、萤石矿、重晶石矿和煤。重介质选矿可作为重选或浮选前的预选作业；重介质选矿可分选出不需要进一步处理就可利用的产品，并且可将矿石分为几种工艺品级。

重介质选矿过程的控制并不复杂，首先在于悬浮液的密度和粘度这两种因素的变化。主要是要使选矿时易被矿粒和矿泥污染的悬浮液的质量保持不变。

扩大的试验室试验和半工业性试验所需的矿石量分别为1—2吨和1000—3000吨，矿石的粒度为－150（100）＋0毫米。对矿石在重悬浮液中的可选性的评价包括两个阶段：影响重介质选矿的矿石性质的研究；在重介质选矿设备中进行选矿。

在采用重介质选矿工艺时，主要有价组分和有害杂质的含量、粒度组成、样品的密度、孔隙度、对比率的研究都具有重要意义。

选择选矿流程时应当考虑有价组分和伴生组分的分布以及选矿产品中有害杂质的分布。在某些情况下，可以直接分选出最终尾矿，而在另一些情况下，则只能分选出某种产品。例如，在对单一的萤石矿选矿时应当分选出最终尾矿，而在选别金-钨矿时则只能得到一种混合

产品，进一步处理这种产品才能获得最终精矿。

在有大块物料存在的情况下，测定有用组分和有害杂质的含量是很困难的，因为必须取出大量的样品。

用于分析的最小试样重量，一般用下列公式确定：

$$Q = kd^2$$

式中 Q—样品的最小重量，公斤；k—与矿石特点、金属矿物分布的均匀程度及其粒度和矿石中金属含量有关的系数；d—矿粒的最大直径，毫米。

在大多数情况下k值介于0.02（金属含量极为均匀的矿石）到0.5（金属含量极不均匀的矿石）之间。

为了减少所分析的粗粒物料数量，要选取代表性样品，代表性样品有如下几种形式：

分散和混合的组合样品；

选取几个分析样品（块）。样品数目取决于不均匀系数（n≈100）；

样品进行破碎，仔细地混匀，细磨并进行分析。

在许多情况下，有用组分的粒度分布决定着重介质选矿的工艺指标。因为细粒级组分（5—15毫米）在重悬浮液中很难分选，因此在重介质选矿之前要将其除去。矿石中存在的矿泥和细粒粘土是不容忽视的。它们可以导致悬浮液的流动性恶化，因此在重介质选矿之前必须将其洗去。粒度组成的测定一般是采用筛析法。

通过对样品的密度、孔隙度及其对比率的测定，可以对这种样品在重悬浮液中选矿的可能性进行初步评价。

从分散的样品中取出颜色和结构特殊的样品（n≥10—20），并测定它们在空气中的密度，然后再测定它们在水中的密度。这种测定可使用马尔格林天平。

密度（无孔而致密的物体质量与其体积之比）可用比重计测定，事先需将物料进行细磨。

密度D_0（克/厘米^3）（在很大程度上影响重介质选矿的一个特性）的测定按下列公式进行：

$$D_0 = m/(m-m_1)$$

式中 m—样品在空气中的重量，克；m_1—样品在水中的重量，克；$m-m_1$—排出液体的量，等于样品的体积，厘米^3。

在测定有孔隙岩石的密度时需要预先用石蜡涂抹其表面。为此将在空气中称重过的样品装入盛有熔融石蜡容器中。第二次在空气中称重后才确定石蜡层的重量。用石蜡密度除以后者，可得出石蜡的体积，样品沉入水中的体积减去石蜡体积，即可得出样品的体积。

矿块按密度分级。

矿石物理性质测定的结果可按下面的形式列成表格（表2-1）。

矿 块 登 记 表 **表2-1**

样品……　　级粒……

矿块标号	重量（克）	体积（厘米^3）	密度（克／厘米^3）	组分含量（%）

如果所研究样品的上述性质有利于重介质选矿，那么可对这种样品作进一步的研究。

样品的孔隙度在很大程度上造成了重悬浮液洗涤的困难。样品的孔隙度不利于重介质选矿。

按下列公式确定孔隙度系数Kп（%）

$$K_п = 100(1 - D_0 / D_м)$$

式中 D_0——样品涂抹石蜡后测定的密度；$D_м$——矿石的密度。

如果Kп大于15—20%，重介质选矿过程很难实现。

根据密度的测定可以求出下沉组分和上浮组分的对比指标[18]和可能的工艺指标（产率、品位、回收率）。

在重介质选矿法半工业试验之前应先进行试验室试验。

重介质选矿时，有下列的辅助作业和主要作业：

将样品筛分成几个级别，例如，－150＋100；－100＋50；－50＋25；－25＋15；15—0毫米；

冲洗矿块表面的矿泥；

干燥物料；

每个粒级（大于15毫米）进行重介质选矿；

冲洗重组分和轻组分中的重悬浮液，浓集，悬浮液再生；

从选矿产品中取出组合样进行分析；

汇总选矿的最终产品；

分析最终产品。

在试验室试验和扩大试验阶段可确定粒度上限为150毫米。粒度范围是可以改变的，但是不允许有两个以上的筛比。

选矿最终产品的《汇总》可按下列方案进行。

方案1。合并每种粒级的精矿，然后将它们再与没有入选的粒级（－15毫米）合并。将这种产品作为进一步处理的原矿，例如作为浮选的原矿。合并轻组分，并根据有用组分的含量作为尾矿产品。

方案2。合并各粒级的精矿，成为最终产品。没有入选的粒级（在其中有用组分含量很少的情况下）和尾矿合并组成尾矿。这种处理在选别表外矿石时是可行的。

方案3。重组分和轻组分分别合并，将没有入选的粒级放入其中的一种。对所得的产品进行分选。

在一些情况下，轻组分可作为建材原料。

在重介质选矿时可利用铅浮选精矿、磁铁矿精矿、硅铁、重晶石精矿作为重悬浮液的加重剂。

密度、粘度、重力稳定性是决定悬浮液质量的主要因素。

悬浮液的密度Δ（克／厘米^3）取决于单位体积中固液比；

$$\Delta = m(\delta - \delta_1) + \delta_1$$

式中 m——悬浮液中加重剂的体积浓度，%；δ和δ_1——分别为加重剂和液体密度，克/厘米^3。

因为，水的密度$\delta_1=1$，则重悬浮液的密度公式可写为：$\Delta=m(\delta-1)+1$。

为制备一定体积的悬浮液所必需的干加重剂G(公斤)和水W(体积)量的计算公式如下：

$$G=V\delta(\Delta-1)/(\delta-1);$$

$$W=V-(G/\delta)$$

式中 V——一定的悬浮液体积，升；δ、Δ—分别为加重剂和悬浮液的密度，克/厘米^3。

将1升悬浮液从高密度Δ_1稀释到指定的密度Δ所需要的水的体积W′（升）按下列公式计算：

$$W'=(\Delta_1-\Delta)/(\Delta-1)$$

将悬浮液密度Δ_2提高到指定的密度Δ，需要在1升悬浮液中补加加重剂量q（公斤）为：

$$q=\delta(\Delta-\Delta_2)/(\delta-\Delta)$$

可用工业天平称量量筒中一定体积的悬浮液重量来校正悬浮液密度。试验时每半小时检查一次悬浮液的密度。为了方便起见应当根据装悬浮液的容器体积先编制好一张悬浮液密度表。

悬浮液的粘度取决于加重剂的浓度和分散度。悬浮液中加重剂体积浓度大于20—25%或粘土杂质含量高于3—4%（占加重剂体积）时，在加重剂颗粒之间形成交联。在有粘土存在时悬浮液的粘度急剧上升，这对选矿过程将产生不良影响。

为了测量悬浮液的粘度使用了毛细管粘度计。因为用粘度计测量不能充分说明悬浮液的粘度性质，而带有一定的条件性，悬浮液的粘度性质本身并不是很清楚的，对它只能进行粗略的评价。

加重剂颗粒粒度一般小于0.1（0.15）毫米。在加重剂中有足够的确保悬浮液稳定性的细粒组分是很重要的。如果悬浮液的粘度很高可用添加粗粒加重剂（+74微米）的方法调整，如果很低可用添加细粒加重剂（-74+50微米）的方法调整。

重力稳定性（在各种体积条件下保持密度恒定的能力）是悬浮液的重要性质。为了提高悬浮液的稳定性，在悬浮液中添加稳定剂（膨润土或药剂，例如水玻璃、亚硫酸盐液）。为了制备悬浮液经常利用高分散的低硅球形粒化硅铁。与用破碎的硅铁相比，用这种硅铁可获得高密度(3.3克／厘米^{3}以上)和低粘度的悬浮液。重悬浮液的密度可达6.8—7.2克/厘米^3。

为了提高由硅铁组成的悬浮液的重力稳定性，向悬浮液中添加40—50%的磁铁精矿，磁铁精矿的密度为4.25克／厘米^3。强烈搅拌悬浮液，以避免分层。

悬浮液密度的变化有以下几种情况：最初给出的悬浮液密度，在该密度条件下可将物料大致地分为轻组分和重组分。在下组试验中悬浮液密度值与前一组试验之差，应为0.05—0.1克／厘米^3。这种差异逐渐减少。

重介质选矿是在能分选粒度达100毫米（6-OC；13-Б-OC）或10毫米（8-A-OC）的物料的设备上进行。圆锥分级机、分选槽、水力旋流器就是这种分选设备。

苏联有色金属和贵重金属矿山勘查科学研究所试制成功重介质选矿设备(图2-1)，按这种设备的工艺和结构参数应属于半工业试验设备（其生产能力达0.3吨／小时）[14]。

该设备中装有内部空气升液器的圆锥分选机，该机由分配槽、耙架和传动装置组成。分配

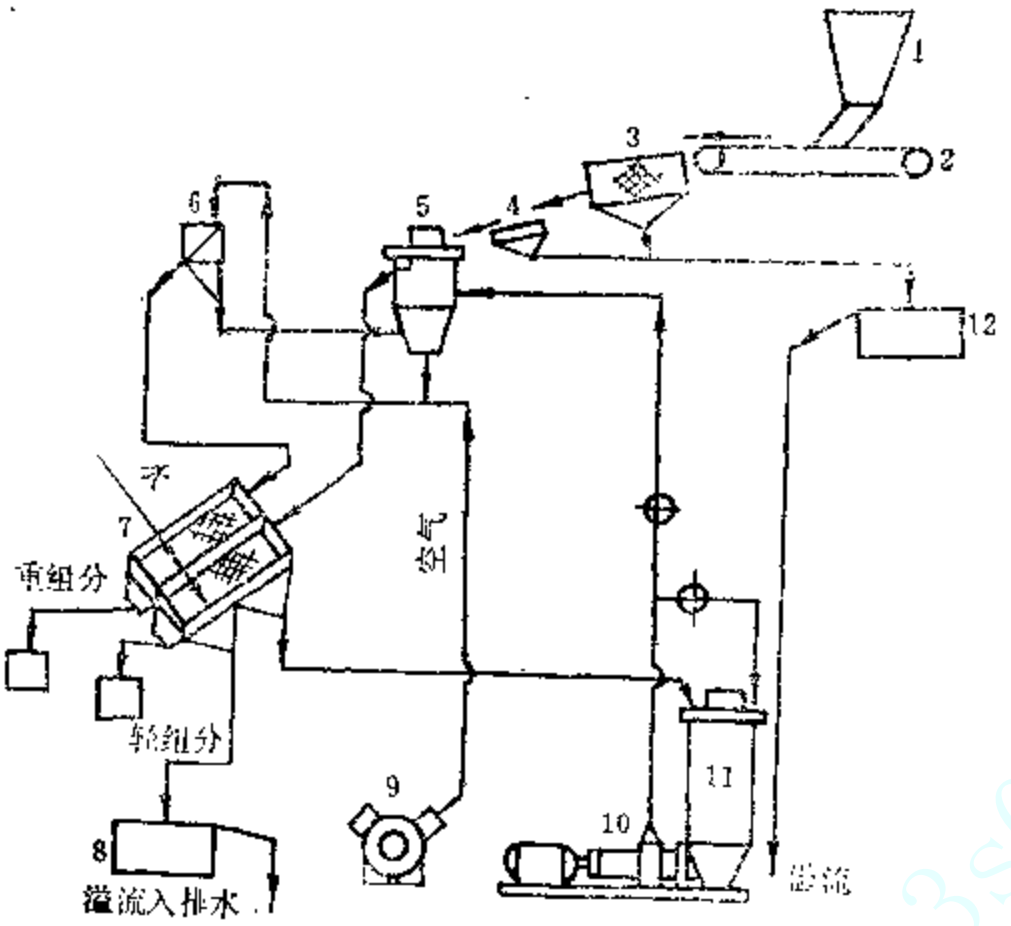


图2-1　重介质选矿设备联系图

1—容积2.5米³的矿仓；2—带式加料器；3—φ500毫米的滚筒筛；4—振动筛；
5—圆锥分选机；6—弧形筛；7—ГЭК-1型振动筛；8和12—沉降器；
9—КВМ-8型压缩机；10—НП-1型砂泵；11—容积70升的混合器。

槽有一个底面为100毫米的截锥圆筒部分，圆筒直径400毫米，高度450毫米。分配槽的一般高度为800毫米。在圆筒上有轻组分排矿孔。重组分与悬浮液一起借助于压缩空气通过截锥顶部排出。分配槽的容积为70升。耙架是一个装有十字头的竖轴，用电动机通过三角皮带使其转动。

分选机耙架的转数在10—65转／分。圆锥分选机的外形尺寸为1300×750×750毫米。

制订的工艺流程规定所处理的物料粒度为30—35毫米。

通过带式给矿机（2）将矿仓（1）中的矿石给入滚筒筛(3)，在这里对±3毫米粒级通过洗涤进行筛分。将筛上产品给入振动筛（4），以便控制筛分和脱出多余的水。筛分机（3和4）的筛下产品给入沉降器（12）中，可作为下步适当作业（例如，浮选）的给料。

筛分机（4）的筛上产品给入圆锥分选机（5）进行重介质分选。

浮起的轻料用耙架耙到分选机的排矿口并与悬浮液一起进入振动筛（7）（筛网沿纵向分成两个同等部分），以便排出悬浮液和冲洗出重悬浮液。

重组分与悬浮液一起进入弧形筛（6），在这里过量的悬浮液被脱出，并以自流形式重新返回分选机，而轻组分则进入振筛机(7)的另一半。从振动筛(7)排出的悬浮液可循环使用。

净化后的重悬浮液进入沉降器(8)，沉降器的溢流送入排水沟，而固体沉淀物在排水沟中沉积，将其收集并用来制备悬浮液。

因此，在洗涤优质矿石时，使用小型设备就能使大部分重悬浮液再生。

分选好的物料（重组分和轻组分）收集在接矿槽中，分析有价组分含量，然后给入

浮选半工业试验设备中。试验正常进行所必须的悬浮液体积为0.3米^3。

铁磁性加重剂（硅铁或磁铁矿）的再生，包括如下作业：悬浮液与选矿产品的分离，在浓缩前磁化悬浮液，浓缩产品（加重剂）的磁选、脱磁和制备一定密度的悬浮液。

悬浮液的洗涤和脱水是在细筛上进行的，为了延长筛子使用寿命建议使用上层保护筛。

对于磁化加重剂（磁聚凝）可使用强度40-96千安／米的磁场。稀释的悬浮液的浓缩可在浓缩机中进行。浓缩机的溢流可作回水使用。

脱磁作业是在交变磁场线圈中进行。

为了浓缩重悬浮液，使其与矿泥分开使用了弱磁场（达160千安／米）磁选机。

用浮选法可实现含非磁性加重剂（方铅矿、重晶石）悬浮液的再生。

在重介质选矿之后要测定所获产品的产率。用处理组合样品的一般流程分选该产品，并测定其中的主要组分和伴生组分的含量。然后计算工艺指标。如果将矿石分成几个部分，则可用不同的方法计算，但应选择符合任务要求的方法。所得出的数据列入表中。

按流程图2—2对白钨矿进行重介质选矿的试验结果列于表2-2[23]。

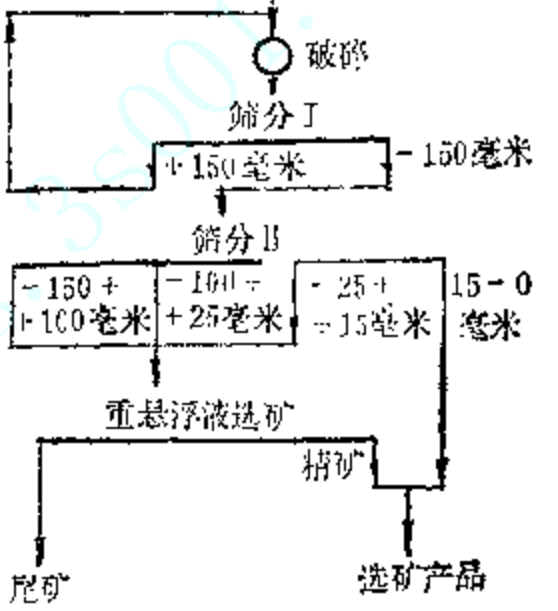


图2-2　重介质选矿流程。

拣选　拣选在半工业条件下是通过手选、光选、放射性选矿法以及筛分来进行的。

筛选　筛选用滚筒筛或平面筛进行。筛选用于从矿石中分选出贫的或富的含有价组分的产品。对于含金矿石，金富集在含碳物质、铜、砷和铁氧化矿物的细粒级中时，应当先对粗粒级和细粒级矿石分别进行研究。

筛选常用于砂金矿和原生金矿。

在主要选矿作业之前为了完成砂矿的碎解和筛分的准备作业，可使用有色金属和贵金属矿山勘查科学研究所制造的半工业设备，该设备由给料装置、УРП型滚筒筛碎解机、ПОУ6型圆筒碎解机、ГЖ-1型振动筛、供电与供水设备组成。砂矿经碎解和筛分分为三级+8、（16）、-8（16）+3和-3毫米，+8毫米粒级运往尾矿场或自然金捕集溜槽，-8+3毫米粒级送入主要的分选设备，-3毫米粒级送入筛孔为2毫米的筛分机（粒级-3+2和-2毫米），筛分后再送入主要分选设备。

在给料粒度为120毫米时，该设备生产能力为0.4—0.5米^3／时。碎解时的耗水量为30—120升／分，这取决于砂矿的可洗性。

УРП型滚筒筛-碎解机供处理非粘结性的、易洗和中等可洗性的砂矿，它由两个相互联接的锥形多孔圆筒组成。碎解机将砂矿分为+16、-16+3和-3毫米三级。

ПОУ6型圆筒碎解机与УРП型筛分-碎解机并列配置，专用于处理难洗和极难洗的砂矿，这一过程要通过装有双锥筛内套的圆筒来完成，双锥筛钻有直径为8毫米（内圆锥）和3毫米（外圆锥）的筛孔。碎解机将砂矿分为+8、-8+3和-3毫米粒级。

根据研究的目的，已碎解的和过筛后的物料可直接送入工艺设备或送入ГЖ-1型筛子上进行补充筛分。+16（8）毫米粒级送往尾矿场或送往自然金捕集溜槽。

重介质选矿工艺指标　　表2-2

级别（毫米）	选矿产品	产率（%）		品位（%）		回收率（%）				选矿比（按三氧化钨）
						对级别		对原矿		
		对级别	对原矿	三氧化钨	硫	三氧化钨	硫	三氧化钨	硫	
−150+100	精矿	66.2	9.3	0.61	0.54	98.3	78	14.5	11	1.48
	尾矿	33.8	4.8	0.02	0.3	1.7	22	0.3	3.1	
	小计	100	14.1	0.41	0.46	100	100	14.8	14.1	
−100+25	精矿	—	40.7	0.64	0.52	—	—	67.4	53.3	
	尾矿	—	29.6	0.04	0.32	—	—	3.3	21.0	
	小计	—	70.3	0.39	0.48	—	—	70.7	74.3	
−25+15	精矿	43.1	1.9	0.86	0.48	94.4	55.3	4.2	2	2.15
	尾矿	56.6	2.4	0.04	0.3	5.6	44.7	0.2	1.5	
	小计	100	4.3	0.4	0.38	100	100	4.4	3.5	
−150+15	总精矿	58.5	51.9	0.64	0.58	95.8	72.3	88.1	66.3	1.64
	总尾矿	41.5	36.8	0.04	0.32	4.2	27.7	3.8	25.6	
15—0	可选粒级产品	100	88.7	0.99	0.47	100	100	89.9	91.9	
	筛下产品		11.3	0.35	0.33	—	—	10.1	8.1	
—150—0	精矿		63.2	0.58	0.51	—	—	96.2	74.4	1.48
—150—0	原矿		100	0.39	0.46	—	—	100	100	

注：悬浮液密度2.7克／厘米³。

上述设备可用于含金砂矿以及稀有金属、金刚石和其它砂矿进行可选性半工业试验，也可用来确定连续条件下的工艺流程，以及在试验室条件下制定的选矿制度，此外，还可以对连续运转的新的重力装置和设备进行工艺试验。

为了在半工业试验条件下进行筛选，B·M·捷列诺夫[7]提出采用筒筛，其直径800毫米、长度600毫米、筛孔10毫米、转数为15—30次／秒。将100—150公斤的矿样装入滚筒筛并以一定的转速进行长时间的混合，这种转速足以使矿样在不经破碎（或研磨）的情况下最大限度地分出富含金的细粒级组分。粗粒级送去破碎，然后再进行筛分。

手选　手选用于样品的拣选，该样品的任何一种标志都使矿块之间有明显的不同（例如，颜色）。进行拣选的样品量应为3—5吨。在连生体含量很高的情况下，120—150毫米的大矿块应破碎到80—100毫米。在照明条件良好的情况下，将筛分（筛孔大小为40毫米）和洗涤过的+40毫米粒级的部分在工作台上或专门的场地进行拣选。拣选之后对所得到的产品（矿石和岩石）进行称量，从中取出代表性样品，并测定其中有用组分的含量，对−40毫米的细粒部分（在脱水以后）也进行同样的处理。

经过试验应确定拣选前进行矿石破碎、筛分、洗矿的必要性，并测定其筛下产品的产率、拣选产品产率及其中有用组分的含量。

光电拣选　光电拣选是利用矿物和岩石对散射光反射系数的不同将矿石进行拣选。

国外使用索特克斯拣选机，其生产能力为1吨／时（粒度为3—36毫米的物料）—30—

100吨／时（粒度为150毫米的物料）。

在拣选机中，矿石通过振动给料槽呈单粒流形式被送进槽形传送带。从传送带上流下后，矿粒自由地通过光电室，在光电室的壁上装有光电管。每个光电管对面的壁上贴有染成各种色调的对比板（本底），这些染色板适合各种情况下供分选矿物时选择反射率的参照标准。对于颜色或色调不符合标准的颗粒，借助于气动系统（通过光电倍增管和电动系统以压缩空气的形式控制气动系统）送往相应的矿斗。当矿粒脱离光带时喷射气动阀开始动作，气动阀可使透镜体免于污染。

用白炽灯照明，利用电视传送管作为色灯信号。

光电拣选（选矿）用于某些金属矿产的预选，对普通精矿的再选提高最终产品的质量，以及从尾矿中补充回收有用组分。

在半工业试验条件下，根据颜色对石灰石、石盐和石膏进行了拣选试验。

根据灰色和浅兰色石灰石变种的不同分选了粒度为6.3—3.1毫米的已分级的石灰石。从含有5%菱镁矿的产品中选出含菱镁矿为2.6%的产品，分选效率为80%。

在处理含有白色石盐与硬石膏（从黑色到黄色）混合物的老尾矿时，－16＋13毫米粒级的物料在风力分级机中除尘，并在生产能力分别为1吨／时和635公斤／时的条件下，进行两段拣选。精矿含纯盐99.98%，其回收率为80%。在原矿中含有60%的石盐。

在选别粒度12—6毫米的石膏时，应将其与暗褐色和灰色页岩分开。当石膏的原矿含量为53%时，只含白色颗粒的精矿回收率达62.3%（对原矿的产率为33%）。每批物料通过分选机之前都要经过除尘。

为了根据颜色拣选含金矿石，一般采用生产率为3—17吨／时的设备，对120—6毫米粒级的各种物料均可拣选。在这些设备上，根据已确定的发送器灵敏度可测定岩石的产率及其中金的含量；再选的矿石或岩石拣选结果；各种不同粒度物料拣选结果。

在选别细粒浸染状和细脉状矿石时，光电法的选择性取决于拣选机的分选能力以及矿石中矿物的发射光谱特点。

在试验室条件下，查明根据颜色特征分选以下矿物原则上是可行的：滑石、菱镁矿、萤石、钛铁矿和铬榴石、锂云母、耐火粘土、白垩、石英、长石、方解石、磷灰石、硼酸盐。

放射性拣选 放射性拣选（选矿）是根据各类型幅射对矿物产生影响时出现的现象对矿物进行拣选[18]。例如，自幅射拣选是利用矿石的天然放射性；光激中子拣选的基础是在中子幅射矿物时所产生的核反应；γ-吸收和X射线拣选法是基于γ-幅射对矿物的作用。

大批的放射性拣选与放射性分选不一样，大批放射性拣选是以测量照射矿石时产生的放射性强度为基础的。

拣选矿石可以在运输设备如矿车、汽车、料车等上进行。

而放射性分选是用专门的设备，这种设备适用于粒度为150—25毫米的块状物料，很少到几毫米。

放射性分选机具有下列主要组成部分：矿仓、给料器、辐射器、传送器、测量和控制系统及防护装置。给料器把已分级的物料送到运输带上，通过运输带把物料给入辐射器。在照射矿石时，或者产生二次辐射，或者一次辐射的某些部分产生吸收或反射。二次辐射或者已发生了变化的一次辐射通过传送器，使辐射能变为电动脉冲送入测量系统。在测定的参数超过

规定的电流范围时，控制系统将发出信号，并启动拣选设备开始工作。

可将放射性分选分为三种形式：连续拣选、按份拣选和按块拣选。

对于矿石的预选，即在进行破碎和磨矿之前从采出矿石中除去脉石，采用放射性拣选是很有效的。使用高效率的开采方法往往使矿石严重贫化（采出矿石中的脉石占50—70%，有时更高一些）。

放射性拣选法能将矿石分成各种类型以适用于不同流程的分选。

有价和伴生（有价）组分及有害杂质的含量、粒度组成和矿石的对比率对放射性选矿指标都有很大的影响。

应当着重指出的是，粒度组成和对比率的作用（矿块中有价组分含量差异程度）。

拣选指标直接取决于粒度组成，因为所研究的过程不适宜处理细粒级，分选机的生产率随着所处理物料的粒度减小而明显下降。使用放射性拣选法，矿块越大，生产效率越高。对于有价组分含量高的细粒物料可将其与精矿合并，然后一起进行再处理。筛析样品的重量应大于2—3吨。

为了定量评价有用矿物的对比率，采用了对比率指数M，它是矿块中有价组分含量与矿石中有价组分平均含量的加权平均差。

对比率指数介于0—2之间。对比率指数M＜0.5的矿石，为难选矿石；对比率指数M＞1.5的矿石，为易选矿石。为了研究矿石的对比率从筛析产品中取样。对于粗粒级（25—50、50—75和75—150毫米）来说，样品应该包含100个以上的矿块。最好测定出矿块的重量和体积，并计算出它们的密度。根据对比率曲线对各种分选效率作出评价和选择分选工艺。

第三节　选矿的主要作业

重选　在进行重选半工业试验时，除检查全部流程外，还应确定以下问题：

在流程的每个具体环节中使用某种重选设备的合理性，为所处理矿石选择适宜的设备；

设备运转的最佳制度（用水量、矿浆密度、单位生产率、操作制度）；

中矿的成分、它们的返回地点、返回前一作业时的分选程度、进行再磨的必要性；

精选作业的次数，精矿的最佳产率，最终产品的质量。

除重介质选矿外，跳汰、摇床、螺旋溜槽、斜槽和其它设备的选矿都是主要的重选方法。

跳汰　是一种比较简单的，生产率较高的，有效而经济的方法。

按选别物料的粒度范围，跳汰仅次于重介质选矿，按分选组分的密度范围，跳汰选矿可与摇床选矿、螺旋选矿及溜槽选矿相比。

与其它工艺相比，跳汰机的总台数中等，设备的总台数间接地表示出所采用工艺的复杂程度（表2-3）。跳汰选矿可使平行安装的设备台数最少，毫无疑问与摇床、溜槽和螺旋选矿相比，这是一个优点。

跳汰过程主要是在脉动水介质中分选矿物混合物，然后分别排出所得产品——重组分、轻组分及中间组分。由隔板、活塞、活动筛板、压缩空气产生脉动。在大多数现代化高生产率

的跳汰选矿机中，空气是水流的振源。但是，在半工业条件下，很少使用这种跳汰机，因为这种跳汰机的生产率比较低。

重选工艺的适用范围

	粒度（毫米）	密度（公斤／米³）
跳汰	0.074／250	1200／15600
摇床	0.074／13	1200／15600
重介质选矿	6／300	1200／5200
选矿：		
水力旋流器	0.074／20	1200／8000
溜槽	0.045／30	2500／15600
螺旋分选	0.045／16	2500／15600
洗槽	6／100	1200／2500
螺旋输送分选	6／50	1200／2500
水力分级	0.074／2	2500／4200
风力跳汰	1／25	1100／2500
风力分选	6／75	1100／2500

注：分子为矿物相应的粒度和密度，分母为较大值。

重选法联合工艺设备配置的最低数量 表2-3

选矿方法	设备							
	主要的	辅助的	水泵	提升机	空气压缩机	电动机	其它	总计
跳汰	1	—	1	2	1	5	2	12
摇床	1	—	1	—	—	3	4	9
重介质	1	2	4	—	—	10	6	23
水力旋流器	1	2	5	—	—	9	8	25
溜槽	1	—	2	—	—	3	5	11
螺旋分选	1	—	2	—	—	2	3	8
洗槽	1	1	1	4	—	7	2	16
水力分级	1	—	2	—	—	3	3	9
风选	1	3	—	—	2	4	1	11

根据原矿物理性质与粒度确定跳汰机的参数，即冲程和冲次。

在跳汰实践中采用的粒级范围如下，毫米：

粗粒级——12（8）以上　　中粒级——12（8）—3（2）

细粒级——3（2）—0.15（0.1）　　微粒级——0.15（0.1）—0

粗粒级和中粒级跳汰分选一般在没有人工床层的情况下就可以进行（中粒级分选仅在个别情况下使用床层）。借助于专门的堰板，重组分和轻组分从筛板的表面上分出，通过这种堰板，重组分被穿过厚层物料，而轻组分被连续给入跳汰机的水和矿石流冲走。部分重组分通过跳汰机的筛板排出。

跳汰分选细粒物料时，重组分主要是经过床层从筛板下面排出。

跳汰选矿应确定的参数是：

保证床层和床层上面物料松散所需的水介质或筛板的冲程和冲次；

筛下水上升水流的最大流速，特别是在细粒跳汰时，更为重要；

床层的高度、床料颗粒的形状、粒度和密度；

床层上矿石的高度；

给矿浓度；

跳汰机的单位生产率。

预先准备作业，例如筛分、水力分级，对跳汰选矿指标也有很大的影响。

对影响跳汰工艺指标的这些因素要进行如下研究。

水介质的振动频率和振幅在个别情况下是由跳汰机活塞的冲程长度l和冲次n（次/分）决定，在跳汰物料粒度为0—1毫米时，冲程和冲次可根据下列经验公式确定：

$$l = 5 + bd; \quad n = 260 - 3.5d$$

式中　d—颗粒的最大粒径（毫米）；b—系数（1.5—2）。

随着粒径的减小，活塞冲次提高，而冲程减小。

从工艺观点来看，跳汰机宜在脉动频率较低的情况下工作，在这种情况下，可保证上升水流流速较高，增加振幅，最大限度地升高床层，因此提高了床层的松散程度。但是这种操作制度要求原矿的粒度组成要稳定，自动控制系统要调整好。

苏联选矿设计研究院对中粒、细粒和微粒级所进行的试验表明，用于试验的所有跳汰机，当生产率相同时，在隔板冲程较大、冲次较低的情况下，都比冲程较小、冲次较高的情况下获得的指标好。

为了用跳汰分选细粒物料，通常采用《低速》制度：跳汰机转轴转数200—450转／分钟，隔板冲程2—15毫米。转数及隔板冲程随矿石中重矿物含量的增加而增加。

在跳汰机中水与给矿以及下面的筛板一起运动。当其它条件相同时，两股水流决定跳汰物料的总浓度和矿浆通过床层的速度。随着给矿浓度增加选别效率明显下降，因此给矿中液：固不应大于1：1。

随着筛下水量的增加，通过床层物料的速度减小。粗颗粒例外，当筛下水流速度很大时，通过床层的粗粒物料速度并不下降。对于这种粒级和密度的颗粒，筛下水有一个“临界”速度，在临界速度下物料不通过床层。在常用的跳汰机中，上升水流速为0.5厘米／秒时，仅对粒度小于0.3毫米的床层松散性有影响，而不影响较粗的颗粒。

用松散系数m表示床层的松散度，m等于床层中液体体积$V_{液}$与总体积$V_{液}+V_{固}$之比：

$$m = V_{液} / (V_{液} + V_{固})$$

式中　$V_{固}$——床层中固体物料的体积。

当松散系数为0.6—0.8时，对于不同粒度和密度的颗粒上升水流的速度见表2-4。

物料的松散度以及颗粒通过床层的能力都受上升水流速度的控制。当上升水流的速度过慢时，轻矿物将通过床层，而当上升水流速度过快时，甚至会妨碍重矿物通过跳汰机的筛网。在第一种情况下，增加了贫精矿的产率，在第二种情况下，尽管提高了精矿质量，但精矿的产率却下降了。这两种情况，选矿效率都不高。

每一个已知粒度和密度的颗粒都要求有一个很窄的上升水流速度范围，超过这一范围选矿效率就会明显下降。因此为了获得最佳的选矿指标，筛下水流速度的选择应该是很准确的。

筛下水的用量比起压缩空气更能保证准确地控制床层的松散度。通常，只有当单位负载明显变化时，才用压缩空气进行调节。根据哈萨克选煤科学研究所和乌克兰选煤科学研究所的资料，在跳汰时，水的用量波动在2.3—6米³／吨的范围内，而筛下水占总用水量的40—70%。

当颗粒均匀的层床松散系数不同时上升水流的速度

（根据Б.В.Кизевальтер的资料）　　表2-4

松散系数	颗粒密度（克／厘米³）	粒度（毫米）						
		0.05	0.1	0.2	0.3	0.5	1	2
0.6	2.65	0.0049	0.0377	0.151	0.34	0.944	2.24	4.49
	3.5	0.0143	0.0572	0.229	0.515	1.43	2.96	5.91
0.7	2.65	0.0199	0.0797	0.319	0.717	1.99	3.37	6.74
	3.5	0.0302	0.121	0.483	1.086	2.82	4.44	8.89
0.8	2.65	0.0447	0.179	0.716	1.61	2.52	5.04	10.1
	3.5	0.0687	0.271	1.08	2.44	3.32	6.64	12.7

通过人工床层排料可保证最高的分选精度，选矿时常常采用人工床层。对人工床层的最佳参数的选择（物料、颗粒形状、它们的密度、大小、层数等等）作过一系列的研究。当选煤时常常采用长石作为床层，而当选矿时，采用钻粒，赤铁矿或者磁铁矿和其它重矿物作为床层。

此外，还使用硅铁，金属边料和垫片，精矿的重组分等作床层。床层的颗粒形状可以是任意的，但最好是不规则的。

床层颗粒的密度应当是介于精矿和尾矿密度之间。当其它条件相同时，随着床层厚度的增加，筛下产品变富，而产率减少，反之亦然。床层的最小粒度取决于所采用筛孔的大小。床层的极限粒度通常为最大的分选粒径的3倍。

在半工业试验过程中，要特别注意跳汰机床层的状况：在增压时，整个床层应该松散；在吸入时，整个床层应压实；在吸入结束和增压开始之间不允许间断。

跳汰机的单位生产率取决于它的结构，入选物料的粒度，床层的松散度，在单位时间里跳选的次数，分层速度和筛下水的用量。跳汰机的最佳生产率符合于一定的参数值。如果在这个参数条件下，跳汰机没有满负荷，那么得到的将是贫精矿；当过负荷时，出现富尾矿，而当强烈过负荷时，跳汰机就可能出现“堵塞”现象。

随着单位生产率的提高，物料通过速度增加，因而，物料在跳汰机中停留的时间就会缩短。物料在跳汰机中停留时间的缩短是不能用单位时间内增加冲次来补偿的。

当过分提高跳汰机的单位生产率时，它就变成了斜槽，而当跳汰机的单位生产率太小时，在重产品中轻组分的含量就会大大增加。

尽管选别物料的密度很高，跳汰机选矿的单位生产率都比选煤时低。

推荐的跳汰机的单位生产率定额（根据乌克兰选煤科学研究所的资料），吨／米²·时：

可选性……	易选	中等和难选。
级别，毫米：		
细的（0.5—13）……	12—15	8—12
粗的（13）和宽级别分级的煤(0.5—100)……	15—20	12—15

对于不同类型的矿石跳汰机的单位生产率如下[7]：

	级别(毫米)	单位生产率(吨／米²·时)
铁矿石	8(10)— 50	8—10
	3(2)—8(10)	6—8
	0—3(2)	4.5—6.5(7—10)
锰矿石	8—60	6—8 (12—15)*
	3(2)—8(10)	4—6
	0—3(2)	3—4
锡矿石	3(2) —8(10)	6—10
	0—3(2)	2—6
钨矿石	8(10)	7—12
含钨矿石	0—3(2)	7—12 (10—20)**
含金矿石	0—3(2)	11—16

*空气振动跳汰机。

**在磨矿和分级循环中用跳汰机选别时。

因此，改变以下参数时可调整跳汰过程：筛下水的耗量，冲程(改变偏心轮的传动)，床层厚度和它的颗粒粒度，冲次(改变偏心轮转轴的频率)，单位生产率，压缩空气的耗量。

特别对于含金矿石，跳汰过程调整的重要因素是确定最佳的精矿产率，精矿产率对给矿不应超过10—15%，否则，会增加摇床精选工作线。

除了可调整的因素外，那些不可调整的因素对跳选过程也有影响，如粒度，原矿的粒度

组成和组分，筛下水和压缩空气的压力，筛下水中的固体含量。

分选物料的粒度越粗和按密度分级越细，跳选的效率就越高。具有足够密度差异的粒度为+0.1毫米的矿石可以用跳汰处理。在这种情况下，跳汰机可取得很高的生产率和很好的选矿指标。粒度为－0.1毫米的细粒物料用跳汰方法选矿效率很低。对于矿石和煤跳汰选矿时有一个最佳的粒度范围。例如，当磨细的矿石（0.05—2毫米）跳汰选矿时跳汰机的单位生产率不超过1—3吨／米^2·时，当选别粗粒级的煤时（13—100毫米），跳汰机的单位生产率不超过20吨／米^2·时，选别含金砂矿时，跳汰机的单位生产率不超过50吨／米^2·时。

煤中矿精选跳汰机的单位生产率仅为3—1吨／米^2·时。

对于跳汰选矿这样的粒度应该认为是最小的粒度范围，低于这个范围用其它方法，其选矿效率都比跳汰选矿法高。不脱泥物料不宜用跳汰选别。

在现行的选矿厂中，很少遇到用不分级物料入选，在新厂的设计中目前也没有看到有这种实例。

跳汰选别前分级和脱泥的粒度界限要求用工艺研究和技术-经济计算的方法加以验证。跳汰机的操作制度应该根据粒度组成的平均指标进行调整，当平均指标改变时作业制度也要改变。根据床层的水力阻力和它的松散度能够间接确定粒度组成的变化。

根据精矿质量和产品中的金属回收率进行选矿结果的评价。

对于煤和无烟煤，根据重选产品的粒度组成进行分选精确度的评价。当调整跳汰机时，为了快速检查可采用产品在重液中分层方法。氯化锌溶液是最广泛使用的重液。对于煤精矿的分层重液的密度通常是1400—1500公斤／米^3，对于岩石是1800公斤／米^3。当选别无烟煤时，在密度为1900公斤／米^{3}的重液中，可以进行精矿和岩石的快速检查。对于选煤效果的评价，在苏联广泛采用了Тромпа—Теppa方法，这种方法是以选矿产品之间不同密度的粒级分布的或然率为基础[31]。当采用这个方法时评价参数是平均或然误差Ep和分选误差J。根据选矿产品中的粒级分布曲线使用几何图解法可确定Ep和J。国际标准化组织建议将指数Ep和J作为重选效果评价的准则。

当选别某些矿石时，跳汰机安装在由球磨机或者棒磨机磨矿的闭路循环中，回收单体的重矿物，以免这些重矿物过磨。在这种情况下，安装的跳汰机不能确定最终的金属损失量，因为跳汰机允许有较大的负荷。

在半工业试验条件下跳汰，可采用双室跳汰机，该机每一室中筛板大小为300×300毫米和一个活动的锥形底，最大的生产率约900公斤/时。当需要减少生产量时，可复盖部分的筛板面积。这种措施能降低跳汰机的生产率，同时也改变了它的工作制度——增大了水流在细粒层中上升和下降的速度。当生产率为350公斤／时时，可使用苏联有色金属和稀有金属矿山勘查科学研究所设计的试验室型小型跳汰机。

在这种机器上选别低硫化物的含金矿石，建议采用下述条件[7]：

最大生产率，公斤／时	达300
冲次，分$^{-1}$	400—600
冲程，毫米	4
筛孔尺寸，毫米	1
钻粒直径，毫米	3—4

床层厚，毫米……40

在每个室中筛下水的耗量，升／分……5—8

如果跳汰机在磨矿和分级的闭路循环中工作，那么可收的金的数量通常是按金的总量计算的，即跳汰精矿中的金以及在磨矿机和分级机中聚集的金之和。

摇床精选 粒度小于3（6）毫米的物料通常用摇床分选。

摇床精选可作为主要作业和辅助作业使用。例如，从粒度为3—0.2毫米的粗精矿中排除粗粒的硫化物颗粒应用了浮游-重选法。

影响矿物分选的主要因素有：

物料的粒度，矿物组成，分选矿石的准备方法；

摇床的结构参数：机械传动方式，床面大小和床面的运动学，以及刻槽的形状，大小和位置；

决定工艺制度的因素：床面的冲程和冲次，床面纵向和横向倾斜的角度，给矿中矿浆的浓度，冲洗水的用量，在单位时间内分选物料的数量。

生产的摇床有三种类型：粗砂摇床，细砂摇床和矿泥摇床。对于粒度为0.5—3（6）毫米的矿砂可采用粗砂摇床，细砂摇床适合于分选粒度小于0.5（1）毫米的物料，而矿泥摇床适合粒度小于0.2（0.3）毫米的细粒物料。

与其它的重选设备相比，在粒度为2—0.4毫米的范围内摇床可取得最好的工艺指标。

随着入选物料的粒度和密度差的减小，格条高度和在床面上矿层的厚度以及它的横向移动速度也因而降低，这就必须增加床面的宽度。

在分选的矿物密度差别较小和细粒浸染矿物的情况下，摇床选矿效率要降低。因此，当选别锡，钨，金矿石时，与选别赤铁矿，烧绿石，锆石以及其它一些具有很小密度差的矿石时相比，摇床具有相当高的生产率和工艺指标。

在摇床上矿物分选的程度取决于原矿中的矿物成分。当原矿中含有石榴石，长石，大量的氢氧化物，粘土矿物等时，矿物的分选程度要降低。摇床选别砂矿比选别原生矿石效果要好。

为了提高设备的生产率和改善工艺指标要求原矿要有一定的准备作业。为此要按物料的粒度进行分级和脱泥。准备工作通常在水力分级机中，筛分机上进行，而脱泥作业则是在水力旋流器和水力分级机、圆锥分级机或浓缩机中进行。

当摇床选别粒度小于1毫米的物料时，采用水力分级代替预先筛分是合理的，因为采用水力分级作准备作业，在选矿时物料能按密度比较快地进行分级，并且能选择较好的方式运送分级物料。当大规模生产时，对细物料实际上不采用筛分作业，因为筛分机的生产率，筛分效率都很低，并且细筛网的磨损也很快。

当用水力分级对原料进行准备时，大部分轻颗粒被排除，因此精矿将是很纯的。与筛分相比轻矿物和重矿物在粒度方面的差异大得多，即二者的等降比大。因为在粗粒轻矿物之间的细粒重矿物能有效的分出（这是由于介质的孔隙度大和阻力小的原因）。所以用水力分级准备的物料能进行较完全的分层。

轻矿物部分在床面上横向的移动速度是随着矿物的粒度增加和矿物的密度减小而增大，然而在摇床床面的纵向上，这些颗粒的移动速度则相反。因而，在水力分级后分出的矿物颗

粒的选择性移动比筛分后的效果要好。

床面合理的几何形状是菱形，因为在这种情况下，物料占据的面积比梯形或者直角形床面都要大。

根据苏联选矿设计研究院的资料，适合于半工业试验的摇床床面的长和宽的最合适的比例是1.67—2.5。

粗砂摇床可制成长宽比为2.5的床面；细砂摇床为1.8；矿泥摇床为1.5。

小尺寸床面摇床的单位生产率要比大尺寸床面摇床大1—2倍。这是因为物料在床面上分布的不均匀性，特别是层厚的情况下更是如此。在选矿厂的单位厂房面积上小摇床的单位生产率要比大摇床的单位生产率约大0.5倍。但是在选矿厂中安装小尺寸的摇床是不合理的，因为这要使摇床的数目增加好几倍。在一个大的工业摇床的框架上安装几个小尺寸的床面是合理的，不是在一个系列上，而是在几个系列都这样做。当处理粒度为0.3毫米锡矿石，其选矿效率为80—85%时，不同尺寸床面摇床的单位生产率列在表2-5中。

摇床床面的传动机构可获得差动运动，这种运动使床面向前运行时速度渐渐增加，在到达终点之前达到最大值，然后迅速降到零。当床面向相反方向运行时运动速度很快增加到最大值，然后缓慢下降到零。

床面尺寸不同的摇床的数据对比 表2-5

床面大小（米）	床面面积（米²）	床面面积与厂房面积的比例（%）	被摇床占据的厂房面积（米²）	摇床的生产率（公斤／时）	在1米²的床面面积上摇床的单位生产率（公斤／米²·时）	在选矿厂的1米²厂房面积上摇床的单位生产率（公斤／米²·时）
1×0.55	0.55	22.4	2.45	200	360	81.5
2×1.1	2.2	33	6.6	470	212	76
4.5×2.5	11.25	46	24.5	1250	111	52

由于床面的非对称加速度使所有颗粒产生了不连续移动，其方向是从传动机构的方向向重组分排矿端作不连续移动。当颗粒获得的加速度比它们滑滚所需要的加速度小时，它们与床面一起开始作同步移动并且将不顺着床面前进。当加速度过份大时，床面与重矿物及轻矿物颗粒一起快速向前移动，结果它们的分层，冲洗和在床面上的横向选择性搬运都要受到破坏。因此在床面向前和向后运动时必须保持一定的时差。在不同方向上床面运动的时间之比称为不均匀运动系数。业已确定，最佳的不均匀运动系数等于1.2—1.5。

矿物颗粒的密度和粒度，床面的倾角，冲洗水流速以及摇床的生产率决定了刻槽的深度和分布。这些因素之间的关系是用试验方法确定的。根据苏联选矿设计研究院资料可采取下述定向排列的刻槽深度（由传动机构一方开始）：

物料粒度，毫米……>1.5　1.5—1　1—0.5　0.5—0.2

刻槽深度，毫米……25　18—20　15—18　12—15

对于粒度小于0.2毫米的物料以及矿泥刻槽的深度为10毫米，但是经4—5个槽之后在槽间的间隔中要刻出一个较深和较宽的斜边槽，以便在槽间形成分离带，使小而重的颗粒能沉

积下来。

工业摇床的槽间距离为20—45毫米，它取决于槽的深度，作业的用途以及被处理矿石的性质。为了处理粗粒物料，沟槽的宽度与平均深度之比值约为1.5—2。当比值为5—6时，能够比较好地进行细物料的处理。

在床面上刻槽，可得到两条切口线。第一条切口线应该从床面的上边大约为床面长度的1／3—1／2处开始。第二条切口线经过两条刻槽，由第三条刻槽沿长度方向位于槽的终端1／3处开始。这条切口线有助于改善精矿的精选和减少有用矿物的损失。在通常情况下，刻槽呈30—45°分布。选别的物料越细，角度就越大。

当处理难选矿石和密度差异不大的粗精矿时，床面上的刻槽与床面运动方向成4—15°夹角是合理的。

在工业条件下，对摇床工作的分析和试验的结果分析可得出以下结论：被处理物料的粒度越大，则刻槽的深度应该越深；对于细物料深槽会明显地降低工艺指标，同时增加了有用矿物在尾矿中的含量；当处理粒度为0.5—2毫米的物料，特别是粒度为0.2—0.07毫米的物料时，槽的深度大于20毫米，会明显降低了选矿效率；因此槽的深度不应该超过16—20毫米。

物料的松散度，按密度和粒度分层，以及分层的矿物颗粒沿床面选择性搬运，都取决于摇床的冲程和冲次，以及床面的非对称性运动。随着摇床冲程的增加，上升水流和上升力也增大。随着摇床冲次增加，在单位时间内水流的变化频率也增加，但上升力可能很小。因此当处理粗物料时，可以加大摇床的冲程，减少冲次。选别细粒物料时需要很大的上升力。为了确保物料必要的分层，可增加摇床的冲次，而减小它的冲程。

床面冲程l（毫米），冲次n和矿物颗粒大小d之间的关系，可用下面的经验公式表示：

$$l \approx 18\sqrt{d_{最大}}; \qquad n = 250 / \sqrt{d_{最大}}$$

在表2-6中列出了按这一公式计算出的数据。

对于选别不同特点和粒度的矿石，必须选择好床面沿横向倾斜的最佳角度。物料越粗床面横向倾角就越大。

对于不同的物料建议采用的床面横向倾角如下(度)：

特别粗和重的矿物……6—10

矿砂物料……4—8

细矿砂物料……2.5—3.5

细物料和矿泥……1—2.5

为了改善分选指标应使床面纵向升高。被处理的物料粒度越粗，沟槽深度越大，这种上升就应越高。对于最粗的物料建议床面排料端升高20—30毫米。

当处理细粒物料和矿泥时，床面必须向排料侧倾斜，因为在这种情况下颗粒的磨擦系数相当大。因此倾斜就保证了精矿以较大的速度向摇床排料端移动。

床面的横向倾斜和冲洗水量是两个相关的因素。它们取决于物料的粒度和物质组成。床面应该有冲洗水，以便使最粗的颗粒也能被水复盖。

当摇床给料浓度过大时，会降低重矿物在精矿中的回收率。

摇床的冲程和冲次与被处理矿石粒度的关系 表2-6

最大粒度（毫米）	冲程（毫米）	冲次（次／分）	最大粒度（毫米）	冲程（毫米）	冲次（次／分）
3.0	24	200	0.8	17	262
2.5	23	208	0.6	16	277
2.36	22	210	0.5	15	287
2.15	22	215	0.4	14	300
2.0	21.5	217	0.3	13	319
1.5	20	230	0.2	12	345
1.4	20	234	0.1	10	396
1.2	19	239	0.07	9	426
1.0	19	250	0.04	8	470

矿浆浓度太小，将破坏分层过程，当物料呈扇形分布时，使分出的重矿物带不明显。通常认为液：固＝3（4）：1是矿浆最好的浓度。

通过增大床面的倾斜度，加快物料的移动速度要比增加用水量的办法经济得多。处理细粒物料冲洗水量比选别粗粒物料的用水量要大。

在半工业试验期间，摇床工作的调整，是通过改变某些因素来实现的。

在CKM-1型单层摇床上选别锡-钨以及其它中等可选性的矿石时，建议的参数如下：

	粗砂摇床（3—1毫米）	细砂摇床（1—0.2毫米）	矿泥摇床（<0.2毫米）
摇床的生产率，吨／时……	2—3	0.9—2	0.3—0.9
床面的长宽比……	2.5	1.8	1.5
床面冲程，毫米……	16—26	12—18	6—12
床面冲次，次／分……	200—270	270—320	320—420
床面倾角，度……	4—1.0	2—4	1—25
床面纵向升高或倾斜……	升高	升高	倾斜
给料浓度，液：固……	3.5：1到5：1	3.5：1到4：1	3.5：到4：1
床头端格条高度，毫米……	26—18	18—12	12—8
格条间距，毫米……	30—45	25—40	30—45

注：括号中表示物料的粒度。

对于半工业试验建议使用CKM-1型摇床（在粗选作业中）和CK-1型摇床（在精选作业中）。精选含金精矿时，在许多情况下为了提高成品中“金”的质量和摇床工作的稳定

性，中矿返回是合理的。

为了选别细粒锡矿石（小于40微米）建议使用沃尔曼摇床，这种摇床与一般摇床的区别就在于它具有平移过渡的波形床面，即从凹陷平缓地过渡到波峰以代替格条。沃尔曼摇床的调整部位如下：外弹簧拉长的范围为3.2—3.6毫米；在传动机构中用转动手轮调整冲程，调整范围从10到16毫米（顺时针方向旋转减小床面冲程）；飞轮转数为270—280转/分，给料中固体的最佳含量为20—25%（不超过35%）；按固体计其生产率为300—350公斤／时。

必须考虑到当物料粒度变粗时，沃尔曼摇床的分选效果会明显地下降。

螺旋选矿机选矿 螺旋选矿机选矿属于连续过程。它是利用矿粒在水介质中沿螺旋槽运动时，产生的惯性力（离心力）的差异分选矿粒的。此外，由于当矿粒沿螺旋槽运动时，在水流中产生一种特殊的内循环来使矿粒进行分选。

• 当惯性力与循环压力一起作用时，矿粒在矿浆流中按密度分开，重矿物在螺旋槽的内侧富集，而轻矿物富集在外侧。因此，不仅仅按密度，而且也按粒度和形状进行矿物的分选。

水流在螺旋选矿机中起着两方面的作用：一方面，水流是搬运的介质，另一方面由于特殊的内循环水流又是分选的主要因素。

当水流沿螺旋槽运动时，水流的个别带（层）在不同的方向上运动。在水流中形成了两个不同的反向圆周运动的循环区。

影响螺旋选矿过程的主要因素有：给料中矿物的粒度，形状和密度；螺旋选矿机的生产率；在给料中矿浆的浓度；冲洗水的用量；螺旋槽的参数等。

在螺旋选矿机中矿石的有效分选粒度为－2＋0.074毫米。选别粗粒矿石和矿泥（－0.05毫米）时螺旋选矿机的分选效果不能令人满意。当给矿粒度为－0.5＋0.15毫米时，能达到最好的选矿指标。

从螺旋选矿机的尾矿中用跳汰机选别粗粒重矿物是合理的。这样能够提高入选矿石的重组分和轻组分的分选效果，因此也提高了所得到精矿的质量。在这些设备上选别细粒浸染状矿石比选别粗粒浸染状矿石效果要差一些。

当矿石中矿泥和粘土的含量大于20%时，选矿前必须脱泥。

在螺旋选矿机选矿时，必须遵循最佳的水流量或者进入螺旋槽的水量，水流的断面积应当是螺旋溜槽横切面的2%。保证螺旋选矿机正常工作的矿浆浓度为20—40%；继续提高浓度会明显地破坏水流的活动性。过低的浓度同样会导致分选指标降低。

螺旋选矿机是简单的分选设备并具有很高的生产率。半工业型的CB-500型螺旋选矿机的直径为500毫米，生产率为1—2吨／时，占地面积不大，并且没有活动部件，管理简单；冲洗水量为0.25升／秒。

螺旋槽的最佳参数：

决定矿浆流速大小的螺距应该是最小的，但要能保证物料的正常输送（CB-500型螺旋选矿机的螺距为152毫米）；

螺旋槽的横切面形状为椭圆，椭圆的长半轴呈水平，长短轴尺寸之比为2：1；

椭圆的长半轴应该等于螺旋直径的1/3；

螺旋的圈数取决于矿石的特点和粒度；选别细粒浸染状矿石时，必须有5—6圈；对于中

等可选性矿石4圈就足够了。

试验确定，螺旋线的升高角度应为回收有益矿物的最小磨擦角的2—2.5倍，这种矿物在静止状态中具有最大的磨擦系数，为了进行半工业试验制造出可调螺距的螺旋选矿机是合理的。

在未分级的原矿中存在有不同粒度的有用矿物时，对于它们的选矿应采用可变螺距的螺旋选矿机。

在第一圈螺旋中矿物的分选速度最快，随着螺旋圈数的增加，有用矿物的回收率明显下降。因此认为在分选矿物的过程中用截取器分出精矿是合理的，截取器安置在第二圈螺旋的终端。截取器安装在每圈螺旋的末尾（一台螺旋选矿机可安装一个到三个）。在每一种具体情况下，可用试验的方法确定截取器的安装位置。

在重选和浮选厂中，能够有效地使用螺旋选矿机。

螺旋选矿机的选矿效率比摇床要差一些，特别对于细浸染状矿石和选矿厂的难选产品更是如此；螺旋选矿机的分选效率取决于矿石性质（矿化作用特点，密度差异，有用矿物颗粒和脉石颗粒的磨擦系数以及形状等特点）。螺旋选矿机的用水量比跳汰机要少（约35—40%）。

螺旋选矿机的精矿产率通常是16—18%。

螺旋溜槽是螺旋选矿机的变种，螺旋溜槽用于选别粒度为0.02—0.3毫米的物料。

在螺旋溜槽中，离心力对矿物颗粒运动行为的影响是很小的，因为这些矿物颗粒的运动速度很小。

螺旋溜槽选矿时，给矿浓度为10—30%。选别水力分级物料的指标比未分级的高。

直径为800毫米的半工业型单螺旋溜槽的生产率在粒级为0.07—0.3；0.04—0.1和0.02—0.04毫米时，相应为500；400和200公斤／时。

螺旋溜槽的富集比，一般地说要高于摇床。

大直径螺旋溜槽的选矿指标比小直径的螺旋溜槽要好。

螺旋溜槽的最佳参数如下：溜槽的断面呈三次抛物线形，在精矿扇形区内螺旋线的倾斜角度为42°，螺旋圈数为4圈。

螺旋溜槽由螺旋给料槽，产品贮存槽和喷水器组成。ШВБ3-1200型螺旋溜槽具有三个钢筋混凝土的槽，而ШВМ4-1200型螺旋溜槽有四个金属槽。溜槽高3.5米，占地面积1.4米^2。当给料粒度为0.2毫米时，溜槽的生产率比CC-2型摇床的生产率高1.5倍（相当于600和400公斤／时）。

当生产率从260提高到1150公斤／时，螺旋溜槽的选矿指标实际上变化很小，生产率稳定在600公斤／时。给料槽给料的性质不影响分选指标。

当向溜槽给料时，将稀释过的矿浆予先浓缩是合理的，因为在这种情况下可分出有用矿物含量很低的最终尾矿。

用ШВБ3-1200型螺旋溜槽和CC-2型摇床选别含钨矿泥的工艺指标实际上是一样的。

溜槽和斜槽选矿　溜槽和斜槽用于选别细粒物料和矿泥。半工业试验的设备与工业设备相比只是尺寸小些。溜槽主要是用来捕集细粒金和其它比重大的细粒矿物。一般使用绒面斜槽和带式溜槽进行试验。

对于溜槽的不同铺面应进行试验，同时选择溜槽的角度、矿浆的浓度、可能达到的最大

生产率、精矿的最佳单位产率。可使用帆布、绒布、粗呢、毡、棉绒及刻槽橡皮作溜槽的铺面。从1米^{2}的帆布铺面上每次取下的精矿最低量是0.4—0.6公斤，从毡铺面上每次取下的精矿最低量是3公斤。在不同的条件下，绒布铺面的角度为0.06—0.25。矿浆浓度的选择取决于被处理物料的最大粒度。

矿浆流最小的高度h（毫米）可由下式求出：

$$h = ad$$

式中　a—取决于被处理物料的粒度系数；d—物料的最大粒度，（毫米）。

溜槽的宽度B（米）由给定的生产率决定：

$$B = Q/(vh)$$

式中　Q—生产率，米^3／秒；v—矿浆流的平均流速，米／秒；h—矿浆流的高度，米。

根据物料粒度计算的溜槽参数[34]

物料粒度，毫米	6	6—12	12—25	25—30	50—100	100—200	>200
矿浆流速，米/秒	1—1.2	1.2—1.6	1.4—1.8	1.6—2	1.8—2.2	2—2.5	2.5—3
系　数，a	2.5—3	2—2.2	1.7—2	1.5—1.7	1.3—1.5	1.2—1.3	1—1
液：固	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—20	16—202

矿浆量是根据所要求的生产率和矿浆浓度计算的。一般用于半工业试验的绒面溜槽长度不超过3—5米。因为在工业上不生产这种设备，所以这种设备都是由试验厂的机修间制造的。

溜槽的清洗次数取决于精矿的产率。

用于分选球磨机溢流或水力旋流器溢流的绒面溜槽可不带格条。在分选较粗物料时，为了降低矿浆下层的流速和改善有价矿物的回收率，可使用各种格条，如，木质的、石块的、槽形铁等。

在选矿流程中使用绒面溜槽工作时，必须安装备用溜槽，以保证连续循环工作。

在半工业试验条件下，除了固定的溜槽外，也可以使用机械溜槽和自动溜槽。

带式溜槽是用无极涂胶带制成，胶带与矿浆流呈反向运动。轻组分用水洗下并沿下转鼓排出，而留在带上的重组分，随带转至上转鼓后用喷水洗下。胶带运动的速度通常是2.5米/分；液：固＝4—10；倾角0.1。用于半工业试验的带式溜槽长度不超过2.5—3米。

筒式分选机是机械溜槽的一种，为了捕集磨矿循环中的游离金，国立稀有金属科学研究所伊尔库茨克分所研制了这种设备。КБ-4型半工业筒式分选机的转筒直径为400毫米，长2000毫米，转筒与水平面的夹角在2到12度之间，转数为2.4、6、10次／分。用胶毡作为铺面并且有三角形和直角形的格条，其方向与旋转轴呈15°。铺面上格条的高度为2、4和8毫米，其凸出部分之间的距离分别为4、8和16毫米，这种铺面可以更换。转筒绕有两个轮箍，通过轮箍由4个滑轮支撑。用洗涤管从两侧和上面供水。

矿浆的分选过程是在慢速转动的转筒里面进行的。在小型试验时，取得了最佳的工艺制度（矿浆浓度、生产率）和设备参数（倾角、转数、格条尺寸）。业已确定，当矿浆浓度为30—40%、生产率为2.5吨／时（当矿石粒度＞0.5毫米）和4.5吨／时（当矿石粒度＞2毫

米），洗水用量（侧面）0.2升／秒时，选别效果最佳。

格条的最佳高度是2毫米，倾角为7—9°。

КБ-8型筒式分选机（直径为800毫米）的工业试验表明，能取得接近跳汰机的工艺指标。处理细粒物料即分级机溢流的粒度＜0.3毫米时，使用这种分选机最为有效。

苏联选矿设计研究院设计的ЦИА1型多层自动溜槽用于从细磨物料中回收重矿物。自动溜槽选矿的流程通常包括脱出－0.013毫米级别后的原料浓缩作业、浓缩产品的水力分级和逐级进行选别。分级可将物料分为－0.074＋0.04；－0.04＋0.025；－0.025＋0.013；－0.013毫米几个级别。

为了分散矿泥，合理地使用了水玻璃。水温不应低于12℃，因为水温太低会增加水的粘度，从而使细粒物料的选别效果急剧恶化。

在大多数情况下，直角结构的斜槽与溜槽不同，例如，被称作尖缩溜槽的是一个侧壁具有收缩角度的平底溜槽。这种设备主要是用于选别砂矿，砂矿中有益矿物都是细粒的单体，这些单体矿物与脉石不同的是比重大。按结构来说，斜槽是一种结构简单、生产率高（0.9—5.5吨／时·米^2）的设备。设备的生产率取决于矿石的粒度及其矿物组成。当矿浆中固体含量很高时（50—60％）斜槽的工作才比较稳定，尖缩溜槽中的颗粒分选取决于偏析过程。

对于半工业试验，尖缩溜槽的尺寸是长610毫米，给矿端宽230毫米，排矿端宽25毫米。倾角为15—20°。对进行溜槽选别的矿浆应预先进行浓缩。浓缩后的矿浆给矿要均匀，浓度波动过大是不允许的。为了保证给矿量的稳定，矿浆要经过一个具有一定压力的容器排出后进入矿浆分配槽再给入溜槽。溜槽终端的底部呈曲线形，因此，运动速度较慢的底层矿浆向下偏。使用专门的截取器将溜槽排矿端的矿浆流按重矿物含量的不同分为：精矿、中矿和尾矿。有时可通过附加安装的斜面将矿浆流加宽。

在国外实践中，为了选别细粒分散物料使用了“Бартлез-Мозли”多层溜槽和“Кроссбелт”型分选机。这些设备都是用来作粗选和精选粒度为－0.1—0.005毫米物料和精矿用的[46]。

设备的结构特点是没有用来捕集矿物的铺面，具有振幅小频率低的旋转床面（轨道床面）。“Бартлез-Мозли”溜槽的生产率可达27米^3／时，而“Кроссбелт”分选机的生产率则为300公斤／时。与沃尔曼矿泥摇床相比，后者可保证有较高的选矿比。对于回收粒度为－10＋5微米的锡石来说，使用“Кроссбелт”分选机（代替矿泥摇床）特别有效。

“Бартлез-Мозли”溜槽在国外得到了广泛地应用（表2-7）。

在格拉尼托戈尔试验厂利用这种设备进行了锡矿石的半工业试验。“Бартлез-Мозли”溜槽调整的特点是利用循环负荷（重量从1到7公斤），可以保证在正常速度范围内，床面在1—10毫米之间作轨道运动。床面的倾角对于这种负荷和转数应选择最小的。对于较粗的物料（－0.1＋0.05毫米）床面的倾角确定为3°，而对于较细的物料（＜0.044毫米），床面的倾角不应大于1—0.5°（用夹紧活塞杆的办法来调整倾角，活塞杆的夹子移动23毫米相当于1°）。当给入细粒物料（－20微米）时转数定为200转／分，而给入较粗的物料（＋20微米）可定为230转／分。重要的因素是时间，在清洗前，必须收集床面上的物料。用定时器将时间控制在0—36分钟范围内。时间取决于给入物料中重矿物的含量，即重矿物含量越高，收集的间隔

"Бартлез-Мозли"溜槽选别矿泥的结果　　表2-7

产　品	生产率（吨／时）	物料粒度（毫米）	矿物含量（%）		精矿回收率（%）	富集比
			原矿中	精矿中		
不脱泥的含钨尾矿	2.5	−0.1	0.6	2.8	88	4.3
细粒嵌布的锡石-硫化物矿石	1.6	95%−0.05	0.83	2.4	74	2.9
锡石矿石	2.6	30%−0.01	0.5	1.17	63	2.3
含锡石的矿泥	2	64%−0.15	0.36	2.22	46	6.2
含钛铁矿的矿泥	2.2	95%−0.074	0.1	0.44	48	4.4
含白钨矿的矿泥	—	95%−0.074	0.22	0.62	69	2.8
含锡石的尾矿	3.5	95%−0.074	0.38	0.81	71	2.1

时间就越短。一般收集时间为10分钟。重级别清洗的时间用定时器控制在0—72秒。在大多数情况下，清洗的时间为25秒钟。风管中空气的压力应为400—450千帕，洗水的压力为40千帕，循环空气的温度不低于14℃。按固体计设备的生产率为2—2.5吨／时，按矿浆计生产率为20—25米^3／时。

具有交叉运行带的"Батрлез-Кроссбелт"分选机也是用来选别细粒级锡石的。在这种设备上，物料是给入中脊的中部，这时，重矿物沉到底下，而由于轨迹位移剩下的呈悬浮状的较轻的脉石矿物，由于控制带的横向坡度使其从两侧流入尾矿。

使用分选机应选择一些最适宜的参数，这些参数在很大程度上可以目测。藉助于分布在机组中间带的轨道质量使作用于矿浆流上的位移应力达到最大。在分选机上获得的精矿质量与轨道上的运动速度成正比。对于分选较重的矿物和较粗的物料要求速度要高点，无论是精矿排矿端或尾矿排矿端的横向坡度都是可变的。精矿端的坡度为1—3°，尾矿端的坡度为1—2°。

带的运动速度控制在0.5—0.8米／分的范围内。

交叉供给的洗水应能保证横向带清水流的稳定，而洗水量的控制使其呈"滴水"状态，这样，可在不降低有用矿物回收率的情况下，使精矿层和混入的单体脉石易于分离。

精矿、中矿和尾矿的分离点可以目测。

在格拉尼托戈尔试验厂重选车间安装的设备，当矿浆中固体含量最高（30%）时，其生产率以矿浆计为50升／分，以固体计为0.5吨／时，洗水用量为4升／分。

浮选　在半工业试验期间，浮选过程的调整首先是建立工艺制度。而工艺制度则是在试验室或扩大试验条件下确定的。在这种情况下，除了检查全部的流程外，还要明确一些附带的问题，如：

1. 按作业改变浮选线的合理性，精选作业的次数；
2. 中矿的组成，返回前一作业时，中矿的分选程度，在单独的循环中再磨的必要性；
3. 各浮选线上浮选药剂的最佳分配方案；

4．获得质量合格精矿的精选作业中的矿浆浓度；

5．粗粒和再磨产品中矿泥浮选的选择性，主要的和伴生的组分在最终尾矿中的损失情况，尾矿再处理的合理性；

6．磨矿循环中的重选效率及其对浮选指标的影响。

根据工艺制度和试验结果调整和控制工艺过程。试验结果包括化学分析、试金分析、X-射线分析、原子吸收分析、筛析、矿物分析等，以及肉眼观察的结果。在试验期间，还要合理地进行试验室研究，例如，尾矿再浮选，精矿的补充精选，中矿再选等。

在试验过程中，有时在选矿流程中取得数据的基础上，还要进行一些变动和补充，以便解决上述问题以及使浮选过程达到最佳化。对流程和工艺制度所作的任何改变，对设备的安装都要进行必要的修改，并继续进行试验，直到取得稳定的结果。在试验期间，这种改变是常有的事，为了确定和完善选矿工艺要作多次变动。

应当特别注意保证过程的稳定性，找出不稳定的原因，例如，在某些作业中的“撞击”部位，应采取措施加以排除。

在大多数情况下，设备零件的磨损（浮选机的叶轮，砂泵的涡轮，阀门等），矿浆导管的直径不配套，三角皮带的拉力不够，排砂孔淤塞，浮选药剂添加不均匀，以及溶解时的误差等都可能是工艺过程不稳定的原因。

在确定被处理矿石的最佳流程和药剂制度时，要在稳定的条件下进行为期25—40个班的连续运转试验。在这个阶段试验规模越庞大，工艺过程越复杂，选矿过程越长，各班所取得的结果就越不稳定。

矿石的粒度及其组成，矿浆浓度，药剂制度，浮选时间，矿浆通过浮选机的速度，矿浆在浮选机中的搅拌和充气强度，矿浆温度等，都是决定浮选过程的因素。

浮选的药剂制度是根据工艺过程的外部条件，产品的快速分析和双目镜或显微镜的检查结果来确定的。

由于浮选指标的波动，很难立即看出改变磨矿制度所产生的差异，为了得出正确的结论，在选择磨矿制度时，必须进行几天的工作。

在决定磨矿制度后，最好对分级溢流、精矿、中矿和尾矿进行取样，取出代表性样品进行筛析和化学分析。C．N．米特罗法诺夫建议应计算出每一粒级中的金属对原矿和对作业的回收率，并用曲线表示出计算结果，横轴为粒度，纵轴为回收率。这种曲线可给出金属分布特点的概念。在改善浮选指标的条件下，进行合理地粗磨试验，是提高磨机生产率的途径。

矿浆浓度对泡沫中矿物的回收率、精矿品位、浮选药剂用量和浮选效率都有影响。进行粗选和扫选时矿浆浓度比精选时要大一些。矿浆浓度对浮选结果，首先是硫化矿矿石的浮选结果有明显的影响。在选别硫化矿时要特别注意这个因素。矿浆中一般固体的含量范围是15—40%。

在第一个和下面的浮选槽中，矿浆的浓度差别可达15—20%。

药剂制度由所使用的药剂类型、用量、在过程中的添加顺序以及药剂与矿浆的接触时间来决定。它是在试验室条件下制定并在半工业试验过程中加以确定的。在大多数情况下，药剂加入浮选过程的顺序是：介质调整剂，抑制剂或活化剂，捕收剂，起泡剂。介质调整剂一般可加入到球磨机中，抑制剂（活化剂）加入到球磨机或分级溢流中，捕收剂加入到接触槽

中，浮选机的砂泵中或者加入到第一个浮选槽中。起泡剂也加入到第一个浮选槽中，每个加药点药剂的用量取决于试验方法。加药的细节问题将在下面的实例中加以研究。

浮选时间是在半工业试验中确定的。超过最适宜的时间是不利的。为了查明选择的浮选时间对任何一作业是否足够，可以按照下面的办法处理。在确定浮选制度后，可在试验室型浮选机中取一个尾矿样，先是在不加药的条件下取样，然后在加药的条件下取样，第一种情况可确定尾矿中金属损失与单体矿物的关系，第二种情况可确定尾矿中金属损失与浮选制度是否适宜的关系。

尾矿浮选试验与泡沫产品的精选同时进行。如果确定尾矿中的矿物再选只能得到中矿，那末增加浮选时间，基本上是无效的，只有在中矿可以进入单独循环进行再处理，或者可以返回前一作业的条件下，延长浮选工作线才是合适的，这样循环负荷达到最低限度。矿浆流通过浮选机的速度同样影响浮选结果。因此，必须使矿浆以每分钟1—2个浮选槽体积的速度给入粗选和扫选浮选机中。

充气量是以浮选机中每平方米的矿浆面吹入的空气立升数来计量的。浮选时间是随着充气量的增加而减少，充气量过大将使浮选结果恶化，因为在这种情况下，强化了气泡的聚合过程，比较大的气泡以不均匀的速度漂浮，从而增加了矿物脱离气泡的机率。向矿浆中过多的充气也会降低浮选机的生产率，因为浮选机的部分体积不是被矿浆而是被气泡充满了。

充气系数和分散在矿浆中的空气体积的测定方法在文献中已有叙述。浮选结果不仅取决于浮选机的总充气量，而且也取决于气泡的大小，如果矿浆中的气泡过大（ d ＞1毫米），就会使浮选过程恶化，因为泡沫的聚合会使气-液的表面积减少。

提高矿浆的温度往往会强化浮选过程。当用脂肪酸和皂类捕收剂浮选时，加温矿浆特别有效。

在半工业浮选试验流程中，建议采用ΦM0.4型机械搅拌式浮选机（用于粗选和扫选作业）和ΦM0.2型浮选机(用于精选)，这种浮选机的生产率分别为0.8和0.4米^{3}矿浆／分。

在进行半工业试验时，许多研究者都注意到了“米哈诺布尔”型浮选机（№1、№3等）的工作是不能令人满意的。这种浮选机的结构适应性差，例如，这种设备就不适于稀有金属矿石粗粒和中粒磨矿时的优先浮选[8]。

众所周知，由于叶轮的转速过高而形成强烈紊流是这种浮选机的特点。

为了浮选比较粗粒（ +0.15和 +0.21毫米）的物料，必须改进“米哈诺帕尔”型浮选机。粗粒物料可浮性差可能是由于强烈的紊流及被浮颗粒的机械摩擦，以及在用离心泵输送矿浆和浮选机强烈搅拌时，使矿粒表面捕收剂薄膜局部脱落的原因。为了克服上述缺点，必须消除泡沫矿化带中多余的矿浆紊流，以便形成足够稳定的泡沫层，保证矿浆面上泡沫的矿化时间。为了建立上述条件，可以在浮选中安装一个适于调整矿浆流的综合装置，这种装置是由减振板、后面的捕浆器和前面的减振器组成。减振板安装在浮选机的护盘上，倾斜隔板即导浆板是控制矿浆流的主要部件，它被安装在靠近浮选槽后壁距离矿浆面1／3深的位置上。它是用来缓冲从护盘下冲出的矿浆流。捕浆器上部的矿浆上浮并沿着矿浆面流向泡沫刮除区。这样就消除了矿浆在浮选槽后面的停滞现象。矿浆底部流向促使矿浆表面的横向流动，这种流向首先是强制泡沫流向泡沫刮板。捕浆器使浮选槽的容积减少了12—15%，使矿浆面限定在25—30%之间，结果建立了稳定的泡沫层。前面的减振器呈倾斜板式，将槽内的搅动部分与

刮泡区分开。它的作用是减少沿浮选槽前壁上升矿浆流的冲击力，改变矿浆流的轨迹，减弱动压力，通过捕浆器使减弱了的前流向较强的后流流动，使后流流向浮选槽的泡沫刮取区。

为了减少矿浆流的紊流，采取的辅助措施是降低叶轮转速20—25%。

通过上述的综合措施，减少了随粗选尾矿损失的金属量。

在用脂肪酸浮选粗粒非硫化矿物的过程中，最好是使用压气机械搅拌式浮选机和空气搅拌式浮选机。

对于半工业试验，使用最多的是容积为0.4米^{3}的ΦПР4型压气机械搅拌式浮选机（国立矿物化学原料研究所设计的充气结构）和容积为1.6米^{3}的ΦПМ1.6型压气机械搅拌式浮选机（国立选矿机械工业设计院设计的）。这种浮选机最近已由第聂伯罗彼德罗夫斯克矿山设备制造厂大批生产。ΦПМ1.6型浮选机的最大生产能力为5米^{3}矿浆／时。压气机械搅拌式浮选机对各种矿石（铜矿石、铁矿石）所进行的试验表明，使用这种浮选机与“米哈诺布尔”型浮选机相比，浮选速度可提高30—50%。

计算浮选容积时，应注意到半工业试验型浮选机的转速比试验室浮选机的转速慢[1]。在试验流程中，应研究在单独循环或与粗选产品一起的中矿再磨的可能性，以及中矿在各个作业中的走向。要规定中矿不能给入分级机，而只能给入球磨机，因为这部分产品主要是比较细的和浮选时活化过的，将其给入分级机时，它们将会进入溢流。

在一些情况下，中矿返回之前，最好将其浓缩，使多余的药剂随液相排除。在半工业试验条件下，这项作业是在脱水锥中完成的。

在浮选试验期间，对新鲜水和回水都应进行试验，为此，应规定设置相应的贮水槽、脱水锥、浓缩机、导管和泵。某些情况下，在闭路循环的重选作业中，可成功地使用泡沫浮选或者浮选-跳汰。

磁选 在处理有色金属和稀有金属矿石的流程中，磁选仅具有辅助意义，因为磁选主要用于选别铁矿石。

磁选机按其磁场强度可分为主要用来分选中等和强磁性矿物的弱磁场磁选机和主要用来分选弱磁性矿物的强磁场磁选机。

湿式弱磁场磁选机主要用来（除选别磁铁矿矿石外）净化重介质分选设备中的硅铁，分离磨矿过程中磨削下来的铁粉。在净化重选和浮选精矿（例如，硅灰石矿石选矿）时，也使用这种类型的磁选机。

干式和湿式强磁场磁选机，当选别非硫化物矿产（例如，陶瓷用砂，硅灰石等）时，用来精选精矿中的金属，精矿中铁的含量受技术条件的严格限制；还可用来选别锰矿石、钛矿石、褐铁矿矿石，以及其它含弱磁性有益矿物的矿石。

决定矿物在磁选机磁场中行为的主要物理性质是矿物的比磁化系数。根据矿物的比磁化系数χ可将矿物分为以下几类：

强磁性矿物，$\chi > 3.8 \cdot 10^{-5}$米^3／公斤（磁铁矿、磁性赤铁矿、锌铁尖晶石、磁黄铁矿）；

弱磁性矿物，$\chi = 7.5 \cdot 10^{-6}$—$12.6 \cdot 10^{-7}$米^3／公斤（氧化物、氢氧化物、铁锰碳酸盐、钛铁矿、黑钨矿、石榴石、云母等），比磁化系数的下限随磁选机场强的增加而降低；

非磁性矿物，$\chi < 1.26 \cdot 10^{-7}$米^3／公斤，抗磁矿物，$\chi < 0$。

物料在磁选前要进行一系列的准备作业：破碎、磨矿、筛分、除尘、脱水、磁化、退磁、

干燥和焙烧。对物料进行筛分分级能提高磁选的分选指标。

对粒度为－50＋0毫米或－25＋0毫米的强磁性矿石进行试验时，预先将它们分为＋6和－6＋0毫米的粒级，有利于磁选。弱磁性矿石很少在粒度大于5—6毫米时分选。粉状矿石的筛分效果不好而且很贵，通常筛分只用于稀有金属精矿的精选。

在工艺试验过程中，应首先研究对这种选矿方法来说是最重要的因素。

在进行强磁性矿石干式磁选时，首先是研究场强（对电磁选机来说）和转鼓转速对工艺指标的影响。例如，当使用4ПБС-63-200型磁选机对某一矿床的矿石进行试验时，上面转鼓的最佳转速应低于56转／分，而下面转鼓（精选用）的转速则应低于30—35转／分[6]。

对于每一个可变参数来说，试验时间一般是40—60分钟，每隔10分钟取一次样。

在对矿块进行干式磁选时，磁选机的生产率Q（吨／时）是根据自动传送带上的重量或按下式确定：

$$Q = 3.6q\upsilon$$

式中　q—每米传送带上的矿石重量，公斤／米；　υ—传送带的运动速度，米／秒。

干式磁选时，随着矿石中水分的增加矿石间的聚合力增加，对磁选过程会产生不良的影响，对细粒物料，这种情况尤为明显。

下面列出的为允许的水分含量[34]，％

致密的磁铁矿矿石的粒度，毫米：

－3＋0……0.5—1

－6＋0……1—1.5

－12＋0……2—2.5

－25＋0……3—5

多孔的褐铁矿矿石……6—10

在对稀有金属矿石重选粗精矿进行干式磁选时，精矿中的水分含量应不超过1％。

在大多数情况下，进行干式磁选前，要对矿石进行除尘处理，而在湿式磁选前，则需要脱泥（脱除粒级为0.01—0.03毫米的部分）。

湿式鼓式磁选机工艺试验的调整可按干式鼓式磁选机工艺试验的调整原则进行。主要的调整参数有：磁场强度（电磁选机）、生产率、以及给入磁选机的矿浆浓度。

磁选机的生产率Q（吨／时）可按下式确定：

$$Q = 3.6V\rho\delta / t$$

式中　V—给入磁选机的矿浆体积，米^3；ρ—矿浆中的固体含量，％；δ—矿浆的固体密度，吨／米^3；t—向磁选机中给入矿浆的时间，秒。

湿式磁选时，磁选机的工作指标取决于给矿的固液比。矿浆过稀将导致生产率下降，而矿浆浓度过稠又会使精矿中夹杂脉石并使一些磁性颗粒损失到尾矿中。

建议给矿中的固体含量为：当矿石粒度为0.5—6毫米时为30—50％；矿石粒度为0.5（0.2）—0毫米时为25—30％；矿石粒度为－0.2毫米时为20—25％。

磁铁矿矿石湿式磁选时，要先在磁力脱水槽或在水力分选机中进行预磁和脱泥，在水力分选机中安装了磁化装置。槽内磁铁矿的沉降层高度可自动控制。

为了消除磁化颗粒的团聚作用，在磨矿产品分级以前，或者细磨的磁铁矿精矿过滤之前，都要进行脱磁。

当使用强磁场磁选机进行试验时，需要调整的参数有：工作间隙中的磁场强度、工作机构的转速、工作区的高度、磁靴中排矿口的大小、磁选机的生产率、固液比和水的用量。

进行干式磁选试验时，可变的工艺参数是指磁靴中排矿口的宽度即分离档板的位置。排矿口大小的变化是由橡皮或木质插板来调整的。

缩小排矿口的宽度，能获得较贫的非磁性产品，而使磁性产品中磁性矿物的回收率提高，由于非磁性颗粒对辊筒的机械作用使磁性产品的质量有所降低。当磁靴间无缝隙时，分离板的位置影响分离参数。

选别各种粒度的钨锡矿石时，4ЭBC-36／100型磁选机的最佳工作制度

给矿粒度，毫米……	−3+1	−1+0.5	−0.5+0.2	0.2+0
生产率，吨／时……	3—5	3—4	2—3	2—3
辊筒转速，转／分……	78／65	80／80	85／85	170／110
激磁电流，安……		13／14		
工作间隙，毫米……	12／8	10／6	8／6	8／6
分离板位置，毫米				
按等高线……	40／25	40／30	40／35	35／40
按垂直线……	1—8／7—8	5—6／5—6	4／4	4／4

注：分子为第一种情况，分母为第二种情况。

在湿式磁选过程中，用水制度具有重要的作用。目前，所有鼓式磁选机原则上都使用淹没工作区的制度。在这种情况下，被分选的物料一进入浸水的工作区，运动就停滞了，这样，水从下面进入分选槽使磁选机的转鼓的下部浸在水中（例如⅓），减少物料通过工作区的搅动速度，就为分选建立了有利的条件。

通过调整磁选机的溢流堰板来控制淹没工作区的工作制度，可以使进入槽中的矿浆流与排出的矿浆流彼此接近，为了减少从非磁性产品分离槽的矿浆进入精矿分离槽，可在精矿分离槽的下部补加洗涤水，这样可以减少非磁性颗粒混入磁性产品中。向非磁性产品分离槽中加水会造成矿浆的回流。选择洗水制度应以能取得最佳质量的精矿为原则。

磁选产品的排料速度和所需要的水量取决于排料口的大小。为了减少磁选机所需水量和磁性产品的排料速度，排矿口应尽量小些。

干式或湿式强磁场磁选之前，应在单独的设备上除去原料中的强磁性颗粒，以及废铁。否则，这些物质常常会沿整个给料口聚积在辊子或磁靴上，从而破坏分选过程。

强磁场磁选机的启动可按下述程序进行：向分选槽充水至溢流档板（湿式分选时）；接通传动辊式（或盘式）磁选机的电动机；使电阻器置于低阻位，以使线圈的激磁电流最小，接通直流电；利用变阻器调整电流至确定值；接通自动分选系统，按故定的生产率给矿。

在湿式磁选时，操作程序是接通给料机的传动机构，向喷水器中加入洗涤水，通过原料给矿机的档板将其送入倾斜给矿槽中。磁辊和给料机档板间的缝宽一般为8—16毫米，这与物料的含水量，粒度和堆比重有关[10]。

在给入物料后，槽中的矿浆面升高了，而通过溢流档板的矿浆体积增加了。因此，在给矿后必须通过总闸门来调整磁选机的供水量。磁选机停车时的程序是，给矿和给水停止，清除磁选机中的物料，关闭自动控制系统，直流电流应调至最小值然后关闭。为了清洗给矿板、磁辊和分选槽，磁选机要空转1—2分钟，关闭总水闸，关闭电动机。

对于细粒物料的选矿，可使用多梯度磁选机[43]。

电选 电选是以矿物的导电性、摩擦起电、热电效应等的差异为基础的。电选法在选矿流程中主要是用于精选非合格产品、重砂，处理矿物成分复杂的工业尾矿和稀有、有色金属矿石，以及非金属矿产。

电选可以单独使用，也可以与磁选、重选、浮选等方法联合使用。用于电选的分选机可制成电晕分选机（鼓式的和室式的）、电晕-静电分选机（鼓式的）和很少用的静电选矿机（鼓式和板式的）[20]。

在半工业试验中，可使用СЭС-1000M 型鼓式电晕选矿机，当粒度为1.5—0.074毫米时，其生产率以原矿计为1—5吨／时。这种分选机可用于稀有、有色、黑色、非金属矿石的选矿及其精矿的精选。

电选前物料的准备作业包括：按粒度分级、粗粒级再磨、除尘和干燥。

分级是在筛孔为1.2—0.1毫米的筛上进行的。0.02毫米以下的细粒级通常不用电选。

电晕选矿机可以单独用于选矿和粗精矿精选，也可与其它选矿方法联合使用。

影响电选的主要因素有：接地电极和颗粒间的接触电阻、被处理物料的导电性、颗粒表面状态、颗粒组成、形状和大小、电场电压和颗粒间的不均匀性、水分、温度、吸水性和机械强度等[20]。

在电选过程中，起主要作用的是接触电阻R，它与颗粒形状，颗粒表面污染程度和沉积电极有关。通过化学方法或其它方法对颗粒表面和沉积电极进行处理，可改变R值，使之达到最大的导电率。在$R=2\cdot10^{11}$—$4\cdot10^{12}$欧姆范围内有一个临界区，在临界区里，颗粒的导电性对分选指标没有影响。

在临界区内颗粒偏离圆鼓的角度与物料的比重有关。在临界区内，颗粒的导电性差别不大时，电选的效果不好，如果接触电阻较高的物料比接触电阻较低的物料比重大，情况则相反。

当分选其中所含矿物导电率差别很小的物料时，必须对物料进行窄级别分级。分选效率最终还是取决于颗粒的导电性，同时，具有头等重要意义的不是与电荷有关的粒状物料，而是颗粒表面的物理状态。

影响颗粒总导电率和表面导电性的温度，水分、吸水性、辐射作用等，都能改变分选指标。因此，电选时，空气的调节能改善和提高分选的选择性。

电晕电极的电场强度和它的不均匀性，对每种具体的物料都应当是最佳的。必须在试验室试验时对它们加以选定。

当提高非导电颗粒的电压时，矿粒将会紧紧地贴在转鼓上，从而提高了非导电颗粒的产率。物料的粒度越粗，电选时的电压应越高。

当处理砂矿时，鼓式电选机最佳的电压是：

粒级，毫米……	−1.2+0.6	−0.6+0.3	−0.3+0.15
电压，千伏……	40—50	30—40	20—25

当处理导电矿物含量很高的物料时，为了避免击穿，必须降低电压。当分选作业调整好时，被处理物料可分成精矿和尾矿。导体颗粒进入精矿槽，非导体颗粒进入尾矿槽，在这种情况下，中矿的产率一般不高（2—5%）。当中矿中含有连生体时，应对其进行再磨或作返回物料。

通过适当的药剂处理，人工改变矿物表面的导电性，这将对非导体矿物分选的选择性产生好的影响。

可以通过在矿物表面固着其它物质，酸洗矿物表面或用化学活性物质处理矿物表面的办法来扩大被选物料表面的电性差异。为此，使用某种具有选择性的活性剂是有意义的。

作用在被分选矿粒上的离心力使其从鼓上脱落。这个力的大小与转鼓转速的平方成正比。因此，分选粗粒矿物时，转鼓的转速应大一些(特别是比重大的矿物)。对于细粒矿物的分选开始作用于它上面的是附着力，故而转鼓的转速应低一些。因此，对于每种具体的物料，应选择合适的转鼓转速。

由此可见，电选机工作制度的调整包括电压，转鼓转数，分离平面的位置，电晕电极和接地电极的位置和尺寸，分选槽中偏离电极的配置（当有偏离电极时），电极空间内的给料点。

为了使电选达到最好的效果，可通过保持规定的电选和机械工作制度来实现。电选机正常工作取决于给矿组分的稳定和给矿的连续性。当入选物料粒度减小和引起电极间频繁放电的导电组分增加时，电选机应在低生产率条件下工作，合理地降低给矿量。

第四节　选矿流程中的化学冶金工艺

在选矿流程中很少使用化学冶金工艺，但在选别金矿石和金银矿石时，经常采用氰化法。

氰化法　为了验证试验室研究结果和研究循环利用溶液的特性，进行了半工业性氰化流程试验。

众所周知，用氰化法从矿石中回收金和银是以金、银在氰氢酸钠（或钾）盐类溶液中的可溶性为基础的。

矿石中金的浸染程度和赋存状态是决定氰化时溶液中金的回收率的主要因素。具有清洁表面、磨矿时完全或局部解离的细粒金比较容易溶解。在金的表面形成的自然复盖膜会阻碍金的溶解。它们延长了溶解过程，并使金损失在尾矿中（金在“套膜”中）。浮选剂(例如，黄药）药膜仅在搅拌开始的几个小时内对金和金银合金的溶解产生缓慢的作用。

粗粒金通常在24小时内还不能有效地溶解，因此，在氰化前必须用重选法回收这些金。

在硫化物和石英中呈乳状浸染的细粒分散金不能用氰化法回收。但是，这种细粒分散金如果赋存在多孔围岩（石灰岩）中，可用氰化法回收。

自然银和许多银的硫化矿物（例如，银的硫酸盐）在氰化物溶液中溶解较缓慢（与金相比）。

银的氯化物甚至在缺酸时也能溶解；银的硫化物溶解较慢，并且溶解反应是可逆的。需

要过剩的氰化物。

金转入到氰化物溶液中的速度及完全程度，取决于矿石中铜、硫、砷、易氧化的硫化铁、石墨和炭质页岩的含量。还应当指出，杂质组分将使溶液中贵金属的回收率下降。

为了防止氰化物水解而析出有毒的氢氰酸，在矿浆中通常要加入石灰作为保护碱，保护碱的浓度一般用氧化钙百分含量表示。

因此，氰化物和保护碱的浓度以及浸出矿石（精矿、尾矿）的粒度和浸出时间是氰化过程的主要参数。矿浆的温度和矿浆中酸的浓度对工艺指标有着决定性的影响。

低温时，金溶解很慢，石灰的抑制作用加强，提高温度时，氰化物的用量增加。

在试验室条件下，应初步确定矿石氰化过程中的每一个参数值，作为参数的原始数据一般为：固：液＝1：2；氰化物浓度0.05—0.07%；石灰浓度0.01—0.02%；氰化时间24小时[7]。氰化含银矿石时，氰化物的浓度应提高到0.1—0.15%，有时可达到0.2—0.25%。

确定了工艺过程的基本参数以后，可以进行扩大试验或半工业试验。在半工业试验时，沉淀设备的模拟运转必须为15—20昼夜（以取得足够的数据）。

进行氰化用的专门设备，包括磨矿系统和矿浆的浓缩系统、各种类型的搅拌机、用于固液分离的框式或鼓式过滤机、滤液缸、澄清溶液和除去含金残渣用的压滤机、除去溶液中游离酸的设备、接收溶液和混合溶液用的桶、返回溶液用的桶、压缩机和泵等。

在生产率为60公斤／时的试验设备上进行了用锌粉沉淀金的模拟工业氰化试验；同时，还对用铝粉、硫化钠沉淀银的方案和用活性炭沉淀金的方案进行了试验。

用于氰化的细磨矿石，通常浓缩到固：液＝1：2甚至达到1：1，以便节省氰化物的用量。

为保持进行正常浸出时所必须的氰化物盐类及石灰的浓度，需要向搅拌桶中不断地补充药剂。为了连续进行氰化，要依次安装3—4个搅拌桶。要考虑到搅拌桶中的供气和矿浆的加热（在使用冷水时）问题。此外，还要统计药剂的加入量，以便正确地计算药剂的用量。在浸出过程中，要测定固相和液相中贵金属的含量、氰化物和石灰的浓度以及矿浆的密度。在很多情况下，当矿石性质复杂时，还要分析液相中氧的含量。为了进行上述分析，在开始试验之前，要对每一种具体矿石（精矿、尾矿）确定出取样的次数和取样点的数目。

半工业氰化试验后的矿浆，通常在框式过滤机上进行过滤。此时，既可以用返回液，也可以用新鲜水进行必要数次的洗涤。各种生产能力的框式过滤机都容易就地安装。

废弃的滤渣送去净化，使其中的氰化物浓度达到极限容许浓度。

用锌粉、铝粉和硫化钠沉淀金和银后，获得的脱金氰化物溶液含有相当数量的游离氰化物，同时，还含有由于氰化物溶液与被处理矿石中的各种矿物相互作用而形成的一些络合物。在废弃这种溶液时，将损失一定数量的氰化物，从而提高了氰化物的单位用量。特别是用高浓度氰化物（0.25%）氰化银矿石时，这种情况更为明显。

在循环使用氰化物溶液时，为了利用废的氰化物，将其送入磨矿作业中是合理的。这时，在磨矿和分级设备中，金和银的聚积现象显著减少。

应当注意到，沉淀剂的用量主要取决于溶液的体积，此外，还与溶液中贵金属的含量有关。因此，用少量体积的金属含量高的溶液进行沉淀比用大量的金属含量低的溶液进行沉淀，有可能节省较多的沉淀剂。

为了有效地脱金，使氰化物溶液含有足够的金（或金和银），应采用内循环的方法浓缩

氰化物溶液；将浓缩机溢流送入压力槽，为补充从浓缩矿浆返回物料中排出的水，部分脱金溶液也进入压力槽，而从压力槽返回的溶液进入各段磨矿作业，由于充分利用了氰化物、石灰和滤液，而使水只有一定浓度的氰化物和石灰；因为氰化槽中的以及送去过滤的溶液都是固：液＝1：1.5（1：2—1：1）的浓缩过的矿浆，因此，送去沉淀的溶液的体积可大大减少。

因为沉积在锌表面的悬浮颗粒阻止了锌与溶液接触，从而妨碍了金的沉淀，因此，这些溶液应该是绝对透明的。此外，悬浮颗粒还会污染沉积的金，而使金的进一步处理复杂化。

对浓缩机、过滤机排出来的和含有一些细粒悬浮物的含金溶液，应进行澄清。采用砂滤机、框式真空过滤机、框式压滤机和布袋过滤机进行澄清。经过滤框架（采用框式真空过滤机的情况下）澄清后的溶液用压力为30—50千帕的离心泵进行渗滤。

为了防止堵塞滤布，有时还采用聚磷酸盐，它是在澄清前以水溶液的形式加入含氰溶液的。聚磷酸盐的用量是每立方米溶液1—3克。

采用这些药剂后可减少滤布上沉淀物的量，并且使沉淀物较为松散，这就减轻了用机械方法清除或用酸处理这些沉淀物的工作量，结果降低了滤布和酸的用量，同时提高了在下一步用锌沉淀金时所获得的含金沉淀物的质量。

每隔6—10小时，用稀盐酸（2—3%）处理沉淀机和过滤机上被沉积物堵塞的滤布，定期清洗。

被澄清的含金溶液进行脱氧、和锌粉一起搅拌，然后过滤，以便在沉淀金的同时从脱金溶液中分离出金-锌沉淀物。在框式真空过滤机、压滤机、布袋式过滤机或缠丝过滤机上进行过滤。

对用锌粉沉淀的溶液，金的含量应不低于0.4—0.5克/米^3，氰化钠不低于0.03—0.05%，碱（以CaO计）为0.012—0.02%，可溶性氧不超过0.5毫克／升。对真空沉淀设备中脱金溶液的金含量不应超过0.02克／米^3。

沉淀金用的锌粉，在成分和粒度上应该达到一定的要求。通常采用蒸馏工艺制取的锌兰粉，其中的有害杂质是氧化锌，它不能沉淀金，并给沉淀物的熔炼造成困难，因此，锌粉原料中氧化锌的含量应不超过5—10%。高质量的锌粉也与它的粒度有关，在锌粉中不应含有粗粒的团块，小于0.1毫米粒级的含量不应低于95%。由于锌粉容易氧化，所以必须装在完全密闭的容器中进行运输和贮存。

溶液中金的含量不高时，锌粉的用量通常为15—25克／米^{3}溶液；溶液中金的含量高时，锌粉的用量提高到40—50克／米^{3}溶液。

为了加速金的置换沉淀，可采用镀铅的金属锌，这种镀铅锌是用某种可溶性铅盐（醋酸铅或硝酸铅）溶液处理金属锌时得到的。用铅盐溶液处理后，在锌的表面形成了一层松散的海绵状的具有很大比表面的金属铅。铅盐的用量为锌粉用量的10%。

在氰化设备生产率低（大约60公斤／时以下）时，沉淀贵金属所需要的锌粉很少，过滤机表面的锌粉层很薄。因而，不能保证有效地沉淀金，这样就应建立厚度达10毫米（明显地提高了锌粉的用量）的人工锌粉层，进行溶液过滤，此时，可很好地保证金的沉淀，但以贵金属含量计，其沉淀物的质量很低，保证液体通过锌粉必要速度的过滤面积为每昼夜0.09米^2／米^{3}溶液。

因此，对锌表面沉积物的处理工艺，已进行过详细的工业试验，这种沉积方法在半工业试验条件下也可以认为是符合要求的。因为用该法可获得可靠的沉淀指标和工艺参数。该工艺也表明了循环液中锌的聚集对氰化指标的影响。

由于在溶液中有以铅酸盐离子形式存在的碱式硫化铅、铜和砷的氰化物（形成一种隔离膜），所以沉淀过程缓慢。

在矿石氰化过程中进入溶液中的砷和锑会形成有害锌的化合物，这种化合物会极大地降低循环溶液的溶解能力。对于这种矿石采用铝粉作为沉淀剂是合理的，尤其是对于金银共生的矿石来说，更应如此。

正如一年来的工作实践所证实的，对溶解含砷矿石中的银而言，使用循环的脱银溶液比使用新制备的溶液要好些[13]。

这种方法从金属含量高于60克/米^{3}的溶液中沉淀银特别有效[38]。在这种情况下，金实际上已完全被沉淀出来。在这些条件下，锌的用量很大。因为铝不能置换氰化物中的贵金属，所以在用铝沉淀银时必须往溶液中加入苛性钠。

与锌不同，铝能使氰化物再生。在氰化银矿石时，氰化物的用量很大，因此，在用铝沉淀时，对氰化物的再生具有现实意义。

同用锌粉沉淀相比，由于氰化物溶液不能很好地将铝粉润湿，所以用铝粉沉淀速度较慢。同时，溶液同沉淀剂的接触需要很长时间，因此，将铝粉同溶液在特殊结构的搅拌器中一起搅拌，两个槽是这样联结的，即在第一个槽中使铝粉悬浮液保持恒定，再流入第二个槽中以完成主要反应。然后用泵可将溶液从第二个槽中吸出。不用普通搅拌器搅拌槽中的溶液，而是用沿立轴长度方向固定的两块互相垂直的板进行搅拌（板宽25厘米、厚2.5厘米，其长度不能高出桶面30厘米），这样，就可以观察到桶中液体激烈地运动，在桶的表面不形成铝粉薄膜，因为沉淀过程是一个还原过程，所以有空气存在会使沉淀缓慢。用铝粉沉淀时所形成的银沉淀物，很容易溶解，这就是与氰化物溶液接触中在有空气存在的条件下，银沉淀物在压滤机中再次溶解的原因。因此，与用锌粉沉淀时一样，溶液需要脱氧，并要防止溶液直接与空气接触。

用铝沉淀时，溶液中不应有石灰、因为有钙离子存在时，会形成不溶于水的铝酸钙，这种铝酸钙进入沉淀物将造成熔炼的困难。为了除去氰化液中的石灰，在沉淀之前应加入苏打，形成碳酸钙，这种溶液，经过仔细过滤后可送去沉淀。苏打的用量取决于水的硬度，在进一步净化含石灰的溶液时，应使溶液中的苛性钠达到必须的浓度，即每立方米溶液中1克银需要苛性钠0.8克以上。

得到的金银沉淀物含85%的贵金属，在与溶剂一起熔炼时能得到成色很高的铸锭，沉淀物体积大，疏松状，颜色为深褐色。

在处理含金低（0.4克／吨以下）的银矿石时，采用硫化钠沉淀较为合理。根据溶液中银的快速分析结果调整沉淀槽中的硫化钠用量。硫化钠的用量不应大于理论量的两倍，也就是说，对于每立方米溶液中1克银来说，硫化钠的用量不应超过0.7克，因为碱性硫化物过量会导致废弃滤饼中银的含量增加。在循环溶液中 S^{2-} 的含量不应超过3—4克／米^3，银不应超过2—3克／米^3。向溶液中鼓入空气2小时可降低硫的浓度，也可以在磨矿机中加入氧化铅（用量为100—150克／吨），因为铅能按照下列反应溶解硫化银：

$$Ag_2S + PbO + 4NaCN = 2NaAg(CN)_2 + PbS\downarrow + Na_2O$$

溶液与硫化钠搅拌的时间不应超过5—7分钟，因为在强烈搅拌下，所形成的硫化银沉淀物可能在过量的氰化物溶液中溶解，氰化物又能按照下列反应析出：

$$2NaAg(CN)_2 + Na_2S = Ag_2S\downarrow + 4NaCN$$

因此，降低沉淀的效果。

氰化物易于再生和反应速度快是上述方法的最大优点。

为了从脱银溶液中回收金，建议采用木炭沉淀法，该法是使溶液经过薄层木炭而进行过滤。溶液中金的浓度很低时，金的沉淀，可视在溶液中的聚集的情况而周期地（在含氰循环溶液中磨矿时）进行。工艺中排出的剩余的循环液必须用炭脱金，同时，回收部分银。

为了从浓氰化溶液中沉淀银，也可以利用硫酸酸化氰化液，使其pH达到2.3—2.4[38]。此时，铜、铁、部分锌和硫化氰酸盐与银一起沉淀。可通过鼓入空气的方法驱散酸化溶液形成的氢氰酸，并利用这种氢氰酸再生氰化钠。这种方法的缺点是沉淀物的质量低，所用的再生氰化物的设备必须严格密封，同时，应利用耐酸设备。

电解也可以有效地沉淀银，但所需时间长（3—5小时），电能消耗大，（达3—10瓩·时／公斤银）[7]。

吸附浸出或利用离子交换树脂氰化 该法是一种不需要过滤的方法。与全泥氰化法相比，该法具有很多优点。这种方法没有过滤、澄清溶液、锌粉沉淀和泥渣处理等工序，同时由于降低了可溶金随尾矿流失，从而提高了金的回收率。

在处理需要繁琐的浓缩和过滤的泥质矿石，以及处理含砷和含碳的矿石时，吸附工艺是最有效的[27, 47]。

和上述情况一样，吸附浸出时，氰化物和石灰的浓度是工艺过程的主要参数。矿浆的固液比为1：（1—1.5），也就是说矿浆密度可以比普通氰化时大些。

在吸附浸出以前必须进行4—6小时的预先氰化，以便使大部分金在开始吸附前进入溶液。

其实，在有粒度为－1.2＋0.6（0.8）毫米的阴离子交换剂存在时，吸附浸出时间可延长到12—18小时。

预先氰化3—4昼夜便足够了，而吸附需要10—12昼夜，预先氰化可在任何类型的搅拌器中进行，而吸附只能在气动搅拌器中进行。

在吸附试验的过程中，矿浆经过每个搅拌槽（或者经过一个槽）以后，对液相和固相中的贵金属应进行测定。如果固相尾矿中贵金属的含量还高，应增加浸出（预先浸出或吸附浸出）时间；如果在液相尾矿中金属的含量提高到0.02—0.04毫克／升以上，那么，就要添加树脂。对每个槽中的树脂中的贵金属和杂质的含量也要进行分析。比较这些分析结果可以仔细研究树脂对金、银和杂质的饱和吸附动力学。

在工业条件下，树脂对矿浆接触的时间通常为300—400小时，而一次装入的树脂量占每个搅拌槽矿浆体积的2—3%。在氰化尾矿时，一次装入的树脂量占矿浆体积的0.1—1%，这与矿浆中贵金属的含量有关。饱和树脂含金量为5—20克／公斤。

再生树脂中金的含量不应超过0.4—0.6克／公斤。

根据文献[7]报道，氰化物溶液中金的含量达2克／米³时，金的吸附容量高于4—10克/

公斤干树脂，可以认为是令人满意的。当溶液中金的含量超过2克／米^{3}时，吸附容量就应高于20—30克／公斤干树脂。

在吸附氰化时金的溶解比普通氰化时快，原因是：第一，由于吸附作用，降低了液相中金的浓度，使溶解反应趋于平衡；第二，由于树脂吸附了溶液中的杂质，从而降低了杂质进一步溶解的能力[47]。

在金-银矿石吸附氰化时，分两个阶段进行是合理的[48]。第一阶段提取银同时活化金，然后，重新转入溶液，在离子交换剂中银让位于金和锌。如果采用树脂最大限度吸附金的工艺制度，那么在连续生产条件下联合提取贵金属时，银就不可避免地随废弃矿浆大量流失。为了防止银的损失需要增加树脂量，但此时树脂对银的吸附容量不高。

两段吸附时，第一段树脂的最大饱和容量按金计，而第二段吸附时，树脂的最大饱和容量应按银计。此时，在贵金属吸附循环中，吸附剂的总流量和饱和树脂的再生量两段流程比一段流程低。因此，有可能降低再生系统中离子交换剂的消耗量和离子交换剂的机械损失。

用不同树脂选择回收金属杂质，对于已饱和的树脂可采用简化的再生流程。每一种树脂都按照本身的流程再生。

除了金和银以外还吸附了一定量的氰化物和氢氧根负离子，以及一直存在于溶液中的为数不多的杂质。

苏联有色金属和稀有金属矿山勘查科学研究所的研究表明[49]，液相中金的含量愈高，金属杂质的含量愈低，阴离子交换剂的容量就愈高（无论是强碱性AM型、AB-17型树脂还是弱碱性AH-18型和中性AП-2、AП-26型都是如此）。杂质的存在会降低离子交换树脂对金的吸附容量，树脂也可以吸附氰离子及硫代氰酸盐离子，因此也降低了阴离子交换树脂对金的吸附容量。由此可见，氰化应该根据金的溶解条件在最低限度的氰化物浓度（0.015—0.1%）下进行。

工业试验之前，根据矿浆中的离子成分选择一种阴离子交换剂进行试验室研究。如果金的含量愈低，杂质的含量愈高，就愈应找到对金选择性好的阴离子交换剂。如果氰化矿浆中的金含量为8—10毫克/升，金属杂质的含量为26毫克/升，那么AM型强碱性阴离子交换剂对金、银的吸附容量占金属总吸附容量的50—60%，而当金的含量为1—2毫克／升，杂质的含量不变，金、银的离子交换吸附容量仅为总吸附容量的12—18%。弱碱性阴离子交换剂AH-18最能从氰化物溶液中选择性吸附金，这是因为这种阴离子交换剂对金的吸附容量（在溶液组分复杂时）比强碱性AM型阴离子交换剂大。例如，当氰化物溶液中金的含量为8.25毫克／升，锌为25毫克／升，镍为25毫克／升，氰化钠为0.04%，氧化钙为0.02%时，AM型阴离子交换剂对金的吸附容量为干树脂重量的0.73%，而AH-18型阴离子交换树脂却为1.8%。但是，弱碱性阴离子交换剂的吸附动力学和解吸动力学都不太好，机械强度也不够。

对于目前的氰化工艺，已合成了并建议使用混合的大孔隙度的碱性阴离子交换剂（例如АП-2，АП-3和АМ-2Б），这种阴离子交换剂与AM型阴离子交换剂相比，其特点是吸附性能好、机械强度高和再生性能（AM-2）也好。大孔和微孔阴离子交换剂，增加了离子交换剂官能团的通道，改善了阴离子交换剂动力学的性质。

图-23为在半连续逆流输送树脂的条件下，以200—250公斤矿石／昼夜的最大生产率[45]，从浮选精矿（矿石）中氰化和吸附浸出贵金属试验的设备联系图。该装置包括在连续“电洗提”时解吸阴离子交换剂上的饱和金并且按照硝碱性流程再生阴离子交换树脂。

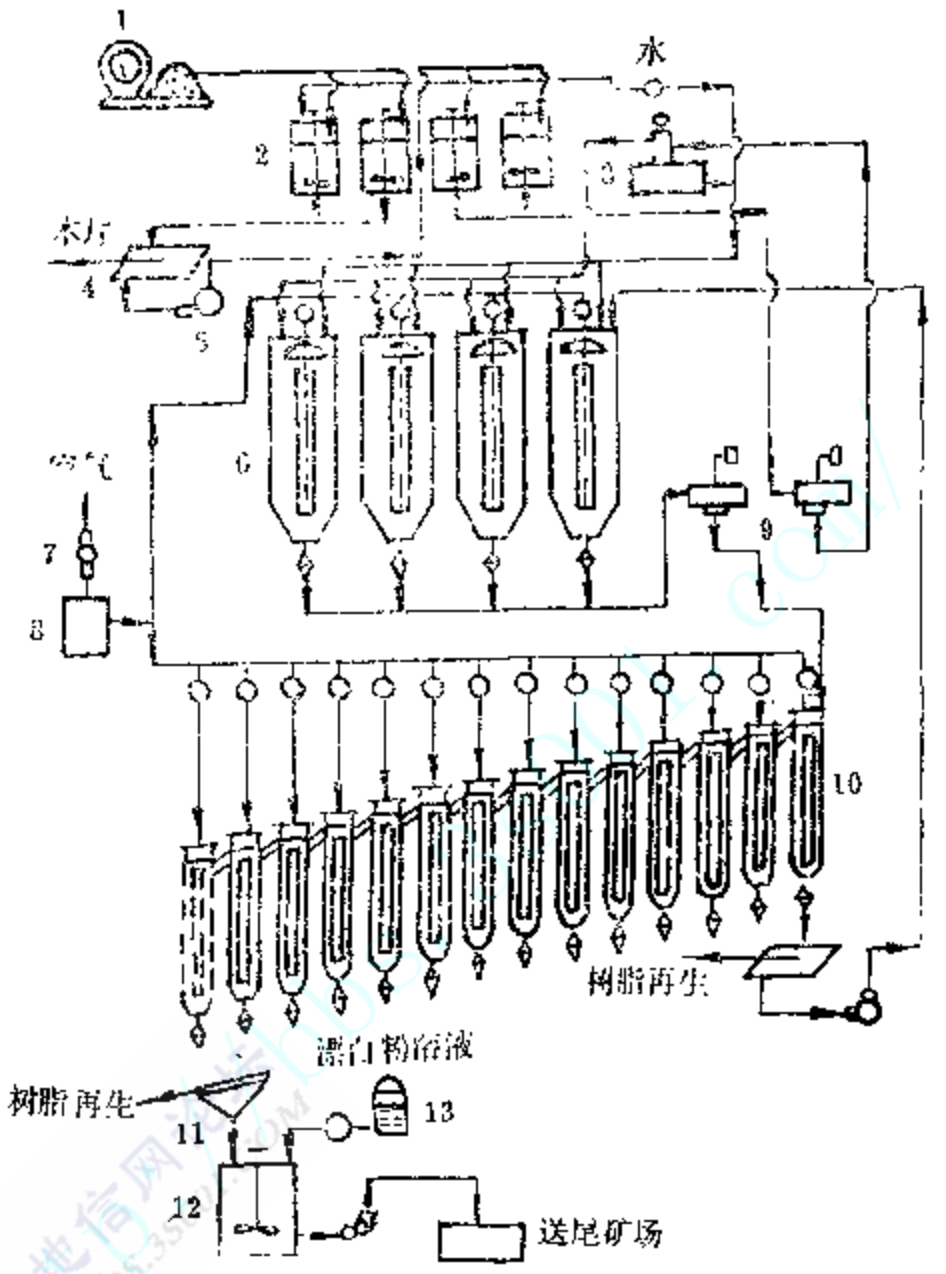


图2-3 氰化和吸附浸出试验的设备联系图

试验用精矿在磅秤1上称重以后，装入搅拌槽2中，并稀释至固：液＝1：1—1.5，搅拌1.5—2小时，然后给入筛孔为0.4毫米的筛子4上以筛出木片。用НП-1型砂泵5将粒度为－0.4毫米的矿浆送入搅拌槽，再用隔膜泵9将搅拌槽中的矿浆送到直径为200毫米，转速为1400转／分的离心磨机中进行再磨，按给矿计磨矿机生产率为20—25升/时（固液比为1：1—1.5）。用直径为2—2.5毫米，重量为2—2.5公斤的钢粒作为磨矿介质，在这种磨矿制度下，磨机能稳定地磨出－0.04毫米为95—98%粒度的磨矿产品。为了避免磨机的筒体过热，在磨机上安装了供给冷却水的金属衬套。

再磨产品自流到空气搅拌浸出槽6中（共有四个槽，槽的直径为400毫米，每个槽的工作容积为95升），固液比为1：2，加入保护碱和氰化物后进行预先氰化。用由BBH-3型真空泵7、8供给空气对矿浆进行搅拌，总的氰化时间为24小时，四个空气搅拌浸出槽中每个槽的氰化时间为6小时，这取决于该装置的生产能力（17—20升／小时）和氰化用的空气搅拌浸出槽的容积。

预先氰化后的矿浆用42АНС型隔膜泵送到直径为250毫米，工作容积为40升的第一次吸附的空气搅拌浸出槽10中，吸附装置由12个空气搅拌浸出槽组成，它们都是由不锈钢制成，并串联排列在环形架上，从一个空气搅拌浸出槽排出的矿浆经过一个由不锈钢制成的排水筛（筛孔为0.4毫米）再流到下一个空气搅拌浸出槽中。

由最后一个空气搅拌浸出槽排出来的脱金矿浆送到筛孔为0.4毫米的138-ГР型筛子11上（为了回收树脂），然后再流入容积为1米³的搅拌槽12中，在这里用容器13提供的漂白粉净化矿浆，再将净化渣送尾矿池。

阴离子交换剂吸附金达饱和后，从第一个空气搅拌浸出槽排出的矿浆，送到138-ГР型筛子上，以便分离出吸附剂，然后用泵将矿浆返回到直径为400毫米的一个氰化空气搅拌浸

出槽中，洗净脱泥后的饱和树脂，送去再生。

在离子交换装置生产能力不大时（250公斤／昼夜），金的吸附过程可以在半连续的条件下进行（矿浆连续给矿，定期排出饱和离子交换剂和加入新鲜的离子交换剂）。这是因为逆流供给树脂时，很难连续输送少量的离子交换剂。

对于那些生产能力不大的氰化浸出吸附装置，应采用“迂迴式空气搅拌浸出槽”。

装有新鲜或再生树脂的空心空气搅拌浸出槽，可沿环形架移到阶式蒸发器的尾端，而设备中所有阶式蒸发器都可通过手动绞车移到一个空气搅拌浸出槽的上面，从而实现树脂和矿浆对流。

应当指出，在这个系统中，从一个空气搅拌浸出槽中排出树脂的同时，还会排出一部分矿浆，其中（固相或液相）贵金属的含量接近原矿。在这种情况下，很难进行金属平衡。分离出树脂后的矿浆返回最初液流时，过程的动力学和液流流速等都会遭到破坏。因此，当生产能力较小时，可在一定时间间隙里（例如15分钟）分批地将树脂从一个空气搅拌浸出槽移向另一个空气搅拌浸出槽。

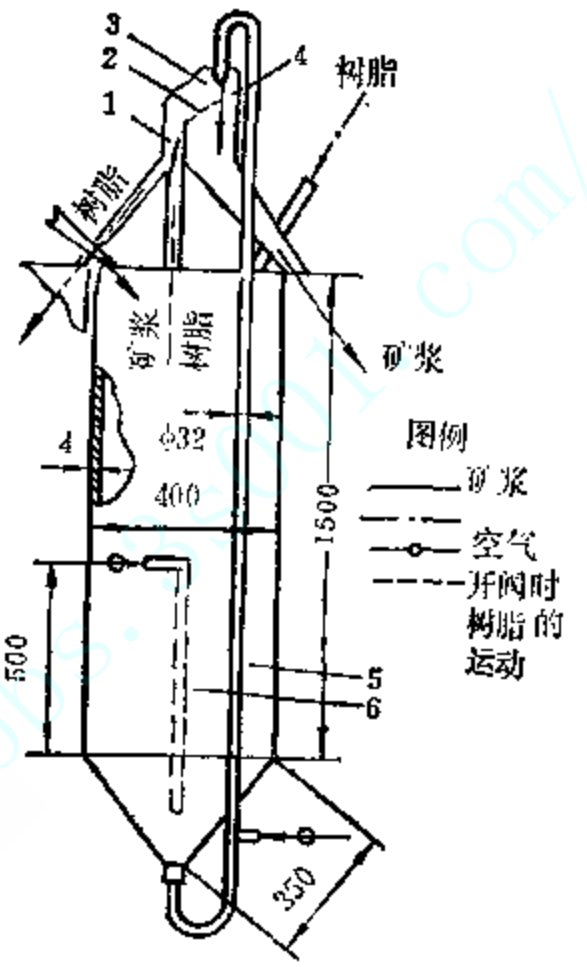


图2-4　因吉奇金物资技术经济处设计的空气搅拌浸出槽工作示意图

1——阀门；　2——脱水筛；
3——分配箱；　4——气压泵；
5——空气搅拌浸出槽；
6——空气搅拌浸出槽中的供气管

图2-4表示因吉奇金物资技术经济处设计的空气搅拌浸出槽的工作示意图和基本尺寸，该设备是一个具有锥形底的直径为400毫米的圆筒，工作容积约为150升。

用气压泵输送矿浆和树脂，气压泵将带有树脂的矿浆从空气搅拌浸出槽的下部送到空气搅拌浸出槽上部的分配箱中。矿浆通过筛孔为0.4毫米的排水筛进入下一个空气搅拌浸出槽，而筛出的树脂送到上一个空气搅拌浸出槽或返回到原来的空气搅拌浸出槽中。下一个空气搅拌浸出槽工作情况类似：将树脂送往上一个空气搅拌浸出槽或返回原空气搅拌浸出槽，也就是说矿浆和树脂可以连续对流。

这种空气搅拌浸出槽结构的特点是：气压泵的管子安装在设备的外部。通过一个单独的管子不断地供给搅拌矿浆用的空气，也可以定期输送树脂，按照预先规定的工作制度，利用阀门调节树脂的流量。

在最后一个空气搅拌浸出槽中，加入一定量的再生或新鲜树脂，尾渣送去净化。将第一个空气搅拌浸出槽中的饱和树脂，送去进行再生处理。

为了启动设备，开始在第一个空气搅拌浸出槽中注满矿浆，然后再在该槽中加入一定量的树脂。随着矿浆的加入，矿浆也充满了下一个空气搅拌浸出槽，同时，也向其中加入了一定数量的树脂。阴离子交换剂在第一个空气搅拌浸出槽中没有达到饱和前，不要移动阴离子交换树脂，该设备即可工作。开动气压泵以后，树脂开始与矿浆呈对流从一个空气搅拌浸出槽进入另一个空气搅拌浸出槽，搅拌矿浆空气的耗量，取决于矿石和矿浆的性质，其用

量范围是，在1米²的空气搅拌浸出槽中为0.4—0.6米³／分钟。将第一个空气搅拌浸出槽中的树脂送去再生，将等体积的新鲜(或再生的)树脂装入下一个空气搅拌浸出槽中。

吸附浸出以前，应该除去矿浆中的木片（例如用每分钟旋转24转的筒型筛筛出木片）。筛孔为0.4毫米的第一个筛子从矿浆中分离出第一个空气搅拌浸出槽中的树脂，然后，在第二个筛子上用水进行洗涤，把洗涤后的树脂送到再生装置上以吸附金、银和其它杂质。粗砂可以在筛孔为0.4毫米的跳汰机上与树脂分离。树脂损失不超过8—10克／吨矿石。

可按下列公式计算每小时必须向空气搅拌浸出槽中添加树脂的量l（公斤）：

$$l = Q / (a_1 - a_2)$$

式中　Q—在1小时内回收的金量，a_1—树脂对金的吸附容量，克／公斤；a_2—再生后树脂中金的含量，克／公斤。

每次装入的树脂量等于吸附剂的流量(公斤／时)乘以树脂和矿浆接触所必须的时间。

在动态条件下再生树脂是按照试验室的处理流程在专门的再生柱中进行，在大多数情况下，用酸性硫脲溶液从树脂上解吸金。此时，金的阳离子络合物转入溶液，用氰化铵碱性溶液也可以解吸金。

根据洗涤水和溶液的用量、吸附级数、离子交换剂与矿浆接触的时间，和溶液的给入速度计算再生柱的大小。

在树脂保持悬浮状态的条件下，考虑到解吸溶液上升运动的速度，按照下列公式计算再生柱截面：

$$S_P = (Q_C - Q_P) / \upsilon_P$$

式中　S_P—再生柱的计算截面积，米²；Q_C—再生树脂的体积用量，米³／时；Q_P—溶液的体积用量，米³／时；υ_P—给入解吸溶液的规定速度，米／时。

通常，在使用硫脲后用水进行洗涤的作业中，$\upsilon_P = 1.5—3$米／时，在吸附硫脲的作业中$\upsilon_P = 0.45—0.9$米／时，在泥浆洗涤作业中$\upsilon_P = 5$米／时。

知道了再生柱的截面，就很容易计算出它的直径，柱的高度为它直径的10倍以上。洗涤锌和氰化物建议采用具有选择作用的洗提剂0.2当量的硫酸溶液。用1.2当量$CS(NH_2)_2$+0.6当量的HCl溶液洗提金和铜，用10% NH_4CNS洗提剂定期洗提铁，洗提剂的温度50—60℃。在对阴离子交换剂的洗提过程中，回收的锌达98—99%，回收的金为98—99%，回收的铜为97%。

·阴离子交换树脂再生不完全，会使吸附的动力学过程明显恶化，并降低阴离子交换树脂对金的吸附容量，循环使用阴离子交换树脂，会使其容量系统降低，这表明某些有害离子污染了阴离子交换剂，这种树脂不能再用，也就是说，在用上述洗提剂解吸时，全部或部分树脂没有回收。污染阴离子交换剂的离子有钴、铁、铅及其它元素。为了鉴别阴离子交换剂的再生程度，在试验时，必须将其返回循环三次以上。

吸附过程中饱和的阴离子交换剂可按照硝碱流程在上述再生柱中进行再生，该流程包括以下作业：

用硫酸溶液解吸氰化物、锌和镍；

在连续“电洗提”的过程中用硫脲硫酸溶液解吸金、银和铜。

用硝酸铵的碱性溶液解吸铁；

所有的再生柱都安装在通风柜中；

用沉淀置换法（用锌粉或铝粉）或在pH值为6.5—12时（取决于溶液的成分）用氢氧化钠沉淀法都可以从硫脲溶液中回收金。

第一种方法的缺点是：由于浓度为100克／升以上的氯化钠或硫酸钠聚积在洗提剂中，而金属却大量地溶解在硫脲溶液中。在工业上用电解法从硫脲中回收金。

为了防止硫脲在阳极分解，应当利用离子交换树脂隔膜进行电解，这种隔膜电动阻力小，扩散阻力高。

洗提和电解即电洗提可在一台设备中同时进行。这种方法可使洗提剂用量减少60—90%，同时还可以缩短离子交换时间，并从树脂中获得较高的金的回收率。

苏联科学院矿物原料物理化学研究所设计了一种吸附金、银和铜的设备，该设备包括一个有效容积为0.4—0.45升的电洗提柱，一个恒温器，一台泵，一个电解槽和一个整流器。在动力条件下进行的连续电洗提过程是在同一时间不同设备上进行洗提和电解，用ВВП-66-90型表面积为30厘米^{2}的石墨片作阴极是这种电解槽的突出特点。

通过试验确定了电洗提法的主要参数和工作制度[37]。经过洗提柱平均截面的洗提液流速为0.45厘米／秒。洗提剂在柱中的体积流速为750毫升／分，电流强度为0.8安培，阴极电位为0.6伏，电压为3—3.5伏，电解质的温度为50—55℃，时间为8—10小时，洗提进行10小时，电能耗量为0.6—0.7千瓦·时／吨精矿。电洗提过程所需的时间取决于树脂中的浓度和所要求从离子交换剂中回收金的回收率。

解吸镁、镍和铁的氰化物的作业是在装有一定量的离子交换剂、容积为0.8升的恒温柱中进行的。自下而上给入解吸的元素和洗涤水。洗提温度为50℃，溶液的过滤速度为1米／时。

除了用离子交换树脂外还可用活性炭吸附已溶解的金。建议采用苏联化工部门生产的КАД型含碘碳粒。由于这种碳粒的机械强度比树脂低。所以使用粒度大于1.5毫米的碳粒进行吸附更好一些。在装入空气搅拌浸出槽以前，必须将碳在脱金的矿浆中“加工”3—4小时，然后再筛去小于1.5毫米的碳粒。应该用压缩空气搅拌矿浆和碳，重复利用再生碳之前，还要再次筛去小于1.5毫米的碳粒。

在专用设备中，在压力为800—1000千帕的条件下，用无水液态氨从已饱和的碳上解吸金和银。在这种情况下，无论是碳还是氨都可以再生。从饱和碳中回收金和银，其回收率为96—98%。

堆浸 在最近几年里，人们注意了处理有用矿物含量低的原矿。堆浸对于处理这类矿石具有特殊意义。采用这种方法可以处理平衡表外矿石、露天采场剥离的岩石和选厂的老尾矿。这种方法投资少、简单，对于经济效益小的地方性矿床，可直接用这种方法就地处理。

与现有流程相比，堆浸法费用低。主要原因是在取消磨矿作业的基础上大大地简化了矿石准备工作。由试验室和半工业性试验流程、工艺制度和在每一种具体情况下的技术经济论证，可以看出堆浸法的适用性和处理原料的合理性。

可用化学浸出法（氰化法、用弱的硫酸溶液处理）或细菌浸出法堆浸有用矿物。

矿堆的建造是各种堆浸法共同的和必要的条件。

为此，在半工业试验以前要较准确地确定矿石中各个粒级的产率以及其中有价组分的分布率。在破碎50—100吨有代表性矿样时，确定各级别的产率。

在试验室的条件下，研究原料的物质组成和物理性质，以及矿石中有价成分的赋存状态。在试验室试验的各阶段中，最好确定从不同级别的矿石中浸出的有价组分（动力学曲线），湿法工艺指标（溶液的渗滤速度），每个级别中可能达到的最大回收率。

为了确定溶液经过矿粒的渗滤速度，必须进行半工业模拟试验。

苏联有色金属矿山科学研究设计院为了进行试验，曾拟定了试验方法，制造了专用设备（适用于含金矿石）[16]。

该设备的主要部分是一个由厚3—4毫米的钢板制成的集料箱，箱底为2000×2800毫米，高为300毫米。该箱呈3—4°的倾角安装在宽300毫米、深600毫米的沉渣池的一侧。在该装置中有一个收集箱和一个压力槽，每个容积为1—1.5米^3。用1—1.5米^3／时的泵将集料箱的溶液输送到压力槽中。喷湿系统是由钢质分配管和人工水管组成。

用含氰化钠0.05—0.1%的石灰-氰化物溶液（pH为11—12）进行浸出。每昼夜每平方米料堆用50—260升溶液进行喷洒。

从溶液中吸附金是在碳柱中进行。将高0.8—1米（工业生产料堆的高度为3—15米）的料堆装入集料箱，按照试验室试验确定的药剂制度用氰化物碱性溶液处理物料，装入原料以前要称重，然后从中取出样品以测定其粒度组成、金在各粒级中及原料中的分布。测量通过料堆的渗滤液的体积，根据每昼夜从集料箱中取出的溶液样品研究金的浸出动力学。

控制这些溶液中氰化物和碱的浓度，在必要的情况下可用氰化物或碱强化溶液，此时，要计算加药量。浸出进行到溶液中金的浓度在4—5昼夜内不再增加为止。

通常溶液循环浸出到每立方米溶液含金6—30克后，送去吸附。

用不饱和溶液和通过吸附装置调整好的浸出液研究浸出动力学是有意义的。在吸附稳定的情况下，循环时间缩短了25%。此外，如果在处理的物料中含有天然吸附剂，吸附作用必然是稳定的。

为了从溶液中回收金，研究吸附剂的选择性，对于每一种类型的原料来说，都有其特殊性。因为各种脉石的存在造成所制取的溶液含有不同成分的盐类，这就要求选择对金具有较高选择性的吸附剂。

从堆浸液中回收金时，采用活性炭作为吸附剂是理想的。同离子交换树脂相比，活性炭对金和银选择性较好。炭对金的吸附容量为7.6—14公斤／吨，炭的再生和从炭上解吸金和银也比离子交换树脂容易。金可以用石灰氰化物热溶液进行解吸。利用钢质阴极对提取液进行电解，碳的成本比离子交换树脂低80—90%。

浸出结束后，从料堆中取出平均试样，测定各粒级中金的含量。

在取得全部数据的基础上，按全流程进行金的平衡，测淀金在各粒级中的分布率，进行溶液的平衡，确定按溶液计的单位生产率，保持料堆物料润湿的水分含量、氰化物和石灰的用量，以及最佳的循环时间。

浸出以后，料堆消毒工艺的制订是重要的一环。用水洗涤料堆中的残存氰化物，为此，必须确定在半工业试验条件下需要洗涤的次数和洗涤水的体积。用漂白粉对未经洗涤的氰化物进行消毒。同时，在试验室条件下，确定对一定量的试样（例如1公斤）进行消毒所需要的

氯量，然后制备消毒的氯化物溶液并在模拟设备上进行消毒试验。

未洗涤下去的金与剩余氰化物一起进入溶液，在金属平衡中必须将这部分金计算在内。

在试验室和半工业试验阶段，取得原始数据以后，为了进行设计，必须提出采用堆浸工艺（设备已研制出）的技术经济论证（根据投资和电能费用），并确定能取得足够利润的设备生产率。

氧化铜矿石的浸出 用浓度为10—15克／升的稀硫酸溶液浸出氧化铜矿石的方法也属于化学工艺。

在同样情况下进行化学浸出，可以用平台代替底板，平台由混凝土铺成，其上再铺沥青或者铺一层不超过0.5毫米厚的聚氯乙稀薄膜，然后铺一层矿砂。将矿石堆在平台上，构成高0.8—1米的料堆。在堆矿时应对矿石进行称重，并取出样品，以便测定水分，粒度组成和铜的粒级分布率。向料堆喷洒硫酸溶液，要使矿块之间没有多余的硫酸液流。以实际消耗溶液的体积计量通过矿石的溶液体积。如果已知向料堆喷洒溶液所用的时间及通过矿石渗入的溶液体积，就可以计算出溶液通过料堆的渗滤速度。根据每昼夜取出的溶液样品研究铜的浸出动力学。应测定这些样品中的硫酸浓度，在必要的情况下对溶液还要进行酸化（必须统计补加的酸量）。浸出进行4—5昼夜，直到溶液中铜的浓度不再增加为止。

采用硫酸作为渗滤液的先决条件是要有耐酸设备和配件的流程。为了节省硫酸，常常采用“间歇喷洒”法。用稀硫酸每隔几天向料堆喷洒一次，喷洒时间和间歇时间由试验室试验或扩大试验确定。

应当采取专门的措施防止水分蒸发，水分应保持在循环液总量的30%以上，特别是在气候炎热的地区，更应采取预防措施。为此，料堆要用聚乙稀薄膜复盖，这样可使水分的蒸发量降低到5%。

将澄清后的富铜溶液送到置换沉淀设备上，由于铜和废铁发生置换反应，铜以沉淀的形式析出。置换1公斤铜*需要废铁1.3—1.5公斤。置换时，铜的作业回收率为95%。

矿石浸出和洗涤结束后，从料堆中选取代表性样品，以测定各粒级中铜的含量。根据所得数据进行铜和溶液的平衡，测定各粒级中铜的回收率，按溶液计的单位生产能力，硫酸的用量，最佳浸出时间。堆浸时铜的回收率可达70%以上，硫酸的用量取决于矿石中的矿物组分，一般为50—100公斤／吨矿石。

试验结束后，要用石灰对料堆进行中和处理。

细菌堆浸法可以有效地用来处理含0.15—0.3%铜、0.5—0.7%锌的硫化矿石。这种方法和化学方法联合使用处理难选的含金0.5—2克／吨，含银低于20克／吨的含砷硫化矿石，以及难选的贫矿石是有前途的。

目前，细菌浸出工艺是一种很重要的工艺，但它有许多缺点，其中主要是过程进行的时间长。从矿石中提取金属的速度慢，一年中提取金属的时间不到10%。此外，还必须采用耐酸设备。

在细菌浸出中加入硫杆菌可获得较好的效果。这类细菌能氧化矿石中的黄铁矿和其它硫化物，生成硫酸、铁和其它金属的硫酸盐。

---

*原文误为1吨。——译者注

除了化学浸出时必须确定的那些参数以外，在细菌浸出过程中还必须研究料堆中物料的分布情况；向矿石中给入空气和溶液的最佳方法；矿石的压力对细菌活性的影响；温度对浸出动力学的影响；以及物料和动力的消耗。

矿石破碎筛分以后，一层一层地堆成矿堆，并且每堆一层都要向矿石喷洒稀硫酸溶液，直到使矿石完全湿润为止。矿石酸化的时间为10—30昼夜，这取决于矿石的物质组成。在专门的发酵设备中制备菌液。为保证细菌的活性，必须在发酵设备中加入食盐溶液。

用细菌浸出法处理铜矿石时，采用的浸出液实际上是pH为2—3的含有三价铁和二价铁硫酸盐的硫酸溶液。这种溶液完全具备微生物生存的条件：最佳的pH值；含有作为能源的$FeSO_4$重金属离子浓度相当低。

通过矿堆的溶液收集在沉淀池中，然后将其送入置换沉淀设备中(浸出铜矿石时）或者使其通过离子交换树脂。

将用硫酸亚铁置换沉淀后的溶液送入池中，在那里细菌将$FeSO_4$氧化成$Fe_2(SO_4)_3$，$Fe_2(SO_4)_3$部分水解并以水化物的形式沉淀出来。在池中澄清的溶液再用来喷洒矿石。

热化学法 热化学法包括氧化焙烧、氯化焙烧、硫酸化焙烧等方法。由于使用这种方法能源消耗和材料费用都很高，所以该方法主要是用来处理最终产品(金属汞）价值高的含汞矿石，或者用来分解精矿和中矿（例如金-砷精矿）。

氧化焙烧 是在氧化气氛中加热物料，使硫化物硫酸盐转变为氧化物，并将碳烧掉。焙烧需要有大量的过剩空气，焙烧的温度取决于物料的物质组成和焙渣的处理工艺。

在半工业试验条件下，矿石的氧化焙烧是在底面积为1米^{2}的沸腾炉中（KC-1000）进行的。精矿的焙烧可在底面积为0.5米^{2}的回料沸腾炉（KCLIB）中进行。

炉子按下列程序工作：安装在炉子上部的给料器将已破碎的矿石给到布料斗，矿石从布料斗沿下料管经过给料管进入炉子的沸腾区。通常利用天然气升高炉温。瓦斯进入燃烧器以前要与空气混合。瓦斯和空气的混合气体燃烧的产物从风口进入炉，并使装在上面的矿石形成沸腾层。瓦斯的温度从1500—1600℃降到沸腾层温度（550℃）。沸腾层中的矿石很快地被加热。用燃烧气体清洗在沸腾层边上形成的炉渣，炉子在燃烧过程中形成的炉渣充满炉子的风口以下一定高度后，必须不断地排放。这样可以不浪费炉内热量，也不使矿石熔融和产生堵塞。沸腾层高度保持在1.5—2米。气流通过沸腾层以后，进入集尘室，由于集尘室断面的增加，所以气流速度也就降低了，从而减少了从炉内带走的粉尘。气体从炉内排出后，进入分离粗粒粉尘的除尘器，然后再进入电滤器，最后按照常规流程进入冷凝器，为了保持所必须的负压，在电滤器前面要安装抽气机。

进入精矿的汞矿物和硫化物，在高温和氧的作用下分解出含硫气体。

汞呈蒸气状态。氧化焙烧的气态产物送入冷凝器，汞蒸气在冷凝器中冷凝。将得到的升华物收集在接收器中，并从中析出金属汞。已焙烧过的矿石（焙砂）送到废石场，其中残留汞不能再回收而损失掉了。因此，焙烧时应尽量充分地回收汞。

辰砂在400—500℃时分解出汞金属和硫。但是当焙烧温度提高到100℃时，将大大缩短焙烧时间，因此，实际上焙烧是在500—700℃以上的温度下进行。辰砂在氧气中的氧化速度比在空气中高一倍[14]。在焙烧过程中，辰砂还会与矿石中的氧化钾、氧化砷或砷黄铁矿分解出的金属砷以及其它的组分起反应。细粒级（小于0.5毫米）、碳酸盐、硫和砷的化合物对汞

的回收过程都会产生不良影响。

沸腾焙烧的给矿粒度为30—0毫米，不需要预先分级。焙烧时间为4—7分钟，焙烧最佳状态时耗热量为1250千焦耳／吨矿石。沸腾炉工作时，应配制一套较为复杂的必备辅助设备用于气体的三段净化除尘。用上述方法可有效地处理含汞0.1%的矿石。沸腾焙烧炉的生产率为500吨／米^{2}炉膛截面积。

给入炉内的空气量应比理论量高20%，气相中汞的回收率为99.9%。

在冷凝器中聚集了冷凝的金属汞等矿石和其它冷凝物（升华物，锑和砷的氧化物、硫化物、含碳物质、水、硫酸盐和氧化汞）的汞炱混合物。汞炱中的固体物料粒度10—44微米占90%。

以进入粉尘中的金属计量，冷凝时汞的实际产率为70—80%。从汞炱中分离汞的过程也叫做“打汞炱”。为分离出汞炱中的汞，需要有专门的处理工序。

苏联有色金属矿冶科学研究所利用生产率为250—300公斤精矿／昼夜的半工业试验设备，焙烧金-砷精矿，该设备包括一台带式给矿机，用于两段焙烧的二台沸腾焙烧炉，几台带有储料斗的干式除尘器和几台电滤器，一台为保持净化气体清洁的湿式洗涤器，一个砷结晶室（冷凝器）和一台布袋收尘器。第一段沸腾焙烧炉的炉底面积为0.0336米^2；第二段沸腾焙烧炉的炉底面积为0.089米^2。

在该设备开动的初期，通常要向焙烧物料中加入掺合料，例如石英砂、陈旧的焙砂等。将热空气压入炉内，在第一个炉子中炉层温度达到470—550℃时，接通带式给料机，然后再给入精矿。

正常工作时，第一个炉子的焙渣经过管子输送到第二个炉子的沸腾层，该管子中有第一段旋风除尘器排出的灰尘，第二个炉子的焙渣随着料层的堆积自动地排入储矿车中。

安装该设备必须有检测仪和调整仪。要对气相进行定期分析，以砷、硫和贵金属的含量作为检测焙渣的质量标准。

在试验过程中，使试验室试验中所获得的炉内和除尘系统中的最佳温度、空气的用量、给料速度和除尘中水的用量更加明确化。

采用沸腾焙烧作为处理金-砷硫化物精矿的准备作业，其目的是要分解与砷黄铁矿和黄铁矿连生的金。

通常，在这些精矿中含有大量的对金的氰化络合物具有较高吸附能力的活性炭，这样就不可能直接采用常规的湿法冶金方法（氰化法、混汞法）处理上述精矿，必须加以焙烧。在国外，这种方法已广泛地用于采金企业的生产实践中。

在国立稀有金属和有色金属科学研究所伊尔库茨克分所中进行的科学研究表明[22]，两段氧化焙烧后再氰化焙砂可以有效地从含碳金砷精矿中回收金。一段焙烧不能得到含砷和含硫量低的焙砂，这将导致在焙砂氰化时金的大量损失。

在低温（550—600℃）、弱氧化气氛条件下的第一段焙烧中，进行砷的升华；而第二段焙烧是在提高温度和给入比理论量多2—3倍空气的条件下除硫。在砷升华时，空气的允许耗量为理论量的0.75—1倍（空气中游离氧的含量不超过2%）。

达拉逊精矿（дарасунский концентрат）两段焙烧时，在第一个炉子每昼夜的生产率为7—9.5吨／米^2，第二个炉子每昼夜的生产率为3.5—4.75吨／米^{2}的条件下，取得了较好

的结果。第一段过剩空气系数为0.75—1，第二段过剩空气系数为1.5—2。沸腾层中气体的最佳速度为0.1—0.12米／秒。当原始精矿中含有5.44%砷、40.95%硫时，可以得到含0.19—0.6%砷和0.9—1.3%硫的焙砂。很明显，当温度低于550℃时，焙砂中残留了大量的未氧化的砷黄铁矿。

达拉逊精矿两段焙烧时的金属分布率列于表2-8。

达拉逊精矿两段焙烧时的金属分布率 （%）　　表2-8

物　料	产　率	分布率		
		金	砷	硫
精　矿	100	100	100	100
焙　砂	48.7	79.8	4.3	1.5
粉　尘：				
旋风除尘器中的	14.8	15.3	25.9	4.0
电滤器中的	1.8	1.0	9.2	0.7
结晶器中的	2.6	0.9	29.8	0.6
布袋收尘器中的	2.1	0.7	19.7	0.3
总　计	70	97.7	88.9	7.1
随气体流失的	30	2.3	11.1	92.9

大部分金（79.8%）富集在焙砂中，而其余部分则分布在除尘系统的粉尘中。大约有16%的金转入干式旋风集尘器和电滤器的粉尘中。粉尘中的砷主要是以三氧化砷的形式存在。

为了处理旋风集尘器和电滤器的粉尘，要在直径为500毫米的圆盘制粒机上将它们混和、造球。圆盘的旋转速度为14—15转/分，倾角为52—55°。用不添加粘合剂的水进行制粒。根据使炉内物料达到假液化层的条件来选择制粒的大小，要求100%的粒级为－5+10毫米。制粒生料的水分为10—12%，强度为1.1—1.5公斤／每颗粒。根据焙烧过程中各种粉尘的产率比对它们进行混合。

对精矿与占其总量19.5%的混合粉尘返回料一起进行焙烧，不会改变炉子的最佳工作

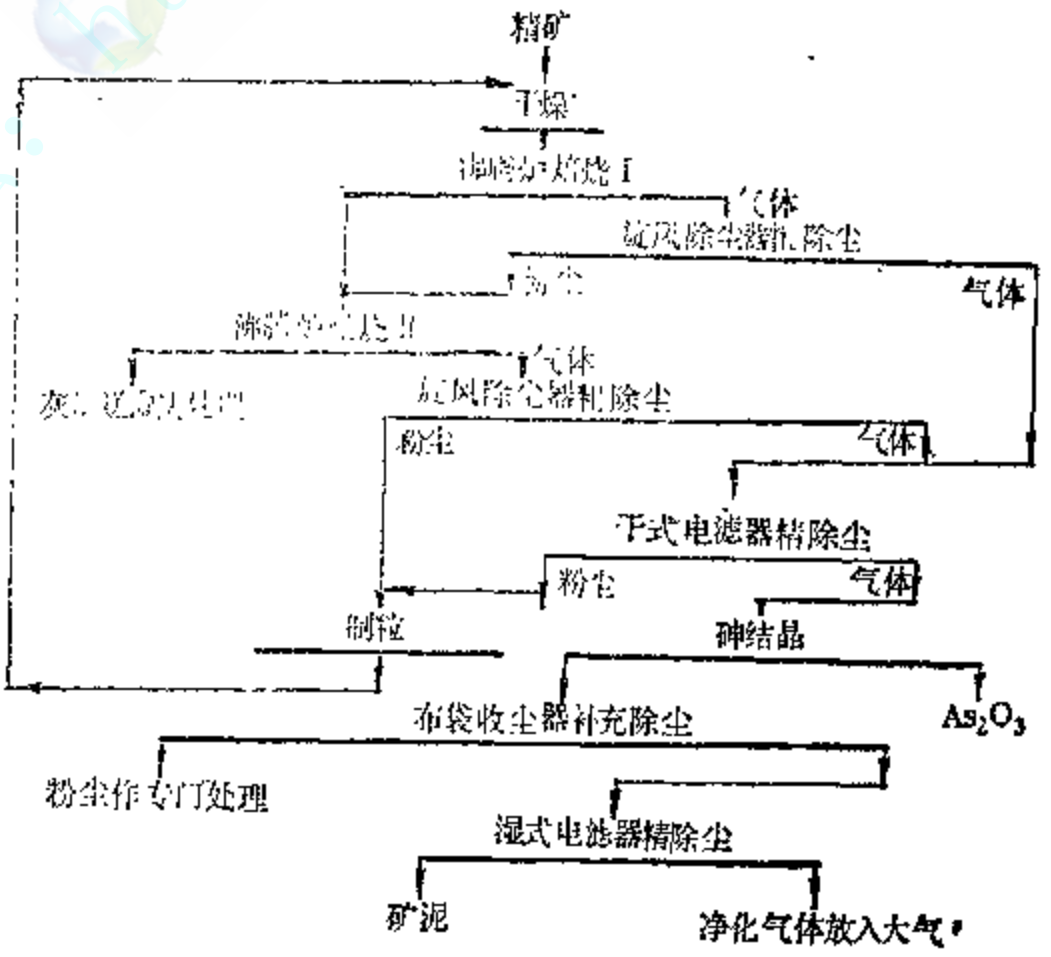


图2-5　含金-砷硫化物精矿两段焙烧工艺流程

制度。只会降低按精矿计的设备生产率。

第二段焙烧得到的粉尘较贫，含金量仅为5—8%，按精矿计焙砂的产率增加到59—62%。

除尘系统可保证气体的净化率达到99.9%。

图2-5为焙烧金－砷精矿的推荐流程。

应当考虑到，在处理含炭精矿时，脱炭比脱硫所要求的条件更严格。因此，最佳的脱炭制度也应保证最大限度地脱硫。

为了充分脱炭，在过剩空气系数不小于1.5时，温度不应低于670℃。但是，从下一步氰化回收金的观点来看，含金精矿的焙烧温度不应超过一定的限度，否则，金将发生热钝化。因此，焙烧温度不应超过600℃。

旋风集尘器和电滤器中的粉尘含碳量达10%，因此，不可能用湿法冶金直接处理这些粉尘。将粉尘制粒返回到第一段沸腾炉时获得的焙砂含碳量不超过1%。因此，制定处理焙烧含碳金－砷精矿的工艺流程，应包括在氰化焙砂前，除去其中残余碳的辅助作业。为此，国立稀有金属和有色金属科学研究所伊尔库茨克分所建议采用浮选方法，该方法可以降低在焙烧硫化物时那种包裹状的未分解的金的损失[22]。

用浮选法精选焙砂时，获得的炭质精矿含金为45－55克／吨。这种精矿可以与返回到第一段沸腾炉焙烧的粉尘一起制粒。

在炭质金-砷精矿焙烧的氰化流程中，在第一段和第二段氰化作业中间加入一个碱处理作业是合理的[22]。碱处理作业的最佳条件是：溶液中苛性钠的浓度为7.5%；固液比为2：1；矿浆温度为85－90℃；搅拌时间2小时。由于采用石灰可使碱再生，从而降低了碱处理的费用。

焙砂氰化的条件是：磨矿粒度为95%－0.074毫米；溶液中氰化钠的浓度为0.1%；固液比为1.5：1；搅拌时间为6小时。氰化作业在碱处理前后分两段进行。

金在氰化溶液中的回收率按焙砂计为91－92%，按精矿计为88.5%。考虑到选矿时金的损失，金按矿石计总的回收率为81.5%。

到目前为止，认为焙烧是分解分散在硫化物中金的最根本的一种方法。但是，这种方法还存在一些缺点。在焙烧时，被处理的矿石组分往往成为一种易熔的混合物，这些混合物以薄膜的形式复盖金粒表面，这就阻碍了金粒与氰化物溶液发生作用。此外，由于形成粉尘，氧化焙烧会给金带来不可避免的损失。同时，用这种方法处理富含砷的硫化物精矿，有害物质——硫和砷的氧化物会污染周围的环境。

氯化焙烧 氯化焙烧同氧化焙烧相比，在某种情况下氯化焙烧更能充分地解离金。氧化焙烧不充分（硫化物中硫的残留量达4—5%）的含金精矿与能分解出氯的化合物（通常为氯化钠或氯化钾）混和，含氯化合物的量不超过混合物料量的15—20%。在温度550—600℃的条件下进行焙烧，用热水洗涤焙砂以除去水溶性硫酸盐和氯化物。如果焙砂中含有铜、锌、银、钴等金属，就要用硫酸浸出焙砂。象氧化焙烧时一样，氯化焙烧的焙砂也用湿法冶金处理（氰化、用含氯的水进行浸出）。氯化焙烧主要用来处理黄铁矿精矿，可以在沸腾炉中进行焙烧。

氯化挥发 与氯化焙烧不同，氯化挥发是在1000—1100℃温度下，在装有除尘、除氯系统的竖炉中进行。该系统包括旋风集尘器、电滤器和装有吸收溶液（石灰乳）的洗涤器。净

化洗涤器中的气体以除去酸蒸气。在电滤器中主要是除去氯化物。

在后贝加尔科学研究所用于氯化挥发的扩大试验装置（生产率为10—15公斤炉料／昼夜）是由一台电炉、一台热旋风集尘器、一台空气加热器和几台扩散器组成〔11〕。

焙烧炉是由耐火砖砌成的。炉子的中心装有耐酸和耐热的管子——反应器，其内部为稠密的粘土熟料构成的环形衬里，其下部装有一个由粘土熟料制成的使炉篦不下塌的中空衬套，反应器的上部有一个用止动螺栓关闭的装料孔。用水平安装的间距为40毫米的硅合金热元件加热反应器。炉子的功率为12千瓦，向反应器通入空气前，要在T－40／600型管式加热炉中将空气预热到350℃。为避免氯化物冷凝，用尼赫罗姆镍络合金制成的专用加热器将衬以稠密粘土熟料的热旋风集尘器和烟道加热到550—600℃。

氯化物气体被抽集到四个高800毫米、直径250毫米直接连接并注满水的扩散器中。气体在排放到大气以前，要经过卫生洗涤器进行净化。

反应器、热旋风集尘器、空气加热器和烟道中所需的温度用铂－铑热电偶和MP-1-02M型电位器进行控制。电位器同磁力起动器的线圈连接。

用PC－5型转子流量计控制O－38M型空气压缩机给入的空气量，用U型水银压力计测量其中的压力。

为了在管式电炉中进行平衡试验，进行制粒是合理的。

制粒可以改善氯化剂与原料组分的接触，减少粉尘，同时还能增加风压。此外，制粒后得到的物料粒度较均匀，从而为假液化创造了良好的条件，同时，在氯化过滤的物料时，制粒还能增加炉料的透气性。在卧式管式炉中和在沸腾炉中氯化粒度应为2－3毫米；在炉中氯化过滤层时，其粒度应为5—7毫米。在第一种情况下，制粒机圆盘的倾角为45°，转速为50转／分；在第二种情况下，圆盘的倾角为40°，转速为30转／分。

筛分后获得的团粒要在150－200℃条件下干燥一小时，团粒中水分残存量不应超过1%。

氯化剂的选择及其用量取决于原始产品的物质组成，对于每一个具体物料都应通过试验确定。氯化剂的用量一般要超过炉料中应氯化的有色金属理论量的0.5—1.5倍。

如果预先氯化制粒产品，建议采用具有高粘结性能的氯化钾作为氯化剂。

氯化含金产品是在空气氧化气氛中进行的。

对于含硫大于6%的产品，氯化前要在氧化气氛中进行焙烧，以除去硫，因为硫过剩会增加氯化剂的用量，同时使炉料结块。

炉料在900—1000℃下氯化1.5—2小时。试验结束以后，将焙砂排出并测定其中有价组分的含量。

硫酸化焙烧 为了综合利用黄铁矿精矿中全部有价组分（硫、铁、铜、锌、钴、金和银），应采用硫酸化焙烧。硫酸化焙烧是根据各种硫化物分解温度不同进行的：分解成氧化铁的温度为480℃；氧化铜为650℃；氧化锌和钴为700—740℃。选择温度的原则主要是保证硫化铁变成氧化铁，而硫化铜、硫化锌和硫化钴氧化成硫酸盐。处理焙砂时，可采用固体或液体硫酸钠、硫酸、硫酸铁或黄铁矿作为硫酸化试剂。

在1米沸腾炉（КС-1000）和炉底面积为0.5米²的回料沸腾炉（КСЦВ）中焙烧黄铁矿精矿表明，在温度为600—650℃〔39〕时，得到的可溶性有色金属硫酸盐的含量最多。利用硫化钠（占黄铁矿精矿量的5.5%）可以改善硫酸盐形成的过程。在排出的气体中二氧化硫的含量大

约为5—6.9%，氧的含量约为5—9.7%。焙烧时1米沸腾炉的单位生产率为115公斤／米²·时。炉底面积为0.5米²的回料沸腾炉的单位生产率为170公斤／米²·时。

用水从焙砂中浸出有色金属后，用氰化法或采用硫脲酸性溶液处理浸渣中的贵金属。此时，溶液中铜的回收率为85－87%，锌为80—84%，金和银为72—90%。实际上硫完全进入升华物，铁进入铁精矿。为了制取符合标准的铁精矿，原始黄铁矿精矿中的硫不应低于45—48%。

在半工业条件下，处理重选精矿和浮选精矿中的金（或银），采用较便宜和较简单的方法（例如氰化法）效果不好时，多半采用熔炼法。

常见的几种熔炼方法如下：

预先焙烧的铁钠渣的氧化铅熔炼法。在700—900℃的温度下，焙烧精矿，以除去硫、锑和砷。焙砂中硫的含量不应超过1%。焙砂和配料一起混匀，配料中含有氧化铅、苏打、石英、石灰和煤。上述成分的含量必须满足制取铅合金（含金的粗铅）和造渣的要求。标准渣的成分是（%）：SiO_2 32；Na_2O 25；FeO 25；CaO 8。渣中氧化铅的含量通常为焙砂量的20—40%。在半工业试验条件下，熔炼在竖炉或电炉中进行，熔炼温度为1000—1100℃，接近终点时，可提高到1200℃。没有气泡逸出标志着焙烧过程已结束。向铸模中注入熔融物，熔融物凝固后，使粗铅与渣分离。粗铅和渣中的贵金属含量都要进行分析。

原始精矿中铜的含量高时，可用氧化铜代替氧化铅与装入的炉料一起进行熔炼。在这种情况下，金和银将富集在铜合金中。

焙烧和焙砂硫酸化焙烧后的烧渣氧化铅熔炼法。在温度为300—400℃时，在竖炉中加入硫酸进行硫酸化，硫酸的用量为1公斤／公斤焙砂。然后采用稀硫酸和水浸出硫酸盐化合物。

同铅精矿一起的电熔炼法。苏联有色金属矿冶科学研究所，制定了用火法冶金混合处理铅精矿和低铜含金硫化物精矿的方法并进行了半工业试验[7]。铅精矿含53.6%铅，含金精矿的成分是（%）：Fe 16.67；S 15.7；As 1.72；SiO_2 53.84。含金精矿熔炼前在沸腾炉中焙烧，有91.1%的金和87.3%的银进入焙砂。焙砂和铅精矿组成的混合物料在底面积为8.88米²，电极电压为75伏电流强度为300—400安的单相电炉中进行熔炼。炉子的单位生产率为3.4吨／米²·昼夜，在配料中加入38%的石灰（65.7% CaO；74% SiO_2；0.6% Fe）和4.6%的焦炭。粗铅中回收了98.1%的金，91.7%的银。然后对粗铅进行电解精炼或用火冶法进行处理。炉渣中金的含量不超过0.1—0.2克／吨，银的含量不超过5.7—10.5克／吨，铅的含量不超过0.7—0.9%。提高炉料中铅精矿的比例可以提高粗铅中金属的回收率，降低石灰的用量。粉尘的再熔炼可以得到含锌、镉和某些稀有金属的商品升华物，还可以提高粗铅中金属的总回收率；

硝酸钾和氧化铅熔炼法。

冰铜熔炼法。

硫酸化处理 目前人们十分重视用湿法冶金方法处理含金硫化物精矿。从1970年起，中亚地质和矿物原料研究所就研究了利用硝酸作氧化剂进行硫酸化处理的方法。硝酸对于解离硫化物中细粒浸染的金是一种有效的药剂，铁、有色金属硫化物和砷的硫代砷化物都能氧化成硫酸盐并进入溶液（不能溶解的硫酸铅除外），溶液中的砷以亚砷酸的形式存在。此外，

溶液中还有剩余的硝酸和在硫化物进行氧化反应时形成的硫酸。不溶的残渣（硫酸化的滤饼）主要是由硅酸盐和原始精矿中某些不溶组分组成。在滤饼中富集了金、银、铅和锑。在这种情况下，也避免了析出一些对环境有污染的有害物质。硫化物与硝酸反应过程中，析出的含硝硫酸的气体，很容易再生成硝酸，这种硝酸可以返回再用。还可以顺便回收硫酸、硫酸铁、有色金属以及分离出的难熔砷化物——砷酸铁或硫化砷。

在反应器中，通过向固液比为1：7.5的矿浆不断地鼓入氧气（空气）来处理精矿。原始矿浆中硝酸的浓度应为400—450克／升，搅拌时间为2小时，矿浆温度为75—85℃。为了加速工艺过程，开始要对矿浆进行加热，以后由于反应放热而不需要再加热。滤饼的产率取决于精矿的成分，一般在15—35％范围内。与原始精矿相比较滤饼中金和银的相应含量增加了2—6倍。考虑到可以排出的含硝硫酸气体中和从酸性母液中再生酸，酸的用量可在500—600公斤／吨。为了充分沉淀银，在过滤酸性矿浆前必须加入氯化钠，其加入量等于精矿中银的含量。为了从硫酸化的滤饼中回收贵金属，可以采用氰化法、硫脲浸出法、铅精矿熔炼法或冰铜熔炼法。硫酸化时滤饼中贵金属的回收率为99.5—98％；氰化时氰化液中贵金属的回收率为95—96％；熔炼时贵金属的回收率为98—98.5％。

第五节　选矿的辅助作业

选矿的辅助作业是洗矿、水力分级、浓缩、过滤和干燥。

洗矿　通常对含有大量的难分散的粘土杂质的矿石，要进行洗矿，以提高选矿指标。洗矿包括物料的碎解和从中分出粘土质悬浮物。该作业的机理在于矿粒在大多数情况下，都是按粒度和密度分级，这与文献中阐述的重力选矿法类似。

洗矿往往就是物料的脱泥，它是在重力选矿设备圆锥分级机、水力旋流器、分级机和浓缩机中进行的。

洗矿可以是一种独立的作业，也可以是一种准备作业。洗矿后的矿石再进行选矿。在选别磷钙土、有色金属、稀有金属和贵金属砂矿、铁矿石和锰矿石、砂和其它矿物原料时，由于这些矿物原料中的颗粒胶结了高岭土，所以要采用洗矿法。

矿石的可洗性由碎散胶结物质所必须的时间确定。因此，可洗性系数K可用下列关系式表示〔43〕：

$$K = t_{эт} / t$$

式中　$t_{эт}$和t分别为在同一设备中洗涤标准样品和洗涤试样需要的时间。

如果已知K，就可以计算出洗涤试样必须的单位电耗（千瓦•时／吨）

$$q = q_{эт} / K$$

式中　$q_{эт}$——洗涤标准样品的单位电耗（千瓦·时／吨）。

在工业条件下已知洗矿指标的矿石叫做标准矿石。Б.В.涅夫斯基提出无论是对于所研究物料或是标准物料的洗涤系数、电耗和洗涤时间都可在给入一定体积水的标准洗矿筒中测定。

按单位电耗（千瓦·时／吨）将矿石分类

易洗矿石……0.25

中等可洗性矿石…… 0.25—0.5

难洗矿石……0.5—1

影响洗涤效率的因素如下：

洗矿前矿石的制备方法。预先浸透粘土能改善洗矿指标。矿石干燥时，在粘土内部产生应力断裂带，从而使洗矿得到改善，在洗矿水中加入电解质可降低粘土的强度。当电解质的用量相当于干粘土量的1%时，粘土的洗涤时间大约可以缩短一半。

用水量。水是一种分散介质，当水量不足时，洗矿效率会降低。在水量过大时，由于矿块相互间接触不够充分，使洗矿效果恶化。在工业洗涤机，例如槽洗机中洗矿水的单位用量为3—4米^3／吨。但是B·B·特罗伊茨基认为最佳的洗矿用水量不应超过1.5米^3／吨〔43〕。

粒度组成。随着粘土块粒度的增加，洗矿效果恶化。粘土块和未碎裂石块的粒度比具有重要意义，在其它条件相同时，粗粒级洗矿比细粒级洗矿单位电耗要高些。如果条件允许的话，洗矿前可将物料进行窄粒级筛分（表2-9）。

各粒级砾石的洗矿结果 表2-9

粒级（毫米）	比表面（厘米^2／克）	水流的压力（千帕）	速度（米／秒）		功率（千瓦）	粘土碎散时间（秒）	单位电耗（千瓦·时/吨）
			水	液压油			
6—10	4.77	800	5.55	1.79	3.22	21	1.3
		1200	6.65	2.02	6.45	11	1.36
		1600	7.34	2.58	9.45	7	1.27
		1900	8	2.64	12.85	5.5	1.38
		800	5.55	1.67	3.32	23.5	1.53
		1200	6.65	1.85	6.53	13	1.62
10—20	2.77	1600	7.34	2.38	9.68	8	1.49
		1900	8	2.63	12.85	6	1.47
		800	5.55	1.56	3.42	34	2.23
		1200	6.65	1.84	6.62	16	2.03
20—40	1.53	1600	7.34	2.25	9.9	10	1.89
		1900	8	2.64	13.15	7	1.76
		800	5.55	1.36	3.56	44.5	3.04
		1200	6.55	1.61	6.83	18	2.44
40—70	0.525	1600	7.34	2.07	10.2	10	1.95
		1900	8	2.21	13.4	7.5	1.93
		800	5.55	0.97	3.8	49	3.58
		1200	6.65	1.45	6.95	25	3.32
70—100	0.28	1600	7.34	1.78	10.6	12	2.1
		1800	8	2.02	13.6	7.5	1.95

洗矿水的温度。洗矿水从10℃预热到40℃时，粘土的冲洗速度大约增加一倍。

水的盐分。加入药剂(煅烧过的苏打、水玻璃等)可以提高冲洗的效率，并缩短冲洗时间。

如果研究者所在地没有具有已知工业洗矿指标的标准矿石，那么可用不同的方法评价矿石的可洗性。

其中一种方法是以测定矿石中粘土组分的可塑性以及测定在标准洗矿条件下该组分的产率为基础。对重量为150—250公斤的代表性试样在直径为550毫米、长为900毫米、筛孔大小为2毫米的洗矿筒中进行洗矿。洗矿筒内部有四个由角铁制成的高50的内套，筒的转速为22转／分，水的用量为90升／分。洗涤到将－2毫米的组分完全分出为止。五分钟后取出一份该粒级样品，测定其中细级别（－0.072毫米）的含量并计算它的产率γ。然后测定可塑性k_1，并计算可洗性数值：

$$l = \gamma / k_1$$

根据矿石的l值可以将矿石分成：极难洗的（$l<2.4$）；难洗的（$l=2.4$—4.4）；中等可洗性的（$l=4.4$—5）；易洗的（$l>5$）。可塑性数值的测定方法见参考文献〔7〕。

国立稀有金属和有色金属科学研究所伊尔库茨克分所采用的方法是以样品的碎散结果作为评价砂矿的可选性的基础。样品的碎散结果是在封闭的圆筒碎散机中经过一定时间碎散，然后在筒形筛进行筛分取得的。碎散和筛分为同轴旋转，转速为20—30转／分。根据筛分时细粒级的产率判断物料的可洗性。

含金矿石的洗矿通常在擦洗筒中进行，通过擦洗机中水和机械力的作用使粘土组分碎散，并在筒中将细粒级与粗颗粒分开。在这种情况下，应该确定擦洗机-筒筛两部分的单位负荷、擦洗时的最佳用水量和粘土的可塑性。

水力分级 在半工业试验条件下，采用螺旋分级机、水力旋流器、圆锥和室式分级机进行水力分级。

分级的主要任务是对选矿前的物料进行脱泥，为重选和浮选作业作准备。

脱泥时，15—20微米的物料进入分级设备的溢流中。此外，在很多情况下，脱泥可将大量液相矿浆排入尾矿场，然后用软水代替原液相来降低浮选给矿中多价金属（钙、镁、铁等）离子的含量。脱泥量通常占原矿量的10—15%。

在半工业条件下，采用螺旋直径为500毫米（用于分出原生矿泥和磨矿前已达到浮选粒度的物料）螺旋分级机、直径为50—75毫米锥角为20°的水力旋流器、长为1.2—2.5米的水力分级机、圆锥分级机和直径为0.8—1.8米的浓缩机进行脱泥。

为了彻底脱去矿泥，在矿粒损失最小的条件下，可采用一段或多段脱泥法。例如，用一种半工业试验设备对绕绿石-锆石矿石进行一段脱泥是有效的。一段脱泥是在两个并联的直径为50毫米的水力旋流器中进行的〔8〕。用НП-2型泵保证水力旋流器的给矿压力。НП-2型泵可使水力旋流器的进口压力达130—150千帕。矿石脱泥的下限粒度为20微米，对0.02毫米粒级分级时，水力旋流器的工作效率为65%。

直径为50—75毫米的水力旋流器的操作实践表明，可采用这种旋流器对矿石进行脱泥，此时，水力旋流器的生产率可达到600—800公斤／时。

在用水力旋流器脱泥时，也可采用几个旋流器串联的方法。第一个水力旋流器溢流进入

第二个水力旋流器再分级，用泵将第二个旋流器的沉砂返回第一个水力旋流器中。

用全苏矿物原料科学研究所设计的澄清面积为0.785米²的水力分级机对含泥量为14%的矿石进行脱泥（用涡流供水器供水）能取得较高的指标。脱泥作业中，给矿速度为60公斤／时（260升／分）。0.02毫米粒级的沉降速度通常为0.48米／时，水力分级机中上升水流的速度不超过0.3米／时，按干矿计的水力旋流器的生产率为1.92吨／米²·每昼夜。按粒度上限为0.02毫米计，水力分级机的分级效率为73%。分级机的沉砂中－0.02毫米粒级不超过45%，溢流中－0.02毫米粒级含量为80—91%。

·该设备效率高，工作稳定可靠，在扩大设备的生产率达100—150公斤／时时，建议将其用于稀有金属矿石的脱泥。

在为复杂的稀有金属矿石浮选作准备时，为保证粗选循环具有较高的选择性，往往要解决矿浆的洗涤问题，以便除去多余的多价金属盐类、药剂、碱和酸，并将脱泥的粒度上限降到10微米，以减少易于泥化的有价矿物随矿泥损失。

盐硬度的有害影响，可以用软化的钠阳离子交换水洗涤矿浆得到中和。在许多情况下采用化学方法（往浮选药剂中加入碱、盐或石灰）都有效，因为碱和苏打能形成使矿浆离子复杂化的新物质，从而影响浮选过程的进行。

矿浆的洗涤是用软水连续稀释矿浆，然后浓缩、再稀释；不断地向浓缩机沉砂供给软水。在稀有金属矿石的半工业试验中，第二种方法得到了广泛的应用：用水力旋流器、水力分级机和其他浓缩设备对含有过量硬性盐的浮选矿浆进行浓缩，然后用新鲜的软水稀释；再重新浓缩被稀释的矿浆，这样，大量的硬性盐随洗涤水脱出，这些作业进行到矿浆中硬性盐的含量降低到满足浮选的要求为止。第一种方法——连续地用软水洗涤矿浆，效率低而且要耗费大量的软水。这两种方法的主要缺点是增加了选矿产品（例如混合精矿或粗精矿）在浓缩作业中的损失。

有人[30]建议向水力旋流器中加入软水，软水经过一个特殊结构的喷嘴在压力为200—300千帕下直接给入水力旋流器的浓缩沉砂区。在这种条件下，可提高矿浆的洗涤和浓缩效率，降低软水的用量；这是因为没有洗涤全部矿浆而仅仅洗涤水力旋流器的沉砂所致。在向浓密的沉砂区给入软水时，后者将废水从上面挤出，形成了使细泥进入溢流中的对流，从而得到了较纯净的泥砂。

为了将锥角20°的标准水力旋流器用于选矿全苏矿物原料科学研究所研制并试验了三种结构的金属喷砂嘴。第一种结构的喷嘴是普通金属喷嘴，用于装有正支焊管（沿此管给入软水的标准水力旋流器）。喷嘴的倾角15°。用一组橡皮塞调整沉砂口的大小。这种喷嘴的缺点是要用大量的软水稀释浓缩的沉砂，软水供给与沉砂量无关。

第二种结构的喷嘴与第一种不同之处在于其内部有一些特制的凸缘以减少涡流。为了得到较浓密的沉砂，锥角可降低到12°。

第三种结构的喷嘴与前两种不同，它由四个供水点供水，符合试验的情况，并可提高选矿效率。在装有喷嘴的水力旋流器中浓缩后沉砂液相的硬度降低了二分之一。第三种喷嘴试验中沉砂的浓度降低到40—50%。

除了喷嘴以外，全苏矿物原料科学研究所还研制了新型结构的锥角为10—12°，用环形喷射方式供给软水的逆流-喷射式水力旋流器。这种水力旋流器和标准的水力旋流器不同之处在

于它有一个可折卸的圆锥部分。圆锥上部锥角为12°，下部锥角为10°，同由耐磨材料(如陶瓷)制成的可互换的圆盘软水供水室铸在一起。用螺钉将套筒式沉砂喷嘴固定在圆锥下部，喷嘴嵌有金属套口，用来调节沉砂口。

逆流喷射水力旋流器的主要特点是喷射吸入水（与沉砂流量成比例），这样可以提高从浓缩的沉砂中洗脱硬性盐的效率。在可折卸的圆锥之间安装了带有锥形护板的环形垫板。这样使其与水力旋流器下部的圆锥形成了环形空隙。以供给软水。水经过这个空隙（1.5—2毫米）喷射到浓缩沉砂中，此时洗涤粒状组分，除去硬盐，而细泥随排出的水一起进入旋流器的溢流中。在水力旋流器二作过程中，浓缩沉砂的密度不变，即使在给入旋流器中的矿浆流量有些变化，它也是稳定的。因此，在物料给入量变化时，吸入的水量也会发生相应的变化。

对这种水力旋流器所进行的试验表明，软水的用量可以降至0.3—0.4米^3／分。此时，经一段洗矿后矿浆液相硬度可降低三分之二。从而使粗粒级随溢流损失达到最低限度，并得到较纯的浓缩沉砂。

在这种水力旋流器中还可以洗出过剩的药剂、酸和碱。

圆锥分级机制造和操作简单，可以用它对矿浆进行脱泥。但是，也常常用它浓缩已磨矿石和中矿。圆锥分级机分级的粒度是由溢流上升的平均流速，也就是由溢流矿浆实际的体积来决定，沉降速度大于这一平均速度的物料下沉，而小于这一平均速度的物料进入溢流中。用排矿喷嘴的大小控制排矿中的固体含量。

在半工业试验设备联系图中，在选矿设备前还安装带有排矿喷嘴的圆锥，作为矿浆计量器和矿浆缓冲器。当矿浆柱的压差恒定时，经过喷嘴的矿浆量不变。

圆锥分级机的生产率和锥体尺寸由溢流所需要的粒度决定。这些设备已制成各种规格。

室式水力分级机主要用于重力选矿（跳汰机、摇床、自动溜槽、螺旋选矿机）前将矿石进行分级。标准的工业型回式水力分级机头部宽0.5米，溢流区宽1.15米，长3米。在物料粒度小于2毫米时，其生产率按干矿计为15—20吨/时。因此，为了在低生产率条件下工作，制造了几种小型的适于试验厂工作的水力分级机。室式分级机水的用量（补给水）为每吨矿石500到1000升。

按照矿粒在水中的沉降速度（干涉沉降）和逐渐降低水流速度使矿粒在各个室内沉降，就可得到不同粒度的级别。经过定期打开的阀门从锥形排砂口中定期排出已分级的物料。

从分级室中定期排出物料可以得到相当浓密的产品，同时可降低总用水量。最细的粒级排到溢流中。

由分级圆锥中上升水流的大小来控制分级粒度。在分级室下部，连续搅拌已分级的组分，使其处于松散状态（搅拌器转速约1.5转／分）。

浓缩 在半工业试验设备中，浓缩作业是用来提高氰化、浮选（浓缩中矿）前矿浆的浓度，并除去精矿中的水分。矿浆的浓缩是在水力旋流器、圆锥分级机和直径为3米的浓缩机中进行，有关水力旋流器和圆锥分级机的工作情况，上面已经介绍过了。选择浓缩机规格的条件是：浓缩机工作时，在其上部截面形成的上升水流速度，不应超过可能损失在溢流中的最小矿粒自由沉降速度，因为浓缩矿浆的成分和其中所含的盐和药剂对微细矿粒的沉降都有很大影响，矿粒的沉降速度用试验来确定。

矿石的粒度组成和矿物组成、颗粒的形状、固相和液相的密度、液体的粘度、矿浆的温

度、介质的pH值以及沉淀催化剂的杂质对沉降过程都会产生影响〔33〕。除此以外，浓缩机的构造特点和离心力对沉降过程也有影响。矿浆能否与排出的纯净或浑浊的液相（溢流）一起浓缩取决于矿浆的性质。

浓缩机的单位面积S（米^2／吨固体物料·昼夜）可按下列公式计算〔28〕：

$$S = (R_{И} - R_{К}) / \upsilon$$

式中 $R_{И}$和$R_{К}$—分别为原矿或浓缩产品中1吨固体物料的体积，米^3；υ—沉降速度 米／秒。

$R_{К}$和υ由实验确定，$R_{И}$通常是已知的。

在半工业试验中，用选厂的矿浆修正这些参数。

绘制浓缩矿浆的沉降曲线，按下列公式确定浓缩机的深度H：

$$H = h_1 + h_2 + h$$

式中 h_1、h_2和h—分别为澄清液、原矿浆和浓缩后矿浆的高度（h_1=0.3－0.9米，h_2=0.3－0.6米）。

按下式计算浓缩区高度h：

$$h \approx t\,[(1/\delta) + R_{cp}]\,/245$$

式中 t—达到要求的稀释度所需的沉降时间，小时；δ—固体的密度，吨／米^3；R_{cp}—浓缩区的平均稀释度（由试验确定），米^3／吨。

为了强化浓缩过程，在矿浆中添加凝结剂，凝结剂可使沉降快的较粗连生体中的一些细矿粒胶结在一起。一般采用石灰、硫酸、氯化钙、氯化铁、铝钾明矾、硫酸铝和硫酸镁等作为凝结剂。

含有多价金属阳离子的电解质最有效。

除了凝结剂以外还利用絮凝剂-聚合物。在这种情况下，由于在矿粒之间由聚合物的分子或胶态离子形成的《电桥》而使矿粒胶结。在高分子絮凝剂中，常用的是聚丙稀酰胺，这种絮凝剂胺基的水解率为30—33%，分子量为10^6。在矿浆中添加聚合物溶液的浓度仅为0.05—1%，其用量不大，用聚合物沉淀时，不允许强烈地长时间搅拌，因为絮凝体破坏以后不能够再生。

在浓缩浮选中矿时，尤其是在浓缩脂肪酸作捕收剂的浮选中矿时，可以观察到用疏水性药剂时矿粒的絮凝情况。为了改善这种产品的沉降，利用硫酸铝是合理的。

对于每一种具体矿浆，选择凝结剂或絮凝剂，都应在试验室条件下进行试验。

利用水力旋流器浓缩矿浆时，分不出纯净的溢流。水力旋流器和浓缩机联合使用是合理的，这样，水力旋流器的溢流可以给入浓缩机，合并两种设备的浓缩产品。由于降低了浓缩机的负荷而改善了浓缩条件，如果浓缩过程使用了絮凝剂和凝结剂，那么也可达到节约药剂的目的。在选别复合矿石的复杂流程中，使用上述浓缩方法浓缩矿浆特别有效，例如从汞-锑-萤石矿石中浮选萤石前浓缩汞-锑浮选尾矿。

过滤 在半工业试验中过滤主要是用于浮选精矿的脱水以及全泥氰化流程中。

在第一种情况下通常采用吸滤器、鼓式、盘式真空过滤机，在第二种情况下采用框式真空过滤机和压滤机。在试验厂的机修车间，可以制造试验用的吸滤机、框式真空过滤机和压滤机。

决定过滤机工作制度的主要因素是物料的粒度、给料中固体的含量、滤布的种类，圆筒的转速（鼓式过滤机）、矿浆中加入的药剂及矿浆的温度〔28，30〕。

过滤物料的粒度组成决定着滤饼的孔隙度和过滤作业的相应生产率。随着矿浆中含泥量的增加，滤饼的孔隙度减少。在这种情况下过滤机的生产率显著降低，滤饼的水分增加。通常采用合成纤维制成的滤布，过滤的物料越细，在过滤机中细颗粒沉降的几率就越大。

可以用浓缩矿浆、增加圆鼓（或圆盘）转速和加热矿浆的办法提高过滤机生产率。为保证过滤正常进行所必须的真空度取决于沉降物料的孔隙度（物料的粒度）、滤布的质量以及在真空泵的生产能力相同时过滤机的安装高度，用盘式和鼓式过滤机过滤矿浆时，真空度通常为60—80千帕。用框式真空过滤机过滤时，其真空度通常为80—90千帕，过滤氰化矿浆时，滤饼的水分达25—30%。

在过滤时，某些表面活性物质在很多情况下可以降低滤饼的水分。在过滤时，使用除了降低矿浆液相的表面张力以外，还能降低矿浆粘度的表面活性物质（例如多羟基乙烯）可以取得最好的过滤效果〔28〕。多羟基乙烯用量为10—20克／吨时，滤饼水分的含量可以降低3—4%。

氰化矿浆过滤以后，照例应洗涤滤饼。洗涤应在尽可能少贫化含金氰化物溶液的条件下保证被溶解的金具有较高的回收率。滤饼的洗涤可直接在过滤机中进行或者制浆后再洗涤。

洗涤过程分为三个阶段：

用洗涤水取代游离的原始水；

洗涤原始的结合水，也就是层间水和毛细管水；

洗涤最牢固的最难洗的原始层间水。

在长时间洗涤时，洗涤液的浓度比滤饼水分中洗出物的浓度降低得要快些。

如果洗涤1吨滤饼，所使用的可溶盐的质量为E（克），那么，

$$E = m\,p$$

式中　m—1吨干物料中的溶液体积，米^3。p—溶液中盐的含量，克／米^3；可以得到含水滤饼中可溶盐的质量，

$$E' = (1-\varphi)\alpha_0 + \varphi\alpha_1$$

式中　φ—截留在滤饼中原始水分的洗涤程度，α_0，α_1分别为原始水分和洗涤液中的可溶盐浓度，克／米^3。

由此可见，在第一阶段洗涤时，可溶盐的洗涤程度等于滤饼中多余水分的质量，也就是等于这个期间洗涤排出的水量。

洗涤1米^{3}滤饼，其中原始水分消耗洗涤液的量不大，约为1—1.5米^3。在第二阶段中洗涤液的体积增加1—2倍，而第三阶段则增加9—24倍。第三阶段的洗涤效率很低，而滤液急剧贫化。

如果过滤氰化矿浆时，得到经过滤机干燥后含水不超过15%的滤饼，那么，就可以获得足够的可溶金的洗涤率。过滤机上的滤饼排出的水分超过20%时，需要用中间稀释的办法进行二段过滤。滤饼的水分为15—20%时，如果送去过滤的矿浆液相中含金不超过1克/米^3，

和么，对被溶解的金进行一次洗涤就可以了。

在过滤机上过滤洗涤滤饼的矿浆时，需要进行计算，以使干燥时间最短。因为用吸出法除去滤饼中多余的原始水分将伴随着滤饼的压缩，从而破坏滤饼的结构（出现裂缝）。

为了分出固体含量低的溶液，例如在澄清氰化液、用锌粉沉淀贵金属时，在工业上都是采用压滤机过滤这些溶液。

要选择稍大一些的过滤压力和过滤表面积，以保证足够的过滤速度。为了保证滤液的纯度，可用能保护溶液压差的多层合成纤维布和棉织布作为滤布。

过滤机的单位生产率取决于所采用的试验方法。

滤液缸的选择取决于吸入空气的体积和滤液体积。

过滤大量矿浆时，必须连续地从滤缸中取出滤液，使过滤复杂化。在半工业试验中，采用沿缸吸管自流法除去滤液最方便。缸吸管的下端放在小水槽（泵槽）中，以实现水封。

按下列经验公式确定缸吸管的高度：

$$H = (p/76) + \triangle + 1$$

式中　p—最大的工作真空度，千帕；△—沿吸入管长度的压差损失。

缸吸管的高度为10—10.5米。

为了进行下步试验，将得到的精矿进行干燥。因为在试验厂得到的精矿，在大多数情况下要运到离半工业试验厂很远的工厂去加工，精矿中水分的含量应满足运输和进一步加工这些产品的工艺要求。

运输中，精矿中水分的允许含量为3—4%，在沸腾炉、多层炉中焙烧以前，或在反射炉中熔炼前，最终产品水分含量不应超过2%，而在悬浮熔炼前含水量应为1%。

在试验厂，产品的干燥处理一般是在由机修间制造的非标准干燥炉中进行。

炉子的筒体长径比（L／D）最佳为7—8，当炉内气体温度为850℃时，从干燥筒中排出的气体温度为140—160℃。根据设备的生产率、干燥产品的类型，选择筒体容积。

干燥筒在最佳制度下工作时，干燥1公斤水分所消耗的热量对于各种精矿来说都是比较稳定的，约为3887—4138千焦耳，空气的耗量为3—3.2米^3。

第三章　选矿工艺流程的研究

第一节　有色金属和稀有金属矿石

多金属矿石的选矿实践中采用下列选矿流程：

铜、铅、锌和铁矿物的连续优先浮选。首先，在矿浆pH值6.5的条件下，加入硫酸活化黄铜矿并抑制闪锌矿，用少量的乙基黄药作捕收剂，进行铜的浮选。然后，在矿浆中加入石灰和氰化物，抑制闪锌矿和黄铁矿，浮选方铅矿。选铅循环的尾矿进行浓缩，再用硫酸铜和石灰处理，然后混合使用乙基黄药和戊基黄药，连续浮选闪锌矿和黄铁矿。

所有的硫化矿物都是混合浮选，然后混合精矿优先浮选。

从抑制闪锌矿、黄铁矿的矿石中，混合浮选出铜、铅矿物，再进一步分离铜、铅混合精矿。通常是用石灰、氰化物和硫酸锌来抑制闪锌矿、黄铁矿和脉石矿物，从中分选出铅、铜矿物。

采用闪锌矿、黄铁矿混合浮选法，从铜、铅的混合浮选尾矿中回收闪锌矿和黄铁矿，然后添加石灰、硫酸铜和捕收剂，进一步分离黄铁矿和闪锌矿。亦可利用这样的流程，即用硫酸铜活化闪锌矿，用石灰抑制黄铁矿，从铜、铅混合浮选尾矿中，直接浮选闪锌矿。

铜、铅混合精矿分离方法的选择，取决于精矿的物质组成。可能的方案有：浮选铅矿物，抑制铜矿物和浮选铜矿物抑制铅矿物。

在进行**铅、锌、铜、黄铁矿复合矿石**半工业选矿流

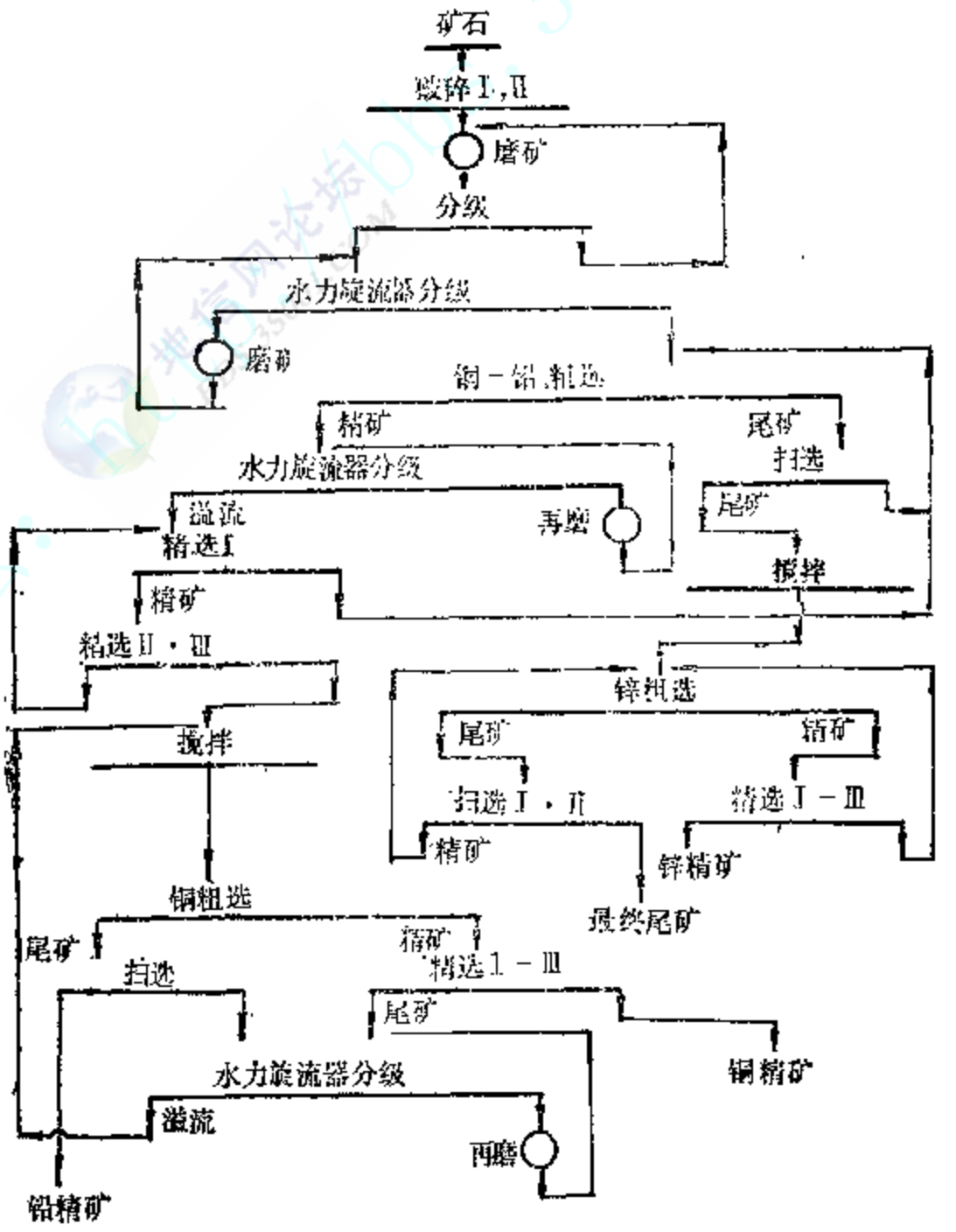


图3-1　铜-铅-锌矿石选矿工艺流程

程试验时，所有样品中都含有闪锌矿、黄铜矿、方铅矿、黄铁矿。

试验矿石有用组分含量如下，%：Cu 0.52；Pb 2.52；Zn 5.39。

对于造矿矿物相互紧密共生的矿石，必须将矿石进行阶段细磨。镜下观察，发现闪锌矿中的黄铜矿和方铅矿呈乳滴浸染状，在方铅矿、黄铜矿和闪锌矿中的黝铜矿呈显微包体，这些矿物相互紧密共生。

对铜-铅-锌矿石的选矿，苏联有色金属和贵金属矿山勘查科学研究所和中亚地质和矿物原料科学研究所推荐了两段磨矿混合-优先浮选流程（图3-1）。

在与螺旋直径为750毫米的分级机呈闭路循环的φ1200×1200毫米的球磨机中进行第一段磨矿。第一段分级机溢流中固体含量为40—45%，其中－0.074毫米粒级占45—50%。在类似的球磨机中进行第二段磨矿，并与φ75毫米的水力旋流器构成闭路，水力旋流器溢流中的固体含量为26—30%，其中－0.074毫米粒级占80—85.8%。铜、铅混合精矿在与水力旋流器构成闭路的φ900×900毫米的磨矿机中再磨，水力旋流器的溢流中－0.044毫米粒级达96%。

使用与水力旋流器构成闭路的φ900×600毫米的磨矿机对浮铜中矿进行再磨，旋流器溢流中－0.044毫米粒级达99%。

浮选槽容积为0.075米^{3}的铜、铅、锌浮选是在“米哈诺布尔-1”型机械浮选机中进行的。铜、铅混合精矿的分离流程包括了在容积为100升的调浆桶中矿浆与药剂一起搅拌，用两个“米哈诺布尔－1”型浮选槽进行铜粗选。在容积为30升的浮选槽中进行铜的扫选和铜精矿精选。搅拌分两次进行，第一次搅拌添加活性碳是用来解吸起泡剂，添加硫酸和硫酸亚铁使pH值调整到4—4.2。第二次搅拌添加亚硫酸钠或连二亚硫酸钠。大部分药剂都用玻璃旋塞计量，活性碳用盘式给药机给入。尾矿和精矿在盘式过滤机中过滤，取样用取样器沿矿浆流横断面截取，每30分钟取样一次。

每班取的样品有：第二段磨矿水力旋流器溢流，三次精选后的铜、铅精矿，铜铅浮选尾矿和锌浮选尾矿，锌、铅、铜精矿。

浮选药剂的最佳用量如下，克／吨。

黄药：

铜、铅粗选……35

铜、铅扫选……25

铜、铅精矿精选Ⅰ……10

锌粗选……50

锌扫选……30

铜扫选……10

亚硫酸钠（加至磨矿机中）……500

硫化钠（加至磨矿机中）……100

磺化煤（加至磨矿机中）……500

硫酸锌：

加至磨矿机中……1500

铜铅混合精矿精选Ⅰ……600

铜铅混合精矿精选Ⅱ……200
铜铅混合精矿精选Ⅲ……20
连二亚硫酸钠：
铜铅混合精矿精选Ⅰ……350
铜铅混合精矿分离……150
氰化物（铜铅混合精矿精选Ⅱ）……15
硫酸铁……300
重铬酸钾（铜精矿精选Ⅱ）……20
硫酸（铜铅混合精矿分离）……500
活性碳：
铜铅混合精矿再磨……350
铜铅混合精矿分离……500
硫酸铜：
锌粗选……500
锌扫选……100
石灰：
锌粗选…… 30—50
锌扫选……150
锌精选作业…… 300—600
Д-3（铜铅浮选）……30—50
Т-66（锌浮选）……50—60

在这种药剂制度下，进行选别的结果见表3-1。

半工业条件下多金属矿样的选矿结果(%)　　表3-1

产品名称	产率	品位			回收率		
		铅	铜	锌	铅	铜	锌
铅精矿	4.18	42.75	1.20	19.26	70.69	9.89	14.93
铜精矿	1.57	7.68	24.23	8.47	4.76	74.82	2.45
锌精矿	7.12	2.59	0.58	58.35	7.30	8.12	77.06
尾　矿	87.13	0.50	0.06	0.34	17.25	7.17	5.56
原　矿	100.00	2.25	0.52	5.39	100.00	100.00	100.00

矿石长期堆存会引起局部氧化，在最终尾矿中铅的损失提高，黄药的用量也要增加。

铜铅矿样是绿泥石化和碳酸盐化且呈不均匀浸染，黄铁矿呈细脉状，黄铜矿呈稀疏浸染的闪长石、正长闪长石和花岗闪长斑岩型矿石。硫化铜矿物（占83%）包括黄铜矿、铜蓝和辉铜矿。

矿样中的主要金属矿物（黄铁矿、黄铜矿、黝铜矿、辉铜矿和铜蓝）相互间边界弯曲，

复杂，紧密共生。辉钼矿赋存于硅质矿物中。主要有价矿物黄铜矿、辉钼矿的浸染粒度为0.04—0.2毫米，矿石中含铜0.16%；含钼0.005%，要注意从伴生组份中回收金、银、硫、铋、铼、铅、锌。

中亚地质和矿物原料科学研究所和国立有色金属科学研究所为铜钼矿石选矿推荐的设备联系图，如图3-2所示。

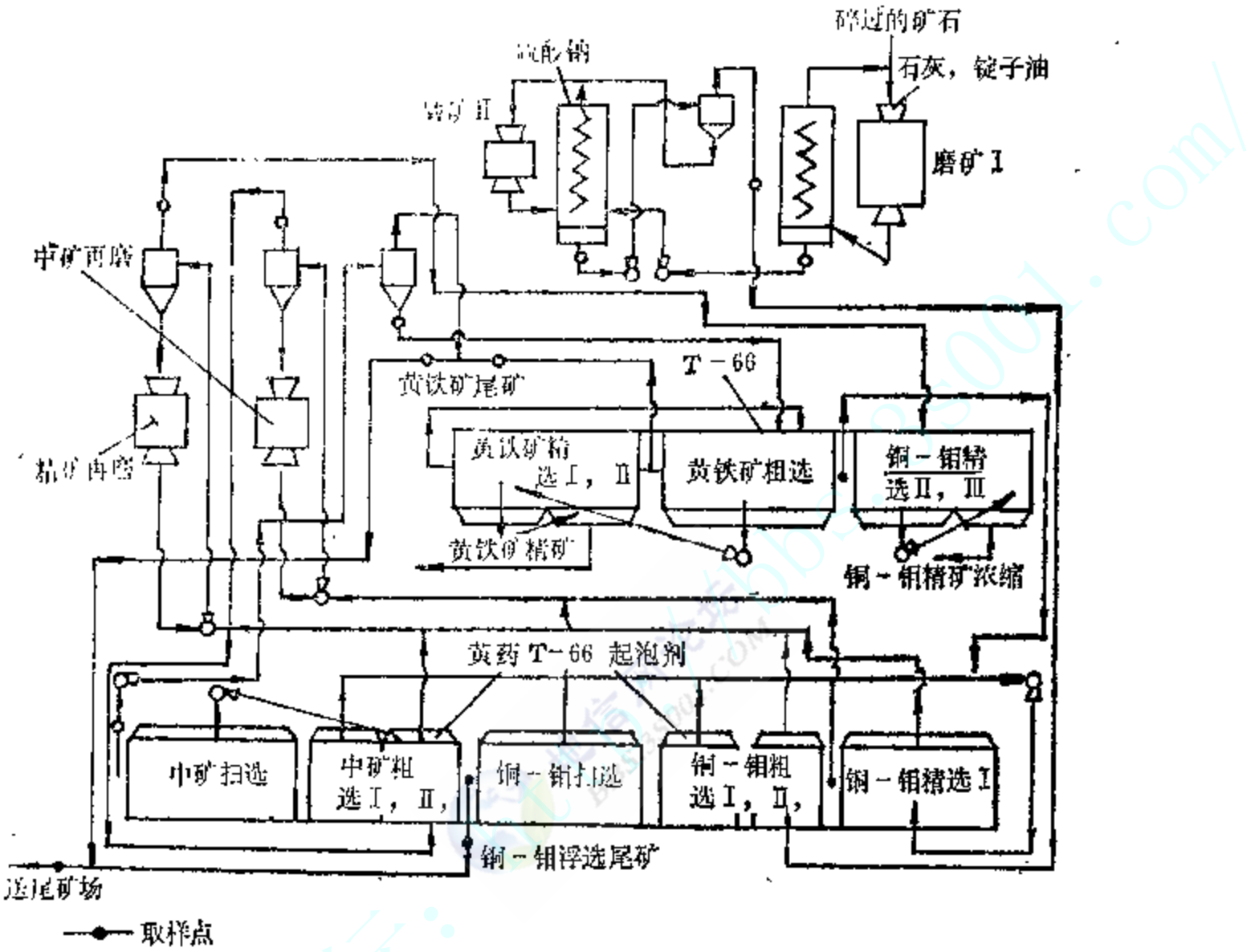


图3-2 铜钼矿石选矿设备联系图

通过两段破碎，将矿石碎至－0.074毫米粒级含量占14%，第一段破碎采用600×300毫米颚式破碎机，第二段破碎采用φ600毫米的圆锥破碎机，圆锥破碎机排矿口调至20毫米，在这种条件下，破碎产品中＋20毫米含量不超过3—10%。

所推荐的选矿流程预先估计到要进行两段磨矿，将矿石磨至－0.074毫米65—70%，一段磨矿的磨矿机与螺旋分级机构成闭路，二段磨矿在螺旋分机级中进行预先分级，在水力旋流器中进行检查分级。

在磨矿产品与分级产品筛分分析的础基上，确定一段磨矿循环负荷为16%，二段磨矿循环负荷为55.9%，精矿再磨作业的循环负荷为157.7%，中矿再磨的循环负荷为87.5—83.3%。

矿石浮选时加入下列药剂：在一段磨矿中加入石灰和锭子油；在浮选机中加入丁基黄药和异丙基黄药的混合物（1：1），硫酸钠，起泡剂T-66。

表3-2为根据总的取样资料列出的水力旋流器溢流（铜钼粗选的给矿）粒度特性；

混合浮选循环的调整包括调整矿浆浓度、各作业的药剂制度和准确的浮选时间。试验初

铜钼粗选给矿粒度特性（%）　　表3-2

粒级（毫米）	产率	含量		分布率	
		铜	硫	铜	硫
+0.2	5.0	0.15	1.33	4.7	2.5
-0.2+0.15	10.0	0.14	2.75	8.8	10.3
-0.15+0.1	9.5	0.14	3.78	8.3	13.4
-0.1+0.074	8.5	0.17	3.36	9.0	10.7
-0.047+0.044	30.9	0.16	2.51	31.2	28.9
-0.044+0.02	18.5	0.17	2.44	19.8	16.8
-0.02+0.01	10.0	0.17	2.38	10.6	8.9
-0.01+0	7.6	0.18	2.99	8.6	8.5
原矿	100	0.16	2.68	100	100.0

期浮选机用装有四个刮泡器的刮板刮出精矿，因为精矿质量较低，需要进一步降低精矿产率，为此精选作业换成装有两个刮泡器的刮板，并在第二次精选中，通过改变石灰和起泡剂T-66的用量，来调整精矿的产率和质量。

表3-3列出了拆除刮板后的流程各指标平衡时浮选循环的工作特性资料。

混合浮选循环中的药剂用量，克／吨：

丁基黄药：

铜钼粗选Ⅰ……19

铜钼扫选……4

尾矿浮选前……4

中矿粗选Ⅰ……3

锭子油：

第一段磨矿……8

尾矿浮选前……12

T-66：

铜钼粗选Ⅰ……40

尾矿浮选前……10

硫酸钠：

第二段分级机溢流……50

铜钼扫选……11

石灰：

第一段磨矿……1500

铜钼精选Ⅱ……500

从中矿扫选的尾矿中再补加丁基黄药10克／吨，T-66 15克／吨，分选出黄铁矿。

第二段试验中铜钼矿浮选循环的工作特性　　表3-3

浮选参数	粗选Ⅰ	粗选Ⅱ	扫选	尾矿再选	精选Ⅰ	精选Ⅱ	精选Ⅲ	中矿粗选Ⅰ	中矿粗选Ⅱ	中矿扫选
浮选机的槽数	2	2	2	2	2	4	2	1	1	2
槽子的容积（米³）	0.32	0.32	0.32	0.32	0.32	0.03	0.03	0.32	0.32	0.32
矿浆中的固体含量（%）	29.1	29.2	29.2	30.9	11	9.7	12.4	8.75	9	9.5
给入矿浆的速度（升／分）	0.0094	0.091	0.088	0.027	0.028	0.023	0.003	0.039	0.029	0.024
矿浆在单槽中停留时间(分)	3.4	3.52	3.64	11.85	11.4	1.3	10	8.2	11.03	13.33
浮选时间（分）	7	7	7	22	22	5	20	8	11	27

在试验厂选矿时，混合精矿的平均产率为0.55%。精矿进入СЦП-2型浓缩机中。在试验厂的试验室里进行铜钼分离。分离作业的固体含量为50—55%。

铜钼精矿的分离是在温度为80—90℃的条件下，用硫化钠抑制硫化铜和硫化铁的办法进行的。分离流程包括钼的一次粗选和五次精选。

铜钼混合精矿的分离是容易的。经过2—3次精选后钼在泡沫产品中的含量达27—33%。钼的精选在50—60℃的热矿浆中较为有效。硫化钠用量为每吨混合精矿18—24公斤。抑制剂用量高表明了在混合精矿中可浮性好的黄铁矿含量高，同时，还表明粗选应在稍热的矿浆中，进行。经过五次精选后可获得含钼30%、铜0.5—1%的钼中矿。钼回收率为88—95%。

浮钼尾矿就是铜精矿，在分离作业中硫化钠的剩余浓度（克／升）为：粗选0.6—1，精选Ⅰ 4.2，精选Ⅱ 6.4，精选Ⅲ 5.9，精选Ⅴ 9。在浮选循环中锭子油的用量为每吨混合精矿100克，硫化钠的用量为每吨混合精矿10—15公斤。铜钼矿选矿结果见表3-4。

铜钼矿选矿验试结果（%）　　表3-4

产品名称	产率	品位			回收率		
		Cu	Mo	S	Cu	Mo	S
铜精矿	0.629	17.71	0.051	39.92	67.01	6.44	9.37
钼精矿	0.009	1.07	32.21	20.12	0.08	57.98	0.07
黄铁矿精矿	2.533	0.1	0.002	51.2	1.53	1.01	49.12
尾矿	96.838	0.054	0.0018	1.73	31.4	34.57	41.44
原矿	100.00	0.168	0.005	2.64	100	100	100

中亚地质和矿物原料科学研究所提出了**钨矿石**选矿的联合流程，这种含钨矿石类型有矽卡岩化石灰岩型，强烈碳酸盐化辉石、硅化辉石型，辉石-石榴石型，含有浸染状和细脉状硫化物的辉石-硅灰石矽卡岩型，蚀变花岗闪长岩型。该试样中白钨矿分布极不均匀；其粒度范围为0.01—0.25毫米。试样中WO_3含量为0.38—0.39%，碳酸盐含量为46%。

试样的矿物成分，矿物粒度如下：

矿物名称	含量,%	解离粒度，毫米	矿物名称	含量,%	解离粒度，毫米
方解石	45.93	0.01—5（0.01—1）	辉石	15	0.034—1.5(0.05—0.8）
白钨	0.47	0.01—1.7（0.01—0.25）	石英	5	0.01—3（0.01—0.3）
斜长石	19.1	0.8—1.1（0.8—1）	钾长石	—	0.8—1.5（0.8—1.2）
透闪石	10	细纤维状，针状颗粒	石榴石	0.9	0.1—0.8（0.1—0.5）
绿泥石	0.44	0.01—0.02（0.01—0.02）	硫化物	2.21	0.01—2（0.01—0.3）
绢云母	1	细鳞片状集合体			

注：括号内表示大多数矿物的解离粒度范围。

根据白钨矿的不均匀分布和比重差较大的特点，决定用重悬浮液预选。

因为硫化矿中的硫和砷对白钨矿精矿是一些有害杂质，所以在钨矿石选矿时预先浮出硫化矿是必要的。为此采用黄药和锭子油与起泡剂T-66三种药剂的混合剂作为捕收剂，硫化钠和硫酸铜为活化剂。硫化物产品送尾矿场。

按照彼得罗夫法精选白钨精矿。浓缩的精矿（50—60%固体），在3—5%的水玻璃溶液中进行蒸汽吹洗，温度为85—90℃。吹洗后碳酸盐和石英被抑制，而白钨仍保持着可浮性。但彼得罗夫法不能保证完全排除磷灰石和重晶石，因此，还要采用稀盐酸浸出精矿。

图3-3表示用硅铁悬浮液预选后获得的硫化矿和白钨矿的浮选工艺流程。

将选矿产品（包括－100＋6毫米粒级的重产物，未经选矿的25—0毫米的粒级，以及粒度6—0毫米的分级返矿）用皮带运输机输送至КДК1650／22型圆锥破碎机进行细碎，然后再用皮带运输机送到贮存已碎产品的矿仓。细碎产品的粒度组成如下：

粒级(毫米)：	＋50	－50＋25	－25＋15	－15＋10
产率（%）：	18.1	49	7.5	8.4
粒级（毫米）：	－10＋1	－1＋0.074	－0.074	
产率（%）：	15.5	2.9	0.6	

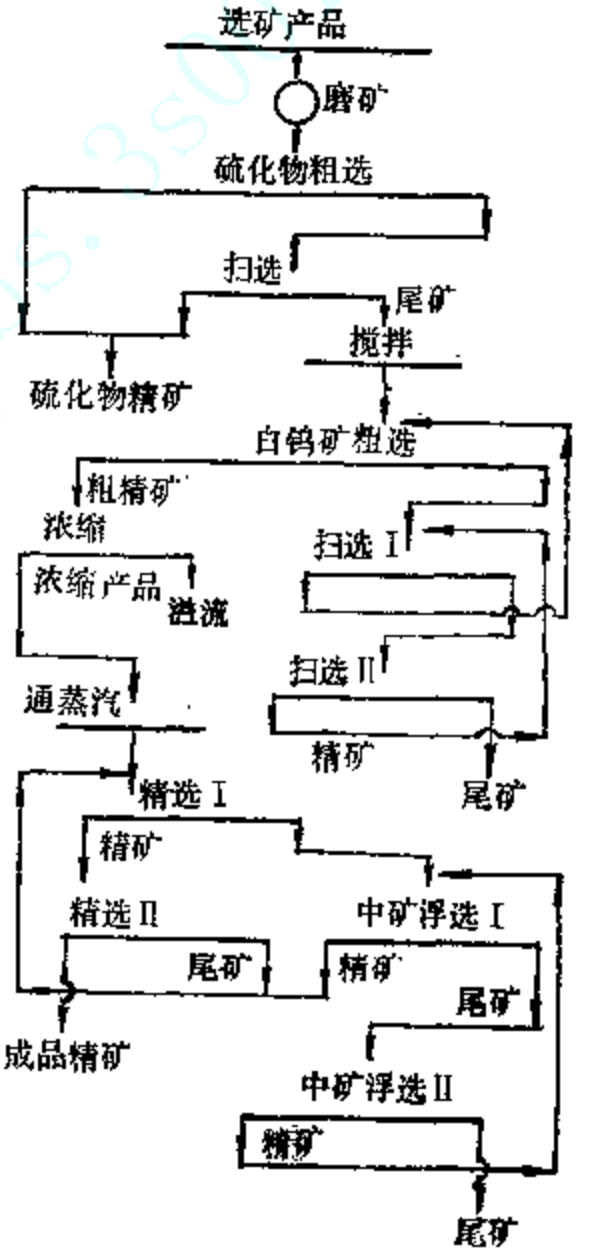


图3-3 从选矿产品中浮选硫化物和白钨矿的工艺流程

用带式给矿机和运输系统把矿石送到磨矿前的贮矿仓。磨机的给料采用带式给料机。格子型球磨机与螺旋分级机构成闭路。

分级机溢流进入到M5浮选机中进行硫化物浮选，在浮选机的第一个浮选槽内加入浮选药剂（淀子油用滴管式给药机，其它药剂用一般给药机）。

前面四个槽进行粗选，接着两个槽用于硫化物的扫选，硫化物循环所得的泡沫产品用НП-2型泵送至尾矿场。白钨矿浮选在14个槽中进行。矿浆在КЧ-1.8型调浆桶中进行加热。

用浓缩机浓缩白钨粗精矿，浓缩的粗精矿在85—90℃条件下与水玻璃一起在КЧ-2.5型调浆桶中进行搅拌。精矿精选在装有12个槽的М3型浮选机中进行。最终精矿用酸浸出。浓缩机溢流用泵送至尾矿场。

磨矿作业调整的主要任务是在一定条件下获得浓度为20—30%，细度为80%－0.074毫米的分级溢流。磨矿和分级的最佳制度是：磨矿机的溢流浓度为45—50%，分级机溢流浓度为21—23%。

根据磨矿和分级产品的筛析结果确定返砂量为336.5%。浮选循环包括硫化物的粗选和扫选，白钨矿粗选和二次扫选，二次精选及第一次精选尾矿的再选（即中矿浮选），结果见表3-5。

浮选循环的特性 表3-5

作业	浮选槽数（个）	槽的容积（升）	固体含量（%）	浮选时间（分）	用于运输的槽数
硫化物浮选					
粗选	4	1350	22	10	3
扫选	2	1350	21.8	10	1
白钨矿浮选					
粗选	6	380	21.1	12	2
扫选Ⅰ	4	380	18.3	5	2
扫选Ⅱ	4	380	18.5	7	2
精选Ⅰ	3	380	26	7	2
精选Ⅱ	3	380	24.8	7	2
中矿再选Ⅰ	3	380	23.3	21	2
中矿再选Ⅱ	3	380	23.1	21	2

磨矿产品的粒度组成，%

级别，毫米	－0.5＋0.25	－0.25＋0.1	－0.1＋0.074	－0.074＋0.044	－0.044＋0
溢流：					
磨矿	7.5	21.8	38.1	19.7	12.9
分级	—	4.7	20.3	30.4	44.6
分级返砂	29.9	19.7	30.3	16.6	3.5

浮选循环的调整包括确定浮选时间和药剂制度。

最佳条件下的药剂制度如下，克／吨：

丁黄药：

硫化物粗选前的搅拌……100

硫化物扫选…… 50

油酸：

白钨粗选前的搅拌…… 30

白钨粗选…… 30

白钨扫选Ⅰ…… 30

白钨扫选Ⅱ…… 30

白钨中矿浮选Ⅰ……5

苏打灰…… 1500

锭子油：

硫化物粗选…… 10

硫化物扫选……5

水玻璃：

白钨粗选前的搅拌…… 1500

白钨粗精矿的蒸汽吹洗…… 7000

硫化钠（硫化物粗选前的搅拌）……200

硫酸铜……250

T-66…… 100

按照规定的工艺制度确定了工艺指标。

在半工业试验中已暴露出使过程发生困难的一些不足之处，並在某种程度上影响着最终结果。其中最主要的是：

从试验室的试验转到大容积浮选机的半工业试验时，浮选过程会产生相当大的变化，即泡沫特征的变化——泡沫变得较大，使浮选机的相对容积减小；泡沫在矿浆中运动的流体动力学改变了；矿浆的充气不足，浮选速度下降。

制备的油酸乳浊液（浓度为1%）由于周围环境温度低（冬天试验时）而不够稳定。制备乳浊液时，用机械搅拌法也不能完全代替在专门设备中的乳化作用。

由于浮选过程中的主要特征改变了，相应地浮选指标也发生了变化：泡沫产品的产率增加，在泡沫产品中被回收组分的含量下降。

在大浮选机内浮选白钨时产生很多的气泡。泡沫很粘、很牢固，在精矿溜槽中很久不破裂。为了破坏这种泡沫需要提高冲洗水的用量。由于工厂自来水网的水温较低（5—10℃），所以浆矿要预热至25—30℃。为了进行预热在白钨粗选前的调浆桶内通入新蒸汽，在加温的作业里也通入新蒸汽，以使温度达到85—90℃。

在半工业试验中重悬浮液预选循环要选择合适的悬浮液密度、破碎产品的粒度等工艺参数。采用下列方法检查重悬浮液选矿过程：每30分钟检查一次悬浮液的密度（用有刻度的器皿人工采取悬浮液样品，並称重）；分析轻产物和重产物中WO_3的含量，分析25～0毫米级

别中、分级机返砂，以及分级溢流中WO_3的含量。定期进行轻、重产物和破碎产品的筛析（在试验期间筛析4次）。在运动着的皮带上截取一米长的物料来测定轻产物的产率。定期测定（每班3次）25—0，6—0毫米级别的产率。

为了测定WO_3的含量要对已碎矿石、25—0、6—0毫米级别的轻、重产物进行取样。所取试样在联合破碎机上破碎、缩分、并制成化学分析样。

重悬浮液选矿时作为最佳的悬浮液密度采用2.75克／厘米^3。在最佳条件下，重悬浮液选矿结果列于表3-6。

最佳条件下的重悬浮液选矿结果（%） 表3-6

产品名称	产率	品位		回收率	
		三氧化钨	硫化物中的硫	三氧化钨	硫化物中的硫
轻产物	38.0	0.024	0.25	2.2	11.3
重产物	34.5	0.84	1.17	74.6	50.8
次生矿泥	0.1	0.35	0.74	0.1	0.1
25～0毫米级别	24.3	0.31	1.04	19.5	31.7
分级机返砂	5.0	0.27	0.96	3.5	6.0
分级机溢流	0.1	0.32	0.79	0.1	0.1
原矿	100	0.39	0.80	100	100

在各班取样分析结果的基础上对重悬浮液选矿的数质量流程和矿泥流程进行计算。

重悬浮液选矿的耗水量如下，米^3／时：

给水：

原矿 …… 0.76
冲洗矿粉 …… 22.71
冲洗悬浮体 …… 17.65
制备悬浮液 …… 61.34
合计 …… 102.46

由各产品带走的水：

筛下产品25—0毫米 …… 0.18
分级机返砂Ⅰ …… 0.22
浓缩机溢流 …… 38.73
重产物 …… 1.1
轻产物 …… 1.15
分级机返砂Ⅱ …… 0.002
浓缩产品 …… 0.08
磁性产品Ⅰ …… 5.78
磁性产品Ⅱ …… 1.45

标准悬浮液…… 53.77

合　　计……102.46

在重悬浮液选矿作业中新鲜水的用量共计9.96米^3／时。

重悬浮液选矿结果获得了选矿产品，並分出了产率为36.15%的最终尾矿。

从选矿产品中（重悬浮液预选后的产品）浮选白钨矿和硫化物的结果见表3-7。

选矿产品的浮选结果（%）　　表3-7

产品名称	产率		品位		回收率			
					对作业		对原矿	
	对作业	对原矿	硫化物中的硫	三氧化钨	硫化物中的硫	三氧化钨	硫化物中的硫	三氧化钨
精矿：								
硫化物	7.59	4.85	11.97	0.32	78.9	4.0	69.9	3.9
白钨矿	0.9	0.57	0.27	55.26	0.2	82.9	0.15	81.0
尾矿Ⅰ	62.17	39.7	0.23	0.06	12.2	6.2	10.8	6.0
尾矿Ⅱ	29.34	18.73	0.34	0.14	8.7	6.9	7.7	6.75
选矿产品	100	63.85	1.15	0.6	100	100	88.55	97.65

为了提高精矿质量采用盐酸浸出精矿（见表3-8。）

精矿浸出试验结果（%）　　表3-8

产品名称	产率		品位WO_3	回收率	
	对作业	对原矿		对作业	对原矿
精矿：					
浸出后	0.72	0.41	68.6	82.6	80.7
浸出前	0.8	0.57	55.26	82.9	81.0
浸　渣	0.18	0.16	1.0	0.3	0.3

浸出结果获得了高质量精矿，其回收率实际上没有损失。

浸出作业中盐酸用量是90公斤／米^{3}溶液（50克／吨矿石）。

第二节　贵金属矿石

贵金属矿石选矿通常采用联合流程，例如重选与重选尾矿的浮选或氰化法的联合流程。较少采用单一的湿法冶金流程（通常是处理含细粒金的氧化矿石），或者单一浮选流程（处理与硫化矿伴生的细粒原生矿石）。

在很多情况下，开始安装设备之前要用连续闭路试验的小型设备，对推荐的扩大试验流程中的重选部分进行验证试验。这种小型设备可以按标准重选流程（图3-4）配置。进行流程试验之前可作必要的改变和补充。

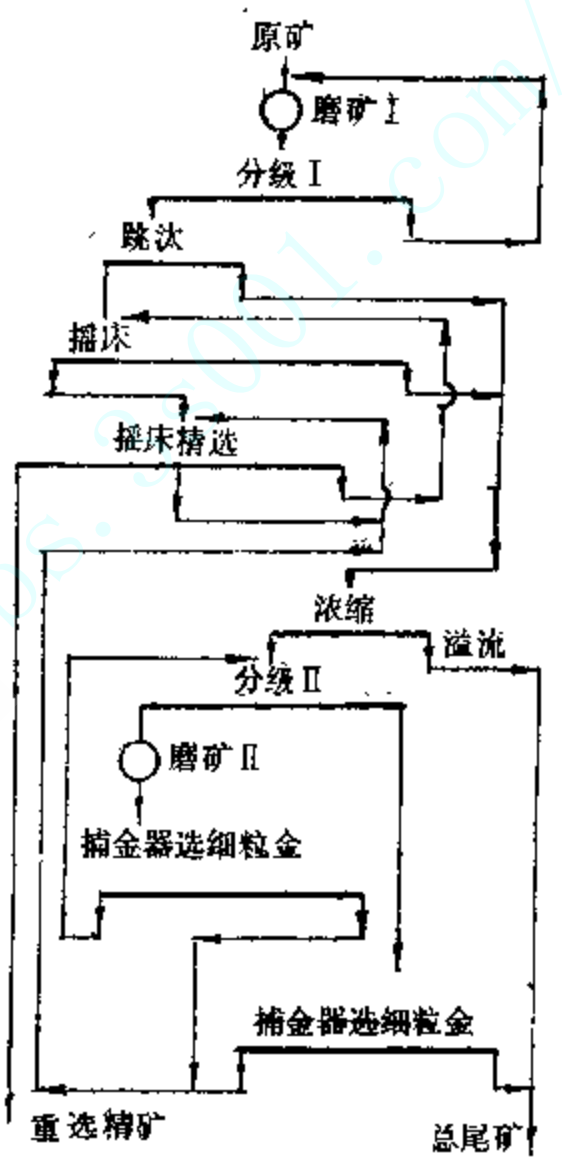


图3-4　含金矿石小型设备扩大试验的标准重选流程

通常在扩大试验中获得的数据可以为推荐流程提供资料，还可以对半工业试验的工艺制度作必要的改变，从而避免以后作重大的修改和非生产性时间的浪费。

在安装含金矿石重选半工业试验流程的设备和管道时，应该考虑到一些预防措施，防止自然金和含金硫化物聚积在各种设备的工作空间，如砂泵的接矿槽、流槽和管道中；

设备的组合应当根据流程中物料流动的情况，考虑设备配置紧凑，以免远距离输送；

主要选矿产品应按流程自流输送；

为了预防金的聚积，采用的自流水力输送粒状物料的斜槽(弧形槽底)和管道应当安装成最大的倾角(30—45°)，並且不能有水平区段和“死角”；

泵到接收池之间的压力管道应当倾斜，以便在砂泵停止工作时物料能自流排出；

选矿机安装在Ⅰ段磨矿机的排矿口处，以便筛上产品返回磨机，还有人建议用螺旋运输机输送返回矿砂，在螺旋运输机的槽内不能聚积自然金。

矿浆输送的全部作业都要有备用砂泵；

在安装绒面溜槽时应有在不停产时清洗溜槽的备用设备；

所有选矿产品的取样都应预先准备好装有接矿漏斗高度为200—300毫米的管子；

为了对总尾矿进行混匀和取样，应将所有废弃产品在混合槽中混匀（如ΦMP4浮选机的槽子）。

对于矿石自磨和重介质选矿流程的组装，建议在单独的车间或者在有中间矿仓的特殊地方安装，因为通常与主流程的生产力相比，该作业的生产能力较高。

在复杂的浮选流程试验时，应先在试验室或扩大试验条件下对所推荐的流程适当地进行检查(在容积不大的选矿设备中进行)，以确定用当地的水和工业试剂进行浮选的工艺制度，并证实原则上有可能获得试验室选矿试验报告中所列举的数质量选矿指标。在连续试验条件

下确定主流程的工作制度，精选与扫选作业的次数，中矿分选的条件和中矿单独处理的合理性等。图3-5为一个试验厂组装的标准浮选流程图，设备明细表见表3-9。

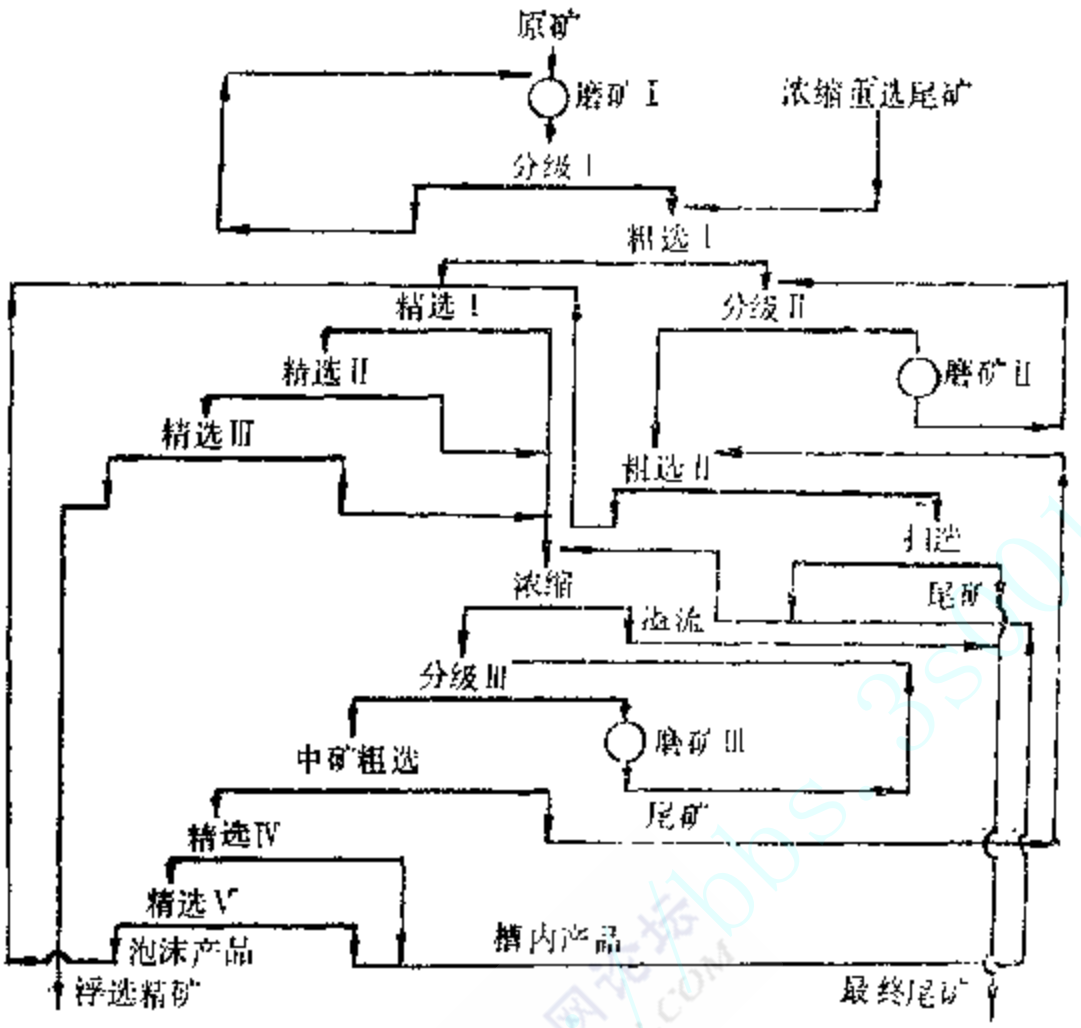


图3-5　一种贵金属矿石扩大试验的标准浮选流程

浮选扩大试验设备的技术特性　　表3-9

设备名称	型号	处理量(公斤／时)	制造厂
球磨机	МШр-320×240	60—90	斯达哈诺夫水力设备机械厂
螺旋分级机	КС-1.5	60—90	同　上
试验室用浮选机			
每个作业按4槽	ФМЛ-25	—	德聂普朗彼得洛夫矿山设备机械厂
每个作业按2—4槽	ФМЛ-12	—	同　上
塔形沉淀池	—	—	非标准型
水力旋流器	ГЦ-4	—	同　上

注：选矿中间产品的运送用浮选机配件厂生产的ФМЛ-12型立式砂泵。

在扩大试验厂进行流程试验之前，应当按照建议的工艺作一些修改和补充。

设备的安装与重选流程一样，要采取措施，防止自然金的聚积。

应按照试验室的资料，根据每个作业所需时间，选择必要的浮选工作线和搅拌槽容

积。因为半工业浮选机与试验室的浮选机相比矿浆流动速度较小，所以在安装粗选作业的浮选机时最好预先准备一定的备用浮选机。精选作业最好用规格比较大的浮选机，精选需用浮选药剂处理（碳酸钠、硫酸铜、黄药、T-66）时，一般不要求安装搅拌桶，药剂可直接加入浮选的矿浆中，並按浮选作业线在各槽中分配药剂。

硫酸铜和其它腐蚀性的药剂溶液用耐酸材料的大桶装，溶液的运送用不锈钢管，或者其它材料（聚乙烯、聚氯乙烯塑料等）制成的管子。

在一个按照不同工艺流程组装的试验厂中，进行各类贵金属矿石半工业试验，所得结果都比较低。

氧化金银矿石的直接金泥氰化流程试验 对含细粒自然金、银的金-银氧化矿样，可按全泥氰化法进行试验。此外，试样中的银是以角银矿、硫银矿、辉银矿、碲银矿、硒银矿、辉锑银矿和其它矿物（主要以硫酸盐的形式存在，其它硫化矿中，如黄铁矿、白铁矿中也含有银(占银总量的1.5%)、金和银矿物的浸染粒度为0.003—0.1毫米，少量达0.3毫米，脉石矿物主要是石英、绢云母、长石、石膏、云母、碳酸盐等。

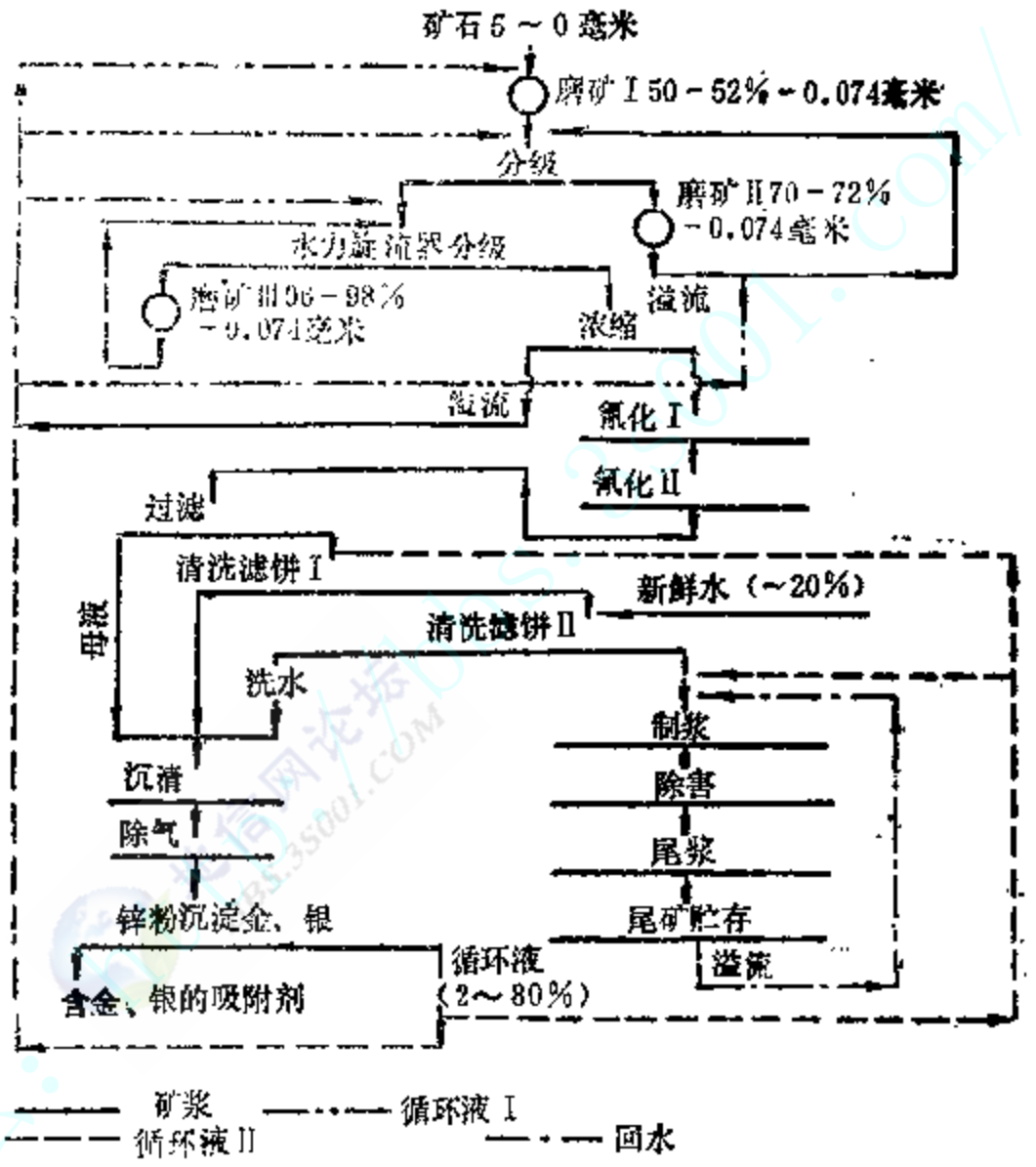


图3-6 氧化金-氰矿石的全泥氰化流程

试验是按图3-6所示的标准流程进行的。

将粒度为200—0毫米的原矿进行四段破碎；第一段粗碎用颚式破碎机开路破碎至80毫米；第二段中碎用圆锥碎矿机碎至40毫米，用筛孔为12毫米的惯性单层振动筛进行控制筛分；第三段细碎用短头圆锥碎矿机开路碎至12毫米以下。

由于小型磨矿机湿式磨矿的给料粒度不应大于5毫米，因此需要用联合碎矿机（颚式碎矿机＋对辊机）组成。第四段破碎将矿石碎至小于5毫米。联合破碎机与筛孔为4×4毫米的惯性振动筛组成闭路。

用103A-yC成套磨机设备中的430×450毫米的球磨机进行三段磨矿。第二段磨矿磨机与直径为150毫米的单螺旋分级机组成闭路。I段和II段磨矿的排矿合并后给入分级机，分级机的溢流和III段磨矿的排矿一起给入水力旋流器。

用设备的最佳工作制度调节磨矿分级工段，计算出返砂量和按新形成的粒级计的I—III

段磨机的单位生产率。

水力旋流器的溢流在直径1500毫米的圆锥分级机中预先浓缩后进行磨矿产品的氰化。最适宜的浓缩制度是：沉砂固体含量32—42%，单位浓缩面积1.1米^2／吨·昼夜。沉砂浓缩层的高度0.164米。

氰化作业是在两个串联的型号为KC-1.6的槽中进行，每槽容积为1.35米^3。用转速为300转／分的螺旋搅拌器搅拌矿浆，用PMK-3型鼓风机连续给入空气使矿浆充分氧化。鼓风机出口处的工作压力为48千帕，每槽耗气量为0.75米^3／分。

根据湿法冶金设备的生产能力与送去氰化的浓缩物料的密度，氰化浸出时间通常为36小时。

使用的药剂是：石灰、氰化钠、硝酸铅、锌粉和次氯酸钾。

矿浆中氰化物的浓度保持在0.18—0.21%，pH值为为10.8—11.2，矿浆中的贵金属浸出以后，在四室框式过滤中进行过滤。过滤机的第一室真空度80千帕，用来分离母液，第二室是用分离洗涤水1产生的溶液来清洗滤饼，第三室是用洗涤水2制备的新鲜水来清洗框上的滤饼，第四室在常压下用部份返回液Ⅱ和新鲜水将滤饼制浆，然后用次氯酸钾除去氰化物再排放到沉淀池中。

过滤箱是由四个彼此相连的与真空系统接通的框组成。一个过滤周期的时间是31分钟；滤饼水份为25.5%

框式过滤机按滤饼计的单位生产率是4.06吨／米^2·昼夜。

按矿石加工流程，金银溶液是由母液、洗涤液1和洗涤液2组成。滤液在混匀、澄清之后，在由两个水力捕金器组成的系统中，在真空度为70—80千帕的条件下进行脱氧，水力捕金器容积为0.45米^3，悬吊高度12米，捕金器的贮金容器是密封的。其次用带水封的砂泵（为避免空气吸入）在一定的压力下，将溶液送至预先铺在过滤沉淀器上的锌粉层上。

析出的金银，在直径500毫米，过滤面积为0.2米^{2}的框式过滤机上过滤，建议药剂用量—沉淀用的锌粉为252.5克／吨·矿石。

金与银呈粉末状析出，而作为返回液Ⅱ的氰化溶液送至回水供水系统。

处理矿石的整个试验过程采用内循环用水流程。由于矿石金银含量低，相应地在溶液中金银浓度也低，因此借助于返回液的循环使用，来提高溶液中金银的浓度。圆锥分级机的溢流和部份返回液Ⅱ（比例为2∶1），一起送至磨矿与分级回路，以便富集其中的金银。回水Ⅱ用于第一次清洗滤饼的作业中，并在其净化前进行制浆。

制定总取样流程图以后，要计算数-质量流程和矿浆流程，分班进行工作总结，并按矿石作出工艺平衡表和商业平衡表。

处理一吨矿石所消耗的水量为6.5米^3，其中新鲜水量0.8米^3（12.5%），回水5.7米^3（87.5%）。

金银沉淀物的金属回收率为：Au 64.5%、Ag 89.4%。

尾矿系统(液相)含0.5—2毫克/升CN^-离子和0.2—0.5毫克／升CNS^-离子。除此之外还必须计算氰化物与硫氰化物在构成尾矿的造岩矿物表面上的吸附能力。为了防止对环境的污染，尾矿排至尾矿场以前，需用次氯酸钾净化，次氯酸钾中活性氯的浓度为1.5—3%。净化是在容积为0.8米^{3}的搅拌桶中进行的，搅拌时间为10分钟。按活性氯计的次氯酸盐的用量为

1000克/吨·矿石(400克/升·矿浆)。这样就可保证在净化过的尾液中剩余的活性氯的浓度为20—50毫克/升，保证不存在氰化物和硫氰化物。

按重选流程对主要有价组分为自然金的氧化金矿石进行试验，然后将重选尾矿进行浸出吸附[21]。矿石中主要金属矿物是：黄铁矿、毒砂、黝铜矿、铜、铅、砷和锑的硫酸盐、氢氧化铁、黄钾铁矾、臭葱石等。主要非金属矿物为：石英、绢云母、长石、高岭石等。

试验设备包括两个磨矿和分级系统、跳汰、摇床和重选尾矿的浓缩再磨(图3-7)。

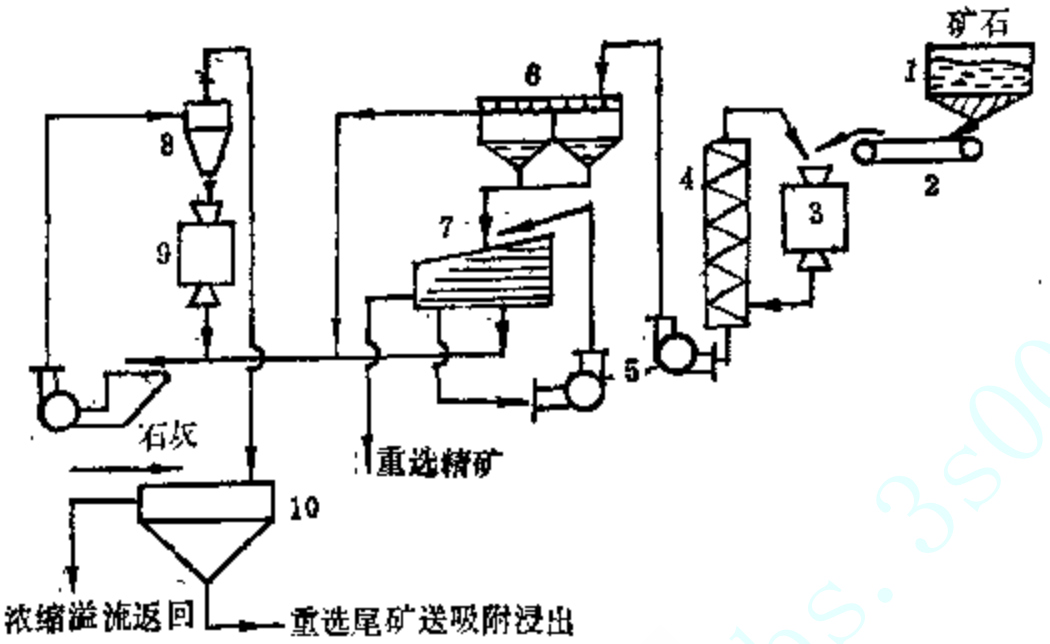


图3-7 重选循环设备联系图

1—10米³矿仓；2—皆式给矿机；3—1200×2400球磨机；4—1KCH5—型分级机；5-ЦП-1.2型砂泵；6—跳汰机；7—CKM-4型摇床；8—φ150毫米水力旋流器；9—1800×2500毫米球磨机；10—浓缩机

浸出吸附系统是单独安装的，由一个容积15升的预先氰化浸出搅拌槽，和7台由中亚地质和矿物原料科学研究所设计的容积为2.5升的空气搅拌浸出槽组成(图3-8)。

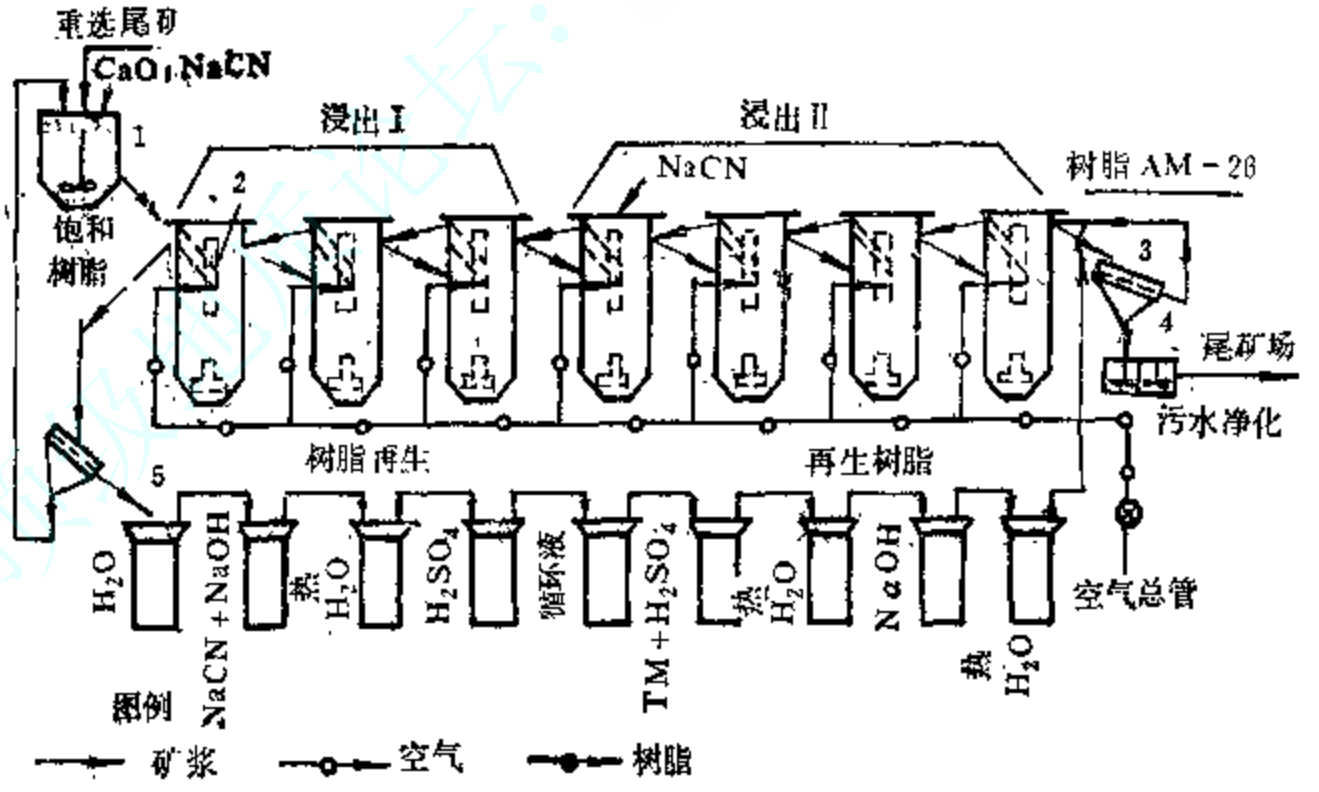


图3-8 吸附浸出和树脂再生循环的设备联系图

1—先预氰化搅拌筒；2—空气搅浸槽；3—50×100毫米筛子；4—ФМ12型浮选槽；5—再生柱

在重选试验的调整阶段，选择了分级机与水力旋流器溢流的浓度，磨矿机溢流的浓度，测定了磨矿、分级、跳汰、摇床的用水量，以及摇床精矿和跳汰重产品的产率。

重选循环调整的困难就在于在重选开始，金就沉积在磨矿机和分级机里，并沉积在溜槽里和摇床来复条下面及缝隙中，在这种情况下使重选循环的调节比较困难。

重选循环包括跳汰和摇床作业。试验是采用双室20BM-1型隔膜跳汰机。

跳汰给矿固体含量为32%、物料的最大粒度为0.25毫米，跳汰时获得的重产品固体含量为34.6%、产率为19.5%，轻产品固体含量22.1%，产率80.5%。

为了进一步回收金跳汰机的重产品和返回摇床的中矿都作为摇床的给矿再选，试验是用CKM-1A型摇床。

摇床给矿的固体含量是25—34%，最大粒度为0.25毫米。

摇床精矿为重选的最终产品，摇床尾矿送去再磨。

由于金在中间容器中沉积，使金的回收率与精矿产率不能按实际产率计算，只能按工艺过程，即按矿石、重选精矿和尾矿中金的品位来计算。

在装有专用矿浆分配器的角锥沉淀池中浓缩，并在球磨机中再磨之后的部分重选尾矿送至小槽中以便进行预先氰化。用AM-2Б捕金器回收金。新鲜的离子交换剂进入最后的（按矿浆运动路线的第七个）空气搅拌浸出槽，被金饱和的树脂从第一个槽中排出，利用树脂和矿浆的逆流运动装入树脂，每次装进树脂的量不多（占矿浆体积的1%）；在已溶金随废弃的矿浆损失最小时，可最大限度地获得饱和树脂。

每个空气搅拌浸出槽的工作容积大约1.5升，空气搅拌浸出槽装有双功能的空气升液器：搅拌矿浆和树脂；输送矿浆至下一个空气搅拌浸出槽，而将树脂返回到上一个槽中；用空气升液器将矿浆和树脂给至筛网上，通过筛网流至斜槽而进入下一个空气搅拌浸出槽，此时空回树脂停留在筛网上，並沿筛网流到另一个斜槽上，然后自流进入前面一个空气搅拌浸出槽中。从最后一个空气搅拌浸出槽流出的贫矿浆进入双槽浮选机净化。

从浸出吸附系统分出来的被金饱和的树脂送至筛孔0.4毫米筛子上脱除矿浆；然后将矿浆再返回到第一个空气搅拌浸出槽。

从矿浆中分离出的树脂进入再生工段。

让树脂连续通过几个内装有再生溶液的再生柱来使它再生（表3-10）。

把再生树脂送到最后一个空气搅拌浸出槽。

吸附浸出的原料是磨细至85—91% －0.074毫米的重选尾矿。金的吸附浸出制度如下：

氰化钠原始浓度，%……0.08

石灰用量，公斤／吨……5

固：液……1：3

预先氰化时间，小时……2

浸出Ⅰ时间，小时……5

浸出Ⅱ时间，小时……7

往第四台空气搅拌浸出槽补加氰化钠溶液（占原始量的20%）。

在第七台空气搅拌浸出槽中，装入AM-2Б树脂，其用量是矿浆体积的1%。

按流程计算氰化钠的总用量为2.86公斤／吨·矿石。

树 脂 的 再 生 制 度　　表3-10

作业名称	温度（℃）	作业时间（小时）	溶液	溶液与树脂体积之比%
洗去矿泥	20	—	水	33
解吸Cu与Fe	60	48	NaOH（5%）NaCN（4%）	5
洗去氰化物	20	24	水	5
酸处理	20	24	H_2SO_4（2.5%）	5
解吸金	20	24	返回溶液	15
同上	60	720	H_2SO_4（3%）	5
洗去硫脲	60	24	水	5
解吸Zn和S	60	24	NaOH（5%）	5
洗涤	20	24	水	5

为判定吸附浸出过程使用了石灰和氰化钠的完全程度，要对矿浆液相进行化学分析，分析其中含游离石灰和氰离子的量。此外，还可测定由每个空气搅拌浸出槽中取出的以及过程前后的树脂试样中的金含量。

当过程快结束时液相矿浆中残留氰离子的量是31.8毫克／升、石灰为33.6毫米／升。所以可以认为选择的氰化钠和石灰的用量和浓度都是正确的。很显然第四空气搅拌浸出槽的浓度急剧降低：氰离子从357.5降至72毫克／升，石灰从236降至156毫克／升。

用苛性钠（用量0.05公斤／吨）在温度70℃、时间2小时（pH11.5）的条件下，从硫脲的酸性溶液中沉淀金。过滤后的沉淀物在温度100—110℃进行干燥，然后加入银进行灰吹处理。使用过的流脲溶液在树脂再生的过程中作为循环液再用，以便从中充分回收金和银。

按选金厂的实际资料，考虑到返回时树脂再生的药剂用量为，克／吨

氰化钠……100—200
苛性钠……250—500
硫酸……250—500
硫脲……100—300

AM-2Б树脂损耗一般是10—12克／吨矿石。

由于半工业试验所采用的空气搅拌浸出槽结构上的缺陷，在固：液＝1：2的条件下，吸附浸出工段操作不稳定（因为由矿浆中分出来树脂堵塞筛孔）。因此，要在固：液＝1：3时进行空气搅拌浸出，实际上，在这种条件下工艺过程不会受到破坏。

吸附浸出的主要产物是含金树脂。进入工艺过程的新树脂要进行三次再生。从矿浆中吸附金的树脂，三次通过所有再生作业。

在固：液＝1：3的条件下，树脂的加入量是32.5升／吨矿石（10.83公斤／吨矿石），干树脂的体积浓度是0.333公斤／升。

在树脂与矿浆接触过程中，除金以外还吸附（树脂溶胶物＞1%的物质）Si、Al、Mg、

K、Fe、Cu、Na、Zn。将三次返回(三次吸附-再生循环)的树脂燃烧得到的灰分进行化学分析，结果是：含0.001%Cu、0.001%Zn、3.7%Fe。用再生溶液能最有效的解吸Fe、Cu、Zn、S、Au。

树脂上金的作业回收率是92.8%（对原矿回收率60.5%），进入重选精矿和树脂吸附金的总回收率是93.8%。

污水净化研究表明矿浆的浓缩性差；磨细度91%－0.074毫米的重选尾矿浓缩的单位面积是1.33米^2／吨·昼夜；尾矿浆（吸附浸出之后）0.78米^2／吨·昼夜。在浓缩以前往矿浆中加入石灰500克／米^{3}能提高矿浆的浓缩速度，此时单位浓缩面积为0.65—0.52米^2／吨·昼夜。按流程不计回水的水用量是4.6米^3／吨。用漂白粉除去污水中有毒的氰化物，按活性氯计其用量1500毫克／升。

硫化金矿石的浮选 采用浮选流程对由暗灰色的砂岩和暗灰色至黑色的云母质粉砂岩组成的硫化金矿石样品进行了浮选试验[29]。岩石强烈高岭土化。试样中主要金属矿物的成分：黄铁矿、砷黄铁矿(粒径为千分之几毫米至0.65毫米)。88%的金与硫化物共生（矿石中硫化物占4.5—5%），3.7%与脉石矿物石英和页岩共生。黄铁矿和砷黄铁矿中的金呈超显微浸染，磨至40微米以下也不能单体解离。因此曾经采用浮选再用冶金方法进一步处理硫化金精矿的流程作为处理这类矿石的基本流程。两段碎矿，第Ⅰ段碎矿用500×800毫米颚式破碎机，第Ⅱ段碎矿用直径为1650毫米圆锥型破碎机。

已碎矿石用皮带运输机送至与螺旋直径为1500毫米的螺旋分级机呈闭路的2200×2500毫米球磨机中进行磨矿。分级机的沉砂返回磨机再磨，溢流自流至粗选Ⅰ，粗选Ⅰ是在“米哈诺布尔-3”型9槽浮选机（每槽容积0.35米^3，生产率按矿浆流速0.4米^3/分计算）中进行的。

粗选尾矿用砂泵送至2700×2100毫米球磨机中再磨。进入再磨的产品用直径150毫米的水力旋流器进行分级，水力旋流器的溢流进入粗选Ⅱ，粗选Ⅱ的尾矿进入扫选，最终尾矿送往尾矿场。粗选Ⅰ、Ⅱ的泡沫产品自流至精选Ⅰ、Ⅱ，精选Ⅰ、Ⅱ的尾矿与扫选泡沫产品及粗选Ⅰ的尾矿送去再磨。精选Ⅱ泡沫产品是成品精矿。粗选Ⅱ在9槽“米哈诺布尔-3”型浮选机中进行。以同样的浮选机对泡沫产品进行精选；扫选采用“米哈诺布尔-5”型7槽浮选机，总容积1.1米^3，按矿浆流量计处理量是0.6—1.6米^3／分。该机的容积能满足扫选的要求。但是，由于槽子数目少，浮选机直流式安装，所以在浮选过程中有时能观察到损失到尾矿中的硫化物“连生体”。

给入浮选的分级机和水力旋流器的溢流的粒度组成，决定磨矿参数。物料的粒度按0.07毫米（分级机溢流）和0.04毫米（水力旋流器溢流）来控制。

按上述流程磨矿（87%－0.074毫米）和再磨的参数如下：

球磨机装球量，吨：

Ⅰ段磨矿	2.8（80）
	4.7（60）
	3.75(50)
Ⅱ段磨矿	3　(40)

注：括号内为钢球的直径。

溢流中固体含量，%：

分级机……22

水力旋流器……13

Ⅰ段磨矿的磨机……55

Ⅱ段磨矿的磨机……74

浮选循环包括两次粗选，一次扫选和两次精选。

在开始试验期间的药剂制度如下，克／吨：

丁基黄药……120

起泡剂……150

苏打（在磨矿作业中）……3000

硫酸铜……800

在这种药剂用量下，试验初期得到的尾矿金的品位较高。

然而，用试验室的浮选机再选选矿厂的最终尾矿表明，尾矿中金的品位可降至最终尾矿所要求的品位。

为了继续改善浮选指标，将丁基黄药的用量提高到190克／吨、T-66的用量提高到200克／吨。

浮选作业线这样调整后，提高了捕收剂和起泡剂的用量，降低了扫选尾矿中金的品位。

由于洗涤泡沫槽中泡沫的水用量维持在最低的水平上，在这种情况下，按每月试验资料产品中的固体含量如下，%：

尾矿：

粗选Ⅰ……20

粗选Ⅱ……15

扫选……16

精选Ⅰ……14

精选Ⅱ……9

浮选流程和药剂制度调整好以后，进行了选矿产品的平衡试验。

在硫化物精矿中金对原矿的回收率为92%。

精矿浓缩单位面积为1.49米^2／吨·昼夜，添加聚丙烯酰胺（50克／吨）以后为0.85米^2／吨·昼夜，过滤浮选精矿时，过滤机的单位生产率与过滤时间有关，当滤饼中水分为24—25.8%时，过滤的时间为3—10分钟时，过滤机的单位生产率为0.068—0.107吨/米^2·时。

第三节　非金属矿产

硅灰石矿石　在格拉尼托戈尔选矿试验厂进行了硅灰石矿石的可选性半工业试验[24]。

供试验用的矿样重量为490吨，矿样是辉石-符山石-硅灰石，辉石-硅灰石矽卡岩和白灰岩的碎块。矽卡岩矿物相互紧密共生。

矿样的化学组成，(%)：CaO 45.41，SiO_2 31.4，Fe_2O_3 0.03，FeO 1.07，TiO_2 0.11，Al_2O_3 1.87，MgO 2.03，K_2O 0.2，Na_2O 0.23，CO_2 17.6，烧失量17.65。

矿样中主要有价矿物（含钙硅酸盐-硅灰石）组成了矽卡岩基质（33—35%）。此外，硅灰石还在石灰岩的洞穴里形成细脉和不均匀的浸染状结构。硅灰石主要呈细粒浸染。粗粒硅灰石常含有大量的辉石，方解石的包体，粒度为0.001—0.08到0.001—0.2毫米的石榴石和石英包体很少，个别硅灰石颗粒混入细粒碳酸盐，硅灰石的粒度为0.001—20毫米，其中0.08—0.1毫米的粒级占优势。

脉石是一些含铁矿物（%）：辉石 12，符山石 9，方解石 38—40，长石 3，石英 1—2。矿石中还有石榴石、黑云母、白云母、绿帘石、榍石、黄铁矿、氢氧化铁等。

硅灰石主要与造岩矿物——辉石紧密共生，使得很难得到合格的硅灰石精矿。按暂定技术标准BK-2级精矿中氧化铁含量应小于1%，灼烧后的产品氧化铁含量应小于1.5%，硅灰石应大于75%。

在半工业试验前完成的扩大试验室试验结果表明，在试验室研究中制定的流程（矿石先磁选后浮选）应作相应的修改。

业已确定，硅灰石矿石在磨矿粒度为2—0至0.25—0毫米时，用5CKB型工业选矿机能够有效地进行湿式分选，而矿石的细粒部分（0.05—0毫米）用螺旋溜槽选别是合理的。因为细粒级磁选的效果不好（甚至不能有效地从粗粒中选出含铁矿物）；预先浮选分出方解石能提高磁选效果，因为大部分矿泥都进入了方解石产品。在矿石粗磨（0.25—0毫米）条件下，方解石粗选能够顺利地进行，然而，为了获得含方解石中等的硅灰石精矿，扫选时要求细磨（80%－0.074毫米），方解石粗选时的药剂制度包括苏打，塔尔油与棉籽油加工废品的混合物，水玻璃和ОП-4起泡剂，为了充分地进行方解石的浮选，在流程中必须包括再选作业，实际上，这也很难得到含方解石很低的浮选尾矿，浮选尾矿中硅灰石和方解石的含量都很高。

为了进行试验，拟定了试验流程，该流程包括将矿石磨至粒度为70%-0.074毫米，方解石的粗选和扫选，泡沫产品进行4段精选，方解石浮选尾矿分级，与槽内产品合并再精选的两个连续作业，即分级作业的返砂在5CBK分选机上进行磁选，而矿泥部分在溜槽上进行两段富集，磁选的非磁性部分和溜槽的轻组分在水力旋流器上进行浓缩，然后磨矿，磨至粒度为80%－0.074毫米，进行方解石再浮选，泡沫产品进行3段精选，再浮选的槽内产品（硅灰石精矿）在167-СЭ型磁选机上磁选，以除去磨矿时磨擦下来的铁屑。

工艺流程包括两段磨矿和分级：方解石粗选前的磨矿和方解石第二段浮选前，对非磁性部分进行磨矿。

第一段磨矿系统包括：按2毫米粒级对矿石进行预先筛分，筛分后的筛上产品送往CM-432型棒磨机进行磨矿，棒磨机与1KCH-5型分级机构成闭路，而筛下产品直接进行分级。

第二段磨矿分级前，物料要在水力旋流器中进行浓缩，引入这个作业的目的在于当生产率为15吨/昼夜时，磁选机不能满负荷工作，从水力旋流器中分出的选矿产品密度又很低，甚至在排矿口最大时，情况也是这样。

此外，第二段磨矿和分级流程装配的设备与第一段相似。

磨矿和分级系统调整的主要任务是在确定的条件下，得到第一段溢流粒度为100%－0.2毫米，第二段为80%－0.074毫米。

在生产率不变的情况下，试验选择了最佳磨矿和分级制度：磨机中棒和球的装入量，磨

矿机和分级机溢流中的固体含量。

筛分、磨矿和分级作业产品的粒度组成见表3-11。

矿石预先筛分、磨矿和分级作业产品的粒度组成（%）　　表3-11

产品	粒级（毫米）									
	+2	+1	0.5	0.25	0.15	0.1	0.074	0.04	0.02	-0.02
第一段										
产品：										
筛上	3.3	2.5	1.0	0.63	0.27	0.61	0.12	0.32	0.47	0.44
筛下	—	13.1	15.07	18.03	8.5	10.5	6.9	5.83	15.97	6.1
溢流：										
棒磨机	—	0.4	5.07	24.1	16.14	14.87	8.33	6.8	14.13	10.17
分级机	—	—	—	1.53	3.41	11.63	11.73	17.33	35.77	18.8
分机级返砂	—	1.84	7.33	34.35	21.98	—	22.08	—	12.42	—
第二段										
溢流：										
水力旋流器	—	—	—	—	—	—	—	1.67	14.93	83.4
球磨机	—	—	—	—	1.83	10.2	14.7	11.77	30.77	30.73
分级机	—	—	—	—	2.07	6.67	11.7	16.47	42.73	20.86
沉砂：										
水力旋流器	—	—	—	—	21.07	25.7	19.73	14.03	15.17	4.3
分级机	—	—	—	—	27.93	30.33	16.3	13.4	8.57	3.47

为了从矿石中排除主要的含铁矿物，在流程中采用了两段电磁选。磁选的原料是方解石粗选的槽内产品。

在磁选机的给料中，有大量的细粒级，由于5CBK型磁选机可在湿式条件下选别粒度小于0.05毫米的细粒物料，所以在流程中规定原料要预先分级。为此，安装了1KC-3型分级机组。分级机组将细粒排入溢流中，同时，可使物料磁选前得到浓缩，为了降低物料进入磁鼓下的下落速度，磁选前将物料浓缩是必要的。

因此，磁选系统包括了物料的预先分级，在分级机中浓缩，将分级机返砂进行磁选，将非磁性产品进行一次扫选等作业。

磁选的工艺制度如下：

分选机	I	II
生产率，吨／时	0.186	0.155
给矿中的固体含量，%	36—39	36—37
激磁电流，安	25	18

转鼓转数，转／分　　38—41　　38—41

上述磁选机的生产率不是最大的，根据说明书提供的数据，5CBK型磁选机的生产率可达2吨／时。

磁选结果见表3-12

磁　选　结　果（%）　　表3-12

产品	对作业的产率	品位		回收率		
		氧化铁	硅灰石	氧化铁		硅灰石
				对作业	对原矿	对原矿
第一段						
磁性部分	9.8	4.56	32	30.4	10.7	2.3
非磁性部分	90.2	1.13	—	69.6	24.6	—
给矿	100.0	1.47	—	100.0	35.3	—
第二段						
磁性部分	7.7	3.68	57	26	5.6	2.8
非磁性部分	92.3	0.92	—	75	17.1	—
给矿	100.0	1.13	—	100	22.7	—

为了对磁性部分中的硅灰石进行再回收，将试验期间的磁性部分集中起来，并待全部的矿石处理完后再对其进行第二次磁选，然后从非磁性部分中浮选方解石。

在第二段的分级溢流中有大量的含铁矿物，为了分离它们安装了国立稀有金属研究院伊尔库茨克分院设计的螺旋溜槽（表3-13）。

螺旋溜槽的分选结果（%）　　表3-13

产品	对作业的产率	品位		回收率		
		氧化铁	硅灰石	氧化铁		硅灰石
				对作业	对原矿	对原矿
粗选						
重组分	12.8	2	52	19.5	1	0.8
轻组分	87.2	1.21	—	80.5	4	—
给矿	100.0	1.31	—	100.0	5	—
精选						
重组分	14.6	1.28	64	84.5	0.6	0.9
轻组分	85.4	1.2	—	15.5	3.4	—
给矿	100.0	1.21	—	100.0	4	—

采用溜槽选矿能使最终产品中的铁的含量降低到1.2%。

方解石浮选循环包括了从矿石中粗选方解石，从溜槽的轻组分中再浮选方解石和从第二段磁选的非磁性部分中再浮选方解石等作业。

为了扩大方解石粗选泡沫产品的浮选工作线，在流程中加进了中矿的浮选作业。这能使送往磁选作业的物料中方解石含量减少，从而提高硅灰石的品位。

浮选循环的调整包括确定浮选时间和药剂制度。

在半工业试验调整时期要对工艺流程的单个产品（分级机的溢流，浮选粗选的给矿等）进行取样。

根据选矿厂采用的工作制度或在研究前已定任务的有关变化，用这些样品在试验室进行试验。

因此，在工艺流程调整期间，对选矿厂的工艺过程要建立快速控制的制度，对每一个循环都要加以控制。

在调整期间分析结果和用选矿产品直接进行的试验室研究的基础上，提出了硅灰石矿石选矿的半工业试验的最终流程方案（图3-9）。

硅灰石矿石浮选循环的药剂制度见表3-14。

半工业试验时确定：

方解石浮选中使用的主要浮选剂之一是塔尔皂，它的质量（特别是脂肪酸的百分含量——捕收剂的浮选活性部分）好坏对选矿结果有很大影响，即影响方解石的回收率和精矿质量。塔尔皂溶液的浓度采用0.5%；

方解石浮选从试验室到使用容积为130立升的ΦM1型浮选机的半工业试验，浮选过程发生了很大的变化，

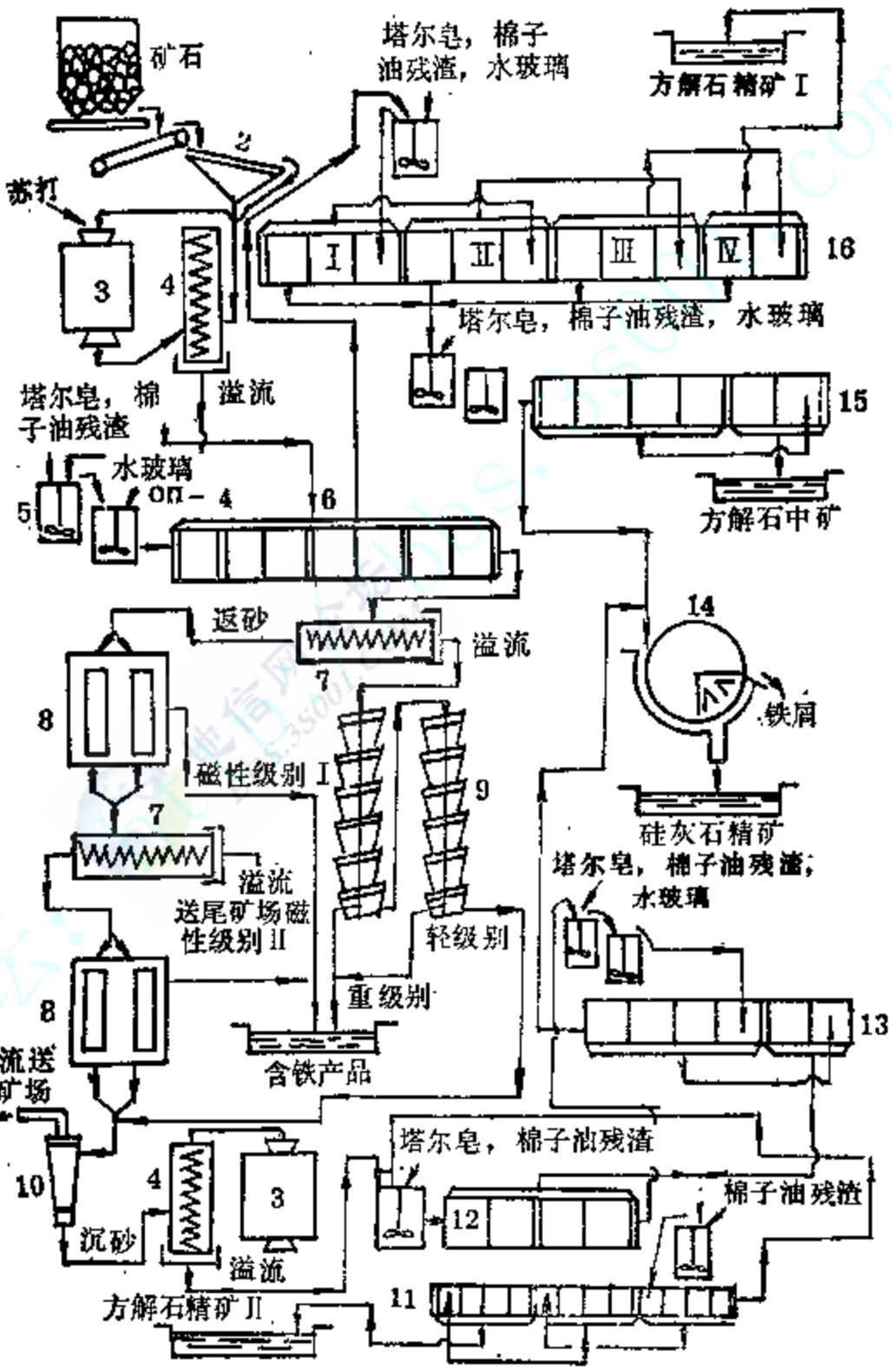


图3-9 硅灰石选矿设备联系图

1—容积为16米³的矿仓；2—ГЖ-2型筛子；3—СМ-432型棒磨机；4—1КСН-5型螺旋分级机；5—搅拌机；6—粗选用ФМ-1型浮选机；7—1КСН-3型螺旋分级机；8—5СВК型溢选机；9—溜槽；10—φ75毫米水力旋流器；11—1-3次精选浮选槽；12—13-1和2次再选浮选槽；14—Сэ167型分选机；15—中矿浮选用浮选槽；16—1—5次精选浮选槽。

即改变了泡沫的特性（泡沫变大，相对地减少了它们在浮选槽中的体积）。改变了矿浆中气泡运动的流体力学性质和它们的上升高度，减少了矿浆中的充气量和方解石的浮选速度。因此，方解石粗选时浮选机的叶轮转速较正常情况下提高了20%，同样为了提高矿浆中的充气量，尽可能地减少了叶轮与护盘间的间隙。定期清洗排砂阀。

在方解石浮选的粗选作业中，矿粒大小均匀（－0.15＋0.02毫米）是最好回收的。粗粒（＋0.15毫米）的方解石可回收36.4%。槽内产品的最细粒级的烧失量为8.68%，比级别平均烧失量（1.06—6.18%）稍高一些。

在ΦM1型工业浮选机中浮选方解石时会产生大量的泡沫。塔尔皂产生的泡沫很粘并且很牢固，在流槽上很长时间都不破裂。为了减少泡沫量，用棉籽油加工残渣代替部分塔尔皂，这种浮选剂不产生大量的粘性泡沫。因此，棉籽油残渣对方解石浮选比塔尔皂有更好的选择性。精选的泡沫太牢固，用流槽和管道运输都不太好。最终会导致选矿产品的大量损失，破坏工艺过程，降低最终指标。塔尔皂用量大和使用各种喷水器使工艺过程出现了涌溢（跑槽）现象。为了减少起泡和保持规定的浓度，决定在浮选车间采用充气消泡器。在主要浮选点上都安装了УАДП-3型旋风消泡器。

实际上，在浮选车间安装充气消泡器之后，机械损失已完全消除。提高了产品的产率：硅灰石精矿从32.6%提高到37.4%；方解石精矿从42.2%提高到53.5%。

在粗选作业中使矿浆加温到22—24℃，为此，在搅拌槽内安装了蛇形管，使供热网来的热水通过蛇形管。

中矿浮选槽内产品的矿物和化学分析表明，它是合格的硅灰石精矿。可作为最终产品送去浓缩、过滤、干燥。

方解石浮选循环中的药剂用量（克／吨） 表3-14

作　　业	苏打灰	棉籽油渣	塔尔皂	水玻璃	ОП-4
第一段磨矿	500	—	—	—	—
方解石粗选前搅拌	—	600	200	150	100
方解石粗选	—	200	—	—	—
方解石精选Ⅰ前的搅拌	—	200	25	75	—
中矿粗选前搅拌	—	450	50	75	—
精选Ⅰ前搅拌	—	350	75	—	—
扫选Ⅰ前搅拌	—	150	—	—	—
精选Ⅰ前搅拌	—	200	50	25	—
合　　计	500	2150	400	325	100

试验结果得到的硅灰石精矿含硅灰石80.6%对原矿的回收率为76.1%（见表3-15）。为了再回收含铁部分中的硅灰石，在试验期间（主要是平衡取样期间）要将含铁部分收

硅灰石选矿的平均结果(%) 表3-15

产品	产率	品位			回收率		
		烧失量	氧化铁	硅灰石	烧失量	氧化铁	硅灰石
精矿							
硅灰石	37.4	1.49	1.09	80.6	3.46	32	76.1
方解石Ⅰ	37.1	30.65	1.02	5	70.70	30.5	4.7
方解石Ⅱ	9.2	21.83	1.22	19	12.43	9.1	4.4
方解石中矿	7.2	25.52	1.29	15	11.42	7.5	2.7
Ⅰ、Ⅱ段分选的磁性产品	4.8	4.06	4.2	42	1.2	16.3	5.1
洞槽的重组分	1.2	4	1.63	58	0.3	1.6	1.7
矿泥	3.1	2.58	1.22	68	0.49	3	5.3
原矿	100.0	16.11	1.24	39.6	100	100	100

集在专门的容器内，根据最终试验的主流程，含铁部分要进行精选，其流程包括原料分级，分级溢流排入尾矿场，分级沉砂进行两段磁选，然后在水力旋流器中进行浓缩，浓缩产品磨至粒度为80%－0.074毫米，进行方解石和含铁产品的再浮选。

结果又获得了一种硅灰石精矿，硅灰石含量为73%，对原矿的回收率为1.9%，烧失量0.9%，Fe_2O_3 1.68%。尽管所得的精矿质量较差，合并到按主流程获得的精矿中，在达到标准精矿要求条件下，硅灰石的回收率可提高3.6%。

硅灰石精矿的粒度组成(%)

粒级，毫米…	－0.15 +0.1	－0.1 +0.07	－0.07 +0.04	－0.04 +0.02	－0.02
	15.8	15	9.2	32.4	27.6

硅灰石精矿的化学组成(%)：CaO 41.85，SiO_2 51.46，Fe_2O_3 0.09，FeO 0.88，TiO_2 0.1，Al_2O_3 2.88，MgO 0.63，K_2O 0.25，Na_2O 0.24，CO_2 1.04。

除了硅灰石精矿外，在处理矿石过程中，还选出了方解石精矿Ⅰ和精矿Ⅱ，以及含方解在68—67%的中矿，对原矿的回收率达96.7%。方解石精矿Ⅰ中方解石的含量达71—87.5%这种产品经再处理后可作为水泥工业的原料。

用分级和电磁选进一步精选粒状硅灰石精矿可以获得陶瓷和精陶工业用的硅灰石精矿（硅灰石含量为84.%，氧化铁和氧化钛含量为0.73%）。

天青石矿石 矿样是一个含天青石和透明石膏的大型石灰石废矿堆。

矿石中主要矿物(%)：天青石、石膏、硬石膏、方解石 56—58、白云石 5—6。

天青石通常是以粗和中等晶粒单独嵌布在洞穴和细脉中。天青石的晶体大小，由0.X毫米到3—5厘米。颗粒以淡青色—白色为主，半透明。天青石与碳酸盐紧密共生，很少与石膏共生。有时在粗粒天青石中发现有大量的碳酸盐斑晶状包体，少量的石膏、重晶石、萤石、以及粒度0.01毫米以下的小鳞片状云母包体。

为了进行半工业试验，采用了两种流程：重选流程和重－浮流程〔19、25〕。

重选流程（图3-10）包括原矿破碎，筛分（25毫米）；两段磨矿，然后按粒度为6、2.5和0.5毫米进行预先筛分；粗粒级物料－6＋2.5和－2.5＋0.5毫米进行跳汰，以获得天青石粗精矿；－0.5毫米的细粒级物料按粒级0.2和0.04毫米进行分级和脱泥，泥砂分别在摇床上选别，获得粗精矿；粗精矿按0.5、0.2和0.04毫米分级脱泥，＋0.5毫米的粗粒级在球磨机中再磨，然后用摇床精选。

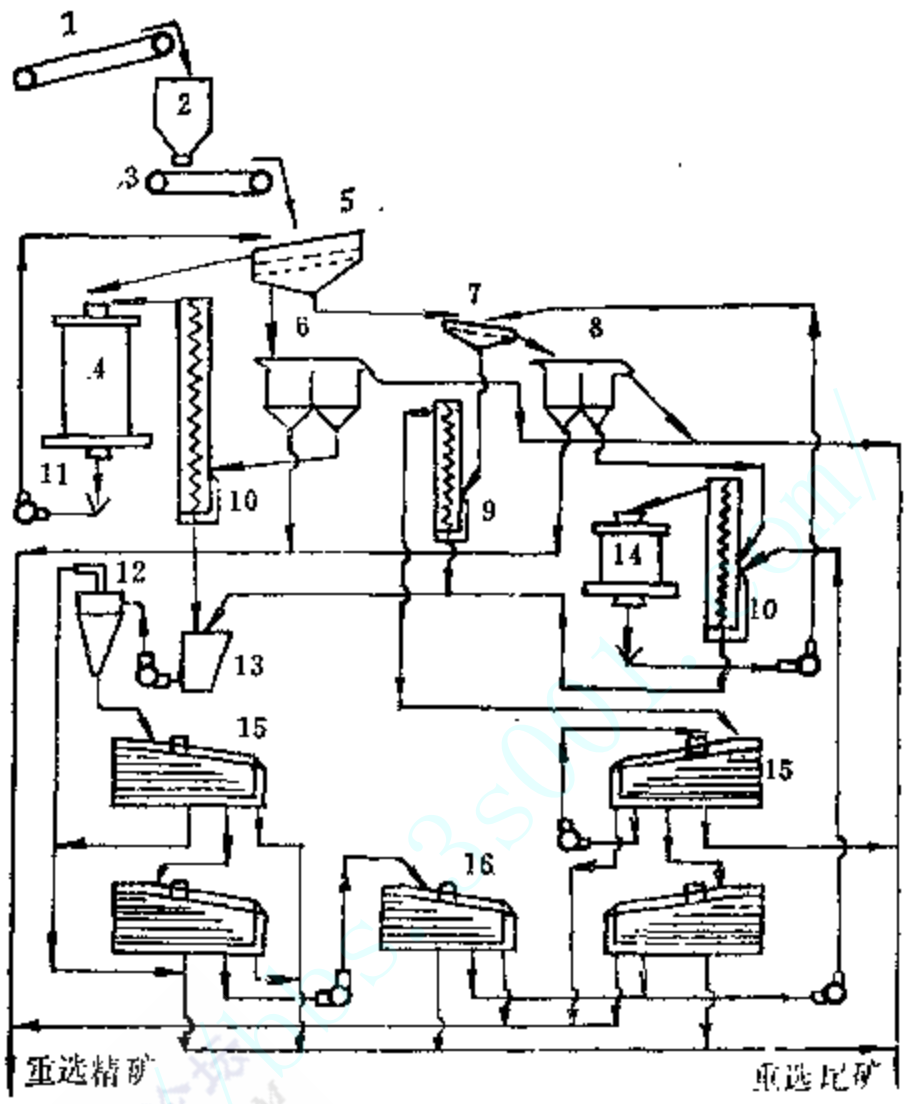


图3-10　天青石重选设备联系图

1—皮带运输机；2—中间矿仓；3—皮带给矿机；4—1200×1400毫米棒磨机；5—ГВ－06型筛分机；6—跳汰机；7—ГВ－06型筛分机；8—隔膜跳汰机；9—1КСН－2.5型螺旋分级机；10—1КСН－5型螺旋分级机；11—砂泵；12—φ150毫米水力旋流器；13—矿浆槽；14—1200×1200毫米球磨机；15—СКМ-14型摇床；16—СКО－2П型摇床。

重-浮流程精选前的作业与重选流程相同，粗精矿精选是按浮选流程进行的，该流程包括粗精矿按粒级0.1和0.04毫米分级脱泥，＋0.1毫米粗粒级在球磨机中作再磨；天青石经二段粗选和一段扫选，用油酸钠与硫酸脂（粉末状“新产品”）的混合物作为捕收剂，用苛性钠调制强碱性介质，脉石的抑制剂是硅酸钠和硫酸铝；用硅酸钠对泡沫产品进行精选（精选泡沫产品一段精选，扫选泡沫两段精选）精选作业的槽内产品在圆锥分级机中进行中间浓缩。

当生产率不变时，在试验过程中选择了最佳的磨矿分级制度，磨机中棒、球的最佳装填量。在球磨机和棒磨机中分别装入了直经为40—60毫米的钢球和钢棒。

磨矿产品的粒度组成（%）

粒级，毫米	＋6	－6＋2.5	－2.5＋0.5	－0.5＋0.1	－0.1
棒磨机溢流	0.1	1.9	33.5	34.6	29.9
球磨机溢流	－	－	21.1	60.6	18.3

重力选矿循环是由跳汰和细粒级别在水力旋流器中预先分级的摇床作业组成。

双层筛的中间产品－6＋2.5毫米，给入第一段跳汰机，第二段筛分机的筛上产品粒度为－2.5＋0.5毫米给入第二段跳汰机。

细粒级－0.5＋0毫米送摇床选别，这个级别要先在1КСН－2.5型螺旋分级机中分成细砂和矿泥部分，细砂部分用摇床选别，而矿泥部分要在水力旋流器中分级以后再送摇床选别。

分级产品的粒度组成（%）

粒级，毫米	+0.15	-0.15+0.1	-1.0+0.074	-0.074+0.04	-0.04
细砂分级机	80.9	9.2	7.9	1.5	0.5
旋流器	8.5	15.2	11.8	13.6	50.9
溢流分级机	3.7	13.3	10.9	12.2	56.3
旋流器	0.6	4.1	4.7	5.2	85.4

分级机的返砂分两步选别，首先在摇床上分选出大部分精矿和尾矿，然后，再选第一段摇床的中矿，以回收其中的天青石。再选作业的中矿在分级机中脱水，再磨后返回再选作业。为了改善选矿过程的选择性，将第一段摇床的富中矿返回再选。

摇床的尾矿与跳汰机的轻级别和水力旋流器的矿泥一起送往尾矿场。

粗精矿精选的设备联系图见图3-11。

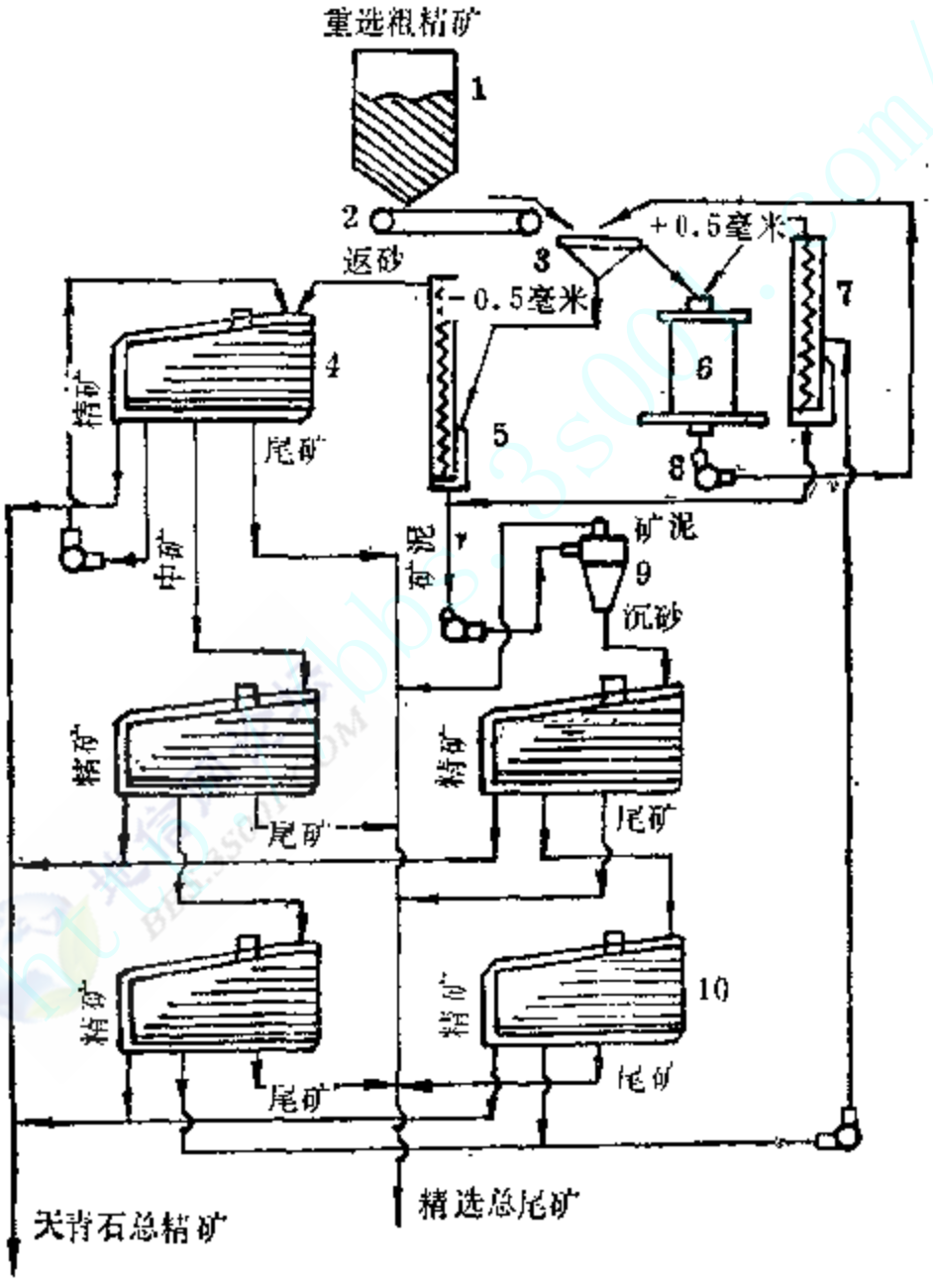


图3-11 天青石粗精矿精选设备联系图

1—粗精矿矿仓（12米³）；2—带式给矿机；3—ГВ-06型单层筛；4—CKM-1A型摇床；5—1KCH-2.5型螺旋分级机；6—1200×1200毫米球磨机；7—1KCH-5型螺旋分级机；8—НН-1和НН-2型砂泵；9—水力旋流器；10—CKO-2П型摇床。

重选粗精矿进行筛分，筛上产品送往1200×1200毫米球磨机中再磨，球磨与筛分构成闭路工作。此外，1KCH-5型分级机的返砂送往磨机，精选的中矿在1KCH-5型螺旋分级机上进行脱水。

在生产率不变情况下，选择了最佳的磨矿和分级制度，以及磨机最佳的装球量。

筛分机的筛上产品在1KCH-2.5型螺旋分级机上进行分级，分级机的返砂直接送摇床，而矿泥则在水力旋流器中分级后送摇床选别。

重选粗精矿精选时，细砂部分的产率大大高于矿泥部分，因为从细砂部分回收天青石使用了三段摇床选别，而矿泥部分只用了二段摇床选别。

摇床的尾矿与水力旋流器的矿泥一起送往尾矿场。精矿合并送往沉淀池。最后一段摇床的中矿送往螺旋分级机，分级后进入球磨机再磨。

根据重-浮流程，重选粗精矿浮选精选循环的调整包括确定最佳的磨矿粒度、准确的药剂制度、天青石的浮选线、最合理的中矿返回方案和精矿必须的精选次数。

根据试验初期确定的粗选和扫选流程，进行了粗精矿的浮选精选试验。粗选的泡沫产品进行三段精选。精选Ⅱ Ⅲ的中矿分别返回前一作业。精选Ⅰ的中矿在水力旋流器中进行分级，然后扫选。扫选的泡沫产品返回到粗选。精选Ⅲ的泡沫产品为最终精矿，而扫选的尾矿和水力旋流器的溢流送往尾矿场。

除苛性钠和水玻璃外，作为调整剂还试验了六偏磷酸钠，目的是加强对方解石的抑制。在六偏磷酸钠和水玻璃一起使用和单独使用这两种情况下，只要有六偏磷酸钠加入浮选的选择性就会急剧恶化，因为天青石与方解石一起被抑制了。

业已表明，根据试验室的结果建议的中矿分选方案用于半工业试验是不适宜的。中矿返回粗选会破坏粗选作业的选择性。提高水玻璃的用量，会使合格的精矿中天青石回收率下降。因此，对流程作了某些修改。为了提高精矿质量，在新的流程方案中，要按槽分批加入油酸钠和硫酸脂，由于增加了粗选浮选线，所以粗选精矿的产率约为80%。粗选分为两个作业（粗选Ⅰ、Ⅱ）。中矿浓缩后不返回粗选Ⅰ而返回到粗选Ⅱ。

第一段精选的泡沫产品再精选一次作为最终精矿。第二段粗选的泡沫产品和扫选的泡沫产品再精选两次。只在第一段粗选和精选作业中添加水玻璃。

第一段粗选之前，磨过的矿石在水力旋流器中进行部分脱泥。水力旋流器的溢流在圆锥分级机中进行浓缩，最细的部分为矿泥。为了除去磨矿时在球磨机中磨剥下来的铁屑，在流程中设置了一段磁选。

在对选厂工艺过程进行调整时，对工艺流程中的单个产品（分级溢流、浮选作业的泡沫产品和槽内产品等）进行了取样，并在试验室用这些样品进行了试验，以便对某些工艺度制进行调整或修改。

半工业试验期间使用新鲜水和回水条件下，天青石重选粗精矿精选的药剂制度见表3-16。

天青石重选粗精矿精选时的药剂用量（克/吨） **表3-16**

药剂	药剂浓度（%）	用新鲜水	用回水
苛性钠	10	4000／1373	3000／1030
水玻璃	1	923／317	1111／382
油酸钠	1	100／35	100／35
硫酸铝	0.2	345／118	323／111
硫酸脂	0.2	104／36	97／33

注：粗精矿／原矿。

为了强化浮选过程，在试验期间，粗选前调浆筒中的矿浆要用电加热器加热到25℃，加入浮选的捕收剂溶液须加热至60℃。

中矿（第二、三段精选作业的槽内产品）在第二段粗选前应在容积为300立升的圆锥分级机中浓缩。

中矿的澄清速度是22米／昼夜；最终的稀释度为0.665。浓缩的单位面积为0.57米²／昼夜。第二个圆锥分级机沉砂中的固体含量为8—12%，分级机的溢流实际上是澄清的。

浮选精矿的液相pH为8.8，最终尾矿的pH是9.9。

最终精矿中硫酸锶的回收率为74.6—79.5%。

重-浮流程的用水量是4米³／吨矿石；重选流程的用水量为4.2米³／吨矿石。

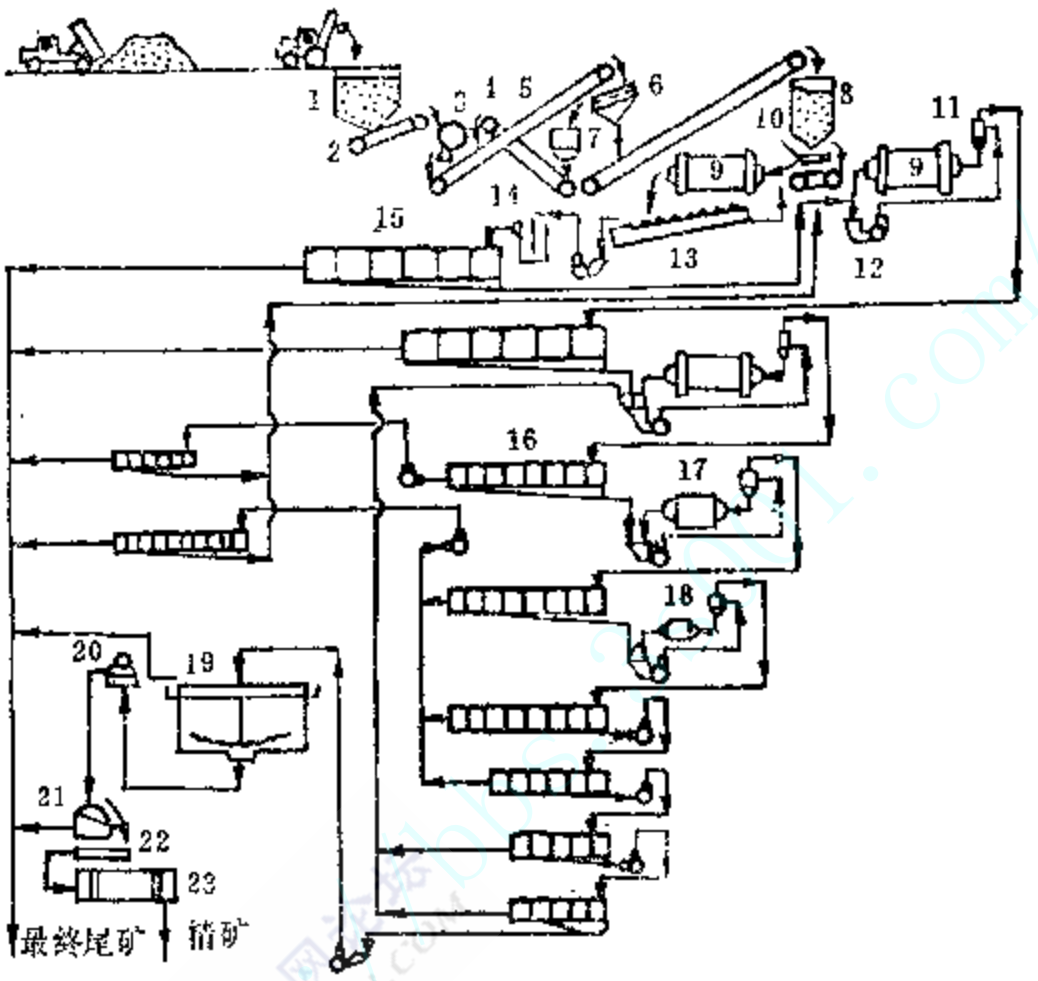


图3-12 石墨矿石选矿设备联系图

1—矿仓；2—平板给矿机；3—颚式破碎机；4、5—皮带运输机；6—振动筛；7—圆锥破碎机；8—中间矿仓；9—900×1800毫米棒磨机；10—盘式给矿机；11—φ75毫米旋流器；12—КНП-2型离心泵；13—1КСН-6型螺旋分级机；14—接触槽；15、16—分别为"米哈诺布尔"-3型和1型浮选机；17—分别为900×900毫米和455×455毫米球磨机；19—φ3.6—米的浓缩机；20—隔膜泵；21—圆盘真空过滤机；22—螺旋给矿机；23—圆筒电热炉。

石墨矿石 样品的特点是难选，而使用复杂的流程进行处理证明是有效的。该流程包括用浮选法制取石墨粗精矿，然后，用化学方法精选。

样品是以大量细粒嵌布的石墨为主要成分的一种强烈蚀变的岩石。围岩的特点是具有强烈的绿泥石化，黑云母化和褐铁矿化。在半工业试验条件下，选矿的备设系联图见图3-12。

石墨矿石的选矿流程包括磨矿、分级、粗精矿四段再磨，再磨作业都带水力旋流器预先分级。

磨矿和分级作业调整的主要任务是确定获得符合要求的磨矿溢流粒度的磨矿条件：分级机的溢流粒度75%－0.074毫米，Ⅰ—Ⅳ段再磨时水力旋流器的溢流粒度分别为75、80、85、90%－0.074毫米。

在设备生产率不变的情况下，选择了磨矿和分级的最佳参数，即磨矿机的装球量，水力旋流器的溢流口和沉砂口，磨矿分级机和水力旋流器溢流中的固体含量。此外，为了获得必要的磨矿细度磨机应换为中心排矿的磨机。

在磨矿和分级循环中，只确定－0.074＋0.044毫米的粒级含量。－0.044毫米的粒级含量在其它条件下确定。

根据磨矿和分级产品的粒度组成计算水力旋流器的返砂量。

石墨矿石的浮选流程包括石墨粗选和粗精矿7段精选，精选前都要进行磨矿和分级。此外，在试验过程中，确定了Ⅱ—Ⅴ段精选的槽内产品进入单独的循环（中矿浮选）是合理的。浮选循环的调整就在于调整好选厂的浮选设备，确定浮选时间和药剂制度。用煤油乳浊液作为浮选的捕收剂，浮选油和松油为起泡剂，水璃玻为围岩矿物的抑制剂，石灰为调整剂。

石墨矿石磨矿和分级产品的粒度组成（%）

粒级，毫米……	+0.074	−0.074+0.044	−0.044
返砂：			
分级机……	91	3.3	5.7
水力旋流器 I ……	—	80.2	19.8
〃 II ……	—	32.2	67.8
〃 III ……	—	15.3	84.7
〃 IV ……	—	13.7	86.3
溢流：			
分级机……	32.4	14.2	53.4
磨矿机 I ……	71.1	3.8	25.1
〃 II ……	—	68.0	32.0
〃 III ……	—	28.8	71.2
〃 IV ……	—	9.1	90.9
〃 V ……	—	8.5	91.5
水力旋流器 I ……	—	10.7	89.3
〃 II ……	—	8.1	91.9
〃 III ……	—	6.4	93.6
〃 IV ……	—	5.5	94.5

半工业试验初期获得了含碳52.37—59.2%，回收率为53—66.7%的精矿，这时，选矿指标低的原因是由于在磨矿分级循环和粗精矿第一段再磨时，磨矿设备的工作不是那么令人满意。在温度不高于4—6℃的冷矿浆中进行浮选，捕收剂（煤油乳浊液）的效果会大大降低。

后来在消除这些缺点方面，采取了一些措施：

增加磨机的装球量并将磨矿机换成中心排矿磨矿机；

提高分级机溢流堰的高度，以分出粒度为67—70%-0.074毫米的溢流(原来为55—62%)；

用蒸汽将矿浆加热至13—14℃；

减少泡沫槽中水的用量，以减少进入逆流浮选机的物料流。

采取这些措施可使石墨精矿中的含碳量提高到58—60%，精矿中石墨的回收率也有所提高。

精矿的显微镜分析表明，这种精矿主要是由石墨和40%的非金属矿物（细鳞片状黑云母、绿泥石和蛇纹石等）所组成。它们都与石墨构成连生体。

在规定的制度下工作时，会大量增加 II — V 段精选作业的槽内产品的流量，将其返回到粗精矿第2段精选前的分级作业中，这对浮选过程会带来不良的影响。

由于槽内产品引入到单独的中矿处理循环，使下述作业进行得很顺利：

部分废料以中矿浮选的槽内产品的形式排入尾矿；

提高了精矿中石墨的回收率，没有由于在石墨精矿第一段精选中增加中矿浮选的泡沫产品而恶化精矿质量；

减少了进入Ⅱ—Ⅳ段精选作业的物料量，从而改善了这些精选作业中逆流浮选机的工作。

石墨矿石浮选循环中的药剂用量如下，克／吨：

	水玻璃	石油乳浊液	浮选油
磨矿……	—	500	—
粗选前搅拌……	500	—	340
精矿精选：			
精选Ⅰ……	200	100	—
精选Ⅱ……	200	—	—
精选Ⅲ……	200	—	—
精选Ⅳ……	200	—	—
精选Ⅴ……	200	—	—
中矿浮选前搅拌……	30	25	25
合计……	1530	625	365

半工业试验期间获得的石墨精矿的平均灰分为35.7%，精矿中石墨（以含纯碳计）的回收率为67.8%。

石墨精矿的化学精选是按图3-13进行的。

精矿与苏打在瓷球磨机中混料，磨机的容积为5升，装入直径为20—30毫米的瓷球10—15个。混料的时间取决于装料量，一般为45-60分钟。为了焙将配料装入由C_T3型烧带钢制成的断面为120×60×120毫米的金属料箱内。料箱的容积当完全装满时为780—810克。料箱中装入物料后要盖上盖，使盖子下面没有空气层。为了防止空气由盖子的边缘进入料箱，要在混料表面撒上一层苏打，这个办法实际上是利用了石墨的烧尽作用。料箱放置在装有镍铬合金加热器的МП-2型马弗炉中，炉温用铬-铝高温计控制，料箱放在预热400℃的炉内后升温至850℃，焙烧50—60分钟。没有发现物料出现喷出和大量起尘的现象。从800℃开始保温，初期在料箱的盖子和箱壁间的缝隙中发现有少量的具有一氧化碳燃烧特征的蓝色火焰。

在规定的温度下焙烧结束后，从炉中取出装有烧结块料箱，不要打开盖子在空气中冷却。

最好的焙烧温度是85℃。

采取最佳的配料比和混入苏打的石墨精矿最佳的焙烧条件，可使焙砂中碳的回收率达到94.4%。

在容积为750毫升的耐热玻璃烧杯中，用3%的Na_2CO_3溶液浸出焙砂。

在温度为60℃时，得到了

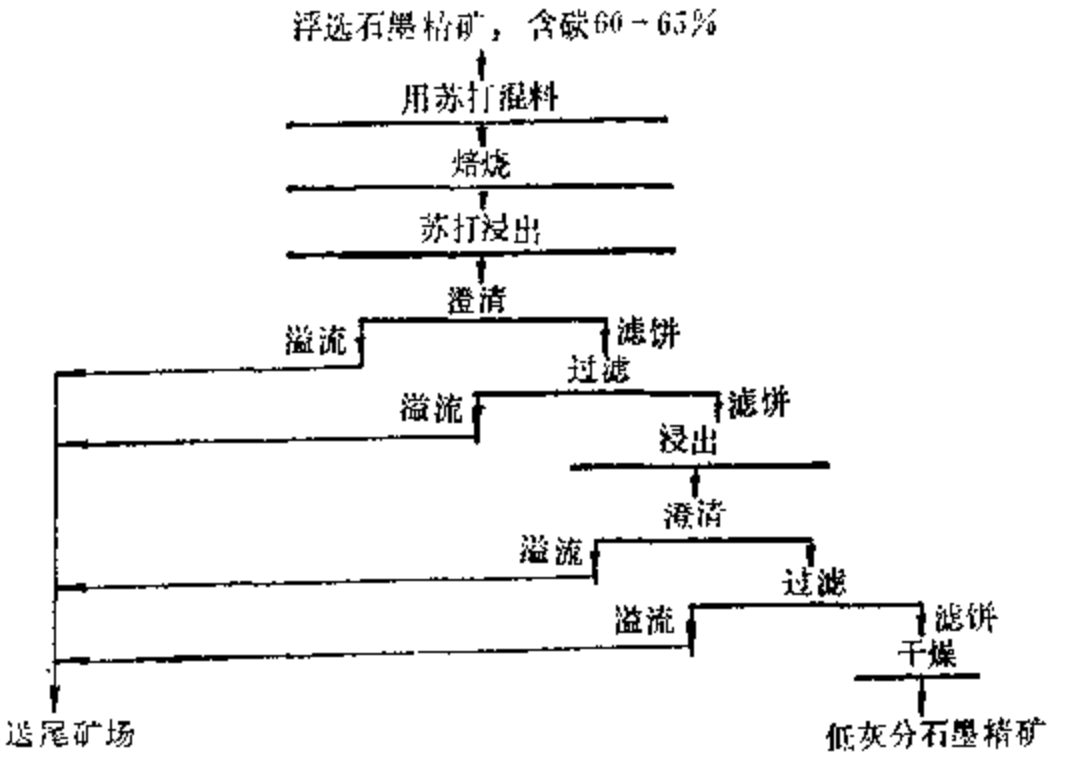


图3-13　石墨浮选精矿的化学精选工艺流程

最佳碱浸条件。

在碱循环中，可以从精矿中排除约80%的二氧化硅，80%以上的氧化铝。其余的是以铝硅酸盐化合物形式存在的不溶物，以及留在中矿中的铁、钙、锰的氧化物。这些组分将在溶液循环中加以处理。

中矿对混料的产率为49—51%，其中碳含量为72—74%。

将中矿脱碱洗涤后，pH值达到7，然后，用盐酸溶液进行浸出。用水洗涤二次、过滤，在过滤机中将滤饼洗至pH值达到7为止。

当固：液＝1：10时，取得了最好的结果。选矿产品的灰分为0.9%，其中碳的回收率为92.5%。

石英-长石 在因吉奇金选矿试验厂中，对中亚西亚的一个矿床中的淡色花岗岩进行了工业性试验。

试验用的矿样重量为77.2吨。样品中的主要矿物（%）：钾长石38；斜长石27；石英63。还有少量的黑云母、绢云母、碳酸盐、硫酸盐等。

样品的化学组成(%)：SiO_2 71.7；Fe_2O_3 1.3；TiO_2 0.3；Al_2O_3 14.5；CaO 1.5；Mg 0.3；K_2O 6；Na_2O 2.7；CO_2 0.3；P_2O_5 0.11；F 0.04；S 0.14。

样品中游离二氧化硅含量为28.82%。

由于原料中钙、镁氧化物的总含量（1.81%）和三氧化铁的含量（1.27%）太高，这些组分都是陶瓷产品生产时的有害杂质，因此，对这种原料必须进行选矿。实际上，花岗岩的选矿可归结为净化上述杂质使其符合全苏国家标准的精矿要求。

试料要进行两段磨矿和分级，磨至粒度为65—70%-0.074毫米，第一段磨矿后进行湿式磁选并按粒级为25—30微米脱泥。对脱泥后的物料进行含铁矿物，碳酸盐和云母的混合浮选，从混合浮选的槽内产品中回收石英-长石精矿，然后过滤、烘干、再干式磁选。

试验初期选别淡色花岗岩时，将原料进行一段磨矿和分级。这个循环调整的主要任务是确定获得粒度为65%－0.074毫米的分级溢流的条件。但是，发现一段磨矿不能保证所要求的粒度，在分级溢流中，当固体含量为35—37%时，－0.074毫米粒级的含量只有55—60%。因此，流程就改为两段磨矿，第二段磨矿是在430×450毫米的球磨机中进行的，第二段磨矿前在螺旋直径为150毫米的分级中进行分级。

当设备生产率（60.5公斤／时）、两段磨矿都正常的情况下，对试验工作进行调整，选择了磨矿和分级的最佳参数：磨机的装球量、磨机排料和分级溢流的固体含量、螺旋转速、溢流堰的高度等。磨矿和分选的最佳参数如下：

按新形成的－0.074毫米粒级的磨机单位生产率，吨／米³时：

Ⅰ段磨矿……0.34

Ⅱ段磨矿……2.12

固体含量，%

分级溢流……27—28

Ⅰ段磨矿机的排料……65—70

Ⅱ段磨矿机的排料……70—75

分级机的溢流粒度，% －0.074……65—68

磨矿机的装球量，公斤：

Ⅰ段磨机：φ50毫米……20

φ40毫米……60

φ30毫米……30

Ⅱ段磨机：φ35—40毫米……50

φ30毫米……30

φ25毫米……20

根据磨矿和分级产品的粒度组成，确定返矿量为60.5%，返矿量的相对值并不高，因为在第一段磨矿以后磨机的排矿中（分级机的给矿）－0.074毫米的含量已达43%。

表3-17是分级溢流的物质组分和主要组分按粒级的分布率。粒度在0.02毫米以下的细泥产率为25.4%。从中除去了长石精矿的主要有害杂质：63.3%碱土金属氧化物，41.6%的三氧化二铁。

磨矿和分级物料的湿式磁选作业不需要专门的调整，磨矿过程中磨下的铁可在129БСЭ电磁分选机上除去。电磁分选机线圈的电流强度为7—7.5安，保证磁场强度为79600安／米。给入磁选机矿浆中的固体含量为27—28%，在磁选的磁性级别中Fe_2O_3的含量为69.9%。

非磁性部分进入直径为40毫米的水力旋流器中脱泥。水力旋流器入口的尺寸，以及溢流和排砂口直径的选择要保证排出矿泥的溢流粒度为25—30毫米。鉴于将矿浆给入水力旋器流的砂泵的生产率大大超过矿浆流入分级机的速度，为保证水力旋流器按均匀的浓度工作，在矿泵的接矿槽中要加补加水。矿浆排出的速度由改变水量来调整。在平衡试验期间，水的用量为8—8.5升／分。在这种条件下，水力旋流器沉砂中固体含量可保持在30—32%。

分级溢流的物质组成(%) 表3-17

粒级（毫米）	产率	含量							分布率						
		Na_2O	K_2O	CaO	MgO	Fe_2O_3	SiO_2	SiO_2游离	Na_2O	K_2O	CaO	MgO	Fe_2O_3	SiO_2	SiO_2游离
+0.1	10.6	2.55	5.90	1.23	0.28	0.89	71.55	30.66	9.8	10.6	8.6	10.9	7.4	10.6	11.3
−0.1+0.074	21.5	2.65	5.65	1.16	0.24	0.78	74.7	34.46	20.8	20.6	16.4	18.9	13.2	22.5	25.8
−0.074+0.044	13.6	2.61	5.60	1.21	0.21	1.05	73.89	33.06	12.9	12.7	10.8	10.5	11.2	14.1	15.7
−0.044+0.02	28.9	2.78	6.08	1.57	0.29	1.17	72.1	28.53	29.3	29.7	29.9	30.7	26.6	29.1	28.7
−0.02	25.4	2.93	6.15	2.05	0.31	2.08	66.77	20.88	27.2	26.4	34.3	29.0	41.6	23.7	18.5
合计	100.0	2.74	5.91	1.52	0.27	1.27	71.49	28.7	100	100	100	100	100	100	100

正如半工业试验结果表明的那样，磨碎的矿石在水力旋流器中进行分级作业的工作是不均衡的。水力旋流器沉砂的浓度波动很大，因而矿泥的产率也有很大的波动、后者与被选物料的磨细度有关，排砂口很快被磨损。为了消除这些缺点，在设备联系图中补加了备用水力旋流器，在设备水力旋流器中装上了预先淬火的沉砂口，这种沉矿口的耐磨性提高了，工作时间也延长了。采取的措施可使水力旋流器的工作进一步达到完全稳定的状况并获得符合巳

磨矿石脱泥要求的指标。

硫化物、含铁矿物、碳酸盐和云母混合浮选系统的调整包括调整各作业的浓度和浮选药剂制度，确定浮选时间，调整浮选设备。在试验初期用小型试验设备进行一段混合粗选和两段扫选，扫选的泡沫产品合并在一个总溜槽中。为此使用了10槽ΦЛ－60A型浮选机（容积为14升），用4个槽进行粗选，其余6个槽进行两段扫选（每段使用3个槽子）。

磨矿产品的粒度组成（%）

粒级，毫米	+0.074	−0.074
给矿	95.2	4.8
磨机排料：		
Ⅰ段	57	43
Ⅱ段	44.9	55.1
分级机返砂	86.3	13.7
分级机溢流	32	68

在流程调整期间，浮选实践表明，浮选机的工作是不能令人满意的，主要原因是由于浮选机的结构特点只适用于一定类型的物料。首先是浮选机不能保证矿浆有足够的充气，从而不能使很快下沉的物料保持飘浮状态，每两个槽间都有一个档板结构的的槽间隔室，这常常会使排砂孔和T形溢流受到堵塞。物料在“科比拉”浮选机的槽内，泡沫产品和槽内产品的产率波动很大，为此，对浮选机的某些部件进行了结构上的改造，但是并没有收到预期的效果。因此，用ΦНЛ-12型直流8槽浮选机取代了原来的浮选机，ΦНП-12型浮选机的特点是提高了充气量和循环气流的速度，换上新的直流浮选机以后，就不必将混合浮选分为粗选和扫选了。

药剂制度的调整包括选择矿石浮选时最佳的介质pH值，调整捕收剂АНП和塔尔皂及起泡剂Т-66的用量。在试验中确定当pH为9.5—9.7时，浮选含铁矿物，含钙矿物和云母最有效。此时，苏打的用量为2.5—3.0公斤／吨。当在ΦЛ-60A型浮选机中进行浮选时，捕收剂АНП和塔尔皂的用量分别为300和200克/吨。改用直流浮选机后，АНП的用量可减少到100克／吨矿石，塔尔皂可减少到150克／吨矿石，此外，由于提高了浮选槽内的充气量，在不添加起泡剂Т-66的情况下，也能使矿浆很好地起泡。因此，在试验中就没有再加起泡剂。

应当指出，为了在最佳的条件下进行浮选，必须在调整药剂前，将矿浆加热至23—25℃，试验矿浆是在装有水套的接触槽内加热的。

半工业试验期间，含铁矿物，碳酸盐和云母混合浮选的工作参数如下：

	浮选给矿（水力旋流器的沉砂）	混合浮选
浮选机的的槽数，个	—	8
浮选机的容积，升	—	12
矿浆中的固体含量，%	30—32	27—28
矿浆pH值	8.1	9.6
矿浆给入速度，升／分	2.2	3.1
矿浆在槽内停留时间，分	—	3.1
浮选时间，分	—	25

混合浮选循环的药剂用量，克／吨：

搅拌：

丁黄药……50

АНП……100

塔尔皂……100

水力旋流器的沉砂：

苏打灰……3000

硫酸铜……75

第三（五）槽：

АНП……50（50）

塔尔皂……25（25）

硫化物、含铁矿物、碳酸盐和云母混合浮选以后，选出一个石英-长石产品。该产品中游离二氧化硅的品位（33—34%）提高了。因此，在流程中又要考虑石英的浮选问题。

必须指出，混合浮选的槽内产品，除游离二氧化硅外，所有的组成都符合全苏国家标准的要求。假如考虑到，在生产细瓷产品时，要在混料中加入游离二氧化硅的话，显然必须研究在制陶生产中直接利用这种原料的问题，而不需要进行降低石英含量的补充试验。

从石英-长石的混合产品中浮选石英是在两个ФМЛ-25型直流浮选机（浮选槽容积为25升）中进行的。

保证合格的石英-长石精矿产率的最佳固体含量是：给矿为26—28%；浮选的泡沫产品为17—19%；浮选的槽内产品为27—29%。

药剂制度的调整包括测定用苛性钠调整的浮选介质的的最佳pH值，确定捕收剂塔尔皂的用量。

在进行半工业试验时，发现从石英-长石混合产品中浮选石英应当在pH很窄的（10—10.2）范围内进行。在这种情况下，苛性钠的用量不超过300—400克／吨矿石，要比试验室研究时低33%—50%。为了保证进行石英浮选的最佳条件，在浮选给矿中，矿浆pH要进行专门控制，即每班每小时要取一次样进行检查。

在石英浮选中，最初确定塔尔皂的用量是300克／吨矿石。结果表明，在这种情况下，泡沫产品的产率提高到22—25%，同时，长石在石英产品中的损失也有所增加，而石英-长石浮选精矿的产率却下降到38—40%，塔尔皂的用量进一步减少到150克／吨，使浮选槽内产品产率提高到43—45%。

在确定的制度下，石英浮选的平衡试验结果完全证实了按碱法流程进行浮选时，可将石英-长石精矿中游离二氧化硅降至25—30%的试验室试验结果。

但是，精矿的产率却低于试验室（46—49%）的结果。石英浮选循环中选矿产品中矿物对比分析结果表明，槽内产品中有大量的粗粒（>0.1毫米）单体石英，它们沉积在浮选机的工作区而不飘浮。浮选泡沫产品中，细粒石英占优势，它们或者是单体或者是与长石的连生体。在试验室条件下，获得的浮选产品中很少含有粒度为0.1—0.074毫米的石英，看来这是由于浮选过程选择性的差异。这样可得出在浮选石英时，应使用充气量大的浮选机的结论。

石英浮选循环的工作特点和药剂制度如下：

浮选给矿中的固体含量，%……30—32

矿浆pH值……10—10.2

浮选时间，分…… 20

药剂用量，克／吨矿石：

苛性钠……400

氯化钙……150

СуБАР ……500

塔尔皂……150

将石英-长石浮选精矿进行干式磁选，以降低浮选精矿中多余的三氧化二铁的含量，即从中除去弱磁性的含铁矿物。磁选是在ЭBC-8型辊式电磁选矿机上进行的，场强为1280кА／м。原矿含有0.25—0.35%的三氧化二铁，两次精选后，可获得石英-长石精矿，该精矿用于陶瓷工业。产品中三氧化二铁含量不超过0.11—0.18%，当产率为2.4—2.8%时，磁性产品中三氧化二铁的含量为1.5%，将其送入尾矿场。

第四节 复合矿石

进行了汞-锑-萤石复合矿石的可选性半工业试验。样品中含有0.046%的汞，1.48%的锑，12.52%的萤石，此外，还含有0.04%的砷和10%的方解石。

根据物相分析的资料，矿石中有49.4%的锑是氧化物。矿石中主要矿物有：石英、粘土矿物、方解石、白云石、长石、萤石、硫化物、碳酸盐和氧化锑。还有大量的黄铁矿（3.6—4.0%）。

在设备调整期间，根据试验室研究的资料，采用两段磨矿：第一段磨矿是在900×1800毫米的球磨机中进行的；第二段磨矿使用的球磨机是400×900毫米。磨机与直径为75毫米的水力旋流器构成闭路。磨矿粒度为77—80% －0.074毫米，实际上，这种粒度即可保证矿石中有益矿物连生体完全解离。

两段磨矿后矿石的粒度组成

粒级，毫米	+0.1	－0.1+0.074	－0.074+0.04	－0.04+0.02	－0.02
产率，%	7.4	13.9	19.9	26.9	31.9

磨过的物料细泥的含量很高，汞-锑浮选循环中有细泥存在对锑的浮选结果没有影响。在汞-锑混合精矿中锑的品位为20.5—28%，汞为1.25—1.8%，回收率分别为48.3—56.5%和84.5—88.5%，但是，实际上矿泥恶化了萤石的浮选指标，破坏了从碳酸盐中选择性地浮选萤石。完全可以认为，在这个期间，在同名精矿中萤石的品位不会超过82—85%，而在精矿中的回收率对原矿将不超过42—46%。因此，决定采用一段磨矿流程并对该系统的操作制度作相应地修改，其中包括分级机溢流中－0.074毫米粒级的含量不应超过60—65%。

改为一段磨矿以后，选择了最佳的磨矿分级参数：磨机的装球量，磨机排矿和分级机溢流中的固体含量，螺旋的转数，分级机溢流堰的高度。

磨矿分级作业的最佳操作制度如下：

按新形成的粒级计磨机的单位生产率，－0.074毫米，吨／米³·时…0.4

固体含量，%：

磨机给矿……74

分级机溢流……34.5

分级机溢流粒度，% －0.074毫米……64.3

磨矿机的装球量，公斤：

φ80毫米……220

φ60毫米……450

φ40毫米……160

一段磨矿后各产品的粒度组成，%

粒级，毫米	+0.074	-0.074
磨矿给矿	94.3	5.7
分级机溢流	35.7	64.3
分级机返砂	84.8	15.2
磨矿机排矿	67.8	32.2

根据磨矿和分级产品的粒度组成，计算出返砂量为189%。

分级溢流的粒度组成

粒级，毫米	0.25	-0.25+0.16	-0.16+0.074	-0.074+0.04	-0.04 +0.02	-0.02
产率，%	5.1	7	23.6	9.5	25.6	29.2

在试验初期，选矿厂是按预先确定的流程进行工作的该流程采用了具有汞-锑一段粗选和一段扫选粗精矿三段精选的中间浮选循环。粗选的泡沫产品精选两次并与中间浮选循环精选Ⅲ的尾矿一起返回到中间浮选循环精选Ⅰ。中间浮选循环的尾矿与混合粗精矿两次精选的中矿合并为汞-锑粗选的给矿。这些产品要预先磨至－0.074毫米达75—80%。但是，由扫选的泡沫产品和汞-锑粗精矿精选Ⅰ的槽内产品组成的混合中矿也进入这个作业。

由于选矿厂改为一段磨矿，流程作了相应地修改，中间浮选循环实际上成了汞-锑一次粗选。此外，为了除去黄铁矿加入了补充作业扫选Ⅱ。

汞-锑浮选循环的调整包括浮选设备的调整，确定浮选的药剂制度与浮选时间。

在半工业试验期间，汞-锑混合浮选循环的工作参数见表3-18。

汞-锑浮选循环的药剂用量，克／吨：

磨矿：

硝酸铅……300

丁基黄药……20

分级机溢流：

丁基黄药……120

T-66……30

ОП-10……75

汞-锑粗选：

硫酸……300

粗精矿精选Ⅰ：

丁基黄药…… 5

硫酸…… 250

汞-锑粗选Ⅱ前的搅拌作业：

丁基黄药…… 30

T-66…… 10

汞-锑粗选Ⅱ：

硫酸…… 150

精选Ⅱ：

硫酸…… 50

扫选Ⅰ前的搅拌作业：

丁基黄药…… 20

扫选Ⅰ：

硫酸…… 100

汞-锑浮选循环中选矿设备的工作特性 表3-18

作业	槽数（个）	单槽容积（升）	固体含量（%）	矿浆流速（升/分）	矿浆在槽内停留时间（分）	浮选时间（分）
汞-锑粗选Ⅰ	4	140	30	27.8	2.6	10.5
精选Ⅰ	3	30	16.9	4.7	4.8	14.3
精选Ⅱ	3	30	13.9	4.3	5.2	15.7
精选Ⅲ	2	30	20.9	1.8	12.6	25
汞-锑粗选Ⅰ	4	140	20	51.8	2	8.1
精选Ⅰ	3	30	14	8.9	2.5	7.6
精选Ⅱ	2	30	18	2.8	8	16.1
扫选Ⅰ	5	140	20.3	45	4.2	11.7
扫选Ⅱ	4	140	20	43.5	2.4	9.7

在半工业试验条件下，汞-锑混合精矿中汞的回收率比试验室试验时要高些，而锑则相反。其原因是：

样品的氧化程度高。正如物相分析结果所表明的，在锑矿物中氧化锑的含量为50%。对于试验室样品来说氧化锑的含量仅为12%，因此，尽管实际上锑的硫化物已完全回收到精矿中，锑的绝对回收率也不会超过52—54%。这是因为锑的氧化矿物可浮性特别差的缘故；

样品中黄铁矿的含量大，黄铁矿的可浮性又很好，这就使锑精矿部分贫化；

在取平衡指标的试验期间，看来，矿浆温度低（5—6℃）对汞-锑浮选的过程是不利的。这可能是由于浮选药剂条件变化，降低了汞-锑矿物的浮选活性，使浮选过程的选择性受到了破坏。

根据汞-锑-萤石矿石选矿的工艺流程，萤石浮选循环规定进行一次粗选，粗精矿五次精

选，第Ⅱ、Ⅲ段精选的槽内产品浓缩后在单独的中矿循环中进行精选。

萤石浮选循环的调整包括确定汞-锑浮选尾矿处理的最佳参数，确定药剂制度和萤石浮选线；决定萤石粗精矿精选Ⅳ Ⅴ的中矿返回的最合理的方案。

最初，选矿厂是按这样的流程工作的，即汞-锑浮选循环的尾矿直接给入萤石浮选作业。尾矿中的固体含量为20—22%，液相的特点是总硬度很高(21—22毫克·当量／升)。在这样的矿浆中按照试验推荐的药剂制度进行浮选，没有得到令人满意的结果。萤石粗选的特点是泡沫产品的产率很低。提高油酸乳浊液的用量至500克／吨，实际上也没有能改善浮选过程。矿浆中发现有大量的硬盐，它们与油酸离子相互作用生成一种不溶性化合物，因而在浮选系统中消耗了大量未参加反应的捕收剂。为了消除硬盐的有害影响，进行了用碳酸氢钠从汞-锑循环中浮选萤石的试验，当碳酸氢钠的用量为500—2000克／吨时，矿浆的总硬度有某些降低(降至17—19毫克·当量／升)，但是，在这种情况下，工艺指标实际上没有得到改善。发现在制备乳浊液时，在油酸中加入少量的起泡剂ОП-10能加速新生成的钙和镁皂聚集体的分散，它们在矿浆中又能起到捕收剂的作用。

浮选时使用了油酸钠＋ОП-10作捕收剂，其配比为10：1，这样可减少捕收剂的用量。这对于从碳酸盐中选择性浮选萤石是很重要的。

当矿浆中固体含量为40%，捕收剂应进行精制。

分析试验室所取得的数据可以得出下述结论：

以10：1的比例配备油酸与ОП-10的乳浊液，能有效地在硬水中进行萤石的浮选；

精选Ⅱ和精选Ⅲ的中矿分别含有65%和50%的钙，这种产品加入到中矿单独循环是合理的；

精选Ⅳ和精选Ⅴ的槽内产品含有大量的萤石，应返回到粗精矿精选Ⅱ的给矿，这与矿物分析的结果是一致的。

根据试验室试验的结果，提出了在半工业试验期间作相应修改的建议。

应当指出，在试验室和半工业试验条件下，浮选流动性特征具有本质的区别，由于浮选机结构的不同，浮选机工作时水力和充气条件也不同。这会影响到泡沫的结构，在ΦМ-1型浮选机中泡沫是由大量的小气泡和各种脆性高的泡沫所组成。上述情况使萤石粗选的泡沫产品的产率比试验室试验时有所减少，使尾矿中萤石的损失量相应提高，为了减少萤石的损失，粗选矿浆中的固体含量应降低到30—32%。

在比较浓的矿浆条件下，为了保证充气，应尽可能减小ΦМ-1型浮选机叶轮与护盘间的间隙。

处理萤石-长石选厂的工作实践同样地证明了在萤石浮选时，重要的是保持使用浮选剂时矿浆的温度条件和下步的处理工艺。

在试验厂开始试验期间，没有将生产用水加热，在这种条件下，萤石浮选实际上完全不能进行，在矿浆与药剂搅拌时，将矿浆加热到32—34℃，向泡沫溜槽中加入热水(26—28℃)，在加热至50—60℃的热水中制备捕收剂乳浊液，这样就能有效地促进浮选过程的进行，提高泡沫产品的产率。其实，只有确定了正规的温度后，才有可能对萤石浮选循环进行调整。从半工业试验期间采取的各种综合措施，可以归结如下：

当处理药剂时，确定了搅拌槽中矿浆的最佳固体含量为40%；

确定了萤石粗选时油酸乳浊液的给药点；

为了降低萤石成品精矿中硫的含量，在汞-锑浮选循环中引入了尾矿两次扫选（黄铁矿浮选）作业；

制定了在单独循环中中矿浮选和浓缩的制度。

考虑到细粒分散组分、固体含量低（6—7%），中矿矿浆中又存在着剩余浓度的水玻璃（矿泥的胶溶剂）等情况，首先要解决的任务是中矿的浓缩和分选，这种物料按其固体含量对浮选同样是有用的，如果浓缩时，使用硫酸铝作絮凝剂，其用量为560克／吨矿石，就可以满足中矿浓缩的要求。

在半工业试验期间，萤石浮选的工艺制度见表3-19。

萤石浮选的工艺制度 表3-19

作业	槽数（个）	槽的容积（升）	固体含量（%）	矿浆加入速度（升／分）	矿浆在槽内停留时间（分）	浮选（搅拌）时间（分）
КБЖ处理	1	70	40	17.5	3.5	3.5
水玻璃处理	1	70	40	17.5	3.5	3.5
油酸乳浊液处理	1	120	40	17.5	5.8	5.8
萤石粗选	6	140	32	23.0	4.6	27.4
精选Ⅰ前硅氟酸钠处理	1	35	18	11	2.7	2.7
精选Ⅰ前水玻璃处理	1	35	18	11	2.7	2.7
精矿精选Ⅰ	3	30	18	11	2.1	6.2
精选Ⅰ前硅氟酸钠和水玻璃处理	1	35	14.7	12.5	2.4	2.4
精选Ⅱ	2	30	14.7	12.5	1.8	3.6
精选Ⅲ	2	30	22.8	5.8	3.9	7.8
精选Ⅳ	1	30	19.5	5.9	3.8	3.8
精选Ⅴ	1	30	20.1	4.1	3.5	5.5

萤石浮选循环中药剂的用量，克／吨：

萤石粗选前搅拌作业：

КБЖ…… 800

水玻璃……1000

乳浊液（油酸＋ОП-10）…… 250

精选Ⅰ前的搅拌作业：

水玻璃……1000

硅氟酸钠…… 700

精选Ⅱ前的搅拌作业：

水玻璃…… 250

硅氟酸钠…… 300

分批加入捕收剂（按各个搅拌槽），用各种药剂处理水力旋流器的沉砂和浓缩机的浓缩产品，从过程中分出部分矿泥和浓缩机溢流等办法，来强化浮选试验都没有使工艺指标得到改善。尽管在个别班上，成功地得到了高质量的精矿（94—96%CaF_2）和满意的回收率（56—60%）。毫无疑问，上述指出的浮选设备工作的缺点在试验中引起了不良的影响，破坏了浮选的药剂制度，特别是温度制度。最后，必须谈谈在萤石浮选循环的精选作业中形成絮凝的问题，根据试验室确定的流程，当进行萤石浮选时，建议使用苛性钠（用量为70—100克／吨）作为介质的调整剂，矿浆中当有苛性钠存在时，会大大延缓絮凝团的形成，从而为从碳酸盐中优先浮选萤石创造了有利的条件，但是，这种药剂同样也促进硫化物浮选尾矿中的锑矿物的强烈溶解，因此，应从萤石浮选循环的药剂制度中取消苛性钠。这样，导致了浮选时矿浆pH值的降低，引起了絮凝团的大量产生，同样对浮选的选择性有着不利的影响。在试验中延缓絮凝的生成过程也没有获得成功。

复合矿石的选矿工艺流程图见图3-14和图3-15。

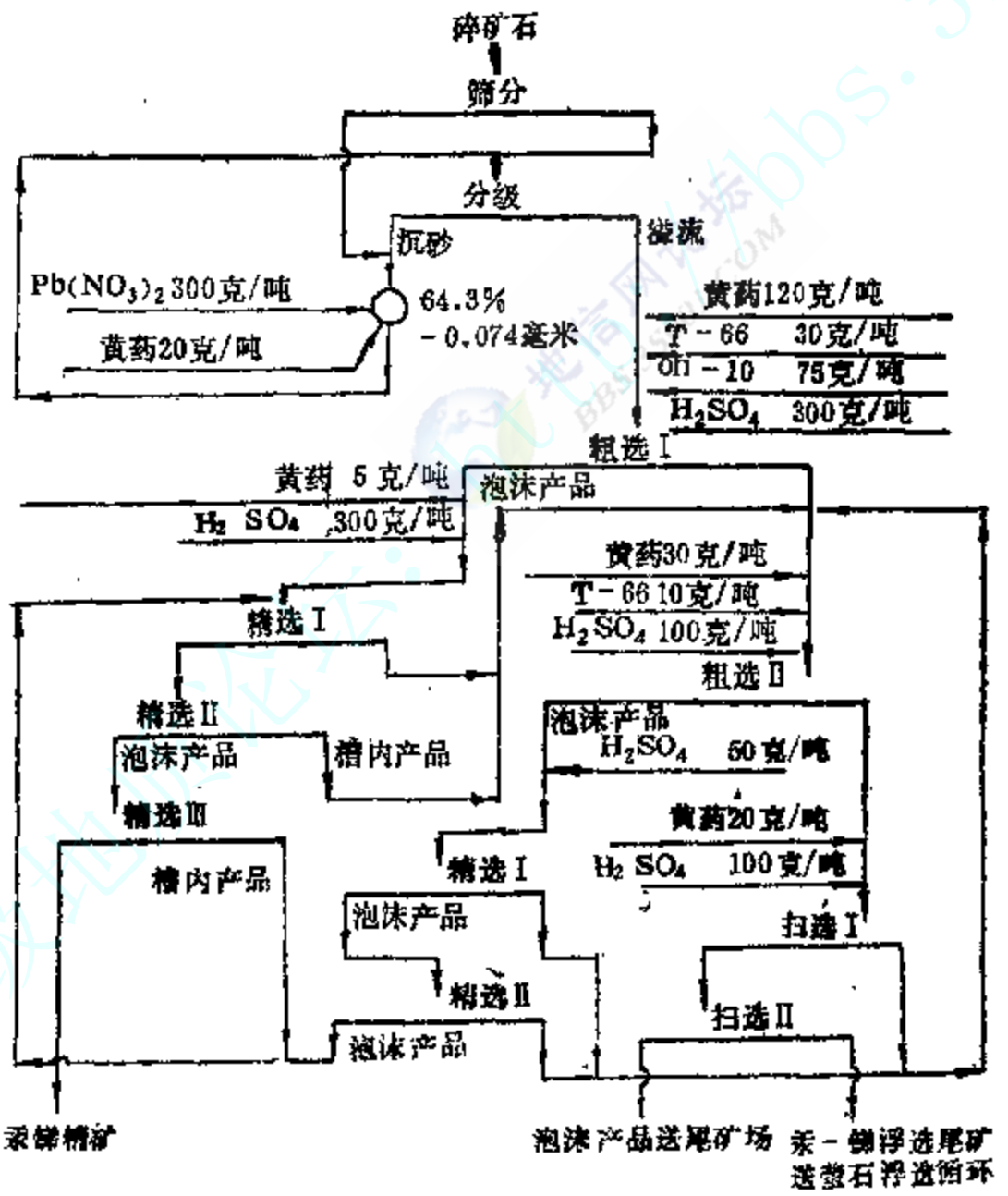


图3-14 汞-锑复合矿石选矿循环的工艺流程

就锑的回收率而言，选矿指标比较低(表3-20)的原因，是由于半工业试验的矿样按物相分析结果计算，氧化程度比较高(48.9-49.4%)。硫化物浮选的精矿、尾矿的浮选结果列入表3-21。锑硫化物的回收率对矿石中硫化锑的含量为92.2—92.7%，氧化物的回收率则为11.9—12.2%，氧化锑中最好回收的是三价和四价锑的化合物。五价锑化物只能回收总量的3.8—4.6%。

最终萤石精矿碳酸盐（4.37—4.9%）和二氧化硅(3.9—3.21%)含量较高，为了净化这种精矿采用了氟化物浸出法（固：液=1：1，浸出时间1小时，温度60℃，氟化氨用量20公斤／吨精矿）和压热浸出法（固：液=1：1，浸出时间2小时，温度155—175℃，压力800—900千帕，苛性钠浓度50—60克/升)。最终精矿含有95.6%CaF_2，1.35%$CaCO_3$和2.37%SiO_2。

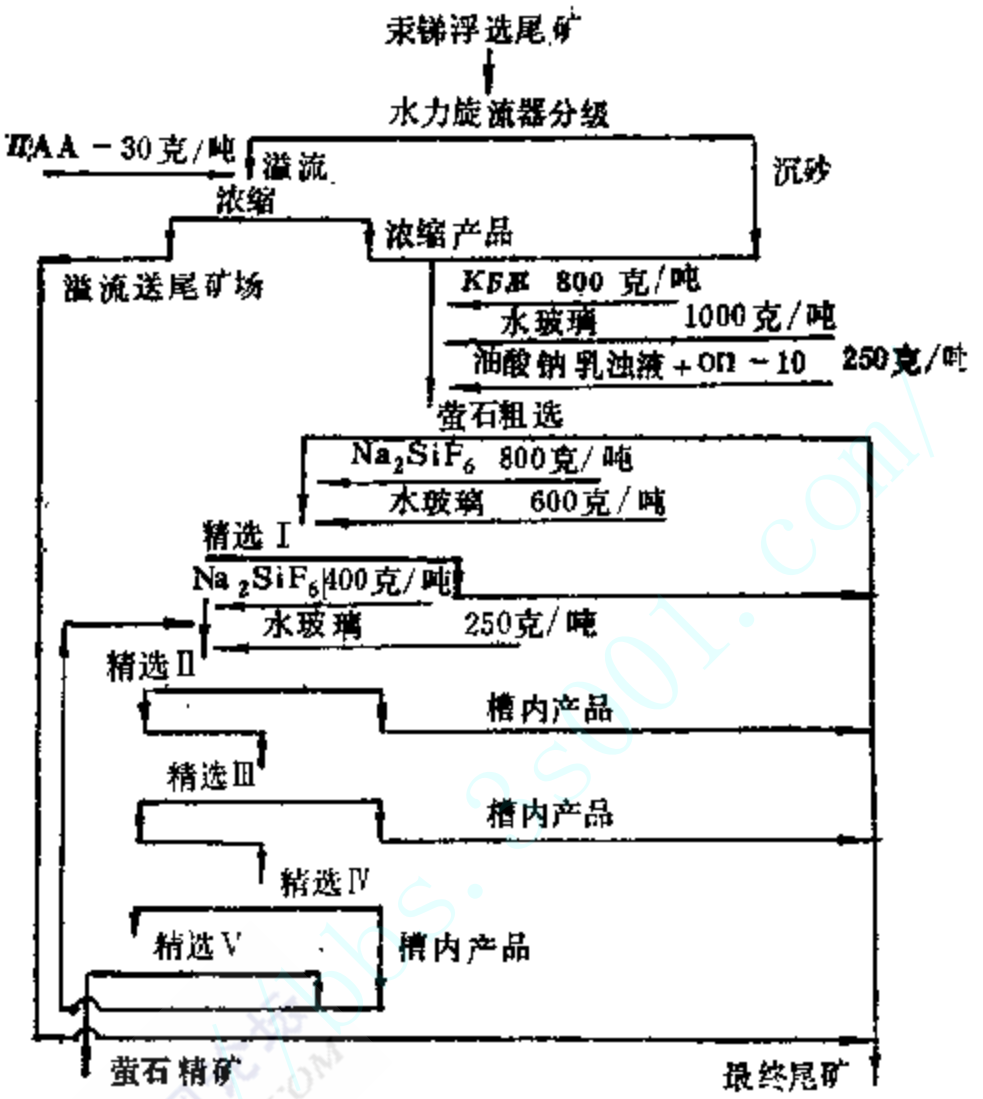


图3-15 复合矿石选矿中的萤石浮选循环工艺流程

汞-锑-萤石复合矿石选矿的工艺指标（%） 表3-20

产品	产率	品位			回收率		
		汞	锑	萤石	汞	锑	萤石
汞-锑精矿	3.1	1.4	25.1	1.46	86.8	52.6	0.4
萤石精矿	6.93	0.002	0.15	90.29	0.3	0.7	50.1
最终尾矿	89.97	0.072	0.77	6.88	12.9	46.7	49.5
原矿	100.0	0.05	1.48	12.49	100.0	100.0	100.0

根据工艺试验的总结果，取最终流程的平衡指标，计算了数质量流程和矿浆流程。

浓缩性研究得出的产品表明，汞-锑精矿的沉降是很快的，在不用絮凝剂的条件下，单位浓缩面积为0.19米²／吨·昼夜，加入聚丙烯酸脂时（用量为10克／米³矿浆）为0.04米²／吨·昼夜。萤石精矿在不加药剂的情况下，浓缩也是十分有效的—0.028米²／吨·昼夜。

硫化矿物和氧化矿物浮选产品的物相分析结果（%）　　表3-21

产品	产率	锑的品位						锑的回收率					
		总计	硫化物	氧化物	三价锑	四价锑	五价锑	总计	硫化物	氧化物	三价锑	四价锑	五价锑
汞-锑精矿	3.1	25.1 / 100 •	22.29 / 88.8	2.81 / 11.2	1.4 / 5.5	0.62 / 2.5	0.79 / 3.2	52.6	92.2	11.9	30.8	33.1	4.6
硫化物浮选尾矿	96.9	0.72 / 100	0.06 / 8.3	0.66 / 91.7	0.1 / 13.9	0.01 / 5.6	0.52 / 72.2	47.4	7.8	88.1	69.2	66.9	95.4
原　矿	100.0	1.48 / 100	0.75 / 50.6	0.73 / 49.4	0.14 / 9.5	0.06 / 4.1	0.53 / 35.8	100	100	100	100	100	100

• 分子为产品中各种形式锑含量的绝对值，分母为其相对值（与产品中总的含锑量之比）。

在半工业试验中，主要的困难是从汞-锑浮选尾矿中分出污水。汞-锑浮选的尾矿直接加入萤石浮选搅拌槽的试验，没有得到好的结果，因为当给矿槽中固体含量为24—26%时，就不能保证矿浆与加入到搅拌槽中的浮选剂很好地接触。在这种情况下，从碳酸盐中优先浮选萤石是不行的，实际上浮选难于进行。汞-锑浮选尾矿在水力旋流器中预先分级，然后在浓缩机中浓缩分级溢流的方案，取得了最好的结果。浓缩产品与水力旋流器的沉砂一起送至萤石浮选循环的搅拌槽。在这种情况下，可用药剂对锑浮选尾矿的沉砂与矿泥分别加以处理。利用回水的设备联系图如图3-16所示。

在调整流程时，确定必须加入聚丙烯酸脂（用量10克／米^3），以保证矿泥产品单位面积浓缩率为0.9米^2／吨·昼夜。萤石浮选给矿搅拌槽中的固体含量为39—40%。在这种情况下，萤石浮选过程进行得相当稳定，流程的调整也很简单。

浮选萤石的中矿浓缩时发现每立米矿浆加入500克的硫酸铝是完全必要的。此时，污水中悬浮体的含量不超过300—500毫克／升矿浆，符合利用回水时污水中机械杂质最低容许限度的规定。

为了对最终尾矿进行很好地浓缩，发现必须在每立米矿浆中添加10—20克的聚丙烯酸脂。

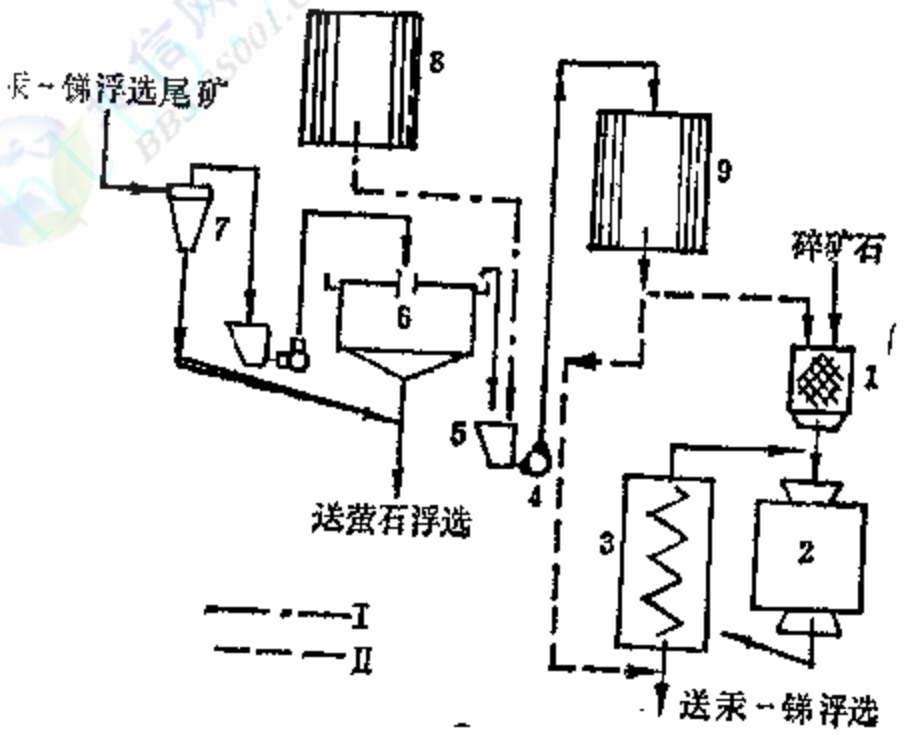


图3-16　在使用回水供水时，汞-锑浮选的设备联系图

1—ГЖ-2型振动筛；2—900×1800毫米球磨机；3—ІКСН—7.5型单螺旋分级机；4—НП-2型砂泵；5—按矿槽；6—φ24米浓缩机；7—φ75毫米水力旋流器；8—新鲜水容器；9—回水容器（Ⅰ—新鲜水；Ⅱ—回水）。

研究结果确定，利用汞-锑浮选循环的污水（占总耗量的66%）作回水供水是可能的。在这种条件下，黄药和Т-66与ОП-10混合剂的用量可分别降低20和10克／吨。

第五节　选矿尾矿的利用

在半工业试验期间，除了研究矿石和精矿的处理方法外，还必须研究选矿过程中产生的尾矿。

工业尾矿常常是制取各种产品主要是建材产品的有用原料。

选矿厂尾矿的分类　　表3-22

尾矿形式	主要矿物	应用领域	原料中限定组分含量(%)
有色金属矿石的选矿尾矿			
石英质的	石英（50－80%）	硅酸盐砖　压热混凝土	$SiO_2>50$；S（以SO_3计）<2；$R_2O<3$.
		建筑料浆　混凝土的活性填料	试验确定原料的适应性
		沥青混凝土混料的矿物粉末	粒级<1.25毫米，$Al_2O_3+Fe_2O_3<7$
		暗色玻璃容器	$Fe_2O_3<2$；$Al_2O_3<4$
		波特兰水泥混料的硅石填料	$SiO_2>70$
		波特兰水泥混凝土的辅助原料	$SO_3<3$，$Al_2O_3<2$
碳酸盐质的	方解石(10—90%)	生产石灰	$CaCO_3$ 43－93，$MgCO_3$ 4－45
	石英（5—60%）	水　　泥	$SiO_2+Al_2O_3+Fe_2O_3$ 3－20；$MgCO_3<10$
		暗绿色玻璃容器	$Fe_2O_3<3$
		硅酸盐砖	$SiO_2>50$；S（以SO_3计）<2；$R_2O<3.6$
		致密硅酸盐混凝土	试验确定原料的适用性
		沥青混凝土混料的矿物粉末	粒级<1.25毫米，$Al_2O_3+Fe_2O_3<7$
石英长石质的	石英（30—70%）	建筑陶瓷	试验确定原料的适用性
	长石（10—50%）	硅酸盐砖	石英>50；$R_2O<3.6$
		建筑砂浆用砂	试验确定原料的适用性
		致密硅酸盐混凝土	同　　上
		玻璃容器	$Fe_2O_3<2$，$Al_2O_3<4$
含重晶石的	石英（30－80%）	硅酸盐砖	试验确定原料的适用性
	重晶石（5－15%）	特种玻璃	同　　上
	方解石(5—50%)	特种水泥	同　　上
		沥青混凝土混料的矿物粉末	同　　上
		致密硅酸盐水泥	同　　上
含锰质的	石英（50—70%）	硅酸盐砖	试验确定原料的适用性
	长石（5—15%）	玻璃容器	同　　上
	方解石（2—20%）	水　　泥	同　　上
	氧化物和碳酸盐	致密硅酸盐混凝土	同　　上
	锰（2—10%）	瓷　　釉	同　　上
石煤的选矿尾矿			
不可燃岩质的	粘土矿物(50—80%)	充填地下采空区	燃料$<20\%$；-0.2毫米粒级<30，水浸液pH≥ 5
	砂岩（10—25%）	建筑陶瓷	SiO_2 30，Al_2O_3 20－30
	碳（5－40%）	多孔烧结料	碳>5，$Fe_2O_3>3$
可燃岩质的	泥质岩（80%）	硅酸盐砖	碳<3，$SiO_2>50$
		建筑用碎石	粉末<1.5，其中粘土<0.15
		建筑用砂	粉末<1.5其中粘土<0.5
		致密硅酸盐混凝土	试验确定原料的适用性

使用矿山，加工，冶金和化学工业部门的尾矿可以制造各种建材（墙料、饰面料、水泥、泥浆、混凝土等），玻璃容器，肥料，以及再回收碳，黑色，有色和贵金属，稀散元素等。

选矿时，特别是选别低品位有益矿产时，要产生大量的废料（选矿尾矿），这种废料主要是石英、硅酸盐、铝硅酸盐、碱土金属的碳酸盐。选矿尾矿的物质组成和粒度组成适宜的话，可以成功地用于（主要是天然石英的代用品）碳酸盐，墙料，压热硬化的饰面材料（由致密的和格状混凝土制造砖瓦），建筑料浆，以波特兰水泥为主的混凝土，沥青混凝土，玻璃容器，玻璃钢的生产中。

选矿尾矿的粒度细，会大大简化尾矿预先加工的工艺，从而降低最终产品的生产成本。

表3-22列举了选矿厂尾矿的分类和它们的应用领域。

地信网论坛 bbs.3s001.com

第四章　回水供水流程的研究

第一节　试验室研究

研究任务和工作组织　在矿物原料加工时，研究污水净化和查明它们在排放和回水供水利用方面的合理性是一个较新的科学和实践问题。所以重要的是要在试验阶段解决方法问题，这些问题与完成污水净化、回收污水和回水组分的化学分析控制的工艺操作顺序有关。为了利用回水，必须确定，污水中有哪些组分，有害杂质和盐类什么样的浓度必须加以净化。

半工业试验之前的试验研究，应当包括根据推荐的选矿流程对排放出的污水盐分进行详细研究。在试验室条件下应当制定和试验净化悬浮物、有害杂质和有毒物污水的有效方法和调整这些有害物质的流程。

在完成污水净化和回水的试验室研究之前，要进行成果归纳，分析矿石物质组分的研究资料，制定矿石准备和选矿工艺流程，确定用于新鲜水中的药剂制度，以便获得第一次污水和验证这种污水返回利用的可能性，並测定各选矿循环和工艺流程作业的产品中的固体含量。

在污水净化和确立回水供水利用合理性方面的研究，应该在矿石选矿原则工艺流程大体上确定之后进行。这时，在完成这一工作的整个过程中，在选矿流程和工艺制度的技术加工专家与净化污水和回水的研究专家之间应当建立经常的联系。在进行工作的过程中，必然会出现诸如选矿浓度和试剂制度的变化，所需试剂的种类和用量以及附加的工艺作业次数的变化等情况。

根据矿石物质组分的原始资料和拟定的选矿流程就可选定研究对象——选矿产品，从这些选矿产品中就可推测初期排放污水的成分。同时编制采用试剂的目录表，注明试剂的技术和工艺特性以及处理矿石时大致的用量（克／吨）。

为了有成效地有目的地完成研究工作，要编制工作计划，该计划包括计划研究的范围、内容和实施该计划的程序。

计划应规定：

选矿单循环和整个流程污水成分的定性和定量研究；

确定精矿可浓缩性和可过滤性特征，选矿其他最终产物的特征以及整个流程污水和每一个选矿循环中的污水特征（在有成熟的综合处理矿物原料工艺流程的情况下）；

确定从细分散悬浮质（泥）、有害物质和有毒杂质中净化污水的条件和主要范围，并采用物理-化学法、化学法或吸附法；

确定和试验具有成熟选矿工艺制度和能大量利用回水的选矿作业的回水供水流程。

因此，净化污水和在回水供水中查明污水再利用可能性方面的研究，是矿石技术评价工作不可分割的组成部份，所研究的问题具有特殊的科学性和实用性，要解决适合于每一个研究

对象的问题，就需要扩大工艺试样量、延长完成单一阶段和整个工作的时间和增加劳动费用。

粗粒分散杂质污水的净化 在试验室研究的第一阶段是开展净化粗粒分散杂质污水的研究。为此在予先拟定的工艺流程系统中选出选矿产品，并消除这些产物的凝缩性。必须考虑到，有哪些污水可能进入回水供水中，这些污水中的机械夹杂物能否澄清到现行标准规定的最大容许浓度范围之内。采用简单的沉淀方法获得这种水往往是困难的。在这种情况下，要使用以下的凝结剂：如石灰、硫酸铝、聚丙烯酰胺等。净化污水所用的设备必需以不影响工艺过程为原则。

净化含粗粒分散杂质污水的目的是为了得到大量的液相，这种液相不含或者含有最少（250—300毫克／升）的悬浮物，以便在以后的回水供水中利用它。

测定的主要参数是：污水的澄清速度，沉清部份的体积，沉积物压实程度，浓缩的单位面积和沉积物压实区的高度，浓缩的药剂制度，成品精矿过滤的单位生产能力及其湿度。

在试验室条件下，使用容积为1升的量筒测定最终精矿和尾矿矿浆的凝缩性，同时记录矿浆中固液相界线的移动时间。

通常酸性矿浆沉降相当快，从矿浆中沉淀出没有悬浮物的澄清部份也不困难。中性和碱性矿浆相当难净化。为了强化这种矿浆的浓缩过程可采用以下的凝结剂（絮凝剂）：石灰、硫酸铝、氯化铁、硫酸亚铁、聚丙烯酰胺等。用凝结剂（絮凝剂）处理污水，污水需要同药剂一起搅拌3—5分钟。凝结剂溶液的浓度，在试验室条件下不应超过1—5%，而在半工业试验条件下可到5—10%；絮凝剂浓度（例如聚丙烯酰胺BA-2为0.05—0.1%。絮凝剂往往同矿物凝结剂一起使用，因为它们有利于扩大混度和凝结剂pH值的最佳范围，减少凝结剂的用量，提高形成聚合体的密度和强度，稳定净化设备的工作和提高它们的生产能力。

添加凝结剂后，要特别注意水的pH值。用石灰水净化后，水的pH值常常要提高到在水返回之前要求酸化的程度。如果用石灰和硫酸铝或者硫酸铁的混合物作为凝结剂，就能避免这种情况。在许多情况下，在回水中不希望有少量的钙离子。同时最好不用石灰，而用其它凝结剂，如硫酸铝。

在完成矿浆澄清试验时要观察2—3小时。试验结果以澄清层的高度H（毫米）与澄清的时间t（分钟）之间关系作图表示。已知原矿浆特征（固体的含量或稀释度R、固相密度、量筒的高度）和原矿浆的澄清动力学，就可整理试验结果。根据苏联选矿设计研究院制定的方法〔33〕对浓缩过程的主要指标进行计算。

根据这个方法澄清速度（米／昼夜）可按下列公式确定

$$\upsilon = 24H / t$$

式中 H—澄清水层的高度，米；t—澄清时间，小时。

浓缩单位面积S，米^2／（吨·昼夜）

$$S = 695tp / (C_0H_0)$$

式中 695—由一个测量单位向另一个测量单位的换算系数；tp—计算时间，分钟；C_0—原矿浆中的固体含量（浓缩），克／升；H_0—原矿浆柱的高度，毫米。

被分出的澄清水量W（%）

$$W = 100(V_{и} - V_{oc}) / V_{и}$$

式中 $V_{и}$和V_{oc}—分别为原矿浆的体积和沉淀物的体积，毫升。

浓缩后矿浆的最大稀释度（浓缩产品）$R_{к}$（厘米^3／克）

$$R_{к} = [V_{oc}\delta - (T - T_{п})] / [\delta(T - T_{и})]$$

式中 V_{oc}—沉淀物的体积，厘米^3；δ—固相的密度，克／厘米^3；T—矿浆中的固体量，克；$T_{п}$—澄清层中固体物质的损失量，克。

浓缩层的高度h（米）

$$h = t_{к}\left(\frac{1}{\delta} + R_{cp}\right) / (24S),$$

式中 $t_{к}$—浓缩产物达到最大密度所必须的沉降（浓缩）时间，小时；δ—固相的密度，吨／米^3；R_{cp}—浓缩层中矿泥平均稀释度，米^3／吨；S—浓缩的单位面积，米^2／（吨·昼夜）。

最终试验结果列于综合表中，该表应有以下的栏目：研究对象；原矿和浓缩产物中固相与液相之比；凝结剂或絮凝剂的种类和用量（克／米^{3}矿浆或克／吨矿石）；澄清层的特征及其中损失的固相物质，毫克／升；浓缩的单位面积，米^2／（吨·昼夜）；浓缩层的高度，米；添加凝结剂（絮凝剂）前后澄清水的pH值。

所编制的不同条件下处理污水的污水澄清动力学曲线，可以比较采用凝结剂（絮凝剂）的有效程度和选择凝结剂最恰当的配比。

应当完成含有粗粒和细粒分散物质污水净化的研究，检验在回水条件下所采用的凝结剂对选矿技术指标的影响并完成编制试验厂使用这些试剂的目录、配制法、用量的说明书。

因为矿浆的粘度实质上取决于温度，在研究固态悬浮物沉降速度时应考虑到试验室、半工业、工业条件下的矿浆加热方式是不同的。

含有毒物质污水的净化 象上面指出的那样，选矿厂的污水含有各种各样的物质，其中某些成分具有很大的毒性。

在组织回水供水时，这些物质就会在回水中聚积起来，这就有可能对工艺过程的运行和流动特性产生实质性影响。这种情况使得有必要进行专门研究，以期查明污水中对选矿过程有利和不利影响的那些组分。

对选矿有不良影响的有害物质和有毒杂质的污水净化，可以使用化学法（例如，臭氧处理），也可以使用物理方法（超声波或声学处理法等）。在这种情况下，可使有害组分受到破坏、聚集或局部处理。

在选矿厂得到最广泛应用的污水净化法是用熟石灰、石灰石、漂白粉、次氯酸钙、氯、硫酸铁和其它化学物质的试剂净化法。

含重金属（铜、镍、锌、铅、镉）离子的污水净化，可以使用加石灰使重金属离子生成难溶于水的化合物沉淀下来的方法。

石灰的使用在于，它可能将油酸、塔尔油和其它脂肪酸（通常用的是皂类）转化成难溶的钙盐沉淀下来。在这种情况下，例如塔尔油的含量可降低到3—5毫克／升。用石灰的化学净化可以算作澄清作业。

浮选药剂АНП、Л-3、Э-1，塔尔油和油酸的净化均可采用吸附法和氧化法。离子

交换树脂、天然矿物吸着剂、炉渣、活性炭及活性氯、臭氧、氯的过氧化物等氧化剂都广泛用来做吸着剂。

超过毒害标准的氰化物污水的净化具有重要的意义。为此要尽量使用漂白粉$CaOCl_2$。还可以用次氯酸钙或者专门配制（如电解）次氯酸钠NaOCl。近来常使用液态氯。用药剂处理的结果，使氰化物全都被破坏，而重金属离子则以难溶的化合物沉淀下来。

进行了一系列用具有高氧化电位的臭氧O_3净化污水的工作。臭氧法与氯化法比较有以下优点：不产生氯气，不用排放剩余的“活性”氯。但是臭氧化所需的动力消耗是很高的，所以目前还不能把它广泛地用到工业上。

用《活性》氯可以使污水中的硫化物完全氧化。为了净化硫化物和其它氧化物（氰化物、黄原酸盐等）建议使用这种方法，其中包括在使用漂白粉或液态氯时也可使用这种方法。要完全净化含硫化物的污水，还要使用含10%硫酸铁溶液。

《活性》氯氧化石炭酸和甲酚的能力比氧化氰化物差得多。虽然如此，目前污水脱酚法还是工业上唯一的方法。

石油产品——煤油、汽油，ИМ-5可在选别石墨和复合辉铜矿石时作为浮选药剂用。净化这些药剂可用吸附法，用碱性介质中的多价金属盐来处理污水。在这种情况下，水中含量很低的石油产品可有效地吸附在金属氢氧化物上沉淀下来。

净化含有毒的氟离子污水的方法是以该原理为基础的。当残余氟的浓度为25—30毫克／升时，可用熟石灰（石灰浆）处理，其用量可按每份氟加10份Al_2O_3计算加入硫酸铝。氢氧化钙、氢氧化铝和大部分吸附氟离子的硫酸铝，都以沉淀的形式被分出，从而使水中氟的浓度降低到1.5—2毫克／升。如果残余的氟离子浓度为25—30毫克／升的话，当介质pH为6.5—7.3时可利用硫酸铝进行一段净化。

净化含砷的污水是一个复杂的问题。解决这个问题的困难程度一方面是粗净化的必要性，另一方面是砷化物的难溶性。目前净化含砷污水较成熟的一些方法有：石灰石法、石灰-磷酸盐法、石灰矾法、硫化物-矾法等。这些方法原理就是从溶液中把砷离子转化为难溶化合物——碱土金属和重金属的亚砷酸盐和砷酸盐、硫化砷及三氧化砷，从而除去砷离子。选用那一种净化方法，取决于砷在水中的含量和存在形式〔17〕。

介绍净化含有害和有毒杂质污水的方法，只是给从事这方面工作的研究人员提供个基本概念。应当根据每个研究对象及其特性确定解决污水净化的具体任务。

在净化污水时常有一个净化程度的问题。这个问题无疑是复杂的，要解决这个问题不可能只用单一的一种方法。在向大自然水域（河、湖）排放污水时，进行有毒杂质的净化要达到现有极限容许浓度标准。在组织内部（封闭系统）回水供水或外部回水供水时，达到上述净化标准就可以，或者不作要求。相反，在很多情况下，根据浮选药剂在回水中富集的情况要专门创造对其综合回收的条件。

回水供水 在回水供水中水的调节及其准备的任务是，查明水中对选矿过程中有影响的组分，确定回水供水中有毒（有害）杂质的浓度，并使其与公用水域水中有害物质极限容许浓度一览表相一致，利用现有的和寻求更有效的净化对选矿过程有不良影响的污水的方法，制定调整污水的处理工艺。

哈萨克选矿设计研究院和伊尔库茨克国立稀有金属研究院拟定了选矿时研究回水供水的

暂定标准方法。但是这些方法要适合工厂的实际条件还需要调整和修正。

最难研究的部分是在试验室条件下进行回水试验。回水供水的复杂性在于完成该项工作需要解决两个问题：

详细研究回水中盐分聚积动力学后，要分出组分稳定的回水；

在选择污水调整方案时，要确定在药剂制度可能改变的情况下回水中盐分对选矿指标的影响。

有些著作建议[5,36]，利用盐分饱和及成分稳定的人工配制的溶液作为回水进行试验。

试验室研究用的这种水的制备，是按第一循环排入模拟的尾矿池污水产率(体积)开始准备。在排入模拟尾矿池之前，污水要按预先制定的流程调整。调整后的水要能够在工艺环节上通过整个的水循环，并考虑到排入模拟尾矿池的时间。沉淀后取出尾矿池溢流样品，以测定被调节组分的含量。这种溢流的组分必须符合第一个循环中回水的质量。通过以盐类溶液形式加入溢流而得到的回水。只添加能从矿石中浸析出的那些组分。所添加组分的极限浓度可用Л.В.米洛凡诺夫公式算出：

$$A = a\,q / \Gamma$$

式中 A—n次循环污水中的含盐浓度（重复使用盐分稳定的水）；a—第一次循环污水中的含盐浓度；q—过程中回水部分；Γ—用于回水供水的新鲜水部分（在100%的回水时Γ≒0），因为在从尾矿池中蒸发和排水时不可避免要损失一部分水，而选矿的最终产物也会带走一些水等。

在选矿过程中，在利用n次循环的澄清水之前，在澄清的这段时间内必须使全部的反应进行完，并使在这种情况下形成的沉积物完全沉淀出来。然后取样进行水样的化学全分析。水样组分不应当与按每个组分化学分析误差范围所计算的结果有不同。

在回水的条件下，按照已知的方法进行选矿的准备作业和试验室试验。收集重新得到的污水是从选矿全流程稳定的时候开始的。这些污水可以属于（n+1）次水循环的水等。关于继续进行下一步试验的必要性问题，要根据n次和（n+1）次循环中污水盐分的聚集情况来判断。

人工配制的回水首先应符合于n次循环中实际的回水。

但应当指出，在大多数情况下进行具有盐分饱和的模拟回水试验，会导致工艺指标降低，不能反映出水中所含组分的情况，对工艺过程产生的正反两方面的影响。此外，人工制备的n次循环的水就其成分来说是盐分饱和的，这就与实际的回水不太相同，这种水也将影响到选矿的工艺指标。

确定回水供水影响的最可靠的办法是研究工艺过程中重复使用的在选矿时得到的实际污水。这种研究办法可研究回水循环中的回水盐分变化动力学，並确定循环水的物理-化学及化学特性和选矿工艺指标之间的对比关系。

对于从事回水供水研究者的工作来说，为了得到含有液相盐分饱和的固液稳定的平衡系统，最重要的是确定必需的水循环最少的次数。关于这一点在文献中有不同的报导，因为该指标取决于矿石的物质组分、选矿工艺流程和选矿的药剂制度。看来，回水的总矿化值是确定水循环最佳次数时的唯一标准。在盐分饱和的情况下，矿化值应是一个常数並只能在化学分析误差范围内波动。

在回水供水条件下处理不同种类矿物原料的实践证明，根据所使用的选矿方法、矿石破碎和矿石分级制度以及所用药剂种类和用量在进行不少于6—10个循环时开始达到盐分饱和。在试验室条件下完成这个数目的水循环就要求对原料（矿石、重选尾矿、浮选尾矿等）数量，以及进行研究时水的损耗作出相应地计算。该损耗包括固相中水耗，进入化学分析中水耗，磨矿和浮选设备排矿时蒸发掉的水分等，这种损耗在浮选时为总用水量的20—25%，在氰化时为10—15%。

为确定进行试验室回水试验时所需要的矿石量和水的单位用量可以用下列资料：

	浮选	氰化
矿石量（按循环），公斤	92(25+18+14+10+8+6+4+3+2+2)	54.2 (18+13+9+6+4+2.4+1.2+0.4+0.2)
水的单位用量，升／公斤	7	5
固相中和化学分析中的水耗，%	25	15
固液比	3—4：1	2.5—2：1

回水的试验室试验和回水中盐分聚积的动力学研究是按下列程序进行的。

用事先准备好的代表性样品按照制定的使用新鲜水的开路流程进行选矿试验。

把精矿和尾矿浓缩的混合液相即第一个循环的水，进行所有被控组分的化学分析。然后，用第一个循环的水进行矿石称样的选矿试验。选矿结果的评价，不是按每个称样的产品，而是按3—4个称样的尾矿和精矿来进行的。

加入每一作业的药剂必须考虑到这些药剂在上一个循环的回水中的残余量。根据在每个循环中取出的回水的化学分析结果进行盐分聚积动力学的评价，而盐分对选矿指标的影响是按精矿的产率和质量及精矿中有用组分的回收率来评价的。如果工艺流程规定选出几个精矿，那么该流程要分成几个单独的循环。在这种情况下，关于盐分聚积和回水盐分对选矿结果影响的动力学，可按上述方法通过单独地进行水循环来判断每个循环的工艺指标。

在回水条件下研究阶段要完成选矿的闭路试验。将回水的选矿指标与新鲜水的选矿指标作一对比并最后作出在回水中利用污水可能性的结论。

第二节　污水的组分及其净化方法

污水中有害物质的极限容许浓度和净化方法　液相主要组分和常用药剂的极限容许浓度是净化污水的主要指标[26]。

极限容许浓度是指空气中或水系的水中有害物质的最高容许浓度，化合物的这种浓度在其长期作用下不使生物机体发生任何病变。

水中的一些化学物质通过饮用水对人和动植物机体产生的危险性，迫使人们必须根据已规定的保护地表水不受污染的标准来保护水域。

水质标准如同外部环境的其它元素标准一样，都是根据卫生标准、国定全苏标准和多种技术条件来制定的。饮用水国际标准是世界卫生组织制定的，它规定了各种污染物的极限容许浓度：如细菌、放射性物质、化合物和氰化物、机械悬浮物等。

在苏联和经互会各国，水的卫生技术标准是根据政府制定的等级、国定全苏标准和技术条件制定的。根据有害物质极限容许浓度标准，对于经济供水水源的水域列出了400多种化学污染物质的名称。

从1975年1月起苏联实行了饮用水标准，标准中对水质规定了更严格的要求，大大低于世界卫生组织规定的污染物质极限容许浓度的标准。

根据世界卫生组织的资料，进入水域中的许多化学物质不仅有毒，而且能对人和温血动物的机体产生有害影响，并能聚集在土壤和植物中。目前已发现的有害污染物质有以下几种：

具有致癌作用（能生成恶性肿瘤）——砷、铬、硒、汞、锌、铍、镍、钴、镉、钯、钇、铀、铂等；

能产生畸胎影响（能形成怪胎）——镉、钴、砷、铅、铝和锂；

能产生遗传影响（形成遗传性病变）——研究程度不够；

产生刺激皮肤和粘膜等的变态作用。

对于水中生物来说污染水域更为有害，水中生物对有害物质作用的敏感程度要比人和温血动物大得多。此外，水域中有害杂质存在的浓度接近极限容许浓度，而这些有害杂质有可能被鱼的组织所吸收，以致造成人们中毒的危险。

当这些有害物质同时存在时，有害化合物的作用是相当厉害的。这种物理—化学因素，如温度、pH值、氧含量和硬度等，在水中的含量相同时也能改变化学物质的毒性。

因此，污水中有害物质的剩余浓度超过极限容许浓度并对生物生长有不利影响时，就必须采取相应技术措施，降低水域的污染，在严格控制水质要求的情况下组织供水系统。

日常生活用水和灌溉用水水域的水中，饮用水中及排到下水道的污水中化学物质的极限容许浓度见文献[26]。

在进行污水净化工艺研究时应当考虑到的一些化学物质和浮选药剂的极限容许浓度如下（表4-1）：

某些有机物质和药剂的极限容许浓度，毫克／升

胺	
（C_7~C_9）	0.1
（C_{10}~C_{16}）	0.04
煤　　油	0.1
合成脂肪酸	根据生物化学需氧量指标和溶解氧的指标考虑在水域水中有机质的含量范围
丁基黄药	0.001
M-甲酚	0.002
O-甲酚	0.05
松节油	0.2
塔尔油	0.2
АНП-1	0.05

АНП-2 ……0.4
ИМ-11……0.1
ИМ-68 ……0.03
Т-66 ……0.2
粉剂«新»……10
ОП-7……0.4
ОП-10……1.5

表4-1

金属和化合物	换算化合物的化学元素	极限容许浓度（毫克/升）		
		水域水	饮用水	污水
硝酸盐	N	10	10	—
氮	N	2	0.05	2.5
铵盐	N	2	—	—
铝盐	Al	0.1	0.5(0.05)	—
钡盐	Ba	4	—	4
铍化物	Be	0.0002	0.0002	—
硼	B	—	—	1
溴	Br	0.2	—	—
钒	V	0.1	—	5
铋化物	Bi^{3+}	0.5	—	—
	Bi^{5+}	0.1	—	—
钨	W	0.1	—	—
铁	Fe	0.5	0.3(0.1)	—
镉	Cd	0.01	(0.01)	—
钴	Co	1	—	—
镧	La	0.01	—	—
锂	Li	5	5	—
锰化物	Mn^{2+}	1	—	—
	Mn^{4+}	10	0.1	0.1
铜	Cu	0.1	1(0.5)	0.5
钼	Mo	0.5	0.5	—
砷	As^{3+}	0.05	0.05	0.1
镍	Ni	0.1	—	3
铌	Nb^{5+}	0.01	—	—
锡	Sn	—	—	2
汞	Hg	0.05	0.001	0.005
铅化物	Pb	0.1	0.1	1
硒化物	SeO_3^{2-}	0.001	0.001(0.01)	0.01
硫酸盐	SO_4^{2}	500	90	500
硫氢酸盐	S^{2-}	无	(0.05)	1
银	Ag	0.05	—	0.05
锶	Sr^{2+}	2	2	—
锑化物	Sb^{3+}	0.05	—	0.2
	Sb^{5+}	0.05	—	0.2
铋	Te	0.01	—	—
铀	U	0.6	1.7	—
磷酸盐	PO_4	0.1	3.5	6
氟化物	F	1.5	0.7—1.5	1.5
活性氯	Cl_2	无	0.3	1
氯化物	Cl^-	—	350(600)	150
铬化物	Cr^{3+}	0.5	0.05	2.5
	Cr^{6+}	0.1	0.01	
锌化物	Zn	1	5	1—5
氰化物	CN-	0.5	(0.05)	0.05—0.5
无机酸	pH	6.5—8.5	6.5—8.5	6—11
干残渣	毫克/升	—	—	1000

注：括号内是按世界卫生组织标准表示的化学物质的极限容许浓度。

絮凝剂：

BA-2……0.5

BA-2-T……0.5

聚丙烯酰胺：

АМФ……2

ПАА……2

ОПС-Б……2

ОПС-М……0.5

对于在工艺中使用的某些化学物质，苏联和世界卫生组织还没有对极限容许浓度作出规定。确定水域中的水质标准需要长期观察有害物质的不同含量对生物机体的影响。各种工业生产的污水和回水中的极限容许浓度的现有资料还不能对其进行分类，必须收集和整理新得到的资料以便制定适合于不同物质组成的矿石及其选矿药剂制度的污水的净化方法和组织回水供水系统。在这方面，重要的是要有分析污水成分的精确方法。

在制定污水调整和净化流程时，其先决条件是确定能评价有害物质污染程度的成分最起码的控制指标表。该表是根据所研究矿石的矿物、化学和相分析的资料以及选矿时所采用的浮选药剂名称资料编制的。污水和回水最起码的控制指标项目是：感官分析和物理-化学分析（气味、颜色、温度、透明度、混浊度、pH值和硬度）；悬浮物含量（克／升）；可溶性无机物含量（可溶性阳离子和阴离子含量、总矿化度、干残渣量，克／升）；可溶有机质含量（在工艺过程中使用的药剂残余量、高锰酸盐或重铬酸盐氧化度、化学和生物化学需氧量）。

污水分析的附加指标是根据要求并取决于矿石类型、选矿工艺流程和药剂制度、矿井水或矿山水中的有害组分进入矿浆的量，如果选矿时作为工艺水使用这些水的话。

控制污水组分的化学分析法和物理-化学法 定性和定量地研究污水组分，常常由于污水组分复杂、杂质浓度变化范围大和污水组分随时发生变化等而很难进行。

在对污水组分作分析控制时，进行分析所需的时间具有相当重要的意义，因为在这段时间内没有经过充分净化的水可能进入蓄水池或回水供水系统。

污染水的物质的浓度，通常变化范围很大：从每公升几十克（严重污染的污水）到每公升百分之一到千分之一毫克（净化污水和水域中的水等）。这就证明测定污水中化学物质的浓度是项很复杂的工作。更复杂的是在进行分析时必须考虑到水中还存在着没有制定出标准分析方法的混入物。

现有的标准分析方法主要满足于对污水中无机物分析的要求。然而为了提高分析精度和准确性以及减少测定所花费的时间，广泛使用测定污水中无机物浓度的仪器分析方法，如：测定气体（O_2、CO_2等）使用气体色层分析法；测定重金属离子使用薄层色层分析法、极谱法、原子吸收光谱法、火焰光谱法，测定阴离子使用激发光谱和萤光光谱分析法等。

由于能够发现的有机物质种类很多，所以选择测定污水中有机物杂质的可行方法更加困难，灼烧时测定耗量、氧化度（高锰酸盐和重铬酸盐）、有机炭和氧的生物化学消耗量。例如，根据化学需氧量和生物化学需氧量就可判断出工艺过程进行后污水中所含的有机浮选药剂的总量。为了测定浮选作业使用的每一种有机药剂的残余量，通常采用量热器分析法，利用该方法也可测定酚、甲醛、氨、氮苯基、合成表面活性剂、硬磺酰基等。

但是污水中存在有混入物，分析的灵敏度和精确度要求较高，分析时间要短，这就决定了对受有机物质污染的污水应广泛采用仪器分析法。

分析污水可采用气液色谱法，薄层色谱法和离子交换色谱法。在杂质预先析出和富集以后或者与利用对水不太灵敏的火焰离子检测器的同时，可用这些方法定量测定微量杂质。

用汞电极极谱法可以测定污水中各种有机质的含量。还可以用有机质直接还原法或用将有机质转变为极谱活性化合物的间接法来测定。

紫外线分光光谱法可用来定量测定各种类型的有机质：芳香族碳水化合物、氮苯基、黄原酸和其它化合物。为了测定污水中石油产物（煤油，ИМ-5）的含量建议使用红外光谱分光光谱法及萤光分析法[61]。

应当指出，必需按各类药剂标准溶液的标准曲线来算出污水中的全部浮选药剂量，这些药剂都是在工艺过程中使用的。

测定组成复杂的有机浮选剂可用两种方法。第一种方法是根据浮选后药剂成分的变化测定主要组成物质中的一种物质的总含量。第二种方法是测定药剂中的某一组分的含量，这种组分规定有极限容许浓度或者在使用回水供水时它对浮选指标的影响最大。

污水中有机化合物分析所需的时间过长是现行方法的最大缺点，因而在进行回水试验时，这些方法是不能作为快速分析来用的。因此，在专门从事污水和回水分析的研究者面前展示了一个寻求、制定和确定新的有效的快速分析法的广阔前景。

初期污水盐分的控制 根据矿样的矿物、化学和物相分析资料以及根据所采用的药剂种类来确定污水中需要控制组分的最起码的项目。项目确定后，就可用化学分析法或其它方法测定这些组分的含量。

在着手完成初期污水的化学分析之前，测定用于试验室选矿试验的新鲜水成分和矿石粉碎后的水浸液的成分是合理的，而在许多情况下也是必要的。根据这些分析结果，可得出组成矿石的有用矿物和造岩矿物在湿式粉碎过程中溶解程度的结论。

有些组分必须首先列入污水中所要测定的组分，即排放到露天水系受极限容许浓度限制的那些组分，也是在污水作为回水使用时为确定调整条件的重要组分。列入所要测定的组分还有悬浮物、矿浆的可溶性矿石组分（碱金属、碱土金属、重金属和有色金属离子、可溶酸和可溶盐的阴离子）、pH值、总盐量、药剂（捕收剂、起泡剂、调整剂、凝结剂、絮凝剂）残余量以及具有有毒作用的物质（氰化物、酚和甲酚等）。用于分析的样品体积应不少于1.5—2升。测定污水盐分的方法在有关手册和教科书中都有详细的叙述。

分析时应特别注意的是测定污水中起泡剂和捕收剂的残余量。由于这些药剂都是有机质，其量甚至很少也常常会在回水条件下使污水对矿浆的流动特性和浮选结果产生重大的影响。测定选矿厂污水中起泡剂和捕收剂含量的直接化学测定方法在参考文献里已有叙述。但是，在很多情况下所取得的结果是不够精确的，有时由于有大量的混入物和固定添加物的残余物而导致自相矛盾的结果。

因此建议采用两种或三种方法联合测定有机浮选药剂。例如，用液化气或薄层色层分析法测定污水中全部有机化合物氧化作用的化学需氧量。

为了测定非极性药剂—捕收剂(煤油、ИМ-5、碳氢油等）的残余量，最有效和最精确的方法是萤光分析法。

测定污水中微量的T-66、ОП-10、浮选油及松节油等起泡剂是相当困难的。由于缺乏直接控制污水中这些药剂低浓度的方法，建议使用仪器分析方法，例如液化气体色层分析法。在试验室试验和工业试验的实践中运用液化气体色层分析法可以有效地控制污水中起泡剂残余量，因而能及时地进行回水条件下矿石浮选时药剂制度的调整。

在测定污水污染程度时必须考虑到，从矿石中浸析出除重金属阳离子以外的组分对浮选作业的影响。这些离子的含量在临介浓度范围内会减缓浮选时的浸析过程。同时被浸析出组分的浓度不应超过相当于 n 个循环的临介浓度。例如，钾离子、钠离子、钙离子、镁离子、铬离子、硫酸盐离子、碳酸盐和重碳酸盐等离子的浓度在临介范围内不会破坏矿石中硫化物浮选过程和含金-银矿石的氰化过程。

研究未知作用的组分的影响应当使用所有可行的方法。

第三节　半工业试验过程中污水的净化和回水流程的制定

试验任务和工作组织　在进行扩大试验和工业试验阶段，要对试验室条件下制定的清除悬浮物、可溶性有害和有毒物质的污水净化工艺进行检验。根据调整和净化污水的建议，回水条件下的试验是试验企业要长期不断地进行的工作。回水条件下选矿工艺指标与新鲜水的选矿工艺指标相比是会低一些。应作出对具体类型的矿石选矿时利用污水作回水供水是合理或是不合理的结论，并提出在工业条件下运用已制定的污水净化工艺和回水流程的建议。

该建议应当包括污水净化的方法和净化制度；所用的药剂种类和用量；选矿产品的浓缩性和可滤性；回水流程的描述，以及所用的工艺设备说明等。

在进行扩大试验或工业试验时工作组织有它自己的特点。首先，净化污水和回水供水的措施只是在有预先的试验室研究结果时才采取。

半工业试验可划分为三个阶段：

准备阶段，包括在选厂进行回水试验的原始资料的准备。这里包括选矿流程平衡时初期污水的取样，测定污水中的盐分，检查在试验条件下选择的调整方法，编写净化污水用的药剂配制的建议，配置和安装回水试验的设备和编制取样工艺图；

在回水供水条件下，进行选矿扩大试验或工业试验阶段，工厂要连续工作一个月（60—70班次）并根据各班次和总流程试验结果取平均指标；

最后试验阶段，分析所获得的结果並将其与用新鲜水试验的指标加以比较，计算选矿的数-质量流程和矿泥流程，平衡用水量和排水量，编制在工业条件下运用已制定的调整污水和回水流程的建议。

进行污水净化和回水试验的总持续时间不应少于2—3个月。

污水的净化　污水净化以前，对污水净化方法已作过充分研究，並制定了在有色金属和贵金属选矿时的回水供水系统。其中某些方法已在半工业试验中试用並在选厂推广。

前面已经指出，由于入选矿石的物质组成和矿石加工流程及药剂制度的不同，污水本身在化学成分上有重要区别。以哈萨克机械选矿设计研究所为首的工业污水净化研究单位与从事这方面工作的其它机构一起所积累的经验为基础，根据向外水域排放污水的有毒程度进行污水分类。拟定了工业污水消毒措施和原则工艺方案。按这种分类，污水可分为以下几类：

含有游离氰化物、硫化氰酸盐和其它金属氰化物的污水。铅精矿和铜精矿浓缩机的溢流、处理铜和多金属矿石选矿厂尾矿场的溢流和炼金厂尾矿场的溢流属于这种污水；

含有重金属和稀有金属阳离子的污水。有色和稀有金属矿石选厂的浓缩机、沉降池和尾矿场的溢流；

含有机质、固体悬浮物以及高酸性的污水。矿井水、重力选矿厂尾矿场、洗矿设备、挖掘船和其它矿山选矿设备的溢流；

可溶性化合物含量高的污水和回水。

上述分类只考虑了污水的产生，没有考虑污水中所含物质对选矿工艺指标的影响。此外，该分类还未考虑到组分的物理-化学状态的个别特性，这种特性在某种程度上决定着对污水净化方法的选择。

A．M．别洛乌索夫和Г．С．别尔格尔提出的污水分类法是基于杂质的浮选特点并考虑了所采用的污水净化方法[4]。在一定程度上可将这种分类作为工艺分类。

根据污水中杂质成分和对浮选工艺的影响，建议划分成以下几类：惰性物质；有选择作用的物质；有机化合物；可溶气体；固体悬浮物和胶体。

在水中形成对矿石浮选影响不大的离子的物质属于惰性物质。这主要是带入水中呈K^+、N^+、NH_4^+、CO_3^{2-}、SO_4^{2-}等离子状态的盐类。在这种情况下，“惰性”的概念是相对的，例如，在铜矿和多金属稀土矿石选矿时K^+和Na^+阳离子对选矿过程没有重要影响。另一方面，在用脂肪酸作捕收剂浮选长石时，这些离子对浮选过程却会产生决定性的影响，所以应当将其划归有选择作用的物质一类。阴离子也是一样。

在污水中形成可控制浮选选择性的离子的物质叫做有选择作用的物质。属于这类物质的有强烈改变矿浆pH值的有酸、碱、浮选活化剂、抑制剂和重金属（例如铜矾、锌矾、氟硅酸钠、硫化钠、氰化物等）盐类。这类物质应该严格控制，而回水进入相应的浮选循环之前要对它进行调整，以便按需要量确定有选择作用杂质的浓度。

在污水（回水）中存在着可溶性的或乳化的有机化合物，既影响浮选结果本身，又影响伴随浮选的一系列过程（例如，影响槽子和浓缩机中的泡沫）。起泡剂、捕收剂（有极性和非极性的）、硬质磺酸盐和淀粉类的抑制剂，以及为了浓缩精矿和净化固体悬浮物的尾矿而采用的聚丙烯酰胺类的聚合絮凝剂都属于这类化合物。

如果污水中的有机质没有被净化掉，在尾矿槽中有机物没有被分解到一定程度，那么在回水条件下进行浮选时有机物将聚集在回水中並影响浮选过程。

从气体对浮选影响来看，对溶解在矿浆中的气体研究得还很不够。更重要的是溶解在水中的氧对硫化物氧化的影响。此外，有根据认为，某些矿物可浮性与温度的关系在很大程度上是由水中气体可溶性的变化来确定的，尤其是氧。

进入污水和回水中的固体悬浮物和胶体是特殊的杂质，在选矿时，它们的作用和意义很重要。固体悬浮物的存在，可能是尾矿池中的尾矿水澄清得不够充分或从尾矿池中排出来的回水条件受到了破坏（澄清水时矿浆混浊）。固体悬浮物不仅影响重选结果尤其影响浮选结果。在重力选矿时，回水中的固体悬浮物含量高会提高矿物分选的介质密度，破坏物料按粒度的分选过程。

污水和回水中存在的微粒物质和胶体物质对浮选的影响是多方面的。由于胶体的表面积

大，所以就具有很大的吸附容量。胶体和微粒吸附矿浆中的浮选药剂，从而降低了浮选药剂的“有效浓度”。当浮选颗粒表面具有吸附性，胶体存在亲水表面时，会降低矿石中金属的回收率。

表4-2是根据污水中的杂质所进行的污水分类，并指出了污水在给入工艺过程之前的净化方法。

污水的工艺分类（按污水的杂质和净化方法） **表4-2**

多相系统				单相系统			
固体悬浮物，		惰性杂质		有选择作用的杂质		有机化合物	
成分	净化方法	成分	净化方法	成分	净化方法	成分	净化方法
尾矿浆中的固体部分和其中包括浮选药剂相互作用结果而形成的胶体	在加进或者不加凝结剂（絮凝剂）时在浓缩机、沉降池、尾矿池中沉淀	Na^+，K^+，SO_4^{2-}，Cl^-等离子生成的盐类	把离子固着在固相上，（离子交换）萃取，电渗析	重金属阳离子形成的盐类，氰化物和在肪脂酸浮选时形成的硬度离子（Ca^{2+}和Mg^{2+}）	用澄清的方法将其变为可溶性小的化合物；用活性氯、臭氧和氢的过氧化物等将其氧化；吸附氰化物后利用；用苏打将水软化	起泡剂、捕收剂、非极性药剂	用活性氯、臭氧、过氧化氢氧化，在浮选前或在浮选时用活性炭吸附或者离子交换

污水中杂质的分布和含量取决于所处理的矿石和选矿工艺流程。

选矿时污水中各类杂质的分布如下：

	浮选尾矿	浓缩机溢流	其它水
占总水量的百分数	70—80	3—20	1—2
固体悬浮物和胶体	95—99	0—3	1—2
惰性离子	78—96	4—10	40—60
有选择作用的离子	4—10	90—96	0
有机化合物	40—60	40—60	0

浮选尾矿是固体悬浮物和惰性离子的主要载体，而浓缩机的溢流则是有选择作用离子的主要载体。有机杂质在浮选尾矿与浓缩机溢流之间的分布大体相同，但由于在污水总量中浓缩机溢流的污水量实际上少于浮选尾矿的污水量，所以前者就集中了大量的杂质。

在进行已勘探矿床矿石的工艺试验过程中，污水净化和调整可能出现不同的流程方案。

在试验性工业条件下按重-浮流程对成分复杂的含钽复合矿石选矿时，进行了污水的循环净化[17]。重选作业的污水要用石灰（700克／米^3）和聚丙烯酰胺（2克／米^3）澄清。而澄清后的水可作为回水使用。

重选尾矿的浮选循环的尾矿浆要用聚丙烯酰胺（10克／米^3）进行浓缩。澄清的矿浆溢流用离子交换法进行调整，开始是用阳离子过滤器（Ky-2），然后是用阴离子过滤器（AMП）。

用该法净化的水返回到浮选循环中，並可能得到稀有金属浮选最终尾矿。

处理1米^{3}污水药剂的用量是（克）：

CaO 700　　NaOH 0.3—0.5　　ПАА 12　　吸着剂 0.2—0.3

HCl 0.8

在进行复合钨矿石工业试验时，实现了初期污水的循环净化[17]。污水调整流程规定了用硫酸铝（用量300—500克／米^3）来净化粗粒和细粒分散杂质，用氯化铁(50—70克米^3)、石灰(10—20克／米^3)和聚丙烯酰胺（1—2克／米^3）净化石油产品，並用石灰20克／米^3、硫酸铝800克／米^{3}净化有毒的氟离子。

在试验厂的全回水供水（回水循环）中加进预先净化好的污水，可以节省平均约75%的新鲜水，而不影响从矿石中回收全部有用组分的选矿工艺指标。

锑-萤石矿石浮选时，排放出的污水中砷离子和锑离子的浓度(分别为0.6和0.9毫克/升）超过了极限容许浓度。

这类污水的化学分析表明，污水中已没有硫化物的硫离子，这表明在污水中存在的是砷酸根和砷酸盐的阴离子。锑也具有这种类似化合物的特点。

净化上述污水有两种方法。

石灰-磷酸盐法是用少量的石灰和磷酸溶液（磷酸钙共沉淀法)处理污水。加入这些药剂后形成的磷酸钙沉淀捕捉了砷和锑。此外，在沉淀过程中形成砷酸盐和锑酸盐沉积（固态溶液），这些沉积物中的砷和锑实际上並不能洗出。

石灰-硫酸盐法是在pH值为9时，用所生成的铁和钙氢氧化物凝聚体来沉淀砷和锑化物的方法。铁的砷酸盐和锑酸盐溶解度要比类似的钙盐低得多，这就可以使砷和锑在净化后污水中的浓度保持在极限容许浓度之内。

净化砷和锑污水的试验室试验结果列子表4-3。

净化砷和锑污水的试验结果 表4-3

净化方法	净化时的药剂用量（克／升）			介质pH值		元素含量（毫克／升）			
						净化前		净化后	
	硫酸铁盐	磷酸	石灰	净化前	净化后	砷	锑	砷	锑
石灰—磷酸盐法	—	1	1.3	7.6	11	0.6	0	—	0.02
	—	0.7	0.75	7.6	10.8	0.6	9	—	0.048
	—	0.5	0.6	7.6	10.7	0.6	9	—	0.25
	—	0.1	0.13	7.6	10.1	0.6	9	—	5.36
石灰—硫酸盐法	15	—	3.2	7.6	9	0.6	9	0.03	0.008
	12.5	—	2.5	7.6	9.3	0.6	9	0.03	0.05
	10	—	1.8	7.6	9.2	0.6	9	0.045	0.25
	0.5	—	1.5	7.6	9	0.6	9	0.1	2.95

两种净化方法的效果大体相同都可以使砷和锑的极限容许浓度值达到0.05毫克／升。

最有意义的是对钨-钼矿石选矿后所获得的污水调整的研究。正象已指出的那样，这种污水溶解的硅酸盐残余浓度提高了，这就使尾矿池中水的澄清发生了困难，也不能把这部分水再用于回水供水了。

在苏联选矿设计研究院的著作中提出，为了絮凝细粒分散颗粒和呈氢氧化物形式的重金属沉淀而要在尾矿池中加入石灰乳之前处理矿浆。然后，澄清的溢流用30%的盐酸酸化，当盐酸用量为1—1.5公斤／米^{3}时，pH值为8—9，並将澄清的溢流作为回水给入工艺过程。看来，这种方法有两个原因不能采用。首先，在回水中聚集有氯离子。当回水的体积为70—75%时，经六次循环后聚集氯离子的浓度可达到700毫克／升，这不符合对回水提出的要求（不高于

200毫克／升）。其次，用这种净化方法会大量消耗盐酸（每吨被处理矿石达3公斤）。

在回水条件下处理矿石时，用凝结剂处理尾矿浆和调整药剂制度是广为采用的调整方法。

中亚有色金属设计研究院建议将铝硫酸盐和两价铁或与硫酸盐相结合的石灰乳作为凝结剂。

中亚地质和矿物原料科学研究所拟定了分段处理污水的方法，首先用20%的硫酸使pH值达到7.5—8，经10—15分钟后使用凝结剂（絮凝剂）。建议用铝或硫酸铁或者聚丙烯酰胺作凝结剂（取决于所处理矿石的物质组成）。

在药剂直接加入尾矿浆时，使澄清达到了令人满意的程度。加酸和加凝结剂之间的“间歇”时间为10多分钟，这是调整的必要条件。否则，所澄清的水层超不过要澄清的污水总体积的50%。

在工业试验条件下加工复杂的白钨矿矿石时，试验研究了所拟定的净化方法，并得到了理想的结果。在工艺过程中尽可能利用净化水是一种好办法，不必对水进行任何专门处理。建议应广泛采用这种方法。

回水供水系统的组织 组织回水供水系统，特别是全回水系统，在扩大试验或半工业试验条件下浮选已勘探矿床的矿石时，是项复杂工作。大量的废水在浓缩时被有机质和矿物质所污染，从而防碍了这些废水在工艺过程中的利用或者防碍了未经预先调节和净化就向水系排放。这就决定了必须对每个具体的研究对象拟定独立的回水的调节方法和回水供水流程，也限制了广泛总结这方面的现有经验以及在其它项目上利用这些经验。

由于认为使用回水不可避免地会降低工艺指标的错误见解，使在解决试验厂和选矿厂回水供水组织的问题上显得过分小心谨慎。

在单金属矿选矿时，解决组织回水供水问题是相当简单的。全部净化了的来自尾矿池的水（或与其类似的）和精矿脱出的水都可返回到选矿过程中。当回水中存在有残余的浮选剂污染物时，在减少药剂加入量的条件下是不会影响工艺过程的。这一点已在铜矿石选厂广泛利用回水供水而得到证明。

浮选多金属矿石（铜-锌矿、铜-铅矿、铜-铅-黄铁矿矿石等）时，使用回水供水是相当困难的。这些矿石的选矿过程相当复杂，需要使用多种药剂，而且必须解决专门组织回水利用的问题。

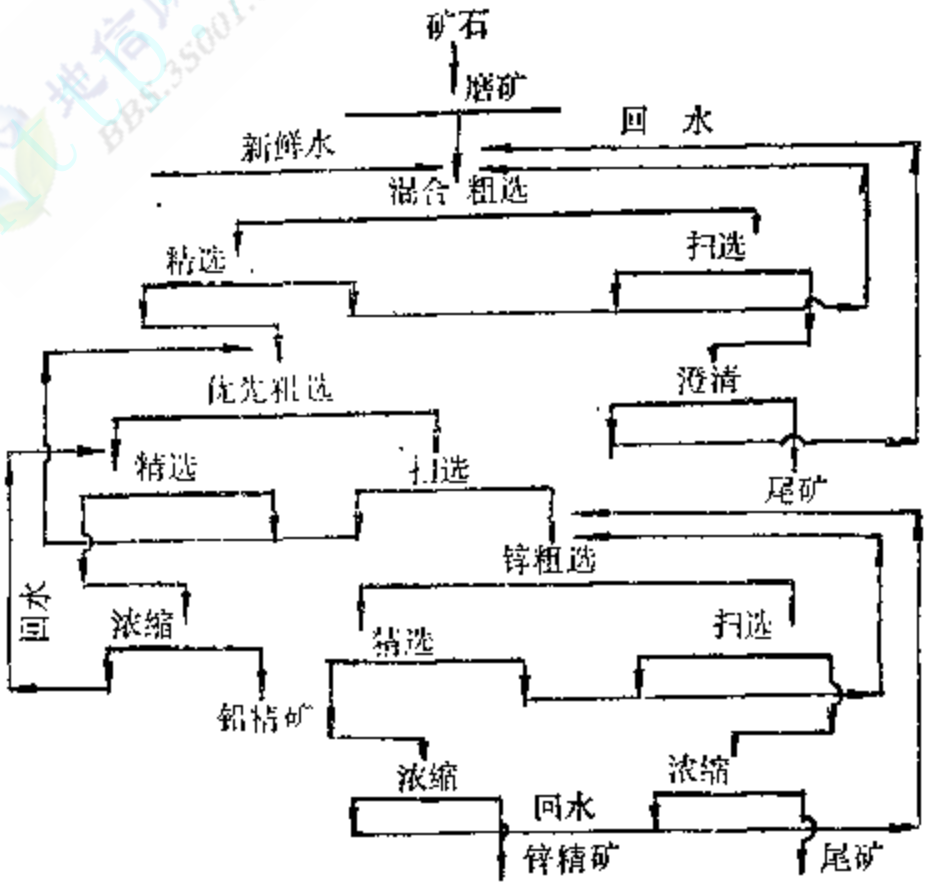


图4-1 多金属矿石混合-优先浮选时回水供水的原则流程

在制定回水供水流程时，要合理地组织回水循环或者在优先浮选时采用新鲜水，在某些情况下，也利用除害处理净化过的废水。

例如，在多金属铅-锌矿矿石全浮选时，提出了图4-1所示的回水流程。大部分的水是随

全浮选尾矿被排出的。污染尾矿浆的只是浮选药剂，这些浮选药剂都是在粗选和处理混合精矿时加入的。因此，澄清后排出的水又可返回到全浮选循环中。铅和锌循环的矿浆澄清后可作为回水在该循环中加以利用。混合精矿的优先浮选要用新鲜水进行。新鲜水约占25%。

直接优先浮选多金属矿石时组织回水供水是相当复杂的。利用回水的主要困难是回水的碱度高，这种水的碱度是随着净化时间的延长和回水循环的次数增加而增加；尾矿池（或它的类似产物）中的液相碱度高，会大大提高硫化物的氧化速度，特别是黄铁矿。

但是，在正确选择药剂制度的条件下根据介质pH值就可以实现回水的利用，而在多金属矿石按优先浮选流程浮选时也可以实现回水供水。

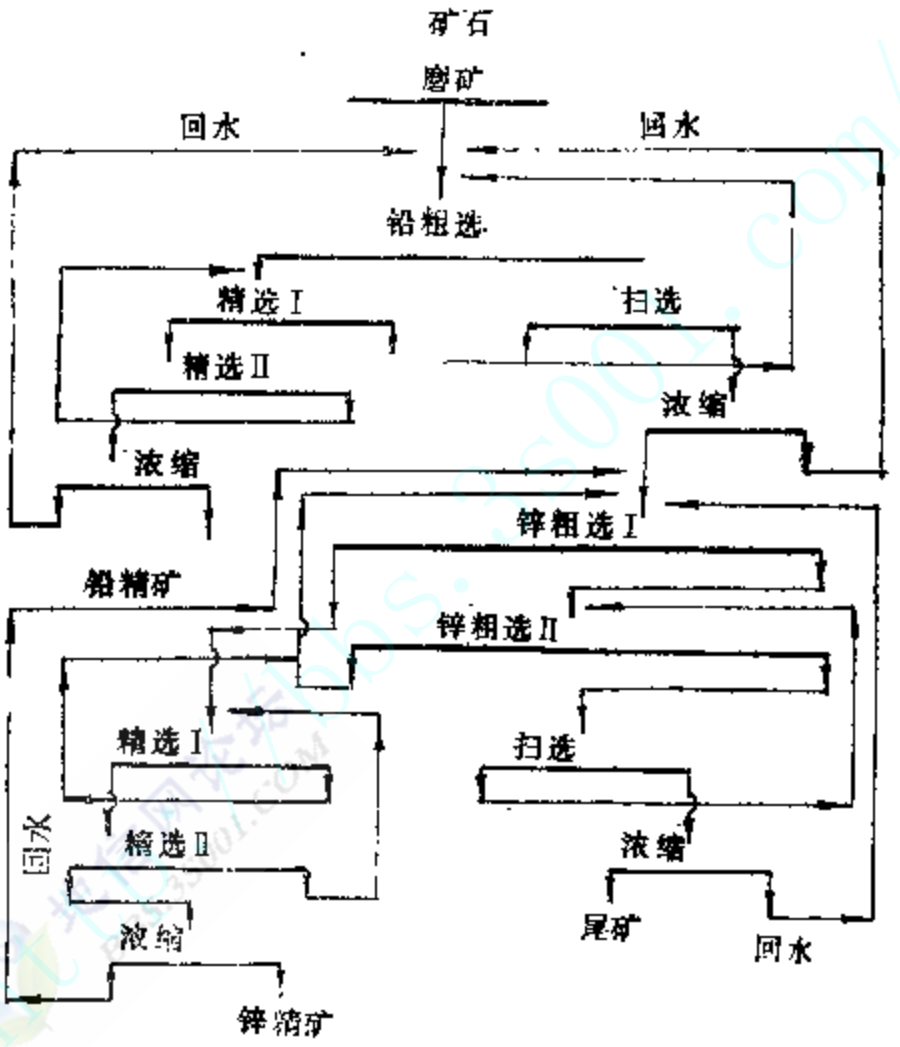


图4-2 多金属矿石优先浮选时的回水供水流程

现在已有在多金属矿石浮选作业中组织回水供水时达到最高工艺指标的报道（图4-2）。为此，要求进行药剂用量的调整，並需要对铅精矿进行补充精选。

在用浮选法处理复合矿石时组织回水循环是最有效的，也是经济合理的。例如，在用重-浮选流程对某一矿床的复合稀有金属矿石进行半工业试验时，为了将回水供给试验厂而采用了厂内的回水循环系统（图4-3）。该系统规定调整每一循环的初期污水並清除污水中的悬浮颗粒、石油产物和氟离子，净化过的水可供给配置有总回水管选厂的供水系统。用建议的回水流程经过两个月的试验表明，可从矿石中得到各种不同的精矿，这些精矿的有价组分无论是品位或者是回收率都与利用新鲜水所获得的结果相同。选厂改用回水供水后起泡剂ОПСБ用量可减少10%，捕收剂АНП的用量减少35%。用于工艺过程中的回水量平均为75%

在对成分复杂的复合白钨矿矿石进行半工业试验时，组织回水供水系统的经验值得注意。众所周知，由于在浮选中采用大量水玻璃，钨矿选厂的工业污水是相当稳定的亲水体系，实际上是无法澄清的。

在这种情况下，用“酸性”凝结剂处理污水有可能实现回水供水。

在模拟尾矿池（直径9米的浓缩机）中通过分段处理污水来清除悬浮颗粒，开始使用硫酸（用量300克／米³），然后用硫酸铝（480克／米³），使pH值达到7—7.5。使用酸性凝聚剂，一方面由于水玻璃转变成硅酸凝胶体从而明显地降低了水玻璃的胶凝作用；另一方面可以促进脂肪酸类捕收剂（油酸）在尾矿浆液相中形成分子。这种分子与离子形式（油酸钠）相比具有较低聚集特性。所制定的回水供水系统规定，通过模拟尾矿池可组织全外部回水系统。回水供水在试验厂长期连续工作的情况下的试验结果表明，可以获得从矿石中回收全部

有用组分最高的工艺指标，并不比用新鲜水进行试验的结果差。

在很多情况下，矿石浮选时利用分出的部分污水（部分回水）作为回水利用是可能的。例如，在富含炭质页岩的锑-萤石矿石浮选时，只可利用萤石浮选循环分出的部分污水作为回水使用。企图组织全回水循环是不会得到较好结果的。

处理贵金属矿石时的回水供水流程，在很大程度上取决于所采用的选矿工艺。根据全泥氰化法直接氰化矿石时，含金溶液进入沉淀设备，而不含金的溶液部分进入磨矿、分级、过滤循环。

按联合流程（浮选和氰化）处理矿石时，可产生制浆和浮选尾矿两种污水。前者体积（1吨矿石有0.3米^3）不太大，但受污染程度较严重，并具有高浓度的特点。后者是尾矿池中排出的污水的主要组成部分。可用它运输氰化尾矿（代替净水）。

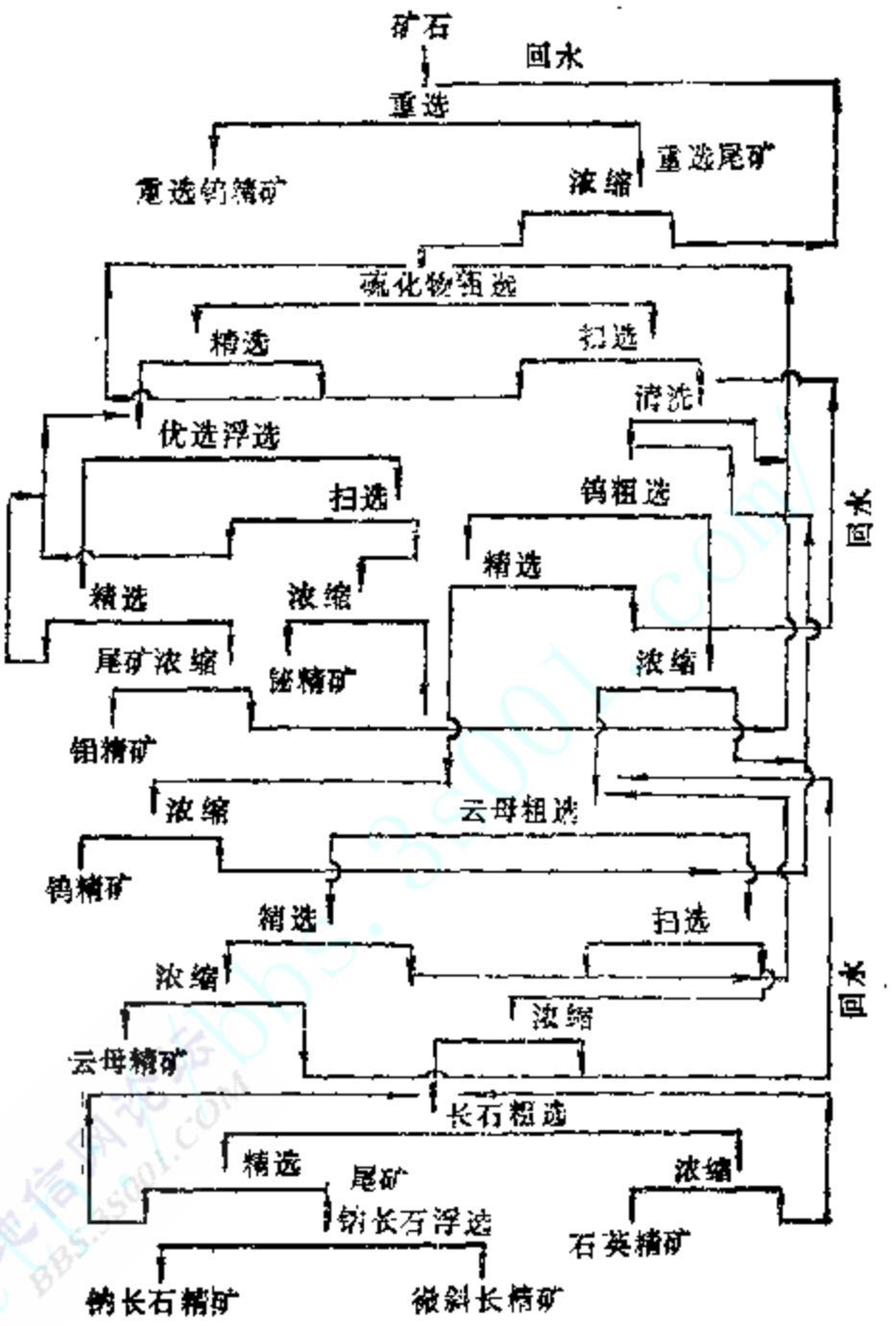


图4-3 按重-浮流程选别复合稀有金属矿石时的回水循环流程

上面介绍的实例证明，在对已勘探矿床的矿石进行工艺评价时，制定的回水供水系统是多种多样的，而且也很复杂。实践表明，在工艺过程中回水的长期返回使用使有的杂质，象钙、镁、钠、钾、硫酸盐和氯化物离子等会在回水中富集。经过6—10个循环杂质浓度可达到最大值，而以后趋向稳定。许多研究人员都指出，在回水中盐分浓度很高时选矿工艺指标不好。这就为在调整回水时必须脱掉回水中大量的盐分的结论提供了依据。但是，哈萨克机械选矿科学研究所、伊尔库茨克国立稀有金属和有色金属科学研究所和其它单位所进行的理论研究，还没有证实这一点。但可以肯定，由于阻碍从矿石中继续析出组分使回水的组分稳定，不仅可以保持在回水时能达到用新鲜水时的指标，而且还可能超过这些指标。同时在组织回水时，验证现有的工艺流程和制度是必要的条件。第二个条件是正确选择回水调整的方法和回水流程。

根据所制定的选别淡色花岗岩的工艺流程，总污水量是由排到尾矿场的污水加上石英-长石浮选精矿的滤液所组成。用浓缩所有尾矿浆的方法来分出适于回水供水的液相。用作凝结剂的有聚丙烯酰胺（用量1—3克／米^3）或者硫酸铝（80—100克／米^{3}矿泥）。同时，澄清部分水中固相损失量不超过100—150毫克／升。

在选别浅色花岗岩时，按制定的流程进行了回水试验，该流程规定在工艺过程中要最大

限度地利用预先脱除悬浮物的污水。拟定了两个流程方案一用褐煤处理尾矿浆以减少尾矿浆中的药剂АНП和塔尔皂残余浓度和完全不加处理的流程方案。用容积6米^{3}锥形槽作为模拟尾矿池，来浓缩全流程的污水。用硫酸铝（用量100克／米^{3}矿浆）强化浓缩过程。锥形沉淀池的溢流送到容积为1米^{3}的中间容器，此时再给新鲜水（20—25%）。用能标明新鲜水流量的水准浮球调节器来调整回水和新鲜水的比例。因此，在工艺流程的每一环节都可使用循环回水，同时也可评价回水对矿石浮选指标的影响。

各回水循环化学分析结果（毫克／升） **表4-4**

指　标	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
粗粒分散杂质	无	无	无	无	无	无	无	无	无	无	无
pH	8.15	8.42	8.71	8.96	8.86	8.4	8.28	8.03	8.01	8	8.03
总矿化度	1026	1096.1	1224	1324	1439.9	1396.6	1531.1	1578.5	1565.5	1592.3	1610
干燥残渣	1029.1	1092	1280	1380	1480	1432	1540	1632	1620	1624	1620
阳离子：K^+	8.3	10.8	14.9	23.9	28.6	25.7	33.2	28.6	28.6	29.2	28.6
Na^+	198.7	251.8	311.2	367.8	425.5	385.9	421.8	432.4	414.4	426.7	414.4
Ca^{2+}	88.2	60.1	52.1	40.1	32.1	48.1	44.1	50.1	60.1	64.1	66.1
Mg^{2+}	41.3	38.9	36.5	29.2	21.9	24.3	31.6	34.1	34.1	26.8	29.2
阳离子总数	336.5	362.5	414.7	461	508.1	484	530	545.1	537.2	547.1	558.3
阴离子：SO_4^{2-}	372	407.4	433.7	460.3	512.7	510.2	577.8	643.6	650.3	688	728.4
Cl^-	148.9	131.2	166.6	163.1	156	134.7	152	138.3	138.3	138.3	134.7
NO_3^-	40.5	40	37	37.5	35	38.6	34.5	28	29.5	29.5	31.5
HCO_3^-	256.3	231.9	231.9	207.5	256.3	414.9	384.4	408.8	366.1	366.1	341.7
CO_3^{2-}	—	24	42	84.04	84	24	24	—	—	—	—
阴离子总数	817.7	834.5	911.2	953	1044	1112.5	1207.5	1226	1221.9	1221.9	1236.3
SiO_2	17	15	14	12.8	16	7.6	5	6.4	6.4	6.4	6.4
化学需氧量，毫克/升	66.3	69.1	85.4	134.2	174.6	135.6	155	146.5	122.7	122.7	122
塔尔皂	1.8	2.3	2.9	4.4	7.3	4.5	6	4.8	5.8	5.8	4.8
СУБАР	23	33	86	113	120	112	115	115	99	99	98
АНП	0.14	0.15	0.16	0.2	0.2	0.15	0.25	0.42	0.36	0.36	0.45

在调整流程阶段，根据回水循环研究了盐分聚积动力学。为此，每10小时（1个回水循环）取一次水样，并对此样进行化学分析。测定回水循环次数的盐分变化。由表4-4可以看出，回水的总矿化度和干残渣量随着回水循环次数的增加而增加。不过，这种增加是不大的，因为原来水中的矿化度为944毫克/升，回水的一次循环矿化度为1026毫克/升，而10次循环后才达1600毫克／升。有机浮选药剂残余量的增长是很明显的。如АНП的浓度从0.14

增加到0.45毫克／升，塔尔皂从1.8增加到6—7毫克／升，СУБАР从23增加到100—115毫克／升。这种状况，今后在回水条件下可用来降低过程中一些药剂的用量。回水的化学分析结果证明，回水经过7—8次循环后盐分聚积就平衡了，此后水中的盐分在一定程度上保持恒定。

用褐煤处理尾矿矿浆能降低回水中АНП、塔尔皂和СУБАР等药剂的残余量，此时回水的总矿化度约为200毫克／升。

在与全回水工作条件下的半工业试验时取得结果（表4-5）的相比较中，可得出这样的结论，即用回水所取得的结果与用新鲜水所取得的结果是相近的。

浅色花岗岩选矿半工业试验指标（%）　　表4-5

选矿产物	产率	品位						回收率					
		K_2O	Na_2O	CaO	MgO	Fe_2O_3	SiO_2	K_2O	Na_2O	CaO	MgO	Fe_2O_3	SiO_2
石英—长石精矿	44.3 43.8	6.9 6.8	3.1 2.9	1.1 1	0.11 0.13	0.14 0.14	74.1 74.3	50.9 49.1	50.5 47	31.2 28.3	15.7 18.4	4.7 4.7	45.9 45.5
干式磁选的磁性部分	2.5 2.2	5.3 6.3	2.7 2.9	1.1 1.2	0.4 0.3	1.4 1.7	70.6 69.4	2.2 2.3	2.5 2.3	1.8 1.8	2.9 2.4	2.6 3	2.5 2.2
浮选尾矿	53.2 54	5.3 5.4	2.4 2.6	2 2	0.5 0.5	2.3 2.2	69.4 69.3	46.9 48.5	47 50.7	67 70	8.1 79.2	89.7 92.3	51.8 52.4
总尾矿	55.7 56.2	5.3 5.5	2.4 2.6	1.9 1.9	0.5 0.5	2.3 2.2	69.4 69.3	49.1 50.9	49.5 53	68.8 71.7	84.3 81.7	89.3 95.3	54.1 54.5
原矿	100 100	6 6	2.7 2.7	1.6 1.5	0.3 0.3	1.3 1.3	71.5 71.5	100 100	100 100	100 100	100 100	100 100	100 100

注，分子——新鲜水，分母——全回水

从而证明了回水系统的效率是很高的，并可降低新鲜水用量75—80%、碱35%、苛性钠30%、塔尔油25%。

第五章　半工业试验的取样和控制

第一节　工艺过程的取样

取样的特点　作为研究用的矿石，其准备工作包括验收，混样，取出平均样品和破碎矿石。对所取试验样的质量和物料的粒度应进行检查，说明样品是否被煤、工业用油、沥青、各种焦油、胶合剂以及其它一些物质污染。是否有由于使用没有洗净的矿车而使上述物质混入到样品中的情况。在转运和混样时，同样应避免矿石被各种杂质污染。混入少量有机杂质就能使浮选的选择性受到破坏，使试验期间工艺指标不能重现。

采用的矿石混样方法（手工和机械）取决于加工工艺所需样品的数量和现有的装卸机械。通常混样方法是用推土机在纵向和横向中摊平矿石并进行混匀矿石。

平均样品的取样既可以在运送矿石的过程中在试验厂的贮矿场上进行，也可以在矿车卸料时进行。

从运输设备中取样时，必须保证矿样以相同的或然率落在各个取样部位中，平放物料在各部分取样都一样。取样的重量不能少于查明该物料的粒度所需要的量。分点取样应混匀以消除由于物料的偏集可能造成系统误差。取样点的数目取决于物料的不均匀性和取样的精度。

从车厢和汽车里取样时，按图5-1所示的位置确定取样点的分布。从每一运输设备中取样的量是运输设备的台数除以样品总量求出，四舍五入取整数。

在破碎过程中可以取出平均样品，但只有当原矿样品的重量在60—80吨以下时才有可能将矿石全部破碎，并将已破碎的矿石贮存在中间仓中时，才有可能取出平均样。根据最大矿块的粒度和浸染特性计算平均样品的重量。

在贮矿场上可以直接从层厚为0.3—0.5米的矿层中按照一定的网格用挖取法取出样品，取样网格的密度取决于有价值矿物不均匀浸染的程度。

影响挖取法取样精度的主要因素有：取样网格的密度（取样点的数目），样品的重量，物料的均匀程度，特别是在垂直方向上的均匀程度，因为这个方法是建立在假定所取物料成分不沿料堆高度变化的基础上。

从坑道中取样时会提高用挖取法取样的精度。在这种情况下，取出的样品或者是在掘进时取出的全部物料，或者是缩分以后取出所需要的部分。所取样品不能都是大的矿块或者细的矿粉。

平均样品应具有代表性。平均样品的代表性取决于取样点的数目和样品的重量。

平均样品的最小重量$M_{m\,i\,n}$（公斤）可以按经验公式

$$M_{m\,i\,n} = kd^{\alpha}$$

来确定。式中　d--最大颗粒的直径，毫米；k和α--分别为与矿石浸染均匀性和矿石特点

有关的系数。

采取低品位有用组分的大样时（500—1200吨），例如，含金银矿石，首先应根据矿石中主要有价组分，伴生组分和造岩组分的含量考虑平均样品的代表性要求。因此，确定平均样品的最低量时，要考虑到完成全部研究计划所需的样品，最大矿块的粒度以及在平均样品中选取最大矿块的合理性。对于含金矿石特别要着重考虑这种复合矿石的矿物中自然金不均匀浸染的程度和它的粒度特点。

平均样品的制备包括混样，破碎和缩分作业。样品制备以后要取出供矿物分析，光谱分析，化学分析，试金分析和物相分析的样品。同时还应该取出用来验证在试验室条件下所推荐流程的样品。

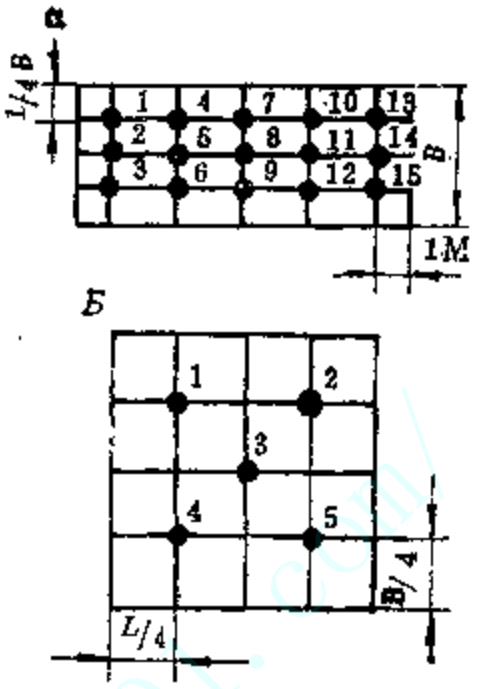


图5-1 取样点分布：a—从车厢中取样；Б--从汽车中取样。

确定样品最小重量的系数
（根据И.Н.Келина）

浸染性	矿石类型	k	α
均匀的	斑状含铜黄铁矿矿石，多金属矿石，砷矿石，稀有金属矿石	0.06	1.8
被回收组分呈细粒浸染且不均匀	重有色金属矿石	0.06	1.8
同上	稀有金属矿石	0.1	2
被回收组分的含量与岩石含量相当的不均匀浸染	铝土矿，铁矿石	0.06	1.8
	钼矿，汞矿，斑岩铜矿，锑矿，铅-锌矿石	0.1	2
粗粒不均匀浸染	钼矿，白钨矿，钨矿，汞矿，锡矿石	0.18	2.25
不均匀浸染	汞矿石	0.15	2
均匀浸染	铍矿，铌-钽矿石	0.05	2
细粒均匀浸染	含金矿石	0.2	2
中粒均匀浸染	含金矿石	0.4	2
粗粒和中粒均匀浸染	含金矿石	0.8—1	2

在制备平均样品时必须遵守下列规则：

制样场地的表面，制样工作台的表面，应该清洁，光滑平坦，没有裂缝，坑洼，粗糙和油脂痕迹；

制样时应该从场地上仔细地将残余的细矿粒收集在一起，并将它们分配到相对应的产品

中；

破碎和磨矿设备的工作部位不应当有《死角》，工作结束后必须仔细地清扫这些设备；

在阶段碎矿，混匀后和用四分法（不允许挖取矿石）进行样品的缩分；

在制备样品过程中如发现难磨碎的组分，例如废钢，自然铜，木片等，必须仔细收集和分析其中的贵金属。

不遵守这些规则就会导致平均样品中金属含量降低，使得在计算选矿工艺指标时不准确。

工艺过程取样的特点　在半工业试验开始之前要编制取样流程图和制定分班取样的工作细则。这些技术文件应由试验企业的检查员和总工程师批准。

在取样流程图中要标出取样点和取样周期以及样品的特点。在试验过程中如有必要，在取样流程图中还应包括附加的固定取样点或一次性取样点。取样主要是为了测定样品中有价组分的含量（通常分析原矿和经过选矿的全部最终产品），各作业中矿浆的密度以及液相的离子成分。

在制样的工作细则中要指出取样的周期，样品的浓缩和烘干特点。规定每一小时取样一次。在工作结束前10分钟本班的取样工人应该向下一个班的取样工人交代全部样品。在每一个装有样品的桶上应该标有清楚的标签：样品名称，取样日期，班次，班长的姓名，样品的分析项目。

取样工人应该称量样品的湿重，然后用石灰将矿泥沉降（或者用任何凝结剂或者絮凝剂），澄清一小时，並将澄清水虹吸出去，不允许将混浊液吸出去，再将样品放在烤盘上和在干燥箱中使其烘干。关闭干燥箱的门并打开排风。为了防止样品溅出，烘干龟裂和过热，应定时用小勺或者小铲搅混样品并在低于100℃的温度下（对于含水银的产品这点尤其重要）烘干。

称重烘干的样品，先将样品移至氈垫上，仔细刮掉粘附在烤盘壁上的物料，捏碎在干燥时形成的硬块，并用橡皮塞在孔径为0.5毫米的筛上将碎硬块擦碎。然后，对600—800克样品经过10次翻铲进行仔细混匀（样品在800克以上时，用圆环或圆锥法进行混匀），将样品用四分法缩分到50—100克。

在棒磨机中将所取出的样品磨至细粉，然后用四分法将样品缩分成两份。一份用于化学分析，另一份进行X-射线分析（试金，原子吸收分析等）。

在样品登记簿及取样说明书中，根据取样图的要求，测定一些组分，测定这些组分是很必要的。剩余的500—700克样品作为副样。制样流程如图5-2所示。如果样品的重量大于800克，那么应当用上述圆环或圆锥法再将其进行缩分。

取样的精确性和代表性，在很大程度上取决于正确选择取样的持续时间。工艺样品的总的取样时间通常等于3 T_k（T_k—与最低取样次数有关的参数变化周期）。

例如，浮选过程的Tk等于3—4时，因此，浮选过程取样的持续时间应为8—12小时[2]。

根据取样的精度要求确定所必需的样品数目。通常

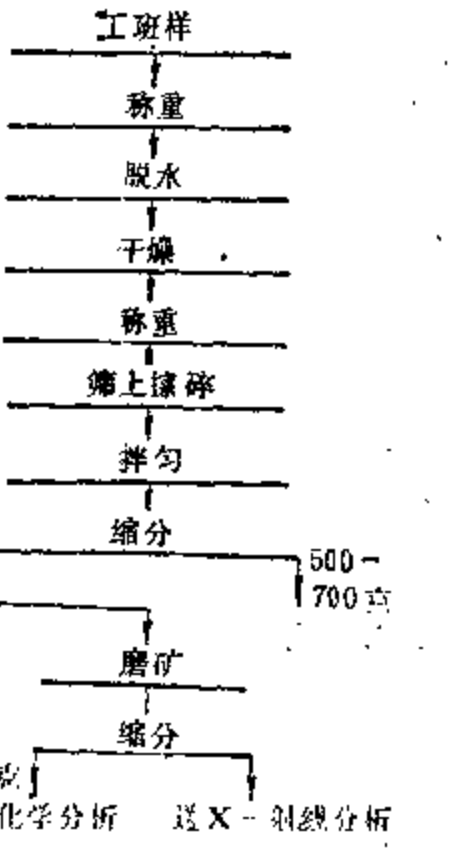


图5-2　分班取样样品的加工流程

采用以下公式计算：

$$\sigma_r = (1 - r^2)\sigma / \sqrt{N}$$

式中　σ—相关系数的均方误差，r—相关系数，N—测定的数目。

按照这个公式计算在N≈100时，可得出最小的σ值。即所必需的取样数应为90—120。因此，取样的总时间应是100—150小时。

按照工艺流程设备联系图中的各个点，对选矿过程进行取样。因为矿浆流连续通过所有的选矿作业，因此，取样应估计到给料所耽误的时间。耽误的时间t可以根据设备联系图，用计算物料通过时间的办法按下式确定

$$t = \sum_{2}^{m} n\, Vk / Q_v,$$

式中　n—同一种类型的工艺设备数目；V—设备的容量；k—设备的充填程度；Q_v—矿浆的体积流量。

过程参数之间的滞后时间可根据相关函数h_{xy}确定。滞后时间t_3相当于函数h_{xy}极值的时间。

利用数字统计方法分析取样所获得的资料，这种具有一定准确性的方法可以揭示出工艺过程各参数之间的关系，并且还可以找到这些参数与工艺过程中各指标间的联系，获得一对或多个用于工艺预测和管理的回归方程。

在试验快结束时，要进行全流程取样。全流程取样通常要对试验厂的技术人员，其中包括取样工人和技术检查科的人员(OTK)进行专门的培训。编制总取样流程图时应考虑到该矿样在试验过程中出现的选矿工艺特点，以及对以前编制的取样流程图进行一些必要的相应修改。

尽管在所建立的工艺制度中，认为原矿、中矿、精矿以及液相矿浆的成分在全部流程中都是稳定的，但是，正象已经指出的那样，在取样时最好还是考虑时间因素，也就是矿石和矿浆经过全流程的时间；这样做可获得比较可靠的金属量平衡及其它组分的平衡。

全流程取样资料（或者某些有相似指标的取样资料）是编制选矿中被控制组分分配率平衡表的基础，也是确定商品精矿数量及其中金属的提取率的基础。

第二节　半工业试验工质的控制

选矿过程的多因素决定了必须采用不同的工艺方法控制各种工艺参数。

从利用现有的先进方法进行半工业试验取样的可行性的观点来看，必须研究这个问题的现状。

矿石重量的控制　利用皮带秤对被处理矿石称重。苏联选矿厂采用了可称少量矿石的ЛТМ型自动皮带秤[44]，这种秤是通过机械移动杆式变换器提供与单位时间的矿石耗量成比例的相应信号（图5-3）。皮带秤的工作原理如下：载重台ГП作用于主杠杆ГР上，克服平衡锤КГ的反作用；主杠杆通过中间传动使积分仪的滑轮РИ偏离积分仪圆盘ДИ的旋转中心；滑轮与圆盘成为一组摩擦对。当皮带运动速度不变时，原矿的给入量可用主杠杆ГР偏离原来位置的大小标定。在接有转速计СО的滑轮РИ旋转速度变化过程中，主杠杆ГР产生

移动，移动距离向传送器ДП传送，作为传送器，普遍采用了与辅助仪器КСД配合工作的远距离重量记录仪ДРВ-НО6。

矿浆粒度组成的控制 由全苏有色金属工业自动装置科学设计研究院研制出的《Микрон》粒度仪常常用于检测分级机溢流的粒度[32]。该设备的工作原理是以按所控制的粗粒级平均粒径确定合格粒级含量为基础，遵循下式：

$$-\lg\beta_{-0.074}=96.5/d_{н}-2$$

式中 $\beta_{-0.074}$为－0.074毫米粒级的含量，%；$d_{н}$为标定的产品粒度(筛上产品占磨碎物料总重量5%的筛孔尺寸)。粒度测定仪按以下方式工作(图5-4)：

矿浆经过底座7和测微计探尺6之间的间隙。电动机Д通过偏心凸轮4、摇臂5和弹簧3使探尺作往返运动。探尺向下移动受到矿浆中固体颗粒的限制，因此探尺和轴承之间的间隙大小取决于矿粒粒度。感应发送器的插棒1与运动的摇臂5连接。插棒的移动与间隙的大小成比例，因此也与矿粒粒度成比例。辅助仪器2的可逆电动机仅在矿粒通过的瞬间启动，因此，应将间断测量变为标志粗矿粒平均粒度的连续记录。测量的次数为120次／分。还有一些众所周知的其它自动检测矿粒粒度的方法，但所有这些方法都有一定的局限性。

矿浆密度的控制 选矿厂测定矿浆密度的方法和仪器很多。在试验中成功地利用了液压密度发送器（图5-5）[50]，它是由浸没在矿浆中并与微分气压表2连接的液压管1组成。测量压力管中压力差的压差计与刻有密度值（克／升）的辅助仪器连在一起。向液压管中给入压缩空气；此时，在液压管中形成了克服高度为h和h－△h的矿浆柱所必须的压差：$P_1=h\gamma$和$P_2=(h-\triangle h)\gamma$，($\gamma$—矿浆密度)。用压差计测定的压差为$\triangle P=P_1-P_2=\triangle h\gamma$。应注意，△h为定值时，可得到$\triangle P=f(\gamma)$，液压密度计的结构很简单，在任何情况下使用它都很准确，而且可以保证很高的测量精度。

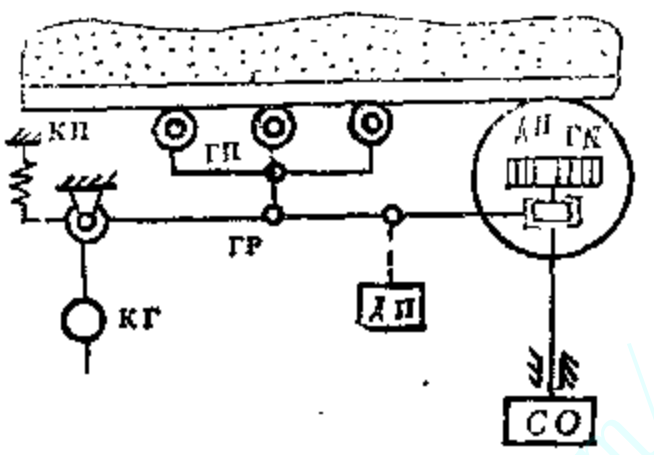


图5-3 皮带秤动作原理示意图

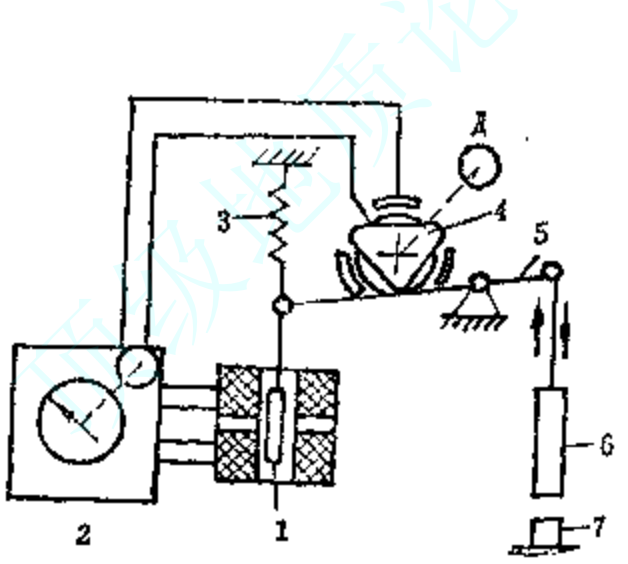


图5-4 《Микрон》型粒度仪示意图

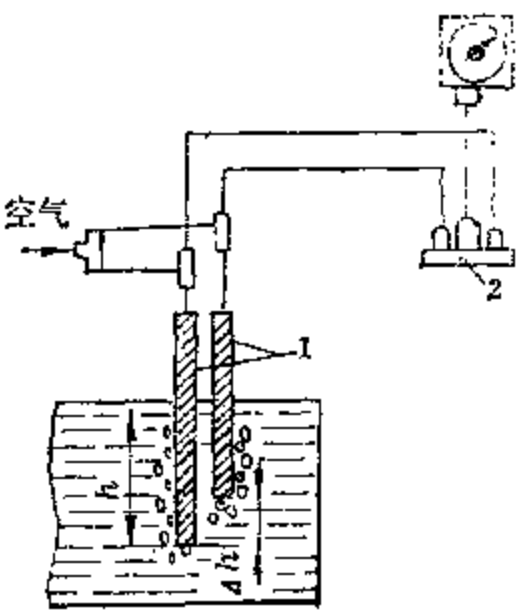


图5-5 液压密度计示意图

矿浆体积流量及其固相含量的控制 使用全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院研制的《ИРТ》固体流量指示器（图5-6）是控制上述参数的简单方法[32]。采用带有浮标液

面计6的缝隙流量孔板测量矿浆的体积流量。计算缝隙的断面，可根据经过缝隙自由流出的矿浆体积流量Vп与通过缝隙前矿浆的水平面成正比的关系：

$$V_п = kH$$

式中　k—比例系数；H—矿浆的水平面。

控制浮标的位置，可获得矿浆体积流量的信号。利用浸没在矿浆中的液压管1（使之下面的断口与缝隙2下部的断口呈水平）得出矿浆体积流量，以便进行该流量与矿浆密度相乘的运算：$Q_п = \gamma V_п = \gamma kH$ 在浮标液面计6上装置水容器5，液压管4沉没在容器5中，其中空气的压力与随矿浆流动的水的耗量$Q_в$成比例。

$$Q_в = \gamma_в kH = kH$$

式中　$\gamma_в = 1$（水的密度）。压差计3出口处的信号与矿浆流中固相的含量成比例：

$$G_{тв} = Q_п - Q_в = \gamma_к H - kH = kH(\gamma - 1)$$

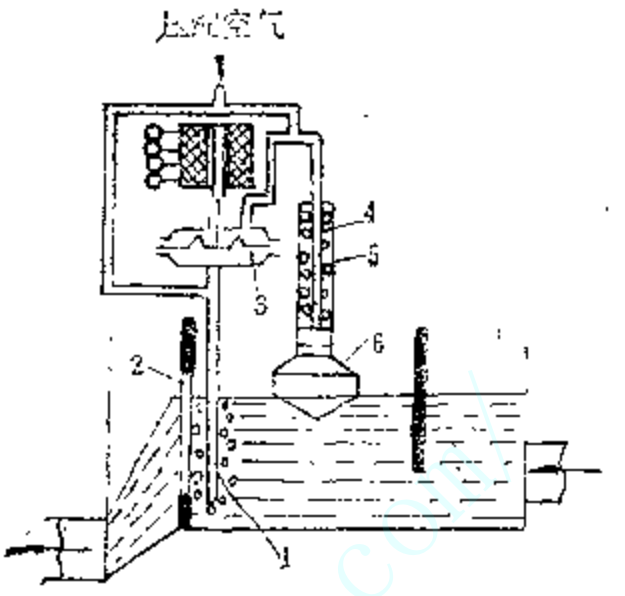


图5-6　《NPT》固体流量指示器示意图

物质成分的控制　苏联工业部门已组织生产用于粉末样品研究的КРФ—17型、КРФ—18型一套X射线量子计，以及用于分析矿浆流的КРФ—13型X射线量子计[32]。在已生产的这些设备中缺少取样、运输以及制备分析样品的系统。在试验企业中，要自己研究取样和运输，以及计算被分析产品中元素含量的方法和制度。

最近，X射线辐射探测器开始得到推广[50]，该仪器可直接安装在检查物质成分的地方，而不需要搬动样品。但是在选矿试验厂使用这种设备还没有足够的经验。

液相成分的检测　在半工业试验条件下，采用下列方法检测矿浆液相离子成分：电位计法，分光光度计法，极谱分析，电导计法。

电位计法　是以测量指示电极和参比电极电势（ЭДС）为基础，当电极浸入测量介质（矿浆）中时，上述电极电路中便产生了电势（图5-7）电位计检测法是以Нернста公式为基础的：

$$E = E_0 + 0.058 \lg c / n$$

式中　E_0为标定电势；c为被测量的离子浓度。

选择参比电极，要电势与被测离子浓度无关，而对于选择作为指示电极的物料，其中被测离子最好是具有一定的电势。

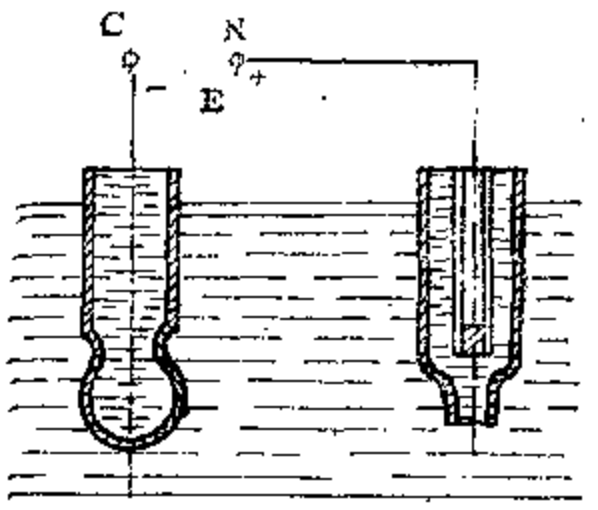


图5-7　比较电极和指示电极的电路图

苏联工业部门已生产了用于如下检测的电极：

1）检测矿浆中氢离子浓度（pH）的电极——由玻璃电极（指示电极）和氯化银（参比电极）电极组成的电极对；

2）检测硫离子浓度的电极——用硫化银电极和辉银矿电极作指示电极；

3）检测氧化还原电位的电极——用铂电极作指示电极。

此外，还研制出其它一些离子-选择电极，但是在选矿厂中还没得到广泛应用。

分光光度计法 是以测量物质的分子或原子在发射或吸收光谱中所具有的特征频率的谱线强度为基础的。通过与波长有关的吸收物质的光通量相对变化显示出物质的吸收光谱[44]。在选矿实践中分光光度法用于测定矿浆中黄原酸盐的含量。该方法是以Бера—Ламберта—Бугера定律为基础的：

$$J = J_0 e^{-a \cdot c \cdot x}$$

式中 J—通过溶液的透射光通量；J_0—入射的光通量；a—单位吸收系数；c—溶液中试剂的浓度；x—料层的厚度。

为了连续地自动检测矿浆液相中黄原酸盐的浓度变化，采用了全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院研制的设备（Реагент-3），该设备是以测定被研究溶液在波长为300微米的紫外线范围内的吸收光通量的强度为基础的。

测量比色皿是分光光度计的主要附件，在比色皿中，用紫外线光源照射被研究的溶液。经过比色皿的光束进入光电管，由光电管给出的黄原酸盐浓度信号经过放大系统进入二级指示器和记录仪中。

《光子-8》仪器的工作原理与上述类似，该仪器用于自动检测矿浆液相中铜离子的含量（由全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院研制）[32]。

极谱法 是分析溶液中物质浓度的最有前途的方法。极谱法广泛地用于检测湿法冶金生产中工业溶液的质量；同时也开始用于选矿厂中矿浆离子成分的检测。

为了连续自动检测溶解物质的浓度，使用了交流电极谱分析法[32]。该方法包括将恒定电压和正弦电压施加在区间电极上：

$$E = E_m \sin \omega t$$

式中 $E_m = 20-25$毫伏—交变电压的波动范围。交流电的有效振幅是被测物质浓度的线性函数，可按下式确定：

$$I = 685 \cdot 10^6 n^2 A D^{1/2} \omega^{1/2} E_m C_x$$

式中 n为参加反应的电子数；A为电极的面积；D为扩散系数；ω为角频率；C_x为被测物质浓的度。通过在电极上保持恒定电压，即等于被测物质的半波电位（电流振幅的一半，此时在电极上检出物质）的条件下，不断地向极谱区间添加溶液的方法自动检测被分析物质。交流电极谱分析方法的进一步完善在于极谱分析的脉冲方式；该方法灵敏度高，测量范围广，其特点是交流电流以脉冲的方式通过电极。脉冲扩散电流与被分析物质的浓度成比例，并且容易测出。用全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院研制的АИЖ-3型分析仪进行了脉冲极谱分析（图5-8）。被分析的液体经过过滤取样器1和加热器2，用微泵3送到小室7，小室7中保持固定的液面高度。按照分析要求，被分析溶液的电阻必须较小。为此，利用一组微计量器6将容器4和5中的所谓本底溶液以20：1的比例添加到分析溶液中；搅拌溶液，并用6中的一个微计量器将混合液以1升／时的流量给入断流室8。为了减弱被测溶液与地面的电偶合，断流是必要的，这样还可减少电干扰。断流室8中的液面保持一定，其中的溶液自流到电解槽9中，10是ПРХ-1型电化学变流器。ПРХ-1型变流器的全部作业（与溶液中物质浓度测量有关）是通过控制器13按照给定的程序自动完成的。分析过的溶液可废弃。为

了向电化学变流器提供极化电压，应扩大ПРХ-1型电化学变流器的电流信号，并将其转换为电压，记录测量电压，利用计量器12将标准信号送入辅助仪器11。

电导仪检测法 是在测量溶液导电率的基础上，测定被研究物质的浓度。对于单组分的溶液，以及多组分溶液中某种离子浓度明显高于其它离子的情况（例如，优先浮选锌时钙离子的浓度）下使用该方法是准确的。

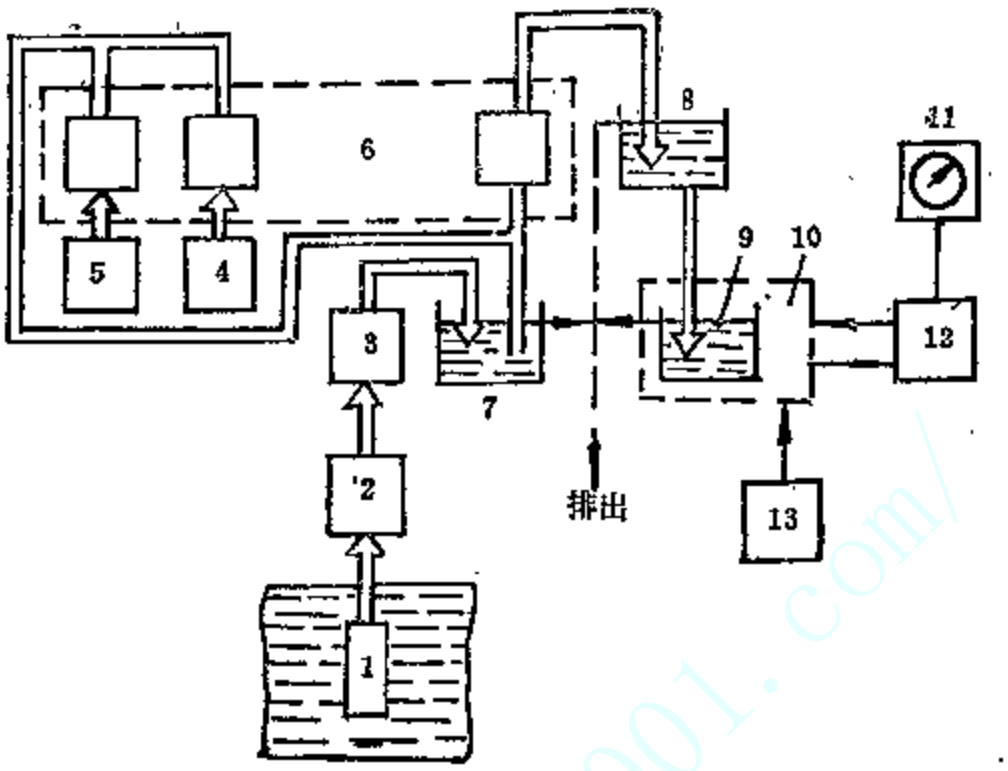


图5-8 《АНЖ-3》极谱分析仪示意图

在选矿厂中，为了检测矿浆的电导率，采用了各种结构的电导仪。全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院研制的КЦП-1型浓度计就是这些电导仪中的一种[32]。

像所有的电导发送器一样：КЦП-1型浓度计的结构由两部分组成：发送器和测量电桥（图5-9）。发送器是由聚氯乙烯硬塑料胶管制成，四个不锈钢环形电极A、B、C、Д固定在该胶管上，电极直接置于矿浆中。电极A和Д上的电压为33伏，当电流通过被测介质时，象任何有效电阻一样，各电极间的电压都会下降。用电极B和C截住一部分电压，并通过变压器Tp2给入电桥（R4、R5、R6、R7）的输入端。通过变压器Tp1的二次绕组和限制电路中电极电流的电阻R1将电流电极接入电桥的第二对角线。因为变压器Tp2相位旋转为180°，因此测量电压和标准电压的压差在放大器输入端显示：

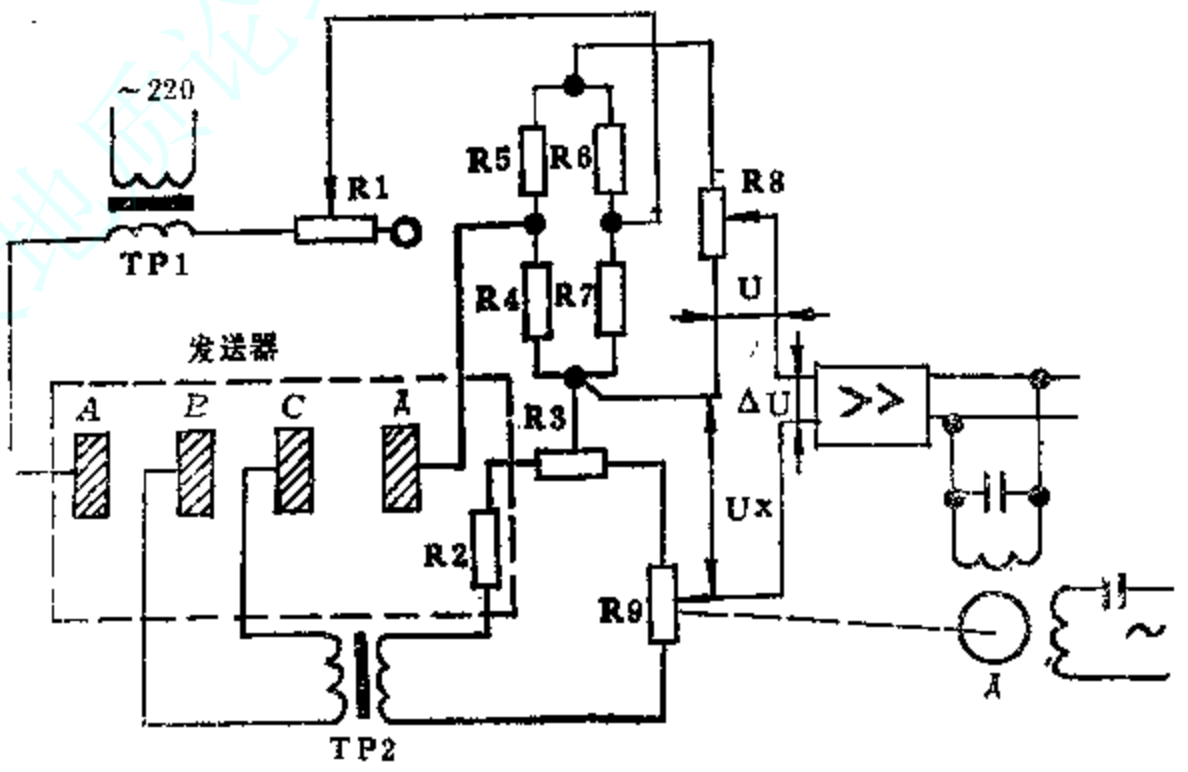


图5-9 《КЦП-1》电导测量装置线路图

$$\Delta U = U_2 - U$$

电动机Д与放大器输出端相接，并通过滑线电阻R9使电桥保持平衡。电阻R3和R8用来调谐被测参数的测量波段，温差电阻R2是用于补偿介质温度的影响。利用电压测量的补偿方法，使测量电极的电路中不存在电流，从而防止了电极的极化，并保证了较高的测量精度。

浮选槽中矿浆充气量的控制 保持浮选槽中一定的充气量是有效地进行浮选的条件之一。为了测量矿浆的充气量，一般应用间断测量法，该方法基于测定由矿浆中的空气挤出计量气缸中的水所需要的时间，而得出矿浆充气量。这种测量方法具有一定工作量，并且由于测量的间断性，使之无法使用相应的仪器自动检测矿浆的充气量。全苏有色金属工业自动装置科学研究设计院制造出《Аэрация-1》型浮选槽中的矿浆充气量的自动检测系统，它是以测量进入浸在矿浆中的探测器的空气耗量为基础的[40]。图5-10为该自动控制系统示意图。

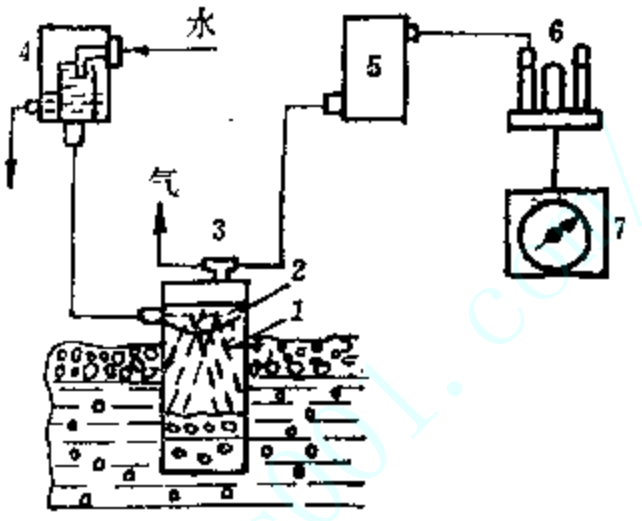


图5-10 浮选机中矿浆充气量控制装置略图

探测器1是一个圆筒，固定在浮选机上，并以一定深度浸入矿浆。进入圆筒1的空气经安装在接管3中的流量板上的计量孔排出。计量孔的选择应考虑能使进入圆筒中的全部空气都经过流量板上的计量孔流出。在这种情况下，用差压计6测定的圆筒内空气压力与空气耗量成比例，因此也与从受控于圆筒直径的矿浆表面排出的空气量成比例。使用了由喷头2和贮水槽4组成的装置，该装置由于有溢流口，因此可以保证进入探测器中的水压恒定。为了消除探测器出口处压力变化，采用了补偿贮存槽5。与差压计连接的辅助仪器7，实际可记录装有探测器的浮选槽中矿浆的充气量。

用水量 在选矿厂工艺循环中的用水量取决于选矿工艺流程、矿石类型及所采用的设备类型。

在根据选矿厂的工作实践制定工艺制度时，应试验确定处理1吨矿石的用水量。采用浮选法水的用量为3—5米^3／吨矿石，采用重选法水的用量可达7—8米^3／吨矿石。

根据选矿数量流程确定选厂生产用水量，在该流程中，按照工艺程序（从矿石进入选厂开始到得出主要选矿产品精矿和尾矿为止）指出了进入每个选矿作业的矿石和水的数量。在组织循环供水的情况下，新鲜水的直接用量可缩减到0.9—1.5米^3／吨矿石。

参 考 文 献

[1] Адамов Э. В., Саксагонская Н. П. Флотатор руд обогатительной фабрики. М., Недра, 1970.

[2] Барский Л. А., Рубинштейн Ю. Б. Кибернетические методы в Обогащении полезных ископаемых. М., Недра, 1970.

[3] Барский Л.А., Козин В. З. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М., Недра, 1978.

[4] Белоусов А.М., Бергер Г. С. Оборотное водоснабжение на обогатительных фабриках цветной металлургии. М., Недра, 1977.

[5] Временная типовая методика исследования оборотного водоснабжения обогатительных фабрик. Алма-Ата, (Казмеханобр), 1975.

[6] Замыцкий Ц. С., Великий М. И. Эксплуатация и ремонт магнитных сепараторов. М., Недра, 1977.

[7] Зеленов В. И. Методика исследования золотосодержащих руд. М., Недра, 1978.

[8] Из опыта полупромышленного изучения флотационных схем обогащения редкометалльного сырья/М. А. Эйгелес, Н. И. Барашнев, Н. Н. Поляков и др.—В кн.: Обогащение руд редких металлов и неметаллов. М., Недра, 1967.

[9] Использование отходов добычи и переработки минерального сырья. Методические рекомендации НСОМТИ, 1981, № 16.

[10] Кармазин В. И., Кармазин В. В. Магнитные методы обогащения. М., Недра, 1978.

[11] Лабораторные исследования по переработке упорных комплексных золотосодержащих продуктов способом хлоридовозгонки/Г. Ф. Цхай, А. Г. Молчанов, А. Д. Андрониченко и др.-Методические рекомендации ВИМСа, 1980, № 9.

[12] Мансурова З. Р., Умарова А. В., Попов Е. Л. Технология извлечения золота из упорных руд с использованием ионообменного процесса.—Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии, 1977, вып. 1, с. 78—82.

[13] Масленицкий И. Н., Чугаев Л. В. Металлургия благородных металлов. М., Металлургия, 1972.

[14] Мельников С. М. Металлургия ртути. М., Металлургия, 1977.

[15] Мельников М. С., Рябцева А. Г., Тепленина Г. В. Полупромышленная установка для подготовки россыпного сырья к исследованию на обо-

гатимость.—Способы обработки и анализа руд благородных и цветных металлов, 1976, вып.125.

[16] Методика исследования забалансовых золотосодержащих руд для переработки их процессом кучного выщелачивания/Н. Б. Коростышевский, А. И. Гробовский, А. А. Рыбальченко и др.—Обогащение и металлургическая обработка руд благородных и цветных металлов, 1978, вып. 139, с. 19—34.

[17] Милованов Л. В. Очистка сточных вод предприятий цветной металлургии. М., Металлургия, 1971.

[18] Мокроусов В. А. Изучение гранулометрического состава и контрастности полезных ископаемых для оценки возможности обогащения их с помощью радиометрических методов.—Методические рекомендации ВИМСа, 1978, № 1.

[19] Обогащение высококарбонатных целестиновых руд в условиях оборотного водоснабжения/И. В. Лапатухин, Е. Л. Попов, Е. Н. Сарихова и др.—Разработка безотходной технологии обогащения руд редких и цветных металлов, 1977, с. 97—99.

[20] Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. М., Недра, 1977.

[21] Опытно-промышленные испытания золотосодержащей руды одного из месторождений/Е. А. Попов, Л. Н. Салихова Р. Х. Акчурина и др.—Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии, 1977, вып. 1, с. 23—29.

[22] Полупромышленные испытания технологии металлургической переработки углистых золотомышьяковых концентратов/В. В. Лодейщиков, И. А.Жучков, И. К. Скобеев и др.—Извлечение золота, алмазов, редких и цветных металлов из руд, 1970, вып. 20, с. 120—144.

[23] Полупромышленные испытания комбинированной схемы обогащения гиселитовых руд/И. В. Лапатухин, М. А. Орел, С. Ш. Розенфельд и др. —Цветная металлургия, 1975, № 9, с. 18—23.

[24] Попов Е. Л., Сазонова Н. А. Стадиальная схема обогащения волластонитовых руд месторождений Средней Азии.—Технология обогащения полезных ископаемых Средней Азии, 1979, вып. 2, с. 20—26.

[25] Попов Е. Л. Флотация руд сульфатов и карбонатов щелочноземельных металлов М., Недра, 1973.

[26] Предельно-допустимые концентрации вредных веществ в воздухе и воде. Справочное пособие. Л., Химия, 1975.

[27] Промышленное освоение сорбционной технологии извлечения золо-

та из глинистых руд.—Цветная металлургия, 1975, № 3, с. 15—19.

[28] Процессы и оборудование для обезвоживания руд/Ю. С. Гольдберг, А. А. Гонтаренко, В. Т. Боришполец и др. М., Недра, 1977.

[29] Разработка схемы обогащения смеси упорных углистомышьяковистых золотосодержащих руд.—Способы обработки и анализа руд благородных и цветных металлов, 1976, вып. 125, с. 14—16.

[30] Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание. М., Недра, 1981.

[31] Самылин Н. А., Золотко А. А., Починок В. В. Отсадка. М., Недра, 1976.

[32] Сорокер Л. В., Швиденко А. А. Управление параметрами флотации. М., Недра, 1979.

[33] Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика. 2-е изд., перераб. и доп. М., Недра, 1983.

[34] Справочник по обогащению руд. Основные процессы. 2-е изд. перераб. и доп. М., Недра, 1983.

[35] Стаханов Г. А., Горенков Н. Л., Селишина Р. А. Полупромышленная установка для обогащения руд в тяжелых суспензиях.—Технология богащения тонковкрапленных золотосодержащих комплексных руд цветных таллов, 1973, вып. 107, с. 125—128.

[36] Стацура П. Ф., Мирошников Л. В. Методика исследования оборотного водоснабжения обогатительных фабрик.—Труды Казмеханобра, 1977, №17, т. 1.

[37] Строганов А. С. Электродесорбция золота в кислых растворах тиомочевины из анионита, насыщенного в цианистых пульпах.—Технологическая оценка руд цветных и благородных металлов, 1975, вып. 121, с. 71—74.

[38] Строганов А. С., Сейткереева З. А. Исследование условий извлечения благородных металлов из богатых серебром цианистых растворов.—Теория и практика обогащения руд цветных и благородных металлов, 1980, вып. 151.

[39] Сульфатизирующий обжиг пиритного концентрата в печах кипящего слоя/Е. А. Совари, Н. Г. Клименко, Е. И. Королева и др.—Технологическая оценка руд цветных и благородных металлов, 1975, вып. 121, с. 43—45.

[40] Сыромятников В. В. Сорокер Л. В., Гомон А. Ю. Система автоматического контроля аэрации пульпы в камерах флотамашины.—Цветная мета-

ллургия, 1981, № 15, с. 31—32,

[41] Технологическое опробование месторождений цветных металлов в процессе разведки.—Методическое руководство Мингео СССР, Минцветмета СССР, 1981.

[42] Типовая программа и методические рекомендации по проведению полупромышленных технологичесиих испытаний схем переработки руд разведуемых месторождений.—Методические рекомендации НСОМТИ, 1981, №13.

[43] Троицкий В. В. Промывка полезных ископаемых. М., Недра, 1978.

[44] Троп А. Е., Козин В. З., Аришинский В. М. Автоматизация обогатительных фабрик. М., Недра, 1970.

[45] Установка для сорбционно-бесфильтрационного способа извлечения благородных металлов из руд и продуктов их обработки/А. А. Баляснинов, Н. В. Филимонов, Г. В. Галкин и др.—Трулы ЦНИГРИ, 1974, вып. 111, С. 48—50.

[46] Шохин В. А., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения М., Недра, 1980.

[47] Фридман И. Д., Почкина Л. Е., Здорова Э. П. Сорбционное выщелачивание золотосодержащих руд с использованием ионообменных смол. Технология обработки и вещественный состав золотосодержащих руд и т ков, 1969, вып. 82, с. 40—47.

[48] Фридман И. Д., Методика применения ионообменных смол в гидрометаллургичеком переделе золотых руд.—Труды ЦНИГРИ, 1979.

[49] Фридман И. Д., Клюева Н. Д. Исследование сорбции серебра анионитами АП-2 и АМ-2Б из цианистых растворов (пульп).—Способы обработки и анализа руд благородных и цветных металлов, 1976, вып. 125, с. С. 44—50.

[50] Хан Г. А. Опробование и контроль технологических процессов обогащения, М., Недра, 1979.

[51] Юдилевич М. М. Определение содержания нефтепродуктов в производственных и сточных водах М., Энергия, 1972.