第一章 绪 论

第一节 稀有金属的概念

在自然界中，已发现的103种元素中，除16种非金属和6种惰性气体元素外，均为金属元素。而这些金属元素中，有四分之三属于“稀有金属”。

稀有金属一般是指在地壳中含量较少，矿床比较分散，提取较为困难的金属元素。但在大多数情况下，往往是由于人们对这些元素的认识不足造成的。常见的重有色金属铜、铅、锌，我国早在公元前就已经发现并应用。而稀有金属绝大部分都是在十八世纪以后才发现的新元素，人们对它们的认识才开始不久，其生产规模都比较小。例如稀有金属钛，在地壳中含量为0.6%，比普通金属铜、铅、锌的存在量大得多，但钛的冶炼工业性生产只是从1945年以后才开始的，且提取极为困难，因此目前钛还是属于稀有金属。

另外，“稀有”这个概念也是有地区差别的，钨、钼对世界上大多数国家来说，是稀有金属，但对某些国家来说，就不是稀有金属。因此稀有金属这个概念并不是绝对的，将随着社会生产和科学技术的发展而改变。

第二节 稀有金属的发展概况

人类在十七世纪以前，所知道的元素只有金、银、铜、铁、锡、锌、汞、铅、铋、碳和硫十一种元素。在十七世纪仅发现了砷、锑和磷三种元素。十八世纪发现了十三种元素，其中包括铂、钨、碲、钛、铀和钼六种稀有元素。在十九世纪一共发现了

五十六种元素，其中包括：钯、锇、铈、铑、铱、锶、锂、硒、铌、钽、铍、锆、钇、镧、钍、钒、铒、钌、钛、铷、铼、镱、铕、钐、钬、铽、钆、锗、镨、镝、氖、氩、氪、氙、氮、锕、钚、镭、锕等稀有元素。在二十世纪，除了已经人工制成的十一种超铀元素（镎、钚、镅、锔、锫、锎、锿、镄、钔、锘、铹）外，一共发现了九种元素。

稀有金属元素大部分是在十九世纪和二十世纪发现的，其中有二分之一以上是在1860年到1924年发现的。

第三节　稀有金属的分类

在已知的103种元素中，约有81种是金属元素，其中被认为是稀有金属的不足60种，一般来讲应包括下列元素：

第Ⅰ族：锂（Li）、铷（Rb）、铯（Cs）、钫（Fr）

第Ⅱ族：铍（Be）、镭（Ra）

第Ⅲ族：钪（Sc）、钇（Y）、镧（La）、锕（Ac）、镓(Ga)、铟（In）、铊（Tl）

第Ⅳ族：钛（Ti）、锆（Zr）、铪（Hf）、锗（Ge）

第Ⅴ族：钒（V）、铌（Nb）、钽（Ta）

第Ⅵ族：钼（Mo）、钨（W）、硒（Se）、碲（Te）、钋(Po)

第Ⅶ族：锝（Tc）、铼（Re）

铂族元素：钌(Ru)、铑（Rh）、钯(Pd)、锇(Os)、铱（Ir）、铂（Pt）

镧系元素：从铈（Ce）(58) 到镥（Lu）(71) 共十四个元素

锕系元素：钍（Th）、镤（Pa）、铀（U）及超铀元素

稀有金属的分类有两种，一种按金属的地球化学特征分类，一种按金属的产状、性质、制备特点及应用来分类。按金属的地球化学的特征分类如下：

1．酸性岩浆元素：锂、铷、铯、锶、钇、镧、锆、铪、钍、铌、钽、镁、钼、钨、铀、钋、锗等及稀土类元素。

2．中性岩浆元素：锶及钪。

3．超基性岩浆元素：钛、钒、钌、铑、钯、锇、铱及铂。

4．硫化矿元素：镓、铟、铊、锗、硒、碲、钪及铼。

根据稀有金属的产状、性质、制备特点及应用等，一般将稀有金属分为六类，详见表1—1。其特点如下：

1．轻稀有金属：轻稀有金属包括锂、铍、铷、铯四种元素。它们的共同点是比重小、化学性质活泼，常共生在同一矿床中。此类金属在地壳中均不能呈单独的金属状态存在，其矿物都是复杂的化学性稳定的铝硅酸盐类。在制取金属时，需要用强接触剂来分解矿物，如电解熔盐法或金属热还原法等。

从选矿方面来看，此组金属在矿物中的含量都不多，一般都不超过20%。并且金属矿物与伴生的脉石矿物的物理性质相差不太大，矿物大都是非磁性的；比重比较小，在2.7～3.5之间；在浮选时，无论是采用阳离子捕收剂还是采用阴离子捕收剂，可浮性在很大程度上受矿床的成因和杂质含量的影响而波动较大。此组元素过去多采用手选法从花岗伟晶岩中选取精矿，现在逐渐用浮选法代替。

稀有金属按其性质、用途分类　　表 1—1

稀有金属类别	金　　属
轻稀有金属	锂、铍、铷、铯
高熔点稀有金属	钛、锆、铪、钒、铌、钼、钨
稀散金属	镓、铟、铊、锗、硒、碲、铼
稀土金属	镧与原子序数57～71的镧系元素共15种及与其性质相近的钇、钪
放射性稀有金属	镭、钫、钍、镤、铀及超铀元素
贵稀有金属（铂族元素）	钌、铑、钯、锇、铱、铂

2．高熔点稀有金属：高熔点稀有金属包括钛、锆、铪、钒、铌、钽、钼、钨等元素。它们的特点是熔点高、抗蚀性强，能制成耐高温的合金钢。其矿物化学性质稳定，比重大，硬度也

大，所以容易形成砂矿，其选矿方法多采用重选法进行粗选，采用电选、磁选法进行精选（钽矿大部分是采用浮选法）。

3．稀散金属：稀散金属是指那些在自然界中没有单独矿物存在，或即使有单独矿物存在，但产量极少，没有工业开采价值的金属。其存在形式大致有以下三种：

1）以类质同象形式置换主矿物中的主要元素，如辉钼矿中的铼置换钼，闪锌矿中的锗置换锌等等。这种形式是稀散金属的主要存在状态。

2）以微细矿物的细小包裹体、连生体及其他混入物的形式存在于主矿物中，它们在矿物中不参加主矿物的结晶格子构造。

3）以吸附状态存在于其他矿物的裂缝和表面上，一般在表面上比较多。

稀散元素一般都是亲硫元素，常与硫成化合物，与铜、铅、锌在热液中一起活动，成类质同象置换。其中镓、铟、锗、硒、碲、铊等稀散金属经常存在于铜、铅、锌等多金属硫化矿中，通过冶炼或从冶炼的灰尘中提取出来。其中锗从煤灰中可以提炼，镓也可以从铝土矿中提炼，而铼大部分是从辉钼矿中提炼出来的。

4．稀土金属：稀土金属的特点是它们的化学性质十分相近，这是由于它们的原子半径和离子半径大小接近的缘故。镧系元素的另一个特点是形成“镧系收缩”。稀土金属在矿石中的特点往往是彼此伴生，并经常与钽、铌、锆等矿物共生在一起，在选别含钽、铌、钛、锆矿物时，稀土金属常富集于相应的精矿中，常采用重选、浮选及电、磁选等方法进行选别。

5．放射性稀有金属：放射性稀有金属以铀和钍矿为典型，具有较强的放射性，大多数矿物由于放射性引起化学不稳定。放射性在很大程度上影响着此组元素的矿石处理方法和加工工艺，其矿石处理方法大部分采用水冶法。

6．贵稀有金属：贵稀有金属包括铂族的六种金属，它们在自然界中有密切的共生关系，主要产于与超基性岩有关的岩石或

砂矿中。此类金属在物理性质和化学性质方面有很多类似的地方，对于酸的抵抗力强，形成络合物的趋势大。在选矿中常富集于重砂矿物产品中进行回收。

第四节　稀有金属矿的选矿工艺特点

由于稀有金属矿物大部分是复杂的氧化矿，原矿品位又低，并且在同一矿床中经常伴生有很多种有价金属成分，因此稀有金属矿大部分都是比较难选的，在选矿工艺上有以下特点：

1．矿石的选矿流程大部分是多段的、复杂的。在选矿时，为了使所有的有价成份都能综合回收，往往采用多种选矿方法的联合选矿流程进行处理。

2．稀有金属矿大部分是氧化矿，用一般浮选药剂较难分离，因此常用脂肪酸及其皂类等较贵重的药剂进行浮选，并且水质对其影响较大。

稀有金属中的稀散金属大部分无独立矿物，无法进行选矿，目前大部分都是在冶炼时从多金属硫化矿的精矿中提炼出来的，而贵稀有金属的铂族元素及放射性稀有金属又有其独特的处理特点，所以本书中对稀散金属、贵稀有金属及放射性稀有金属的选矿不做叙述，只介绍目前有着重要意义的锂、铍、铷、铯、钽、铌、锆、铪、钛、钒和稀土矿石的选矿。

第二章　锂矿的选矿

锂是最轻的一种金属，外观呈银白色，于1817年在透锂长石中被发现，1818年首次用氯化锂制得金属锂。但是，锂的大量生产还是在第二次世界大战以后。

第一节　锂的主要性质和用途

锂的主要性质：

1．重量轻：比重为0.534，比水轻一半；

2．熔点低（179°C）；

3．金属锂很软，可用小刀切割。韧性大，易于拉伸成丝和压延成片；

4．天然锂是由锂^{6}及锂^{7}两个稳定同位素组成。其中锂^{7}平均占92.61%，锂^{6}平均占7.39%；

5．锂的化学活泼性很大，能被大气所侵蚀，不能直接作结构材料。

锂的主要用途：

1．在原子能工业方面：同位素锂^{6}是生产氢弹不可缺少的原料。用中子轰击锂^{6}时生成氚，而氚化锂^{6}就是氢弹和氢铀弹的“炸药”；

2．在高能燃料方面：锂和锂的化合物可作成高能燃料，用于火箭、飞机或潜艇上；

3．民用方面：用氢氧化锂调制成的锂基润滑脂，可以在－50°C到＋150°C之间使用；锂盐用于制造特殊的光学玻璃及陶瓷；无水氢氧化锂和氧化锂具有很强的吸收二氧化碳能力，可用作二氧化碳的吸收剂和空气调节剂；锂可以作高能电池的原料；

锂及其化合物还可用作有机合成药品、催化剂、漂白剂等。

第二节　锂的主要矿物及矿床类型

锂在地壳中的含量为6.5×10^{-3}%，已知锂的矿物有150种之多，以锂为主的矿物约有30种。目前具有工业价值的锂矿物，主要有锂辉石、锂云母、透锂长石、锂磷铝石和铁锂云母五种（表2—1）。其中以锂辉石为最重要，占锂矿物总开采量的一半以上。

锂的重要矿物　　表2—1

矿物	分子式	品位 Li_2O%		比重	硬度（莫氏）
		理论上	实际上		
锂辉石	$LiAl[Si_2O_6]$	8.10	4.5～8	3.2	6.5～7
锂云母	$KLi_{1.5}Al_{1.5}[Si_3AlO_{10}](F、OH)_2$	5.9	1.23～5.90	2.8～2.9	2.3
锂磷铝石	$LiAl[PO_4]F$或$Al_2O_3\cdot2LiF\cdot P_2O_5\cdot Li_2O$	10.1	8～9.5	3～3.15	6.0
铁锂云母	$KLiFeAl[Si_3AlO_{10}](F\cdot OH)_2$	4.13	2～3.5	2.9～3.2	2～3
透锂长石	$(Li、Na)AlSi_4O_{10}$	4.89	2～4.9	2.39～2.46	6～6.5

锂辉石通常呈灰白色、淡黄色或淡绿色，具有玻璃光泽，硬度为6.5～7，比重为3.2左右，无磁性。在锂辉石中除含有4.5～8.0%Li_2O外，还经常含有0～3%Rb_2O和0～1%Cs_2O。锂辉石在花岗伟晶岩中与石英、长石、云母等经常共生在一起，极易风化，并且其中的锂易被钠及钾所置换。锂辉石有两种晶型结构，将锂辉石加热到1000°C时由α晶型变到β晶型，而且易被破碎成粉末。

锂云母大多数呈粉红色或淡紫色的小碎片，很少见到白色的锂云母，硬度为2.3左右，比重为2.8～2.9，无磁性。在锂云母中除含有1.2～5.9%Li_2O外，还经常含有1～3%Rb_2O及0～1.5%Cs_2O。

锂磷铝石是锂和铝的天然磷酸盐，呈白色稍带淡灰或淡绿

色，具有玻璃光泽，硬度为6，比重为3～3.15，通常含有8～9.5% Li_2O，是含锂最富的矿物。

铁锂云母是一种富含铁的锂云母(经常含12.5%左右FeO)，呈灰色、褐色、暗绿色，硬度为2～3，比重为2.9～3.2，经常与锂云母在一起共生，含铁量大时具有弱磁性。

透锂长石常呈灰色、红白色、黄白色、白色或无色，硬度为6～6.5，比重为2.39～2.46，一般产于花岗伟晶岩中，与锂云母、锂辉石、电气石及石英等矿物共生在一起。

锂的矿床类型有花岗伟晶岩、气成热液和盐湖沉积矿床三种。

1．花岗伟晶岩矿床：含锂（主要是锂辉石）的花岗伟晶岩产于花岗岩或结晶片岩中，是目前锂的主要来源，同时也是铍、铷、铯、钽、铌等稀有金属的重要矿床类型之一，一般将其分为四种类型，详见表2—2[8]。

2．气成热液矿床：这类矿床的主要有用矿物有铁锂云母、鳞云母、锡石、黑钨矿、绿柱石、黄玉、萤石等矿物，其矿床的形成是与岩浆的气成热液作用有关，常是钨、锡、铍、锂的综合矿床。

3．盐湖沉积型锂矿床：在各种盐类沉积矿床中，如岩盐、光卤石、芒硝、硼砂湖及温泉中均含有锂。此类矿床的特点是储量大，开采方便，锂可作为提炼钠、钾、硼等的副产品。

现在工业上对锂矿石的要求，一般为含 $Li_2O>0.6\%$，易于手选的粗粒伟晶岩，要求含锂辉石矿物量>10公斤/吨。

在国外锂原料中，锂的总储量约600万吨以上，主要国家为加拿大、美国和苏联，其次为南罗得西亚(津巴布韦)❶、巴西、阿根廷等[124]。

苏联将锂辉石精矿分为两级，一级锂辉石精矿含 $Li_2O>4\%$，二级锂辉石精矿含 $Li_2O>3\%$[63]。其他国家一般要求锂辉石精矿含 $Li_2O>6\%$[99]。1971年国外锂精矿产量，按含锂量计算为5,270吨，主要国家为美国（年产3,000吨），其次为南罗得西亚

❶ 在白人种族主义者统治下，下同。

稀有金属伟晶岩主要工业类型　　表 2—2

基本特征		第一类：微斜长石伟晶岩	第二类：微斜长石—钠长石伟晶岩	第三类：钠长石伟晶岩	第四类：钠长石—锂辉石伟晶岩
主要矿物的含量，%	微斜长石	60～70	25～35	达10～15	约10～15
	钠长石	10以下	25～35	35～45	35～45
	锂辉石	0	10以下	10以下	15～25
	石英	23～26	25～30	30～40	30～35
次要矿物与标型矿物		银白色白云母、黑电气石、粗柱状绿柱石	铌铁矿、六方钽铝石、微晶石、钛钽铌矿、绿柱石、锂云母、电气石、磷铝锶石、白云母、铯榴石等	蓝黑色电气石、翠绿色白云母、磷锂矿、钠绿柱石、钽铁矿—铌铁矿	浅绿色白云母、锂绿柱石、水白云母、锡石、铌铁矿
伟晶岩体最有代表性的形状		透镜状和岩株状	透镜状和脉状	脉状	板状
伟晶岩的规模		小型岩体，一般长度不超过100～200米，厚度达10～15米	中型岩体，长度达500～700米，有时达1公里，厚度10～25米，在个别情况下达150米	小型岩体，长度一般不超过200～300米，厚度3～7米	大型岩体，长度2～3公里，厚度达20～30米

续表

基本特征		第一类：微斜长石伟晶岩	第二类：微斜长石—钠长石伟晶岩	第三类：钠长石伟晶岩	第四类：钠长石—锂辉石伟晶岩
稀有金属元素的一般含量，%（括号内的数字表示具有工业意义的元素）	Li_2O	0.01～0.05	(0.1～0.6)	(0.1～0.9)	(1.10～1.50)
	Rb_2O	约0.10	(0.30～0.70)	0.08～0.30	0.12～0.19
	Cs_2O	约0.005	(0.100～0.450)	0.099～0.044	0.004～0.006
	Rb_2O/Cs_2O	约20	1.6～3	7～12	25～40
	Ta_2O_5	0.003～0.007	(0.010～0.025)	(0.008～0.020)	(0.004～0.010)
	Nb_2O_5	0.007～0.010	(0.009～0.020)	(0.010～0.015)	(0.010～0.012)
	Ta_2O_5/Nb_2O_5	0.3～0.7	0.9～3	0.7～1.3	0.4～0.8
	BeO	(0.005～0.010)	(0.04～0.08)	(0.100～0.240)	(0.035～0.060)
	SnO_2	0.000	0.002～0.030	(0.005～0.100)	(0.010～0.100)
目前的实际意义		人工开采的粗柱状绿柱石的小型矿床。在某些情况下顺便开采粗晶质的铌铁矿	绿柱石、钽铁矿和其它钽酸盐类的大型矿床；获取丰富的铯原料—铯榴石和锂云母(0.2～0.6% Cs_2O) 的唯一来源。有时也可以顺便开采锂辉石等矿石，也可得到含0.4～1.5% Rb_2O 的微斜长石，含量达0.7～2.5%锂云母	绿柱石和钽铁矿—铌铁矿的小型和中型矿床，有时含有伴生锂辉石，其次含磷锂矿—锂蓝铁矿、锡石	锂辉石的最大型矿床，有时含有伴生绿柱石（或日光榴石）、铌铁矿（或褐钇铌矿）和锡石

（津巴布韦）（年产1,000吨）和苏联（年产700吨）[124]。

第三节　锂矿石的选矿方法

由于所有含锂矿物的比重小（2.4～3.2），大部分都不具有磁性（铁锂云母除外），因此无法用一般的重选法(跳汰、摇床、溜槽等设备选别）和磁选法将含锂矿物与常见的石英、长石等脉石分选开。当前具有实际意义的锂矿石的选矿方法有浮选法、手选法、热裂法、化学处理法及重悬浮液法等，其中又以手选法及浮选法为主，但是含锂盐湖沉积矿的化学处理方法，最近几年发展也很快。

一、手选法

此法主要用于分选粗粒结晶的锂辉石和锂云母结合体，是基于矿物本身的颜色或形状与脉石矿物的区别，用人工手选法从矿石中挑选出锂矿物。采用选择磨矿与手选法，在1940～1942年以前曾是锂矿的主要选矿方法，其手选的原则流程见图2—1。

二、热裂法[64]

此法是将锂辉石矿加热到1000～1200°C。加热后锂辉石由α晶型变成β晶型，比重由3.15变到2.40，并变成质脆而易碎矿石，但是，此时石英等脉石却没有多大的变化。然后采用选择性磨矿法，使β锂辉石变成粉状，而不易磨的石英等脉石仍然是比较粗的，以后再采用筛分或风力选矿法使之分离。此法可把含Li_2O0.8～2.0%的锂辉石原矿富集到含Li_2O4～6%的锂精矿，其回收率为70～80%。但此法因焙烧时需要很高的温度，且对其他有用金属组分不能综合回收，所以在实际应用上有一定的局限性。图2—2是加拿大一个矿山采用热裂法选锂辉石的流程，其选别结果见表2—3。

三、化学处理法

化学处理法主要用在从盐湖水中提取锂。美国福特矿物公司从盐湖水中提取锂时，首先将盐湖水在近于405公顷的面积上进行蒸发，蒸发后氯化锂浓度可达6%，在蒸发过程中钠盐和钾盐

从盐水中沉淀析出，余下的含锂溶液即为盐卤。将此盐卤引入工厂，用苏打灰法使氯化锂转变为固体碳酸锂[101]。美国在犹他州大盐湖修建了一个约4860公顷面积的太阳蒸发池[108]，每年从湖水中可生产20万吨硫酸钾，4,536吨氯化锂等产品。

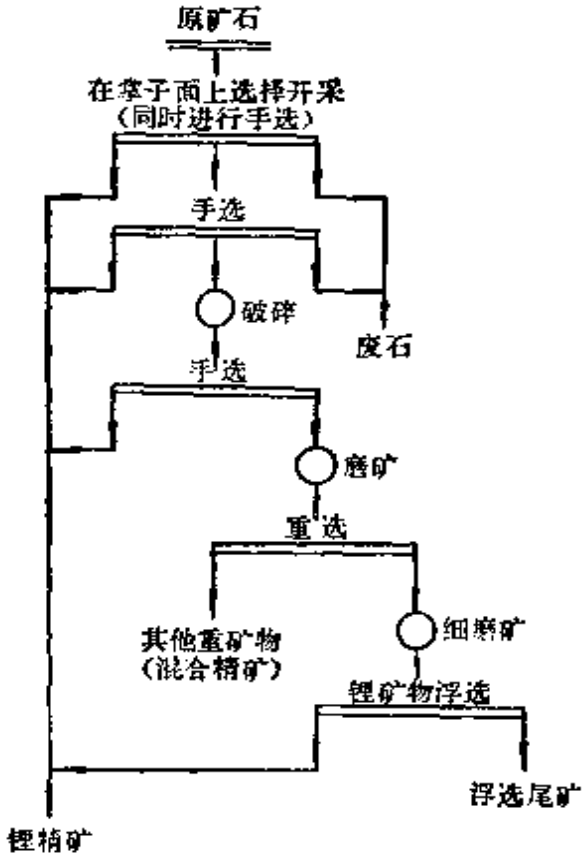


图 2—1 用手选法选别花岗伟晶岩锂矿石的原则流程

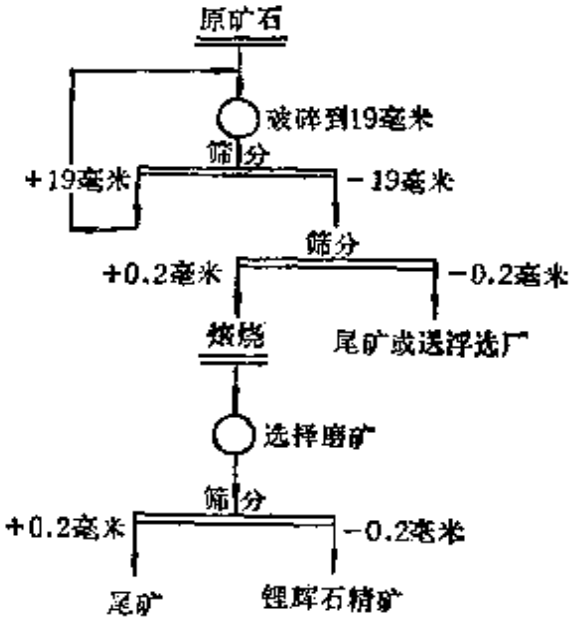


图 2—2 锂辉石矿的热裂法选矿流程

锂辉石的热裂法选矿结果 表 2—3

产品	产率，%	品位，Li_2O%	回收率，Li_2O%
锂辉石精矿	35.45	4.39	85.0
尾矿	63.39	0.43	14.2
-0.2毫米尾矿	1.16	1.33	0.8
原矿	100.00	1.85	100.00

四、锂辉石的重悬浮液选矿法及重液选矿法

锂辉石的比重为3.2左右，比经常同锂辉石在一起共生的石

英、长石等主要脉石矿物比重大一些（石英、长石比重为2.7以下），这样就可以采用重悬浮液选矿法，使锂辉石成为重矿物产品，而脉石矿物则为轻的产品。

经研究证明，大于2～3毫米的含锂辉石矿石，以硅铁和磁铁矿作介质，在水力旋流器中进行分选是可能的，图2—3为美国一个选矿厂采用重悬浮液法分选锂辉石的流程，其选别结果见表2—4[64]。

锂辉石的重悬浮液选别指标　　表 2—4

产　品	产　率，%	品位，Li_2O%	回收率，Li_2O%
锂辉石精矿（重产品）	7.1	5.36	47.4
尾　矿（轻产品）	66.5	0.16	13.4
－3.3级别	26.4	1.19	39.2
原　矿	100.0	0.80	100.0

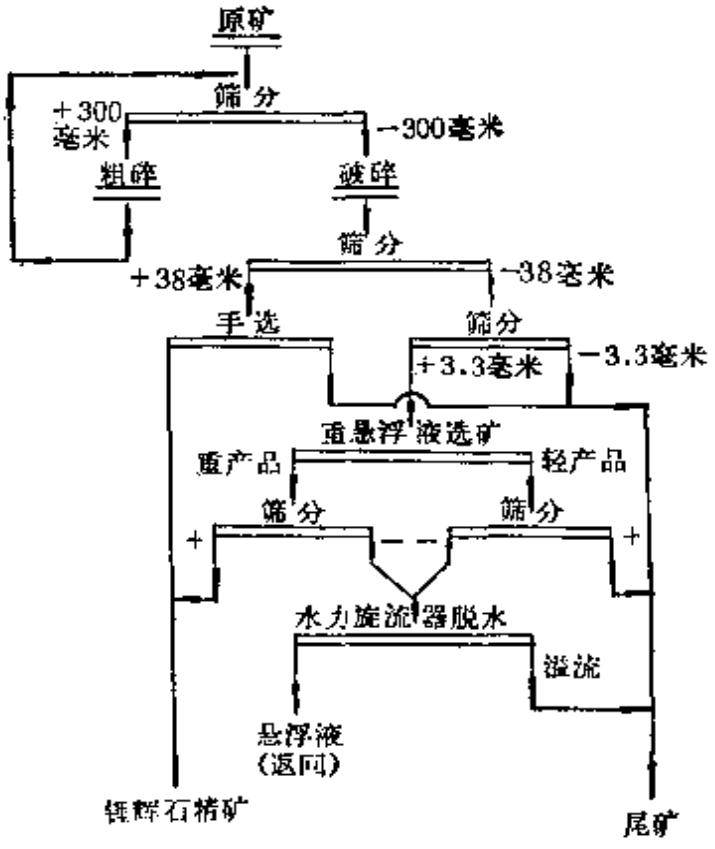


图 2—3　锂辉石的重悬浮液选矿流程

美国曾研究采用四溴乙炔（$CHBr_2CHBr_2$）作重液（比重为2.95），在水力旋流器中对锂辉石进行重液选矿连续试验。当原矿粒度为－0.4毫米，含1.34%Li_2O时，经过重液选矿所得到的锂辉石精矿含锂辉石92%，回收率为89%左右[121]。

五、磁选法

磁选法是提高锂精矿质量的一个附属措施，常用于除掉锂精矿中的含铁杂质或选分弱磁性的铁锂云母。采用浮选法所得到的锂辉石精矿，有时含铁较多，不合乎某些工业部门的要求，为了降低铁的含量可用磁选法进行处理。如苏联在实验室里用单辊磁选机对某一锂辉石精矿进行磁选，可以从含2.26%Fe_2O_3的锂精矿中，分离出一部分含1%左右Fe_2O_3的锂辉石精矿，其实验结果见表2—5。

用电磁选分离锂辉石精矿的结果　　表 2—5

产品	作业产率 %	品位，%		回收率，%		电流强度 (安培)
		Li_2O	Fe_2O_3	Li_2O	Fe_2O_3	
磁性部分	49.06	6.07	3.57	48.59	77.47	2.0
非磁性部分	50.94	6.16	1.00	51.31	22.53	
锂辉石精矿	100.00	6.12	2.26	100.00	100.00	—

六、浮选法

含锂的主要矿物都可以用浮选法进行选别，因此浮选法是锂矿石的最重要的选矿方法，特别是对细粒浸染的锂辉石选矿来说，就更加重要（详见第四节）

第四节　锂辉石的浮选研究

早在1937年就有人对锂辉石的浮选法进行试验研究[20]。以后很多人对锂辉石的直接浮选和反浮选法又进行了进一步研究，目前，在一般情况下，锂辉石的直接浮选法较反浮选法优越些。

直接浮选法是在碱性介质中，用油酸及其皂类为捕收剂，将

锂辉石浮到泡沫产品中予以回收；反浮选法是在酸性介质中，用阳离子捕收剂浮选出脉石矿物，将锂辉石和含铁矿物抑制到浮选的尾矿中，然后再从其中浮选出含铁矿物，最后剩下的尾矿即为锂辉石精矿产品。

一、锂辉石的直接浮选法

在一般的情况下，具有纯净表面的锂辉石很易用油酸及其皂类浮起，可浮性很好。但在自然界中的锂辉石经常受到风化作用，特别是靠近热带地区的矿床，表面风化很严重，易泥化，对浮选影响较大。在浮选过程中大量的矿泥粘附在锂辉石和脉石矿物的表面上，降低了锂辉石的可浮性，提高了脉石矿物的可浮性，从而缩小了它们之间浮游性的差别；另外，在矿浆中存在一些可溶性盐，如铜、铁、铝等离子粘附在矿物表面上，不但使锂辉石浮选活化，也能使脉石矿物活化。所以当矿浆中含有大量的矿泥和金属阳离子时，能严重地影响锂辉石和脉石矿物的可浮性差别，因此，在锂辉石浮选前应进行预先处理，以排除矿物表面的杂质和矿泥，使其净化；另一方面预先用碱处理矿物表面，可以使其中的SiO_2发生选择性溶蚀，减少水化性较强的硅酸盐表面区，使金属阳离子富集，有利于阴离子捕收剂向表面靠拢。

图2—4为油酸用量1000克/吨，松油用量130克/吨时，NaOH用量和搅拌时间对锂辉石浮选的影响[62]。

从图中可以看到，不用NaOH处理锂辉石也可浮游，但搅拌时间长。当用NaOH处理时，随着NaOH用量的增加，回收率逐渐地提高，搅拌时间也相应缩短了。

图2—5为不同药剂预先处理对锂辉石浮选的影响。从图中可以看出，用NaOH处理效果较好，Na_2CO_3次之，NaCl最差。

试验同时证明，在一定情况下随着矿浆搅拌强度的提高，回收率也提高；随着搅拌强度由300转/分提高到2100转/分时，锂辉石的回收率从50%提高到90%。

经过预先处理的锂辉石浮选时，矿浆的pH值、捕收剂及调整剂的种类和用量等对其浮游性都有很大的影响，具体情况如下。

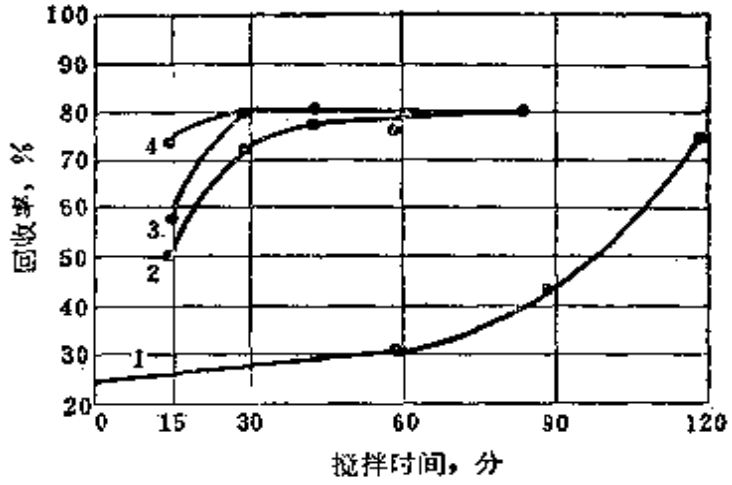


图 2—4 NaOH用量和搅拌时间对锂辉石回收率的影响

1—没经NaOH处理；2—用2.5公斤/吨NaOH处理；3—用10公斤/吨NaOH处理；4—用20公斤/吨NaOH处理

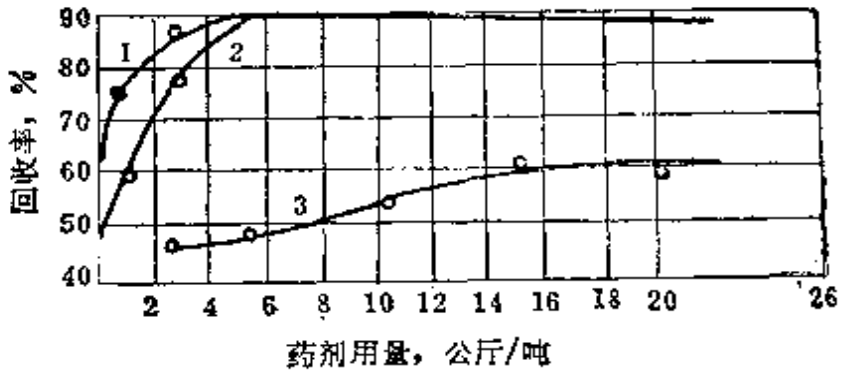


图 2—5 采用不同药剂预先处理对锂辉石浮选的影响

1—Na_2CO_3搅拌1小时；2—NaOH搅拌30分钟；3—NaCl搅拌1小时

1．矿浆pH值对锂辉石浮选的影响

对锂辉石的浮选研究得知，当采用油酸或环烷酸皂为捕收剂时，锂辉石在中性和碱性介质中（pH＝7～12），都能得到很好的浮游性；当采用18碳胺和磷酸脂钠盐为捕收剂时，只有在弱碱性或中性介质中才能浮游。

采用油酸（0.65公斤/吨）为捕收剂，氟化钠(0.45公斤/吨)

和木素磺酸盐（0.45公斤/吨）为调整剂，用NaOH和Na_2CO_3调整矿浆pH值（从6.8～10.0）对锂辉石浮选的影响见表2—6及图2—6[102]。

矿浆pH值对锂辉石浮选的影响　　表 2—6

药剂用量，（克/吨·原矿）			锂辉石精矿	
NaOH	Na_2CO_3	pH值	品位，Li_2O%	回收率，Li_2O%
—	—	6.8	6.72	84.2
91	—	7.4	6.44	79.1
181	—	8.0	6.20	70.0
272	—	8.6	5.93	57.2
363	—	9.2	5.50	42.8
454	—	10.0	5.64	25.1
—	91	7.5	6.75	75.3
—	181	7.7	6.80	57.7
—	272	8.0	6.32	37.3
—	363	8.2	5.91	24.8
—	454	8.5	4.80	13.5
—	544	8.7	4.50	8.1

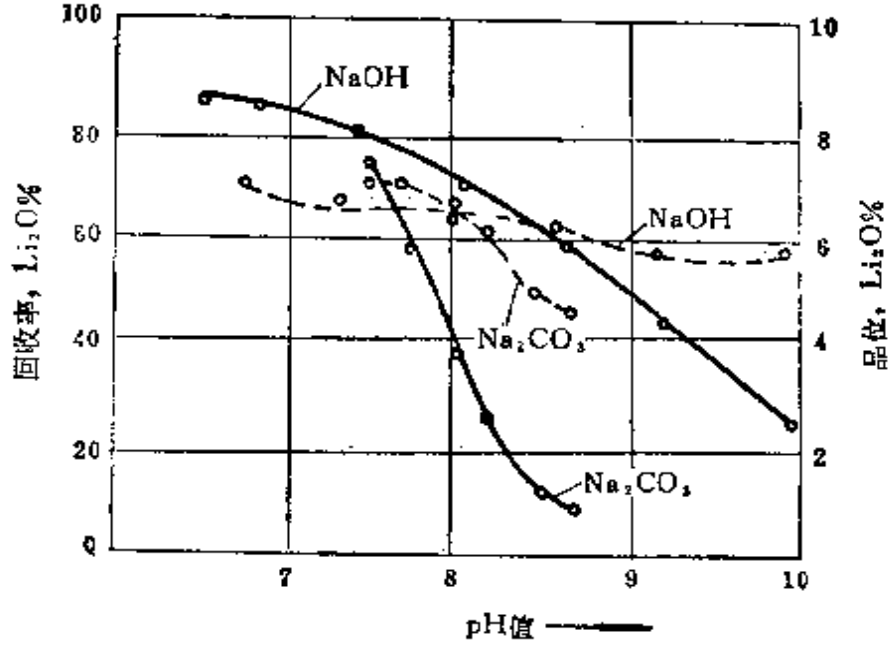


图 2—6　矿浆pH值对锂辉石浮选的影响

——回收率，%；----品位，%

从表2—6及图2—6可以看到，当采用油酸为捕收剂，氟化钠和水素磺酸盐为调整剂时，在pH=7～7.5的中性介质中锂辉石浮选效果最好。

2．捕收剂对锂辉石浮选的影响

对于活化了的锂辉石矿，无论采用阴离子捕收剂（油酸、氧化石腊皂、环烷酸皂）还是采用阳离子捕收剂（月桂胺、硬脂酸胺等）都能使锂辉石浮游。

采用油酸钠为捕收剂时，油酸钠的用量对锂辉石浮选的影响见图2—7[62]。

从图2—7可以看出，经NaOH活化后的锂辉石很容易浮游；而未经NaOH处理的锂辉石，即使在油酸用量很大时，其回收率也不太高（<60%）。

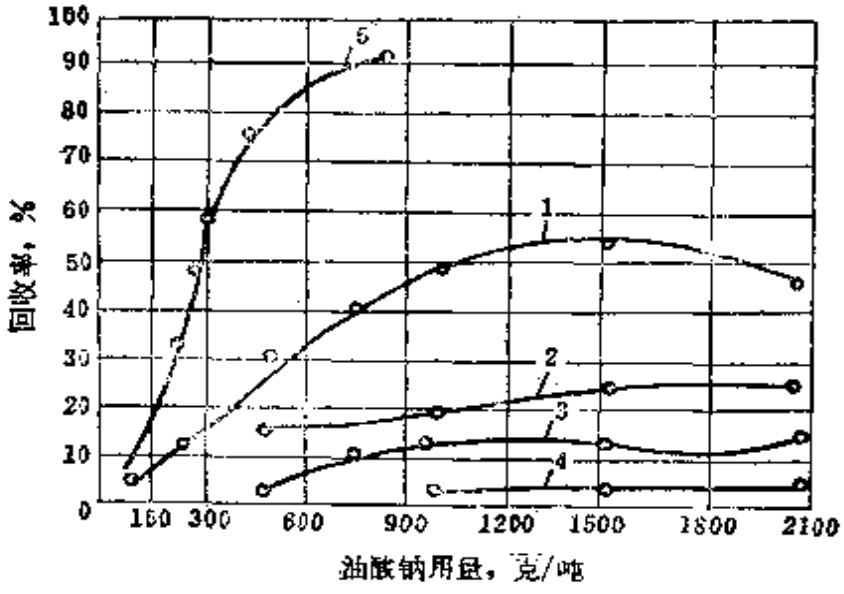


图 2—7 油酸钠用量对矿物浮选的影响

1—锂辉石；2—白云母；3—伟晶岩的脉石；4—长石；5—经NaOH处理过的锂辉石

在中性及碱性介质中，用油酸为捕收剂时，锂辉石浮游效果好的原因是因为油酸是弱酸性捕收剂，在矿浆pH<5时，油酸解离困难，而在中性或碱性介质中则解离较好，易发挥其作用。

当采用十八碳胺、磷酸脂钠盐为捕收剂浮选锂辉石时，只有

在中性和酸性介质中才能浮游。十八碳胺由于溶解、解离和水解的结果，使胺在溶液中呈离子〔RNH_3〕$^+$、溶解分子〔RNH_2〕和未溶解分子〔RNH_2〕$_n$三种状态存在，对于硅酸盐矿物（云母除外）以胺离子的捕收能力为最强。三者比例与介质pH值和胺的浓度有关，故矿物的浮游性在很大程度上取决于介质的pH值。胺的吸附基本上是可逆的，在酸性和中性介质中吸附可逆良好，在碱性介质中较差。

3．某些调整剂对锂辉石浮选的影响

对锂辉石浮选来说，无论采用那种捕收剂，水玻璃、糊精、淀粉都是锂辉石的强烈的抑制剂。其中淀粉和糊精的选择性较好，先抑制锂辉石，后抑制脉石，但水玻璃和Na_2S的选择性较差，对于锂辉石和脉石同时起抑制作用。

采用阴离子捕收剂进行浮选时，调整剂抑制作用的递增顺序为：氟化钠、木素磺酸盐、磷酸盐、碳酸钠、氟硅酸钠、硅酸钠、亚铁氰化钾、有机物。其中大量的氟化钠（1000克/吨以上）对其浮选影响不大，反而增加浮选速度，而少量的硅酸钠（100克/吨）或亚铁氰化钾则影响很大。

采用木素磺酸盐（0.45公斤/吨）和氟化钠（0.45公斤/吨）为调整剂，油酸(0.65公斤/吨)为捕收剂浮选锂辉石时，矿浆搅拌的固体浓度对其浮选指标的影响见表2—7及图2—8[97,100,102]。可以看出，在锂辉石浮选时，矿浆搅拌的固体浓度在40～50%之间效果最好。

采用阳离子捕收剂浮选时，抑制作用很复杂。当采用月桂胺时，少量的Na_2SiO_3可使长石和石英浮选活化，而少量的Na_2SiF_6只能使长石活化，稍多一点则全部抑制，而NaF能使长石和石英活化。

当使用硬脂酸胺浮选时，Na_2SiO_3、Na_2SiF_6、$K_4[Fe(CN)_6]$、Na_2HPO_4和Na_2S等都是矿物的抑制剂。用少量的HF处理，经脱泥洗矿后浮选锂辉石时，Cu^{2+}、Pb^{2+}、Fe^{3+}离子和Na_2SiO_3都是硬脂酸胺浮选时的抑制剂，Na_2SiO_3对长石抑制最强，然而少量

的漂白粉（100克/吨）可完全使锂辉石浮选活化。

矿浆搅拌的固体浓度对锂辉石浮选的影响　表 2—7

固体重量浓度%	品　位，Li_2O%		回收率，Li_2O%	
	粗　选	精　选	粗　选	精　选
10	3.47	4.30	30.0	26.2
15	3.83	5.10	71.0	50.2
20	4.10	5.30	78.8	67.8
25	4.90	6.10	80.5	72.1
30	5.10	6.32	84.2	74.5
35	5.22	6.65	87.1	76.4
40	5.30	6.83	90.1	76.8
45	5.45	6.81	90.2	77.0
50	5.29	6.70	90.3	77.9
55	5.08	6.41	83.1	70.0
60	5.13	6.45	80.5	65.0
65	5.28	6.60	81.4	65.5

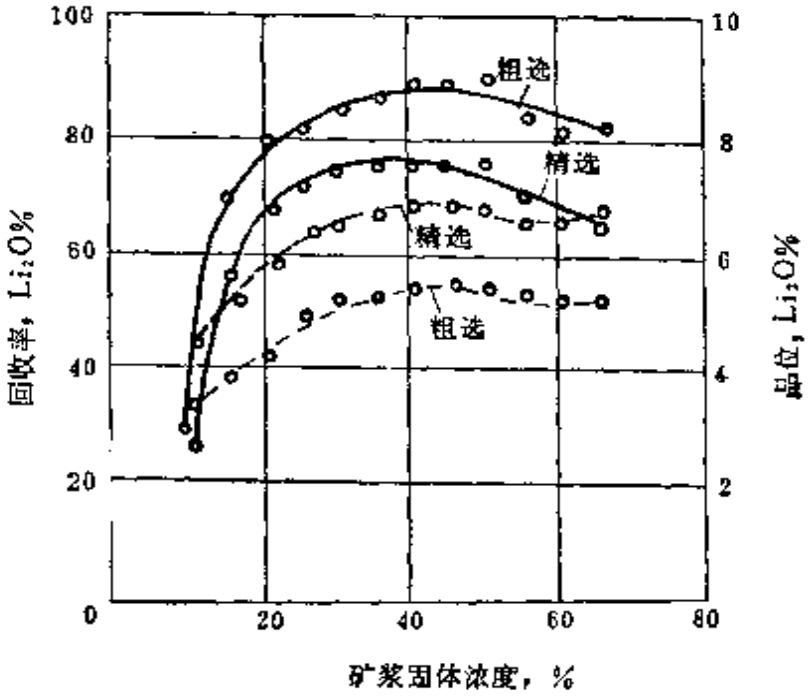


图 2—8　矿浆搅拌强度对锂辉石浮选的影响

——回收率，%；----品位，%

4．金属盐类等阳离子对锂辉石浮选的影响

一般来说，伟晶岩、云英岩和含铍花岗岩共生的硅酸盐和硅铝酸盐矿物，均属于难浮矿物，只有用一些药剂或多价阳离子（晶格组分或外界污染）使之活化后才有良好的浮游性。许多研究表明未经活化的天然状态锂辉石和绿柱石的浮出量一般都不超过50%，其浮游性排列顺序为：磷灰石＞磷铝石＞绿柱石＞锂辉石。

矿石在磨矿和浮选过程中经常被多价阳离子所污染，这些阳离子又影响到矿物的可浮性。试验表明，Ca、Fe、Mg、Ba、Al、Cu、Pb、Sn、Cd等阳离子，在特定的条件下，都能使硅酸盐矿物产生活化作用，但在天然水和矿浆中含有明显数量的活化阳离子，主要是Ca^{2+}和Fe^{3+}。

锂辉石、绿柱石、长石、石英、黑云母、阳起石等对Ca^{2+}的等温吸附表明，吸附量以锂辉石为最大，石英最小；同时，前者在较低的pH（约5左右）时即趋于吸附饱和；而全部矿物在pH＞11.0时，出现吸附飞跃。对Ca^{2+}的吸附是静电和化学力综合作用的结果，有相当的可逆性，Ca^{2+}的活化作用在于提高捕收剂的吸附能力及固着稳定性，同时也提高浮选速度。然而，凡具有排除吸附Ca^{2+}的阳离子（H^+、Na^+、Fe^{3+}、Al^{3+}等）和能与之生成难溶化合物的阴离子（F^-、CO_3^{2-}、SiO_3^{2-}和PO_4^{3-}等）存在时，都会使活化作用受到破坏。所以在试验中利用矿物和脉石对各种离子的吸附差异，同时严格控制液相中特定的〔Ca^{2+}〕、〔OH^-〕、〔CO_3^{2-}〕之间的浓度比例和苛性钠的作用强度，即使在强碱性介质（pH＝11～12）中也可以使上述矿物成功地分离。

Fe^{3+}在硅酸盐矿物上的吸附，同样也是锂辉石吸附能力最强，但不像对Ca^{2+}吸附的差异性那样明显。对Fe^{3+}的吸附量及吸附稳定性也与介质pH值有关，在弱酸性和中性介质中铁的吸附能力较大，是属于不可逆的化学吸附；在碱性介质中吸附能力较小，稳定性也较差。吸附活化作用的递减顺序为Fe^{3+}＞$FeCl_3$水解物＞荷正电氢氧化铁胶体。矿物被Fe^{3+}活化后，捕收剂吸附量增加，药剂的稳定性也增强，吸附捕收剂的解吸率由40～60%

降低为5～10%，此时，只有较强的无机酸才能排除在矿物表面上吸附的捕收剂。

5．矿物粒度及矿浆温度等对锂辉石浮选的影响

锂辉石的浮选粒度，一般在0.15毫米以下，在0.2毫米粒级时浮选的回收率为61%，在0.3毫米粒级时浮选的回收率只有22%左右。粗粒难浮是锂辉石浮选的特点之一，在磨矿中分级机的返砂品位往往比原矿品位高0.5～1.0倍，使粗粒级富集，加剧了这一矛盾。

研究表明，用环烷酸皂、烷基硫酸盐等在常温下对锂辉石进行浮选是完全可能的。浮选设备规模的大小对工艺有一定的影响，设备由小（实验室）到大（半工业性），在精矿品位相同的条件下，对其回收率影响较大。

从以上锂辉石的浮选条件可以看出，锂辉石的浮选比较复杂，在浮选过程中必须适当的控制捕收剂、调整剂的用量，才能使其很好的浮游。对含锂辉石和绿柱石的伟晶岩浮选就更困难一些。美国矿山局对锂铍矿石的浮选，研究了采用木素磺酸盐和氟化钠为调整剂，用脂肪酸（如油酸）优先浮选锂辉石的方法〔96，97，100，102，103，104〕。木素磺酸盐的抑制作用，可能是它能选择性地覆盖在绿柱石和脉石矿物的表面上，使其亲水，从而阻碍了这些矿物向气泡粘附；而锂辉石则被木素磺酸盐覆盖的趋势比绿柱石小，所以加入捕收剂后，锂辉石表面亲水性差，而附着在气泡上。

浮选药剂制度（公斤/吨·原选）　　表 2—8

名称	加药地点	
	一次搅拌	二次搅拌
木素磺酸盐	0.91	—
氟化钠	0.91	—
油酸	—	0.44
搅拌时间	5	5
pH 值	6.9	6.9

对一些矿石浮选时，其药剂用量如表2—8，其浮选结果见表2—9。

某些锂辉石矿石的浮选结果　　表 2—9

矿样	产品名称	指标，%		
		产率	品位 (Li_2O)	回收率 (Li_2O)
美国北卡罗来纳州的金兹山 (Kings Mountain, N.C.)	精矿	20.7	5.9	77.8
	中矿	14.6	1.7	15.8
	尾矿	64.7	0.16	6.4
	合计①	100.0	1.57	100.0
美国北卡罗来纳州的卑斯麦城 (Bessemer City, N.C.)	精矿	20.4	6.32	70.4
	中矿	13.9	1.89	14.2
	尾矿	65.7	0.43	15.4
	合计①	100.0	1.83	100.0
美国北卡罗来纳州的卑斯麦城 (Bessemer City, N.C.)	精矿	19.5	6.72	84.2
	中矿	13.1	1.40	11.7
	尾矿	67.4	0.10	4.1
	合计①	100.0	1.56	100.0
美国南达科塔州的希勒城 (Hill City, S.Dakota)	精矿	18.2	6.07	75.9
	中矿	8.1	1.34	7.4
	尾矿	73.7	0.33	16.7
	合计①	100.0	1.46	100.0
加拿大魁北克的伐耳多尔矿床 (Val dor, Quebec, Canada)	精矿	22.9	6.75	79.6
	中矿	9.4	1.57	7.5
	尾矿	67.7	0.38	12.9
	合计①	100.0	1.95	100.0

① 为计算的浮选作业给矿品位。

二、锂辉石的反浮选法

锂辉石的反浮选法，一般是在石灰等制成的碱性介质中，在糊精或淀粉的作用下，抑制锂辉石，采用阳离子捕收剂浮选脉石矿物，所剩的尾矿除去铁质之后，即为锂辉石精矿。

曾对某一伟晶岩型的锂辉石，在试验室的条件下进行反浮选试验[62]。即原矿在棒磨机加入氢氧化钠（230克/吨）磨到－0.59毫米，然后脱除－0.043毫米的矿泥，在20～25%的固体浓度下，加入450克/吨石灰，225克/吨糊精，180～320克/吨Armac-T（月桂酸胺的盐酸化合物），180克/吨松油，在2公斤的浮选机中进行浮选（矿浆搅拌处理1分钟，浮选4分钟），所得的泡沫产品为石英、长石和云母等脉石矿物，而锂辉石和含铁矿物被抑制到浮选尾矿中。第一次粗选的泡沫产品再在15～20%固体浓度下，加入225克/吨石灰，225克/吨糊精及90克/吨松油进行精选脉石矿物，所得的尾矿与粗选的尾矿相合并，浓缩到65～70%固体浓度，加入160克/吨HF，900克/吨油酸钠，45克/吨松油处理10分钟。在25%固体浓度下浮选含铁矿物，所得的尾矿即为锂辉石精矿产品。

回收云母的方法，是将所得出的含石英、长石、云母的泡沫产品在35%固体浓度下，同450克/吨H_2SO_4，45克/吨松油及225克/吨胺类捕收剂处理3分钟，在弱酸性介质中将云母浮到泡沫产品中去。

回收长石的方法，是将浮选云母的尾矿经清洗和浸析后，在50%固体浓度中，加入680克/吨HF(100%）处理6分钟，在25%的固体浓度下，用胺类捕收剂Armac-T25～90克/吨和松油（140克/吨）浮选长石，长石则进入到泡沫产品中去，而石英则为尾矿。不同类型的矿石浮选的结果见表2—10。从表中可以看到对于没有风化和中等风化的矿石，经过反浮选所得的锂辉石精矿的回收率为83%以上。但对强烈风化的矿石，经选矿所得的锂辉石精矿，其回收率只有63%，主要损失在矿泥部份（占回收率的13%）。

采用不同处理方法，对风化矿石的浮选结果见表2—11。从

表中可以看到首先将矿石在60%固体浓度下粗磨，然后预先用1.8公斤/吨NaOH处理效果较好，此时所得的锂辉石精矿含锂辉石86.3%，回收率为79%。

实验室试验结果　　表 2—10

样品类型	产品名称	产率	锂辉石，(%)		Fe_2O_3	SiO_2	Li_2O①	Li_2O②
		%	含量	回收率	%	%	%	%
强烈风化的矿石	锂辉石精矿	14.3	82	68.0	0.86	—	6.10	6.4
	含铁矿物	2.6	55	7.0	—	—	4.35	4.0
	云母精矿	6.0	5	2.0	—	—	0.50	1.19
	长石精矿	37.9	7	14.0	0.26	66.0	0.70	1.40
	尾矿（石英）	20.1	1	1.0	0.14	94.1	0.10	0.36
	矿泥及+0.59毫米部分产品	19.1	13	13.0	—	—	—	—
	原矿	100.0	18.6	100.0	—	—	—	—
中等风化的矿石	锂辉石精矿	22.8	84	83.5	0.56	—	6.25	—
	含铁矿物	1.0	94	3.9	—	—	6.70	—
	云母精矿	4.4	1	0.2	—	—	0.10	—
	长石精矿	36.6	4	6.3	0.12	68.1	0.40	—
	尾矿（石英）	20.8	1	0.9	0.05	96.5	0.10	—
	矿泥及+0.59毫米部分产品	14.3	8	5.2	—	—	—	—
	原　矿	99.9	23.3	100.0	—	—	—	—
没风化的矿石	锂辉石精矿	33.8	89	83.6	0.44	—	6.50	6.40
	含铁矿物	1.9	50	2.8	8.29	—	4.05	4.50
	云母精矿	1.5	3	0.3	—	—	0.35	0.52
	长石精矿	27.5	8	6.1	0.09	68.4	0.70	0.68
	尾矿（石英）	20.9	1	0.6	0.02	98.0	0.10	0.11
	矿泥及+0.59毫米部分产品	14.4	18	6.7	—	—	—	—
	原　矿	100.0	36	100.1	—	—	—	—

① 按 Li_2O 在锂辉石中的理论值计算的数字；

② 化学分析值。

第五节　其他含锂矿物的选矿[62]

一、锂云母的选矿

风化矿石的浮选结果　　表 2—11

试验号	产品	产率 %	锂辉石的指标，（%） 含量	回收率	预先处理条件
1	锂辉石精矿	20.0	71	65	在25%固体浓度下细磨矿，不进行预先处理
	脉石矿物的泡沫产品	69.3	8	24	
	矿泥	10.7	—	11	
	合计	100.0	—	100	
2	锂辉石精矿	16.1	90.7	66	在25%的固体浓度下，细磨矿；在75%固体浓度下，加入2.3公斤/吨氢氧化钠，搅拌6分钟后清洗
	脉石矿物的泡沫产品	72.9	5.4	18	
	矿泥	11.0	—	16	
	合计	100.0	—	100.0	
3	锂辉石精矿	20.2	86.3	79	在60%固体浓度下粗磨矿，加入1.8公斤/吨氢氧化钠处理
	脉石矿物的泡沫产品	66.3	5.0	15	
	矿泥	13.5	—	6	
	合计	100.0	—	100	

锂云母的比重小（2.8～2.9），呈鳞片状结构，对于粗粒的锂云母可以采用手选、风力选矿、摩擦选矿等方法很容易进行回收，但对于细粒浸染的锂云母只有用浮选法进行回收。

锂云母浮选最好的捕收剂为阳离子捕收剂。在矿浆pH＝2～10时，采用ИМ-11❶（500～1000克/吨）就能够有效地回收锂云母；采用十八碳胺在酸性和中性介质中也能很好地浮选锂云母。但是，在锂云母没经预先处理之前，用油酸为捕收剂是不能使其浮游的，即使矿物经苛性钠预先处理后，也不能改变其可浮性。然而，经用350克/吨氟氢酸预先活化锂云母之后，采用油酸为捕收剂浮选时，其回收率高达75%。

矿浆中的一些铁盐、铝盐、铅盐和硫化钠、淀粉及磷酸氢钠能抑制锂云母，但锂的碳酸盐和硫酸盐能活化锂云母。用十八碳胺浮选锂云母时，最好的活化剂是水玻璃和硫酸锂；而强的抑制剂是漂白粉、硫化钠和淀粉的混合物；然而，铜、铅和铝的硝酸

❶ ИМ-11为C_{13}～$_{17}H_{27}$～$_{35}NH_3Cl$。

盐是锂云母的抑制剂，而铜和铝的硫酸盐却是锂云母的活化剂。

二、透锂长石的浮选

采用阴离子捕收剂油酸、油酸钠、异辛基磷酸钠同起泡剂松油浮选透锂长石时，在任何的矿浆 pH 值下，均不浮游。但采用阳离子捕收剂 ИМ-11 及十八碳胺时，其浮游性较好。采用十八碳胺为捕收剂，在矿浆pH值为5.5～6.0时，其回收率为78%。采用 ИМ-11在碱性介质（pH＝7.5～9.5）中浮选时，其回收率可提高到90～92%。

采用ИМ-11为捕收剂时，氯化铁（300～500克/吨）能强烈的抑制透锂长石，在介质的pH＝5.8时，它的回收率下降到10～15%，在酸性和碱性介质中其抑制作用加强。氯化钙则能活化透锂长石，在中性和碱性介质中（pH＝9.2）能提高其回收率。在采用ИМ-11时，对透锂长石的抑制剂有：硫化钠、硅酸钠、淀粉、丹宁酸、碳酸钠、氟硅酸钠、磷酸氢钠。

三、铁锂云母的选矿

在捷克斯洛伐克有一个较大的铁锂云母矿床[66]，此矿床原矿含0.48%Li_2O，主要的有用矿物有黑钨矿、锡石和铁锂云母。此矿的选矿首先是采用跳汰和摇床选分出比重较重的锡石和黑钨矿，然后将此混合的钨锡精矿用磁选进行分离。跳汰和摇床所得到的尾矿磨到－0.5～＋0.075 毫米占 80%时，加入 5 公斤/吨水玻璃，搅拌 5 分钟抑制石英，随后采用氨基乙酸十八烷脂及松油，在石灰制成的碱性介质中浮选铁锂云母，为减少氨基乙酸十八烷脂的用量，可先加些煤油。此法通过工业试验可获得含1.36%Li的铁锂云母精矿，其回收率为75～80%左右。

第六节　锂辉石的浮选流程及其实践

一、美国锂辉石的选矿

1．美国丹佛尔（Dever）公司推荐的锂辉石反浮选流程

该公司推荐的锂辉石反浮选设备联系图见图 2—9[99]。此流程是在碱性介质中用糊精抑制锂辉石，用胺类捕收剂浮选脉石矿

物的反浮选流程，具体情况如下：

破碎是采用二段开始破碎，第一段用颚式破碎机，第二段用圆锥破碎机。为了防止矿石的过粉碎，在颚式破碎机前安装了筛孔为38.1毫米的棒条筛，在第二段破碎前安装了振动筛，这样即减少了矿石的过粉碎现象，又增加了破碎设备的处理量。破碎后的产品为12.7～18毫米送入细矿仓，再经皮带运输机给入棒磨机

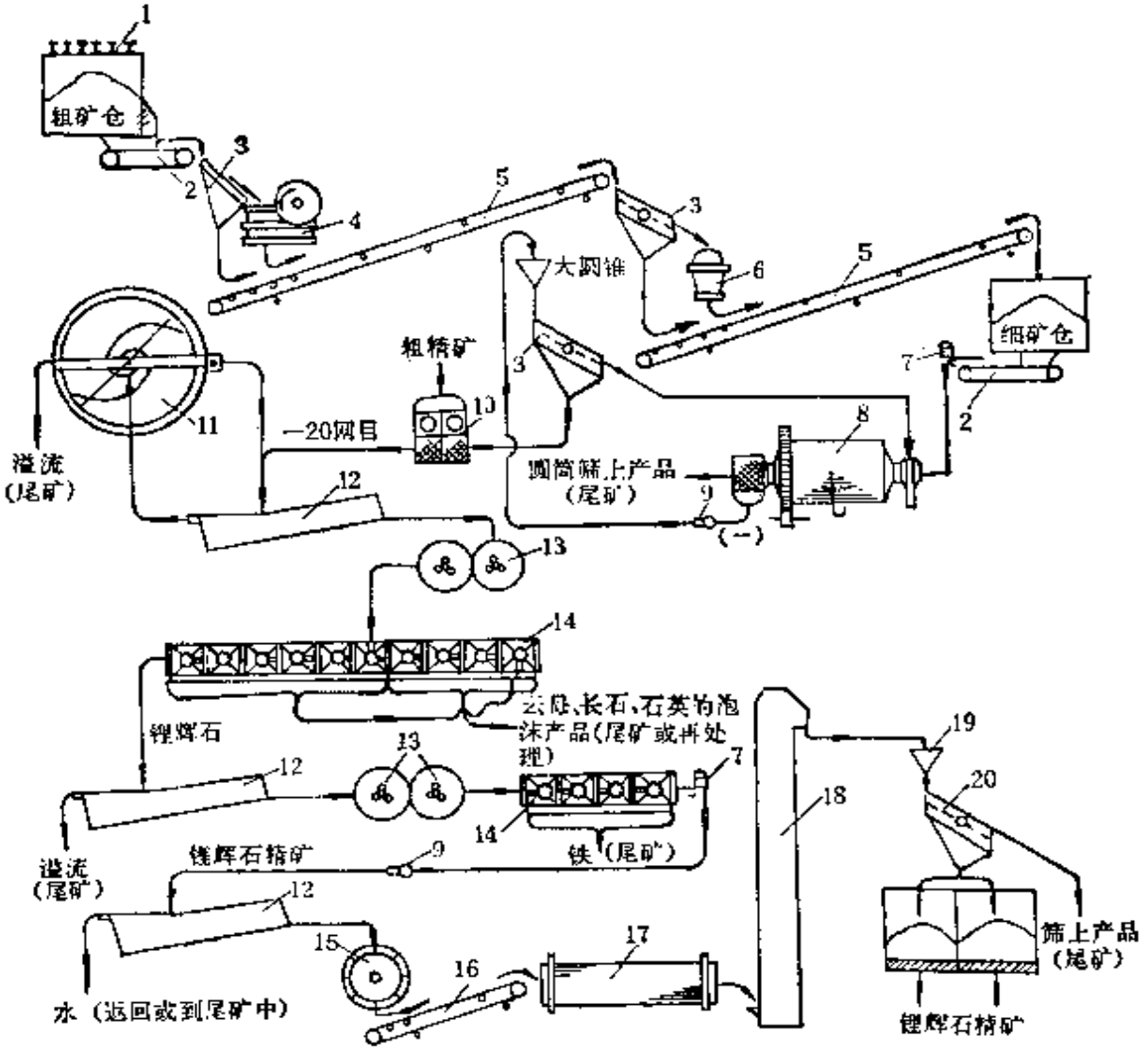


图 2—9 锂辉石浮选设备联系图

1—棒条筛；2—给矿机；3—振动筛；4—颚式碎矿机；5—皮带运输机；6—圆锥破碎机；7—取样机；8—棒磨机；9—砂泵；10—跳汰机；11—浓缩机；12—分机级；13—搅拌槽；14—浮选机；15—过滤机；16—运输机；17—圆筒干燥机；18—提升机；19—振动给矿器；20—筛分机

进行磨矿。此时，氟硅酸钠、磷酸钠、硫化钠、氢氧化钠同矿石一起加到棒磨机中，磨矿后的产品稀释到25～35%固体浓度，在棒磨机排矿端的圆筒筛中除掉废石后，借助离心泵送到筛孔为20～30网目的振动筛上与磨矿机构成闭路。振动筛的筛下产品（－20网目）经跳汰选出含锡、铌的重矿物产品后，送入水力分级机及浓缩机进行脱泥和脱水。

脱泥的矿浆在70～75%固体浓度下，在两个搅拌槽中同石灰、糊精、醋酸铵（如Armac-T）及起泡剂一起搅拌5分钟，使矿浆pH值保持在10～11.5范围内。然后将此矿浆稀释到20%的固体浓度后，送入“Sub-A”型浮选机中进行粗选，为了进一步回收锂辉石，粗选所得的脉石泡沫产品，再加入少量的药剂进行精选。

含锂辉石的粗选尾矿，在耙式分级机中浓缩到70～75%固体浓度，加入氟氢酸（使pH=5）、树脂酸钠盐和起泡剂进行搅拌，搅拌后的矿浆在20～25%固体浓度下浮选出含铁矿物，剩下的尾矿，即为锂辉石精矿，再经过脱水、过滤、干燥、筛分除杂质（筛上产品为尾矿）后，即得锂辉石最终精矿。

粗选的泡沫产品，可以在酸性介质中首先浮选出云母，其尾矿再在氟氢酸作用下，采用胺类捕收剂浮选出长石产品，剩下的尾矿即为石英产品。

2. 美国北卡罗莱纳州（N.C.North Carolina）的金兹山（King Mountain）选矿厂。

美国北卡罗莱纳州的金兹山矿床是较大的锂矿床之一。此矿床长39.4公里，宽2.9公里，该矿床矿石储量为430万吨伟晶岩矿石，平均含15～20%锂辉石及2～4%云母。主要的有用矿物有锂辉石、锡石、绿柱石，同时也含有铌铁矿、独居石、金红石、黄铁矿等有用矿物。

采用反浮选法，在实验厂中对该矿床的锂辉石进行了选矿研究，其流程如图2—10[62]。供实验用的矿样含13～38%锂辉石，30～56%长石，22～27%石英，3～5%云母及2～7%其它矿物。

矿样经破碎后，加入1.8～2.3公斤/吨NaOH在65%固体浓度下，在棒磨机中进行磨矿及清洗矿物表面。磨矿后的矿浆采用机械分级机从溢流中排除大量的矿泥，这样即可降低浮选药剂的用量，也可改善优先浮选条件。最适宜的浮选条件和药剂制度见表2—12。按图2—10流程对该矿床矿石进行浮选的结果见表2—13。即对原矿含锂辉石为12.5%和22%的两个试样进行反浮选，可分别得到锂辉石精矿含锂辉石为80%及81%，其回收率为67.5%和71.4%。脉石矿物浮选所得到的含云母、石英、长石的泡沫产品，还可以采用优先浮选进行分离。如果在矿床中含有锡石、铌铁矿、钽铁矿、独居石等重矿物时，可采用螺旋选矿机或摇床进行分选，所得的重矿物再送到精选厂去进行精选。

浮选条件及药剂制度　　表2—12

加药地点	药剂	样品的品位					
		12.5%锂辉石，0.35%Fe_2O_3			22%锂辉石，0.89%Fe_2O_3		
		公斤/吨	pH值	固体浓度%	公斤/吨	pH值	固体浓度%
棒磨机	苛性钠	2.16	—	65	1.95	—	65
搅拌槽	苛性钠	0.70	—	—	—	—	—
	糊精	0.44	—	—	—	—	—
	胺类捕收剂	0.34	11.1	50	—	—	—
	松油	0.42	—	—	—	—	—
粗浮选	苛性钠	0.12	11.0	20	0.12	—	—
	糊精	—	—	—	0.52	—	—
	胺类捕收剂	—	—	—	0.40	10.9	20
	松油	—	—	—	0.51	—	—
精选	糊精	0.44	10.5	15	0.49	10.9	15
	松油	0.43	—	—	0.31	—	—
浮选含铁矿物前的搅拌槽	树脂酸钠盐	0.97	—	65	1.44	—	—
	氟氢酸	0.31	—	—	0.10	5	65
	甲酚基酸	0.23	—	—	—	—	—
	松油	—	—	—	0.32	—	—
铁的浮选	—	—	—	—	—	5.4	20

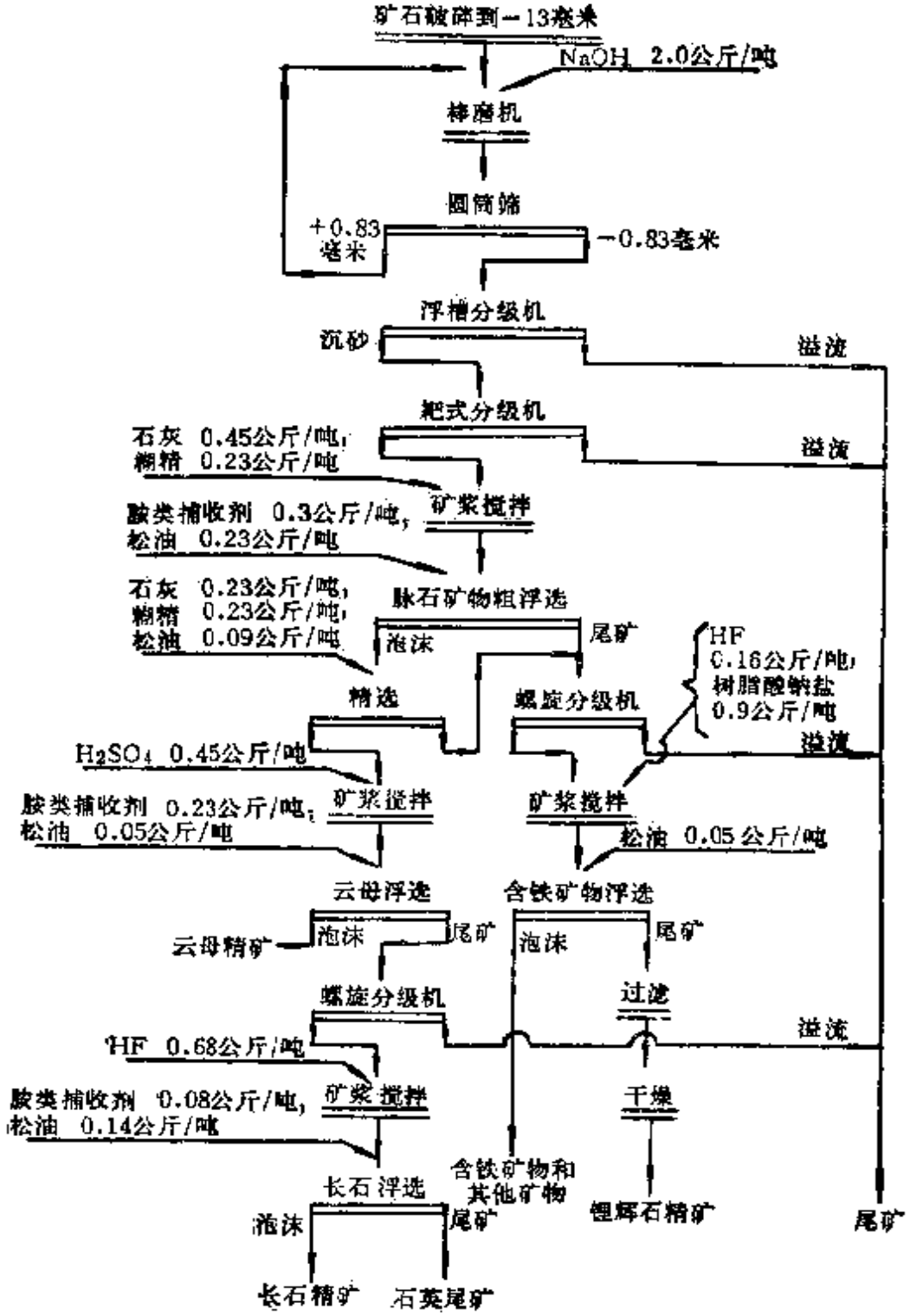


图 2—10　金兹山实验厂浮选流程

实验厂浮选结果　　表 2—13

给矿成份	产品		产率，%	锂辉石含量，%	锂辉石回收率%	品位，%	
						Fe_2O_3	Li_2O
含12.5%锂辉石，0.35% Fe_2O_3	筛上产品		0.1	80.0	0.7	—	6.05
	分级溢流	浮槽分级	7.7	5.0	2.8	1.64	0.50
		耙式分级	2.3	6.0	0.7	0.96	0.60
		螺旋分级	0.4	12.0	—	1.00	1.10
	脉石泡沫产品		77.0	4.7	26.0	0.19	0.50
	精矿	含铁矿物	0.6	53.3	2.2	11.0	4.30
		锂辉石	11.8	80.0	67.5	0.65	6.05
	给矿		100.0	12.7	100.0	0.35	1.15
含22%锂辉石，0.89% Fe_2O_3	筛上产品		0.1	75.0	0.5	—	5.80
	浮槽分级溢流		3.8	3.0	0.5	0.68	0.35
	脉石泡沫产品		72.0	7.0	23.0	0.23	0.70
	精矿	含铁矿物	1.5	59.0	4.1	7.08	4.40
		锂辉石	19.1	81.0	71.4	0.47	6.10
	给矿		100.0	22.0	100.0	0.89	1.90

美国金兹山选矿厂[62，64]

此选矿厂的最初设计处理矿量为360吨/昼夜（以后扩大到1,200吨/昼夜）。选厂由破碎工段，混合重矿物分选的螺旋选矿工段和浮选工段组成，其流程见图2—11。即矿石经破碎后加入NaOH在两台砾磨机上磨矿，采用0.42毫米筛孔的筛分机与磨矿组成闭路，筛下产品含15%固体浓度进入水力旋流器进行脱泥。水力旋流器的沉砂含45%固体浓度送到螺旋选矿机上进行选矿，可得到产率为5%，含重矿物为4%的重矿物产品。此重矿物产品再经摇床选别后，可得到含45%锡石、33%铌铁矿、14%磁黄铁矿和8%独居石的混合粗精矿。螺旋选矿机的尾矿（含重矿物0.03%）同摇床尾矿（含重矿物0.7%）一起送到水力旋流器进

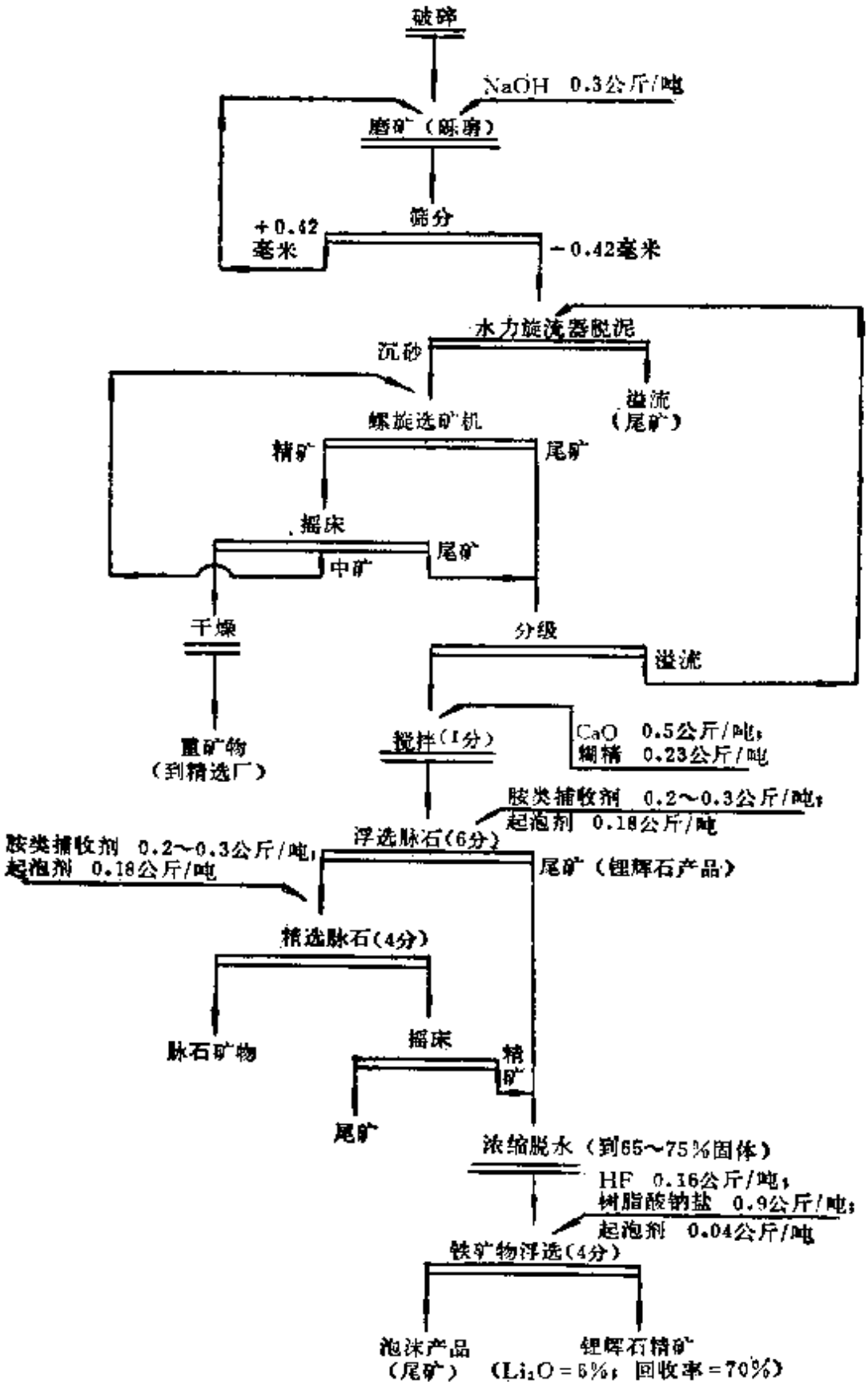


图 2—11 金兹山选矿厂（360吨/昼夜）的选矿工艺流程

行脱泥，沉砂在55%固体浓度，加入0.5公斤/吨石灰、0.23公斤/吨糊精，通过两个搅拌槽进行搅拌，然后加入0.2～0.3公斤/吨，胺类捕收剂和0.18公斤/吨起泡剂，在pH＝11.3，在25%固体浓度下进行脉石矿物浮选，脉石矿物的泡沫产品进行精选，精选的尾矿再用摇床处理，分离出一部分重矿物尾矿后，其精矿（含锂辉石产品）与浮选的粗选尾矿合并，浓缩到65%固体浓度，进行含铁矿物浮选，所剩的尾矿（即锂辉石精矿）含6.0%Li_2O和0.45%Fe_2O_3，其回收率为70%，如不浮选含铁矿物时，锂辉石精矿的回收率可达75%。

在锂辉石选矿中，最难选的矿物是角闪石，一般则采用磁选和浮选法进行分离。

此选矿厂开始曾采用油酸、氢氧化钠和乳化剂（起泡剂），在矿浆pH＝7～8条件下直接浮选锂辉石。当时可得到锂辉石精矿含90%锂辉石，其回收率为70%。现改用阳离子捕收剂进行反浮选法，改建后的流程见图2—12。即矿石破碎后＋3.3毫米部分首先用重悬浮液进行粗选，可选出一部分锂辉石精矿并抛掉一部分废弃尾矿。重悬浮液扫选的精矿和－3.3毫米的细粒部分进入1,515×3,600毫米的棒磨机中磨矿，与棒磨机构成闭路是用ϕ1,370毫米的双螺旋分级机。分级机溢流的粒度为－0.3毫米，进入直径为305毫米的水力旋流器进行脱泥，其溢流粒度为－0.074毫米再给入到直径为8.54米的浓缩机中进行浓缩，浓缩的溢流即为尾矿，浓缩的沉砂进入粗浮选二。

水力旋流器的沉砂在螺旋选矿机上回收重矿物，尾矿进入粗浮选一，浮选的药剂制度与流程图2—11相似。即－0.3毫米的重选尾矿加入0.45公斤/吨CaO、0.23公斤/吨糊精、0.18～0.23公斤/吨胺类捕收剂、0.18公斤/吨起泡剂，在20～25%固体浓度下，在pH＝10.1～11条件下进行脉石矿物浮选，所得的泡沫产品即为石英、长石、云母等硅酸盐矿物，浮选的尾矿为含铁和含锂辉石的产品，浓缩到60～75%固体浓度进行含铁矿物浮选，尾矿即为锂辉石精矿。

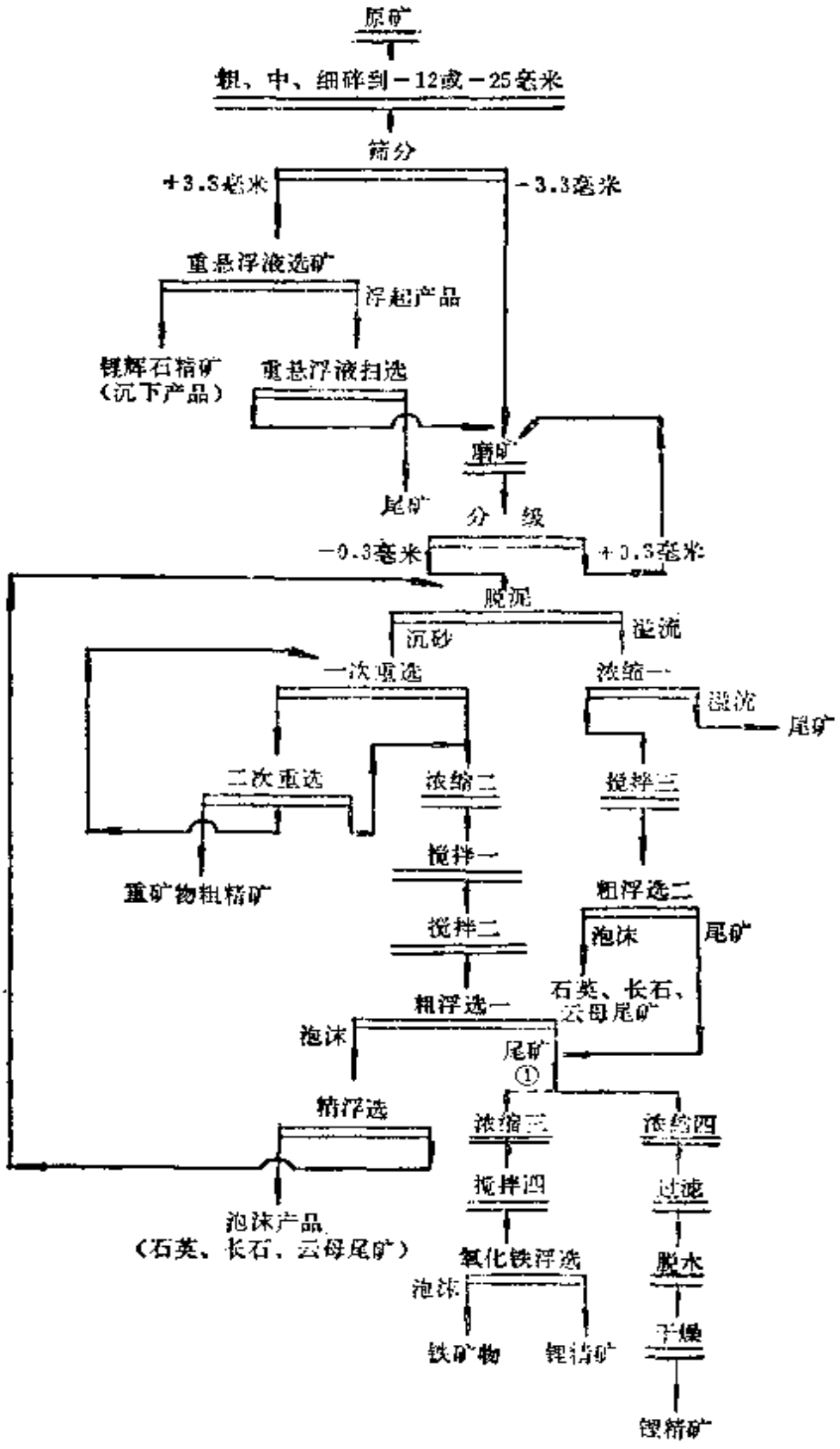


图 2—12　改建后的会蓝山选矿厂（1200 吨/昼夜）的选矿工艺流程

① 虚线的这段流程是按着矿石的必要性程度来采用

此选厂的主要选矿设备为：

一次重选为32台直径为1209毫米的螺旋选矿机；

二次重选是摇床；

浓缩一是直径为8.54米的浓缩机；

浓缩二是直径为 1,209 毫米的双螺旋分级机；

浓缩三和四是直径为 406 毫米的螺旋分级机。

原矿含重矿物 0.2%，经螺旋选矿机和摇床选矿后可得到含45%锡石、33%铌铁矿等的混合精矿。

原矿含 1.4～1.6%Li_2O，采用硅铁作悬浮介质，在比重为2.9～3.0的悬浮介质中进行选矿，可得到含 5～6%Li_2O 的锂辉石粗粒精矿，回收率为 25～30%，细粒部分经过浮选可得到含5～6%Li_2O 的锂辉石精矿，其回收率为45～50%。

3．美国布列克—西尔斯（Black-Hills）矿床选矿厂

此选矿厂位于美国南达科塔州（South Dakota），选矿厂的流程包括脱泥，加入苛性钠擦洗，采用油酸直接浮选锂辉石等几部分组成，其选矿厂工艺流程见图2—13[62]。

锂辉石浮选的药剂制度为：在磨矿机中加入0.3公斤/吨NaOH；在搅拌机中加入 1 公斤/吨 NaOH；粗选时加入200克/吨油酸和250克/吨环烷酸及起泡剂；精选时加入水玻璃和克勃拉（Квебрахо）或乳酸及起泡剂，按需要加入油酸。搅拌是在60～70%固体浓度下进行的。表 2—14 列出了各种不同矿石按此流程所得的选矿结果。锂辉石由于强烈的风化变成矿泥，因此在选矿过程中必须脱出大量矿泥(强烈风化的矿石中矿泥产率达38.3%，氧化锂的回收率占 24.1%)，对于局部风化的矿石，原矿含Li_2O =1.26%，通过选矿可得到锂辉石精矿含 4.92%Li_2O，其回收率为63.5%。

二、加拿大凯特—莱克（Cat Lake）矿床锂辉石的浮选[62]

此矿床的矿石主要含微斜长石、钠长石、石英、柘榴子石、白云母和锂辉石(原矿含 1.4%Li_2O)。锂辉石的平均粒度为0.75毫米，最大粒度为100毫米。选矿时，首先将原矿破碎到－3.3毫

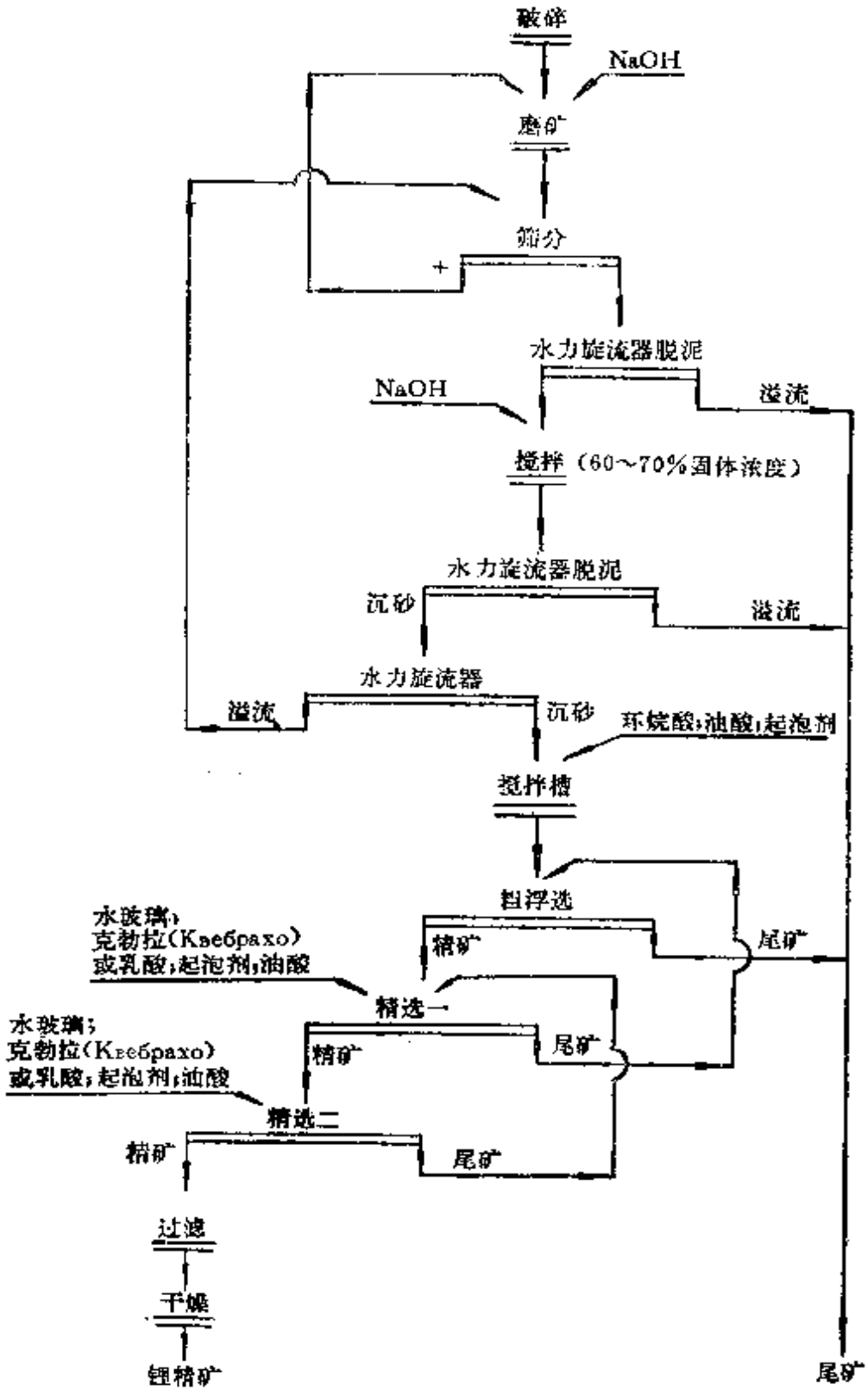


图 2--13　美国布列克—西尔斯矿床选矿厂锂辉石的浮选流程

米，再磨到－0.074毫米占85%，脱泥后，进行两次浮选。

矿石浮选前，用5%浓度的HF处理，清洗矿物表面，再加3公斤/吨NaOH搅拌，然后加入油酸或油酸钠，在pH>8.5条件下进行浮选。如矿石中含云母和矿泥多时，则可采用阳离子捕收剂使云母同锂辉石一起上浮。

布列克—西尔斯矿床的浮选结果　　表 2—14

矿石性质	产品	产率，%	品位，Li_2O%	回收率，Li_2O%
局部风化的矿石	精矿	15.9	4.92	63.5
	矿泥	31.8	0.68	17.2
	尾矿	52.3	0.46	19.3
	原矿	100.0	1.26	100.0
强烈风化的矿石	精矿	13.1	5.13	57.1
	矿泥	38.3	0.75	24.1
	尾矿	48.6	0.46	18.8
	原矿	100.0	1.21	100.0
新鲜的矿石	精矿	14.2	3.94	66.4
	矿泥	20.4	0.53	12.6
	尾矿	65.5	0.27	21.0
	原矿	100.0	0.82	100.0

混合精矿的分离是在酸性介质中，加入如上的药剂进行云母浮选，而尾矿即为锂辉石精矿，含 6%Li_2O，其回收率为64%。

第七节　铷和铯矿的选矿

铷、铯由于经常存在于锂云母及其他含锂矿物中，所以在此将铷铯的选矿介绍一下。

一、铷、铯的主要性质及用途

铯是1860年发现的，铷是1861年发现的。铷和铯均属于元素周期表第一族的碱金属分族。由于其原子半径和离子半径大，容易失去其价电子，所以化学性很活泼。纯净的铷是银白色，铯呈黄色。铷和铯的熔点都比较低，铷为39°C，铯为28.5°C。金属铷

和铯柔软具有很好的可塑性。天然铷有铷^{87}及铷^{85}两种同位素，铷^{87}是放射性同位素。

铷和铯的用途：铷和铯主要用在光电管及各种发光管（日光灯），铷和铯的光电管可应用在有声电影和电视上，特别是应用到自动控制仪表装置、安全技术及信号装置中。在原子能工业中，铯可作闪烁计数器。铷和铯用在磁流发电机中，可以提高发电效率。

二、铷和铯的矿物和矿床[1,3,15,106]

铷在地壳中含量为0.03%，铯为7×10^{-4}。然而这两个元素，尤其是铷是典型的分散元素。这是由于铷和铯在性质上与含量最大的元素钾相近，因此铷和铯在自然界常为钾的共生元素存在。

铯的独立矿物只有铯榴石〔$Cs(AlSi_2O_6)$〕一种，铯榴石含30～37%Cs_2O，产于花岗岩和伟晶岩中。铯榴石为无色透明矿物，具有玻璃光泽，硬度为8.5，比重为2.68～2.98，无磁性，其外形与石英相似。铷没有独立矿物，关于铷和铯的矿床类型参见表2—2。

常见的铷和铯的伴生矿物有锂云母、光卤石、天河石、钾长石等。在锂云母中，常含有3.0%Rb_2O及1.5%Cs_2O；光卤石是含钾盐和镁盐的矿物，铷的含量<0.04%，铯的含量为2.0%，铷和铯可作为从光卤石中生产钾盐和镁盐的副产品。

含铯的原生矿要求含$Cs_2O>0.02\%$，含铷的锂云母、锂辉石等矿石要求含$Rb_2O>0.05\%$才有工业价值。国外铯矿的储量，换算成铯榴石为49.9万吨，主要在加拿大[126]。目前世界上铷、铯的生产量还不多，1959～1965年内南罗得西亚（津巴布韦）生产了160吨铯榴石，莫三鼻给生产了200吨铯榴石，加拿大生产了450吨铯榴石。

三、铯榴石的选矿

铯榴石是铝代硅酸盐矿物，美国矿山局曾对美国缅因州（Maine）的铷铯矿床、南罗得西亚（津巴布韦）的比基塔（Bikita）矿床，加拿大曼尼托巴（Manitoba）矿床进行了选矿

试验[12]。这三个矿床中铯的品位相应为8.1%、22.4%、25.5%；铷的品位相应为0.16%、0.84%、0.88%；钠的含量为1.1～4.9%；钾的含量为1～1.4%；锂的含量为0.23～0.30%；铝的含量为8.8～11.7%；石英的含量为48.8～57.8%。在所有三个试样中，主要的含铯矿物是铯榴石，而主要的脉石矿物是长石和石英。

曾用重液、摇床、电选等方法对上述矿样中的铯榴石进行选矿研究。重液试验是将矿石破碎后，在四溴乙烷（用煤油调节比重在2.7～2.8范围内）中进行选别的。摇床重选结果证明富集是有效的，但精矿品位和回收率比重液低的多，且粗粒分离效果好，细粒效果差。应用静电选也无效。

采用浮选试验证明，云母极易与其他矿物分离开，但采用阴离子捕收剂时铯榴石与长石、石英的分离效果不好。而采用阳离子捕收剂进行反浮选时却大有希望。

不同矿床铯榴石反浮选的结果　　表 2—15

矿床名称	产品名称	品位,%		回收率,%		备注
		Cs	Rb	Cs	Rb	
美国缅因州矿床	泡沫产品	1.8	0.22	13.4	82.1	—
	槽内尾矿	20.4	0.06	86.6	17.9	
南罗得西亚比塞塔	泡沫产品	5.8	2.12	7.4	68.2	因矿石疏性小，不用加硫酸铝防止泥化
	槽内尾矿	28.9	0.39	92.6	31.8	
加拿大曼尼托巴	泡沫产品	10.3	1.32	6.1	22.9	—
	槽内尾矿	27.9	0.78	93.9	77.1	

铯榴石的反浮选研究是将矿石磨到－100网目，在60%固体浓度下，在实验室型机械搅拌浮选机中进行搅拌，然后稀释到33%固体浓度进行浮选。浮选时，为了保证矿浆的pH值（1.4～2.7），添加2～6公斤/吨硫酸、0.4～0.8公斤/吨氟氢酸（选择性抑制铯榴石），同时添加0.2～0.4公斤/吨硫酸铝搅拌10分钟，

然后添加0.16～0.4公斤/吨Armac-CD搅拌3分钟，浮选铯榴石以外的所有矿物。浮选的结果见表2—15。从表中可以看到对三个不同矿床的铯榴石进行浮选时，可以得到含20.4～28.9%Cs的铯榴石精矿，其回收率分别为86.6%、92.6%及93.9%。

第三章　铍矿的选矿

铍呈钢灰色，发现于1798年，1927年制成金属铍。但大量的生产是在本世纪50年代以后。

第一节　铍的主要性质和用途

铍的主要性质：

1．比重小，熔点高，熔化潜热大。铍的比重为1.84，与镁相似，为铝的70%、钢的四分之一。熔点为1284°C，比铝、镁高一倍。熔化潜热极高，为270～275卡/克。

2．比强度（即强度与重量之比）优于钛、铝，比钢约大4倍。

3．热中子吸收截面小，为0.009巴±0.0005巴。

4．铍是剧毒物质，在生产过程中应很好的进行防护。

铍的主要用途：

1．在火箭、导弹等结构材料方面：铍可作火箭、导弹、宇宙飞船的蒙皮、壳体零件等结构材料，以减轻重量。

2．在原子能工业方面：铍对热中子减速能力最强；热中子吸收截面小；而且受α点照射能够放出中子。所以把它当作原子反应堆中的中子源和反应堆的中子减速剂。

3．在民用方面：铍可以做许多合金，用于电讯、电气、电子器件及仪表等方面。氧化铍熔点高，可制成陶瓷制品用于耐火材料工业或电气工业上。

第二节　铍的主要矿物及矿床类型

铍在地壳中的含量为6×10^{-4}。含铍的矿物约有50种，具有

工业价值的铍矿物主要有绿柱石、金绿宝石、硅铍石、日光榴石、似晶石（见表3—1），其中以绿柱石最为重要。

铍的主要矿物　　表 3—1

矿物	分子式	品位，BeO%		比重	硬度（莫氏）
		理论上	一般		
绿柱石	$Be_3Al_2(SiO_3)_6$	14.1	8～12	2.63～2.90	7.5～8.0
金绿宝石	$BeAl_2O_4$	19.8	—	3.5～3.8	8.5
日光榴石	$Mn_8(BeSiO_4)_6S_2$	12.5～13.6	—	3.2～3.4	6～6.5
似晶石	Be_2SiO_4	45.4	—	2.96～3.0	7.5
硅铍石	$H_2Be_4Si_2O_9$	42.1	—	2.6	6.5～7

绿柱石是铍的铝硅酸盐类，其晶形为六方晶系，结晶为长柱状，有时为块状，呈绿色、淡黄色、淡蓝色、粉红色等，条痕为白色，一般均无磁性。纯绿柱石，其理论上含BeO≈14%，Al_2O_3≈19%及SiO_2≈67%。但实际上在绿柱石中尚有其他杂质成分，一般为含7%的Na_2O、K_2O、Li_2O和少量的CaO、FeO、Fe_2O_3、Cr_2O_3、V_2O_3等。绿柱石常产于伟晶岩及热液矿脉中。

金绿宝石呈绿色或黄绿色，斜方晶系，多呈板状或块状结晶。其理论成份含19.8%BeO，80.2%Al_2O_3，有时呈弱磁性，常与绿柱石产于伟晶岩中。

日光榴石为褐色，有时呈黄色或绿色，等轴晶系，常具有弱磁性，多产于矽卡岩矿床中。

硅铍石为无色或淡黄色，斜方晶系。常与绿柱石等共生于伟晶岩中。

铍的矿床分为花岗伟晶岩、矽卡岩、气成热液及坡积—残积等四种类型（详见表3—2）。但当前开采的铍矿主要是花岗伟晶岩矿床。

绿柱石的原生矿床一般要求含BeO>0.05%，砂矿要求含绿柱石在1公斤/吨以上才有工业价值。关于绿柱石精矿，美国要求含BeO＝11～13%，苏联则把绿柱石精矿分为二级：一级铍精矿含10%BeO，二级铍精矿含8%BeO[62]。

铍的矿床成因类型　　表 3—2

矿床类型	亚类	主要金属矿物	主要脉石矿物	矿体围岩及围岩蚀变	矿床的工业类型	备注
花岗伟晶岩	石英—长石的未分异伟晶岩	绿柱石、磁铁矿	石英、长石、白云母、黑云母、电气石、柘榴子石	主要为花岗岩，其次片麻岩、片岩及辉长岩、闪长岩	极小	岩脉未分异，分异现象不明显
	石英—白云母—微斜长石分异伟晶岩	绿柱石、铌铁矿、钽铁矿、磁铁矿、独居石、铌钇矿	石英、白云母、微斜长石、斜长石、纹长石、黑云母、电气石、萤石、柘榴子石	片麻岩、花岗岩、辉长岩、闪长岩	中等至大	岩脉显著地分带
	石英—白云母—钠长石交代伟晶岩	绿柱石、铌铁矿、钽铁矿、独居石、铌钇矿、锡石、褐钇铌矿、沥青铀矿	石英、白云母、钠长石、微斜长石、黑云母、柘榴子石、有色电气石、磷灰石、萤石、黄玉、磷铝石	辉长岩、片麻岩、花岗岩	极大	钠长石化为此类伟晶岩特征
	石英—钠长石—锂辉石、锂云母交代伟晶岩	绿柱石、锂辉石、锂云母、铯榴石、铌铁矿、钽铁矿、锡石、磷钙矿、锆英石、沥青铀矿	石英、白云母、钠长石、微斜长石、黑云母、柘榴子石、电气石、磷灰石、磷铝石	主要在花岗岩及辉长岩中	极大	岩期交代达到完全，普遍出现钠长石化、白云母化。 锂辉石、锂云母为本类伟晶岩特点

续表

矿床类型	亚类	主要金属矿物	主要脉石矿物	矿体围岩及围岩蚀变	矿床的工业类型	备注
矽卡岩	—	白光榴石、硅铍石等	萤石、石英、电气石、含锂云母、钙霞石等	花岗岩及石灰岩等	中等	接触交代成矿
气成热液矿脉	石英—绿柱石矿脉	绿柱石	石英、细粒白云母	围岩为花岗岩，围岩蚀变为云英岩化	中等	脉中主要为石英及绿柱石组成，可见到少量的钨矿、辉铋矿等
	石英—白云母—黑钨矿—绿柱石矿脉	绿柱石、黑钨矿、辉铋矿、辉钼矿、黄铜矿、方铅矿、闪锌矿、黄铁矿等	石英、白云母、萤石	主要产于千枚岩、板岩中，也见于花岗岩中，脉旁围岩蚀变有云英岩化、电气石化、绢云母化	大	脉中黑钨矿常为主要开采对象，若作为综合利用矿床，则有极大的价值
坡积残积砂矿	—	—	—	—	小	产于坡积—残积层中，基岩为辉长岩及片麻岩，其旁常有含绿柱石伟晶岩

国外铍矿中铍的总储量约为40万吨，主要在巴西、阿根廷、印度。1969年国外绿柱石的年产量为8,028吨，1971年就下降到5,109吨，主要生产国有巴西、印度、苏联、阿根廷[124]。

第三节　铍矿石的选矿方法

铍矿石比重轻，为2.63～3.80，其中绿柱石比重为2.63～2.90，同脉石矿物的比重相近，因此不易用重选法进行选分，其主要的选矿方法有以下几种：

一、手选法

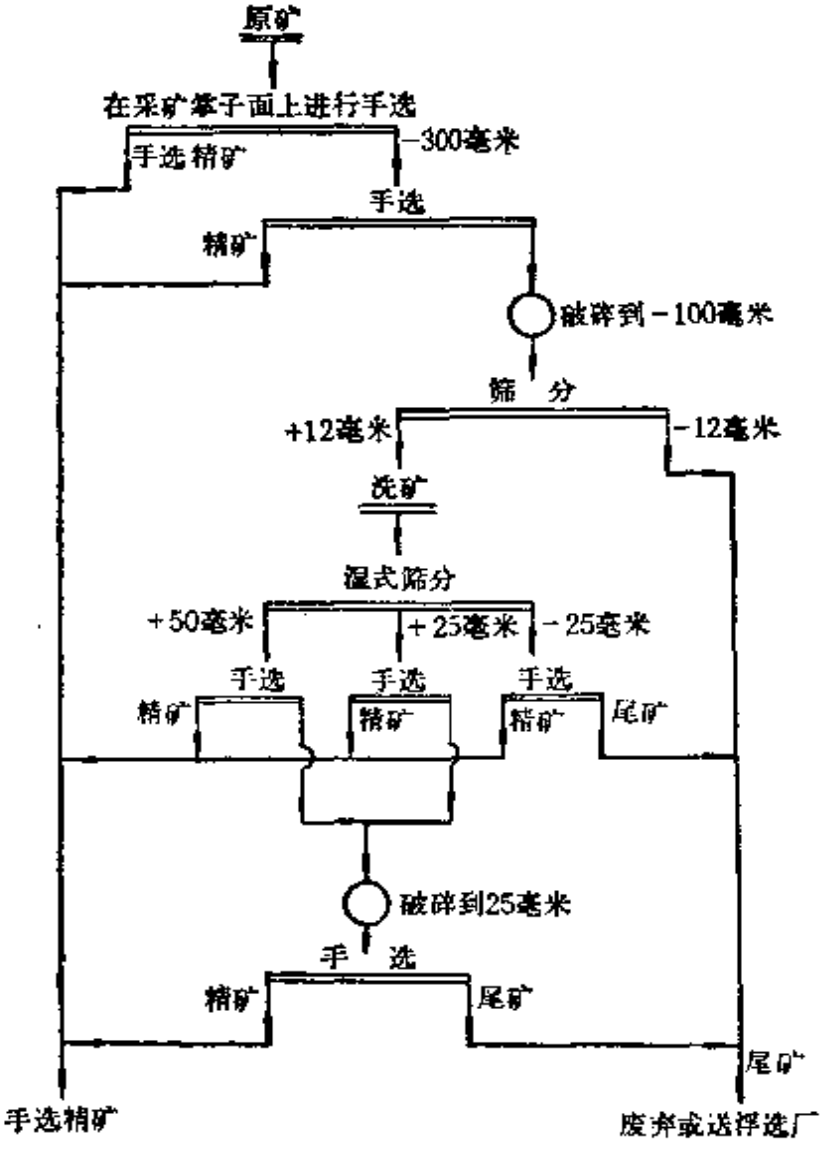


图 3—1　绿柱石手选的原则流程

即用人工拣选粗粒（粒度＞10或6毫米）的绿柱石矿，此法是基于绿柱石的颜色和形状与脉石矿的区别来进行人工拣选。手选在绿柱石的生产过程中一直占有较重要的位置。1962年国外生产了7,740吨绿柱石中，手选的绿柱石（含BeO＝11%）为6,750吨，占当年绿柱石产量的91%。绿柱石手选的原则流程见图3—1。

二、选择磨矿法

此法主要是根据绿柱石具有较高的硬度（7.5～8.0），当它与较软的脉石矿物（如云母片岩、滑石等）在一起时，可采用选择磨矿法使易碎的脉石磨细，而绿柱石仍保持其较粗的颗粒，然后借助分级或筛分分离，其流程如图3—2所示。

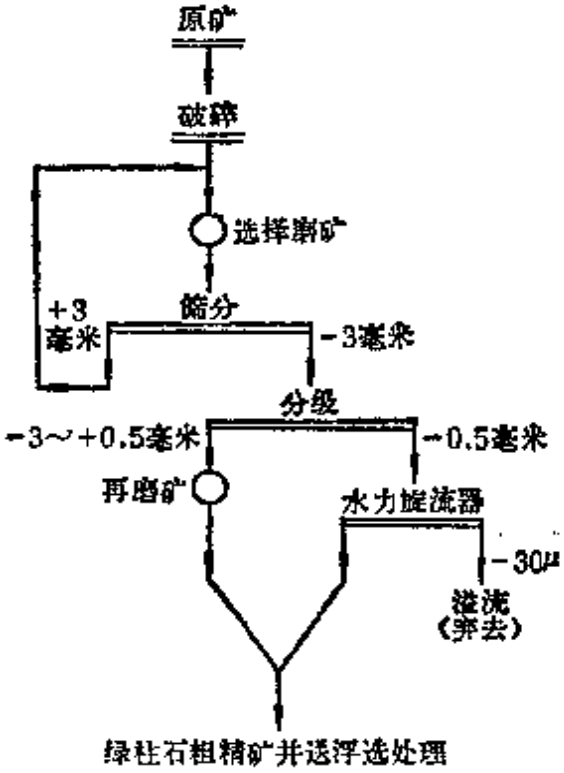


图 3—2 绿柱石的选择磨矿原则流程

三、磁选法

此法仅用于分离出含绿柱石矿石中的某些磁性矿物（赤铁矿、磁铁矿）或弱磁性矿物（柘榴子石、黑云母、白云母、电气石、绿泥石等）时采用。

四、放射性选矿法

此法是利用绿柱石在γ射线照射之后，发生放射性感应（放出中子），来进行自动拣选。

五、浮选法

此法是目前选取细粒铍矿石的最主要的选矿方法，最近一些年来，随着铍工业的大量发展，随着粗粒易选的铍矿床被大量的开发和利用而逐渐地减少，因此细粒难选的铍矿床的利用将越来越重要，所以应加强细粒级铍矿石的浮选研究工作。

第四节　绿柱石的浮选研究

早在1936年就有人用油酸和一种起泡剂浮选绿柱石，获得绿柱石和长石的混合精矿，以后很多人又对绿柱石的浮选进行了大量的研究工作，但到目前为止，大部分细粒浸染的铍矿石还没有被开发和利用，这主要是因为还没有找到一种既简单又有效地选分细粒铍矿石的方法。

绿柱石的浮选，在不加调整剂时，无论是采用阴离子捕收剂，还是采用阳离子捕收剂都不能使其与脉石矿物有效地分离，因此在绿柱石浮选前必须将矿物进行预先处理，加入适当的调整剂来改变绿柱石与脉石矿物的浮游性，使之能够有效地进行分离。

一、预先处理对绿柱石浮选的影响

绿柱石的预先处理分为碱法（采用氢氧化钠、碳酸钠、硫化钠等）和酸法（采用硫酸、盐酸、氟氢酸等）两种。其预先处理的作用：一方面可以清洗矿物表面，使附着在矿物上的重金属盐类从矿物表面上溶下去；另一方面还可以有选择性地溶掉绿柱石表面上的SiO_2，使绿柱石表面的Al、Be离子突出在外面，提高绿柱石的可浮性，降低脉石矿物的可浮性。采用苛性钠、硫酸、氟氢酸等对绿柱石进行预先处理试验表明，氟氢酸的选择性最好。

1．酸处理对绿柱石浮选的影响

硫酸处理对绿柱石浮选的影响。日本曾研究用石油磺酸盐为捕收剂，次氯酸钙为活化剂，采用硫酸处理对绿柱石浮选的影响，其结果见图3—3[21]。试验时采用2公斤/吨次氯酸钙、1～2公斤/吨石油磺酸盐（R-825）、80克/吨松油。从图表明不加硫酸时，绿柱石完全不浮游，在少量的硫酸存在下，随着硫酸用量的增加，绿柱石的浮游性也提高，当硫酸的用量为0.98克/升时，绿柱石的浮游性最好；但超过该浓度，绿柱石开始被抑制，到用量为8克/升时，则完全被抑制。

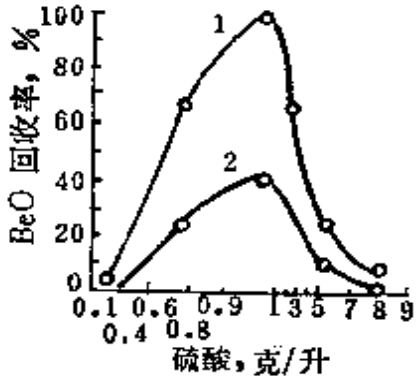


图 3—3 硫酸浓度对绿柱石浮选的影响

R—825用量：1—2公斤/吨；2～1公斤/吨

氟氢酸处理对绿柱石浮选的影响、采用200克/吨各种不同胺盐为捕收剂，采用40克/吨异蓜烯醇为起泡剂时，氟氢酸预先处理对绿柱石浮选的影响见图3—4[63]。

从图中可知，当采用C_{14}(АНП)、C_{14}(ИМ-11) 和C_{12}（月桂胺）为捕收剂时，随着HF用量的增加，铍的回收率也增加，当用C_{14}(АНП) 和C_{14}(ИМ-11) 时，在HF用量为500克/吨时，铍的回收率就达到75～85%；但当采用C_{16}（棕榈酸胺）、C_{18}（油酸胺）、C_{18}（硬脂酸胺）、C_8（辛基胺）时，随着HF用量的增加，铍的回收率急剧的下降。然而，当HF用量很少时，用C_{16}（棕榈酸胺）和C_{18}（硬脂酸胺）时，铍的回收率还是很高的。

采用油酸为捕收剂时，氟氢酸对绿柱石浮选的影响见图3—5[21]。试验是将矿石磨到100～200网目，脱去矿泥后，加入100～1,000克/吨氟氢酸，1～2公斤/吨油酸、80克/吨松油，在33%的

固体浓度下进行浮选。从图可以看出采用油酸为捕收剂时，开始随着氟氢酸用量的增加，对绿柱石的浮选起活化作用，当达到200克/吨时，活化作用最好；超过500克/吨时就完全抑制了绿柱石的浮选。

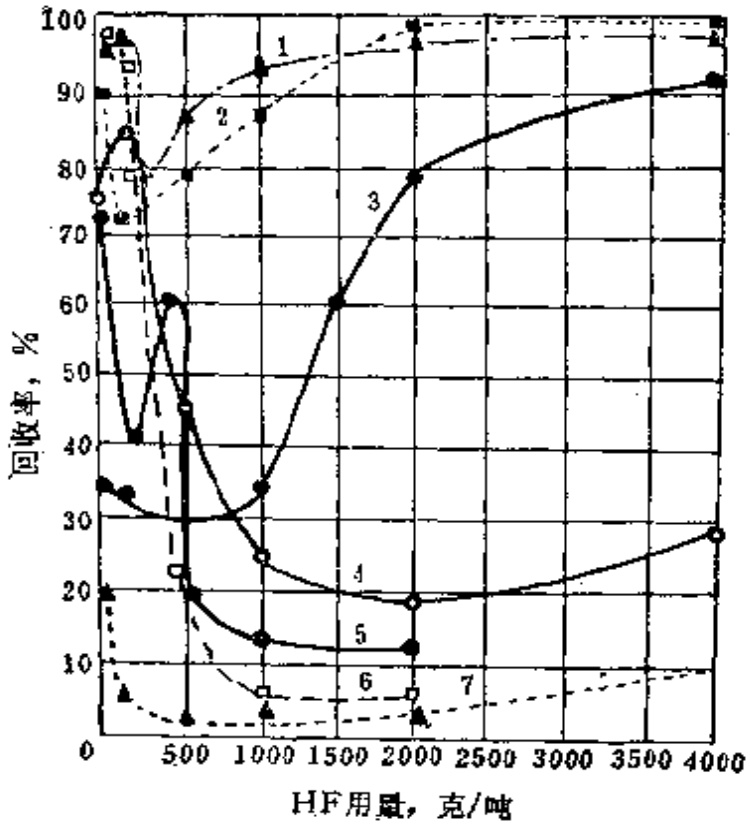


图 3—4 氟氢酸处理对綠柱石浮选的影响

1—C_{14}（АНП）；2—C_{14}（ИМ-11）；3—C_{12}（月桂胺）；4—C_{16}（棕榈酸胺）；5—C_{18}（油酸胺）；6—C_{18}（硬脂酸胺）；7—C_8（辛基胺）

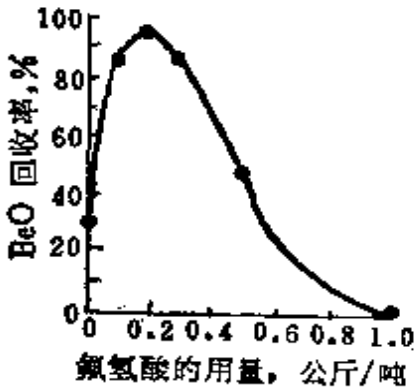


图 3—5 氟氢酸处理对綠柱石浮选的影响

绿柱石和长石经氟氢酸处理后直接浮选时，矿物明显的被活化，在矿浆的pH＜3.0时浮游性最高，但此时石英被强烈的抑制，这是绿柱石酸法浮选流程的工艺基础。

2．碱处理对绿柱石浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，苛性钠（NaOH）处理对铁质磨矿机磨矿的绿柱石和钠长石浮选的影响见图3—6[22]，从图中可以看出，不用苛性钠进行预先处理时，绿柱石的回收率很低，但用苛性钠进行处理时，其回收率显著的增加，而长石的回收率增加的很少，所以用苛性钠预先处理能使绿柱石与脉石有效地分离。

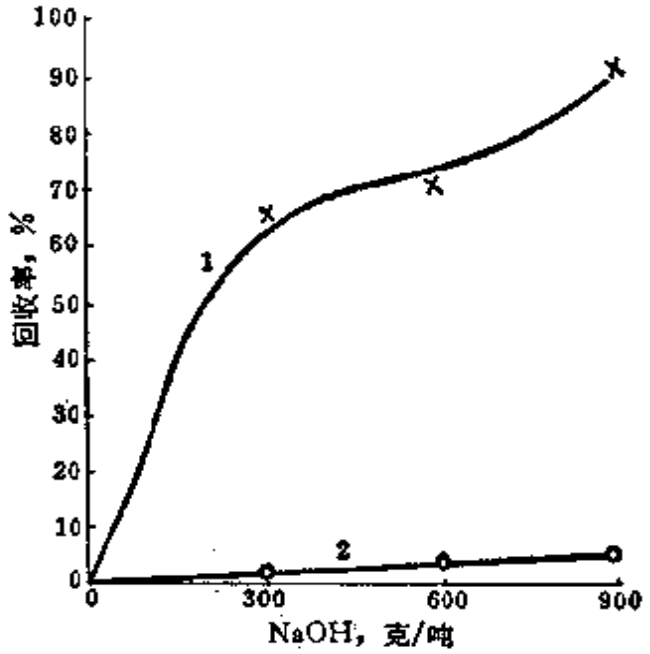


图 3—6 NaOH处理对矿物浮选的影响

1—绿生石；2—钠长石

硫化钠（Na_2S）是石英和长石的抑制剂，同时又是绿柱石浮选的活化剂[22]。采用油酸为捕收剂，硫化钠为调整剂时，绿柱石浮选的结果见表3—3。从表中可以看到，采用硫化钠预先处理后，进行浮选可得到5.9%BeO的精矿，但经洗涤后就使硫化钠对石英、长石的抑制作用减弱，从而使绿柱石精矿品位下降一倍以上（为2.2%BeO）。

在绿柱石浮选时，苛性钠与硫化钠的作用是非常值得注意

的，这是绿柱石碱法浮选流程的重要一环。

用硫化钠（500克/吨）处理后
洗涤对精矿质量的影响　　表 3—3

试验条件	精矿	
	品　位，BeO%	回收率，BeO%
洗　　涤	2.2	98.6
未　洗　涤	5.9	97.5

此外，如矿石中含有硫化矿和云母等易浮矿物时，为减少其在绿柱石浮选时混入到粗精矿中，使精矿品位下降，可在绿柱石浮选前用黄药浮出硫化矿，用阳离子捕收剂浮出云母。

二、矿浆pH值对绿柱石浮选的影响

将粒度为100～200网目的原矿与蒸馏水充分搅拌并反复脱泥后，在33%固体浓度下加入1～3公斤/吨油酸，80克/吨松油时，矿浆pH值（用硫酸和苛性钠调整）在2.5～11.7范围对绿柱石浮选的影响见图3—7[21]。绿柱石在强酸性介质中浮游性最差，随着pH值上升，其浮游性逐渐转好，在pH＝10.3时，浮游性最好，超过了10.3时又急剧变坏。

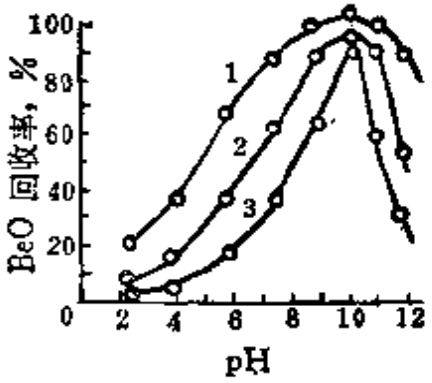


图 3—7　矿浆pH值对绿柱石浮选的影响

油酸用量：1—3公斤/吨；2—2公斤/吨；3—1公斤/吨

采用各种不同的胺盐为捕收剂时，矿浆pH值对绿柱石浮选的影响见图3—8[63]。从图中可以看出，采用胺类捕收剂浮选绿柱石时，最好的pH值为9.0～10.5。当采用ИМ-11时，浮选的

pH值范围较宽为6～10；但采用硬脂酸胺时，浮选的 pH 值范围就较窄了（8～10），采用月桂胺和辛基胺为捕收剂时，其pH值范围就更窄了，其浮游性也最差。

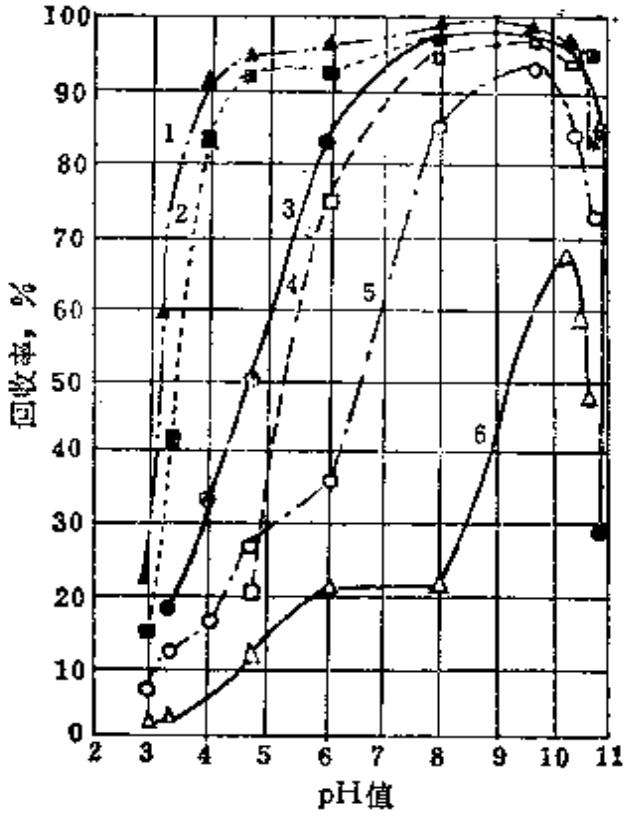


图 3—8 采用不同胺时，矿浆pH值对綠柱石浮选的影响

（胺用量为200克/吨）

1—C_{14}（АНП）；2—C_{14}（ИМ—11）；3—C_{18}（油酸胺）；4—C_{18}（硬脂酸胺）；5—C_{12}（月桂胺）；6—C_8（辛基胺）

三、捕收剂对绿柱石浮选的影响

对绿柱石浮选时，经常采用的捕收剂有阴离子捕收剂(油酸、油酸钠、ИМ-21、石油付产品等）和阳离子捕收剂（ИМ-11、月桂胺等）两种。

1．阴离子捕收剂对绿柱石浮选的影响

在矿浆固：液＝1：1时，在80～90°C温度下，将油酸同矿浆处理10分钟，加入70 克/吨松油，在 23～25°C条件下浮选绿柱石时，油酸用量对其浮选的影响见表 3—4[22]。采用油酸为捕收剂

时，在其用量不大时（100克/吨），就能从简单组成的矿石中充分地浮选出绿柱石。但是，因为油酸在酸性介质中解离困难，使浮选效果变坏，所以最好在碱性介质中进行浮选。

油酸用量对绿柱石浮选的影响　　表 3—4

油酸用量，克/吨	产　率，%	品　位，BeO%	回收率，BeO%
900	34.9	0.86	99.0
600	23.6	1.30	99.4
300	19.2	1.72	98.5
100	7.9	4.30	97.5

采用油酸钠为捕收剂时，用H_2SO_4、HF、NaOH处理矿石，对绿柱石浮选的影响见图3—9[67, 68]。从图中可以看到，单用油

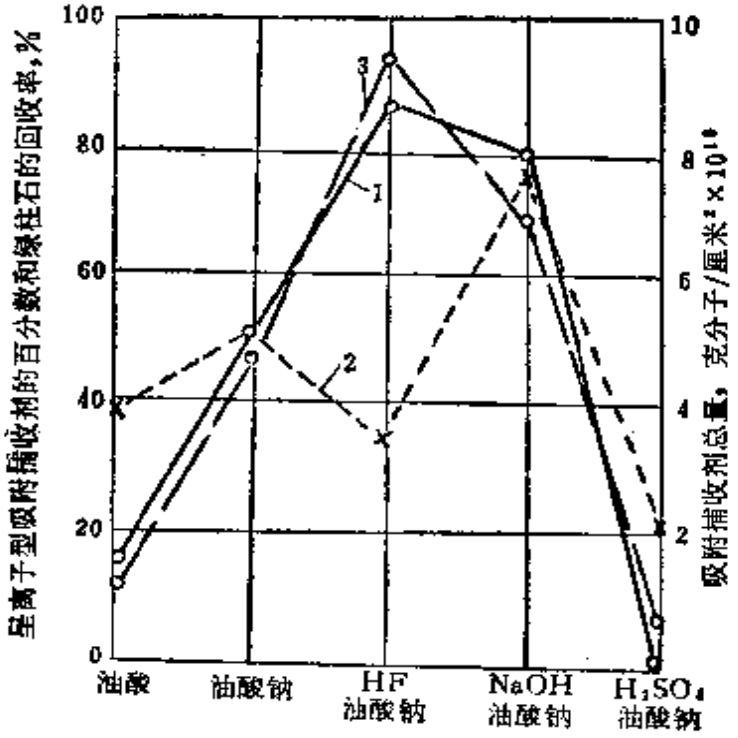


图 3—9　各种不同的处理方法对綠柱石浮选指标的影响

1—绿柱石回收率（%）；2—捕收剂总的吸附量（克分子/厘米²×10¹⁰）；3—以离子型吸附捕收剂的百分数

酸钠为捕收剂对绿柱石进行浮选时，其回收率仅为50%，若采用氟氢酸或氢氧化钠预先处理后用油酸钠对绿柱石进行浮选时，其回收率均增加到80%以上，然而采用硫酸处理，用油酸钠进行浮选时，其回收率又下降到0%。采用红外光谱法测得矿物吸附捕收剂的情况见曲线2及3，从中可以看到，呈离子型吸附捕收剂的百分数（曲线3）同绿柱石的回收率（曲线1）之间的关系是比较适应的，但回收率和捕收剂的总吸附量（曲线2）之间的关系就不相适应了。油酸和油酸钠在绿柱石表面上的固着呈分子型和离子型两种，只是在矿物表面上有足够数量的离子存在时，浮选才能有效地进行。

矿石经氟氢酸和苛性钠处理后，因油酸或油酸钠在矿物表面呈离子型固着占优势，所以能使浮选有效地进行；但是，用硫酸处理时，捕收剂主要是以分子型固着在矿物表面上，因而使绿柱石浮游性下降，又重新受到抑制。

2．阳离子捕收剂对矿物浮选的影响

苏联研究过阳离子捕收剂ИМ-11、АНП-14和其它结构复杂的合成胺类的衍生物对绿柱石浮选的影响[69]。由研究得知，胺在水溶液中形成阳离子络合物反应式为：

$$R—NH_2+H^++OH^-\longrightarrow[RNH_3]^++OH^-$$

胺类捕收剂在水中由于溶解、解离和水化合形成离子$[RNH_3]^+$、溶解分子$[RNH_2]$和未溶解分子$[RNH_2]_n$三种状态存在，对硅酸盐矿物(云母除外)以胺离子捕收能力最强。胺的三种状态比例与矿浆中的氢离子和氢氧离子浓度及胺的浓度有关。试验表明，矿浆介质接近中性时，采用Армак-18Л●为捕收剂，对所研究的全部矿物的回收率为最大（图3—10），但要使矿物分离开，必须加入些调整剂。

阳离子捕收剂浮选的特点是在矿物表面上呈可逆吸附，因此混合矿物的泡沫产品，用水洗矿之后即可增加其选择性，使浮选

● Армак-18Л为十八烷基胺及硬脂酰基胺的醋酸盐蒸馏的混合物。

流程比较灵活些。

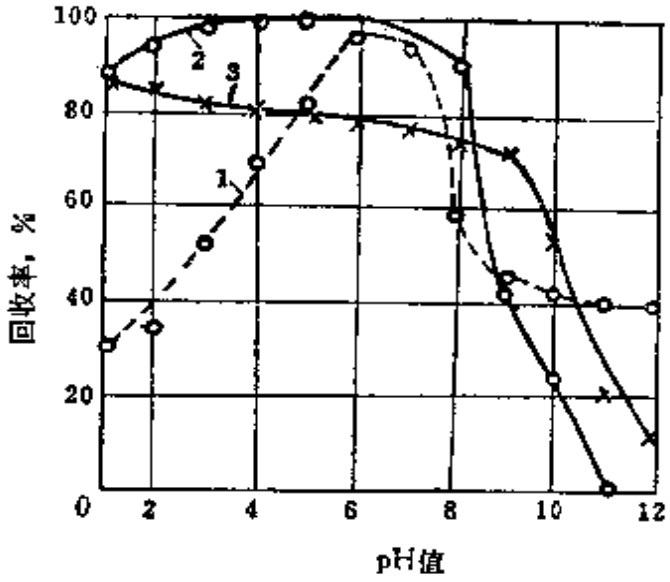


图 3—10　采用 Армак-18Д(300 克/吨) 时，
矿浆pH值对矿物浮选的影响
1—绿柱石；2—石英；3—长石

四、某些调整剂对绿柱石浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，氟氢酸和苛性钠对绿柱石的浮选起活化作用；而硫酸和水玻璃则使绿柱石强烈的抑制，苏打的抑制作用较前二者差。在中性和弱碱性介质中多量的（1000克/吨以上）氟化钠、木素磺酸盐、磷酸盐和碳酸钠等对绿柱石浮选起抑制作用，而少量的淀粉和水玻璃作用不明显；在强碱性介质中，上述药剂的抑制作用普遍减弱。

在浮选云母和长石类型的绿柱石矿石时，硫化钠对脉石矿物有明显的抑制作用，在固液比为1：1的矿浆中与硫化钠搅拌5分钟，加入200克/吨油酸，在80～85°C条件下搅拌10分钟，进行绿柱石浮选时，硫化钠用量对其浮选影响见表3—5[62]。即随着硫化钠用量的增加，无论是长石型的矿石，或是云母型的矿石，精矿的品位都提高了，从而可以看出硫化钠对提高绿柱石精矿的质量起了重要的作用。

采用胺类阳离子捕收剂对绿柱石进行浮选时，钙和铁离子对

其浮选的影响分别见图3—11 及图 3—12[70]。在浮选绿柱石时胺的用量为100克/吨；浮选黑云母时，胺的用量为200克/吨，起泡

硫化钠对云母和长石型绿柱石浮选的影响　表 3—5

矿石类型	原矿品位，BeO%	硫化钠用量（公斤/吨）	浮选粗精矿 产率%	品位，BeO%	回收率，BeO%	选矿比
石英—长石型绿柱石	0.13	0	4.5	2.8	96.6	20
		0.5	1.3	8.5	98.0	77
云母型绿柱石	0.10	0	27.4	0.35	96.1	3.5
		2	3.0	3.2	96.0	32.0

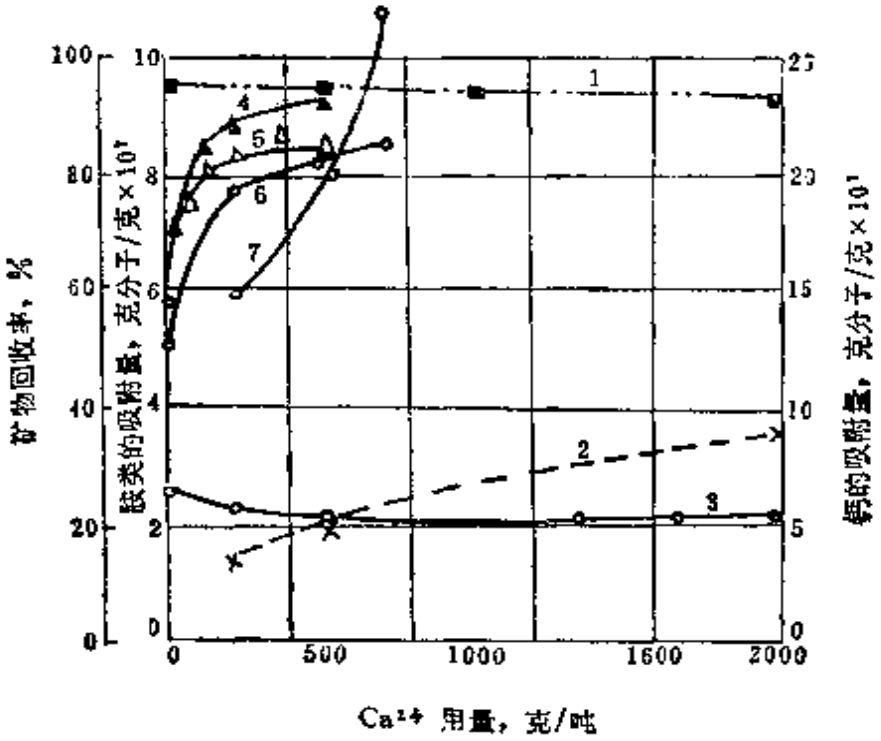


图 3—11　钙离子对綠柱石和黑云母浮选的影响

1—绿柱石在 pH = 9.4时回收率；2—绿柱石在 pH = 9.4时钙的吸附量；3—绿柱石在 pH = 9.4 时胺的吸附量；4—黑云母在pH = 9.7时的回收率；5—黑云母在 pH = 9.7时胺的吸附量；6—黑云母在 pH = 9.3时的回收率；7—黑云母在 pH = 9.3时钙的吸附量

剂的用量均为50克/吨。

从图3—11可知，加大钙的用量（2,000克/吨）也不能增加绿柱石的回收率，因为钙离子在绿柱石上吸附量的增加(曲线2)，实际上并不增加胺在绿柱石上的吸附量（曲线3）。随着钙的用量的增加，胺和钙在黑云母上的吸附量也都相应的增加，可以提高黑云母的回收率。但钙的吸附量增长特别快。这可能是钙和胺在黑云母表面上形成$Ca_n(RNH_2)_m^{2n+}$型阳离子络合物，而导致钙与胺的吸附量同时增加。

铁离子对绿柱石浮选研究表明，无论是在酸性介质（pH=2.1～2.8）中以阳离子形态存在，或在碱性介质中（pH=7.5～7.8，如图3—12）以$Fe(OH)_3$形态存在时，都强烈地抑制了绿柱石的浮选。在碱性介质中，$Fe(OH)_3$的吸附量远比铁离子的

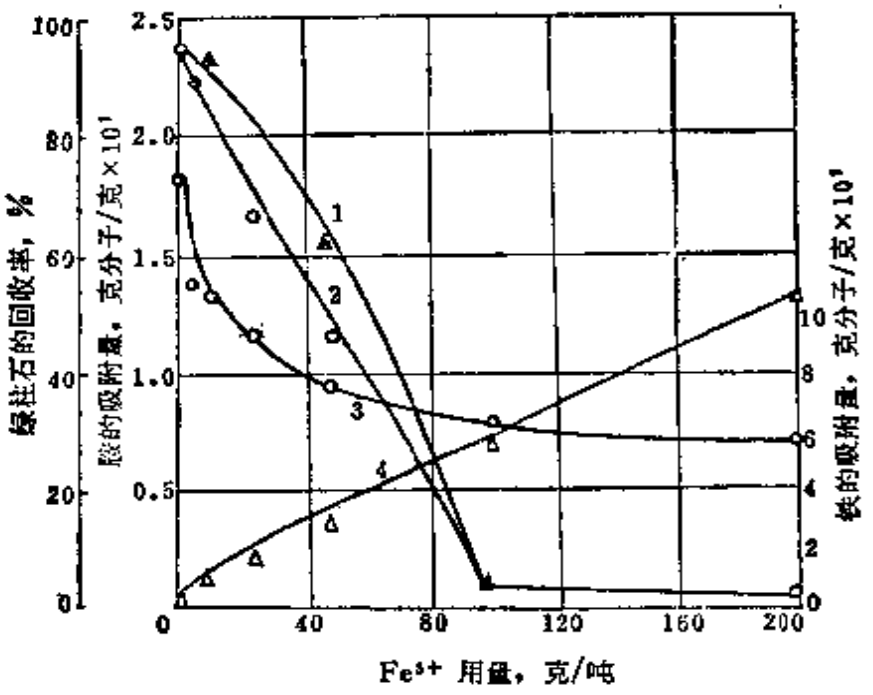


图 3—12　在pH=7.5～7.8时，铁离子对绿柱石浮选的影响

1—铍浮选时，采用无示踪的胺时，绿柱石的回收率；2—铍浮选时，采用示踪的胺时，绿柱石的回收率；3—在绿柱石上胺的吸附量；4—在绿柱石上铁的吸附量

吸附量多，从而相应地减少了胺在绿柱石上的吸附量，使绿柱石的回收率下降，在酸性介质中，可能是因为铁离子被吸附，增加了矿物表面的正电荷，使胺阳离子吸附困难，导致胺的吸附量和矿物的回收率下降。

为抑制被氯化铁活化的脉石矿物，需要加大硫化钠的用量，使矿浆的pH值从中性提高到10～11。此时，被钙和镁离子活化的矿物开始浮游。

五、水质对绿柱石浮选的影响

苏联利用莫斯科水、软化的钠离子交换水及蒸馏水进行绿柱石浮选试验，当采用900克/吨油酸、70克/吨松油时，对其浮选的影响见表3—6[22]。从表中看到，水中金属盐类的减少使矿物浮选的选择性增加，这是由于当水中金属盐类降低时，长石的回收率下降的比绿柱石显著。在天然的水中每升含钙盐、镁盐、铁盐和铝盐（换算成CaO）达100～200毫克，这极易使脉石矿物活化而进入到含绿柱石的泡沫产品中。所以浮选作业用的水，若含有过多的多价阳离子时，应很好的处理，这是把脉石矿物的活化程度减少到最低限度的第一步，有利于提高浮选的选择性。

水质对绿柱石和长石（钠长石）混合物可浮性的影响　　表 3—6

水的性质	金属盐类含量（换算为CaO），毫克/升	精矿的回收率，%		精矿中绿柱石的含量，%
		绿柱石	钠长石	
蒸馏水	—	84.4	34.9	1.8
软化水（钠交换的）	1.0	87.5	46.6	1.5
天然水	130.0	97.7	70.8	1.05

六、温度对绿柱石浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，矿浆的处理温度对绿柱石的浮选影响很大。当用4公斤/吨苛性钠预先对含铍矿石处理30分钟，经洗涤后，加入900克/吨油酸（处理10分钟），70克/吨松油时，油酸处理温度对矿物浮选指标的影响见表3—7[22]。从表中可看出，无

论是从回收率来看，还是从浮选的选择性来看，油酸处理的最好温度为80～90°C，当矿浆处理的温度超过90～95°C是不合理的，因为这时会使矿浆沸腾和过早的起泡。

油酸处理温度对伟晶岩中的绿柱石混合物浮选的影响　　表 3—7

用油酸处理时矿浆的温度，℃	回收率，%		泡沫产物中绿柱石的含量，%
	绿柱石	脉石	
25	1.3	0.2	4.7
48～50	5.2	0.4	10.5
53～55	46.1	1.4	23.6
68～70	71.4	2.8	24.1
73～75	79.2	3.5	18.3
87～90	84.2	1.8	30.7

采用油酸为捕收剂，在浮选槽中进行低温浮选时，矿浆温度对其浮选结果的影响如表3—8[22]。矿浆温度从24°C降到12°C时

油酸必须加热处理等复杂作业，大大地简化了绿柱石的浮选流程。

七、其他影响因素

矿石粒度对绿柱石的浮选研究证明，中等粒度（65～100网目）的绿柱石浮选效果最好[21]。采用900克/吨油酸、70克/吨松油对绿柱石进行浮选时，矿泥（－0.02毫米）对绿柱石浮选的影响见表3—9，即矿浆中矿泥的存在并不影响绿柱石浮选时的回收率，但矿泥的存在却严重地影响其浮选的选择性，使精矿品位下降，当混合物中含25%矿泥时，精矿中绿柱石的含量仅为6.9%（氧化铍少于1%）。

矿泥对绿柱石和伟晶岩混合物浮选的影响　表 3—9

原矿中矿泥（-0.02毫米）的含量，%	精矿		
	绿柱石的回收率，%	绿柱石的含量，%	脉石的回收率，%
0	96.1	23.7	3.1
12.5	97.1	20.7	3.7
25.0	100.0	6.9	5.25
50.0	100.0	2.6	13.8

第五节　硅铍石的浮选研究

硅铍石为无色或淡黄色，一般与绿柱石等矿物共生于伟晶岩矿床中，其比重为2.96～3.0，选分时只能用浮选法进行分离。

采用十二胺（配成0.1%的盐酸溶液）及АНП-14（配成0.1%的水溶液）为捕收剂时，对硅铍石、萤石、白云母可浮性的影响见图3—13[24]。从图中可以看出，使用阳离子捕收剂时，各种矿物的回收率与捕收剂的关系不大。使用此两种捕收剂在其用量较小（10～12毫克/升）的情况下可从萤石和白云母中优先浮选出硅铍石。萤石的浮游性最差，最高也不超过30%，当十二胺及АНП-14用量较高时（70～80克/升），云母的浮游性也较好，此时很难与硅铍石进行分离。

采用苛性钠及盐酸调整矿浆酸碱度，用十二胺及АНП-14为捕收剂对硅铍石进行浮选时，矿浆pH值对其浮选的影响见图3—14。从图中可看出，硅铍石浮选时最好是在中性及弱酸性介质中进行，采用十二胺为捕收剂时，最好的介质pH 值为4.5～5.5，采用АНП-14 为捕收剂时最好的介质pH值为3.5～7.0。从图中也看到介质的pH值无论是朝强酸或强碱方向变化，都会使硅铍石的可浮性下降。萤石在弱碱性介质中可浮性最好（用АНП-14

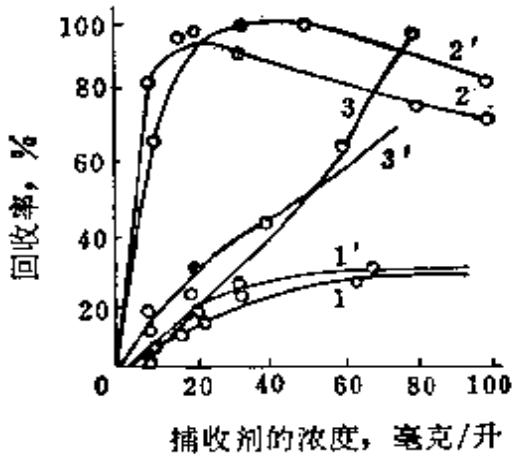


图 3—13 用阳离子捕收剂十二胺（1、2、3）及АНП-14(1′、2′、3′) 浮选时，矿物可浮性

萤石（1、1′）；硅铍石（2、2′）；白云母（3、3′）

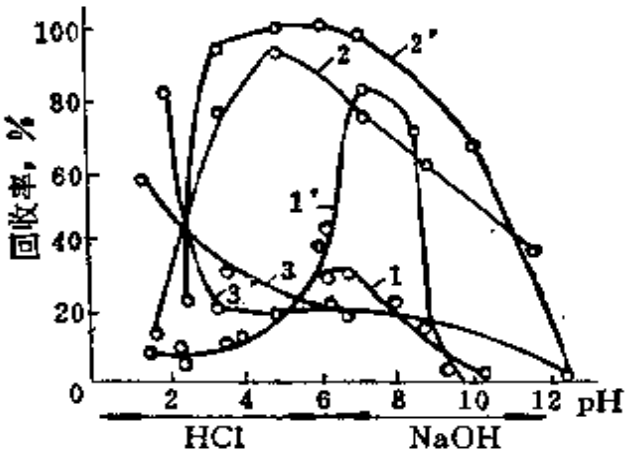


图 3—14 用阳离子捕收剂十二胺（1、2、3）及АНП-14(1′、2′、3′) 时，矿浆pH值对矿物浮选的影响

萤石（1、1′）；硅铍石（2、2′）；白云母（3、3′）

浮选时最好的pH为7～8，用十二胺时为6.5～7)，白云母在强酸性介质中（pH<3.0）采用胺浮选效果最好，但在较高的pH值下，白云母的可浮性急剧地变坏。以上可以看出在中性及弱酸性介质中适当的控制捕收剂的用量，可从白云母和萤石中优先浮选出硅铍石。

采用阴离子捕收剂时，油酸对细粒硅铍石的浮选研究表明[71]，细粒硅铍石(－44微米和－5微米)的浮选效果比粗粒差，在粗粒浮选时回收率常达90～95%，而细粒浮选时，最大的回收率只有75～80%。在药剂用量上，粗粒的(－0.2～＋0.074毫米)硅铍石为200克/吨，而细粒的（矿泥）就需要提高3～4倍用量（700～800克/吨)，对－44微米最适合的用量为360克/吨。采用油酸为捕收剂时，对各种不同粒度的硅铍石浮选的影响见图3—15。从图中可以看到油酸在硅铍石表面上吸附捕收剂量与回收率之间的关系，对于粗粒级别是相适应的；但是，对于细粒的(－44微米）硅铍石来说，吸附捕收剂的情况却大大地超过了回收率的

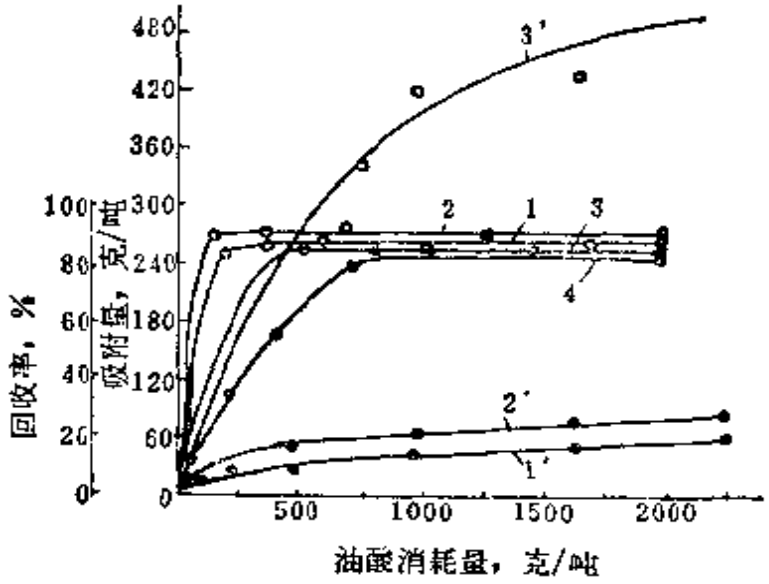


图 3—15 不同粒度的硅铍石，对油酸的吸附(1′、2′、3′)和浮选回收率（1、2、3、4）的影响

1—－0.2～＋0.071毫米；2—－0.071～＋0.044毫米；3—－0.044毫米；4—－0.005毫米

增长速度。

进一步研究细粒硅铍石吸附捕收剂的稳定性表明，细粒硅铍石吸附的捕收剂不能用水洗掉；但粗粒硅铍石吸附的捕收剂却能被水洗掉30～40%，如将水的温度从20°C升高到70°C时，对－44微米的硅铍石上吸附的捕收剂量仅洗掉15%。然而，乙醇能有效地解吸各种粒度所吸附的捕收剂。

采用油酸为捕收剂时，矿泥含量对硅铍石浮选的影响见表3—10。即随着矿泥含量的增加，需要的捕收剂量也相应地增加，由此可以看出对细粒级硅铍石进行浮选时，当提高捕收剂的用量，也可以使其进行回收。

矿泥含量对硅铍石浮选的影响　　表 3—10

矿泥含量，%	油酸最合适用量，克/吨	硅铍石的回收率，%	
		粗粒部分	矿泥部分
—	250	93.0	—
30	350	95.0	54.0
30	450	95.0	57.0
50	500	93.0	67.0
50	600	93.5	72.0
70	1,000	94.0	71.0
70	1,200	95.0	75.0

第六节　绿柱石的浮选流程及其实践

绿柱石浮选流程可按着用酸（HF、H_2SO_4、HCl）或碱（NaOH、Na_2CO_3、Na_2S）预先处理，然后进行浮选的酸法或碱法流程两种。

一、绿柱石的酸法浮选流程

绿柱石的酸法浮选流程根据矿物的浮选行为，又可分为混合浮选和优先浮选两种。

1．绿柱石的酸法混合浮选流程

此法是矿物经酸处理后，用浮选把绿柱石与长石混合物选到

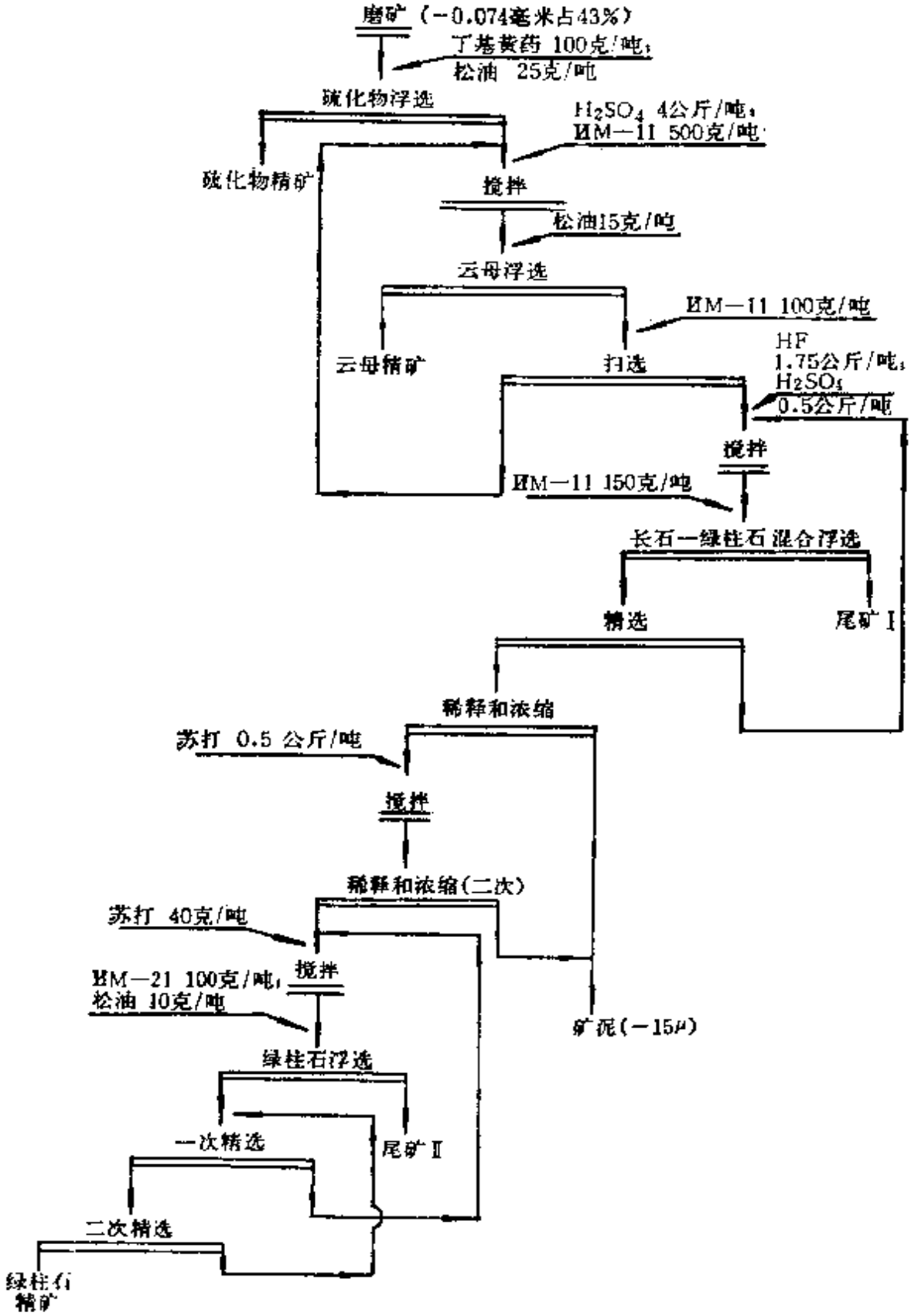


图 3—16 酸处理后的绿柱石混合浮选流程

泡沫产品中，然后再进行分离，其流程见图3—16[63, 64]。从图中可以看出，矿石经磨矿后用黄药浮出硫化矿，然后在酸性介质中用阳离子捕收剂ИМ-11浮选出云母，浮选云母的尾矿加入HF活化绿柱石，再用ИМ-11浮选出绿柱石和长石混合粗精矿，此粗精矿经三次稀释和浓缩洗涤后，洗去残余的药剂，加入苏打用ИМ-21浮选绿柱石，所得的泡沫产品再经两次精选，可得到最终的绿柱石精矿。

美国丹佛尔（Dever）公司推荐的绿柱石酸法混合浮选的设

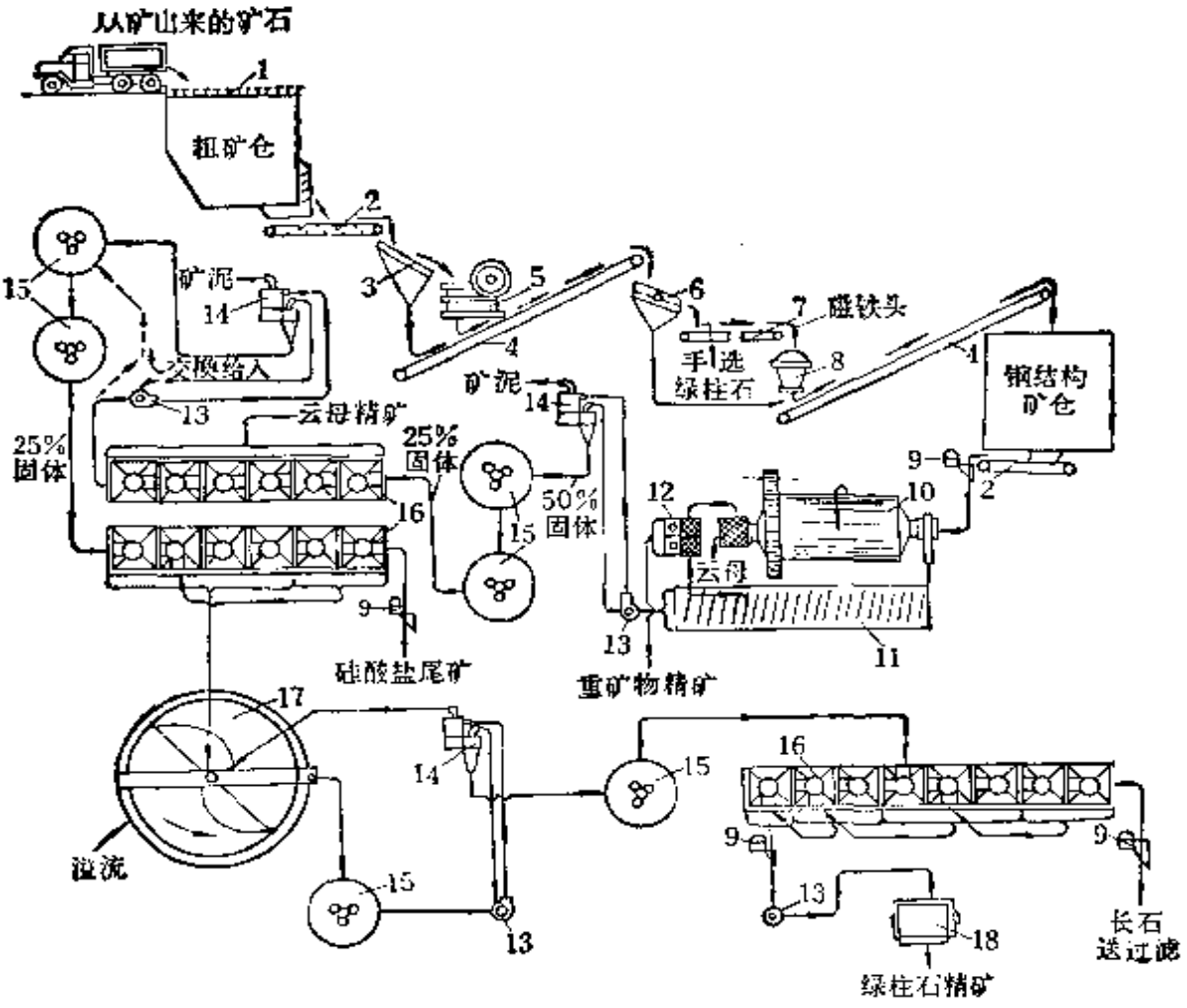


图 3—17 綠柱石酸法混合浮选设备联系流程图

1—铁轨筛；2—给矿机；3—筛分机；4—皮带运输机；5—颚式破碎机；6—振动筛；7—手选皮带；8—圆锥破碎机；9—取样器；10—棒磨机；11—分级机；12—跳汰机；13—砂泵；14—水力旋流器（两段）；15—搅拌槽；16—浮选机；17—浓缩机；18—过滤机

备联系图见图3—19[99]。即原矿经破碎后，采用棒磨机进行磨矿，一般是将绿柱石磨到35目或更细些，磨矿是采用螺旋分级机进行闭路控制的，在磨矿的排矿端采用圆筒筛分出粗粒的云母产品。在伟晶岩矿床中如果含有锡石、铌铁矿、钽铁矿等重矿物时，可通过安装在磨矿机回路中的跳汰机进行回收，所得的重矿物粗精矿再通过磁选、电选进行回收。螺旋分级机的溢流，通过二段水力旋流器脱去再生矿泥（—325目的胶体矿泥部分），其沉砂在50%固体浓度下同0.45～2.27公斤/吨硫酸搅拌3分钟，在矿浆pH＝1.5～2.0条件下加入45～91克/吨醋酸铵和少量（5～23克/吨）的醇类起泡剂进行二次搅拌，搅拌后的矿浆稀释到25%固体浓度进行云母浮选。在云母中最好的是白云母，它可以通过精选得到白云母精矿，否则就将送到尾矿中去。云母浮选的尾矿经浓缩后，加入0.45～1.36公斤/吨氟氢酸搅拌5分钟，在pH＝2.0～2.5范围内加入醋酸铵和醇类起泡剂进行绿柱石和长石混合浮选，混合浮选的粗精矿在浓缩机中浓缩后，在50%固体浓度下加入0.23～0.91公斤/吨氯化钙搅拌5分钟，随后采用水力旋流器清洗药剂后，同0.45～1.81公斤/吨硫酸，0.23～1.36公斤/吨石油磺酸盐搅拌3分钟，然后稀释到20～25%固体浓度进行绿柱石浮选，而长石则剩到浮选的尾矿中。浮选所得绿柱石经过滤、干燥后即为绿柱石精矿。

2．绿柱石的优先浮选流程

图3—18[63, 64]为绿柱石的优先浮选流程。从图中可见，磨矿后的矿石首先在硫酸介质中（硫酸用量为2～4.5公斤/吨，pH＝3）用阳离子捕收剂ИМ-11浮选出云母，其尾矿进行浓缩，并用氟氢酸处理，采用ИМ-21为捕收剂浮选绿柱石，其尾矿即为石英和长石。优先浮选的粗精矿加入一些氟氢酸进行精选或加入些阳离子捕收剂进行精选。

美国高登一瓦尔坚矿床的选矿：此矿床含1.3%绿柱石（含BeO＝0.14%），21.0%云母、47.0%长石、27.0%石英和3.7%其他矿物。在入选前将矿石磨到—0.83毫米，以保证绿柱石能单体

分离，其选矿的工艺流程见图3—19，选别结果见表3—11[62, 64]。即矿石磨矿后，首先进行脱泥，脱泥后的产品，在酸性介质中采用胺类阳离子捕收剂〔$CH_3(CH_2)_nNH_3Cl$〕浮选云母。浮选云母的尾矿用氟氢酸活化绿柱石，加入碳酸钠、油酸及中性油进行绿柱石浮选，所得到的泡沫产品因含有柘榴子石、电气石和少量的云母，故采用磁选和分离出这部分磁性产品后，剩下的非磁性产品即为绿柱石精矿。绿柱石浮选的尾矿，可进一步用阳离子捕收剂浮选出长石，剩下的尾矿即为石英产品。

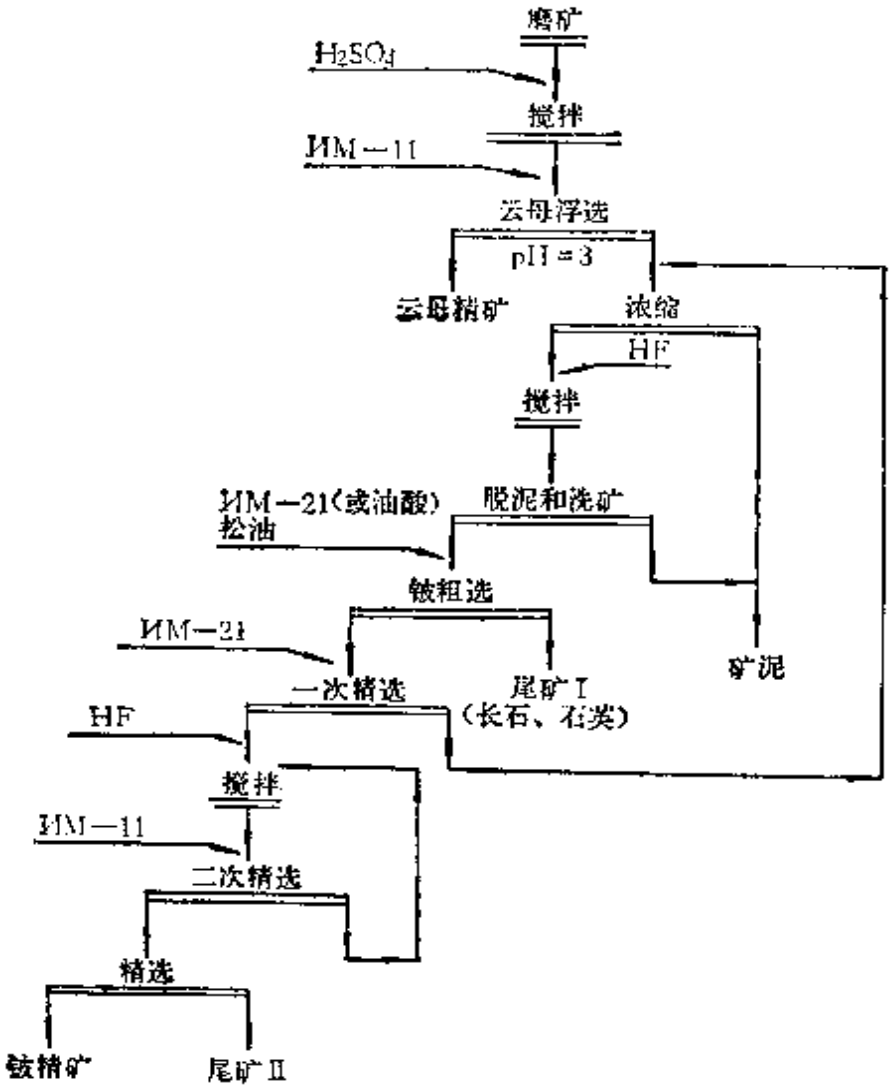


图 3—18 酸处理的铍矿石优先浮选流程

二、绿柱石的碱法浮选流程

美国维克斯一克沃里矿床是采用碱法浮选，其流程见图

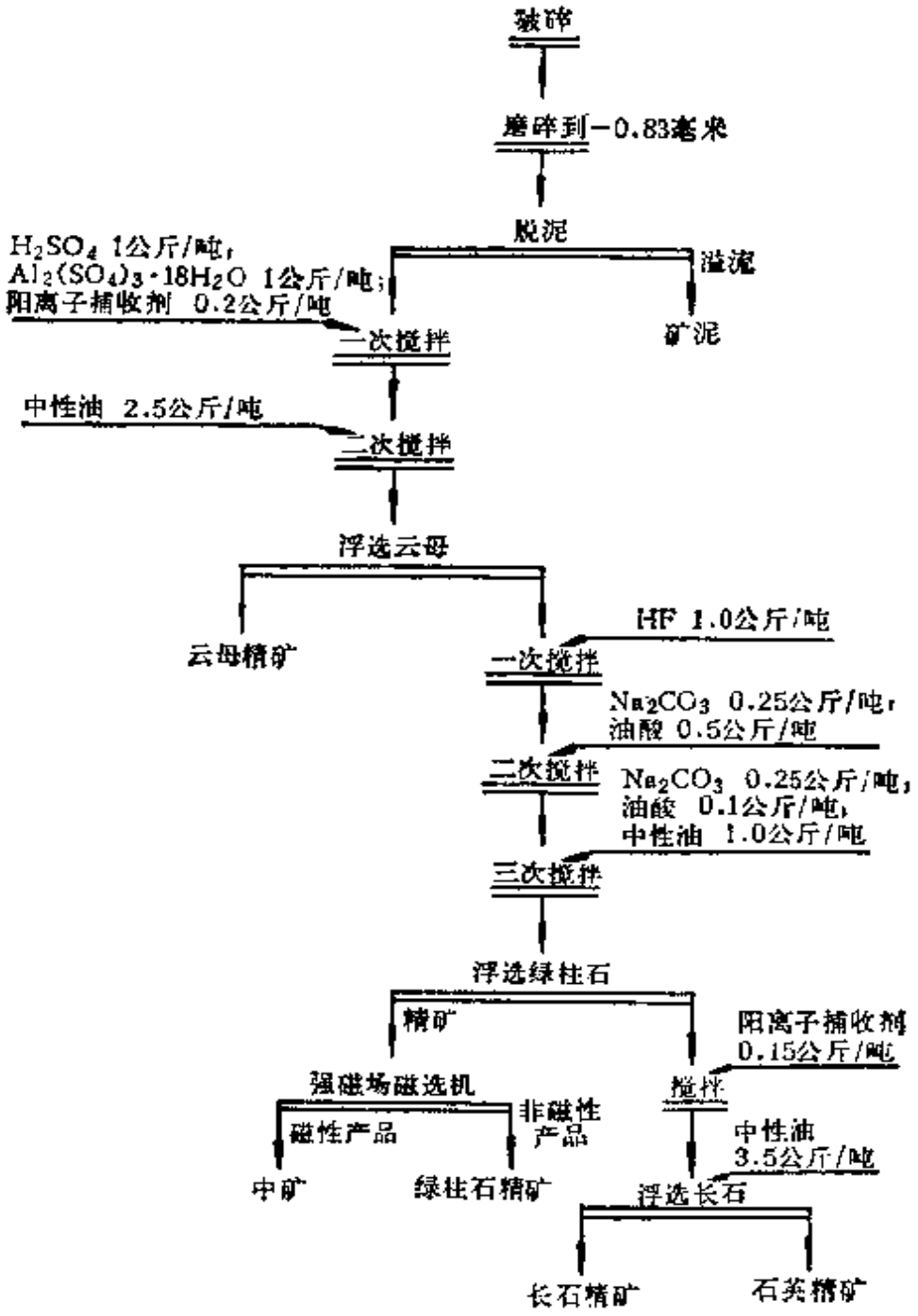


图 3—19 美国高登—瓦尔坚矿床铍矿石的浮选流程

3—20[62, 63, 64]。此矿床的矿物组成主要是绿柱石、长石、云母、石英及少量的柘榴子石等。原矿经磨矿后进行脱泥，其产品用

美国高登—瓦尔坚矿床的选矿指标　　表 3—11

产品		产率，%	含量，%				回收率，BeO%
			BeO	长石	石英	云母	
精矿	云母	21.5	0.01	3.0	—	93.0	1.8
	绿柱石	1.8	8.05	—	—	—	69.3
	长石	43.5	0.02	93.3	3.0	—	7.2
	石英	29.6	0.01	1.0	98.2	—	0.0
磁性产品		0.6	3.76	--	—	--	17.8
中矿		0.9	0.15	—	—	—	1.1
矿泥		3.1	0.11	—	—	—	2.8
原矿		100.0	0.12	—	—	—	100.0

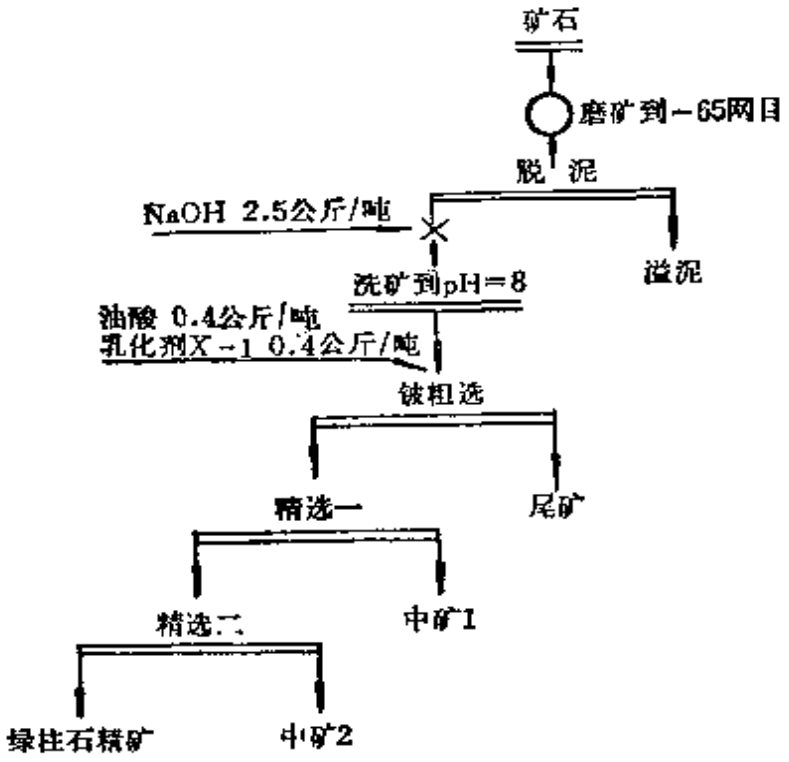


图 3—20　美国维克斯—克沃里矿床碱处理后绿柱石浮选流程

2.5公斤/吨苛性钠处理，然后冲洗到弱碱性，采用0.4公斤/吨油酸浮选绿柱石，其粗精矿再进行精选。其浮选的结果见表3—12。即从原矿含 1.3%BeO经浮选后可得到含 12.2%BeO的 铍精矿，其回收率为74.7%。

美国维克斯—克沃里矿床

绿柱石碱法浮选结果　　表 3—12

产品		产率，%	含量，%		回收率，%
			绿柱石	BeO	
精矿		8.3	87.0	12.2	74.7
浮选尾矿	精选一	2.0	1.0	0.14	0.2
	精选二	1.3	25.0	3.5	3.4
	粗选	62.7	0.1	0.01	0.7
矿泥		25.7	7.9	1.10	21.0
原矿		100.0	9.7	1.30	100.0

三、绿柱石的酸法浮选流程与碱法浮选流程的比较[64]

在实验室条件下，对一些矿床和矿石按不同流程所得的结果见表3—13及表3—14。

从表3—13可以看出，对长石—绿柱石型矿石来说，无论是采用酸法流程，或是采用碱法流程所得的指标都相近似，从表3—14可以看出，对于云母—绿柱石型矿石的浮选采用碱法流程指标较高。从绿柱石的酸法流程及碱法流程工艺上来看，由于强酸有腐蚀作用，酸法浮选流程，使浮选设备必须采用耐酸材料（不锈钢等）制作，因此设备投资高，从这点来看酸法浮选流程不如碱法流程好，采用碱法流程进行浮选时，只要一般的浮选设备就可以了。

第七节　绿柱石和锂辉石的分离

绿柱石和锂辉石都是属于铝硅酸盐类矿物，并时常共生在同

长石—绿柱石型矿石浮选结果　　表 3—13

流程	矿石类型	品位，BeO%		回收率，BeO%
		原矿	精矿	
碱法 (Na_2S)	石英—长石型	0.09	11.5	90.0
		0.11	10.5	81.2
		0.23	10.5	81.8
		0.12	8.3	89.4
		0.07	8.2	71.5
碱法 (NaOH)	石英—长石型	0.037	7.5—9	78.0
碱法 (Na_2S)	钨—钼综合铍矿床	0.096	8.5	70.3
酸法	石英—长石型	0.13	10.2	81.5
	钨—钽综合铍矿床	0.22	9.6	73.0
		0.11	9.5—10	72.0
	钽铌铍矿床	0.08	5.7	74.2
		0.1	8.0	62.0

云母—绿柱石型矿石浮选结果　　表 3—14

流程	矿石特征	品位，BeO%		回收率，BeO%
		原矿	精矿	
酸法	地表矿石	0.1	8.0	60.0
碱法	地表矿石	0.11	9.1	73.8
	地表矿石	0.11	8.8	76.0
	地表矿石	0.14	10.5	82.0
	深部矿石	0.14	8.8	75.8

一伟晶岩矿床中。此两种矿物比重相近，并均接近于脉石矿物的比重；此两种矿物又都是非磁性矿物，因此不易采用重选法及磁选法进行分离，只有采用浮选法进行分离。

关于绿柱石和锂辉石的浮选分离，一般分为混合浮选和优先

浮选两种原则流程。混合浮选是将绿柱石和锂辉石一起浮到泡沫产品中，然后再进行分离；优先浮选是首先分离出一种矿物，按矿物浮选顺序又可分为绿柱石优先上浮和锂辉石优先上浮两种流程。

在浮选时，与绿柱石和锂辉石浮游性相近的常见矿物有：石榴子石、角闪石、电气石、黑云母及白云母等。当采用阴离子捕收剂浮选时，矿物的浮游顺序为磷灰石＞磷铝石＞绿柱石＞锂辉石；当采用阳离子捕收剂浮选时，硅酸盐矿物都具有很高的浮游性，因此在绿柱石和锂辉石进行浮选分离时，必须加入一些调整剂才能使浮选有效的进行。当采用阴离子捕收剂浮选时，调整剂对锂辉石的抑制递减顺序为：氟化钠、木素磺酸盐、磷酸盐、碳酸钠、氟硅酸钠、硅酸钠、淀粉等，而对绿柱石浮选来说，上述调整剂的抑制作用有很大差别，在中性和弱碱性介质中多量的（1,000克/吨以上）氟化钠、木素磺酸盐、磷酸盐和碳酸盐等有强烈的抑制作用，而少量的淀粉、硅酸钠对绿柱石抑制作用不明显，在强碱性介质中上述药剂的抑制作用普遍减弱，但对锂辉石的抑制作用却普遍加强。

近些年来在优先浮选流程方面进展较大，特别是锂辉石优先浮选进展更快，这为其简化流程，降低成本有效地分离锂、铍矿物创造了有利的条件。

美国对绿柱石和锂辉石浮选分离的研究

美国对北卡罗来纳州的金兹山锂—铍伟晶岩矿床进行了很多研究[96,97]。其方法主要是采用木素磺酸盐和氟化钠抑制绿柱石和脉石，进行优先浮选锂辉石。木素磺酸盐在绿柱石和脉石矿物表面上组成了亲水性的选择层，并且阻止了捕收剂附着在其矿物上。但木素磺酸盐的薄膜对锂辉石粒子的影响比对绿柱石的影响小，因此能保证锂辉石优先上浮。美国对北卡罗来纳州的矿石试验分为锂辉石优先浮选，锂辉石浮选尾矿锂、铍混合浮选及混合浮选精矿的精选分离三部分组成，前两部分是在小型试验厂中进行的，后一部分是在试验室进行的，其详细情况如下：

1．优先浮选锂辉石的工业试验

优先浮选锂辉石是在小型试验厂进行的，其流程见图3—21[96]。

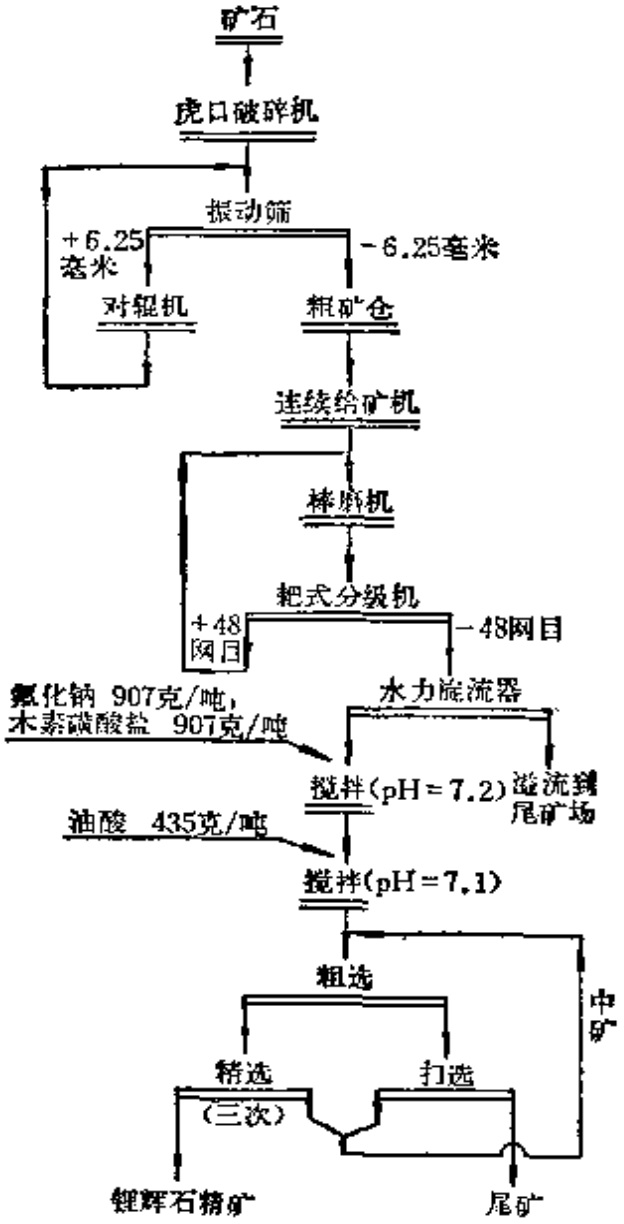


图 3—21 锂辉石优先浮选工业试验流程

此小型厂包括破碎、磨矿、分级和锂辉石优先浮选几个作业。破碎的处理量为68公斤/时，矿石经破碎后给入到振动筛进行闭路，小于6.25毫米进入到粗矿仓，经连续给矿机给入到棒磨机进行磨矿，磨矿是采用耙式分级机进行闭路的，－48网目的耙式分级机溢流借助于水力旋流器浓缩到40～45%固体浓度后，送入搅

拌槽中同907克/吨氟化钠、907克/吨木素磺酸盐进行一次搅拌，一次搅拌的排矿再进入二次搅拌槽中同435克/吨油酸进行搅拌，然后给入浮选槽进行浮选，其浮选的尾矿再进行扫选，所得的扫选精矿返回到粗选作业，粗选的精矿经三次精选可得到最终锂辉石精矿，含6%Li_2O，其回收率为75.4%（物相分析精矿中含82.9%锂辉石，对原矿中所含的锂辉石的回收率为89.1%），其结果见表3—15。

锂辉石优先浮选的工业试验结果　　表 3—15

产品	产率，%	含量，%			回收率，%		
		Li_2O	BeO	锂辉石	Li_2O	BeO	锂辉石
锂辉石精矿	20.5	6.00	0.01	82.9	75.4	5.1	89.1
浮选尾矿	71.9	0.44	0.05	2.9	19.5	89.2	10.9
水力分级溢流	7.6	1.10	0.03	痕迹	5.1	5.7	—
合计	100.0	1.62	0.04	19.1	100.0	100.0	100.0

回收率低，主要是因为在原矿中，大约有10%的氧化锂，不是以锂辉石晶型存在，而是在其他矿物中分散存在的（如云母中含0.4%Li_2O），这样实际上以锂辉石形式存在的氧化锂约占总的氧化锂的90%左右。浮选的尾矿中含0.44%Li_2O，其损失的回收率为19.5%，经物相查定，此尾矿中含锂辉石仅2.9%，其他大部分分散到云母、粘土等矿物中。绿柱石大约有89%被抑制到锂浮选的尾矿中，再进行锂铍混合浮选工业试验。

2．锂辉石浮选尾矿的铍、锂混合浮选

含0.08%BeO的锂辉石浮选尾矿，以68公斤/时的处理量进行绿柱石浮选工业试验[96,97]。此尾矿在30%的固体浓度下同0.91公斤/吨氟氢酸搅拌5分钟（pH＝3.8），搅拌的矿浆在螺旋分级机中清洗出过多的酸后，在30%的固体浓度同0.41公斤/吨硅酸钠、0.14公斤/吨氢氧化钠和0.41公斤/吨油酸搅拌5分钟，搅拌的矿浆给入到粗选槽中，在pH＝7.3时，进行粗选和三次精选，其流程见图3—22。即通过浮选可由给矿含0.08%BeO，得

到精矿含 1.25% BeO 及 4.45%Li_2O，其回收率分别为89.1%及65.8%。此混合精矿中还含有 12.5% 云母、10.5%长石、5.5%石英送到下一段去进行分离。此段锂铍浮选的结果见表 3—16。

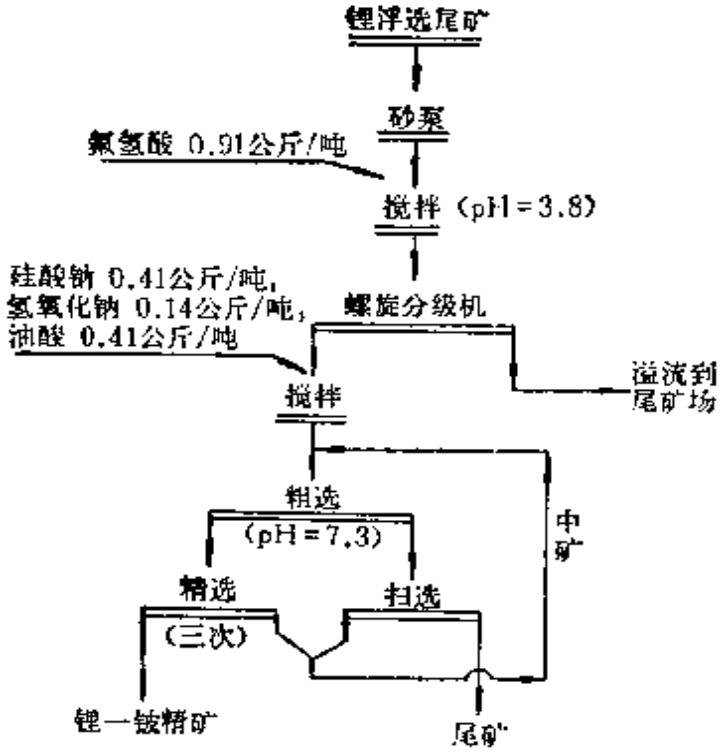


图 3—22 锂辉石优先浮选的尾矿混合浮选工业试验流程

锂浮选尾矿、锂铍混合浮选结果 表 3—16

产品	产率，%	品位，%		回收率，%	
		BeO	Li_2O	BeO	Li_2O
精矿	6.1	1.25	4.45	89.1	65.8
尾矿	93.9	0.01	0.15	10.9	34.2
合计	100.0	0.08	0.41	100.0	100.0

3．铍锂混合粗精矿的精选分离试验[97]

此试验是在试验室进行的，分为云母浮选、锂辉石浮选及绿柱石浮选三个阶段，其结果见表3—17。

云母浮选是将绿柱石和锂云母的混合粗精矿同4.54公斤/吨·原矿硫酸搅拌，然后清洗掉脂肪酸再同 0.91 公斤/吨硫酸、

0.09公斤/吨醋酸铵搅拌，进行云母浮选，可得到含94%云母的云母精矿。

从混合精矿中回收云母、锂辉石和绿柱石的浮选分离结果　　表 3—17

产品	产率，%	品位，%			回收率，%		
		Li_2O	BeO	云母	Li_2O	BeO	云母
云母精矿	13.1	1.39	0.28	94.5	5.6	3.3	94.2
锂辉石精矿	55.7	6.60	0.33	0.5	83.6	16.7	2.0
绿柱石精矿	13.2	2.57	6.37	2.4	7.7	76.1	2.4
尾矿	18.0	0.76	0.24	1.0	3.1	3.9	1.4
合计	100.0	4.40	1.10	13.1	100.0	100.0	100.0

锂辉石浮选是将云母浮选的尾矿同0.68公斤/吨·给矿油酸搅拌后，进行一次粗选和两次精选，可得到含6.6%Li_2O的锂辉石精矿，其回收率为84%，大约有80%的绿柱石被抑制到尾矿中去。

绿柱石浮选是将锂辉石浮选的尾矿同中矿合并，同0.91公斤/吨·给矿氟氢酸进行搅拌，然后清洗掉过量的酸同136克/吨·给矿氢氧化钠和218克/吨·给矿油酸搅拌，进行绿柱石浮选，绿柱石浮选的粗精矿在pH＝7的条件下精选两次，可得到含6.37%BeO的绿柱石精矿，其作业回收率为76%，对锂辉石浮选尾矿的回收率为66%。

第四章　钽铌矿的选矿

钽和铌都属于高熔点稀有金属。外观似钢，具有灰白色光泽。这两种金属的物理化学性质很相似，在矿物原料中往往在一起伴生。

铌发现于1801年，钽发现于1802年，随着冶炼工艺的进步和用途的扩大，直到本世纪五十年代才进行工业生产。

第一节　钽铌的主要性质和用途

钽铌的主要性质：

1．熔点高，钽的熔点为2996°C，铌的熔点为2468°C。

2．铌在低温下具有超导性。在零下260°C附近，其电阻接近于零。目前铌及其合金、化合物是这方面性能最好的。

3．阳极氧化时，能够生成非常稳定的氧化薄膜，尤其是钽的薄膜性能更好；还具有热稳定性高，介电性能好等特点。

4．抗腐蚀性强，在某些方面可代替金及白金。

钽铌的主要用途：

1．在电子方面：用作高容量、体积小、高稳定性的固体电解电容器。大量用于雷达、导弹、超音速飞机及电子计算机的电子线路中。

2．铌可从铌精矿直接制成铌铁，用作碳钢、不锈钢及合金钢的添加剂，可使钢的强度有较大的增加。

3．钽、铌及其合金可用作飞机、导弹、宇宙飞船及原子反应堆的结构材料，也可作耐腐蚀材料用于石油化工设备上。

4．铌钛、铌锆合金及铌锡、铌铝锗等化合物用作超导材料，制造超导磁场。

5．钽铌的碳化物用于制作超硬工具，钽铌氧化物用于制造高级光学玻璃。

第二节　钽铌的主要矿物及矿床类型

钽铌在地壳中的含量分别为2×10^{-4}和1×10^{-3}。已知含钽和铌的矿物约130余种。其中具有工业价值的主要矿物有钽铁矿、铌铁矿、黄绿石（烧绿石）、褐钇铌矿、细晶石、钽锡矿、黑稀金矿、易解石等（详见表4—1）。钽铌也常常存在于钛铁矿、黑钨矿、锡石、金红石等矿物中，此产品中低品位钽铌的综合回收应引起重视，特别是某些炼锡渣中所含的钽铌更应加以综合回收。

铌铁矿 $(Fe、Mn)(Nb、Ta)_2O_6$ 和钽铁矿 $(Mn、Fe)(Ta、Nb)_2O_6$是含铌和钽不同的矿物的代表，它们的晶系均为斜方晶系，铌铁矿多为板状、短柱状，钽铁矿多为砖形、双锥形，其颜色由褐色到黑色，硬度为6。铌铁矿中Nb_2O_5的理论含量为82.7%，而钽铁矿中Ta_2O_5的含量达86.1%。但实际上铌钽铁矿族矿物组成是不稳定的，甚至在同一矿床中也不一样。铌钽铁矿中各种氧化物的含量如表4—2[28]。

黄绿石和细晶石〔$(Na、Ca、Th、TR)_2(Nb、Ta、Ti)_2(O、OH、F)_7$〕也是类质同象系的矿物，等轴晶系，呈八面体晶形，其颜色呈深褐、红褐或黄绿色，硬度为6。黄绿石中Ta_2O_5的含量不超过5.86%，细晶石中Nb_2O_5的含量也不超过百分之几（见表4—3），因此，在该矿物中没有完全类质同象。该族矿物，特别是含铀和钍的矿物，常呈非晶体状态，但经灼烧后，则恢复结晶结构，而且有明显的粉状结构。该族矿物的变种很多，如钇黄绿石、等轴钽钙石、铀钽铌矿、钽—铀钽铌矿、黑钽铀矿、黄钽铁矿、富铀黄绿石、铌钛铀矿、铌钇矿和钛铌铀矿等。黄绿石是铌的最重要的原料之一（国外黄绿石产量约占铌矿物总产量的73%）。

钽锡矿呈单斜晶系，晶形为柱状，颜色为褐色。常产在伟晶岩中与锡石共生。其矿物组成相当稳定，如表4—4[28]。

钽 铌 的 重 要 矿 物　　表 4—1

矿　物	分　子　式	含　量，%			比　重	磁性	常见于下列岩石中
		Ta_2O_5	Nb_2O_5	TR_2O_3			
钽铁矿	$(Mn,Fe)(Ta,Nb)_2O_6$	41～84	2.0～40	—	6.7～8.3	弱	花岗伟晶岩，碱性花岗岩，砂矿等
铌铁矿	$(Fe,Mn)(Nb,Ta)_2O_6$	1.0～40.0	23.5～77	—	5.3～6.6	弱	同　上
黄绿石	$(Na,Ca,Th,TR)_2(Nb,Ta,Ti)_2(O,OH,F)_7$	0～5.86	37.5～65.6	0.2～13.3	4.1～5.4	非	超基性碳酸岩，花岗岩等
等轴钽钙矿	同　上	—	56.43	8.15 (Ce_2O_3)	4.45～4.56	非	同　上
细晶石	$(Na,Ca,Th,TR)_2(Ta,Nb,Ti)_2(O,OH,F)_7$	68.4～77.0	0～7.7	0.17～4.20	5.4～6.42	非	同　上
铌铁金红石①	$Fe(Ta,Nb)_2O_6 \cdot 4TiO_2$	0.4～14.7	0.9～42.7	—	4.60～5.14	弱	正长岩、砂矿
钛铌钙铈矿	$(Na,Ca,Sr,Ce)(Nb,Ti)O_3$	～0.75	～11.06	32.3～34.6 (ΣTR)	4.75～4.99	极弱	霞石正长岩
褐钇铌矿	$(Y,Fr,Ce\cdots)(Nb,Ta)O_4$	～17.0	～47.0	50左右	5.5～5.8	弱	花岗伟晶岩，钠长岩，砂矿
钽锡矿	$Sn(Ta,Nb)_2O_7$	～72.83	—	—	7.6～7.9	非	花岗伟晶岩，砂矿
六方钽铝石	$AlTaO_4$	60.1～72.5	0.3～6.1	—	5.94～7.3	非	黑云母，钠长石化的花岗伟晶岩
黑稀金矿	$(Y,Ca,Ce,U,Th)(Nb,Ta,Ti)_2O_6$；[Ti:(Ta+Nb)<2]	0～47.3	3.83～47.4	16.36～31.45 (Y_2O_3)；0.44～9.54 (Ce_2O_3)	4.5～5.9	弱	花岗伟晶岩，钠长岩
复稀金矿	同　上 [Ti:(Ta+Nb)～2－5]	0～23.1	7.5～20.3	0～10.0 (Y_2O_3)	4.6～5.9	弱	同　上
易解石	$(Ce,Ca,Th,U)(Ti,Nb)_2O_6$	0～6.9	23.8～32.5	15.5～19.5 (Ce_2O_3)	5.16～5.23	弱	碱性伟晶岩，钠长岩

① 旧名为钛铁金红石（Пльменорутил）。

铌铁矿—钽铁矿中各种氧化物的含量　表 4—2

氧化物	含量，%	氧化物	含量，%
Nb_2O_5	5.04～77.08	Fe_2O_3	痕迹～1.57
Ta_2O_5	2.0～84.0	FeO	0.69～18.59
SnO_2	达0.54	MnO	2.14～15.0
TiO_2	痕迹～6.78	MgO	0.28～0.72
ZrO_2	0.13～0.54	CaO	0.31～2.55
SiO_2	0.48～7.20	K_2O+Na_2O	达0.68
Al_2O_3	0.05～4.71	H_2O	0.61～0.48

黄绿石和细晶石中主要氧化物含量，%　表 4—3

氧化物	黄绿石	细晶石
Nb_2O_5	37.54～65.6	7.74～痕迹
Ta_2O_5	0～5.86	68.43～77.0
SiO_2	0.09～3.78	—
TiO_2	0.83～12.25	0～1.58
SnO_2	0.25～0.55	0.8～4.0
ZrO_2	0.53～4.99	—
ThO_2	0.26～9.28	—
Fe_2O_3	0.36～4.3	—
ΣCe_2O_3	0.66～13.33	0.17～4.23
ΣY_2O_3	0.24～11.34	0～0.23
Bi_2O_3	—	0～3.25
UO_2	0.2～12.9	0～4.21
UO_3	0.43～10.68	0～1.59
FeO	0.02～1.14	0～3.64
MgO	0.16～0.55	0.07～0.34
MnO	痕迹～1.16	0.6～7.7
CaO	2.82～20.01	10.48～15.03
SrO	0.04～1.07	—
Na_2O	2.52～6.93	1.66～5.13
H_2O	0.47～11.55	0.71～5.7
F	0.29～4.31	0～2.85

黑稀金矿为斜方晶系，晶形为柱状及片状，颜色呈黑带绿色。黑稀金矿的组成不定，(Nb+Ta)：Ti=3.2，在伟晶岩中经

常与钛铁矿、独居石、磷钇矿、锆英石、绿柱石、磁铁矿、硅铍钇矿、多钛铌矿、褐帘石、针石、沥青铀矿、铌钛铀矿、铌铁矿等共生，其主要元素含量变动见表4—5。

钽锡矿矿物组成　　表 4—4

氧化物	含量，%
Ta_2O_5	72.83～77.59
SnO_2	21.88～22.41
SiO_2	1.85
Al_2O_3	1.02
Fe_2O_3	0.5
CaO	1.28

黑稀金矿的矿物组成　　表 4—5

氧化物	含量，%	氧化物	含量，%
Nb_2O_5	3.83～47.43	UO_2	0.67～14.7
Ta_2O_5	0～47.31	UO_3	0.04～9.08
TiO_2	14.17～25.68	ThO_2	痕迹～4.96
$(Y,Er)_2O_3$	13.2～31.45	CaO	0.48～48.6
$(Ce,La)_2O_3$	0.44～9.54		

褐钇铌矿为正方晶系，晶形为柱状和桶状，颜色为暗黄色至褐黑色。一般含2.15～50.10%Nb_2O_5及27.54～42.33%ΣY_2O_3，因此褐钇铌矿除含钽铌外，也是钇组稀土的重要矿物之一。

钽铌的矿床类型一般分为：岩浆岩矿床、伟晶岩矿床、气成热液矿床、接触自变矿床和外生矿床五种[1]，详细分类见表 4—6。当前开采的主要是伟晶岩矿床和外生矿床。

现在工业上对钽铌矿石的要求，常根据各种矿床的地质特征、采矿的技术条件、矿石的复合组成、矿石的处理工艺和矿床的地理—经济等特点来制定。对钽铌砂矿床一般要求含钽铌矿物量>50克/米^3，对钽铌铁矿的原生矿床要求含 $(Ta、Nb)_2O_5$>0.02%，对碳酸岩中的黄绿石矿床要求Nb_2O_5在0.1～0.5%之

钽铌的矿床类型　　表 4—6

类型		花岗岩	碱性花岗岩及花岗正长岩	霞石正长岩及碱性正长岩	碱性超基性岩
岩浆矿床		1.含铌铁矿的黑云母花岗岩（尼日利亚）； 2.含黑稀金矿的花岗岩（阿尔泰地区）； 3.含褐钇铌矿花岗岩	1.含黄绿石的碱性花岗岩（尼日利亚）； 2.含褐钇铌矿的碱性花岗岩（苏联科拉半岛）	1.含钛铌钙铈矿的磷霞岩及异性霞石正长岩； 2.含黄绿石的云霞正长岩	含钙钛矿的辉岩及橄榄岩（苏联科拉半岛及美国阿肯色）
伟晶岩矿床		1.含铌铁矿的未分异非交代型伟晶岩； 2.含铌铁矿不完全分异交代型伟晶岩（苏联外贝加尔）； 3.含钽铁矿完全分异未交代型伟晶岩（巴西）； 4.含钽铁矿、细晶石及六方钽锶石的完全分异交代型伟晶岩（苏联科拉半岛及南罗德西亚）	含褐钇铌伟晶岩（苏联科拉半岛）	1.含黄绿石的霞石正长岩（苏联中乌拉尔）； 2.含黄绿石，铌铁矿、易解石及铌铁金红石的长石伟晶岩（苏联中乌拉尔）； 3.含胶绿层矽铈钛矿的长石、霓石伟晶岩	1.含钙钛矿，钛磁铁矿的伟晶岩（苏联科拉半岛）； 2.含金红石、板钛矿的伟晶岩（美国阿肯色）
气成热液矿床	脉状	1.含铌铁矿、白钨矿及锡石的长石、石英脉（美国南达科他）； 2.含铌铁矿、锡石黑钨矿及辉钼矿的云英岩脉（苏联哈萨克斯坦）	含铌铁矿及铌铁金红石的长石、石英、赤铁矿脉	1.含黄绿石的钠长石脉（苏联乌拉尔）； 2.含黄绿石的黑云母方解石脉（苏联中乌拉尔）	1.含金红石及板钛矿的长石、方解石脉（美国阿肯色）； 2.含铈钙钛矿的碳酸岩（美国阿肯色）； 3.含黄绿石及铀钽铌矿的碳酸岩（非洲及苏联加里利亚）

续表

类型		花岗岩	碱性花岗岩及花岗正长岩	霞石正长岩及碱性正长岩	碱性超基性岩
气成热液矿床	自变质	1.含铌铁矿及钽铁矿的钠长石化花岗岩（苏联喀尔巴）； 2.含铌铁矿、钽铁矿、铌钇矿及黑稀金矿的云英岩化花岗岩（苏联西伯利亚）； 3.含铌铁矿黑云母化花岗岩； 4.含细晶石、云英岩化花岗岩	含复稀金矿钠长石化花岗岩正长石	1.含黄绿石钠长石化碱性岩（苏联乌克兰）； 2.含黄绿石的碳酸岩化带（苏联中乌拉尔）	1.钠沸石化及黑云母化霓霞岩（加拿大魁北克）； 2.含黄绿石的碳酸岩化带（非洲）
接触自变矿床				碱性岩与碳酸岩接触形成的含钙钛矿及黄绿石的钠长石化及霞石化带（加拿大魁北克）	
外生矿床		1.铌铁矿、钽铁矿及锡石砂矿（尼日利亚）； 2.铌钇矿砂矿（阿尔泰地区）； 3.钛铁矿砂矿（苏联乌克兰）		1.锆英石及黄绿石砂矿（乌干达）； 2.钛铁矿及金红石砂矿（苏联乌拉尔）； 3.含钛铁矿的铝土矿（美国阿肯色）	

间，有时高达1%以上。国外Ta_2O_5的储量约为29.4万吨，Nb_2O^5的储量约为1,274万吨。铌的储量主要在巴西、加拿大、尼日利亚、美国。钽以扎伊尔、巴西储量最大[125]。

关于钽铌精矿的要求，各国也不一致，近几年来由于易选的高钽矿床的减少，复杂的钽铌矿床的开发，低品位钽铌精矿的冶炼已引起重视。因此钽铌铁矿精矿的标准有降低的趋势。苏联将铌铁矿精矿分为两级，一级铌精矿含60%以上Nb_2O_5，二级铌精矿含50%以上Nb_2O_5。苏联对黄绿石精矿要求Nb_2O_5为30～40%（见表4—7）。苏联将钽铁矿精矿分为两级，一级精矿要求含Ta_2O_5＞60～65%，含Nb_2O_5＜10%，二级钽精矿含Ta_2O_5＞40%。某些国家钽—铌精矿的组成见表4—8[28]。1970年国外钽精矿的

年产量为806吨，主要产地为巴西、加拿大；1971年国外铌精矿的年产量为14,658吨以上，主要产地为巴西（9,988吨）及加拿大（2,950吨）[124]。

苏联黄绿石精矿的要求　　表 4—7

$(Ta,Nb)_2O_5$含量，%	每1% $(Ta,Nb)_2O_5$杂质不得高于，%					水分不高于，%
	P	S	C	SiO_2	TiO_2	
>37.0	0.003	0.005	0.005	0.32	0.35	1.0

某些国家铌铁矿和钽铁矿精矿组成　　表 4—8

氧化物	澳大利亚（钽铁矿）		尼日利亚（铌铁矿）		加拿大（铌铁矿、钽铁矿）		扎伊尔（钽铁矿）			美国（铌铁矿、钽铁矿）	
Nb_2O_5	12.38	15.11	57.49	50.64	55.14	23.26	35.0	27.0	29.5	54.09	29.18
Ta_2O_5	69.63	68.65	5.64	12.38	12.9	41.39	31.1	46.4	47.8	18.2	53.28
Fe_2O_3	2.09	1.63	19.14	14.0	10.59	5.14	21.55	15.71	13.8	11.21	6.11
MnO	17.21	14.15	2.44	7.15	8.31	8.55	2.95	3.52	4.03	7.07	10.40
TiO_2	0.25	0.4	6.81	9.18	11.67	0.2	6.4	0.37	0.28	—	—
SnO_2	0.9	0.48	6.17	2.7	0.2	15.11	痕迹	痕迹	—	0.1	0.13

第三节　钽铌铁矿的选矿

钽铌铁矿床的主要特点是原矿品位低，有用矿物组成复杂，钽铌矿物比重大（>4），并且常具有弱磁性，因此钽铌铁矿的选矿方法较多，选矿流程也很复杂。其主要的选矿方法有重选法、磁选法、电选法及浮选法等，有时还采用水冶法进行处理。对于钽铌铁矿的选矿，一般是将原矿首先在粗选厂进行粗选，粗选所得的粗精矿再送去进行精选。

一、钽铌铁矿的粗选

目前钽铌铁矿最主要的粗选方法为重选法。由于钽铌铁矿的品位低，有用矿物比重大，最适合采用成本比较低的重选法进行粗选。但是此法对于细粒浸染的钽铌铁矿选别效果较差，选矿回

收率较低（一般都<50%）。近几年对细粒钽铌铁矿的浮选法也进行了大量的研究，其试验的成功将为提高细粒钽铌矿选矿的回收率开辟了一条途径（关于钽铌铁矿的浮选研究详见第四节中叙述）。

当前，钽铌铁矿粗选所采用的重选设备有跳汰机、螺旋选矿机、摇床、离心选矿机及扇形溜槽等。跳汰机一般是处理粗粒级的钽铌矿物，其粒度范围由0.1毫米到几十或几百毫米均可以，但是适合的选别粒度为20～0.2毫米。螺旋选矿机早从1947年后

机进行选别。粗粒跳汰机的尾矿，若还有较多的有用矿物没有单体解离时，则可进入另一台球磨机进行细磨，磨矿后的产品返回振动筛再分别进入各级别的跳汰机进行粗选。振动筛的筛下产品，给入浓缩锥，浓缩锥的溢流进入水力分级机分级后，送到相应的摇床上进行选别，摇床的中矿返回到球磨机进行再磨矿，水力分级机的溢流经浓缩机和倾斜浓缩箱浓缩后送入细泥摇床单独进行选别。摇床的精矿与跳汰机的精矿合并经过脱水、干燥后，再经电、磁选及摇床进行精选，可分别选出含钽铌的精矿产品及其他

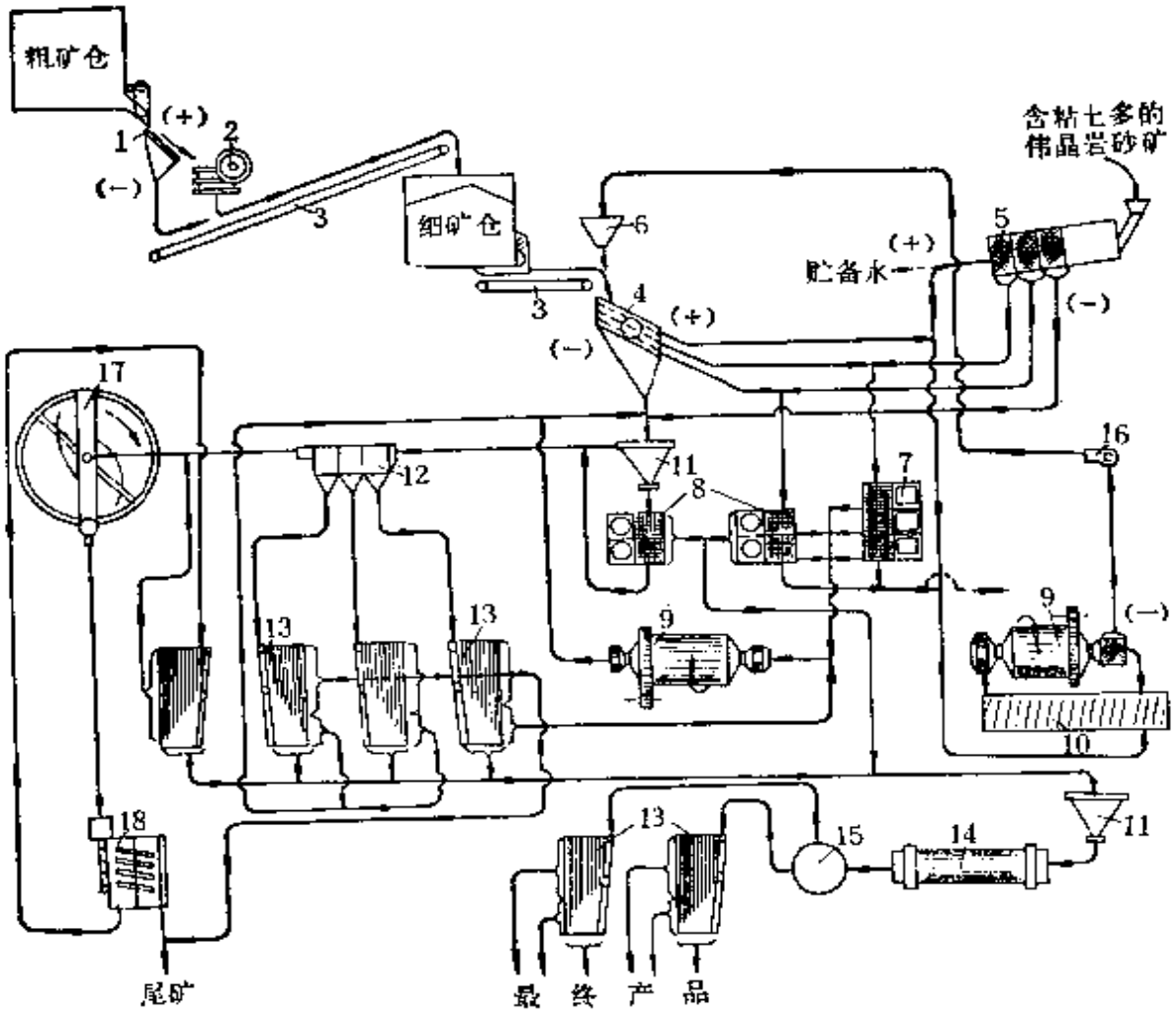


图 4—1　含钽铌伟晶岩矿石的选矿流程

1—棒条筛；2—颚式破碎机；3—皮带运输机；4—振动筛；5—圆筒筛；6—圆锥；7—大型跳汰机；8—跳汰机；9—球磨机；10—螺旋分级机；11—脱水锥；12—水力分级机；13—摇床；14—干燥机；15—电选或磁选机；16—泵；17—浓缩机；18—倾斜浓缩箱

有用矿物精矿。

此流程的特点是采用多段磨矿（为了减少钽铌矿的过粉碎），合理的分级，并充分地发挥了各种选矿设备的特长（粗粒级用大型跳汰机及普通跳汰机，细粒级用摇床进行粗选）进行选别。

对于细粒不均匀浸染的钽铌铁矿，采用摇床粗选的工艺流程见图4—2[28]。即首先将原矿破碎到10～15毫米，用棒磨机进行磨矿，在棒磨机的排矿端装一个2毫米筛孔的圆筒筛进行闭路磨矿，—2毫米的产品给入水力分级机分成五个级别，每个级别产品分别进入摇床粗选，得出粗精矿。粗选摇床的粗粒尾矿和粗选中矿经摇床再选的尾矿进入球磨机进行磨矿，以便使其中的有用矿物与脉石连生体达到单体分离，然后进行第二次水力分级，并将各级产品分别在摇床上选别。所有摇床的尾矿送到螺旋选矿机上进行扫选粗粒铌钽铁矿，扫选的精矿再经摇床富集，所得到的粗精矿与上二段摇床粗选所得到的粗精矿合并，得到最终铌钽粗精矿含铌铁矿1～2%，回收率约为70～80%。此粗精矿再送往精选厂进行精选。

在处理含钽、铌、锂、铍、锡、钨、钛、锆、铀等多金属矿石时，必须采用较复杂的选矿方法，才能将所有的有用矿物都进行综合回收。例如，在美国、加拿大、西南非洲（纳米比亚）❶等国的铍、锂辉石、锂辉石—锂云母、透锂长石—锂云母和锂云母伟晶岩中，都含有钽铁矿、铌铁矿和细晶石。在西南非洲(纳米比亚)、阿根廷、巴西等国的锡—铍伟晶岩中也都含有钽铌矿。因此，含钽铌的多金属综合矿床的综合利用很重要。

对于含钽铌的多金属矿床的选矿，一般多采用先重选后浮选的方案进行处理。即首先通过重选选出粗粒浸染的钽铌铁矿等重矿物产品，重选的尾矿再用浮选法回收锂、铍等比重轻的有用矿物或进一步回收细粒的重矿物。其选矿过程是先将矿石磨到-1～-2毫米或-0.3～-0.8毫米；然后用水力旋流器进行脱泥，或用水

❶ 前为南非（在白人种族主义者统治下，下同）委任统治地，现为南非非法吞并，下同。

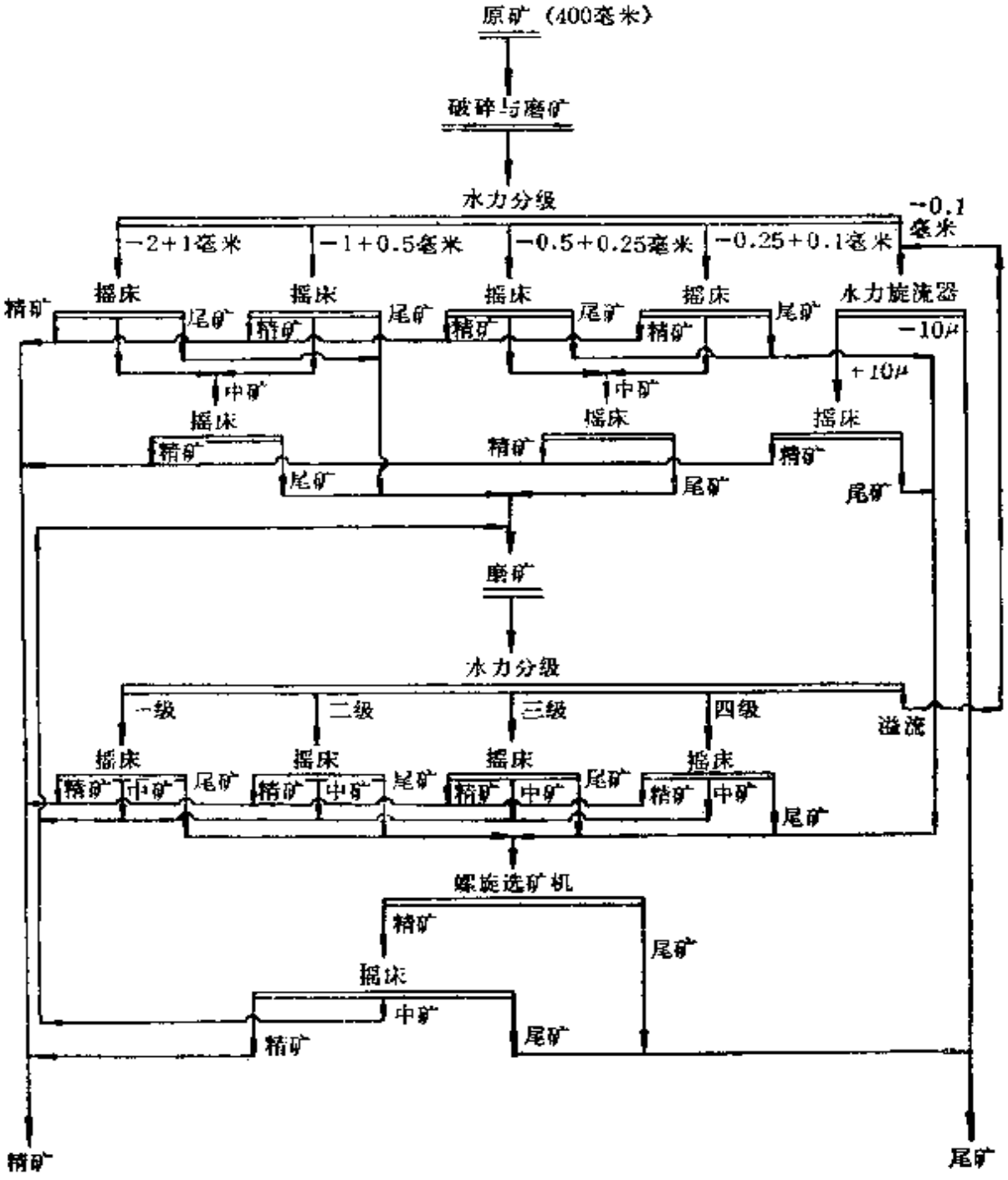


图 4—2　不均匀浸染的鲕铁矿的选矿工艺流程

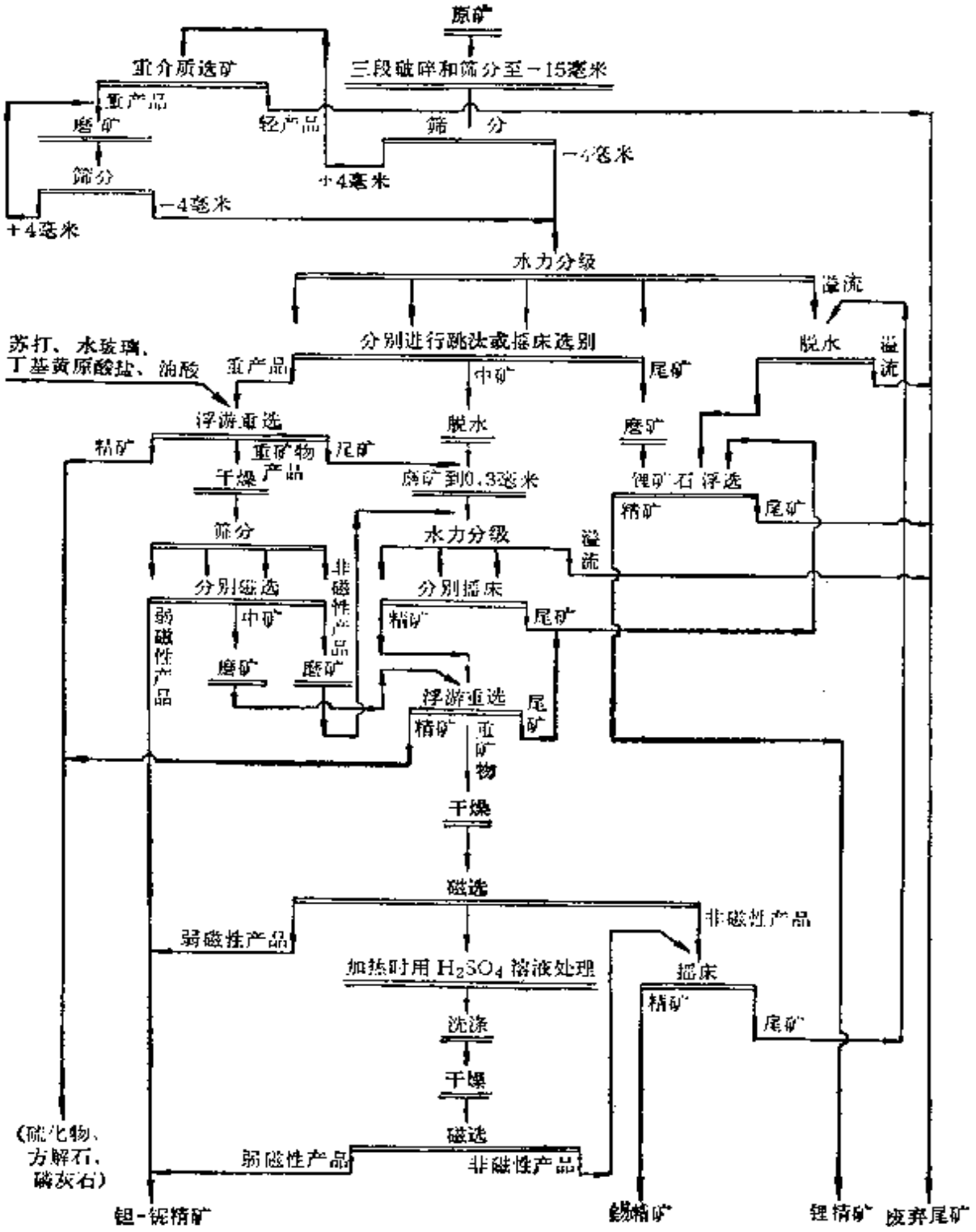


图 4—3 选别伟晶岩复合矿石的选矿流程

力分级机进行分级；分级后产品可采用跳汰、摇床、螺旋等重选设备进行选别。以便得到含钽铁矿、铌铁矿、锡石、黑钨矿、锆英石、硫化矿等重矿物的粗精矿。此粗精矿再到精选厂通过磁选、电选等方法可分选出最终钽铌、锡、钨等单一产品精矿。重选的尾矿送往浮选厂，经再磨矿后，进行锂、铍等矿物浮选，可得到锂、铍精矿。美国的金兹山选矿厂采取了相类似的流程（见第二章第六节），但当重矿物浸染不均匀时，可采用较复杂的选矿流程，见图4—3[28]。按类似的流程，对含0.02～0.03% $(Nb,Ta)_2O_5$和含0.6～0.8% Li_2O的矿石进行选矿时，可获得各个标准精矿，钽铌的回收率为65～75%，锂的回收率为80～90%。

二、钽铌粗精矿的精选

重选法所得到的钽铌粗精矿，除含有钽铌矿物外，还经常含有锡石、锆英石、磷钇矿、独居石、钛铁矿等有用矿物和其他脉石矿物。一般都把它送到专门的精选厂进行精选，精选可以根据矿物性质的不同分别采用重选、磁选、电选、浮选等方法进行，以便分选出各种有用矿物最终精矿。

粗精矿中一般含1～2% $(Ta, Nb)_2O_5$，有时更高些。在精选中除采用重选外，最主要的选矿方法是磁选法及电选法。

（一）钽铌粗精矿的磁选研究

某一重选的粗精矿，含10%钽铌酸盐（主要为铌铁矿），8～10%锡石，45～48%锆英石，17%长石和石英等矿物，其粒度为-0.15～+0.02毫米，进行磁选研究[73]。

经试验，各种矿物的比磁化系数按下列顺序递减：铌钇矿—铌铁矿—褐钇铌矿—锡石—锆英石—长石（见表4—9）。钽铌矿物的化学组成见表4—10。一般矿物的比磁化系数与其中铁的含量成直线关系，此关系建立在对柘榴子石、电气石、云母、黑钨矿、钛铁矿及其他矿物上。例如，电气石含 Fe_2O_3从0.3%到13.8%，比磁化系数从1.1×10^{-6}增加到30×10^{-6}厘米^3/克（增加30倍），柘榴子石含铁从7%增加到25%，比磁化系数从11×10^{-6}增加到124×10^{-6}厘米^3/克（增加11倍）。但对复杂的钽铌矿

物来说，此种关系并不适用（见表4—9和4—10），即钽铌矿物的磁化系数与铁的含量没有固定的关系。

钽—铌粗精矿中，主要矿物的比磁化系数　表 4—9

矿　　物	矿物的比磁化系数，厘米³/克	
	测　定　结　果①	其它著作中的数值
铌铁矿	2.5×10^{-3}	—
钽铁矿—铌铁矿	2.4×10^{-3}	$2.6\times10^{-5}\sim1.1\times10^{-4}$
褐钇铌矿	5.8×10^{-5}	1.6×10^{-3}
铌钇矿	2.28×10^{-4}	—
铅—黄绿石	1.12×10^{-5}	—
锡　石	1.7×10^{-6}	$1.10\times10^{-6}\sim5\times10^{-6}$
锆英石	1.2×10^{-6}	$4.1\times10^{-6}\sim1.2\times10^{-4}$
萤　石	—	$(1.1\sim1.6)\times10^{-4}$
黑云母	—	$(2.3\sim5.5)\times10^{-5}$
长　石	-3.6×10^{-6}	5×10^{-5}

① 为苏联国立莫斯科大学磁性物理教研组测定的数值。

钽—铌矿物的化学组成　　表 4—10

矿　　物	化　学　组　成，　%							
	Nb_2O_5	Ta_2O_5	Fe_2O_3	FeO	MnO	ThO_2	ΣTR	U_3O_8
铌铁矿	63.7	3.92	1.05	11.23	6.53	0.09	1.38	—
褐钇铌矿	35.05	4.07	2.20	—	0.14	—	—	4.0
铌钇矿	47.33	4.55	3.15	8.80	0.36	2.67	19.42	5.59
钽铁矿—铌铁矿	27.39	30.21	13.27	4.29	3.93	—	—	—
铅—黄绿石	35.03	4.16	1.10	—	0.14	1.19	11.8	3.82

此重选的粗精矿，在试验室型的 138-CЭ 型磁选机上，磁场强度由低到高逐步增加（见图 4—4），分选出一系列的精矿产品见表4—11。

从表4—11可知，在磁场强度为2,000奥斯特时，分离出的精矿 1 产品中含80%铌铁矿，其回收率为37%；在磁场强度为5,000奥斯特时，分出的精矿 2 中含铌铁矿65%，其回收率为62%。以上两个精矿之和，铌铁矿总的回收率为99%，但在精矿 2 中含有

15%水锆石及4%的锡石。在磁场强度为8,000和12,000奥斯特的两个产品中，褐钇铌矿的回收率达到28%，但其中水锆石的回收率占8%，锡石的回收率占24%，萤石的回收率占18%，长石的回收率占15%。因此，利用矿物磁化系数的差别，在不太高的磁场强度下通过磁选可优先分离出一些磁性较强的产品，然后再

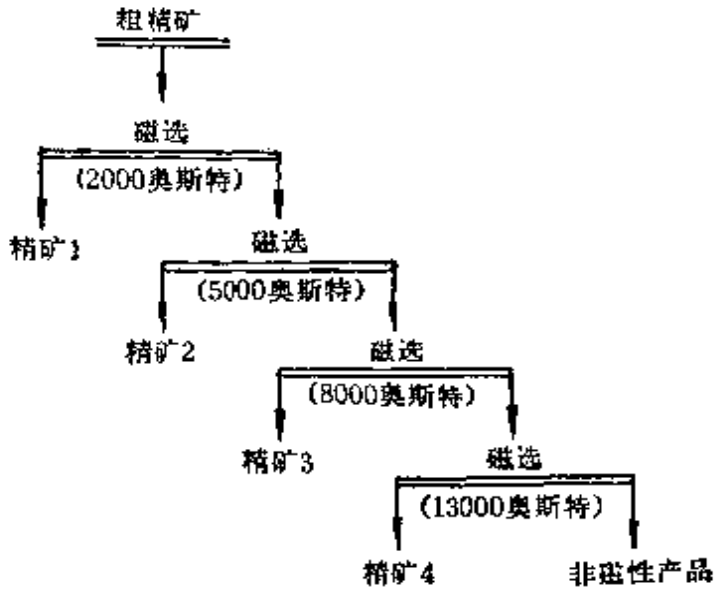


图 4—4 粗精矿的实验室试验流程

钽铌粗精矿磁选的结果 表 4—11

矿物	磁性产品								非磁性产品	
	精矿1 (2,000奥斯特)		精矿2 (5,000奥斯特)		精矿3 (8,000奥斯特)		精矿4 (12,000奥斯特)			
	含量(%)	占有率(%)	含量(%)	占有率(%)	含量(%)	占有率(%)	含量(%)	占有率(%)	含量(%)	占有率(%)
铌铁矿	80	37	65	62	0.5	—	0.5	0.5	0.5	0.5
褐钇铌矿	0.5	8	2	64	0.5	4	1	24	—	—
高铁方钍石	—	—	2	4	25	13	25	33	3	46
锡石	2	0.8	4	3	35	6	30	18	15	74
水锆石	10	1	15	3	31	2	38	6	47	87
萤石	1	1	0.5	1	0.5	18	—	—	5	79
云母	0.5	3	6	88	2	9	—	—	—	—
辉石	—	—	—	—	0.5	100	—	—	—	—
硫化物	—	—	—	—	5	—	3	—	30	100
长石+石英	5	15	6	40	2	5	2	10	5	30

将尾矿继续分离。通常是将铌铁矿、钽铁矿先与锡石、锆英石分开，以后再同石英、长石等分开。

从上述的结果中同时可以看出，大量的锡石和水锆石混入铌铁矿中；而长石则进入锡石和水锆石产品中。由此可见磁选的选择性并不太好。为了提高磁选的选择性，可将矿物先采用硫酸、盐酸、草酸等进行酸处理。表4—12为铌铁矿和霓石纯矿物经酸处理后，在不同磁场强度下的磁选结果。

在不同磁场下，酸处理对矿物分布率的影响　表 4—12

矿物	处理条件	连续处理时间			
		5 分钟		60 分钟	
		在不同磁场强度（奥斯特）下，磁性部分产率，%			
	固：液＝1：5	2,000	5,000	2,000	5,000
铌铁矿	没经酸处理	—	100	—	—
	5 % 盐酸	9	100	—	—
	5 % 硫酸	69	100	9	100
霓石	没经酸处理	100	100	—	—
	5 % 盐酸	95	100	56	100
	5 % 硫酸	45	100	55	100

从表4—12可以看出：1）短时间的酸处理能活化铌铁矿的磁性；2）长时间使铌铁矿同酸进行搅拌，则降低铌铁矿在磁性产品中的回收率；3）霓石经酸处理后其磁性降低，如在2,000奥斯特磁场下进行选矿，经5%硫酸处理5分钟后，其回收率降低了一倍多，将处理时间从5分钟增加到60分钟，也不能提高其在磁性产品中的回收率。总的来看酸处理过程可发生以下几种作用：1）排除在矿物表面上污染的杂质；2）可以有选择性地从复杂的钽—铌氧化物的晶格中溶掉铁、钽、铌阳离子；3）氢离子可选择地置换霓石晶格中的铝、铁、镁阳离子。

图4—5为重选的粗精矿，经酸处理（图二）与未经酸处理

（图一）进行磁选的选别结果的比较。从图中可以看到酸处理可大大地提高粗精矿中各种矿物的磁性差别，即铌铁矿在2,000奥斯特磁场下的选矿回收率从没有经酸处理的55%，提高到74%；酸处理也活化了褐钇铌矿的磁性（曲线2）；但是酸处理却大大降低了在磁性产品中锡石、锆英石的回收率，尤其是长石的回收率降低的更多。

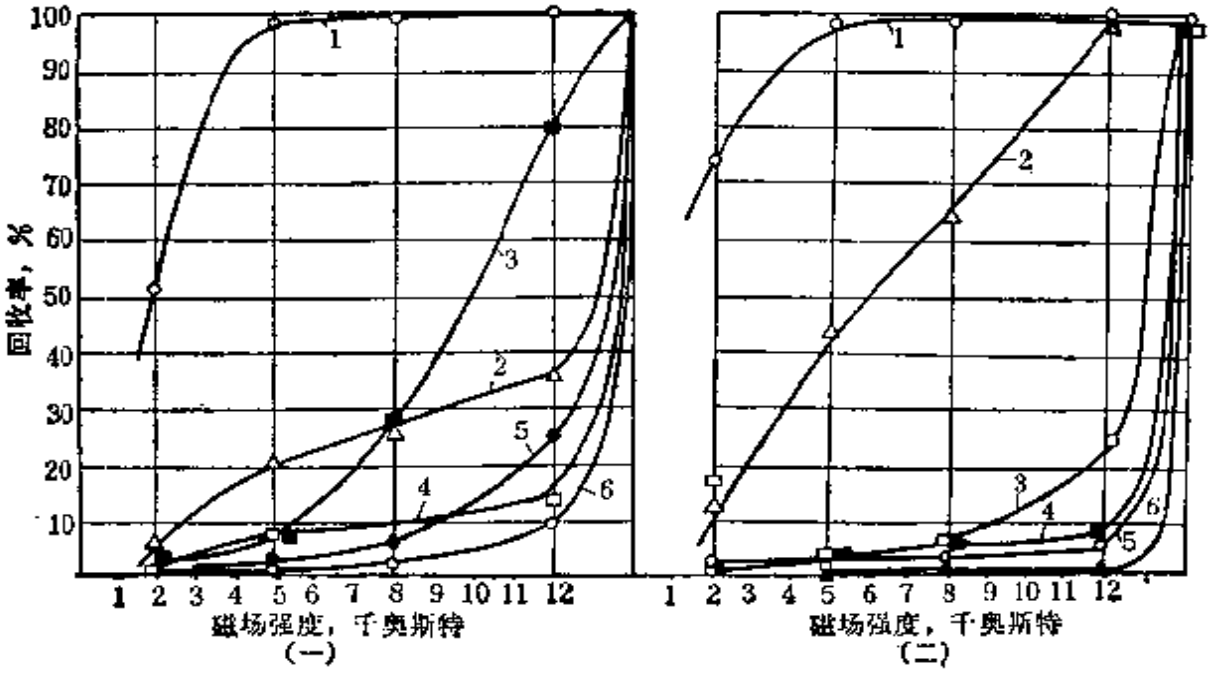


图 4—5 在不同磁场强度下，酸处理对矿物回收率的影响，（一）未经酸处理；（二）用2克/升盐酸在固：液＝1:3时，处理15分钟

1—铌铁矿；2—褐钇铌矿；3—锡石；4—锆英石；5—萤石；6—石英＋长石

某重选的粗精矿含0.65%Ta_2O_5，8.0%Nb_2O_5，6.49%Sn和30%ZrO_2等，经酸预先处理后磁选的结果见表4—13。即经磁选可得到含49.34%$(Nb, Ta)_2O_5$，回收率为83.0%Ta_2O_5和93.0%Nb_2O_5的精矿。锡石则大部分集中到精矿2、中矿及非磁性产品中，可进一步采用电选进行回收。

试验表明，重选时矿石的处理方法（主要是磨矿设备）对粗精矿中各种矿物的磁性差别影响很大。在陶瓷磨矿设备中进行磨

矿与在钢磨矿设备中进行磨矿的矿石，并在摇床上选分的粗精矿的磁选结果相比较，陶瓷磨矿设备可大大地改善其磁选的选择性（见图4—6）。用陶瓷设备磨矿所得的粗精矿，由于排除了铁杂质的污染，实际上不经酸处理就可进行磁选。

重选粗精矿经预先处理后的磁选结果　表 4—13

产品	产率(作业)，%	品位，%			回收率，%		
		Ta_2O_5	Nb_2O_5	Sn	Ta_2O_5	Nb_2O_5	Sn
精矿 1	16.2	3.34	46.0	1.90	83.0	93.0	5.25
精矿 2	11.6	0.535	3.50	24.80	9.50	5.10	44.25
中矿	25.5	0.164	0.455	6.45	6.50	1.46	25.30
非磁性部分	47.74	0.014	0.070	3.42	1.0	0.44	25.20
粗精矿	100.0	0.65	8.0	6.49	100.0	100.0	100.00

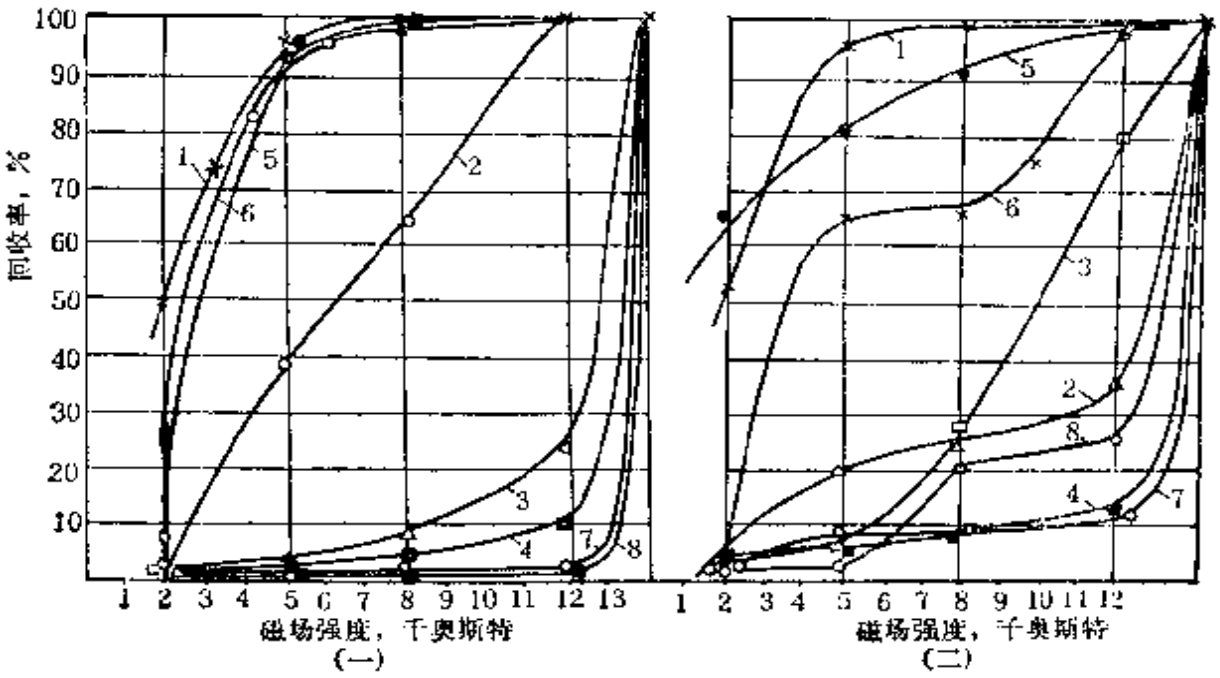


图 4—6　矿石在陶瓷（一）和钢（二）磨矿设备中磨矿时，各种矿物的磁选情况

1—铌铁矿；2—褐钇铌矿；3—锡石；4—水锆石；5—云母；6—黄石；7—石英＋长石；8—萤石

某浮选的粗精矿，其粒度为-0.15～＋0.02毫米，含0.82% Ta_2O_5，9.2% Nb_2O_5，4.4%Sn及24.7% ZrO_2，在2,000～12,000

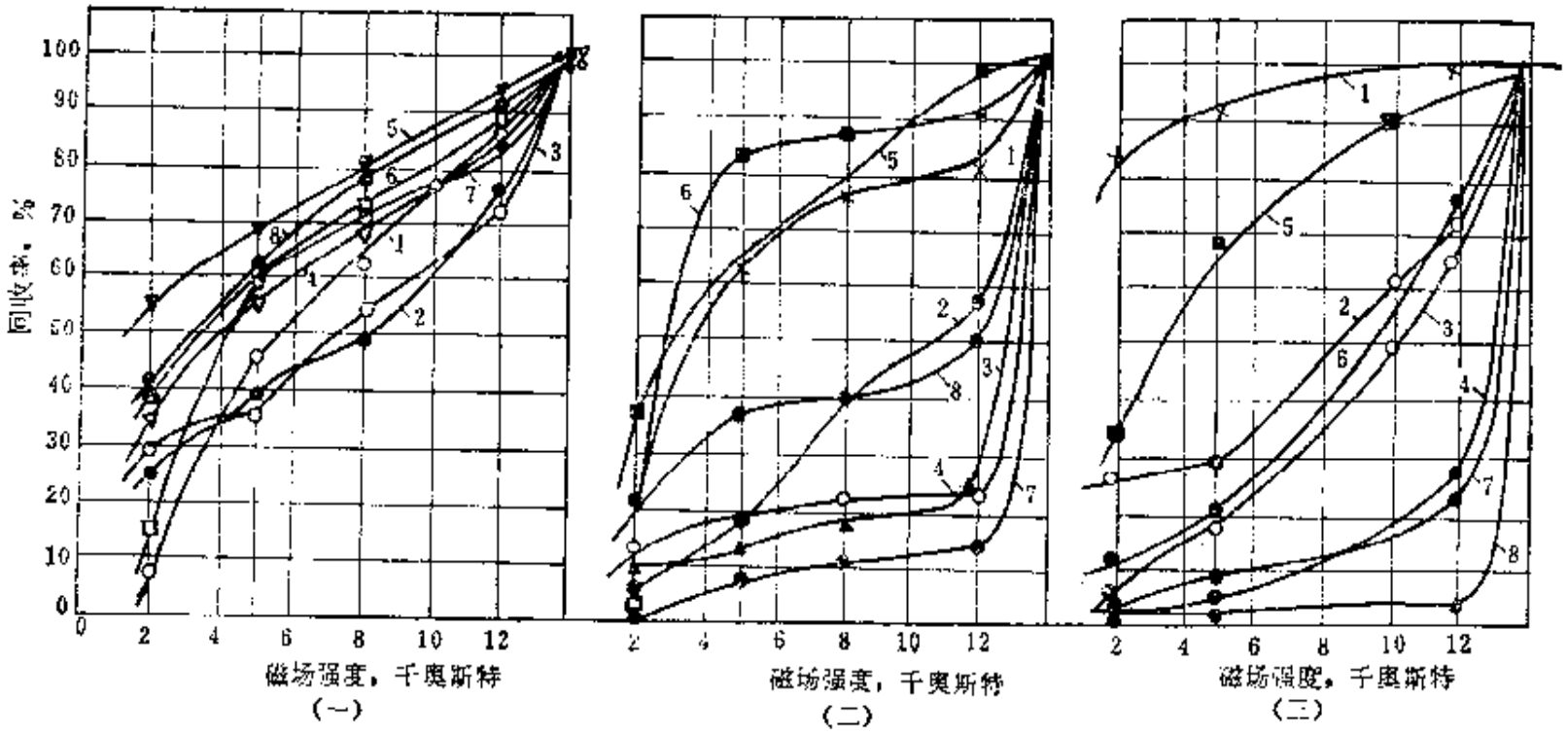


图 4—7 酸处理对钢磨矿设备中磨矿的浮选粗精矿，在不同磁场强度下磁选的影响

（一）没处理；（二）经处理，没加热；（三）酸处理后并加热

1—铌铁矿；2—褐钇铌矿；3—锡石；4—水锆石；5—云母；6—霓石；7—长石＋石英；8—萤石

奥斯特的磁场强度下进行磁选，各种矿物被均匀地回收到磁性产品中，实际上不能达到按矿物的磁性特征进行选分的目的。为了提高矿物磁选的选择性，将浮选的粗精矿预先采用酸处理以及加热等方法，可大大地改善各种矿物的选择性(见图4—7)。从图中可知：没经酸处理的浮选精矿，在磁选时，基本上达不到使各种矿物分离的目的；经酸处理后，在没加热的情况下进行磁选，可使某些矿物的磁性差别有所改善；经酸处理后并加热进行磁选，各种矿物都具有较好的选择性，并且加热可以使铌铁矿的磁性增强，在磁性产品中可得到含铌铁矿和褐钇铌矿65～70%的铌—钽精矿，其回收率为80～85%。

试验也证明了，当粗精矿中含有赤铁矿、褐铁矿、铬铁矿等矿物时，采用磁化焙烧也可提高某些矿物与铌钽矿物在磁选时的磁性差别，从而有利于钽铌矿物的磁选[31]。某一硅酸岩的黄绿石—铌铁矿的粗精矿精选，采用磁化焙烧进行磁选，所得的精矿含Nb_2O_5从未焙烧的11.5%提高到28.4%，回收率从69.2%提高到84.3%[95]。

（二）钽铌粗精矿的电选研究

某重选的粗精矿，粒度为0～1毫米，含25.8%铌铁矿、7.6%锡石、45%锆英石等矿物(详见表4—14)进行电选试验[28,74,122]，在不同条件下电选的结果见表4—15。试验是采用卡普柯-HT-400工业型的四辊静电选矿机，工作电压为4万伏，实际生产能力为2吨/时的情况下，循环负荷达10吨/时。此粗精矿通过电选可得到导电产品（铌铁矿、锡石、钛铁矿、磁铁矿）和非导电产品（锆英石、磷钇矿、橙黄石、独居石）两种。试验首先是在普通温度下进行电选，结果是产品质量差，选别效果不好。当物料预先加热到100～110°C时，分选效率提高了，各种矿物的回收率都达到95%左右，铌铁矿的含量从55.02%提高到68.3%；锆英石在非导电矿物中的回收率从81.21%提高到95.01%，特别是大大地减少了橙黄石在导电产品中的含量（从5.7%降到0.54%），并显著地增加了在非导电产品中的回收率（由27.08%

增加到94.39%)。

某铌铁矿粗精矿的矿物组成　　表 4—14

矿物名称	铌铁矿	锡　石	磁铁矿	钛铁矿	锆英石	橙黄石	磷钇矿	独居石	普通的(石英和其他)
产率，%	25.8	7.6	6.0	4.1	45.0	5.4	1.1	1.0	4.0
比　重	5.5	7.0	4.8	4.7	4.5	5.3	4.5	5.1	2.7

混合铌铁矿的静电选矿结果　　表 4—15

矿物名称	不加热				加热至110℃			
	品位，%		回收率，%		品位，%		回收率，%	
	导电产品	非导电产品	导电产品	非导电产品	导电产品	非导电产品	导电产品	非导电产品
铌铁矿	55.02	22.28	98.08	1.92	68.3	8.3	96.95	3.0
锡　石	17.95	0.65	98.31	1.69	23.0	痕迹	100.0	痕迹
磷钇矿	痕迹	1.01	痕迹	100.0	—	—	—	—
锆英石	8.57	78.58	18.79	81.21	0.42	40.0	4.99	95.01
橙黄石	5.7	4.49	72.92	27.08	0.54	27.9	5.61	94.39
独居石	0.25	0.88	37.51	62.39	—	—	—	—
其他（主要是铁）	12.71	12.12	—	—	7.74	23.8	—	—

被选分的物料存放在空气中，其表面上总是要吸收一些水蒸汽，特别是在较潮湿的环境下吸收的更多，被吸收的水份虽然很少，但确严重的影响各种矿物在电选时的导电差别，从而使各种矿物之间的电选选择性降低。因此在物料进入电选前必须预先进行加热处理。

对细粒物料的电选研究表明[75]，转速和电压对电选影响较大。在一定的范围内提高转筒的转速，并同时适当的增加电压，会使电选效果变好，加大转速可减少一些过细的物料粒子粘到转筒上，但过大反而会使一些非导体借机械力混入到导电产品中；在此时，如果加大电压，增加电场力，又会减少上述不良现象。研究表明，在转速为430转/分，电压为17,000伏与转速为590转/分，电压为20,000伏时，所得的精矿指标（回收率）大致相同，但提高电压有利于选分细粒物料，并大大地提高了电选机的

生产能力。

研究表明，含钽铌铁矿的矿浆流预先用超声波进行处理，也可改善其在电晕电场下的电选效果[105]。

某含钽铌铁矿、锡石、独居石、钛铁矿、柘榴子石的重选粗精矿，采用电选、磁选、摇床的选别结果见表4—16。即通过电、磁选等可分别得到各种矿物的精矿。

混合钽铌精矿的精选结果　　表 4—16

产品	产率，%	含量，%		回收率，%		备注
		Ta	Sn	Ta	Sn	
钽—铌铁矿	1.1	27.20	2.80	72.8	2.4	—
锡石	2.3	1.27	49.20	7.2	87.6	—
独居石	0.6	0.30	0.04	0.4	0.2	含独居石90.2%，对原矿回收率89.2%
锆英石	1.2	0.02	0.22	0.1	2.2	含锆英石91.0%，对原矿回收率93.0%
钛铁矿	28.9	0.16	0.05	11.7	1.3	含钛铁矿96%对原矿回收率96.3%
柘榴子石（电选尾矿）	13.9	—	—	—	—	—
石英（摇床尾矿）	31.6	0.05	0.18	3.7	4.3	—
电气石（摇床尾矿）	21.0	0.07	0.06	4.1	1.0	—
原矿	100.0	0.40	1.27	100.0	100.0	—

（三）钽铌粗精矿的精选流程

钽铌粗精矿的精选主要是采用磁选与重选相配合进行。如含有锆英石、独居石等较难分的矿物，则采用电选进行分离。

图4—8为砂矿所得的粗精矿的精选流程[28]。图4—9为砂矿重选粗精矿的混合精选流程图，此流程与图4—8的流程稍有不同。图4—8的流程中，-0.5毫米的物料在选分开始（磁选作业）时，就优先分离出几个产品（柘榴子石—钛铁矿中矿；钽中矿；锡中矿），然后对各个产品分别进行处理，而图4—9的流程在选分过程一开始就得到混合产品（磁选选出的磁性矿物的尾矿），然后将此混合产品进一步进行分离。两种流程的工艺指标实际相同。精

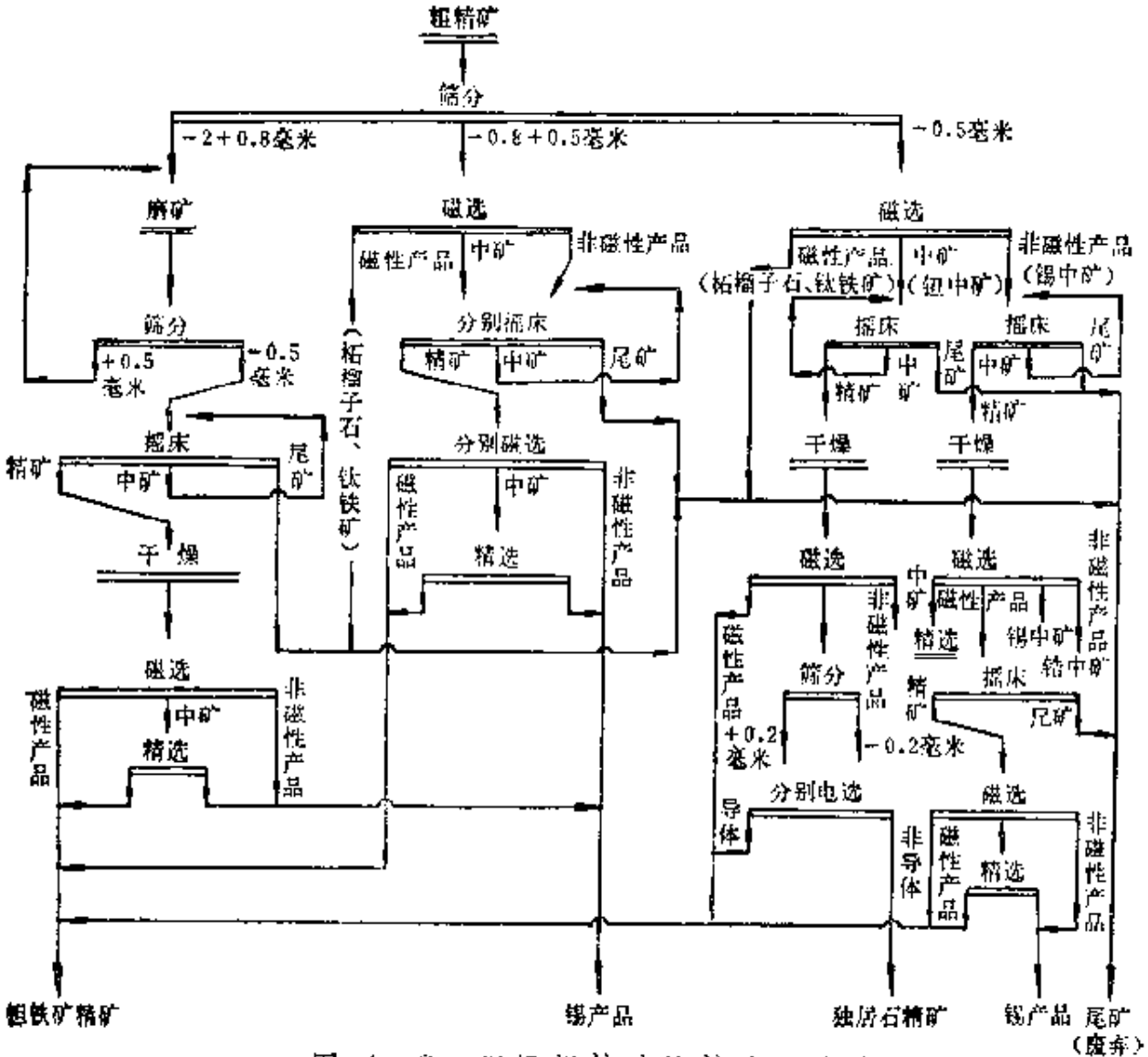


图 4—8　钽铌粗精矿的精选工艺流程

选时，铌铁矿—钽铁矿的回收率为75～80%，锡石的回收率为80～90%。

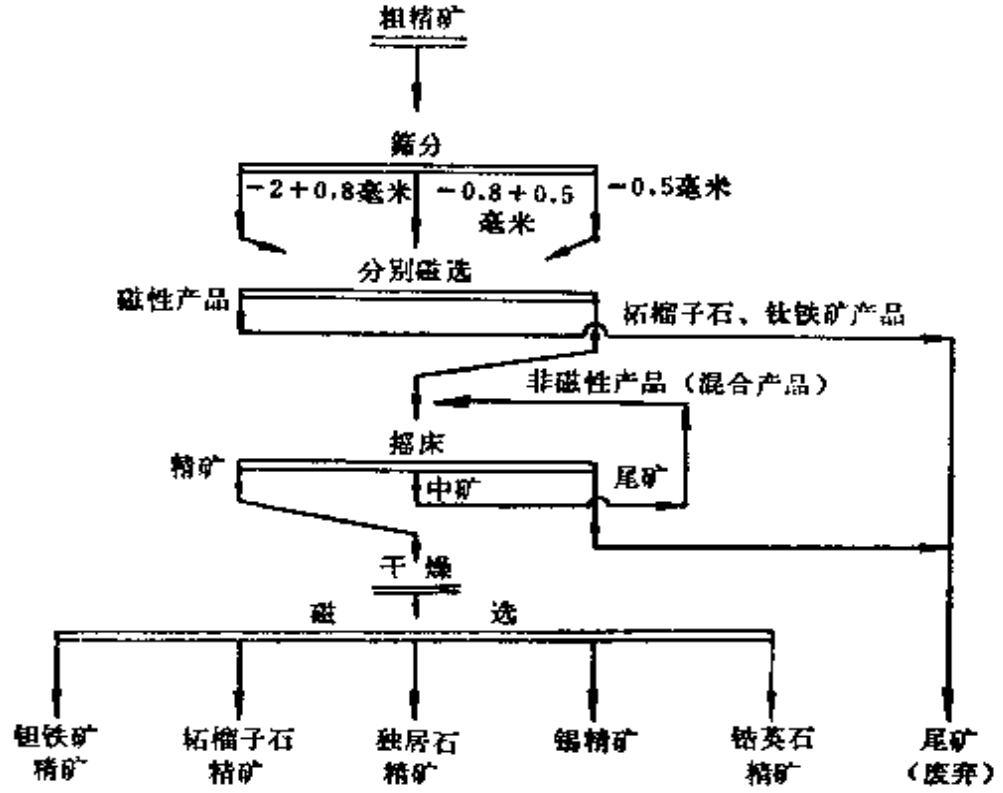


图 4—9 钽铌粗精矿的混合精选流程

选别细粒浸染的原生矿所得的重选粗精矿的精选工艺流程见图4—10[28]。

从图中可见，粗精矿用筛分分级并除去粗粒的自然铁，粗粒级采用对辊机破碎到-0.5毫米。-0.8毫米以下的各级产品分别进行磁选，可分离出含铌—钽铁矿、锡中矿、金属铁等几部分产品。此产品再适当的采用硫酸或盐酸进行酸处理，然后分别进入摇床进行选别。摇床所得的精矿经干燥后再送去磁选。磁选的产品再继续用摇床、磁选进行选别，最后便得到钽铌的合格精矿，其回收率为70～80%。

第四节 钽铌铁矿及细晶石的浮选研究

随着钽铌工业的发展，细粒难选的复杂钽铌贫矿床也逐渐的被利用，对此类矿石采用一般的重选法进行选矿，效果很差，回

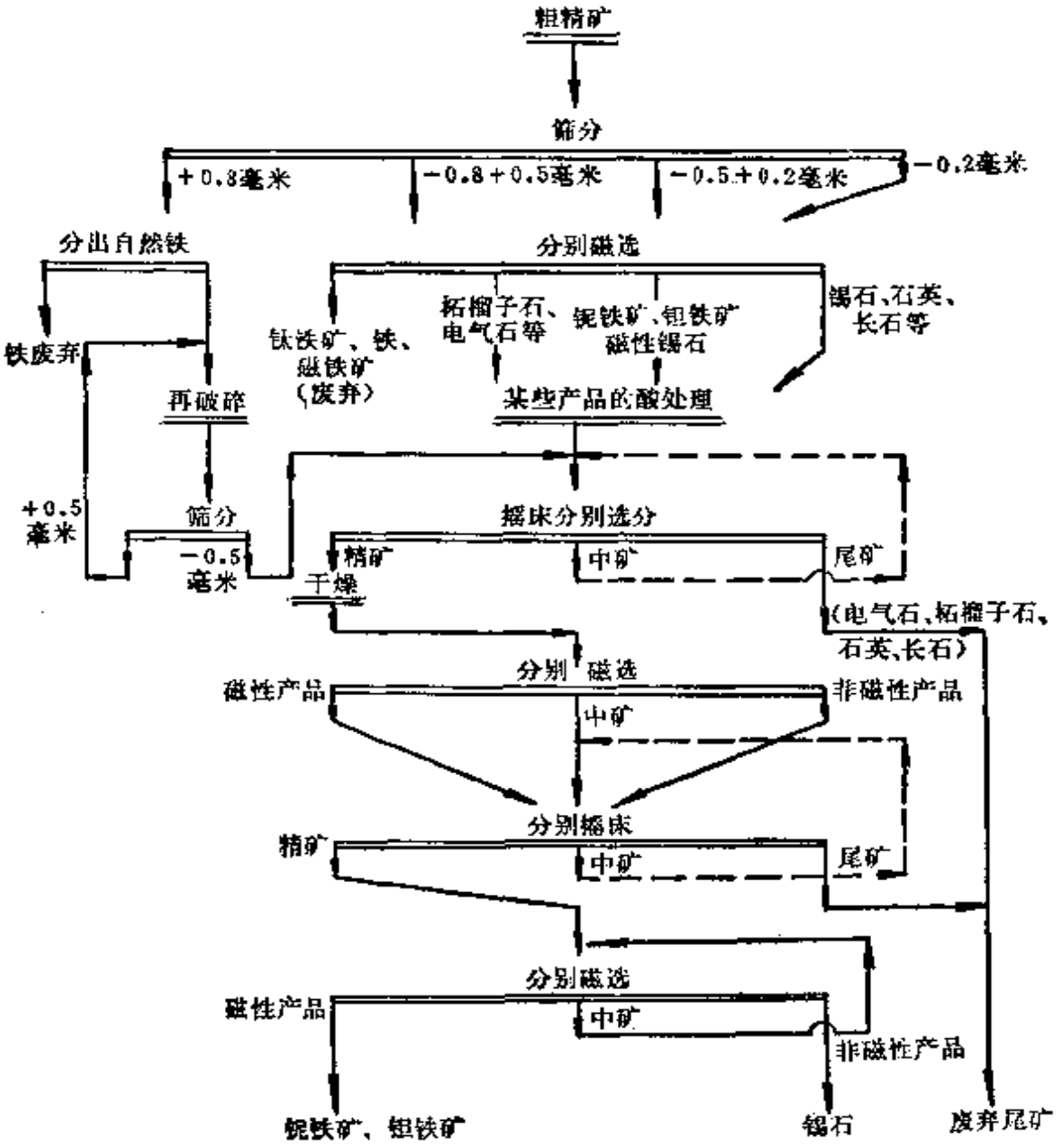


图 4—10 细粒浸染原生矿石重选粗精矿的精选流程

收率往往达不到50%，因此细粒钽铌铁矿及细晶石的浮选法研究越来越重要。

一、钽铌铁矿的浮选研究

1．捕收剂对钽铌矿浮选的影响

钽、铌矿物的浮选，即可用阴离子捕收剂，也可用阳离子捕收剂。最近几年来研究表明，采用络合物捕收剂HM-50（羟肟酸钠）对钽铌矿进行浮选效果也较好[110，111]。

用油酸为捕收剂时，对含钽铌矿物浮游性的影响见图4—11[76]。即钛铌钽矿和铌铁矿的浮游性较好，在少量的油酸用量下就几乎全部浮起来；而钽铁矿的浮游性则较差，只有当油酸用量达到90毫克/升时，才浮出约90%。

采用油酸钠为捕收剂对铌钽矿物及脉石进行浮选时，其结果

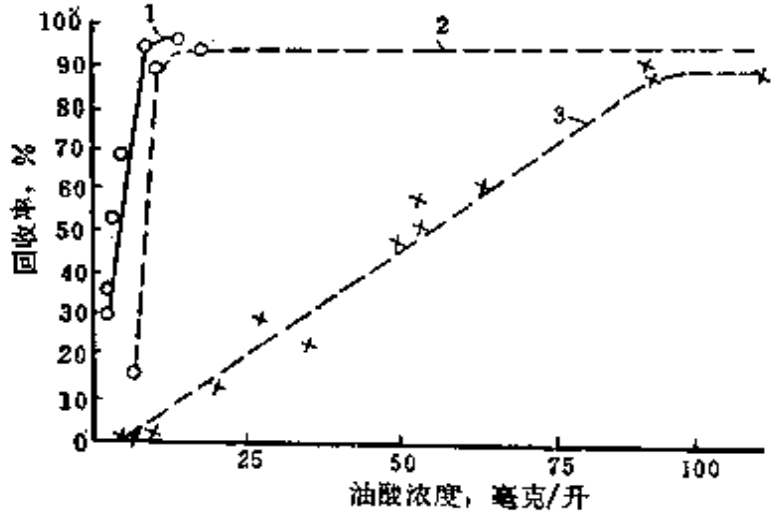


图 4—11　在中性介质中，油酸用量对矿物浮游性的影响

1—钛铌钽矿；2—铌铁矿；3—钽铁矿

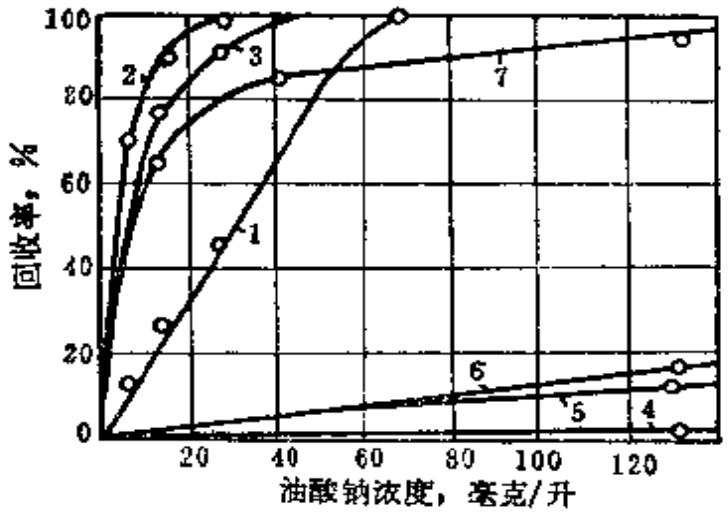


图 4—12　油酸钠用量对钽铌等矿物浮选的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—石榴子石；4—石英；5—钠长石；6—白云母；7—钛铁矿

见图4—12[28]。从图中可以看出，在油酸钠用量为40～70毫克/升时，铌铁矿—钽铁矿、电气石、柘榴子石和钛铁矿能完全的被回收；而硅酸盐矿物中的石英、钠长石和白云母，甚至在其用量为140毫克/升时，也几乎不选入泡沫产品中。因此，在油酸钠用量为70毫克/升以下时，就能将铌铁矿—钽铁矿与石英、钠长石、白云母分开，但不能与其他所研究的矿物分开。

采用阳离子捕收剂AHH-14时，对钽铌等矿物的浮选影响见图4—13[28]。从图可知，阳离子捕收剂AHH-14能使所有的矿物浮游，特别是对硅酸盐矿物（钠长石、石英，电气石）浮游效果更好。在AHH-14用量为20毫克/升时，石英、钠长石、电气石和白云母几乎完全被选入泡沫产品中，但铌铁矿—钽铁矿、柘榴子石和钛铁矿，只有当用量增加到130毫克/升时，才能得到充分的回收。从而可看出，采用阳离子捕收剂对钽铌矿物浮选时，很难与脉石矿物分离开。

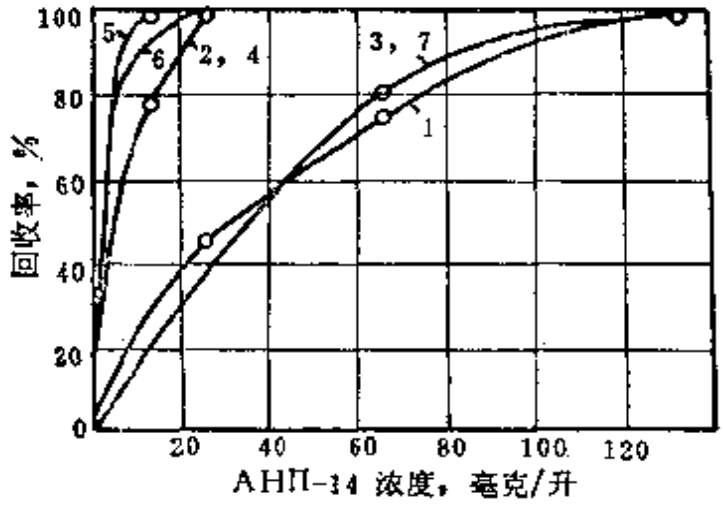


图 4—13 阳离子捕收剂AHH-14对矿物浮游性的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—柘榴子石；4—石英；5—钠长石；6—白云母；7—钛铁矿

2．矿浆pH值对钽铌矿浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，矿浆 pH 值对钽铌矿物浮选的影响见图4—14[32, 76]。即钽铌矿物浮选时，在矿浆pH值为6～8的中性

条件下，浮游效果最好。

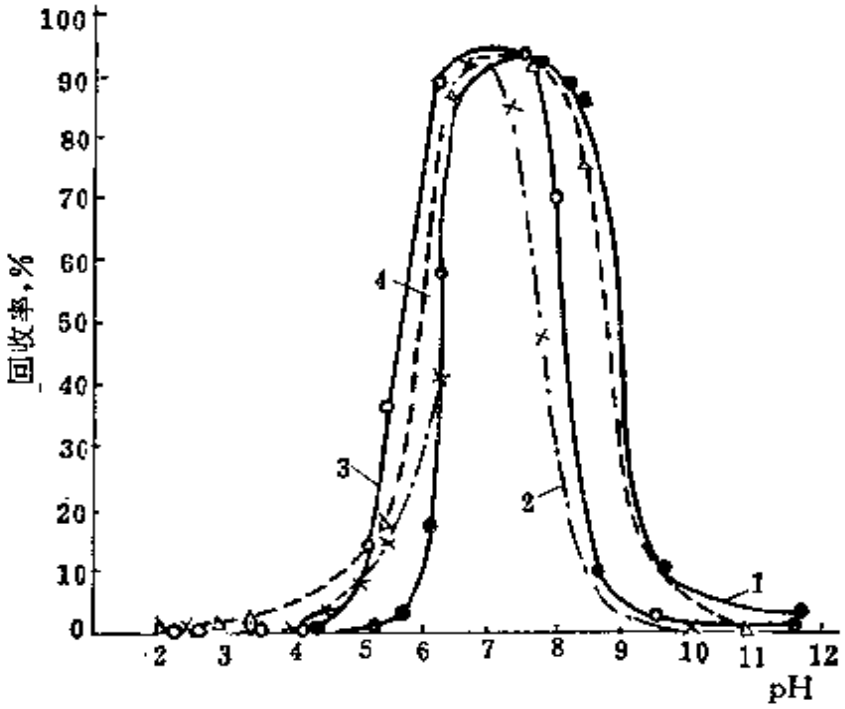


图 4—14　采用油酸时，矿浆pH值对矿物浮选的影响

1—钽铁矿；2—铌铁矿；3—钛铌钽矿；4—细晶石

采用油酸钠为捕收剂，用盐酸和氢氧化钠调整矿浆的 pH 值时，对钽铌铁矿及其伴生矿物浮游性的影响见图4—15[28]。从图中可以看出，在中性介质中（pH＝6～8），对铌铁矿—钽铁矿、柘榴子石的浮选极为有效。但在酸性介质中这两种矿物却被强烈

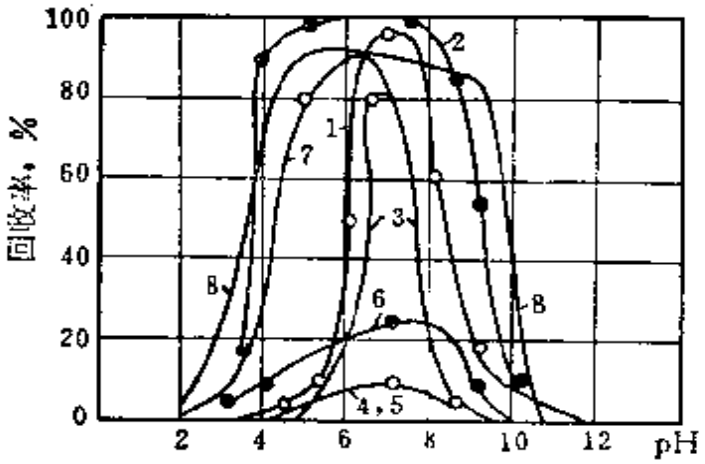


图 4—15　矿浆pH值对油酸钠浮选矿物的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—柘榴子石；4—石英；5—钠长石；6—白云母；7—钛铁矿；8—锡石

的抑制。钛铁矿最适宜的矿浆 pH 值为5～7。而电气石和锡石的浮选pH值范围都很宽（4～9）。但采用油酸钠浮选时，在任何矿浆的pH值中，石英、钠长石和白云母的浮游性都不好，因此在弱酸性介质中，可把这些矿物与铌铁矿—钽铁矿分开。然而，只采用改变pH值的办法，却不能将铌铁矿—钽铁矿与电气石、柘榴子石、钛铁矿分离开。

3．酸处理对铌铁矿—钽铁矿等矿物浮游性的影响

用10%的硫酸对钽铌等矿物进行处理，对其浮游性的影响见图4—16[28]。从图中可以看到，用硫酸处理后进行浮选时，除石英外，全部被研究的矿物都被显著的活化了；当油酸钠的浓度为6.6毫克/升时，全部矿物都得到回收。此时柘榴子石的浮选活性比其他矿物增加的都大。研究表明，用油酸钠为捕收剂对钽铌铁矿等矿物进行浮选时，用10%的硫酸处理比用盐酸处理更有效，当用 1 %的氟氢酸处理时，其活化程度与采用硫酸处理相似[28]。

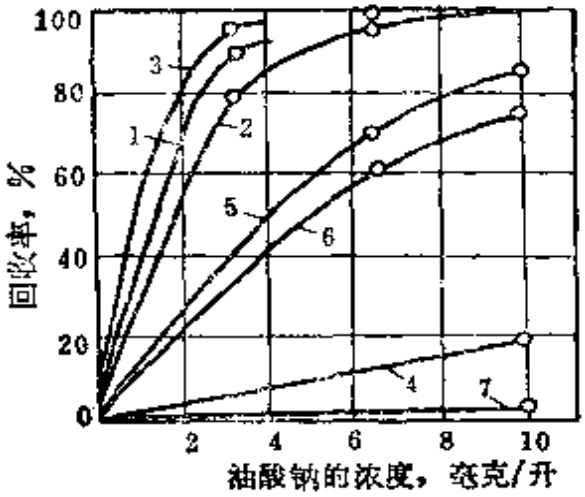


图 4—16　采用10%硫酸预先处理，对油酸钠浮选钽铌等矿物的影响

预先处理的矿物：1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—柘榴子石；7—石英
未预先处理的矿物：4—铌铁矿—钽铁矿；5—电气石；6—柘榴子石

预先采用酸处理的作用机理如下：

1）酸处理可清除矿物表面上的铁、钙、镁等氧化物的类质

同象杂质和杂质的薄膜；2）酸的离子与矿物表面产生化学的相互作用，形成对捕收剂产生新的活性或有害的化合物；3）在矿物表面上，在双电层中吸附有能使表面水化的离子H^+；4）添加捕收剂和浮选后的矿物进行酸处理，在于选择性地分解捕收剂和分解捕收剂与矿物表面相互作用所产生的薄膜。

4．某些调整剂对钽铌矿浮选的影响

只用某些捕收剂浮选钽—铌矿物时，很难使其与脉石矿物进行分离，因此需要采用调整剂，以便提高浮选过程的选择性。

1）硫化钠对钽铌等矿物浮选的影响

当采用油酸钠（25毫克/升）浮选矿物时，硫化钠的浓度为10～20毫克/升，就能抑制铌铁矿—钽铁矿、柘榴子石和电气石（图4－17中的曲线1、2、3），尤其是对电气石和柘榴子石的抑制更为强烈[28]。采用АНП-14阳离子捕收剂（13.3毫克/升）浮选时，硫化钠在最初活化了某些矿物，但随着用量的增加，却急剧地降低了铌铁矿—钽铁矿和柘榴子石的回收率，电气石的回收率则降低的比较少（见图4—17中曲线4、5、6）。

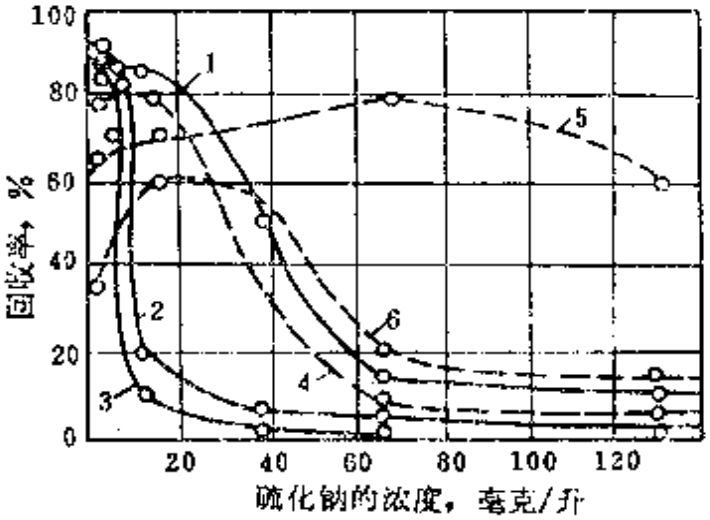


图 4－17 用油酸钠（曲线1、2、3）和АНП-14（曲线4、5、6）时，硫化钠对矿物浮选的影响

1、4—铌铁矿—钽铁矿；2、5—电气石；3、6—柘榴子石

2）氟硅酸钠对矿物浮选的影响

采用油酸钠和阳离子捕收剂AHH-14浮选锆、钽矿物时，氟硅酸钠对其浮选的影响见图4—18[28]。即从图中可以看到采用油酸钠为捕收剂时，在少量的氟硅酸钠存在下，被研究的矿物全部开始抑制，在其用量为40～60毫克/升时，所研究的矿物则完全被抑制（见图4—18中曲线4、5、6）。当用AHH-14为捕收剂时，抑制作用比较缓慢，在少量时开始抑制，以后又稍微活化，当用量为333毫克/升时，则全部被抑制(见图4—18中曲线1、2、3)。

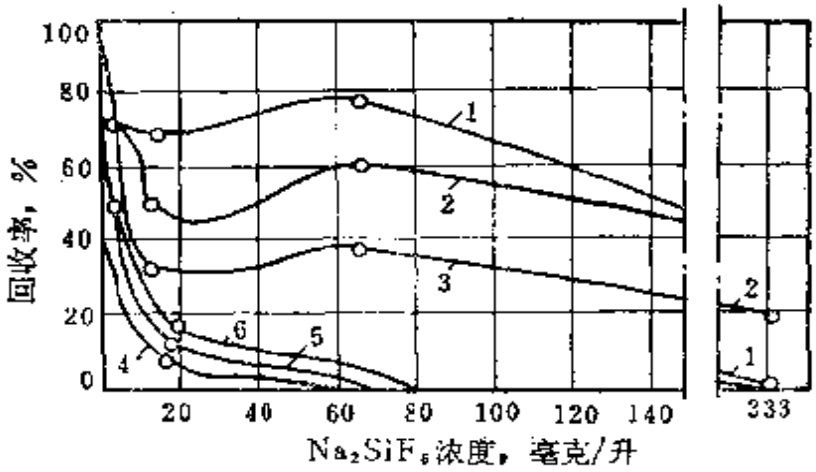


图 4—18 用AHH-14（曲线1、2、3）和用油酸钠（曲线4、5、6）时，氟硅酸钠对矿物浮选的影响

1、4—锡铁矿—钽铁矿；2、5—电气石；3、6—榍石子石

氟硅酸钠难溶于水，当氟硅酸钠加到碱性矿浆中可发生下列反应：

$$Na_2SiF_6 + 2Na_2CO_3 \longrightarrow 6NaF + SiO_2 + 2CO_2;$$

$$Na_2SiF_6 + 2CaO \longrightarrow 2NaF + 2CaF_2 + SiO_2。$$

所生成的二氧化硅能抑制石英和长石。在碱性介质中Na_2SiF_6按下式溶解：

$$Na_2SiF_6 \longrightarrow 2Na^+ + SiF_6^{2-};$$

$$SiF_6^{2-} \rightleftarrows SiF_4 + 2F^-;$$

$$SiF_4 + 2H_2O \rightleftarrows SiO_2水化 + 4HF;$$

$HF \rightleftarrows H^+ + F^-$；

$HF + F^- \rightleftarrows HF_2^-$。

因此，在氟硅酸钠溶液中存在以下离子和分子：Na^+、SiF_6^{2-}、SiF_4、溶解后水化的SiO_2、HF、H^+、F^-、HF_2^-。

氟硅酸钠引起抑制的原因归纳如下：1）由于SiF_4的水化作用，在用脂肪酸浮选时矿浆中形成难于浮游的酸性介质；2）SiO_2水化的胶粒可以附着于矿物表面上影响矿物的浮游；3）在溶液中存在大量的阴离子F^-，使矿物表面生成络合的氟化物。

3）水玻璃对矿物浮选的影响

水玻璃的解离产物及胶态水玻璃与矿物的表面和矿浆中的阳离子相互作用，形成具有不同浮游活性的高价金属的难溶硅酸盐类。采用油酸钠为捕收剂时，水玻璃对钽铌矿物浮选的影响见图4—19[28]。从图中可以看到水玻璃能强烈的抑制铌铁矿—钽铁矿及电气石。当水玻璃用量为40～60毫克/升时，柘榴子石的浮游性被活化一些，而当其用量为333毫克/升时，就完全抑制了该矿物的浮游性。

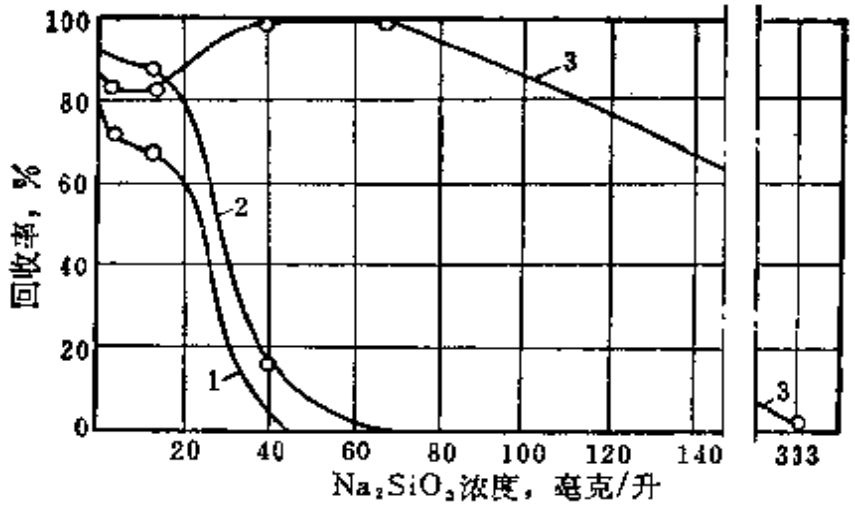


图 4—19 用油酸钠（25毫克/升）时，水玻璃对矿物浮选的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—柘榴子石

4）铁盐和钙盐对矿物浮游性的影响

矿浆中的离子一分子组成，在很大程度上取决溶于浮选用水中的盐类和气体、金属设备的磨损、磨损物的氧化，以及在该介质中矿石组分的可溶性。许多研究表明，在很多情况下，有少量的多金属盐类存在时，由于捕收剂的吸附和固着强度的提高，高价阳离子活化了矿物的浮游性，但当盐类用量较高时，由于捕收剂在矿浆中的结合，而导致抑制作用。

往矿浆中加入氯化铁时，介质pH值下降。此时，铁以离子形

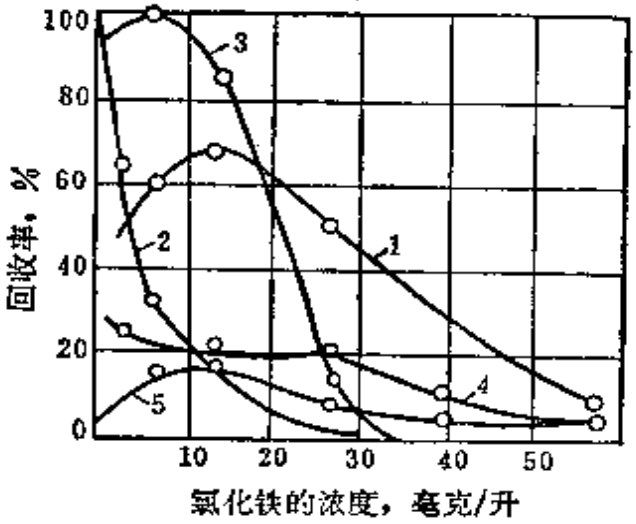


图 4—20 用油酸钠（13毫克/升）时，氯化铁对矿物浮选的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—拓榴子石；4—白云母；5—钠长石

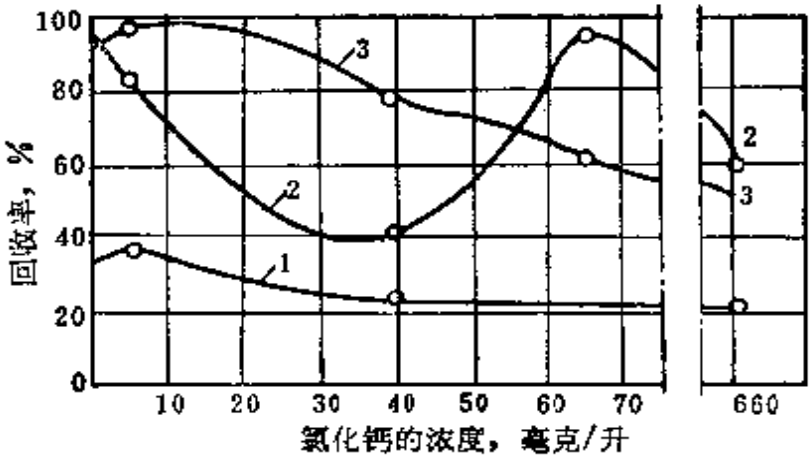


图 4—21 用油酸钠（13毫克/升）时，氯化钙对矿物浮选的影响

1—铌铁矿—钽铁矿；2—电气石；3—拓榴子石

态与矿物表面作用，呈水溶体或是呈新沉淀的氢氧化铁。用油酸钠浮选时，氯化铁对矿物浮游性的影响见图4—20[28]。即少量的（6～13毫克/升）氯化铁可使铌铁矿—钽铁矿和柘榴子石的浮选活化，但此时却抑制了电气石的浮选。当矿浆中氯化铁的浓度超过20毫克/升时，所有被研究的矿物均被抑制。用油酸钠为捕收剂时，氯化钙对矿物浮选的影响见图4—21[28]。即铌铁矿—钽铁矿和柘榴子石受到的抑制作用较慢，而电气石受到的抑制作用较显著，以后随着用量的增加又产生活化作用。由此可见氯化钙比氯化铁对矿物的抑制作用差些。

5．含铌铁矿—钽铁矿混合物的浮选情况

从以上研究表明，采用某些捕收剂，同时采用一些调整剂，原则上可以将铌钽矿物与其他矿物分开。

采用油酸钠为捕收剂，用水玻璃和氟硅酸钠为调整剂，对含铌铁矿—钽铁矿、电气石、柘榴子石、石英、钠长石等矿物的浮

用油酸钠从复杂的混合矿物中浮选铌铁矿—钽铁矿的结果　　表 4-17

试验条件	产品	指标，%		
		产率	铌铁矿—钽铁矿	
			品位	回收率
油酸钠用量1,600克/吨；Na_2SiF_6用量为1公斤/吨；蒸馏水	精矿	26.5	50.20	95.0
	尾矿	73.5	0.95	5.0
	原矿	100.0	14.00	100.0
油酸钠用量1,600克/吨；Na_2SiO_3用量为100克/吨；自来水	精矿	26.0	50.70	94.0
	尾矿	74.0	1.13	6.0
	原矿	100.0	14.60	100.0
油酸钠用量1,600克/吨；Na_2SiO_3为1公斤/吨；Na_2SiF_6为200克/吨；工业试验的滤液	精矿	25.0	52.40	93.5
	尾矿	75.0	1.20	6.5
	原矿	100.0	14.00	100.0

选结果见表4—17[28]。从表中可以看到采用调整剂，可从含14%铌、钽铁矿的原矿中，经浮选后即得到含铌、钽铁矿为50%～52.4%的精矿，其回收率为93.5～95%。水质的变化很少影响浮选的指标，这是因为在用油酸钠浮选前，在矿浆中加入的氟硅酸钠与矿浆中阳离子化合为难溶的化合物。

从伟晶岩矿石中选分铌铁矿—钽铁矿的浮选流程见图4—22[28]。即矿石磨矿后，先用AHH-14阳离子捕收剂浮选出云母。其尾矿再细磨到－0.1毫米后，经碱处理并送往浮选机中进行浮

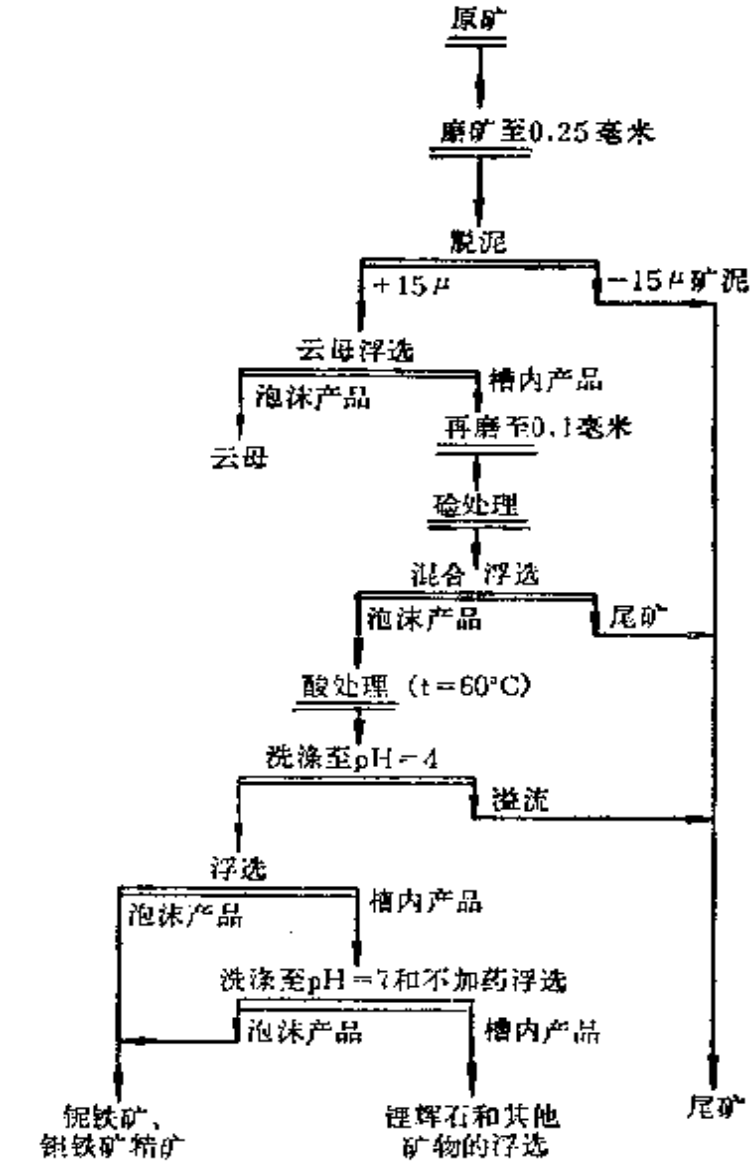


图 4—22 从伟晶岩矿石中选分铌铁矿—钽铁矿的浮选流程

选，所得的混合精矿用硫酸处理并洗涤至pH＝4以后，加硫酸脂钠盐在酸性介质中进行精选及扫选。可得到铌钽铁矿的混合精矿及含锂辉石的其他矿物产品。

采用ИМ-50和汽车润滑油为捕收剂时，对低品位钽铁矿进行

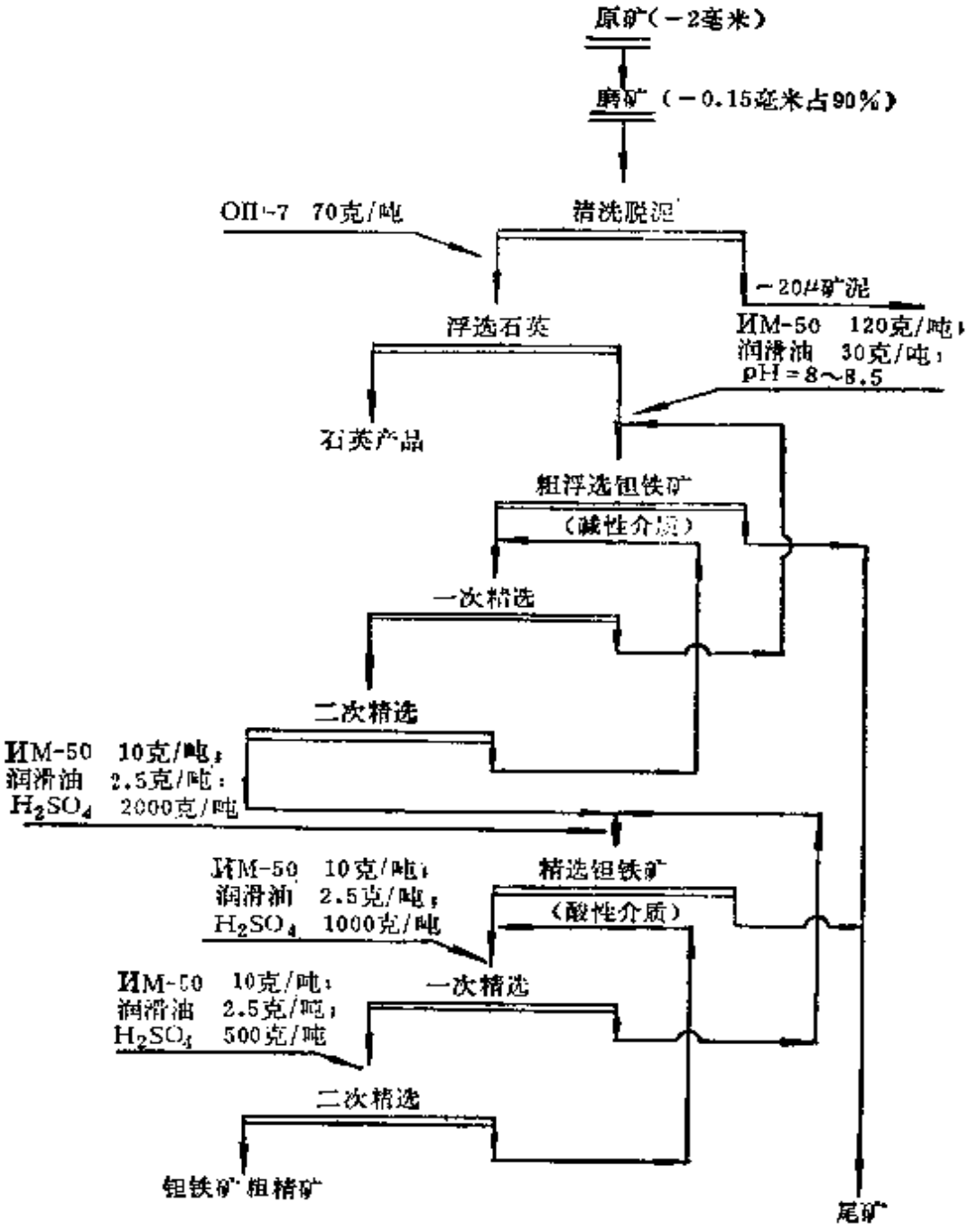


图 4—23 采用ИМ-50和汽车润滑油为捕收剂浮选钽铁矿的流程

浮选的流程见图4—23[111]。原矿含Ta_2O_5分别为0.009%和0.02%的两个矿样，首先进行磨矿，磨到－0.15毫米占90%后，脱掉产率为25%左右的矿泥（Ta_2O_5在两个矿样矿泥中的损失分别为11%及18%），然后采用И1М-50(150克/吨)和汽车润滑油（40克/吨）进行粗浮选和精选。最初的粗选是在pH＝8～8.5的弱碱性介质中进行浮选。所得的泡沫产品再精选两次，然后再在硫酸所形成的酸性介质中进行再选，其泡沫产品再精选两次，最后可得到钽铁矿精矿，含Ta_2O_5分别为1.3%（贫矿）和2.88%（较富矿样），其回收率分别为60.5%及67%。此粗精矿可供化学冶金直接处理或再进行精选。

二、细晶石的浮选研究

1．捕收剂对细晶石浮选的影响

对于细晶石浮选，可以采用阴离子捕收剂油酸、油酸钠、烷基硫酸钠，也可以采用阳离子捕收剂进行浮选。

－1.5～＋0.074毫米的细晶石用7.4毫克/升的油酸进行浮选时，其回收率可达91%。在酸性介质中，用烷基硫酸钠对细晶石进行浮选时，烷基硫酸钠用量对细晶石浮选的影响见图4—24[76]，从图中可以看到当烷基硫酸钠用量为50毫克/升以上时，其回收

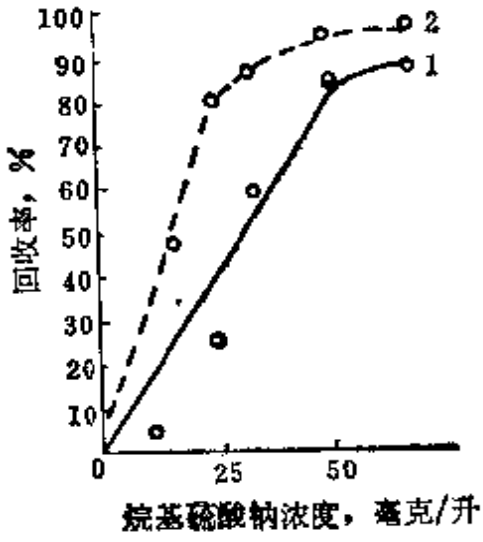


图 4—24 在酸性介质中，烷基硫酸钠的浓度对细晶石1和锡石2浮选回收率的影响

率可达到80%以上。

2．矿浆pH值对细晶石浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，矿浆pH值对细晶石浮选的影响见前面图 4—14 曲线 4，从图中可见油酸浮选细晶石时，pH 值最好为 6.5～9.0。

采用烷基硫酸钠为捕收剂时，矿浆pH值对细晶石和锡石浮选的影响见图4—25[76]，从图中可知采用烷基硫酸钠为捕收剂时，只有在pH<4的酸性介质中才能对细晶石进行浮选，锡石在此条件下的浮游性比细晶石的浮游性更差。

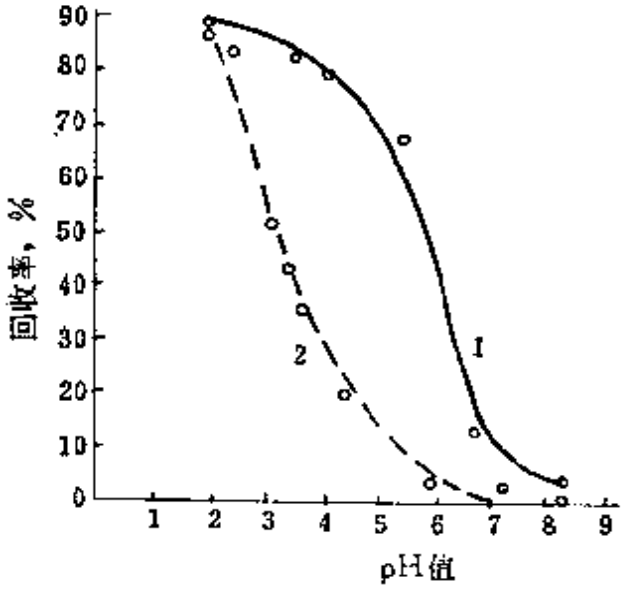


图 4—25 采用烷基硫酸钠时，各种不同pH值对细晶石 1 和锡石 2 浮游度的影响

3．某些调整剂对细晶石浮选的影响

在中性介质中，采用油酸为捕收剂对细晶石进行浮选时，水玻璃和氟硅酸钠的用量对细晶石浮选的影响见图4—26[76]，从图中可知，水玻璃和氟硅酸钠强烈地抑制了细晶石和锡石的浮选，在水玻璃的用量为 0.33 克/升时，细晶石的回收率为21.6%；当水玻璃的用量增到0.67克/升时，细晶石的回收率下降到7%。图中同样也可以看出来，氟硅酸钠对细晶石的抑制作用比用水玻璃更强，并且水玻璃和氟硅酸钠同样也是锡石浮选的强烈抑制剂。

在中性介质中，用油酸为捕收剂，用400克/吨硫化钠对细晶石进行浮选的研究表明，硫化钠也是细晶石的抑制剂，当硫化钠的用量从0增加到400克/吨时，细晶石在泡沫产品中的回收率从93%降到6.9%。

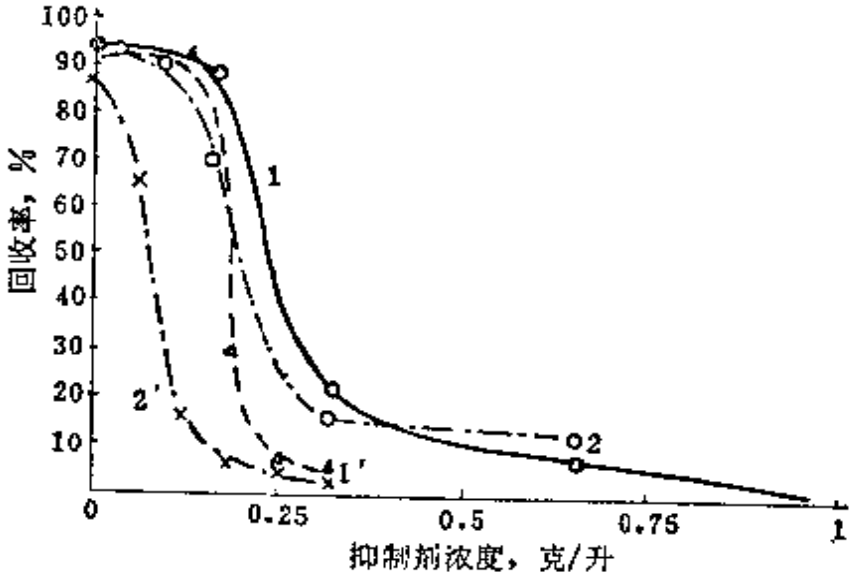


图 4--26 在中性介质中采用油酸时，水玻璃1、2和氟硅酸钠1′、2′对细晶石1和锡石2浮游度的影响

在矿浆pH＝2的酸性介质中采用烷基硫酸钠（66.7克/升）为捕收剂时研究氟硅酸钠和氟化钾对细晶石的浮选表明，氟硅酸钠和氟化钾也是细晶石浮选的抑制剂。当氟化钾浓度为0.667克/升时，细晶石的回收率为11.5%；当氟硅酸钠的浓度为0.33克/升时，细晶石的回收率为15%，但此时氟硅酸钠对锡石的抑制作用很弱，锡石在泡沫产品中的回收率仍为80%以上，由此可见在上述条件下，可将细晶石与锡石分选开。

对重选的含锡细晶石精矿（含35.9%Sn，18%Ta_2O_5），用2%的盐酸进行预先处理15分钟，然后采用600克/吨烷基硫酸钠为捕收剂，1公斤/吨氟硅酸钠抑制细晶石对锡石进行优先浮选时，在泡沫产品中Sn的回收率达到89%（含43.8%Sn），在浮选的尾矿中（Ta、Nb）$_2O_5$的回收率为65%以上[76]。

第五节　钽铌铁矿、细晶石及钛铌钙铈矿等矿物的选矿实践

一、尼日利亚铌铁矿的选矿厂

1．尼日利亚布哈—包可威铌铁矿粗选厂[29，64]

布哈—包可威粗选厂的原矿处理量为23米³/时，月产锡石21吨，铌铁矿7吨。原矿为含锡石、铌铁矿的砂矿，有用矿物平均含量为0.6公斤/米³，个别地区可达7公斤/米³。砂矿的粒度不超过7毫米，选矿厂粗选流程见图4—27。即原矿采用直径为250毫米的水枪开采，然后进入振动筛除去粗粒部分(尾矿)，其筛下产品采用水力旋流器进行脱泥，沉砂进入1.05×1.05米跳汰机进行粗选，粗选的精矿再用水力旋流器分级，并进行两次精选。粗选时跳汰机的冲程为38毫米，冲次为125转/分，床层采用赤铁矿（粒度为12～18毫米），其厚为50毫米；精选时跳汰机的冲程为6毫米，冲次为160转/分。跳汰机的筛下平均消耗水量为6升/秒·米²筛板。全厂共14个人工作，所获得的粗精矿含44%锡石、11%铌铁矿，其回收率锡石为98%，铌铁矿为95%，锆英石为96%。此流程的特点是原矿经筛分和脱泥后，直接进入跳汰机进

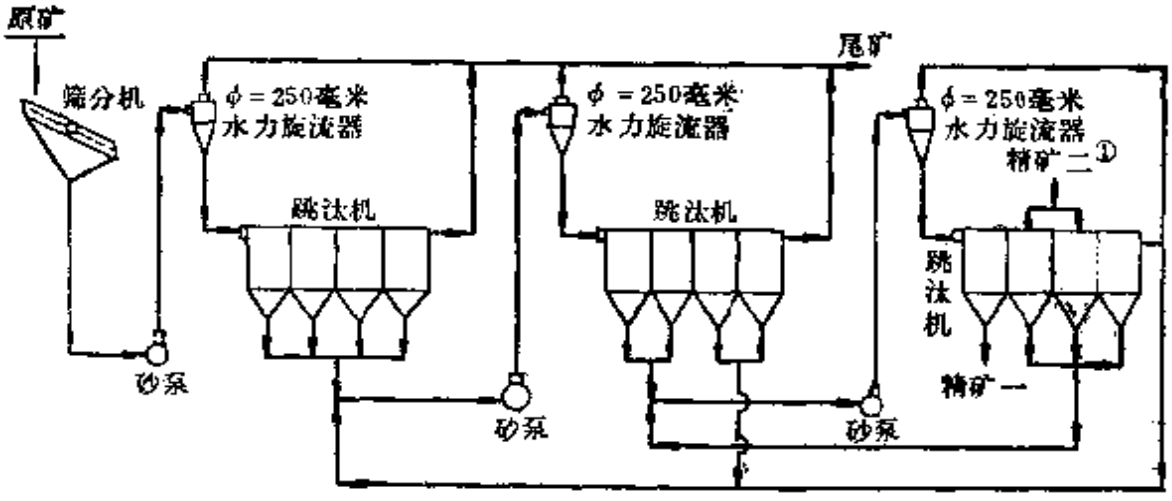


图 4—27　布哈—包可威粗选厂选矿流程图

① 精矿二为跳汰机停车后与床石一道取出，富集出黄玉后送精选厂

行粗选和精选，流程简单，设备操作和维修都较方便。

2．尼日利亚琼斯高原选矿厂[29]

琼斯高原风化花岗岩的原矿查定结果　表 4—18

级　　别	产　率，　%	单体分离的铌铁矿含量	
		公斤/吨	分布（%）
粗砂（+0.295毫米）	35	0.544	7
细砂（-0.295毫米）	15	16.1	93
矿泥	50	—	—

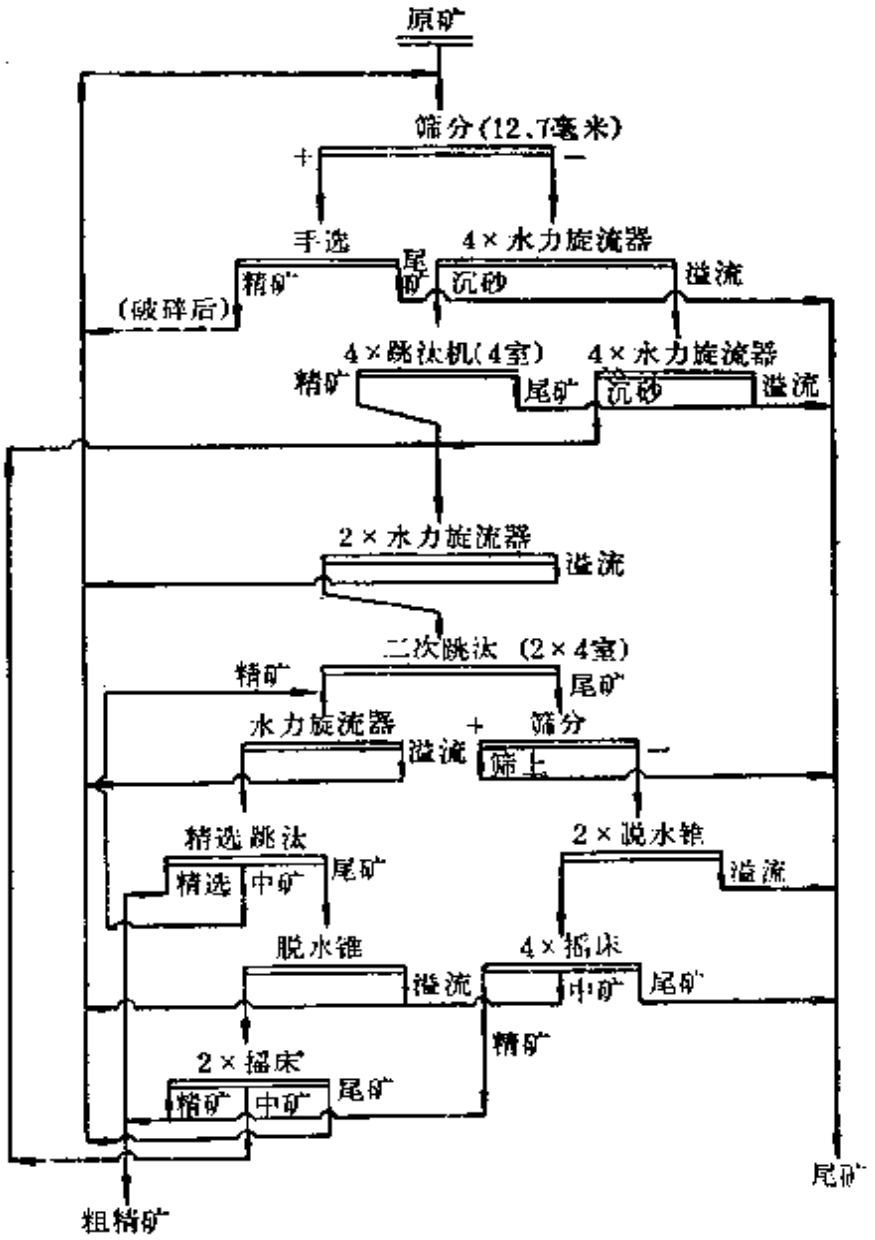


图 4—28　琼斯高原粗选厂选矿流程

此选厂处理琼斯高原风化花岗岩矿床的矿石，其铌铁矿的存在状态见表4—18。由表中可见矿石严重风化，矿泥占总量的一半左右，基本上免去了破碎作业，所以此风化的花岗岩矿石的处理方法与处理砂矿相似，其选矿流程见图4—28。粗选厂原是由一个半工业性的试验厂改成的，其处理量为54.3米³/时。按此流程进行选矿，可得到含25.8%铌铁矿的粗精矿（详细组成见表4—14），其回收率为78%。

粗精矿中除含有铌铁矿外，还含有7.6%锡石、45%锆英石及磁铁矿、钛铁矿、橙黄石、磷钇矿等。采用磁选时，分离效果不好。然而，预先将物料加热到100～110°C进行电选时，可分选出导电部分和非导电部分产品，然后再分别采用磁选、重选及浮选等方法进行分离，其精选的建议流程见图4—29。

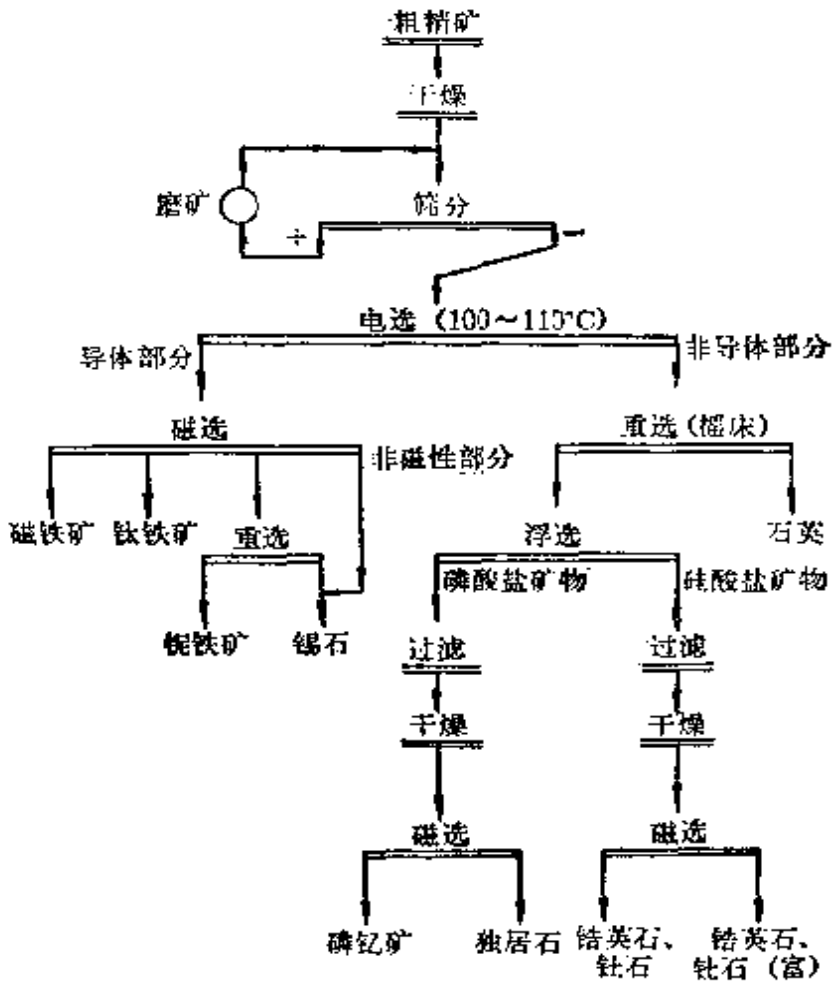


图 4—29 尼日利亚琼斯高原粗精矿精选建议流程图

3．尼日利亚某粗精矿的精选厂[28，29，64]

尼日利亚某精选厂由砂矿经粗选所得的粗精矿，含30～45%锡石和铌铁矿，还含有不同数量的钛铁矿、磁铁矿、黄玉、锆英石、钍石等，其精选的流程见图4—30。即粗精矿干燥后，分成－0.25毫米及－0.25毫米等几个级别后，分别进行磁选、风力摇床及电选选别。磁选可选出强磁性的钛铁矿和磁铁矿产品；磁选中矿含铌铁矿、独居石等矿物进入风力摇床选别，可得到锡石精

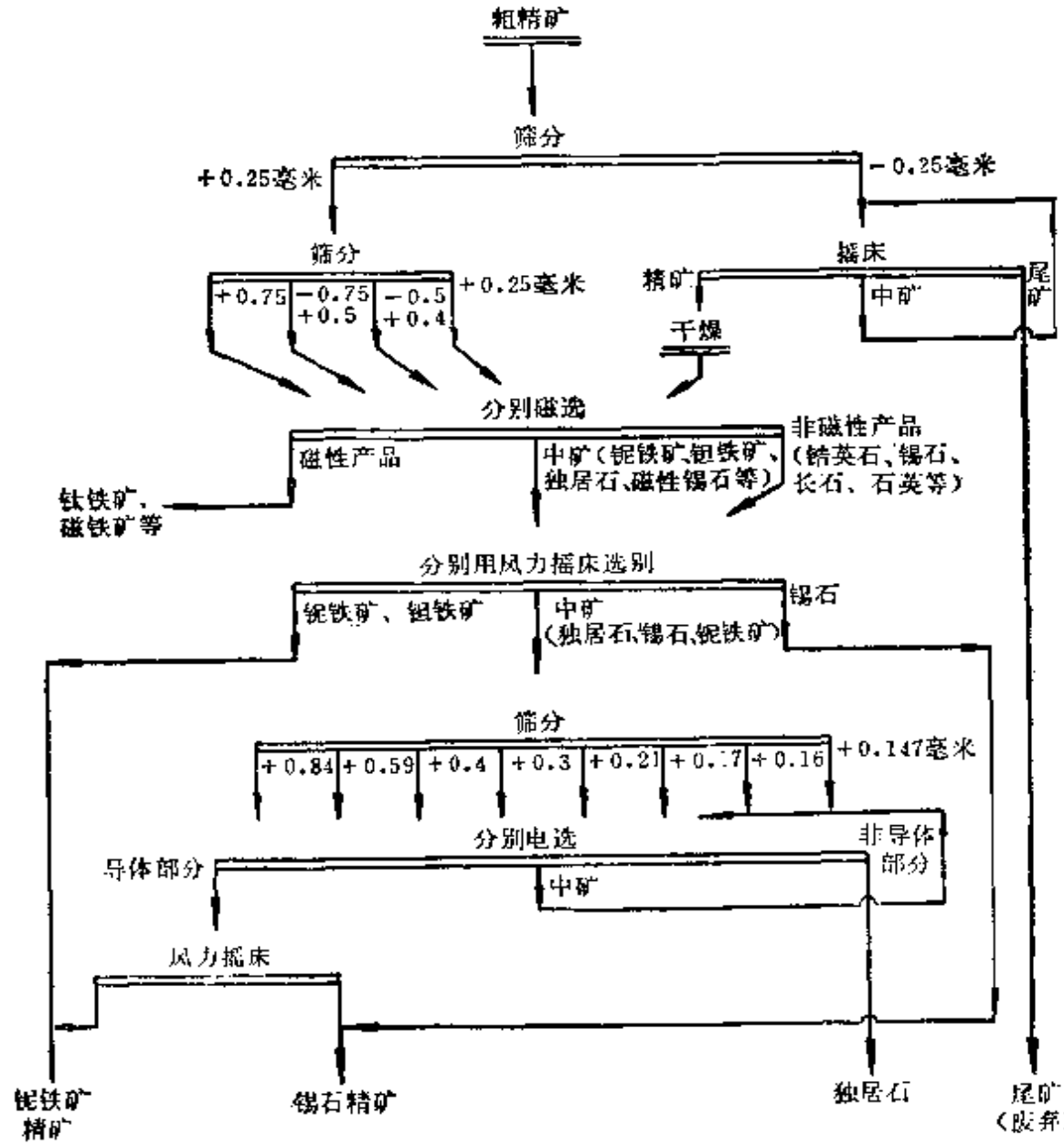


图 4－30　尼日利亚某砂矿所选粗精矿的精选工艺流程

矿和铌钽精矿；为了进一步回收铌铁矿并分离出独居石，风力摇床中矿先进行窄级别分级后，进入静电选矿机进行电选，此时非导电矿物独居石与导电矿物锡石和铌铁矿分开，导电矿物再用风力摇床分离出锡石后，即得铌铁矿精矿。

二、扎伊尔马诺诺（Manono）地区选矿厂

该矿是属于伟晶岩矿床，原矿主要是由长石、锂辉石、石英和云母组成，其中含有大量的锡石（2～3公斤/米^3）及钽铌铁矿（为锡石含量的5～7%），锡石呈细粒浸染，60%以上小于0.5毫米。主要的含钽矿物为钽锡矿($SnTa_2O_7$)及钽铌铁矿。选矿厂的工艺流程见图4—31[64]。即原矿经三段破碎到－8毫米后，用棒磨机开路磨矿磨到－2毫米，然后进入18台600×900毫米的双室隔膜跳汰机进行粗选，粗选的粗精矿再用三台跳汰机进行精选，精选的尾矿经水力旋流器浓缩后，采用摇床进行扫选。跳汰和摇床选别所得到的钽铌锡精矿再送到一个小型精选厂进行精选，精

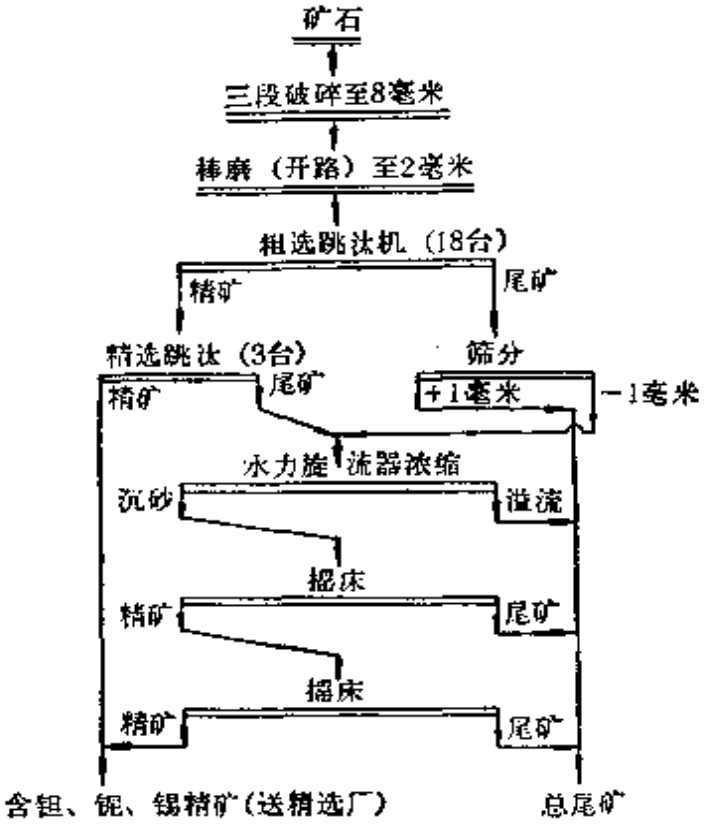


图 4—31 马诺诺地区粗选厂选矿流程图

选是采用跳汰、摇床及磁选相互配合进行的，最终可得到锡精矿（含Sn70.1～71.2%，其回收率为90%）及钽铌精矿（含30.9～41.5%Ta_2O_5及32.4～35.3%Nb_2O_5，其回收率为65～75%）。

三、美国钽铌矿选矿厂

1．美国哈尔丁矿山选矿厂[28]

哈尔丁矿床是属于伟晶岩矿床，原矿含0.4%细晶石，0.03%钽铁矿，5%锂辉石，1%锂云母，2%磷铝石，0.5%白云母及85%石英。此选矿厂的日处理能力为636吨，回收钽铁矿和细晶石的选矿流程见图4—32。此流程的特点是：1）采用锤碎机代替磨矿机，避免细晶石过粉碎而损失掉；2）锂辉石和锂云母在破碎后呈扁平状或针状碎片，极有碍于摇床选分出细晶石，故采用螺旋选矿机进行选别；3）螺旋选矿机的给矿，采用水力旋流器浓缩，以控制固体含量达25%左右；4）螺旋粗选的粗精矿（占原矿50%）从第2、3、4号排矿口排出后，进入三台螺旋选矿

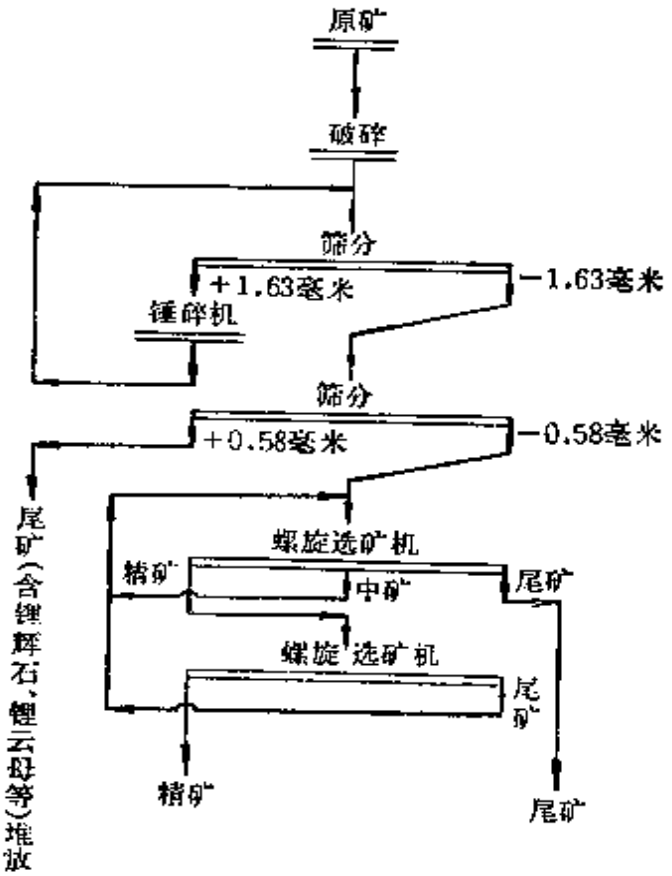


图 4—32　哈尔丁矿山选矿厂工艺流程图

机再进行精选。精选的尾矿返回再选。按此流程可选出细晶石和铌钽铁矿混合精矿，含 $(Ta、Nb)_2O_5$ 达 68～70%，回收率为 95%。

2．美国布罗翁—德尔比矿山选矿厂[28，29]

此矿山位于海拔3,000米高的地方，伟晶岩矿体厚1.8米。被处理的矿石中的细晶石分散于锂云母中，此外还含有绿柱石、刚玉、独居石、铌钛铀矿、铌铁矿和电气石等，原矿含0.045%Ta_2O_5，含3.2%锂云母。该选厂的工艺流程见图4—33。即原矿采矿后，先用手选拣选出绿柱石、刚玉产品及进一步进行破碎的矿石，剩下的约占原矿产率三分之二的脉石即为尾矿丢弃。手选出的矿石经破碎后，进入螺旋选矿机选出细晶石和锂云母精矿。选矿的指标如下：细晶石精矿含50～70%Ta_2O_5，4%U_3O_8；锂云母精矿含3.75～4.0%Li_2O。两者的回收率均大于90%。

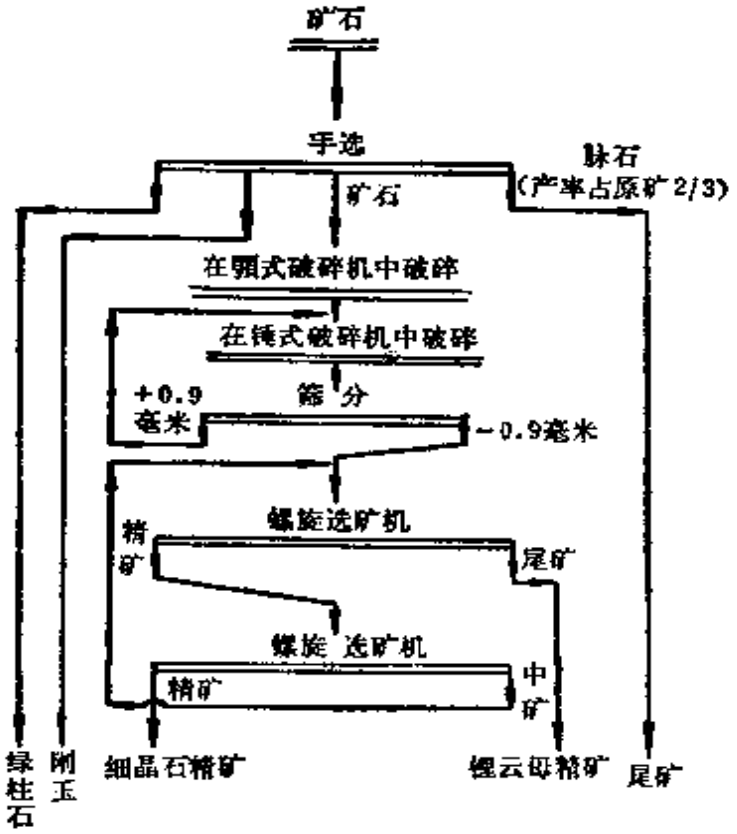


图 4—33 美国布罗翁—德尔比选矿厂工艺流程

四、加拿大钽铌矿选矿厂

1．加拿大曼尼托巴（Manitoba）省伯尔尼克（Bernic）钽铁矿选矿厂[113，114]

此选厂是处理曼尼托巴省伯尔尼克湖钽铁矿的矿石，此矿床长915米，宽122米，厚14米，平均含 0.23%Ta_2O_5。原矿除含钽铁矿外，还含有锂云母、铯榴子石等有用矿物。估计原矿储量约172万吨，其中Ta_2O_5的储量为4,400吨，锂矿的储量为81万吨，铯榴子石的储量为27万吨。该矿于1969年建成一座日处理量为500吨的选矿厂，其选矿流程见图4—34。即原矿经三段破碎后进入棒磨机磨矿，棒磨机采用橡胶衬里代替锰钢衬里以防止钢铁碎片混入到钽精矿中。棒磨机采用弧形筛进行闭路，—20目的筛下产品进入三层戴斯特型摇床进行粗选，粗选的精矿经棒磨机进行细磨后，用弱磁场磁选机除去含铁杂质后，再用摇床进行精选，即得到钽铁矿精矿，含50%Ta_2O_5，其回收率为70%。此选矿厂操作人员每班三人，维修人员二人，分析一人（采用X光分光仪）。

此流程的特点之一是采用弧形筛与橡胶衬里的棒磨机进行闭路磨矿，这样即能保证磨矿粒度，又能减少磨矿时铁杂质对矿石的污染，有利于提高钽铌精矿的质量；另一个特点是采用阶段磨矿、阶段选别（一段磨矿后经摇床选出粗粒混合精矿再磨再选），这样即能减少钽铌矿物的过粉碎，又能减少磨矿量，有利于提高选矿回收率及降低选矿成本。

2．加拿大魁北克（Quebec）和安大略（Ontario）黑稀金矿的选矿

魁北克省的矿床中含有黑稀金矿、褐钇铌矿、长石及少量石英、黑云母、电气石、硫化物。其选矿流程见图4—35。即矿石磨矿后，首先用黄药浮选出硫化物，然后再用阳离子捕收剂浮选出云母精矿，其尾矿在氟硅酸钠作用下，用坏烷磺酸的混合物R—825和R—801浮选黑稀金矿及褐钇铌矿，其选别的结果见表4—19[28]。

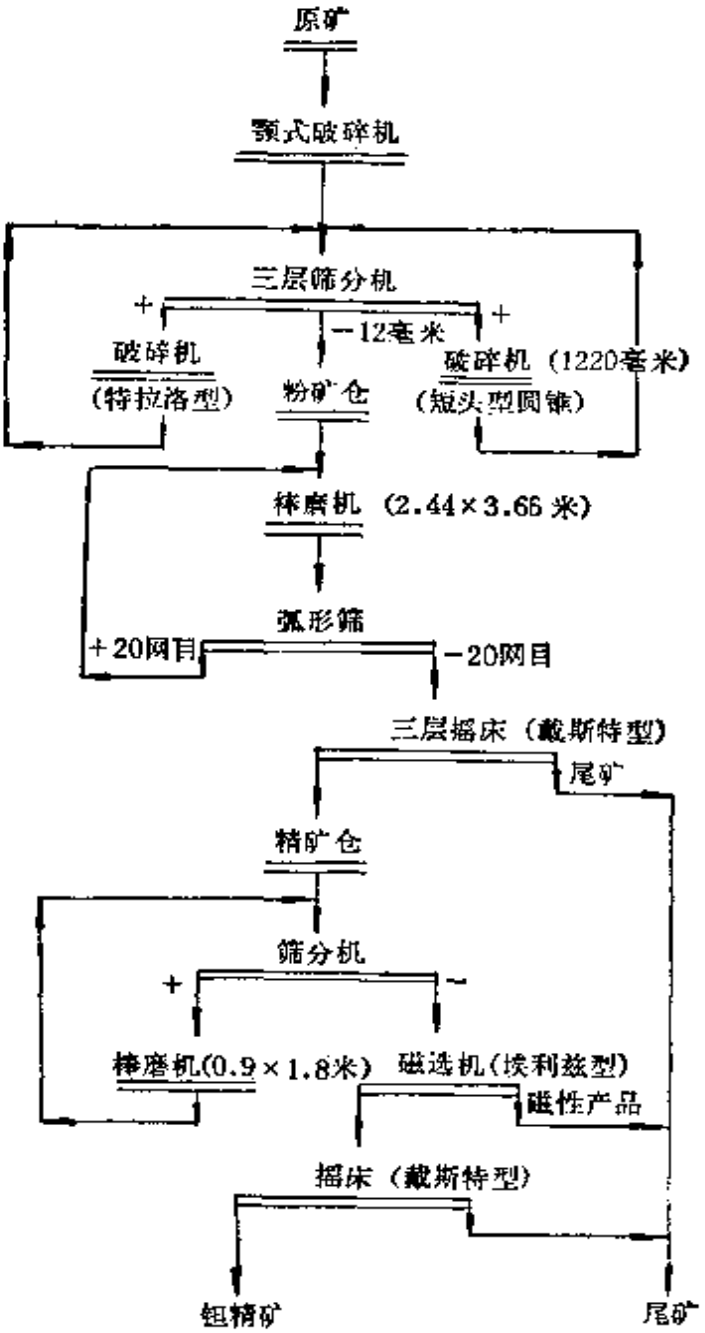


图 4—34 加拿大伯尔尼克钽铁矿选矿厂流程图

加拿大安大略的一个含铀-铌-钽矿床，此矿床中的有用矿物有黑稀金矿、褐钇铌矿，其他矿物有石英、长石、黑云母、白云母、金红石、锆英石、榍石、磁铁矿、辉钼矿等。其浮选流程及选矿结果见图4—36[28]。即矿石磨矿到 60～70%－0.074 毫米，然后加入0.4公斤/吨NaOH和0.2公斤/吨水玻璃，在 50%固体浓度下搅拌10～15分钟，进行脱泥并加入氟硅酸钠抑制云母、长石

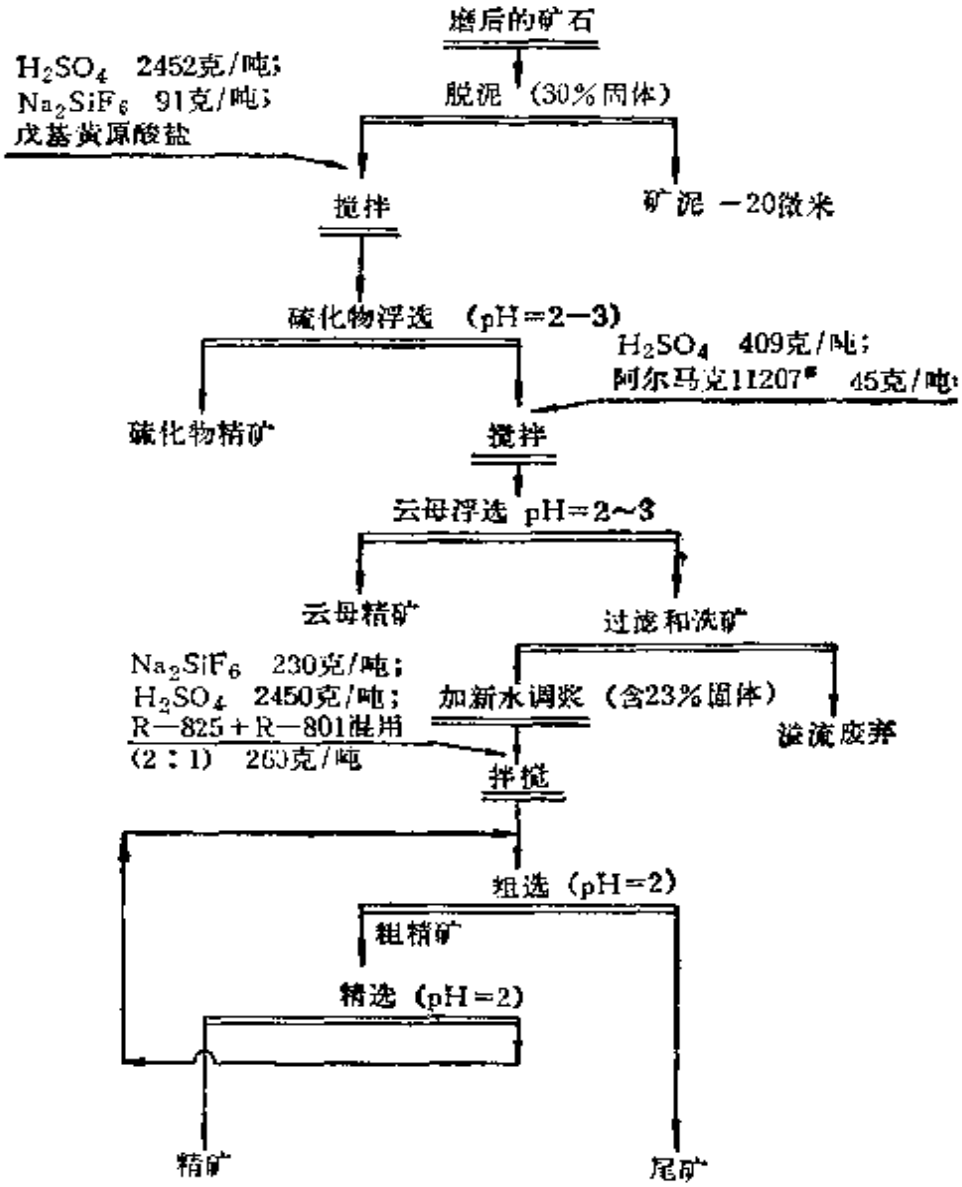


图 4—35 从加拿大魁北克矿石中浮选黑稀金矿和褐钇铌矿的流程

魁北克矿石的浮选结果 表 4—19

产品名称	产率，%	品位：U_3O_8，%	回收率：U_3O_8，%
含铀精矿	1.77	3.9	66.3
硫化物精矿	1.1	0.1	1.6
云母精矿	10.9	0.072	7.6
矿泥	17.68	0.08	14.7
尾矿	68.43	0.016	10.4
合计	99.88	0.104	100.0

和石英，在pH=6～6.5的条件下，采用油酸浮选铀钽铌酸盐，其粗精矿进一步精选，可得到最终精矿含 6.04%U_3O_8或78% 黑稀金矿（其中含32%Nb_2O_5），其U_3O_8的回收率为81.6%。

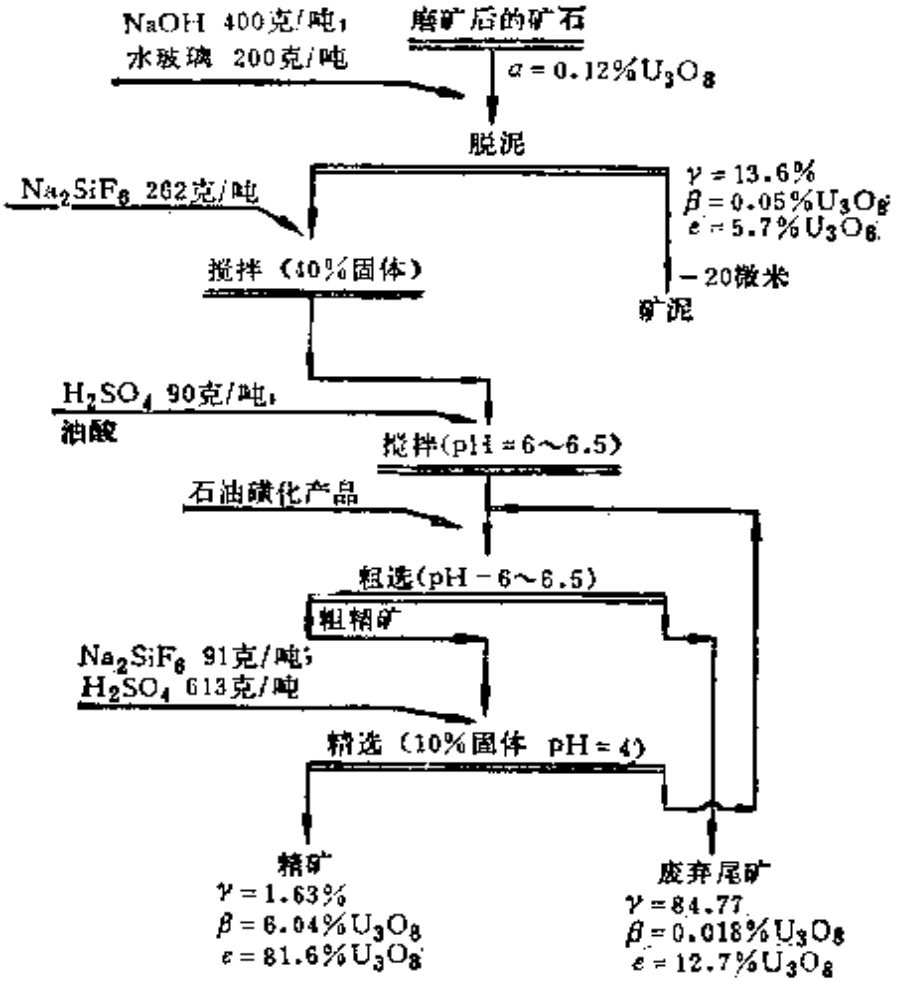


图 4—36 从加拿大安大略矿石中浮选黑稀金矿和褐钇铌矿的工艺流程

五、苏联科拉半岛钛铌钙铈矿的选矿[28，29]

苏联科拉半岛某霞石正长岩的钛铌钙铈矿床，含3.53～3.7%钛铌钙铈矿或 0.33%Nb_2O_5。所采用的选矿工艺流程见图4—37。即原矿经破碎后进入磨矿机磨到－1毫米。磨矿后的物料经水力分级后，粗粒级送往跳汰选别，跳汰尾矿返回再磨至0.6毫米。而水力分级的细粒级用摇床选别。所得到的霓石—钛铌钙铈矿重选混合精矿经脱水和干燥后，进行磁选以除去霓石。应用此

流程可得到含89～91%钛铌钙铈矿的精矿，其回收率为70～75%。

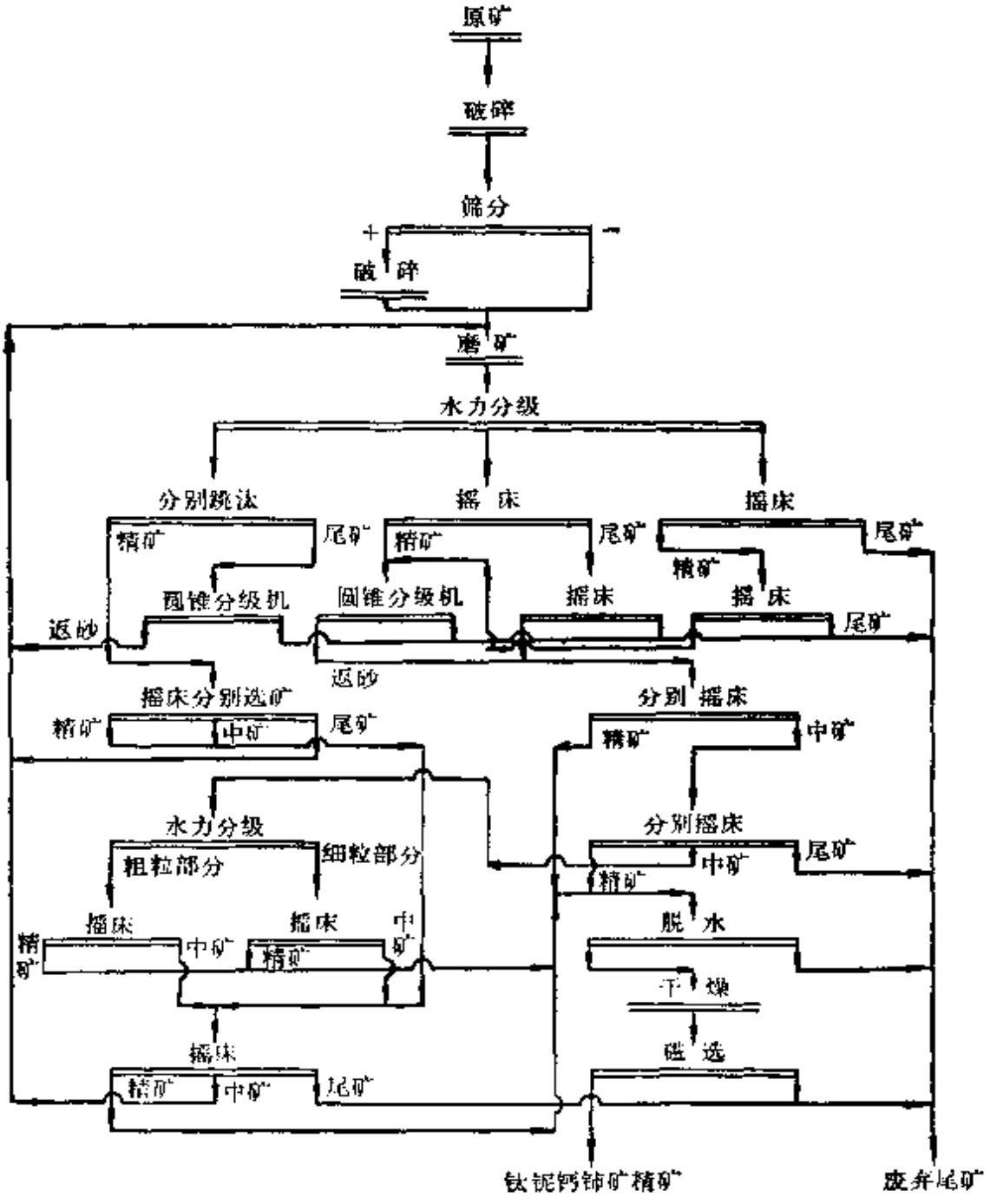


图 4—37 钛铌钙铈矿矿石的选矿工艺流程

六、挪威和西德等轴钽钙石的选矿

等轴钽钙石是制取铌的工业原料之一，其处理流程有些独

特。如挪威南部的寒夫（Söve）矿，该矿床与碱性岩有关，面积为6公里^2，碳酸岩以石灰岩为主。在碳酸岩中除了等轴钽钙石外，还有磷灰石、磁铁矿、黑云母、角闪石、黄铁矿、重晶石和锆英石等。此矿床含0.2～0.5%Nb_2O_5，其选矿流程见图4—38[28]。即磨矿后的矿石先用摇床进行粗选，随后用浮选法除去黄铁矿，用磁选法除去磁铁矿后，再用硝酸处理精矿除去磷灰石，所得的硝酸钙可作为肥料。得到的等轴钽钙石精矿含50%Nb_2O_5，其回收率为80～90%，此精选厂月产精矿约15吨。

西德的一个等轴钽钙石矿床在矽嘎岩中与磷灰石共生。矿石中含0.2～0.5%Nb_2O_5，其选矿流程见图4—39。选矿的流程包括化学方法和机械选矿法，即先用硝酸处理以除去方解石，得到的硝酸钙可作肥料，硝酸处理的精矿用摇床、磁选再进行选别，最终可得到含16～17%Nb_2O_5，回收率为85～90%的精矿。

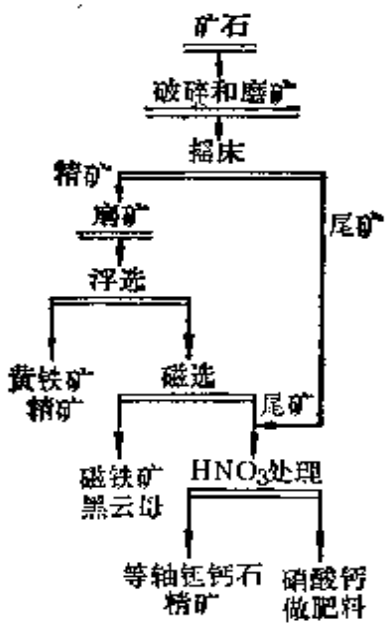


图 4—38 挪威等轴钽钙石矿石的处理工艺流程

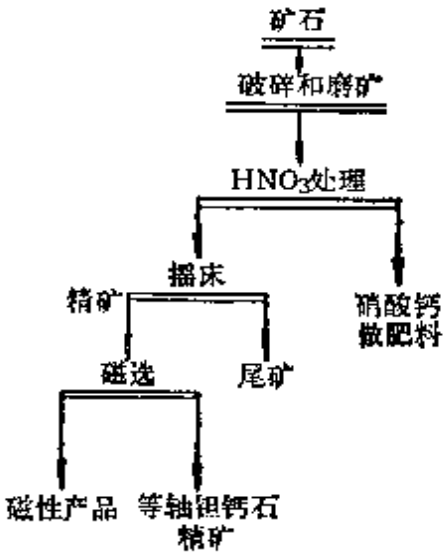


图 4—39 西德等轴钽钙石的选矿流程

第六节 黄绿石（烧绿石）的选矿及其实践

最近几年来，黄绿石已经成为提取铌的最重要矿物原料之一。黄绿石的选矿方法主要有重选法、浮选法、磁选法等，但对于细

粒浸染的黄绿石矿石最主要的选矿方法是浮选法。

一、黄绿石的浮选研究

由于黄绿石常与锆英石、铌铁金红石、钛铁矿等共生，所以必须采用多种选矿方法来综合回收各种有用矿物，浮选法就是最有效的方法之一。

研究表明，油酸钠、弗斯弗腾、ИМ-11是黄绿石和锆英石的有效的捕收剂，但选择性差。近几年来采用络合物ИМ-50对黄绿石进行浮选表明，ИМ-50有利于使黄绿石与脉石分离[109,110]。为了提高其选择性，曾研究了苏打、水玻璃、硫化钠、淀粉等许多调整剂对黄绿石浮选的影响，研究表明上述调整剂在一定的条件下有助于提高矿物的选择性。

1．捕收剂对黄绿石浮选的影响

采用油酸钠为捕收剂时，各种矿物的可浮性见图4—40[28,62]。

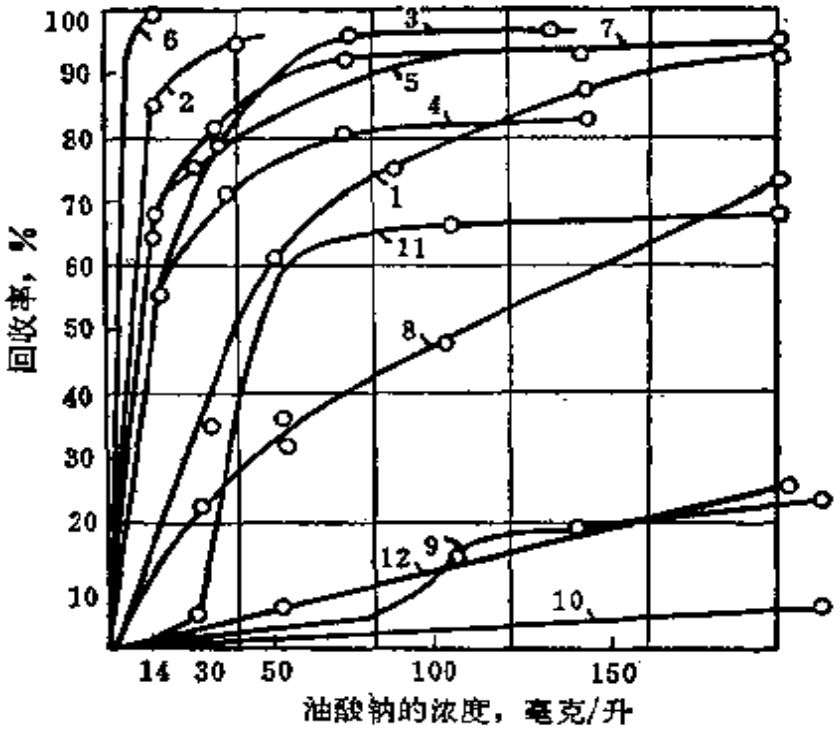


图 4—40 用油酸钠时矿物的可浮性

1—黄绿石；2—锆英石；3—易解石；4—铌钇矿；5—黑稀金矿；6—铌铁金红石；7—钛铁矿；8—褐铁矿；9—黑云母；10—钠长石；11—霓石—辉石；12—微斜长石

即油酸钠无论是对钽铌矿物（黄绿石、铌钇矿、易解石、黑稀金矿），还是对锆英石，都是一种有效的浮选捕收剂。当油酸钠用量为100毫克/升时，钽铌矿物和锆英石的回收率约为80～95%。其中铌钇矿、黑稀金矿、易解石、锆英石的浮游性比黄绿石好；钛铁矿和铌铁金红石的浮游性也比黄绿石好；氪石—辉石、褐铁矿、微斜长石的回收率则分别为68%、48%、18%；但钠长石和黑云母的回收率却不超过10%。由此可见，在不采用调整剂只用油酸钠进行浮选是不可能将黄绿石与其他矿物有效地分离开。

采用阳离子捕收剂ИМ-11对黄绿石等矿物浮选的影响见图4—41[28]。从图中可以看到，当ИМ-11用量为80～100毫克/升时，就能使黄绿石、钠长石、氪石—辉石、铌钇矿、锆英石有效地浮选出来，此时黑云母和铌铁金红石的回收率比较低一些。采用ИМ-11时，矿物浮游的递减顺序如下：钠长石、氪石—辉石、

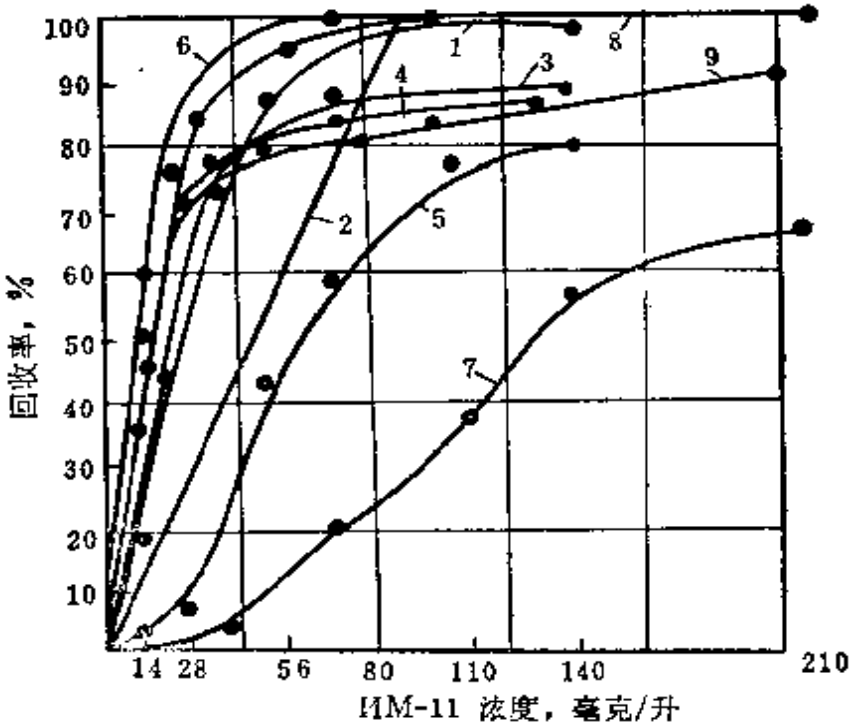


图 4—41　用ИМ-11时，矿物的浮游性

1—黄绿石；2—锆英石；3—易解石；4—铌钇矿；5—铌铁金红石；6—钠长石；7—黑云母；8—氪石—辉石；9—钛铁矿

黄绿石、锆英石、易解石、铌钇矿、钛铁矿、铌铁金红石、黑云母。

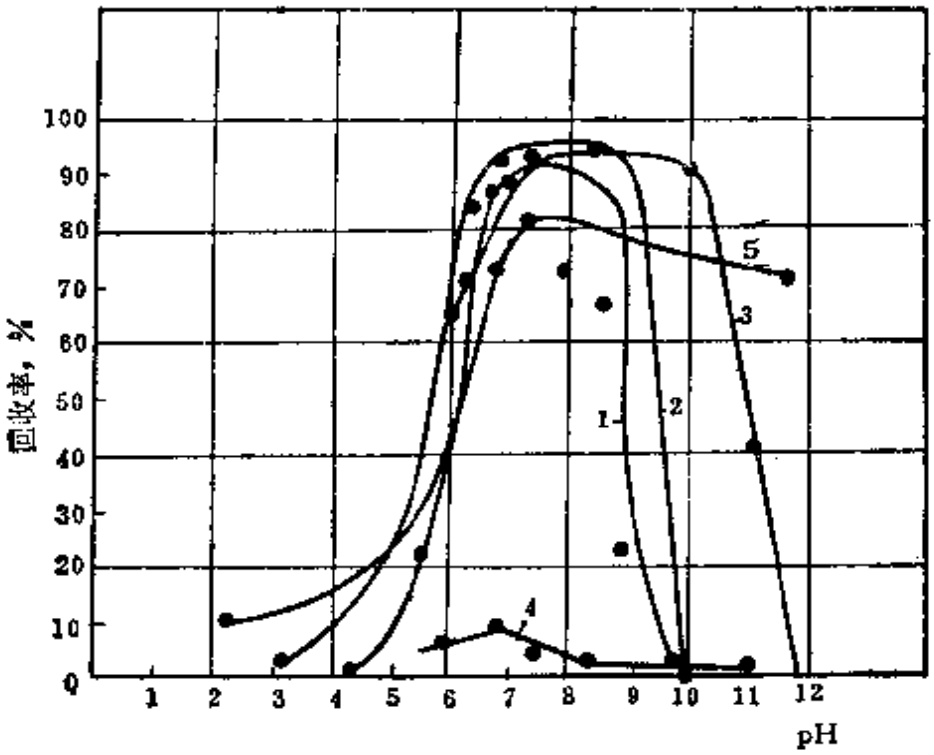


图 4—42　采用油酸钠时，矿浆 pH 值对矿物浮选的影响

1—黄绿石（油酸钠用量140毫克/升）；2—锆英石（油酸钠用量35毫克/升）；3—铌铁金红石（油酸钠用量10.5毫克/升）；4—钠长石（油酸钠用量140毫克/升）；5—黑云母（油酸钠用量140毫克/升）

2．矿浆的 pH 值对黄绿石浮选的影响

采用油酸钠为捕收剂时，矿浆 pH 值对黄绿石等矿物浮选的影响见图 4—42[28, 62]。即黄绿石、锆英石、铌铁金红石等矿物进行浮选最适合的pH值为7～8.8，而在强酸性和强碱性介质中，上述矿物均受到抑制。在pH为7.5或更高时，对黑云母浮选最有利。然而，钠长石在矿浆pH值为5.4～11.8时，其回收率均不超过10%。

采用HM-11为捕收剂时，矿浆pH值对矿物浮选的影响见图4—43[28]。即黄绿石和锆英石浮选最好的pH值为7～10；黑云母无论是在酸性或碱性介质中（pH＝3～10），其浮游性都较好，

在pH＝2～3或 pH＞11时，可以将黄绿石与黑云母分离开。

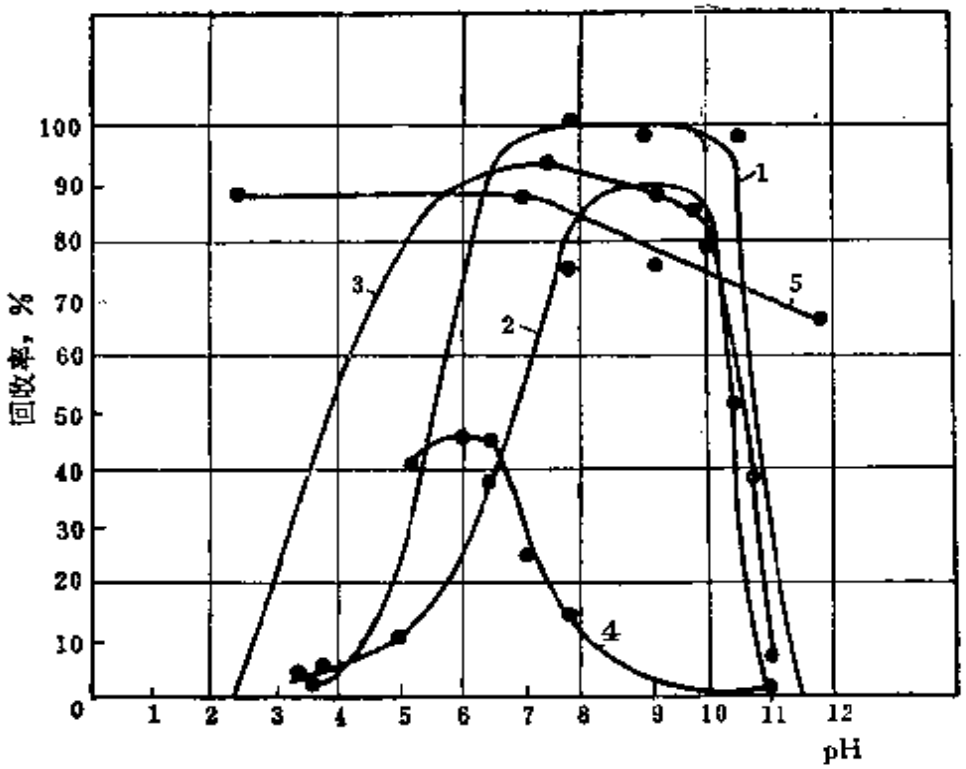


图 4—43 采用ИМ-11药剂时，pH 值对矿物浮选的影响

1—黄绿石（ИМ-11用量140毫克/升）；2—锆英石（ИМ-11 用量49毫克/升）；3—铌钛金红石（ИМ-11用量105毫克/升）；4—钠长石（ИМ 11用量14毫克/升）；5—黑云母（ИМ-11用量70毫克/升）

3．水玻璃对黄绿石等矿物浮选的影响

采用油酸钠和ИМ-11为捕收剂时，水玻璃对矿物浮选的影响见图4—44[78]。即用油酸钠为捕收剂时，在水玻璃用量为70毫克/升，则强烈的抑制了黄绿石、锆英石、霓石—辉石和褐铁矿的可浮性，此时黄绿石的回收率从68.7% 降到4.0%，锆英石从94%降到0.0%，霓石—辉石从90%降到0.0%，褐铁矿从72%降到25%；但是，水玻璃对钛铁矿的抑制作用是十分弱的，当水玻璃用量为280毫克/升时，其回收率只从92.2%降到88%。

用 ИМ-11 为捕收剂时，由图4—44也可以看出，水玻璃大大地抑制了黄绿石；但在其用量为35～100毫克/升时则活化了锆英

石的浮选。

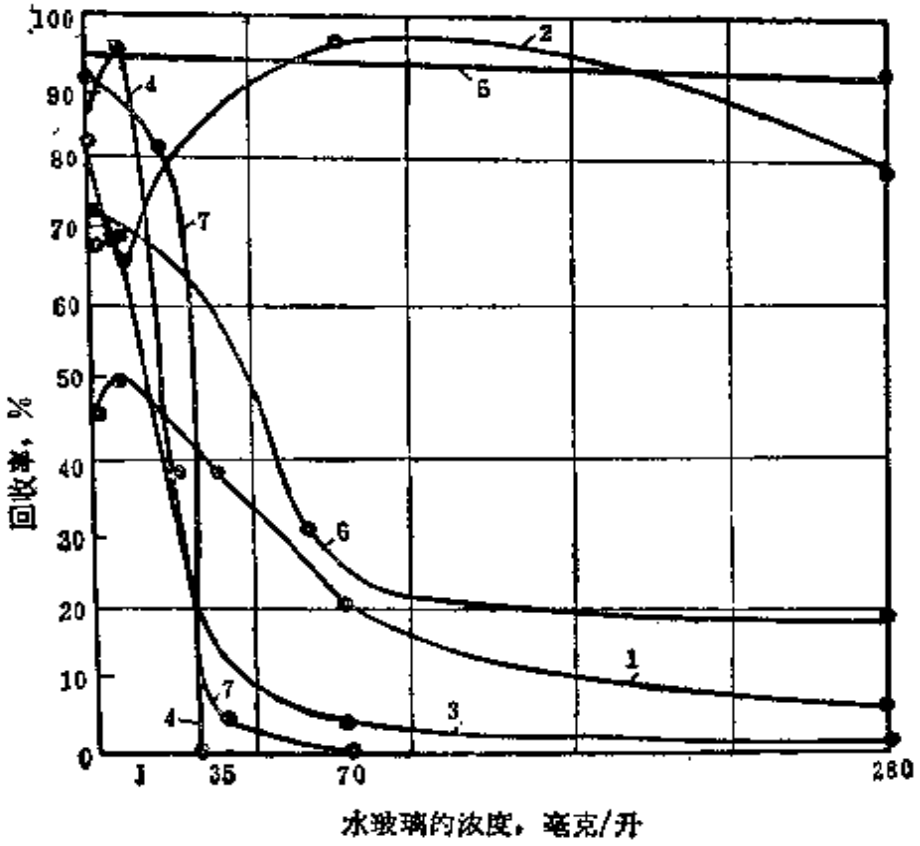


图 4—44　采用油酸钠和 ИМ-11 时，水玻璃对矿物浮选的影响

1—黄绿石（ИМ-11 用量为 14 毫克/升）；2—锆英石（ИМ-11 为 70毫克/升）；3—黄绿石（油酸钠70毫克/升）；4—锆英石（油酸钠14毫克/升）；5—钛铁矿（油酸钠25 毫克/升）；6—褐铁矿（油酸钠200毫克/升）；7—霓石—辉石（油酸钠100 毫克/升）

4．铁盐和钙盐对矿物浮选的影响

用油酸钠为捕收剂时，氯化钙对矿物浮选的影响见图 4—45[78]。即在氯化钙用量较少时（10～14 毫克/升），则改善了钠长石、黑云母、细晶石、褐铁矿、霓石—辉石的浮游性，当提高氯化钙的用量时，将使所研究的大部份矿物都开始抑制（黑云母和细晶石除外），而黄绿石和锆英石一开始就被抑制，特别是黄绿石抑制的更加强烈。

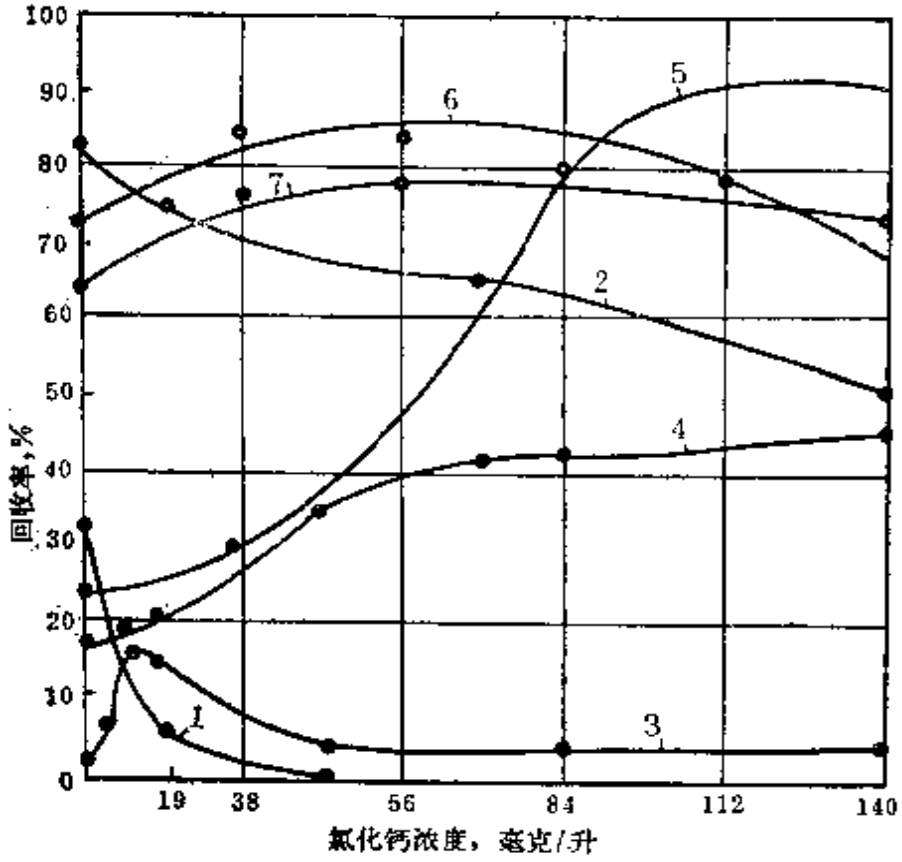


图 4—45 用油酸钠浮选时，氯化钙对矿物浮选的影响

1—黄绿石（油酸钠35毫克/升）；2—锆英石（油酸钠14毫克/升）；3—钠长石；4—黑云母（油酸钠在3、4均为140毫克/升）；5—细晶石；6—褐铁矿；7—霓石—辉石（油酸钠在5、6、7均为200毫克/升）

采用异辛基磷酸钠为捕收剂浮选时，在各种不同的矿浆pH值下，氯化铁和氯化钙对黄绿石等矿物浮选的影响见表4—20[78]。即在氯化铁用量为14毫克/升时，对黄绿石、锆英石、黑云母浮游性的影响不大。而氯化钙在用量为35毫克/升时，只降低了黄绿石的浮游性，对锆英石和黑云母影响不大。

二、黄绿石的选矿流程及其实践

黄绿石矿床分为碳酸岩类型和伟晶岩类型两大类。其中以碳酸岩类型的黄绿石矿床为最重要。

伟晶岩中黄绿石的分布往往是不均匀的，其含量一般在0～

1%之间波动，进厂的矿石含 $(Nb、Ta)_2O_5$ 为0.1～0.3%之间，结晶粒度一般为0.1～0.3毫米，选矿方法一般采用重选法，其流程见图4—46[28]。即原矿采用颚式破碎机和圆锥破碎机进行两段破碎，破碎的产品送到由筛分组成闭路的棒磨机进行磨矿，－2毫米的筛下产品送到水力分级机分成四个级别后，粗粒级用可动圆锥隔膜跳汰机选别，细粒级用三层摇床选别。跳汰尾矿和摇床部分中矿经脱水、磨矿、分级后，再用跳汰和摇床分别进行处理。

氯化钙和氯化铁对矿物浮选的影响　　表 4—20

药剂	pH	回收率，%		
		黄绿石	锆英石	黑云母
氯化铁，14毫克/升	1.4	90.0	92.0	4.0
	3.0	90.0	94.0	82.0
	5.7	0.0	0.0	80.0
	10.2	0.0	0.0	70.0
氯化钙，35毫克/升	1.4	54.0	90.0	2.0
	3.0	44.0	92.0	82.0
	5.7	0.0	0.0	78.0
	10.2	0.0	0.0	74.0

此流程的缺点是第一段与第二段摇床选别的部分中矿直接与第一段摇床的尾矿一起再磨；同时，另一部分中矿不再磨就返回到水力分级机再进摇床选矿，此现象通过实践证明，摇床中矿不经磨矿就送往水力分级机，会导致循环负荷增加，使摇床生产超过负荷和分选条件恶化。其原因是在闭路中积累了一些难选的颗粒，这种难选颗粒每次都以某种方法通过摇床，而成为中矿。如果将流程中的全部中矿在单独的回路中处理，中矿先用摇床精选，摇床精选的中矿经磨矿（与水力分级机构成闭路），或全部中矿再磨后返回到水力分级机前进行选别，效果要好一些。

重选的粗精矿，矿物组成很复杂，除含黄绿石外，还含有磁

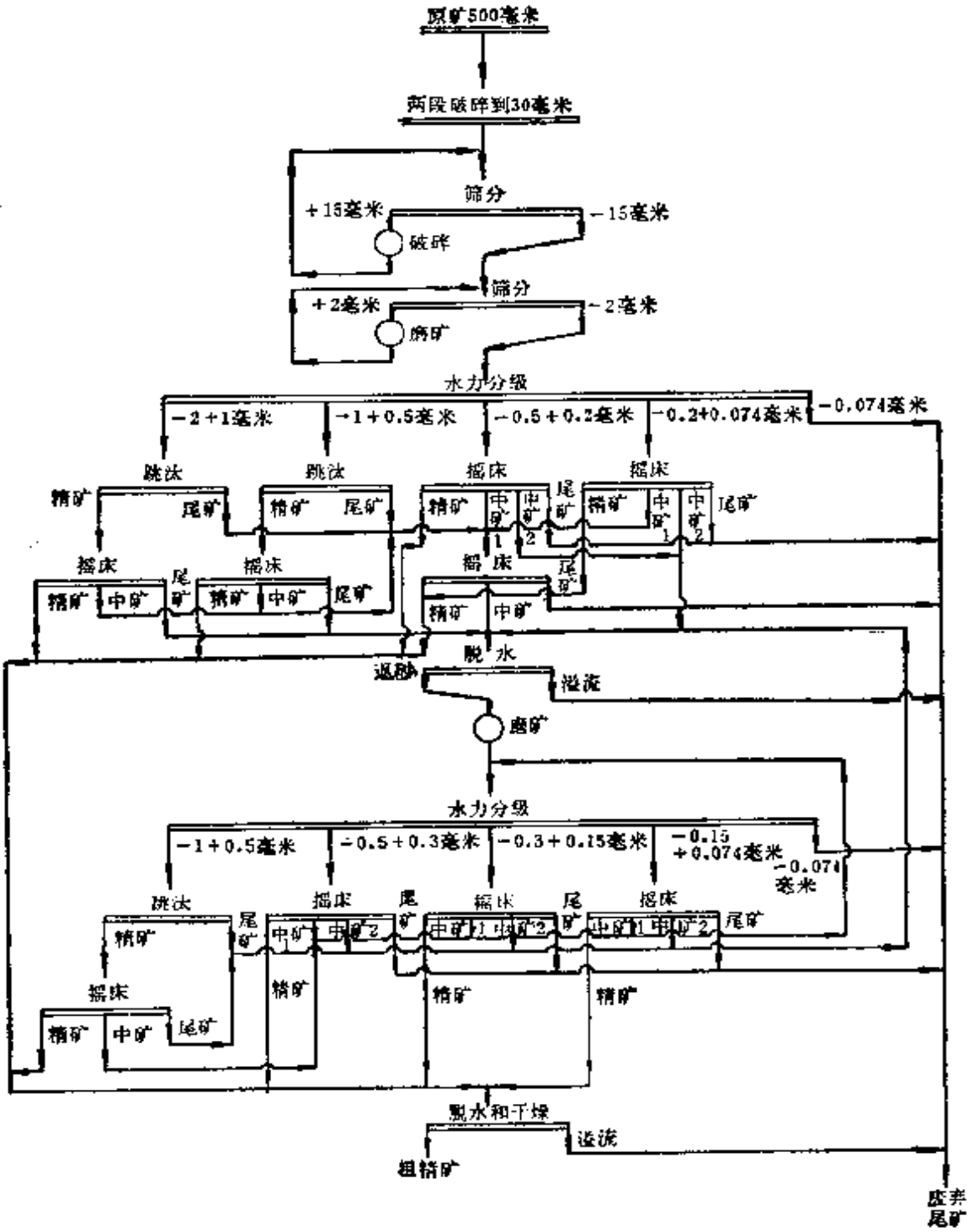


图 4—46 伟晶岩黄绿石的选矿工艺流程

铁矿、钛铁矿、铌铁金红石、黑云母、榍石、柘榴子石、赤铁矿、角闪石及黄铁矿、磷灰石等矿物。黄绿石粗精矿精选的流程见图4—47[28, 62]。即粗精矿首先筛分成－2.5～＋1.5、－1.5～＋0.7、－0.7～＋0.2和－0.2毫米四个粒级。每个粒级分别磁选，得到磁性产品和非磁性产品，磁性产品再经两次精选后选出最终的磁性尾矿；而＋0.2毫米的非磁性产品，进行硫化物和磷灰石等浮游重选，结果剩下的尾矿即为黄绿石精矿；－0.2毫米

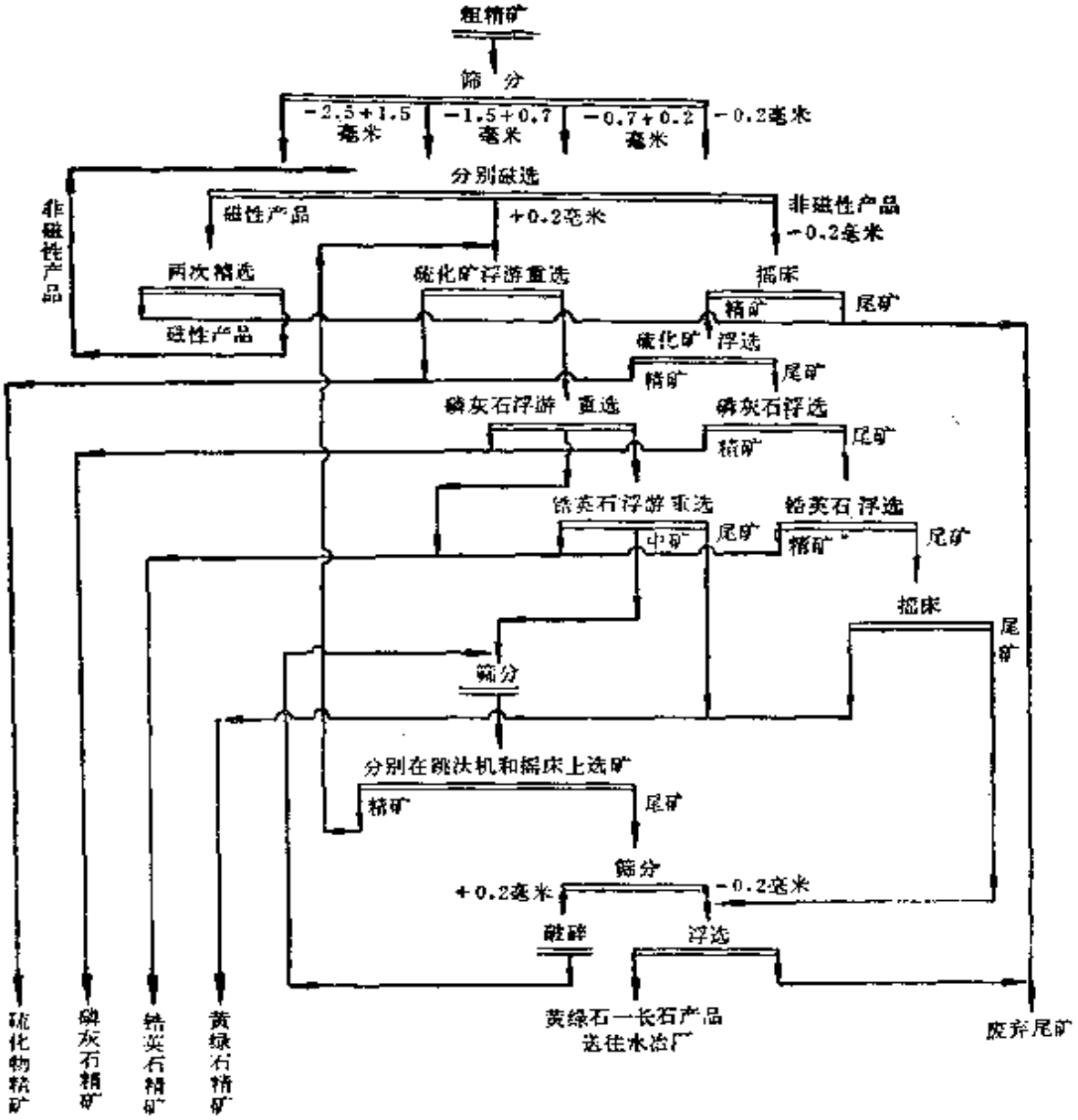


图 4—47 黄绿石粗精矿的精选工艺流程

的非磁性产品送去进行硫化物和磷灰石等浮选后也得到黄绿石精矿。精选时药剂制度如下：

浮游重选硫化矿时，采用1～2公斤/吨硫酸，1.5～2.0公斤/吨丁级黄药；浮游重选磷灰石时，采用1～2.5公斤/吨烧碱，2～3公斤/吨水玻璃；1.5～2.0公斤/吨油酸。

细粒级粗精矿浮选药剂制度：硫化矿浮选时，加入2～3公斤/吨烧碱，4～8公斤/吨水玻璃，1.0公斤/吨丁级黄药，0.4公斤/吨松油；磷灰石浮选时，加入2～3公斤/吨水玻璃，1.0公斤/吨油酸。

按图4—46及图4—47的流程，对原矿含0.1～0.2%Nb_2O_5的较贫黄绿石进行选矿时，可得到黄绿石粗精矿，其中Nb_2O_5的回收率为60～65%。此粗精矿经过精选，可得到含Nb_2O_5为37～40%的黄绿石精矿，精选作业回收率为86～89%，对粗选原矿的回收率为50～55%。

碳酸岩黄绿石矿床，通常是大型的，其特点是铌（黄绿石和铌铁矿）的含量较高。主要矿物有：方解石、白云石、辉石、橄榄石、黑云母、蛭石、磷灰石和磁铁矿等。

坦桑尼亚碳酸岩黄绿石的选矿

坦桑尼亚某黄绿石矿含90～95%的方解石、磷灰石、白云石，其选矿流程见图4—48[28, 29]。即粗选时采用14～20个碳原子的长碳氢链的脂肪族仲胺为捕收剂，将黄绿石、霓石、钛铁矿和硅酸岩矿物回收到泡沫产品中。当采用十八烷基胺（$C_{18}H_{37}NH_2$或$C_{18}H_{37}NH_3Cl$），在pH=8.5下，加烷基芳基磺酸盐浮选时，可获得含4～10%Nb_2O_5的粗精矿，其回收率为90%。黄绿石精选的尾矿用摇床处理，以便再回收不能浮游的粗粒黄绿石；浮选的粗精矿采用水玻璃处理，以便解吸胺类捕收剂并抑制黄绿石，进行硫化矿浮选；硫化矿浮选的尾矿进入湿式磁选，以便分离出磁铁矿和钛铁矿；此磁选尾矿用十二烷胺型短碳链（10～12碳原子）的脂肪伯胺为捕收剂，在pH=5.5～6.0情况下进行黄绿石浮选，所得的黄绿石精矿含45～50%Nb_2O_5，其回收率为70%。在

黄绿石浮选的矿浆中，为了防止有使硅酸岩矿物活化的铁离子，最好添加能使铁离子结合为络合物的药剂（如：柠檬酸、六聚偏磷酸钠、氟化钠等）。

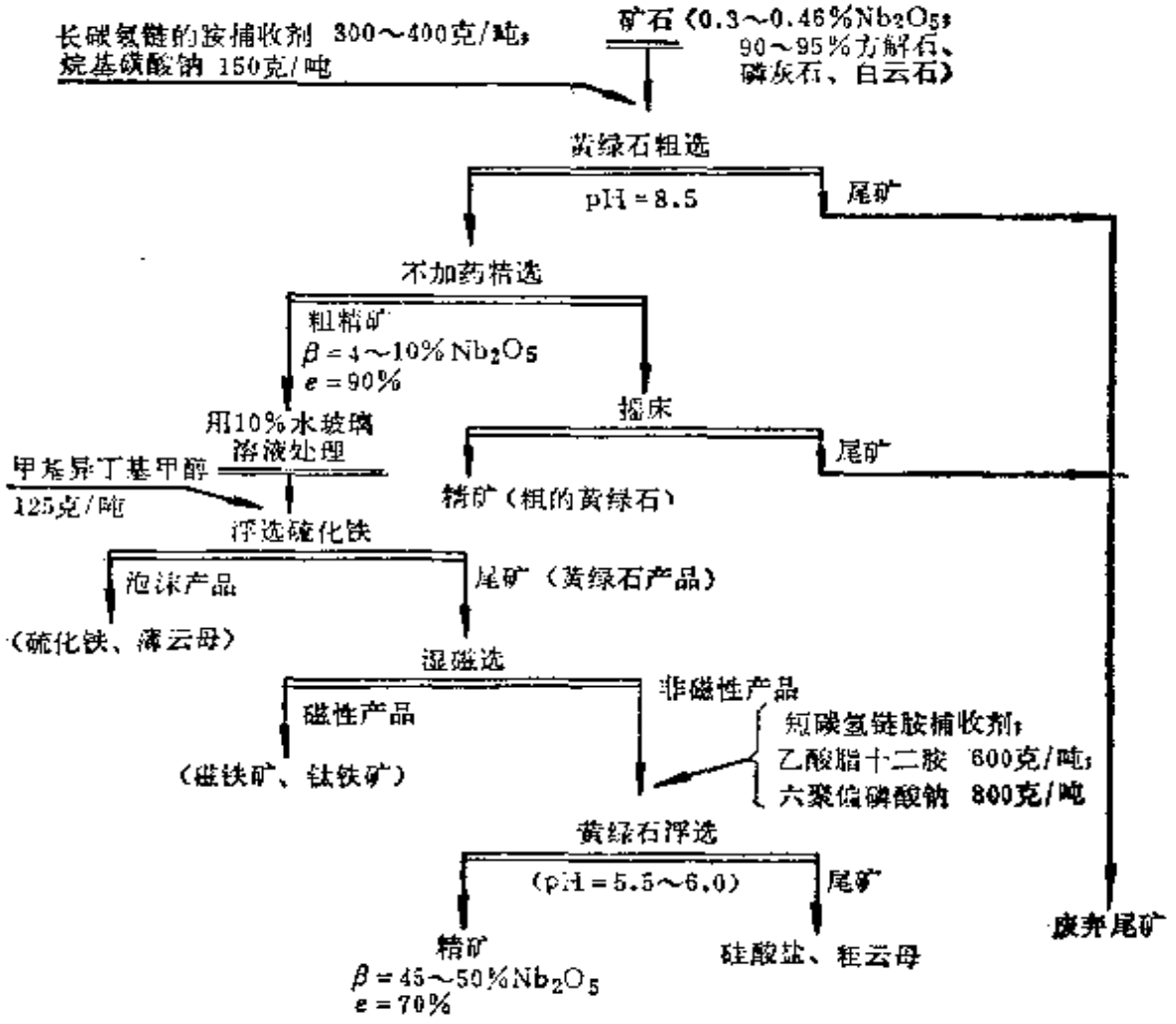


图 4—48 从坦桑尼亚碳酸岩矿石中浮选黄绿石的流程

加拿大奥卡（Oka）黄绿石的选矿

加拿大奥卡黄绿石矿石的平均矿物组成见表4—21[40]。此矿在1960年决定建一座500吨/日选矿厂时，曾有正浮选及反浮选法两个方案进行选择。经过研究之后，确定为正浮选法选黄绿石，其试验厂的选矿流程见图4—49[28, 64]。即原矿破碎后，用三层

奥卡黄绿石矿石的矿物组分　　表 4—21

矿　物	黄绿石	方解石	透辉石	磁铁矿	云　母	硫化物	磷灰石
含量，%	1	70～80	6～10	3～4	3～4	1～5	1～5

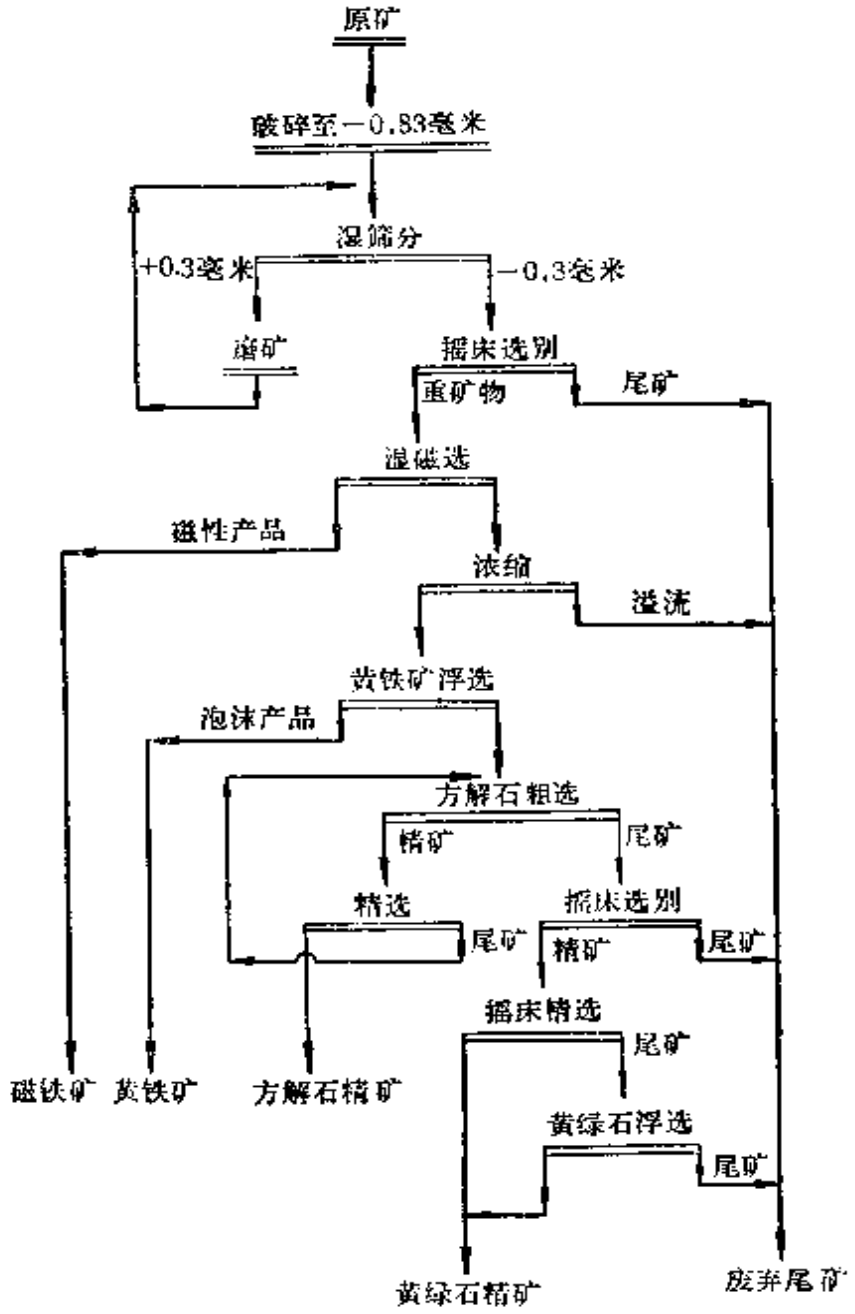


图 4—49　加拿大试验厂的选矿工艺流程

戴氏摇床进行粗选，粗选的精矿再用磁选法除去磁铁矿等强磁性矿物，用浮选法分别浮出黄铁矿、方解石后，采用摇床选别黄绿石。其尾矿以HF为调整剂，用胺类捕收剂（Aeromine2026）进行黄绿石浮选，最终可得到黄绿石精矿含54～55%Nb_2O_5，其总回收率为80%（浮选回收率为97～98%）。

在生产开始时，所采用的流程与试验厂的流程相似，尽管在半工业性生产时，采用摇床有许多优点（包括脉石除去率高、矿石脱泥及云母的排出较好和药剂的节省），但回收率却从半工业性工厂的80～85%下降到大型选矿厂的70～75%。因此，发现必须将摇床粗选改为直接胺浮选，这样修改的一个优点是选矿的生产能力很容易增加到现在的 10,000 吨/日，其改进后的选矿流程见图4—50[40]。即原矿由一台 914×1219 毫米的颚式破碎机破碎到200毫米后，送到一台1050CAC 型液压圆锥破碎机中进行二次破碎，圆锥破碎机与一台 1524×2438 毫米的棒条筛（筛孔为 19 毫米）组成闭路。破碎的矿石送到2200吨的一个中间矿仓中，破碎厂的处理量为200吨/时。

磨矿：一次磨矿是采用一台2134×3048毫米的棒磨机进行磨矿，该磨矿机与20网目的 D.S.M筛子组成闭路。二次磨矿是用一台35网目的筛子与1829×2438毫米的CAC 型棒磨机进行闭路的。由于该矿的黄绿石易过粉碎，所以要维持300～400%的高负荷进行磨矿。在高循环负荷时，处理量显著的增加(循环负荷为200%时，处理量为750吨/日，循环负荷为400%时，处理量为1000吨/日)。此外黄绿石晶体具有很快沉降的特性，发现筛子是分级该矿石的唯一较合适的设备。

浮选：磨矿后的矿石，用三段水力旋流器进行脱泥，然后先进行硫化矿浮选，除掉大部分的黄铁矿、磁黄铁矿和铁闪锌矿。硫化矿浮选的尾矿，经磁选后采用胺类捕收剂（DuomacT或Aeromine3037），在天然的矿浆 pH 条件下浮选黄绿石及大部分硅酸岩等矿物。若适当的控制脱泥作业，胺的消耗量可减少到0.23～0.27公斤/吨。通过浮选，可由含 0.4～0.5% Nb_2O_5 的给

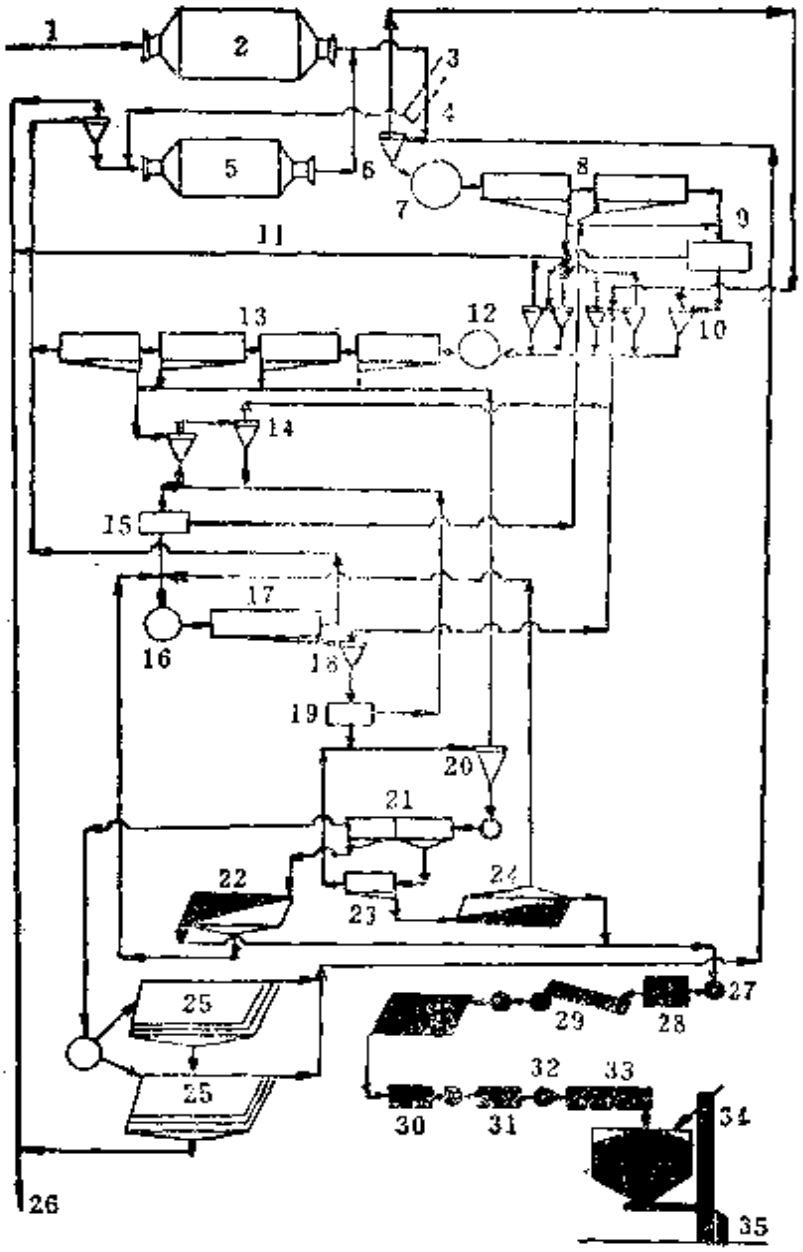


图 4—50 黄绿石矿石选矿流程图

1—由破碎机来的给矿；2—2134×3048毫米棒磨机；3—20网目筛；4—30网目筛；5—1829×2438毫米棒磨机；6—第一段脱泥；7—搅拌槽；8—浮选黄铁矿的空气浮选槽；9—磁选机；10—第二段脱泥；11—矿泥和硫化物；12—搅拌槽；13—浮选黄绿石的空气浮选槽；14—精矿脱泥；15—磁选机；16—搅拌槽；17—第一段精选；18—脱水；19—磁选机；20—脱水；21—第二段精选；22—精选摇床；23—第三段精选；24—精选摇床；25—三层摇床；26—方解石和尾矿；27—搅拌槽；28—硫化物浮选；29—擦洗；30—硫化物浮选；31—碳酸盐浮选；32—过滤机；33—干燥机；34—矿仓；35—包装

矿中，得到含2%左右Nb_2O_5的粗精矿，其回收率为90～95%。

粗精矿进到一组小型旋流器中脱泥，经磁选除去残余的磁性矿物后，用HF活化黄绿石和抑制硅酸岩进行一次精选，可得到含Nb_2O_5为40～45%的精矿。该精矿再经摇床除掉云母后，在残性介质中用硅酸钠抑制铌矿物，用黄药和起泡剂浮选出硫化物，然后用酸擦洗除去药剂，在酸性介质中浮选硫化物和硅酸岩—磁铁矿，所剩的尾矿经过滤和干燥后，即为最终黄绿石精矿，可分为三个等级如表 4—22。

黄绿石精矿的平均结果，% 表 4—22

精矿级别	Nb_2O_5	Ta_2O_5	TiO_2	SnO_2	SiO_2	S	P	H_2O
一 级 品	52～58	0.1～1.0	4.0～6.0	<0.02	<1.0	<0.1	<0.06	<0.3
二 级 品	50	0.1～1.0	4.0～8.0	<0.02	<3.0	<0.1	<0.06	<0.3
三 级 品	50	0.1～1.0	4.0～8.0	<0.02	<4.0	<0.4	<0.25	<0.3

第五章　锆铪矿的选矿

锆发现于1789年，而铪在1923年才被发现。1945年以后用镁还原法制取金属锆的工艺获得成功，并在原子能工业中得到应用，使锆、铪工业得到了迅速的发展。

第一节　锆铪的主要性质和用途

锆铪的主要性质

1．锆的比重为6.52，比铁轻、比钛重。铪的比重为13.29。

2．锆、铪的耐腐蚀性相当强，优于钛而接近于钽和铌。

3．锆、铪在加热时，能激烈地吸收气体（如氧、氢、氮），因而是一种理想的吸气剂。

4．锆的熔点为1830°C，铪的熔点为2230°C，是一种耐高温的金属。

5．锆的热中子捕获截面非常小（约0.2巴，几乎不吸收热中子），而铪的热中子捕获截面相当大（约115巴）。

锆铪的主要用途

1．原子能工业方面：锆（主要以合金形式）被用作反应堆的堆芯结构材料。而铪用作反应堆的控制棒。国外核动力舰、艇

核动力舰、艇所需要的海绵锆量　　表 5—1

舰　　种	反应堆能力	所需的海绵锆量，吨
航空母舰	25万马力	240
巡洋舰	15万马力	120
驱逐舰	10万马力	60
潜水艇	3万马力	30

反应堆所需要的海绵锆数量见表5—1[27]。

2．锆在电子工业中可用作除气剂。

3．锆的其他化合物（如锆英石及二氧化锆）可作耐火材料，耐酸搪瓷。

4．锆及锆合金具有很高的耐腐蚀性，适于作耐腐蚀的化工设备及构件，也可作外科手术的各种医疗器械。硫酸锆可以作上等白色皮革的鞣料。

第二节　锆铪的主要矿物及矿床类型

锆在地壳中的含量为0.02%，铪为3.2×10^{-4}%。由于锆和铪的化学性质非常相似，其离子半径和原子半径也非常相近，所以在自然界中锆和铪都是在一起共生的。铪没有独立矿物，而往往是在锆矿物中与锆成类质同象存在。已发现的含锆矿物大约有30种左右，具有工业价值的含锆、铪矿物主要有锆英石、斜锆石、异性石三种（详见表5—2）。

锆的重要矿物　　表 5—2

矿　物	分　子　式	ZrO_2的理论含量，%	比　重	硬　度	HfO_2含量，%
锆英石	$ZrSiO_4$或ZrO_2SiO_2	67.1	4～4.9	7～8	0.5～2.0
斜锆石	ZrO_2	100.0	5.5～6	6～7	1.0～1.8
异性石（Zr、Ca、Na的硅酸盐）	$(Na,Ca)_6ZrSi_6O_{17}(O,OH,Cl)$	12～14.5	2.8～3	5～5.5	0.17～0.7

锆英石：为正方晶系，常呈短小柱状出现，颜色有白色、黄色、暗褐色到黑色等，具有金刚光泽。锆英石为正硅酸锆，一般分子式为$ZrSiO_4$，但在锆英石中，总含有百分之零点几到百分之几的铪，所以正确的应当写成（Zr、Hf）SiO_4。锆英石一般为非磁性，非导体，但也有些含铁质多一些的变种锆英石呈弱磁性。

斜锆石：为单斜晶系，常呈板状晶体，其颜色有白色、褐色、黄色和黑色等。具有玻璃和油脂光泽，呈非磁性。斜锆石的

分子式为ZrO_2，有时含有铪、铁、钛等杂质，在最纯的斜锆石中含ZrO_2可达98%，一般的含ZrO_2为75～83%。

异性石：为复杂的锆硅酸盐，晶系为三方晶系，常呈厚板状晶体，颜色为玫瑰红色、粉红色、红褐色等，具有玻璃光泽，无磁性。异性石产于霞石正长岩有关的伟晶岩中，如苏联的克拉半岛上有巨大的异性石矿床。但因含锆低，很少被应用。

除上述矿物之外含锆的矿物还有水锆石、钠锆石等，但目前工业上应用的主要含锆矿物只有锆英石一种，斜锆石虽然含锆高，但因分布较少，所以开采的也不多。

锆的矿床类型，根据形成锆矿的地质条件和矿物共生组分可划分如下几种类型[1，3,49,54]：

早期岩浆矿床（与钽、铌、稀土等元素的富集有关） 此矿床主要是与碱性岩有关的矿床。碱性岩可分成不同的岩相带，与霞石正长岩有关的是富含异性石的锆矿床，一般常含有斜锆石和锆英石等矿物，这种矿床的规模一般不大，但含其他成分很多，技术加工困难，所以开采价值不太大。

晚期岩浆矿床（与钛钒的富集有关） 此矿床是霞石正长岩受到强烈的钠长石化作用后，则变成钠长岩，主要有两种矿物，即黄绿石和锆英石。晚期岩浆矿床较富，比早期岩浆矿床开采价值大。

花岗伟晶岩矿床（与锂、铍、钽、铌、钇族稀土类的富集有关） 此矿床中含锆的矿物有锆英石、异性石、橙黄石、钙锆石和铌锆石等。这些矿物主要存在于伟晶岩的粗、中粒或块体长石带中。伴生的矿物有锂云母、钠长石、磁铁矿、钛铁矿和榍石等。

碱性伟晶岩矿床 这类矿床在成因上与碱性火成岩有关，多成脉状或透镜状。在碱性伟晶岩中的主要含锆矿物有锆英石、异性石、单斜锆矿和斜锆钠石等。

次生风化壳矿床（与钽铌和稀土元素的富集有关） 此矿床中许多含锆矿物广泛地分布于花岗岩、闪长岩、花岗伟晶岩、正长岩、花岗片麻岩等岩体中，是经过长期的风化作用后形成的矿床。

砂矿矿床　锆英石砂矿矿床是分布最广、开采最经济、储量大、有用矿物组分含量高、最有工业价值的矿床类型之一。通常在锆英石矿床中常伴生有钛铁矿、独居石等矿物，成为综合矿床，也是当前提取锆矿物的最主要矿床。

根据其成因砂矿床又可分为冲积砂矿、残坡积砂矿和海滨砂矿三种类型。其中又以海滨砂矿为最重要，根据矿物成分又可将海滨砂矿分为三种：1）锆英石、钛铁矿、金红石和独居石矿床。这类砂矿床与酸性火成岩和变质岩风化有关，矿物粒度不超过1毫米，而粒度分异是由水流的长期作用生成的，重砂含量最高可达50～70%，而锆英石在重砂中含量达20～40%。此矿床分布广，是世界上主要含锆矿床类型。如印度、澳大利亚、美国、苏联等国都有此矿床。2）斜锆石砂矿床。主要来源以附近的原生矿经过风化而流到海滨，这种矿物含ZrO_2较高，从经济上来说是有意义的，但储量少。巴西有这类砂矿。3）含锆英石-黄绿石砂矿床。此类矿床多为残坡积砂矿。如苏联乌拉尔、乌克兰的碱性正长岩体经风化后而形成的砂矿。

现在工业上对锆英石砂矿的要求为含ZrO_2>0.5%（矿物量为>3公斤/米^3）。国外锆英石的储量为3,282万吨，主要在美国、印度、澳大利亚、巴西等国。锆英石精矿一般要求含ZrO_2为65%左右。1969年国外年产锆英石约45万吨，主要生产国家为澳大利亚，年产锆英石37万吨，其次为美国，年产锆英石5.5万吨[126]。

第三节　锆、钛砂矿的选矿

目前世界上有80%以上的锆英石和大部分的钛精矿和稀土精矿是从砂矿中取得的，特别是海滨砂矿更为重要。从矿床中伴生矿物来看，大部分的锆英石砂矿床，均含有大量的钛铁矿、金红石以及独居石等有用矿物，因此对含锆砂矿的选矿，必须考虑综合回收。本节只就锆、钛砂矿的粗选（重选法）及精选（电选及磁选法）进行阐述，关于含钛、锆矿物的浮选分离等在本章第五

节及第六章中另有叙述。

一、锆、钛砂矿的重选方法[41,42,81]

砂矿粗选的目的，主要是为了丢掉大部分（50～90%）脉石矿物，使有用矿物得到富集。由于含锆、钛等有用矿物的比重一般都大于4，因此在砂矿粗选时，一般均采用重选法将大部分比重轻的（<3）长石和石英等脉石矿物丢掉。尤其是锆英石砂矿，在粗选时必须尽可能把石英丢掉，否则石英在精选过程中，将同锆英石一起进入非磁性及非导电产品中，影响锆英石精矿的质量。对于锆钛砂矿的重选设备，主要有跳汰机、螺旋选矿机、摇床及溜槽等，但在实践中经常采用几种设备相互配合，近几年来扇形溜槽广泛在澳大利亚进行推广。

跳汰和螺旋选矿机主要用于选分粗粒或中粒的有用矿物砂矿，摇床和溜槽一般常用在选分中粒或细粒的有用矿物的砂矿。

河流冲积砂矿、坡积砂矿与海滨砂矿选矿是有一些差别的。河流冲积砂矿一般来说，砂矿的颗粒形状不规则，粒度也不均匀，并且经常含有大量的砾石和卵石及矿泥等，因此在选分之前必须用筛分除掉大粒的卵石等脉石矿物（对于大的砾石则在采矿过程中除掉），如果含泥多时，则需预先脱泥；坡积砂矿与河流冲积砂矿的特点相似，但坡积砂矿中有用矿物单体解离不太好，因此在进入选分前需将原矿或一部分矿石进行破碎或磨矿；海滨砂矿由于长期经过海浪的冲刷及离析作用，其砂矿颗粒多是均匀而呈圆形的，有用矿物大部分都解离为单体状态，因此在选分前不需破碎和磨矿，海滨砂矿的另一个特点是有用矿物种类多，含量也较高（有时重矿物含量达到40%以上）。因此，用重选法进行粗选较为合适，特别是采用摇床选别时，各种矿物很容易在床面上分成不同的精矿带，但由于摇床占地面积大，处理量小等，在国外广泛采用螺旋、跳汰进行粗选，有一些选矿厂已采用扇形溜槽和圆锥选矿机进行粗选。

细粒古老海滨砂矿选矿的原则流程见图5—1。从图中可以看到，因为古老海滨砂矿长期受地壳变化等作用，有的单体分离不

好并有些也含有矿泥，所以在选矿前常常采用圆筒洗矿机或加些轻微的破碎，并除去过多的矿泥之后才能进行选矿。

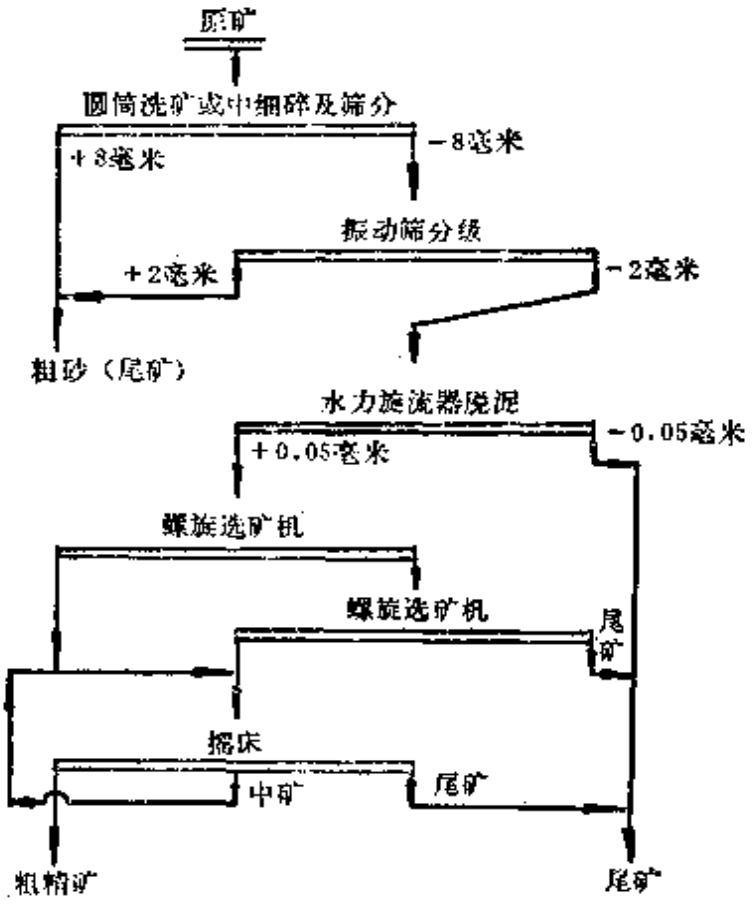


图 5—1　细粒古老海滨沉积砂矿粗选的原则流程

河流冲积或冲积—坡积砂矿的粗选原则流程见图5—2[81]。即原矿经碎解、筛分后，可根据砂矿中有用矿物的粒度特性，分别采用跳汰、螺旋、摇床、溜槽等设备进行粗选、扫选及精选。

扇形溜槽是用来选别砂矿的粗选设备，其单元结构示意图见图5—3[48]。扇形溜槽在工业实践中一般分为单槽展开式和圆锥选矿机两大类，圆锥选矿机又分为单层的和多层的两种。其特点是：1）构造简单、轻便、造价便宜，而且无可动部件；2）单位溜槽面积、单位占地面积和单位设备重量的处理能力大；3）所需的看管人员少；4）设备费、维护费和经营费用低（通过衬

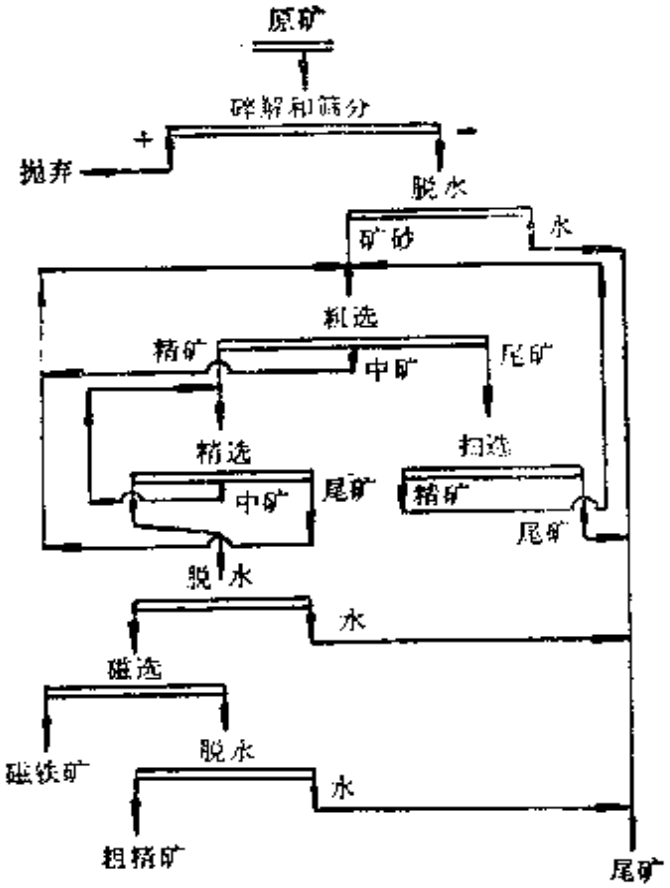


图 5—2　冲积或冲积—坡积砂矿粗选原则流程

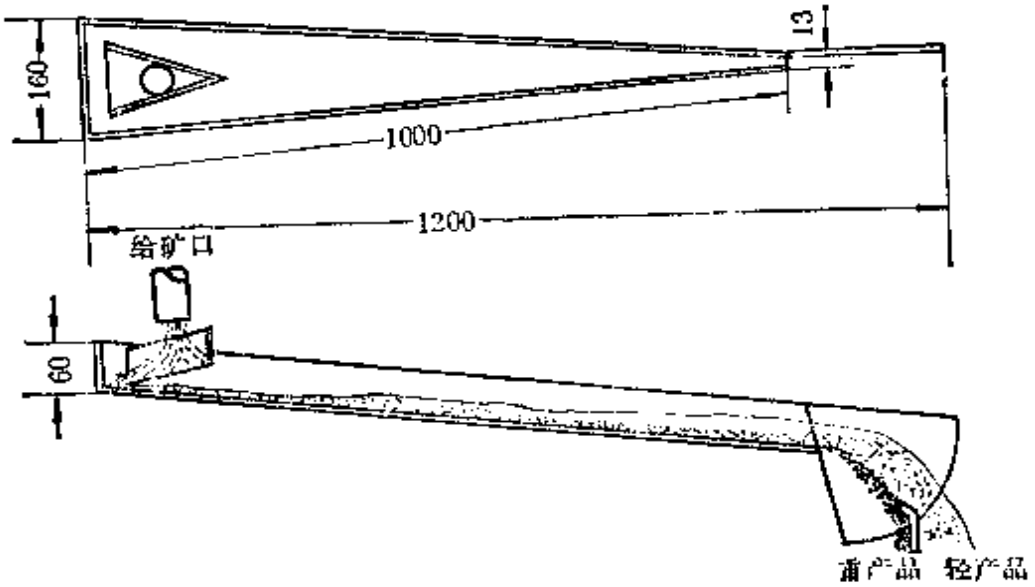


图 5—3　扇形溜槽单元结构示意图

胶和衬塑料后磨损小)。5）选别效果好，有用矿物回收也较高；6）设备便于搬运，适于处理贫而分散的资源。但是，给矿浓度，给矿量及给矿粒度的波动对于扇形溜槽选别效果影响较大，因此应该很好的加以控制。

苏联采用直径为2米，高为2.4米的CK-2M型单层圆锥选矿机，对某一锆钛砂矿进行了设备比较试验[87]。

试料经洗矿后含泥1%，粒度为－0.3～＋0.05毫米，当圆锥选矿机的处理能力为20～40吨/台·时，圆锥选矿机与摇床、螺旋选矿机选别此砂矿所得的结果比较见表5—3和表5—4。

圆锥选矿机与摇床选别结果的比较　　表 5—3

选矿设备	产品名称	产率		品位 回收率，%								重矿物富集比	重矿物选矿效率，%
		吨/时	%	重产品部分	锆英石	金红石	钛铁矿	蓝晶石	十字石	电气石	白钛石		
圆锥选矿机	精矿	3.34	21.15	51.52 92.02	5.59 99.6	6.75 98.23	20.89 95.95	8.16 80.29	6.87 90.58	1.66 73.04	0.98 89.32	4.35	80.39
	尾矿	12.45	78.85	1.20 7.98	0.01 0.4	0.03 1.77	0.24 4.05	0.54 19.71	0.19 9.42	0.16 26.96	0.03 10.88	—	—
	原矿	15.79	100	11.84 100	1.19 100	1.45 100	4.6 100	2.15 100	1.6 100	0.48 100	0.23 100	—	—
摇床	精矿	0.28	16.89	56.33 80.36	7.09 97.73	8.29 94.99	24.28 88.6	8.14 59.41	5.55 66.26	1.22 47.2	1.38 83.26	4.76	72.0
	尾矿	1.14	83.11	2.8 19.64	0.03 2.27	0.09 5.01	0.64 11.4	1.13 40.59	0.57 33.74	0.23 52.8	0.06 16.4	—	—
	原矿	1.68	100	11.34 100	1.22 100	1.47 100	4.63 100	2.31 100	1.41 100	0.44 100	0.28 100	—	—

从表5—3及表5—4中可以看出，圆锥选矿机与摇床、螺旋选矿机选别结果差不多，但圆锥选矿机同摇床、螺旋选矿机从技术经济指标相比较，就显示出很大的优越性（详见表5—5）。

从表中可以看到圆锥选矿机的单位面积生产率比摇床大50倍，比螺旋选矿机大5倍以上，并且消耗水、电都比其他两种设备大大地降低，由此可以看出扇形溜槽对钛、锆砂矿选矿来说，

是处理量大、成本低的最有效的粗选设备。

圆锥选矿机与螺旋选别结果的比较　　表 5—4

选矿设备	产品名称	产率		品位/回收率，%								重矿物富集比	重矿物选矿效率，%
		吨/时	%	重产品部分	锆英石	金红石	钛铁矿	蓝晶石	十字石	电气石	白钛石		
圆锥选矿机	精矿	4.30	24.0	45.70 89.49	5.55 99.0	6.50 97.34	18.50 92.20	6.60 75.91	5.94 86.10	1.19 69.26	0.97 85.49	3.72	74.64
	尾矿	13.6	76.0	1.697 11.51	0.017 1.0	0.057 1.66	0.49 7.8	0.66 24.09	0.30 13.9	0.167 30.74	0.05 14.51	—	—
	原矿	17.9	100	12.27 100	1.34 100	1.6 100	4.81 100	2.08 100	1.65 100	0.41 100	0.27 100	—	—
螺旋	精矿	0.675	30.23	37.1 92.27	4.09 98.99	5.34 98.17	15.6 95.18	6.02 82.15	4.16 98.60	0.87 76.04	0.7 86.49	3.05	70.62
	尾矿	1.548	69.77	1.35 7.73	0.018 1.01	0.04 1.83	0.34 4.82	0.56 17.85	0.21 10.41	0.12 23.96	0.047 13.51	—	—
	原矿	2.223	100	12.15 100	1.25 100	1.64 100	4.98 100	2.22 100	1.4 100	0.35 100	0.24 100	—	—

圆锥选矿机与其他选矿设备选矿所得技术经济指标的比较　　表 5—5

技术经济指标	螺旋	摇床	圆锥
有效生产面积的生产率（吨/米²·时）	0.650	0.137	1.49
单位占地面积的生产率（吨/米²·时）	0.37	0.034	1.86
每吨砂矿电力消耗（瓩·时）	—	0.834	—
每吨砂矿水的消耗（米³）	6	4	1.5
每小时处理一吨砂矿的设备费用（卢布）	1420	1910	167.5
设备生产率在1吨/时的体积（米³）	3.5	12.6	1.85

当原砂中含泥多时，必须先进行洗矿、脱泥，脱泥一般是在水力旋流器中进行。原矿中重矿物含量变化对其选别指标的影响见表5—6[87]。即随着原矿中重矿物含量的降低，主要有用矿物的回收率也降低，特别是当原矿中重矿物含量小于8%和大于20%时，对其选别影响较大。

原矿中重矿物的含量对圆锥选矿机选别结果的影响　　表 5—6

选矿指标		矿物比重，克/厘米³	在脱泥矿砂中重矿物的含量，%							
			2.79	7.98	9.1	9.45	10.03	12.0	14.24	20.48
精矿产率，%			6.0	14.8	14.95	16.57	19.76	19.02	21.9	25.4
重矿物含量%	精　矿	—	33.84	46.18	55.0	51.1	45.56	57.0	58.03	73.0
	尾　矿	—	0.81	1.18	1.03	1.18	1.28	1.43	1.97	2.53
精矿的回收率%	重矿物部分	72.9	74.0	85.5	90.38	89.58	89.76	90.35	89.2	91.0
	锆英石	4.67	97.0	98.5	98.63	99.9	99.29	98.66	97.07	99.9
	金红石	4.25	90.1	95.0	97.3	97.93	97.69	96.21	95.78	98.8
	钛铁矿	4.15	77.5	97.0	91.47	93.38	92.3	93.94	93.88	96.0
	蓝晶石	3.65	50.5	80.5	77.5	67.11	76.74	73.93	76.08	72.0
	十字石	3.75	73.5	85.0	89.66	85.65	90.02	84.74	87.36	88.6
	电气石	3.15	64.5	83.5	76.2	67.28	66.11	61.65	35.62	38.6

某砂矿中，+0.05～0.3 毫米占 96～98%，而重矿物（锆英石、金红石、钛铁矿、蓝晶石、十字石、电气石、铬铁矿）94～98% 集中在 0.05～0.2 毫米粒级中。该矿床中含重矿物为5～25%，含矿泥为6～30%，其脉石矿物主要是石英。采用三台单层的圆锥选矿机对此矿床进行粗选及粗精矿进行浮选的工业试验见流程图 5—4[88]。

从图中可以看出，原矿砂首先在长槽洗矿机中碎解，然后在涡轮旋流器及耙式分级机中脱泥，脱泥的矿砂（含泥 0.5～1.5%）用水力旋流器使其浓度提高到 48～60%，然后送到单层圆锥选矿机进行粗选，其精矿进入第二段单层圆锥选矿机进行精选，而尾矿再进第三段圆锥选矿机进行扫选。扫选的尾矿即为废弃尾矿，扫选的精矿返到粗选作业。第二段精选的精矿经水力旋流器浓缩到40～60%的固体浓度后，加入0.25～0.3公斤/吨·原矿硫酸化皂及 0.12～0.15 公斤/吨·原矿硫酸，进行搅拌，然后

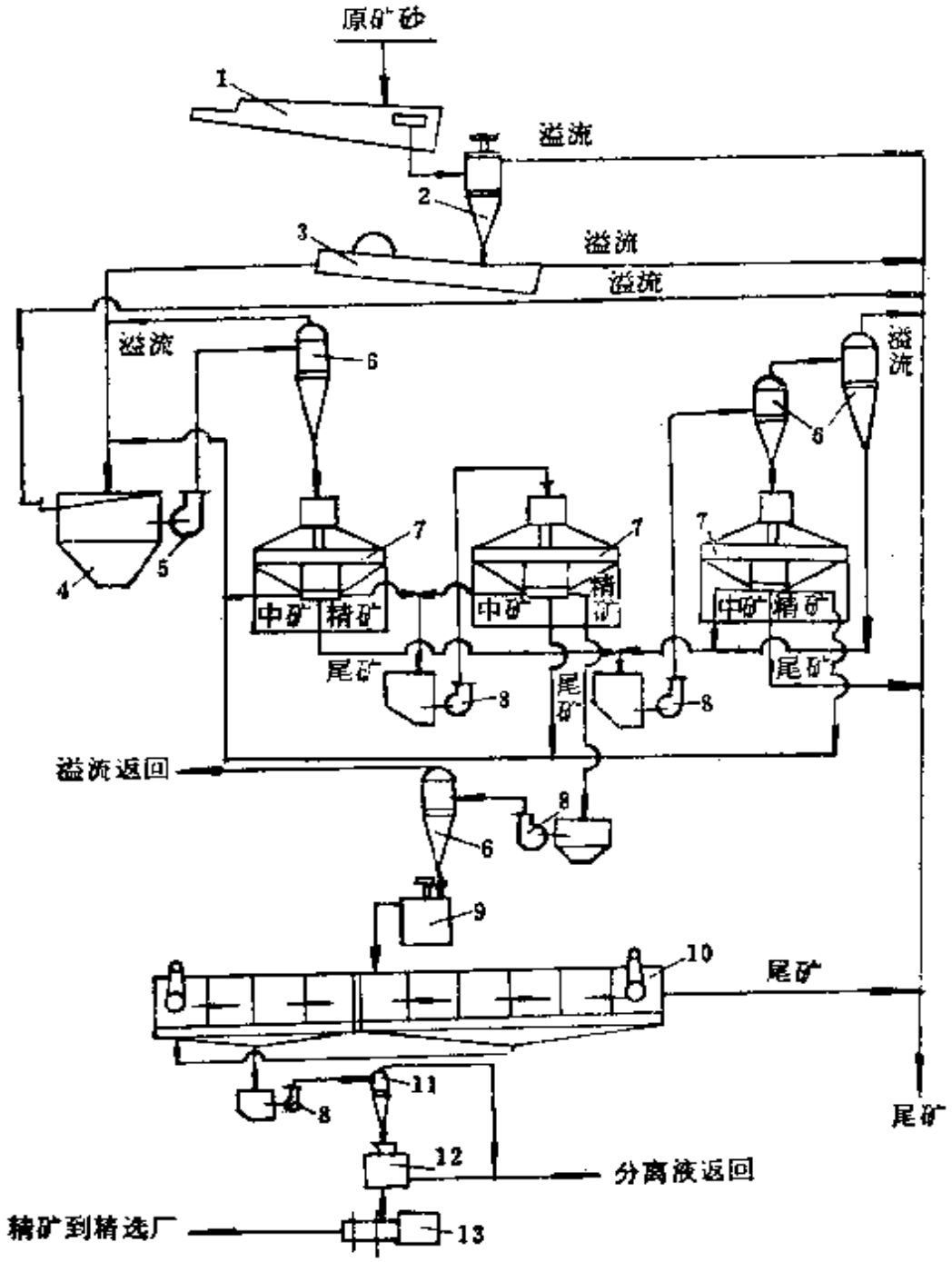


图 5—4　钛、锆砂矿重选—浮选联合流程设备联系图

1—长槽洗矿机（1,600×7,300 毫米）；2—涡轮旋流器（直径350毫米）；3—耙式分级机（1,400×5,500 毫米）；4—矿浆槽（9 米³）；5—НПГ-3 型砂泵；6—水力旋流器（直径 250 毫米）；7—单层圆锥选矿机；8—НПГ-2型砂泵；9—搅拌槽（1.5×1.5 米）；10—米哈诺布尔 4M浮选机；11—水力旋流器（直径 150 毫米）；12—离心脱水器（直径 480 毫米）；13—圆筒干燥机（1,200×3,540 毫米）

在矿浆温度为4～6°C，pH 值为 6.0～6.8 条件下进行浮选（粗选8～9分钟，精选为 4～5 分钟）。按此流程进行工业试验的平均指标见表5—7。此流程的处理量为 15～20 吨/时（循环负荷为30～40吨/时），浮选的处理量为5～7吨/时。即原矿含重矿物9.54%，通过脱泥、圆锥选矿机粗选及浮选精选后，可得到重矿物含量为95.70%，回收率为 88.92%的混合粗精矿（产率为 8.90%）。其中锆英石含量为 12.85%，回收率为 96.13%；金红石含量为 11.23%，回收率为 92.65%；钛铁矿含量为 30.9%，回收率为 86.10%。此粗精矿再用电选、磁选、重选进行精选，就可得到

重选—浮选流程工业试验的平均指标　　表 5—7

产品名称		产率，% 原矿作业	品位/回收率，% 重矿物部分	锆英石	金红石	钛铁矿	蓝晶石	十字石	电气石	白钛石
脱泥作业	洗矿砂	76	12.22 97.5	1.54 98.9	1.36 96.1	4.06 96.6	2.42 98.1	2.12 97.9	0.43 96.6	0.224 95.5
	旋流器脱泥溢流	24	1.06 2.5	0.042 1.1	0.175 3.9	0.6 3.4	0.146 1.9	0.42 2.1	0.053 3.4	0.33 4.5
	原　矿	100	9.54 100	1.18 100	1.075 100	3.19 100	1.875 100	1.645 100	0.34 100	0.178 100
圆锥选矿作业	粗精矿	28.85 32.7	34.6 92.4	4.61 97.5	4.04 96.8	11.3 91.0	6.57 88.3	6.14 94.3	1.085 82.7	0.587 85.17
	尾　矿	51.15 67.3	1.39 7.6	0.0546 2.5	0.0645 3.2	0.54 9.0	0.412 11.7	0.179 5.7	0.11 17.3	0.0475 14.3
	矿　砂	76.0 100	12.22 100	1.54 100	1.36 100	4.06 100	2.42 100	2.12 100	0.43 100	0.224 100
浮选作业	浮选混合精矿	8.90 35.8	95.7 98.7	12.85 99.7	11.23 99.6	30.9 98.0	18.1 98.7	17.0 99.5	2.92 96.4	1.6 97.7
	浮选尾矿	15.95 64.2	0.67 1.3	0.018 0.3	0.03 0.4	0.35 2.0	0.12 1.3	0.05 0.5	0.06 3.6	0.02 2.3
	原给矿（粗精矿）	24.85 100	34.6 100	4.61 100	4.04 100	11.3 100	6.57 100	6.14 100	1.085 100	0.587 100
重—浮选流程总的回收率		8.90	88.92	96.13	92.65	86.10	85.5	91.85	77.0	79.96

各种精矿产品。

澳大利亚矿床公司（Mineral Deposit Ltd）于1969年7月投产一个由莱切特（Reichert）圆锥选矿机进行粗选的选矿厂，该厂的生产能力为900吨/时，其选矿工艺流程见图5—5。即粗选采用12台48-RDCC-4型圆锥选矿机，扫选采用6台48-RDCC-4型圆锥选矿机，精选采用4台18-RDCC-3型圆锥选矿机，二次精选采用0-RDCC-3(4SUC)型圆锥选矿机，最后用16对螺旋选矿机进行精选。

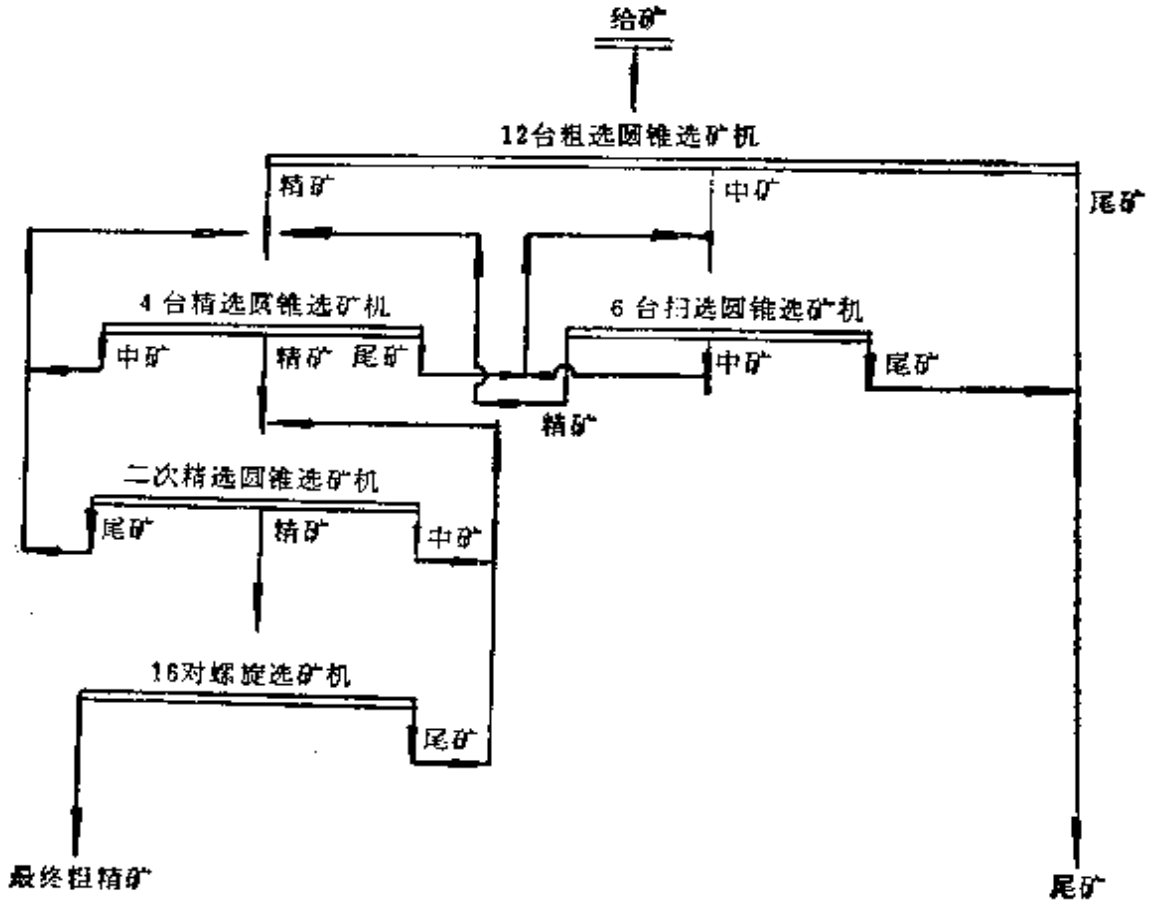
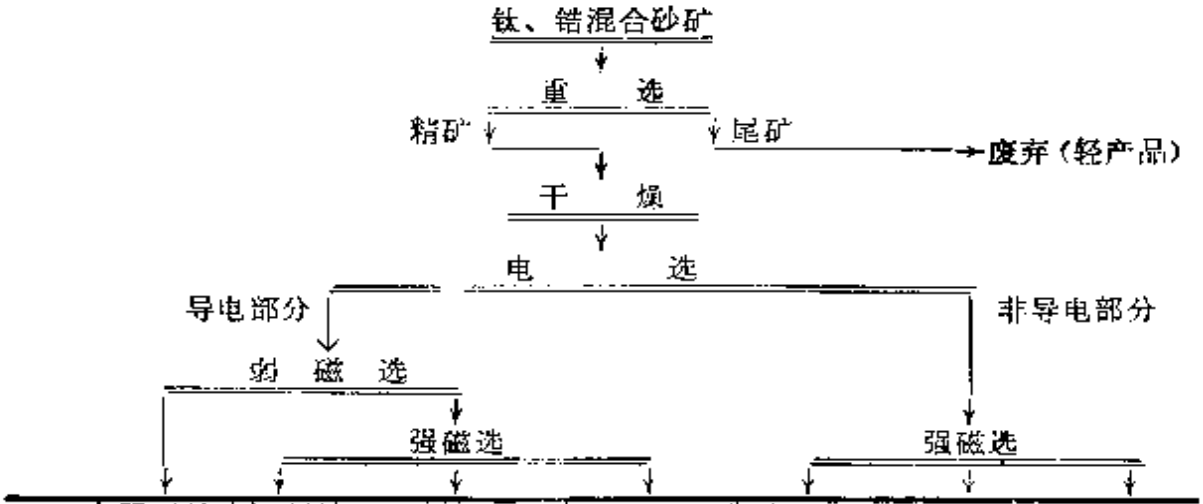


图 5—5　澳大利亚矿床公司粗选流程

经粗选后，获得的锆、钛混合粗精矿的组成很复杂，有用矿物除含锆英石、钛铁矿、金红石外，有时还含有独居石、磷钇矿、锡石、铌钽铁矿等矿物，脉石矿物除石英、长石、柘榴子石、黄玉、电气石外，还含有一些不能被利用的褐铁矿、赤铁矿、磁铁



比重	强磁性矿物	中磁性矿物	弱磁性矿物	非磁性矿物	中磁性矿物	弱磁性矿物	非磁性矿物
7.5			黑钨矿（7.1～7.4）	方铅矿（7.4～7.6）			
7.0			磁性锡石（6.8～7.1）	锡　石（6.8～7.1）			
6.5			钽铁矿（5.3～8.4） 铌铁矿				
6.0							
5.5			褐钇铌矿（5.5～5.8） 黑稀金矿（4.5～5.9）				白钨矿（5.9～6.2）
5.0	磁铁矿（5.2）		赤铁矿（4.8～5.3） 钛铌钙铈矿（4.75～5.0）	黄铁矿（5.0～5.2）	独居石（4.9～5.5）	氟碳铈矿（5.0）	
4.5	钛铁矿（富含铁的）（4.7～5.0）	钛铁矿（4.5～4.7）	铬铁矿（4.5～4.8）	辉钼矿（4.7～4.8）	磷钇矿（4.45～4.6）		锆英石（4.0～4.7） 白钛石（3.5～4.5）
4.0			磁化金红石（4.2～4.3） 褐铁矿（4.0）	金红石（4.2～4.3） 黄铜矿（4.1～4.3）	柘榴子石（3.4～4.6）		重晶石（4.48） 硅线石（3.2～3.8）
3.5					菱铁矿（3.7～3.9） 十字石（3.7～3.8）	绿帘石（3.3～3.5） 橄榄石（3.3）	黄　玉（3.5～3.6） 金刚石（3.2～3.5）
3.0					黄　石（3.4～3.6）	磷灰石（3.16～3.2） 角闪石（2.9～3.4）	萤　石（3.1～3.2） 绿柱石（2.6～2.8）
2.5					黑云母（2.8～3.2）	电气石（3.0～3.25）	方解石（2.6～2.8） 石　英（2.7） 长　石（2.5～2.7）

图 5—6　稀有金属钛、锆砂矿选矿的原则流程

矿、铬铁矿、磷灰石等矿物。对于不同矿床上述矿物的种类和含量都有很大的变化，有时对于同一矿床的不同矿体（或矿脉）其矿物成份波动也较大，因此就使锆、钛砂矿的精选变得较复杂。其精选一般是采用磁选法和电选法相互配合进行，有时也采用浮选及重选法进行分离。锆、钛砂矿中常见矿物的性质及其选矿的原则方案见图5—6[29,16,64]。

二、锆、钛粗精矿的磁选研究

锆、钛粗精矿的磁选，过去大部分都是采用干式磁选机进行选别。最近几年来各国对于湿式强磁场磁选机进行了很多研究，并已应用于实践。在澳大利亚的一些厂矿已使用了基尔(Gill)型湿式强磁场磁选机选别钛、钽、铌等矿物，实践证明此磁选机能回收低至20微米的钛、钽、铌等矿物，其选别效果比干式磁选机好。湿式强磁场磁选机在生产实践中的采用，不但简化了锆、钛砂矿的精选流程（减少中间产品的脱水、干燥等作业），而且也提高了选别指标（特别是对于细粒矿物的选别），其发展前景应引起重视。

钛、锆粗精矿中常见矿物的磁性由强到弱变化顺序如下：磁铁矿＞钛铁矿＞赤铁矿＞柘榴子石＞黑云母＞独居石，而锆英石和金红石为非磁性矿物。各种矿物的比磁化系数见附表4。

干式磁选机一般分为盘式和辊式两种类型。在磁选过程中对磁选机的调整是很重要的，其调整主要是根据给矿的性质（矿物组份及粒度等）而适当的改变磁距和磁场强度进行选分。除上之外，磁选前物料的分级、干燥以及焙烧处理等都对磁选有很大的影响。有时选分一些磁性相近，很难分离的矿物时，就必须在磁选前预先对此矿物进行处理。

当采用干式磁选机进行磁选时，物料选分前首先要进行分级和干燥。分级一般均采用筛分分级。苏联乌克兰的一个含锆、钛粗精矿，主要矿物为钛铁矿、金红石、锆英石、白钛石和十字石等，其粒度为－0.16～＋0.063毫米。采用2BK-5B型电磁选矿机进行磁选时，粗精矿加热温度对其选别结果的影响见表5—

在不同温度下混合粗精矿的磁选结果　　表 5—8

加热温度℃	产品名称	产率 %	含量，%						回收率，%					
			锆英石	金红石	钛铁矿	十字石	铬铁矿	其它	锆英石	金红石	钛铁矿	十字石	铬铁矿	其它
30	磁性产品	5.3	0.4	2.26	76.15	8.10	5.7	7.39	0.2	0.9	9.8	3.2	42.9	2.2
	非磁性产品	94.7	14.20	13.97	39.00	13.35	0.42	19.06	99.8	99.1	90.2	96.8	57.1	97.8
	原矿	100.0	13.47	13.34	41.04	13.08	0.70	18.37	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
170	磁性产品	3.6	0.55	2.47	69.23	9.33	7.41	11.01	0.1	0.7	5.6	3.0	43.1	2.5
	非磁性产品	96.4	14.90	13.10	43.90	11.30	0.36	16.44	99.9	99.3	94.4	97.0	56.9	97.5
	原矿	100.0	14.35	12.70	44.75	11.29	0.62	16.38	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
280	磁性产品	2.1	2.2	6.84	53.50	8.25	11.20	18.01	0.3	0.9	2.8	1.3	41.5	2.0
	非磁性产品	97.9	15.75	16.40	39.90	14.81	0.34	12.80	99.7	99.1	97.2	98.7	58.5	98.0
	原矿	100.0	15.43	16.20	40.15	14.67	0.57	12.98	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

8[31]。由表中可以看出，当磁场强度一定时（约4,000奥斯特），随着加热温度的提高，在磁性产品中钛铁矿和十字石则逐渐减少（即磁性减弱了），此时铬铁矿的回收率基本上不变，但在磁性产品中铬铁矿的品位则增高了。将经磁选后的非磁性产品加热到300°C进行两次精选，在磁性产品中可以回收90%铬铁矿，5～7%钛铁矿，2～3%十字石。将含有4%铬铁矿的钛铁矿精矿加热到300～320°C进行磁选，非磁性产品进行三次精选，可将钛铁矿精矿中的铬铁矿降低到0.2～0.3%。从上可以看出，加热可以改变某些矿物的磁性，从而有利于采用磁选将它们分离开。

在某些矿床中生成的金红石具有弱磁性，有时锆英石本身因含铁多时，也具有弱磁性，这些矿物的比重、粒度、磁性都很接近，采用磁化焙烧进行磁选时，有可能使金红石的磁性增加而进到磁性产品中[74]。有些钛铁矿产品中含有赤铁矿、褐铁矿时，也可以采用磁化焙烧法进行分离。

锆英石、钛铁矿、金红石、独居石等矿物在1,000°C条件下，进行焙烧时，比磁化系数的变化情况见表5—9[120]。从表中可以看到磁化焙烧可以使所研究的全部矿物的磁性增强。其中以钛铁矿、十字石增加的较快，这样就有可能通过磁选将它们分开。

焙烧对锆、钛等矿物比磁化系数的影响　表5—9

矿物	Fe_2O_3，%	FeO，%	比磁化系数，厘米³/克	
			焙烧前	焙烧后
钛铁矿	28.8	0.72	70×10^{-6}	$3,340\times10^{-6}$
金红石	0.8～1.3	0.35	1.7×10^{-6}	47×10^{-6}
白钛石	2.7	0.7	40×10^{-6}	没测定
铬尖晶石	40	—	105×10^{-6}	$2,200\times10^{-6}$
独居石	0.6～4.5	—	9.7×10^{-6}	17.3×10^{-6}
蓝晶石	～1	—	0	7.5×10^{-6}
十字石	～15	—	24×10^{-6}	820×10^{-6}
锆英石	0.2	—	2.9×10^{-6}	74.5×10^{-6}

三、锆、钛粗精矿的电选分离研究

电选是利用矿物导电性的不同，来选分矿石的一种方法。在电晕电场中，当导电性不同的矿粒通过高压电场时，由于受到电力和机械力的作用，而按着不同的运动轨迹进行分离。

锆、钛粗精矿的矿物组成，按其导电性可分为导电部分和非导电部分两大类。一般的来说导电矿物有：磁铁矿、钛铁矿、赤铁矿、铬铁矿、锡石、金红石等；非导电矿物有：独居石、柘榴子石、磷灰石、锆英石等。也有时将矿物按相对导电性差别分为良导体、半导体及非导体三类（见表5—10）。各种矿物的比导电度及整流性见附表5。

某些矿物按相对导电性差别分类　　表 5—10

良导体	半导体	非导体	
磁铁矿	褐铁矿	金刚石	磷灰石
磁黄铁矿	菱铁矿	白钨矿	绿帘石
钛磁铁矿	铬铁矿	锆英石(含铁少的)	黑云母
赤铁矿	钛橄榄石	磷钇矿	白云母
黄铁矿	黑钨矿	斜锆石	石英
金	柘榴子石(含铁的)	独居石	长石
银	钨锰矿	氟碳铈矿	角闪石
铂	钨华	绿柱石	硅线石
铌铁矿	锡石	锂辉石	堇晶石
钽铁矿	锆英石(含铁高的)	电气石	十字石
钛铁矿	刚玉	橄榄石	黄玉
金红石	铁闪锌矿	尖晶石	萤石
辉钼矿	辉锑矿	柘榴子石(透明的)	方解石

电选机按电场特性可分为静电选矿机（在静电场中进行选矿）和电晕选矿机（在电晕放电电场中进行选矿）两类。一般来说采用静电选矿机选分的两种矿物，或者是它们的整流性不同，或者是两种矿物的分选电位差超过3,000伏时，都能够进行选别，但用静电选矿机不能分选开的混合矿物在电晕电选机上则有时很容易选分开[43]。

1．电选前物料的准备

电选主要是决定于矿物的表面性质、物料的粒度和物料组成以及水份的含量。为了提高电选的效果，在电选前，一般要将矿物进行分级、脱泥、药剂表面处理及加热等项预先处理。

物料粒度对电选的影响：电选粗粒物料时，选分效果好，电选机的处理能力大；当选分很细的物料（－0.074毫米）时，则严重的影响了电选的效果。各种不同粒度的物料电选的结果见表5—11[74]。从表中可以看出对＋0.2毫米的锡石混合物进行电选时，在导体的接矿斗（一）中锡石的回收率98%以上，但对0～0.07毫米的细粒锡石进行电选时，在接矿斗（一）中几乎没有锡

各种不同物料的电选结果

（鼓式电晕选矿机）　　表 5—11

矿物	粒度，毫米	回收率，%		
		接矿斗(一)	接矿斗(二)	接矿斗(三)
金（砂矿和脉矿的）	0.1～0.2	99.0～100.0	0～1.0	—
黄铁矿（脉矿的）	0.15～0.8	100.0	痕迹	痕迹
磁铁矿（重砂的）	0～0.8	96.5	3.5	痕迹
钛铁矿（重砂的）	0～0.4	90.3	8.7	1.0
拓榴子石(重砂中的镁铝榴石和铁铝榴石)	0～1.7	65.6	4.0	28.8
锆英石（重砂的）	0～1.7	3.0①	6.0	87.0
锡石（砂矿和脉矿的）	0.8～1.2	99.2	痕迹	—
	0.3～0.8	98.0	痕迹	痕迹
	0.2～0.3	99.0	痕迹	痕迹
	0～0.07	痕迹	痕迹	100.0
黑钨矿（砂矿和脉矿的）	0.8～1.2	100.0	痕迹	痕迹
	0～0.8	37.5	22.5	40.0
0～0.8毫米黑钨矿分级后分别进行电选	0.4～0.8	25.0	痕迹	痕迹
	0.2～0.4	12.5	15.0	5.0
	0～0.2	痕迹	7.5	35.0
独居石（砂矿的）	0～0.8	2.4	19.1	78.5
非有用矿物（重砂中轻组分）	0～0.8	11.3	17.4	71.3

① 粗粒。

石产品，大部分锡石都跑到非导体的接矿斗（三）中；对不同粒度的黑钨矿进行电选时，同样也说明了细粒物料很难分离(－0.2毫米的黑钨矿电选时，大部分黑钨矿都跑到中矿和非导体中去)。由此可看出物料粒度对电选影响很大，因此所选分的物料如果级别太宽，特别是细粒物料（－0.074毫米）含量多时，应首先进行分级，然后则分别进行选别。这样即防止微粒物料附着在粗粒物料表面上，影响精矿的品位和回收率，也能防止由于物料粒级太宽影响各种物料的选分效果。

电选前的分级，一般采用干式筛分进行分级，也有时采用风力分级及电选分级进行预先处理。

矿物表面采用药剂处理对电选的影响：有很多易选的物料，事先不经过表面处理也可以选的很好，但有一些难选物料，若不经药剂进行表面处理，电选效果很差，经过某些药剂对其表面进行处理后，电选的效果有很大的改善。因此对一些比较难选的矿物，预先采用适当的药剂进行表面处理，会提高其电选的选择性，有利于电选分离。

药剂对矿物表面的处理，可以清洗或除掉矿物表面上的某种薄膜及在某些矿物表面上有选择性的吸附了药剂，在矿物表面上形成新的薄膜。由于上述两种作用就可以有选择性的改变不同矿物的导电性，从而有利于它们之间的分选。

对矿物进行处理的药剂分为无机物质和有机化合物两种，某些矿物进行表面处理时，推荐的药剂如表5—12[74, 82]。

物料预先干燥对电选的影响：矿物中所含的水份不但会降低矿粒导电率的差别，而且使非导电矿物微粒粘着于导电矿粒上和导电矿物的微粒粘着于非导电的矿粒上，从而改变了原来矿物本身的表面性质，使电选过程恶化。因此，在电选前，一般都对矿物进行加热烘干，其加热温度通常为150～250°C之间。

2．锆、钛粗精矿的电选过程

各种物料在电选时的影响因素，主要是电选机的分离电压、转速及附加电压的极性等。因此在电选操作中必须根据物料性质

的不同，适当的调整以上几方面的因素进行选分[43, 89, 122]。

对于不同矿物和它们的混合物进行表面处理时推荐的药剂　　表 5—12

分离矿物	药剂及用量
石英	甲酚（250克/吨）；油酸钠（400克/吨）；油酸（400克/吨）；硫酸铜（250克/吨）；甲酚基二硫代磷酸盐（400克/吨），氯化钠（1,000克/吨）；阳离子捕收剂：ИМ-11
长石	ИМ-11；棕榈酸盐；苯酸
重晶石	油酸
石英＋锡石	与石英采用的药剂相同
石英＋黑钨矿	同上
长石＋锡石	ИМ-11
长石＋黑钨矿	同上
重晶石＋锡石	油酸
重晶石＋黑钨矿	同上
白钨矿＋石英	氯化钠（1,000克/吨）；甲酸（250克/吨）
锡石＋白钨矿	甲酚（250克/吨）；油酸（400克/吨）
锡石＋硅酸岩（辉石、白云母和石英型）	甲酚（250克/吨）；油酸钠（400克/吨）
白钨矿＋脉石矿物	氯化钠（1,000克/吨）；水玻璃、盐酸、硫酸及其它酸
黄绿石	油酸钠；ИМ-11；C_{18}～C_{25}的脂肪酸胺的混合物；硫酸
磷灰石	氟氢酸
锆英石＋磷灰石	氟氢酸（5～10%的浓度）

改变承受电极的转速对矿物电选的影响见图5—7[75]。从图中可以看出，当电压不变时，随着转速的增加，导体矿物（金红石和钛铁矿）的回收率也随着增加，同时在导电矿物中非导电矿

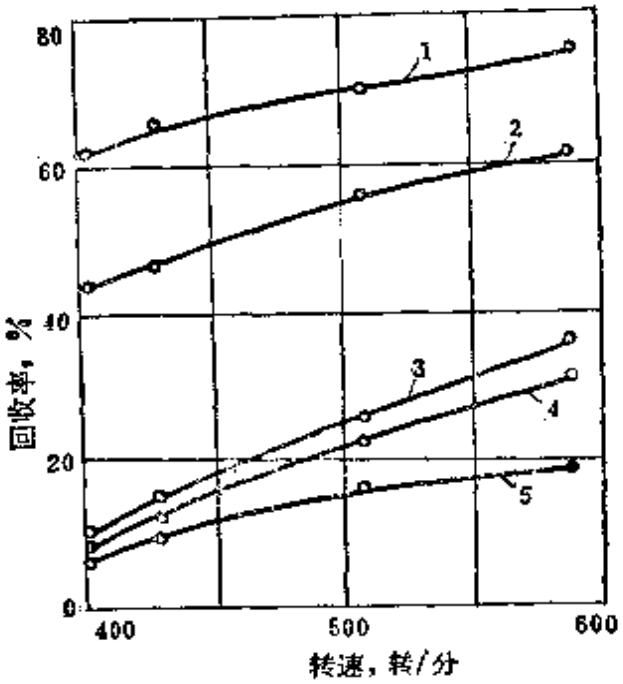


图 5—7　承受电极的转速，对导电产品中矿物回收率的影响

1—金红石；2—钛铁矿；3—锆英石；4—十字石；5—石英

（电压：17千伏，给矿：2吨/时）

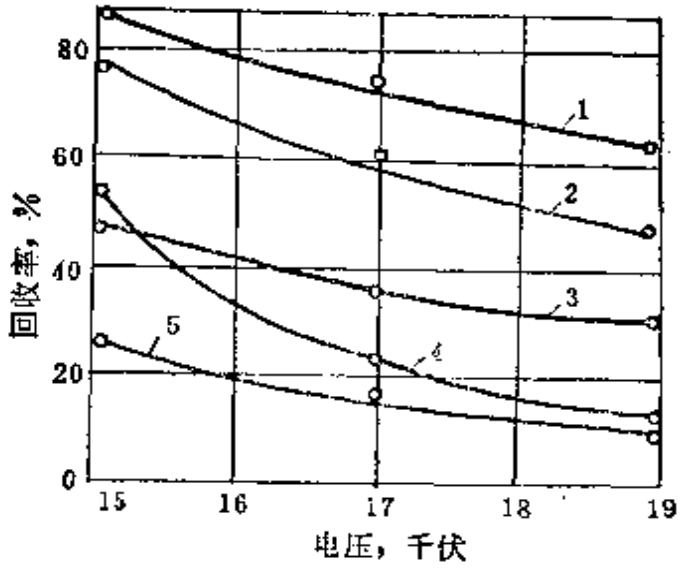


图 5—8　在转速为590转/分时，附加电压值对导电产品中矿物回收率的影响

1—金红石；2—钛铁矿；3—十字石；4—锆英石；5—石英

物（锆英石、石英、十字石）的回收率也增加。

改变电选机的承受电压，对矿物电选的影响见图5—8。从图中可知随着电压的提高，在导体产品中各种矿物的回收率，无论是对导体矿物（金红石、钛铁矿）和非导体矿物（锆英石、石英、十字石）都逐渐下降。

在对一些物料电选时，有时用提高承受电极的转速来提高导体矿物的回收率，此时因导体矿物中夹杂着的脉石也随着增加，而影响导体矿物的质量。但是，此时如果适当地提高电压，就会弥补上述提高转速而造成的缺点，使电选效果更好些。然而在高转速、高电压下工作，不但有利于细粒物料的电选分离，而且也大大地提高了电选机的生产率。试验表明：ЭКС-1250型电选机在转速为430转/分，电压为17,000伏与转速为590转/分，电压为20,000伏选分含金红石、钛铁矿、锆英石、石英和十字石时，在导电产品中各种矿物的回收率大体相同，但后者却大大地提高了电选机的生产率。

附加电压类型对电选结果的影响。现在所使用的电选机，一般的在导线的点电晕电极上是供给高压负电，然而对某一钛、锆粗精矿的电选试验表明，在导线的点电晕电极采用正电压比采用负电压效果好。苏联某一粗精矿加热到180～200°C时，用苏联的ЭКС-1250型电选机进行电选，当电压为17,000伏，转速为430转/分，电选机的生产量为3吨/时。电晕电压类型对选别指标的影响见表5—13[75]。从表中可以明显的看出，当附加电晕电压为正电压时，不但提高了钛铁矿、金红石在导电产品中的回收率，而且也提高了锆英石、石英、十字石在非导电产品中的回收率。

3．锆、钛混合物的电选结果

某些单矿物电选时的选别结果见表5—14[74]。从表中可以看到金、锡石、黑钨矿、磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿在电选时大部分都成导体选分出去（接矿斗一），而榍石子石、锆英石、白钨矿、独居石等则成非导电产品选分出去（接矿斗二中）。

含两种及两种以上的多种矿物的混合物电选结果分别见表

混合粗精矿在电选时，附加电压类型对电选结果的影响　　表 5—13

附加电压	产品名称	产率，%	含量，%						回收率，%					
			钛铁矿	金红石	锆英石	十字石	石英	其他	钛铁矿	金红石	锆英石	十字石	石英	其他
电晕：正的	导电部分	44.1	53.1	27.4	5.08	4.7	2.9	8.32	57.3	72.9	15.9	16.5	14.9	31.4
	中矿	17.6	43.0	12.85	13.9	11.4	5.1	14.95	18.5	13.6	17.3	23.1	10.1	22.2
	非导电部分	38.3	25.8	6.0	24.52	14.3	16.8	14.18	24.2	13.5	66.8	60.4	74.7	46.4
	原矿	100.0	40.86	16.64	14.1	9.5	8.6	11.7	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
电晕：负的	导电部分	41.0	55.3	20.1	10.1	4.4	2.2	7.9	54.8	55.3	22.9	21.6	16.3	29.3
	中矿	33.1	36.83	14.4	20.3	9.12	5.0	12.17	29.4	32.2	36.1	44.8	29.9	36.6
	非导电部分	25.9	35.1	7.05	30.13	11.7	11.5	15.02	15.8	12.5	11.9	33.6	53.8	34.1
	原矿	100.0	41.44	14.83	18.7	7.8	5.6	11.03	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

5—15及表5—16[74, 122]。

单矿物的电选结果　　表 5—14

矿物	粒度（毫米）	接矿斗	
		（一）	（二）
金	0～1.2	大量的	没有
锡石	+0.15	〃	痕迹
黑钨矿	+0.2	〃	〃
磁铁矿	+0.15	〃	〃
钛铁矿	+0.15	〃	〃
赤铁矿	0～1.2	〃	〃
褐铁矿	0～1.2	〃	〃
柘榴子石	0～0.8	痕迹	大量的
锆英石	0～0.8	〃	〃
白钨矿	0～0.8	〃	〃
独居石	0～0.6	〃	〃
砂①	0～1.2	〃	〃

① 非有用矿物的轻组分。

四、锆、钛混合粗精矿电、磁选流程的配置

对于含锆、钛的粗精矿的精选，基本上是采用磁选、电选、重选及浮选法，根据矿物性质的不同交错的进行配置。单就磁选和电选来看其基本方案有两个，一个是将锆、钛粗精矿先经磁选分成磁性和非磁性产品，然后再分别（或部分的）采用电选进行处理；另一种方案是将粗精矿先进行电选，然后再分别进行磁选。一般的来看，原矿中含磁性矿物较多时，多采用磁选在前，这样就可以用磁选直接得到最终的磁性产品磁铁矿和钛铁矿。图5—9[64, 74]是澳大利亚砂矿的某一锆钛粗精矿，首先采用磁选分离钛铁矿、金红石、锆英石、独居石的精选流程，从图中可以看出粗精矿首先通过磁选可分离出磁性较强的钛铁矿等产品，其非磁性产品再进入电选机中分成导电产品（含金红石）和非导电产品（含锆英石），以后再分别用磁选进一步精选，可得到最终金红石、锆英石等产品。图5—10及图5—11是采用先电选后磁选的选矿流程[64, 74]，从这两个流程中可以看出，电选在前进行选分

两种以上混合物的电选结果（转速为40～60转/分；电压为65000伏）　　表 5—15

混合物成分	矿物粒度（毫米）	检查的矿物及其含量 %	接矿斗（一）			接矿斗（二）			接矿斗（三）		
			产率 %	矿物含量 %	回收率 %	产率 %	矿物含量 %	回收率 %	产率 %	矿物含量 %	回收率 %
锡石＋石英砂	0～0.4	锡　石 3.6	3.4	100.0	92.0	0.3	99.0	8.0	96.3	痕迹	痕迹
锡石＋柘榴子石	0～1.2	锡　石18.4	19.0	74.5①	84.6	13.5	13.9①	10.0	67.1	1.5	5.4
锡石＋锆英石	0～0.4	锡　石38.0	24.0	100.0	63.1	13.0	100.0	34.2	61.2	1.6	2.0
黑钨矿＋柘榴子石②	0～0.8	黑钨矿21.7	15.2	71.4	50.0	9.7	33.3	15.0	75.0	10.1	35.0
黑钨矿＋锆英石②	0～0.6	黑钨矿 6.0	4.0	86.0	51.8	6.0	10.0	10.0	89.5	2.5	38.2
磁铁矿＋独居石	0～0.3	独居石 6.0	43.5	痕迹	痕迹	48.5	3.9	25.0	4.0	95.0	63.6
白钨矿＋钛铁矿＋磁铁矿③	0～0.6	白钨矿36.0	62.4	10.5	17.8	7.7	53.1	11.6	29.6	86.9	70.2
独居石＋钛铁矿＋磁铁矿	0～0.3	独居石12.3	27.4	痕迹	痕迹	63.6	5.4	28.0	10.9	70.0	62.2
独居石＋钛铁矿＋磁铁矿	0～0.4	独居石26.4	64.1	痕迹	痕迹	9.3	40.0	14.3	26.2	82.9	82.1

① 夹杂有铁矿物的锡石精矿；

② 对选分困难的板状黑钨矿粒子；

③ （一）＋（二）斗之产品在精选时，回收率达90%。

从混合产品中优先回收单独产品的电选结果　　表 5—16

混合物组成，%	粒度，毫米	优先回收的精矿																	
		磁铁矿		黑钨矿		锡石		锆英石		独居石		白钨矿＋锆英石		金		钛铁矿		硫化矿		柘榴子石	
		含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%	含量%	回收率%
磁铁矿 3.3；黑钨矿 1.1；锡石 2.5；锆英石 0.4；砂（轻的砂矿组分）92.7①	0～0.8	100.0	96.0	88.9	88.6	91.5	92.2	46.6②	83.8	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
砂 92.5；磁铁矿 4.7；锆英石 0.6；独居石 0.7；白钨矿 1.5；金	0～0.8	100.0	100.0	—	—	—	—	—	—	45.0②	84.1	49.8	—	—	98.0	—	—	—	—	—	—
砂 92.5；磁铁矿 3.1；钛铁矿 0.3；锡石 0.6；独居石 0.8；锆英石 1.0；白钨矿 1.0；硫化矿 0.7	0～0.4	100.0	100.0	—	—	64.0②	77.1	—	—	40.0②	84.0	72.1	—	—	—	100.0	100.0	—	—	—	—
砂 79.5；磁铁矿 4.0；钛铁矿 4.0；锡石 3.0；独居石 0.7；锆英石 0.8；白钨矿 2.0；硫化矿 2.0；柘榴子石 4.0；金	0～0.8	100.0	98.0	—	—	77.3	89.4	—	—	50.0②	77.7	42.3	—	91.8	—	98.0	100.0	100.0	60.0	98.0	100.0

① 混合的原砂通常是采用很多砂矿床的硫化矿重砂组成的；

② 某些非导电产品再进一步处理。

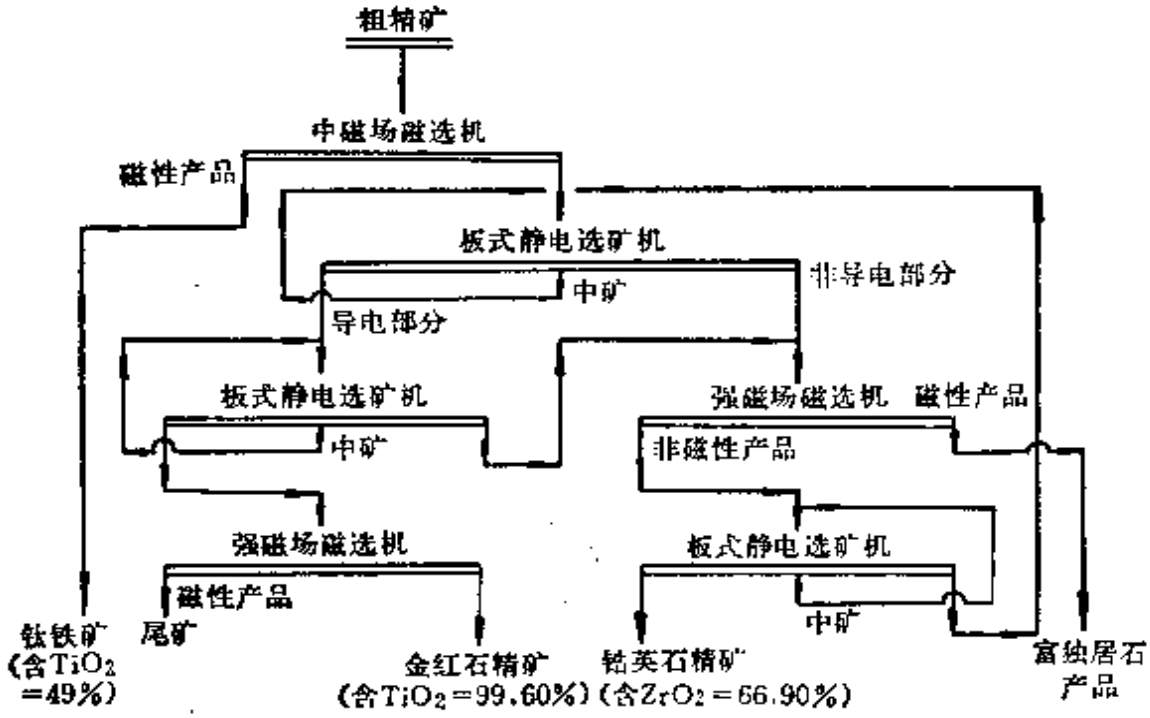


图 5—9 澳大利亚钛、锆矿砂的精选流程

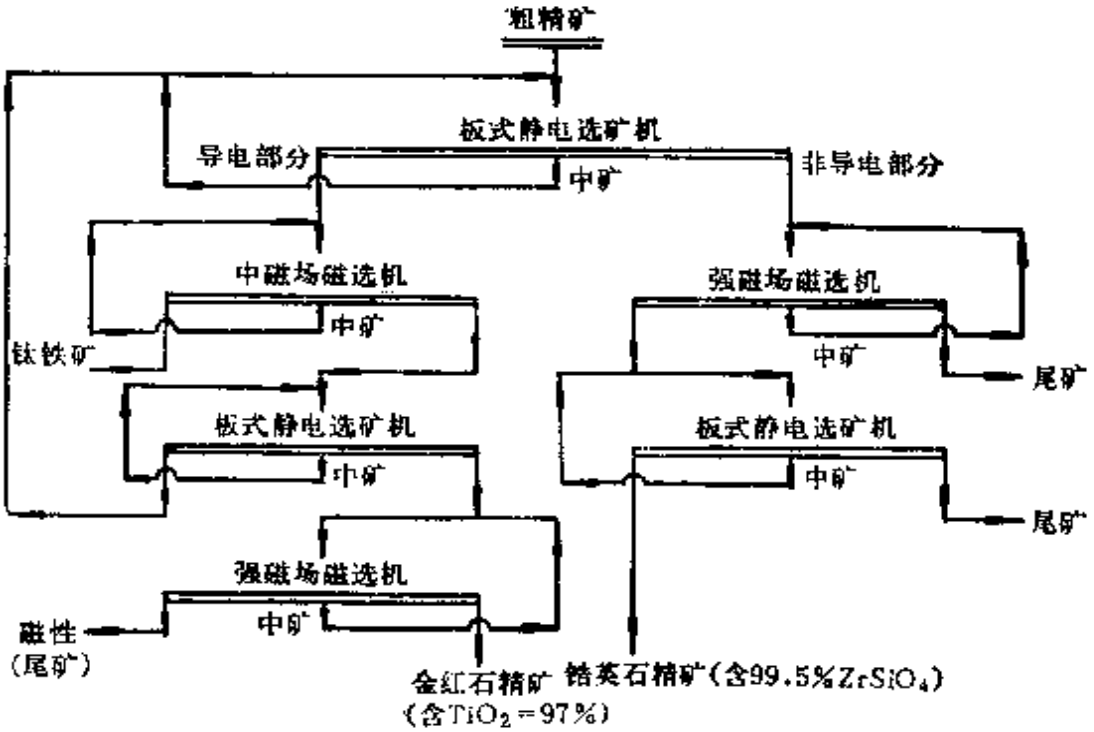


图 5—10 澳大利亚某钛、锆粗精矿改进后的精选流程

时，不能得出最终产品，无论是导电部分或非导电部分都必须再进一步进行选别，才能得出最终产品。但此流程，由于电选在前，在某些情况下可以提高磁选机的生产率和磁性产品的质量。混合粗精矿采用电选、磁选及重选相互配合选别含钛铁矿、金红石、锆英石、独居石四种精矿的典型流程见图5—11。

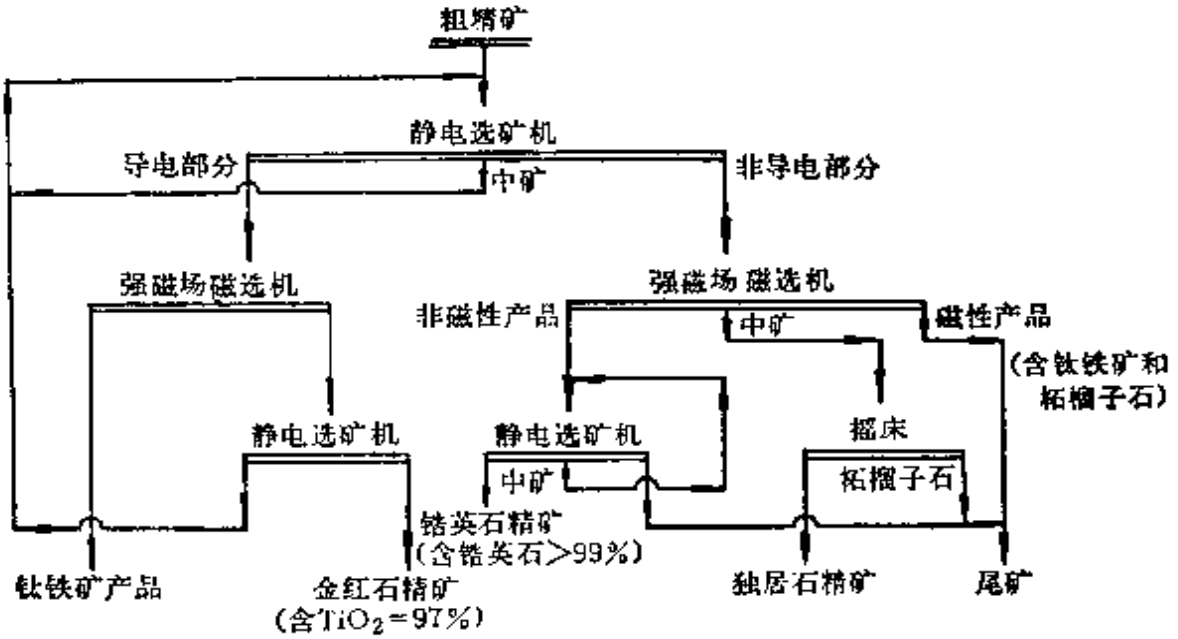


图 5—11　澳大利亚某钛、锆粗精矿的精选流程

第四节　锆英石的浮选研究

目前锆英石的选矿方法，主要是重选、磁选及电选法。浮选法只是用于选别细粒的锆英石矿石。

一、捕收剂对锆英石浮选的影响

浮选锆英石时，一般都采用油酸、油酸钠、弗斯弗腾等阴离子捕收剂，阳离子捕收剂ИМ—11虽然也能将锆英石浮起，但石英、长石等脉石矿物也一起上浮，使其精选很难分离。采用不同类型捕收剂对锆英石浮选的影响见图5—12[28，62]。

从图中可以看到，锆英石浮选最好的捕收剂是油酸钠，当其用量为50毫克/升时，锆英石的回收率为90%以上。在pH=5.6时，采用烷基硫酸钠对锆英石进行浮选实际上是不行的。采用弗斯弗腾对锆英石进行浮选研究表明，弗斯弗腾在中性介质中也是

锆英石（浮选）的较好的捕收剂，其捕收性比油酸钠差，但选择性好一些。

二、矿浆 pH 值对锆英石浮选的影响

采用油酸钠、弗斯弗腾、ИМ—11 和硫酸酯钠盐为捕收剂时，矿浆 pH值对锆英石浮选的影响见图5—13[28, 62]。由图中可见，当采用油酸钠为捕收剂时，浮选的最好 pH 值为7～8.8（曲

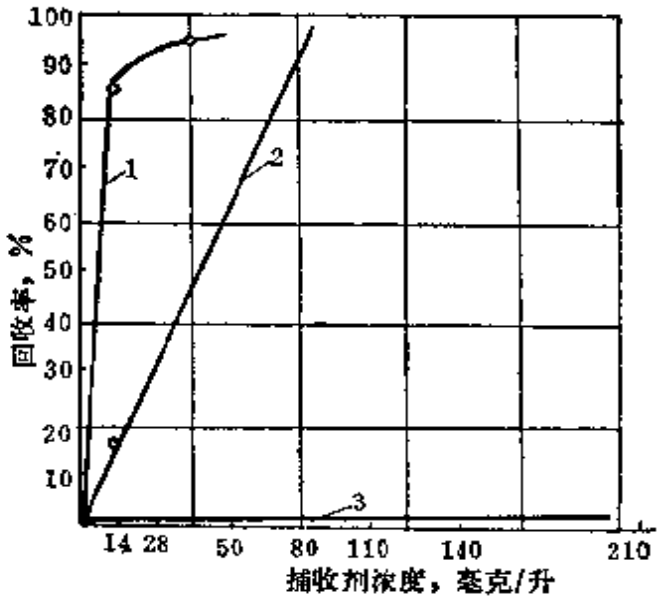


图 5—12 不同捕收剂用量对锆英石浮选的影响

1—油酸钠；2—ИМ—11；3—烷基硫酸钠（pH = 5.6）

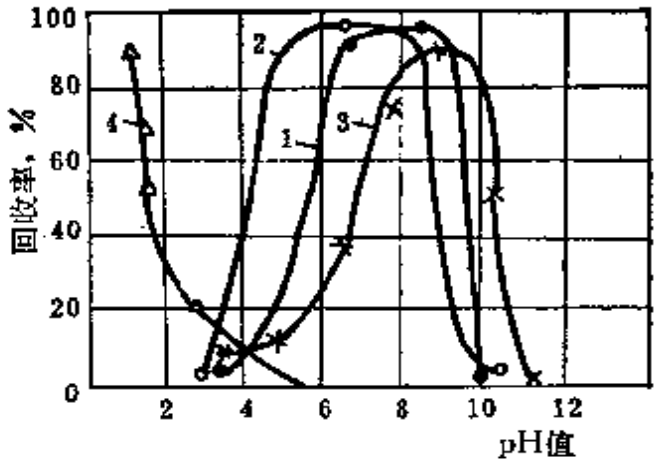


图 5—13 矿浆pH值对锆英石浮选的影响

1—油酸钠35毫克/升；2—弗斯弗腾 70 毫克/升；3—ИМ—11，49 毫克/升；4—烷基硫酸钠200毫克/升

线1）；用弗斯弗腾为捕收剂时，pH值为5～9（曲线2）；用ИМ—11为捕收剂时，pH为8～10（曲线3）；采用烷基硫酸钠时，最好的pH值为1.4（曲线4）。

三、酸处理对锆英石浮选的影响

用硫酸或盐酸处理锆英石，能使其浮选活化，其作用如下：1）能除掉矿物表面上被污染的金属离子、盐类等杂质；2）能适当的溶解掉矿物表面上的金属阳离子；3）用硫酸处理锆英石可能在其表面上生成一种表面化合物，具有疏水特点，有利于浮选。一般情况下，采用硫酸处理比采用盐酸处理效果好一些。

四、某些调整剂对锆英石浮选的影响

1．苏打对锆英石浮选的影响

苏打（Na_2CO_3）是一种弱酸盐，在水介质中水解为OH^-、HCO_3^-、CO_3^{--}和Na^+离子；在碱性介质中通常以HCO_3^-和Na^+离子存在为主。当采用油酸为捕收剂时，苏打的用量对锆英石的浮选影响见表5—17及图5—14[22]。即随着苏打用量的增加，对不同用量的油酸浮选锆英石时，均相应的产生了抑制作用。当苏打用量为250克/吨以下时，在中性和弱酸性介质中（pH=7～8）锆

在苏打和油酸用量可变的情况下，对锆英石浮选的影响　　表 5—17

苏打用量 克/吨	矿浆 pH值	锆英石的回收率，% 油酸用量，克/吨 100	250	1,000	试验条件
—	6.9	23.0	70.0	92.5	锆英石粒度为－0.15～＋0.053毫米，固:液=1:5，搅拌时间3分钟，浮选时间5分钟
100	7.5	13.0	—	93.6	
250	8.3	7.4	57.7	91.5	
400	—	3.3	—	90.5	
500	8.6	—	4.9	—	
800	—	—	—	82.3	
1,000	9.4	—	2.0	—	
1,600	—	—	—	2.2	
2,000	>10	—	—	1.4	

英石能顺利的被浮游（见曲线 2 和 3）。但当苏打的用量提高时（pH＝8.6～9.4），实际上则已抑制了锆英石的浮选。由图同样也说明了当油酸的用量不同时，苏打对其抑制作用也有很大的差别，当苏打用量为250克/吨，油酸的用量分别为100、250、1,000克/吨时，锆英石的回收率则分别为7.4%、57.7%和91.5%，这说明了随着捕收剂油酸用量的增加，苏打对锆英石的抑制作用也逐渐减弱。

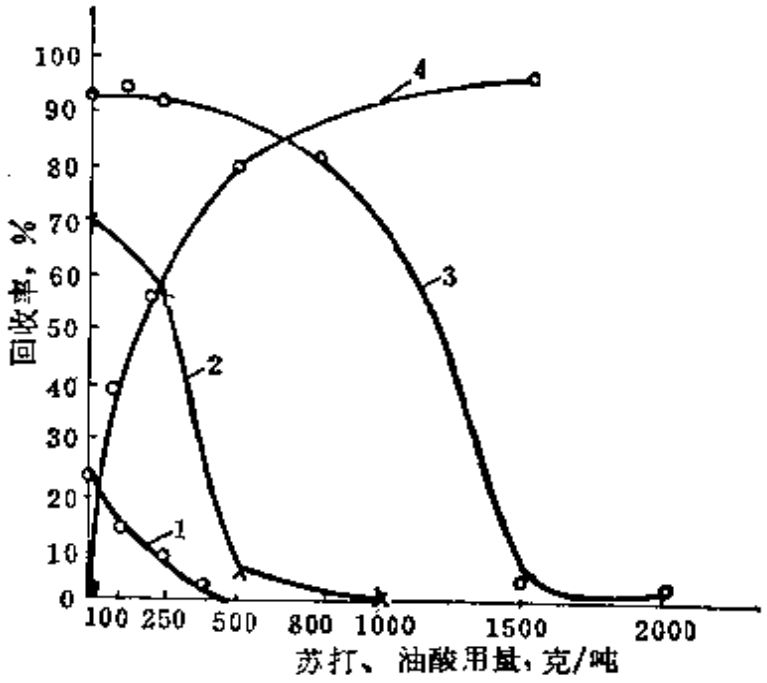


图 5—14　苏打和油酸用量的变动对锆英石浮选的影响

1—油酸用量100克/吨；2—油酸用量250克/吨；3—油酸用量1,000克/吨；4—油酸用量变动

采用油酸为捕收剂时，苏打对不同粒度锆英石的抑制作用见表5—18及图5—15[22]。即在油酸用量为 250 克/吨，苏打用量为 1,000 克/吨时，对中粒级（－0.15～＋0.053 毫米）和细粒级（－0.053～＋0.02毫米）的锆英石矿粒的抑制作用有很大不同，对中粒级的回收率减少到 2.0%（曲线 1），而对细粒级则只减少到44.3%（曲线 2）。

苏打用量的变化对不同粒度
锆英石浮选的影响　　表 5—18

苏打用量	矿　浆	锆英石回收率，%		固定浮
克/吨	pH	−0.15～+0.053毫米	−0.053～+0.02毫米	选条件

也增加，当硅酸钠用量为1,000克/吨时，实际上开始完全抑制了锆英石（曲线1）。从图5—16中也相应的看出苏打对锆英石的抑制作用比硅酸钠好，当将硅酸钠和苏打混合使用时，对锆英石抑制的效果更好些（见曲线3）。

硅酸钠对锆英石浮选的影响　　表 5—19

硅酸钠用量，克/吨	锆英石在泡沫产品中的回收率 %	试验条件
—	61.3	试验物料粒度为－0.15～＋0.053毫米，油酸用量250克/吨，固：液＝1：5，搅拌时间3分钟，浮选时间3～5分钟
50	58.7	
250	51.8	
500	47.2	
750	10.9	
1,000	2.5	

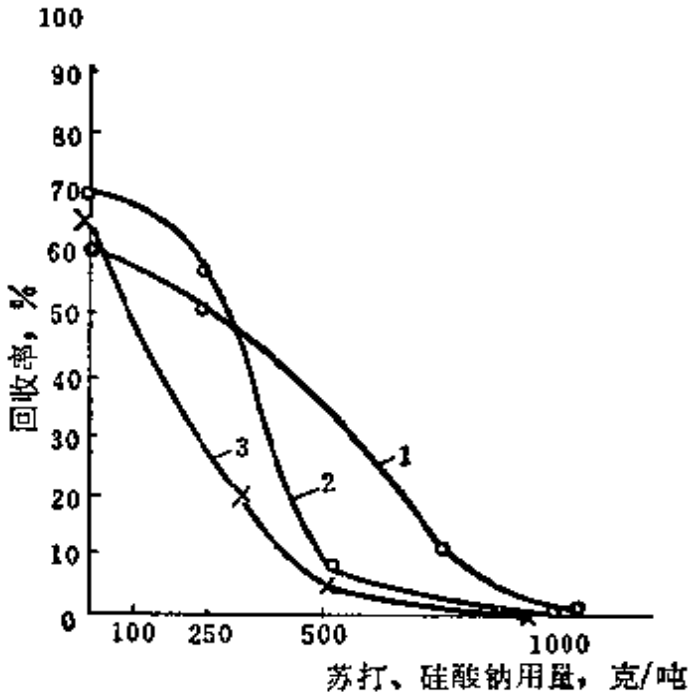


图 5—16　不同调整剂用量对锆英石浮选的影响

1—在油酸用量为250克/吨时，变动硅酸钠用量的结果；2—在油酸用量为250克/吨时，变动苏打用量的结果；3—油酸用量为400克/吨，硅酸钠500克/吨时，变动苏打用量的结果

采用弗斯弗腾为捕收剂时，硅酸钠对锆英石、锡石等矿物的

抑制作用见图5—17[62]。其中捕收剂弗斯弗腾的用量：对锆英石、石英和长石为750克/吨，对锡石为1,200克/吨。从图中可以看出硅酸钠对以上四种矿物均有抑制作用，其中最容易抑制的是石英，并且硅酸钠对锆英石、石英、长石的抑制作用具有选择性，因此在水玻璃用量为700克/吨时，利用弗斯弗腾为捕收剂进行浮选，是可以将锆英石与石英、长石等分离开的。

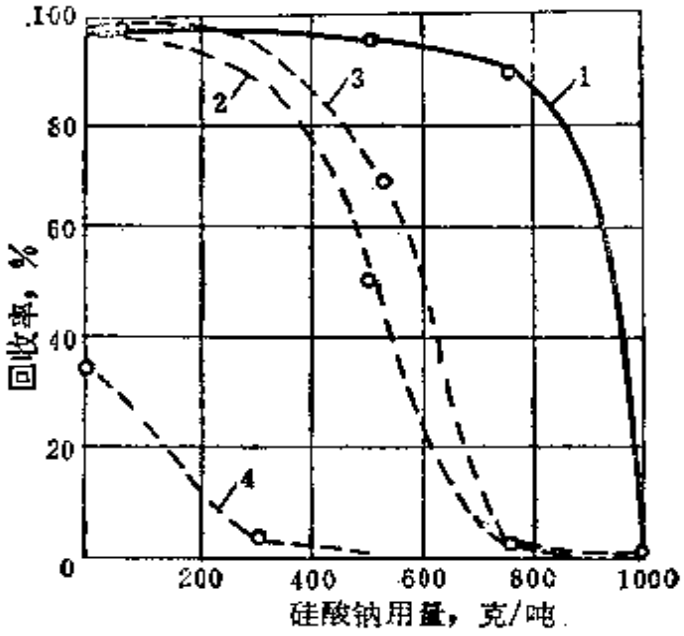


图 5—17 采用弗斯弗腾浮选时，硅酸钠用量对矿物回收率的影响

1—锆英石；2—锡石；3—长石；4—石英

3．硫化钠对锆英石浮选的影响。

采用油酸钠为捕收剂时，硫化钠对锆英石、黄绿石、独居石浮选的影响见表5—20[80]。即在硫化钠用量为10毫克/升时能活化所有被研究的矿物，以后随着用量的提高（从10到37.5毫克/升），则急剧的抑制了黄绿石和锆英石的浮选，但对独居石浮选基本上没有影响。

为了进一步了解某些调整剂的作用机理，将被苏打和硅酸钠抑制的锆英石，经过洗涤后进行浮选，其结果见表5—21[22]。即当锆英石被苏打（1,000克/吨）或硅酸钠（5,300克/吨）完全抑制之后，排除水溶液并用新鲜水洗涤物料，锆英石又几乎完全恢

复了其浮游性。从而说明在碱性介质中采用苏打的情况下，在一定的浓度下是OH^-和HCO_3^-离子的吸附；采用硅酸钠时，是OH^-和$HSiO_3^-$离子的吸附。其吸附主要是在矿物表面的空白微细地区，不排挤或排挤掉一部分捕收剂离子。抑制作用是由于在一定的浓度下，OH^-、HCO_3^-或者$HSiO_3^-$离子吸附在锆英石表面上，因而提高了水化层的稳定性，并且在与气泡接近时使水化层的破裂减慢，同时也降低矿粒向气泡粘着的速度。在排除矿浆水，并用蒸馏水洗涤颗粒物料之后，因大部分调整剂的离子被解吸，又由于矿物表面上已有相当量的捕收剂存在，因此锆英石又几乎完全恢复了浮游性。

在蒸馏水中，采用25毫克/升油酸钠时，

硫化钠对矿物浮选的影响　　表 5—20

硫化钠用量	黄绿石		锆英石		独居石	
毫克/升	回收率，%	浮选尾矿的pH值	回收率，%	浮选尾矿的pH值	回收率，%	浮选尾矿的pH值
0	81.6	5.8	46.0	5.8	37.6	5.7
10	83.6	5.8	68.0	5.8	82.6	5.8
25	19.6	6.4	48.0	6.4	82.0	6.6
37.5	0	6.8	11.0	6.8	81.6	6.7
50	0	7.1	4.0	7.0	82.3	6.9
150	—	—	0	9.1	77.0	8.5

从矿浆中排除调整剂对锆英石可浮性的影响　表5—21

药剂用量，克/吨			在泡沫产品中的回收率，%	
苏打	硅酸钠	油酸	未洗涤	在新鲜水中洗涤之后
—	—	300	80.2	—
1,000	—	300	0	70.6
—	5,300	300	0	65.0

五、多价金属盐类对锆英石浮选的影响

采用油酸钠为捕收剂时，重金属盐类对锆英石浮选的影响见图5—18[62]，即油酸钠用量为100克/吨时，少量的氯化铁和氯化

铅活化了锆英石的浮选，但随着其用量的增加(大于200～300克/吨）则急剧的抑制了锆英石的浮选；而硫酸铜在少量时，就对锆英石浮选起抑制作用。

采用弗斯弗腾为捕收剂时，氯化铁、氯化铅和硫酸铜对锆英石浮选的影响见图5—19[62]。即在弗斯弗腾用量为200～300克/吨时，少量的氯化铁和氯化铅和硫酸铜对锆英石的浮选起活化作用，但随着用量的增加则对锆英石浮选产生了抑制作用，这是由于在锆英石表面上吸附了少量阳离子的结果。

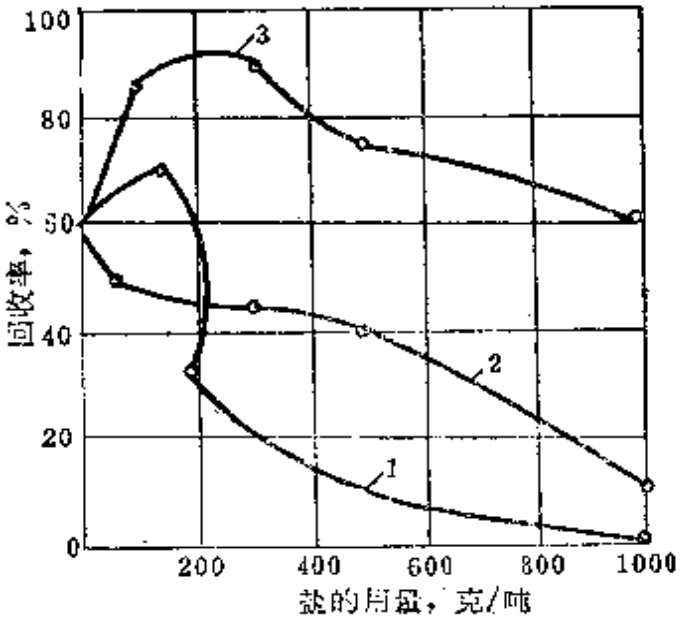


图 5—18 采用100克/吨油酸钠时，重金属盐的用量对锆英石浮选的影响

1—氯化铁；2—硫酸铜；3—氯化铅

采用弗斯弗腾为捕收剂时，氯化铁对锆英石、石英、长石浮选的影响见图5—20[62]。从图可知氯化铁对石英，特别是长石起显著的活化作用，并且当氯化铁用量在1,500克/吨时，也不降低石英、长石的回收率。然而当用大量的氯化铁时，可以强烈的抑制锆英石。根据氯化铁对锆英石和脉石矿物浮选时抑制的差别，就可以用氯化铁抑制锆英石，用弗斯弗腾浮选出长石和石英，而将锆英石抑制到尾矿中。

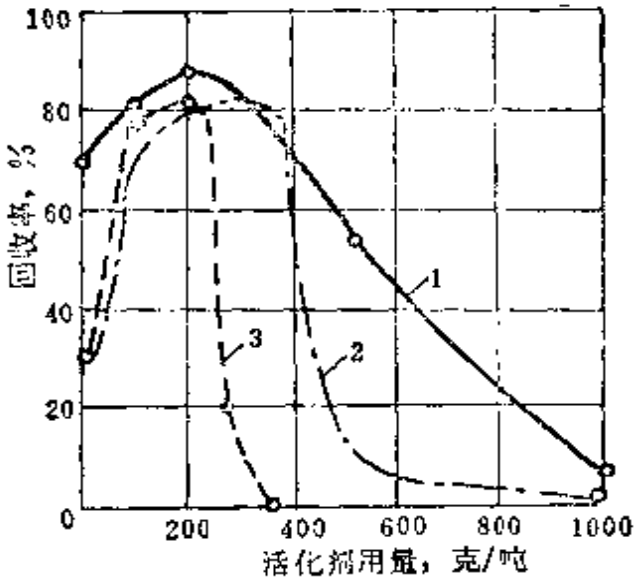


图 5—19 采用弗斯弗腾为捕收剂时，活化剂用量对锆英石回收率的影响

1—氯化铁；2—氯化铅；3—硫酸铜

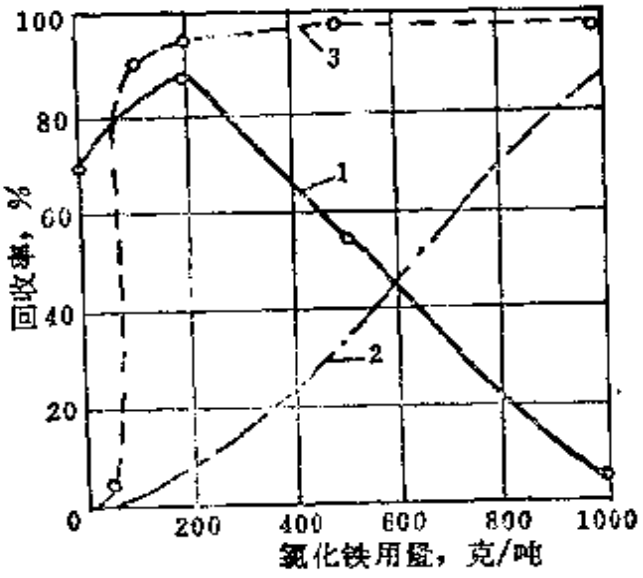


图 5—20 采用弗斯劳腾浮选时，氯化铁的用量对矿物回收率的影响

1—锆英石（弗斯弗腾为300克/吨）；2—石英（弗斯弗腾为750克/吨）；3—长石（弗斯弗腾为750克/吨）

第五节　锆矿石的选矿流程

含锆的矿床中，经常伴生有钛铁矿、金红石、黄绿石及独居石等有用矿物。其选矿时常常采用重选、磁选、电选及浮选等联合选矿方法进行分离。

采用浮选法选别细粒浸染的锆英石—黄绿石或重选矿泥的流程见图5—21[62]。即原矿经磨矿磨到 −0.074 毫米占95%以后，加入苏打、苛性钠和油酸，在碱性介质中抑制长石，浮选其它所有的矿物。混合精矿再在苏打和硫化钠的介质中首先精选出长石—霓石—辉石产品，其泡沫再加入苏打和水玻璃抑制黄绿石和锆英石，进行三次方解石浮选得出方解石产品。其中矿（含锆英石、黄绿石产品）进行三次清洗和浓缩后，在固：液＝1：1的矿浆中加入硫酸处理30分钟，然后进行洗涤与过滤，在 pH＝5～6 条件下，采用丁基黑药浮选硫化矿产品，其尾矿在 pH＝1.5～2.0的酸性介质中加入 2 公斤/吨烷基硫酸钠或异辛基磷酸钠进行锆英石与黄绿石粗选，粗选的泡沫在 pH＝1.5～2.0 条件下进行五次精选，最终得到锆英石和黄绿石精矿。

按此流程，原矿中含0.37%ZrO_2，0.08～0.10%Nb_2O_5，经过浮选可得到含23.5%ZrO_2及7.2%Nb_2O_5的粗精矿，其回收率分别为60.5%及73.2%。如果按着此流程不进行硫化矿浮选（虚线部分）时，酸处理后的产品直接用烷基硫酸钠在 pH＝1.5 2.0条件下浮选，可得到含 17～18%ZrO_2 及 4.0%Nb_2O_5 的粗精矿，其回收率分别为88.2%及86.5%。

苏联某矿石，采用半工业试验所得的粗精矿，含 15% 锆英石，5% 黄绿石，15% 铌榍石，8% 霓石，6% 长石，45% 磁铁矿及6%其他矿物，经研究制定的精选实验流程见图 5—22[84]。即此粗精矿首先在3,000～5,000奥斯特的磁场下，在感应辊磁选机上进行磁选，其非磁性产品（含 7.56%Nb_2O_5，其作业回收率为95.9%）反复用5%的硫酸处理，直到 pH＝2，加入氟硅酸钠（0.25公斤/吨）抑制黄绿石，再加入烷基硫酸盐，进行锆英石

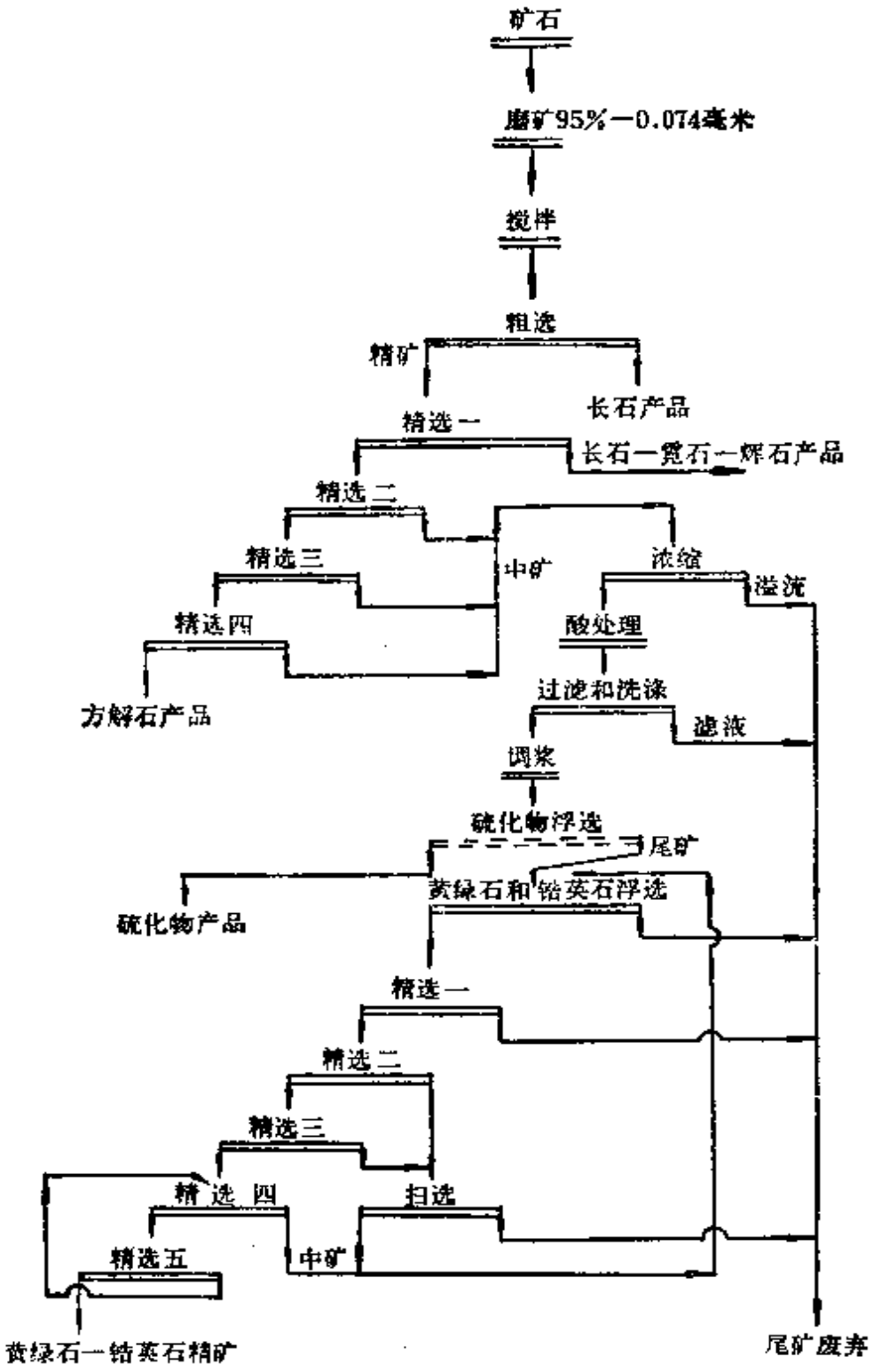


图 5—21　浮选细粒嵌布的黄绿石--锆英石或重选矿泥的流程

浮选，所得的锆英石精矿含56.4%ZrO_2，作业回收率为40%（其中Nb_2O_5损失为8.8%）。锆英石浮选的尾矿在酸性介质中，采用AHH-14为捕收剂进行黄绿石—榍石浮选。最终黄绿石浮选是采用阳离子捕收剂AHH-14及烷基硫酸盐(3：1～5：1)先后添加进行黄绿石浮选，所得的精矿含44.1%Nb_2O_5，对原矿的回收率为37.8%。

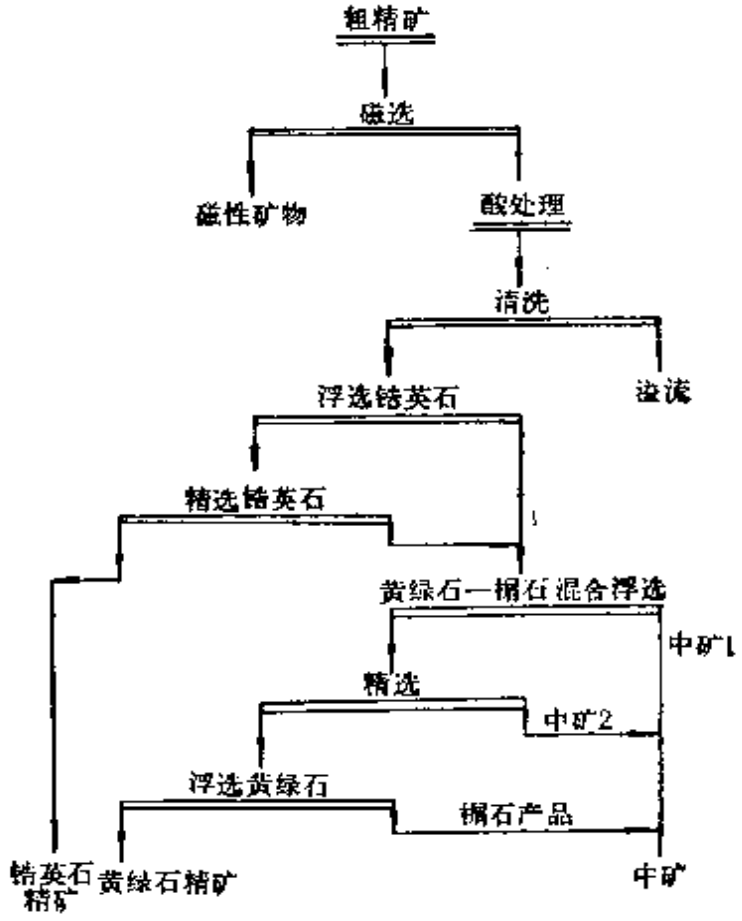


图 5—22 黄绿石和锆英石粗精矿的浮选分离流程

某重选的粗精矿，粒度为－0.2毫米，采用浮选与磁选相配合进行精选的流程、药剂制度及选别指标见图5—23[86]。即粗精矿含3.89%ZrO_2，经过精选后，可得到锆英石精矿，含60.2%ZrO_2，其回收率为78.49%。

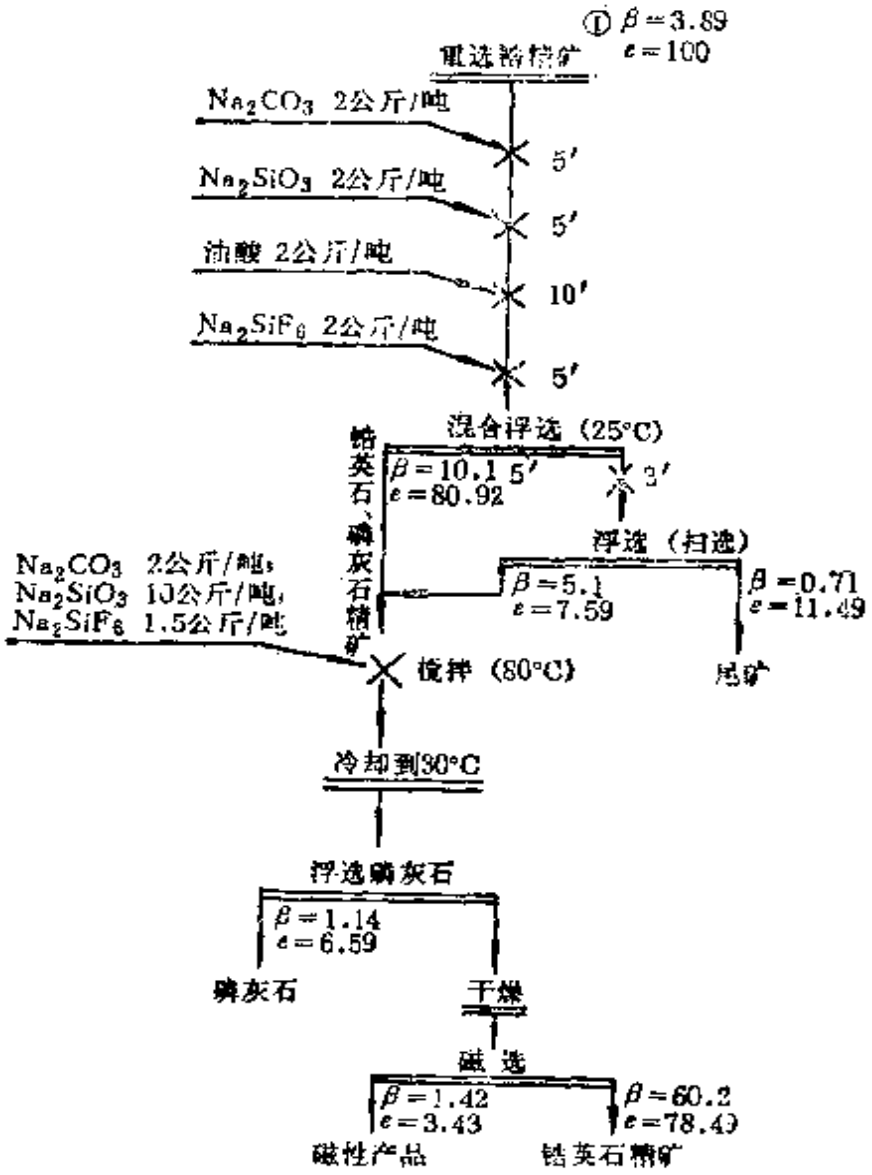


图 5—23 重选粗精矿中锆英石和磷灰石的浮选流程

①β为ZrO_2品位%，ε为ZrO_2回收率%

从含有白钛石化钛铁矿、金红石、锆英石、十字石、蓝晶石和石英的混合粗精矿中分离锆英石和钛铁矿的联合流程见图5—24[64]。即粗精矿经浓缩之后，加入0.145公斤/吨水玻璃，2.2公斤/吨石腊皂，在矿浆温度为18～20°C，液：固＝2：1的条件下进行锆英石浮选（粗选20分钟，扫选5分钟），可得到含15.3%ZrO_2的泡沫产品，其回收率为83.8%及含29.2%TiO_2，回收率

为74%的含钛产品（浮选尾矿）。此两种产品再分别采用磁选、电选及摇床进行精选，最终可得到含61.8%ZrO_2，回收率为80.3%的锆英石精矿；含64%TiO_2钛精矿及含TiO_2为96%的金红石精矿。

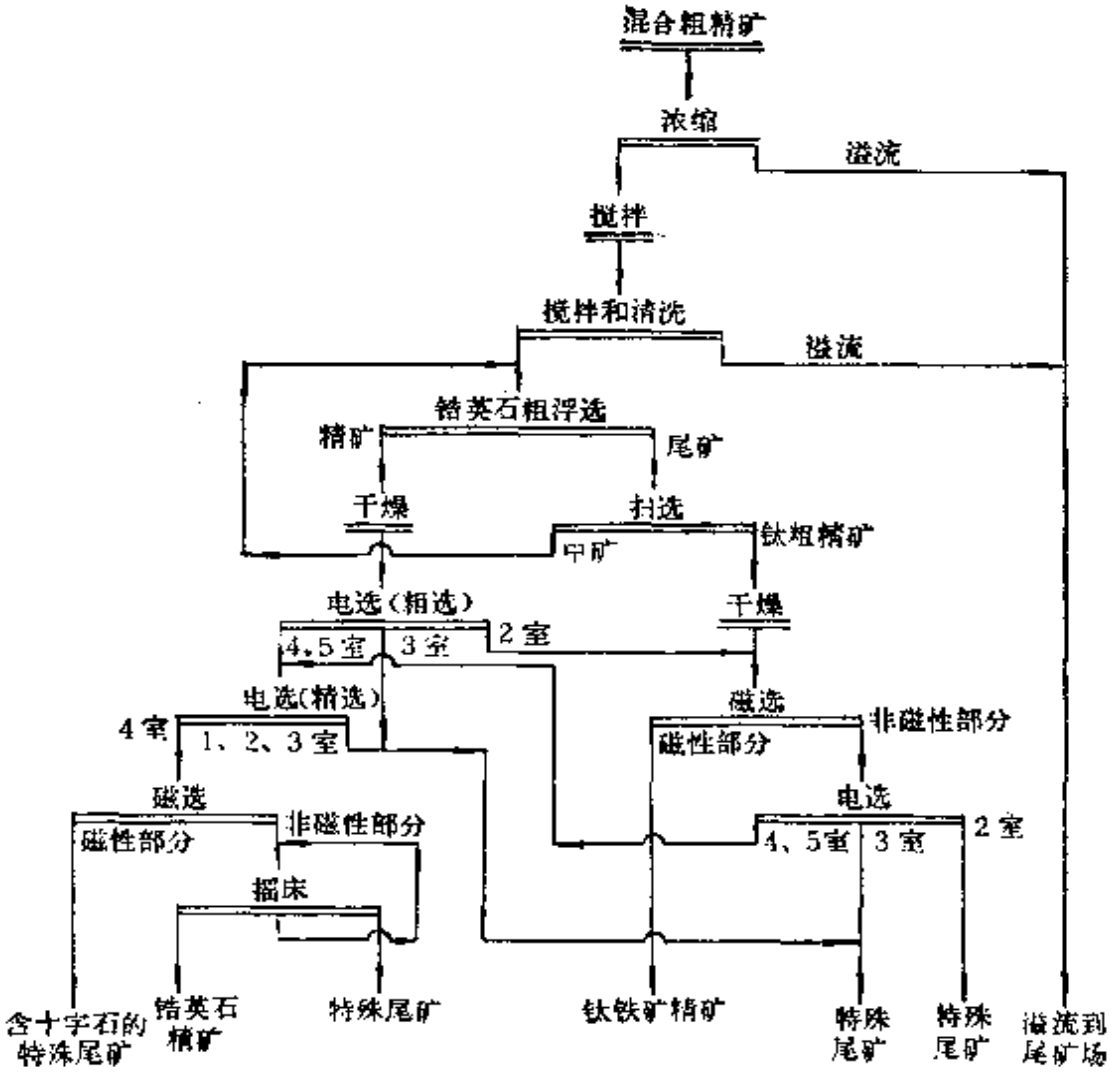


图 5—24　混合粗精矿的精选流程

含锆英石及黄绿石的粗精矿，首先用1～2公斤/吨含20～25个碳原子长链的脂肪酸胺的混合物处理15～20分钟，然后进行干燥、筛分成各个级别后，分别进行电选，其选矿流程见图5—25[74,82]。按此流程对含12.40%ZrO_2及12.12%Nb_2O_5的粗精矿进行电选分离，可得到含17.29%ZrO_2，回收率为89.4%的锆英

石产品及含45.56%Nb_2O_5，回收率为92.8%的黄绿石精矿（详见表5—22）。

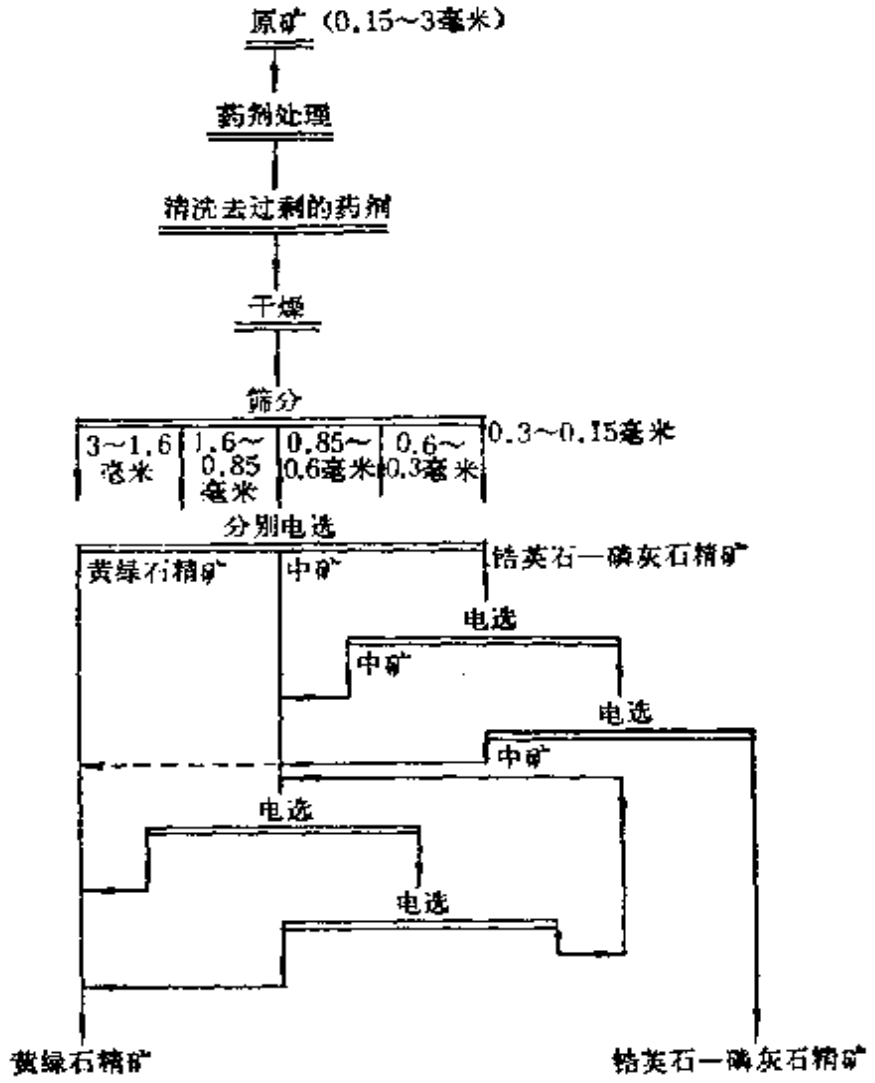


图 5—25 黄绿石—锆英石粗精矿的电选流程

重选黄绿石—锆英石粗精矿的电选结果 表 5—22

产品	产率，%	Nb_2O_5，%		ZrO_2，%	
		品位	回收率	品位	回收率
黄绿石精矿	25.8	45.56	92.8	1.48	3.1
中矿	10.3	3.73	3.2	9.44	7.5
锆英石精矿	63.9	0.75	4.0	17.29	89.4
原矿	100.0	12.12	100.0	12.40	100.0

采用磁化焙烧法分离金红石和锆英石的选矿流程见图5—26[64]。原矿洗矿后经摇床、浮选法得到的粗精矿，用磁选法除去钛铁矿产品，其尾矿因为锆英石和金红石的磁性相似，很难分离。故采用磁化焙烧法进行磁选分离效果好一些。

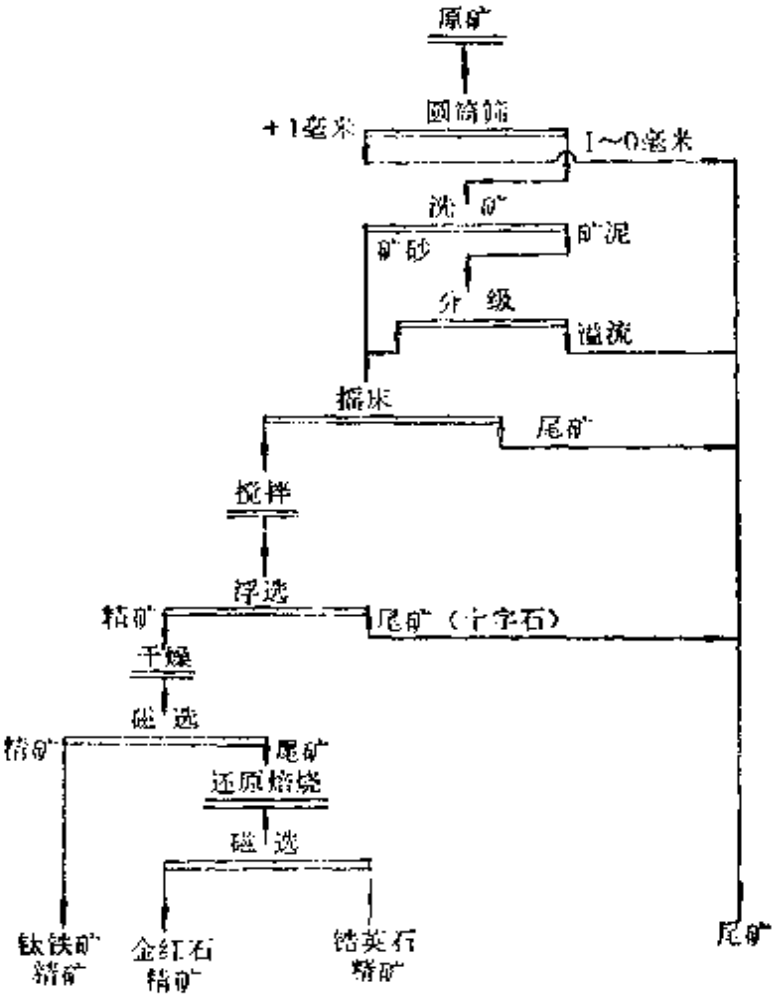


图 5—26 采用磁化还原焙烧法分选钛、锆砂矿的选矿流程

第六节 锆、钛砂矿的选矿实践

一、美国锆、钛砂矿选矿厂

1．美国杰克逊维勒（Jacksonville）选矿厂[41,64,74,82]

此选矿厂是处理美国弗罗里达州（Florida）的砂矿床，此矿床长9.6公里，宽近0.8公里，平均厚度为3.6米。矿砂中含4%

重矿物，其中钛铁矿占重矿物的40%，白钛石占4%，锆英石占11%，金红石占7%，独居石占0.5%。其脉石矿物主要为硅线石、重晶石、十字石、电气石和柘榴子石等。此选矿厂的选矿工艺流程和设备联系图分别见图5—27及5—28。

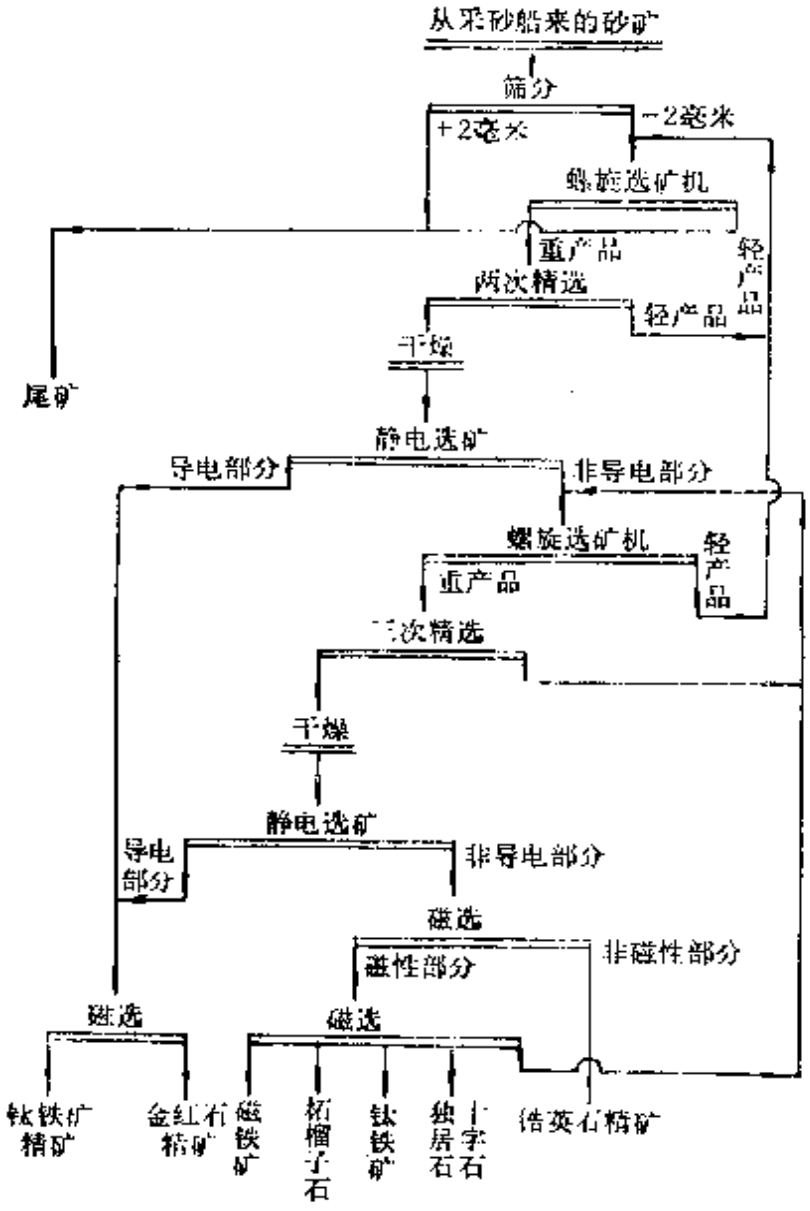


图 5—27　美国杰克逊维勒选矿厂工艺流程

从图中可以看出该选矿厂分四个部分组成：1）粗选采用螺旋选矿机进行，可将含4%重矿物的原砂矿经过粗选和精选可得到含90%重矿物的粗精矿。其选厂的日处理能力为7,500吨。

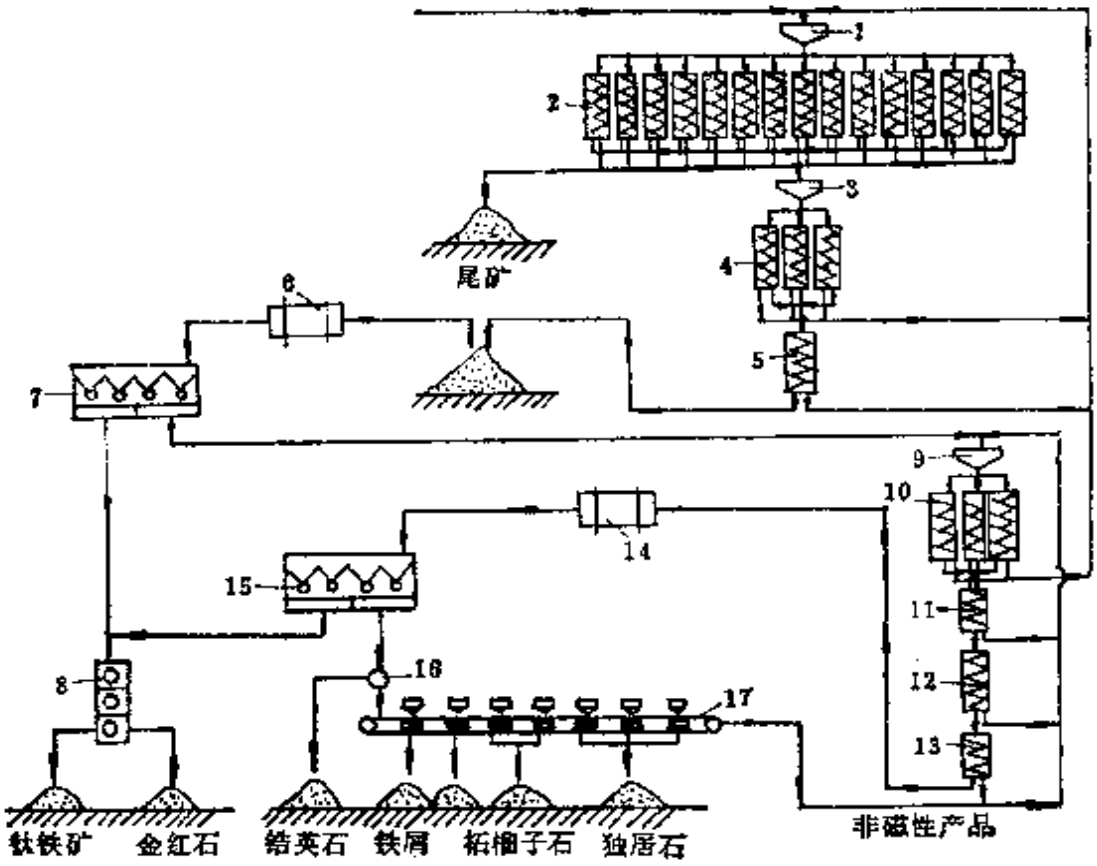


图 5—28 美国杰克逊维勒选矿厂设备联系图

1—矿浆分配器；2—252台螺旋选矿机(用于一段选矿)；3—矿浆分配器；4—54台螺旋选矿机（用于二段选矿）；5—18台螺旋选矿机（用于三段选矿）；6—圆筒干燥机；7—电选机（粗选20台鼓式的，精选8台鼓式的）；8—三辊式强磁场磁选机；9—矿浆分配器；10—24台螺旋选矿机（一段精选）；11—12台螺旋选矿机（二段精选）；12—12台螺旋选矿机（三段精选）；13—12台螺旋选矿机（四段精选）；14—干燥机；15—电选机（8台鼓式的）；16—三台强磁场辊式磁选机；17—带式七极强磁场磁选机

2）螺旋选矿机所得的粗精矿，采用静电选分离，使导电矿物（钛铁矿和金红石）与其他矿物分离，其导电矿物再经磁选分选出钛铁矿及金红石精矿。

3）静电选的尾矿，采用螺旋选矿机进行处理，其精矿再经过静电选及磁选可得到非磁性的锆英石精矿。

4）锆英石磁选的磁性产品，进一步采用磁选进行分离，而得到磁铁矿、钛铁矿、柘榴子石及独居石等产品。

按此流程所得的结果为：锆英石精矿含98%锆英石，含

TiO_2<0.25%，含$SiO_2+Al_2O_3$<1%；独居石精矿含95%独居石；钛精矿含60%TiO_2；金红石精矿含92%TiO_2。

2．美国特廖尔—列德日选矿厂[41,64]

特廖尔—列德日选矿厂是处理美国弗罗里达州的一个大的砂矿，此矿床长5公里，宽4公里，矿床中心厚度达20米，平均厚度为10.5米。此矿床含重砂矿物接近4%，其中含45%钛铁矿和锆英石、金红石等。

该选矿厂的日处理量为25,000吨，其中包括开采砂矿的挖泥船、浮式选矿厂和设在岸上的精选厂。其选矿厂的工艺流程见图5—29。即原砂矿选矿首先是采用704台螺旋选矿机进行粗选，粗选的粗精矿分别用264台及132台螺旋选矿机进行一次精选及二次精选。螺旋选矿机所得到的精矿加热到110°C进行干燥，干燥后的精矿采用电选分离出导电产品和非导电产品，导电产品再通过磁选和电选分离开钛铁矿和金红石产品。电选所得的最初尾矿经过螺旋选矿机分离出硅线石，其精矿再经过电磁选分离出钛铁矿及含铁较高的十字石、电气石等磁性产品，剩下的非磁性产品为含90%锆英石的锆精矿。

二、南非❶乌姆加巴巴选矿厂[41,64]

乌姆加巴巴选矿厂建成于1958年，此选矿厂是处理南非的一个含钛砂矿，此矿床长7公里，宽0.8公里。选矿厂年产钛铁矿100,000吨，金红石6,500吨，锆英石9,000吨。

此矿床中的重砂矿物粒度平均为0.15～0.2毫米，但其中所含的独居石粒度较细，一般为0.074～0.15毫米；而其他脉石矿物大部分为粗粒的，其中0.2～0.4毫米的占60～65%。

砂矿的选矿是由粗选和精选两个工段组成的，粗选厂的生产能力为270吨/时，实际上选厂的处理能量可达450吨/时。原矿经洗矿、筛分、脱泥后，首先采用288台螺旋选矿机进行粗选。粗选的精矿分别用96台及48台螺旋选矿机进行一次及二次精选。精选所得的粗精矿采用湿式磁选机选出一部分磁铁矿后，经脱水、

❶ 南非（阿扎尼亚）（在白人种族主义者统治下），下同。

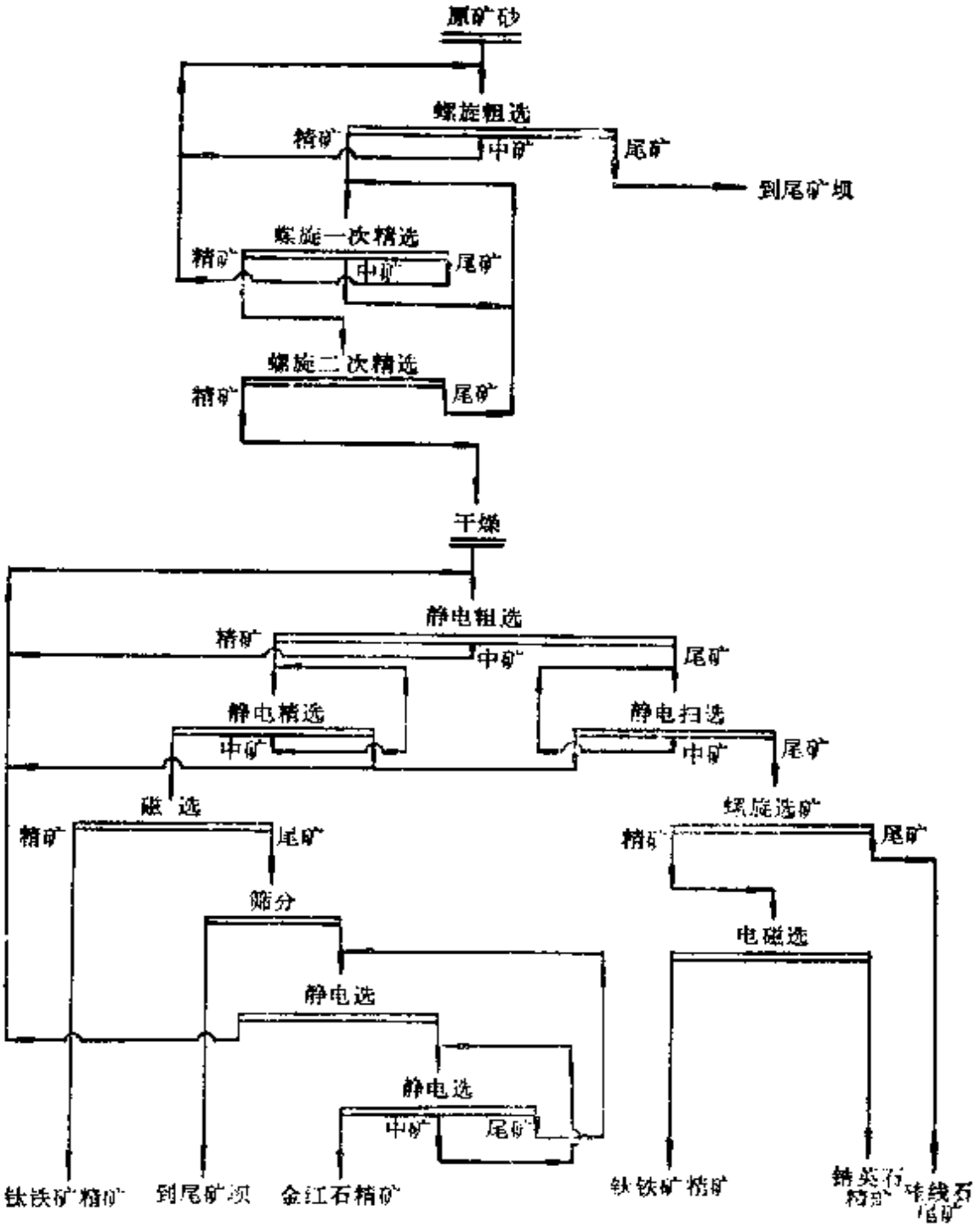


图 5-29 美国特廖尔－列德日选矿厂工艺流程

浓缩、干燥后送往精选厂进行精选。其粗选厂的选矿工艺流程见图5—30。螺旋选矿机的粗选结果见表5—23。

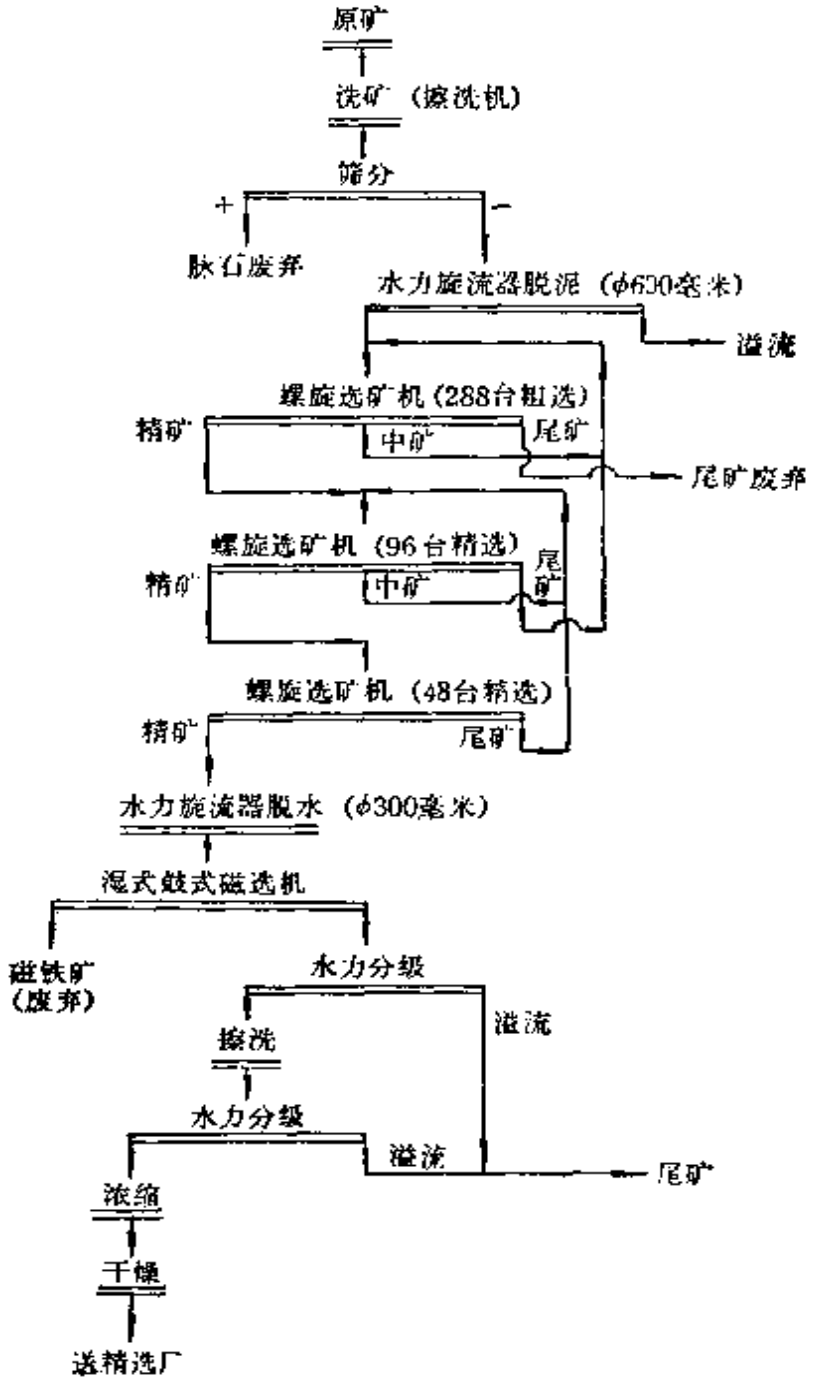


图 5—30　南非加巴巴选矿厂工艺流程

粗选厂的粗精矿精选流程见图5—31。即粗精矿筛分后首先通过电选分离开导电矿物（钛铁矿及金红石）和非导电矿物（锆

英石和独居石等），然后再分别采用磁选、电选、摇床等设备进行选别，可得到最终的钛铁矿、锆英石及金红石精矿，精选时各

螺旋选矿产品的矿物组成　　表 5—23

产品名称	矿物含量，%							
	磁铁矿	钛铁矿	铌铁金红石	柘榴子石	辉石	金红石	锆英石	石英
粗选给矿	0.3	6.1	0.4	1.6	4.9	0.4	0.7	85.6
粗选精矿	1.4	31.1	1.7	5.9	18.3	1.7	3.1	36.8
一次精选精矿	2.3	56.3	2.7	7.9	13.5	3.5	5.8	8.0
二次精选精矿	2.5	68.9	4.0	3.8	9.0	4.0	6.7	1.1

精选产品的矿物组成　　表 5—24

矿物	矿物含量，%					
	干选的给矿	精选作业的导电部分	精选作业的非导电部分	钛铁矿精矿	金红石精矿	锆英石精矿
磁铁矿	0.9	0.8	—	0.7	—	—
钛铁矿	67.9	86.7	1.3	97.6	0.4	—
铌铁金红石	4.0	3.6	—	0.6	1.0	—
柘榴子石	7.2	—	28.8	—	0.3	0.2
辉石	7.9	0.8	26.3	0.2	—	—
金红石	4.0	7.7	2.6	0.9	98.1	0.2
锆英石	6.5	0.4	34.2	0.1	0.2	99.6
石英	1.6	—	5.6	—	—	—
独居石	—	—	1.2	—	—	0.1

最终产品的化学分析　　表 5—25

精矿名称	化学成分含量，%											
	TiO_2	FeO	Fe_2O_3	Cr_2O_3	CaO	Mg	SiO_2	V_2O_5	ZrO_2	MnO	P	S
钛铁矿精矿	50.1	36.1	11.6	0.17	痕迹	0.48	0.65	0.32	0.07	0.89	0.017	0.015
金红石精矿	95.4	0.47	0.2	1.4	0.12	0.042	0.012	—	—	—	—	—
锆英石精矿	—	0.15	0.21	0.10	31.9	0.054	0.015	—	66.6	—	—	—

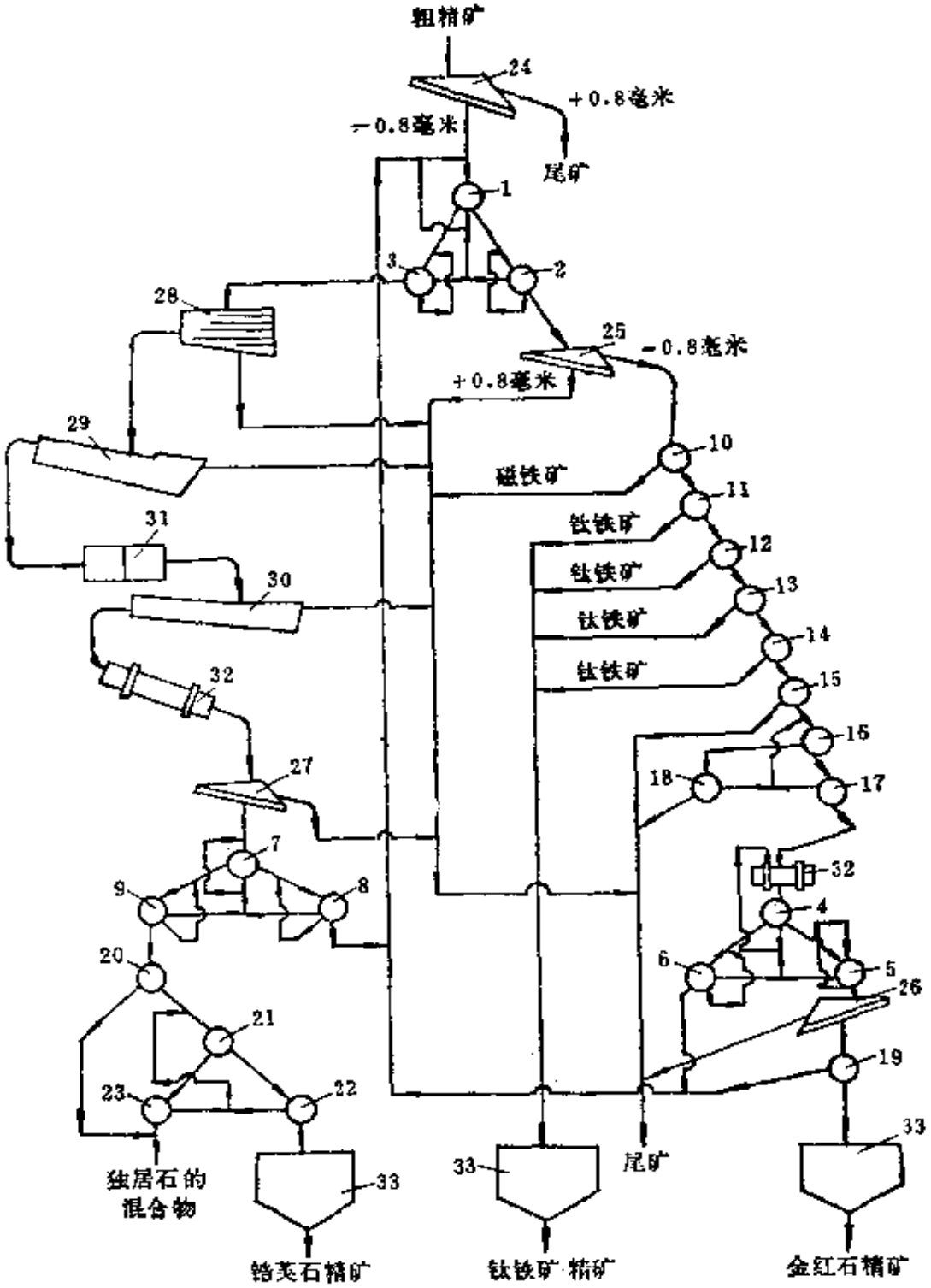


图 5—31 南非乌姆加巴巴选矿厂精选的设备联系图

1～9—静电选矿机；10—弱磁场鼓式磁选机；11—23—强磁场的辊式磁选机；24～27—筛分机；28—摇床；29～30—脱水分级机；31—擦洗机；32—干燥机；33—精矿仓

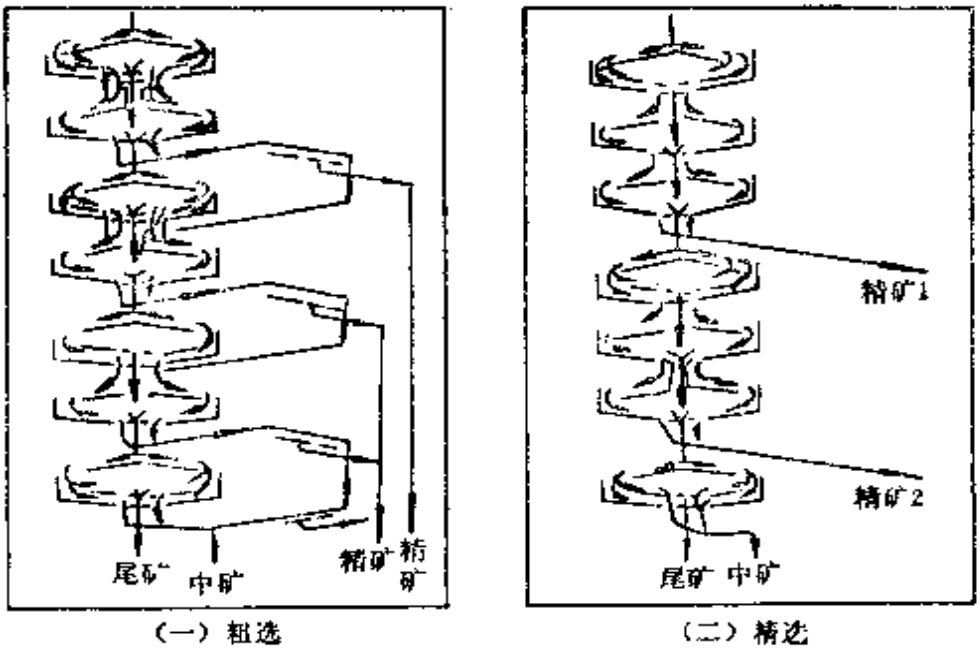
个作业产品的矿物组成见表5- 24，其最终产品化学分析见表5—25。

三、澳大利亚海滨砂矿的选矿

澳大利亚是开采砂矿的主要国家之一。其砂矿类型主要分古代海滨砂矿和现代海滨砂矿两种，海滨砂矿沿海岸纵横长为150公里，砂矿中重砂矿物含量较高，主要重矿物有：锆英石、金红石、电气石、角闪石、磁铁矿、赤铁矿及少量的锡石，有些地方还含有金和铂。

在重砂矿物中平均含18～65%锆英石，15～45%金红石，20～30%钛铁矿及1%的独居石。澳大利亚东部最大的十六个砂矿中重砂的储量为2,400,000吨[41,46,64]，其中含锆英石970,000吨，金红石754,000吨，钛铁矿661,000吨，独居石13,000吨。

从前，澳大利亚砂矿粗选主要是采用螺旋选矿机进行粗选，但是最近几年来很多砂矿粗选厂均开始采用圆锥选矿机和扇形溜槽进行粗选。澳大利亚矿床公司（Mineral Deposit Ltd.）推荐的莱切特（Reichert）圆锥选矿机粗选和精选的示意图见图5—32[154]。即粗选时采用四段选别，每段由一个双圆锥组成，精矿



（一）粗选　　（二）精选

图 5—32　莱切特圆锥选矿机选矿示意图

再送到下一个单圆锥进行处理，单圆锥的精矿再用六个扇形溜槽处理，以产出最终精矿和尾矿，尾矿进行再处理。从双圆锥和单圆锥上排出的尾矿合并，并通过下一段进行重复处理。

精选的圆锥选矿机只装三段，第一段和第二段由一段双圆锥组成，该圆锥的精矿在单圆锥中再处理，而单圆锥的精矿依次转入下一个单圆锥上再处理。第三段是双圆锥装置，它产出扫选精矿。莱切特圆锥选矿机的处理能力为50～80吨/时·台。

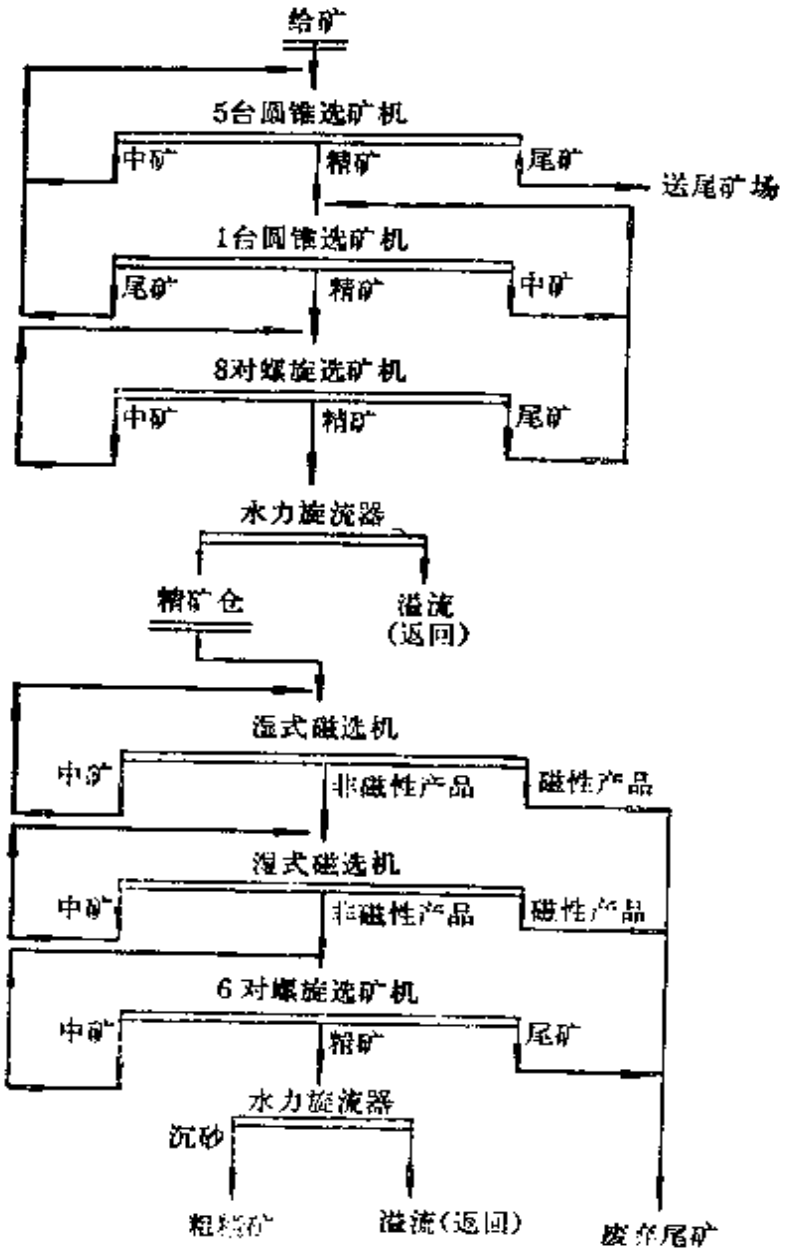


图 5—33 澳大利亚海滨金红石公司选矿厂流程

1．澳大利亚海滨金红石公司选矿厂

海滨金红石公司（Costal Rutile Ltd.）于1970年建成一个锆、钛砂矿选矿厂，其选矿工艺流程见图5—33。即从采砂船来的矿砂用泵送到五台36-RDCC-3型圆锥选矿机进行粗选，粗选的精矿再用一台圆锥选矿机进行精选，精选的精矿再用8对螺旋选矿机进行精选，所得到的粗精矿用水力旋流器浓缩后，送到10极式的湿式磁选机选出磁铁矿等强磁性矿物，磁选的非磁性产品再送到螺旋选矿机上除去石英等脉石矿物。按此流程从原矿含2.15%重矿物，经选矿即得出含85%重矿物（33%锆英石，26%金红石，14%钛铁矿及12%其他重矿物和15%石英）的粗精矿。

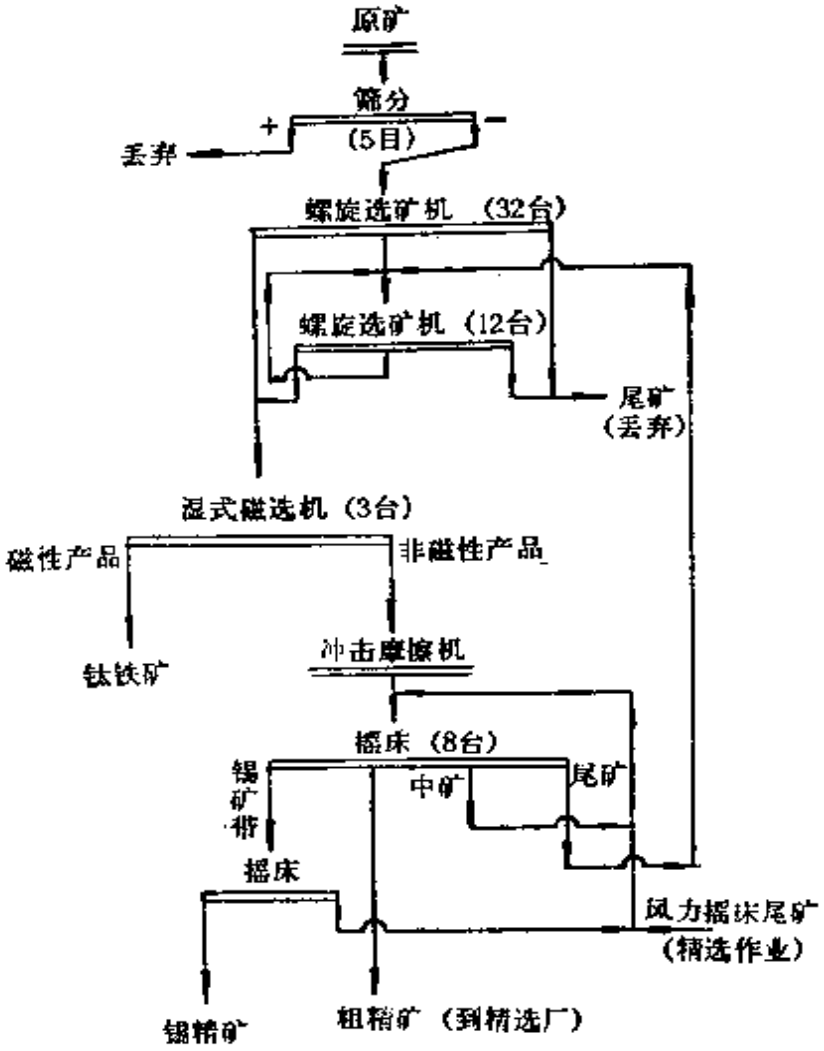


图 5—34 纳勒库波选矿厂粗选流程图

2．澳大利亚纳勒库波（Naracoopa）选矿厂

纳勒库波选矿厂于1969年4月投产，是处理澳大利亚金岛海滨砂矿床。此矿床含50%左右重砂矿物，主要有用矿物是锆英石和金红石，其次是白钛石、钛铁矿、磁铁矿、柘榴子石和锡石。选矿厂分粗选厂和精选厂两部分，其工艺流程分别见图5—34及图5—35[114]。

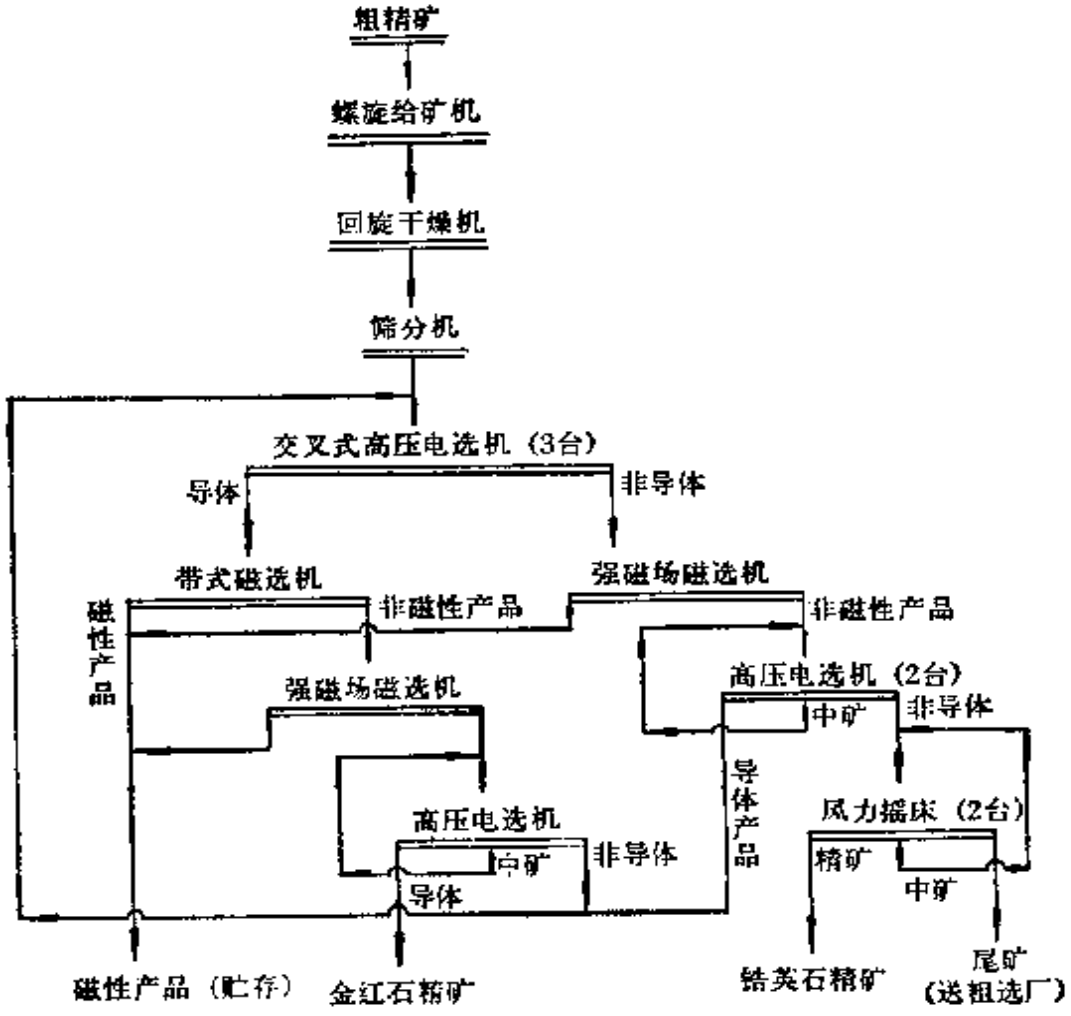


图 5—35 纳勒库波选矿厂精选流程图

从图5—34可以看出，原矿首先给入5网目的振动筛上，筛上产品为废弃尾矿，筛下产品送到32台福特（Ford）型螺旋选矿机进行粗选，粗选中矿再送到12台螺旋选矿机进行再选。二次螺旋选矿机的精矿用泵送到三台基尔（Gill）型湿式磁选机进

行磁选。磁选的磁性产品为钛铁矿，磁选的非磁性产品经过一个Linatex喷射冲击箱后，进入8台摇床进行选别，摇床的精矿再经过摇床精选可选出锡石精矿和锆英石、金红石粗精矿，摇床尾矿返回到螺旋选矿机再处理。

此流程的特点是钛铁矿采用了基尔（Gill）型湿式磁选机进行选别，这样即减少了粗选精矿的干燥作业，使整个粗选厂都采用湿法选矿，又使流程简化，有利于提高粗选精矿的指标。

粗选的粗精矿采用高压电选、强磁场磁选及风力摇床相互配合进行精选（见图5—35），最后可得到锆英石精矿和金红石精矿。此流程的特点是整个精选厂全部采用干法选矿，即简化了流程，又有利于操作和管理。

3．澳大利亚巴依龙—巴依选矿厂[41,46,62,64]

此选矿厂是采用浮选法、磁选法和静电选矿法分离粗精矿的精选厂。该厂的工艺流程见图5—36。即粗精矿经盘式给矿机把重砂给入热肥皂桶中，以热肥皂的激流进行搅拌，搅拌后用50毫米的砂泵把矿浆打入圆锥浓缩机及螺旋分级机中进行脱水。其沉砂用冷水冲稀，并重新进行脱水，然后将沉砂送到能自动调整浓度的酸化桶中进行硫酸处理，酸处理后的沉砂再经稀释后送到两排平行工作的丹佛尔机械搅拌式浮选机中进行锆英石浮选，其粗精矿再在三个精选槽进行精选。浮选时的起泡剂为桉树油。经浮选后所得到的锆英石粗精矿，其回收率为95～98%。

浮选的锆英石粗精矿经过滤、干燥后，送到感应辊式三极磁选机中进行磁选，选出产率为3%的含铁杂质的磁性产品（尾矿）后，最终剩下的锆英石精矿含$ZrSiO_4$达99.4%。

含有金红石、钛铁矿、柘榴子石、独居石、石英及少量锆英石的浮选尾矿，过滤、干燥后，采用磁选、电选、摇床进行精选，最后可得到独居石精矿（含95%独居石）和金红石精矿（含TiO_2达97.75%）。此精选厂的生产能力为年产金红石7,000吨，锆英石10,000吨。

四、印度海滨砂矿的选矿[41,46,64,74]

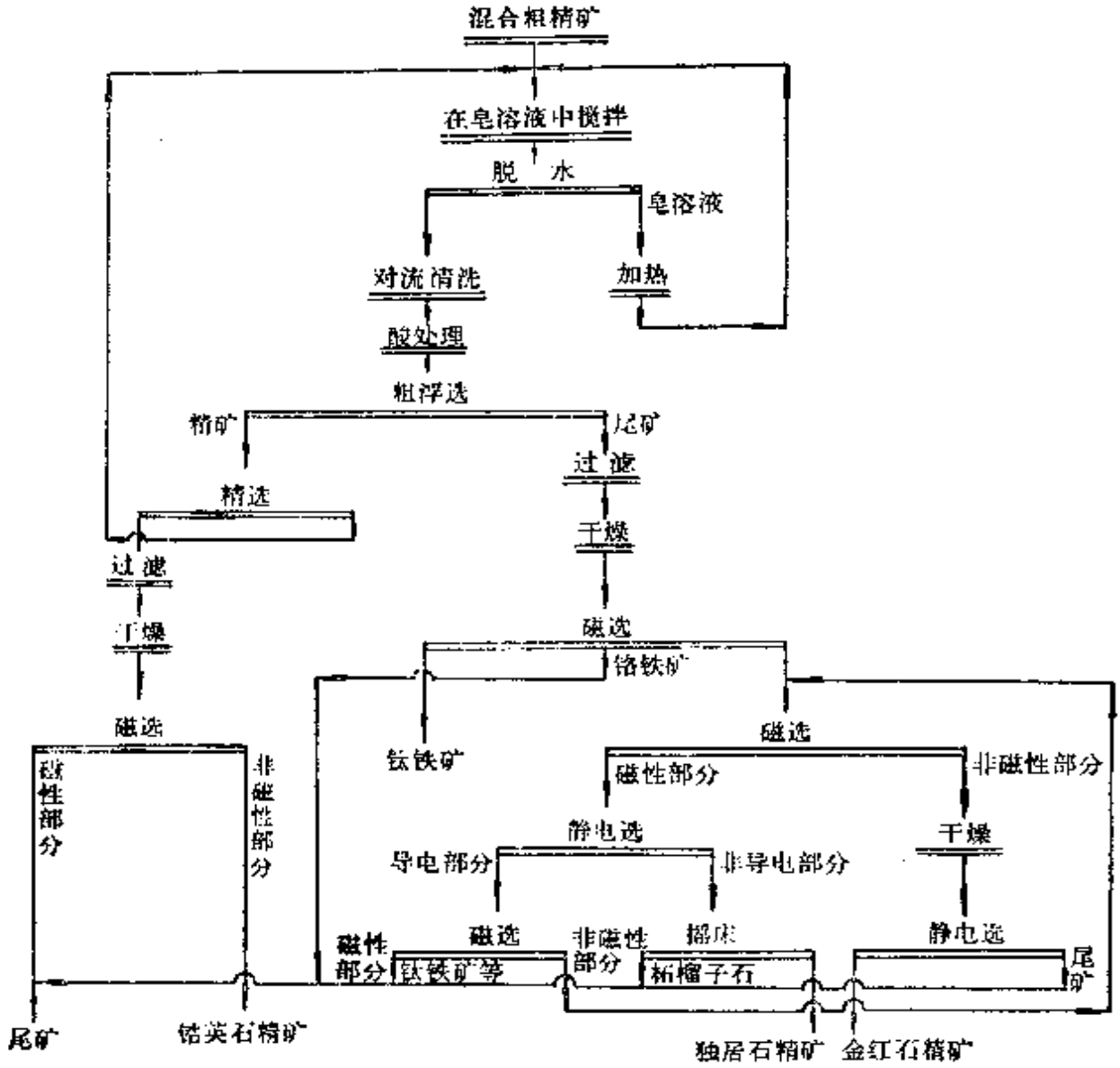


图 5—36 澳大利亚巴依龙—巴依选矿厂精选工艺流程

印度的海岸线较长，在克拉拉邦海岸具有较富的重砂矿物，主要有独居石、金红石、钛铁矿、锆英石、硅线石和柘榴子石等。

克拉拉邦的特拉凡科尔（Travancore）砂矿是世界上较大的稀土原料之一，同时也伴生有锆英石和钛铁矿等矿物。由于原矿中含重砂高达60%以上，因此不需要粗选作业，直接进行精选分离，其流程见图5—37。即原矿先经筛孔为0.6毫米的振动筛，

除去贝壳和岩石碎屑。筛下产物送到矿仓，再由矿仓经过50毫米的管子自流到磁选机中进行磁选，磁选可选出钛铁矿等磁性产品。剩下的非磁性产品再用摇床进行选矿，分别得到含独居石产品、含锆英石、金红石产品及摇床尾矿。独居石产品经干燥后，

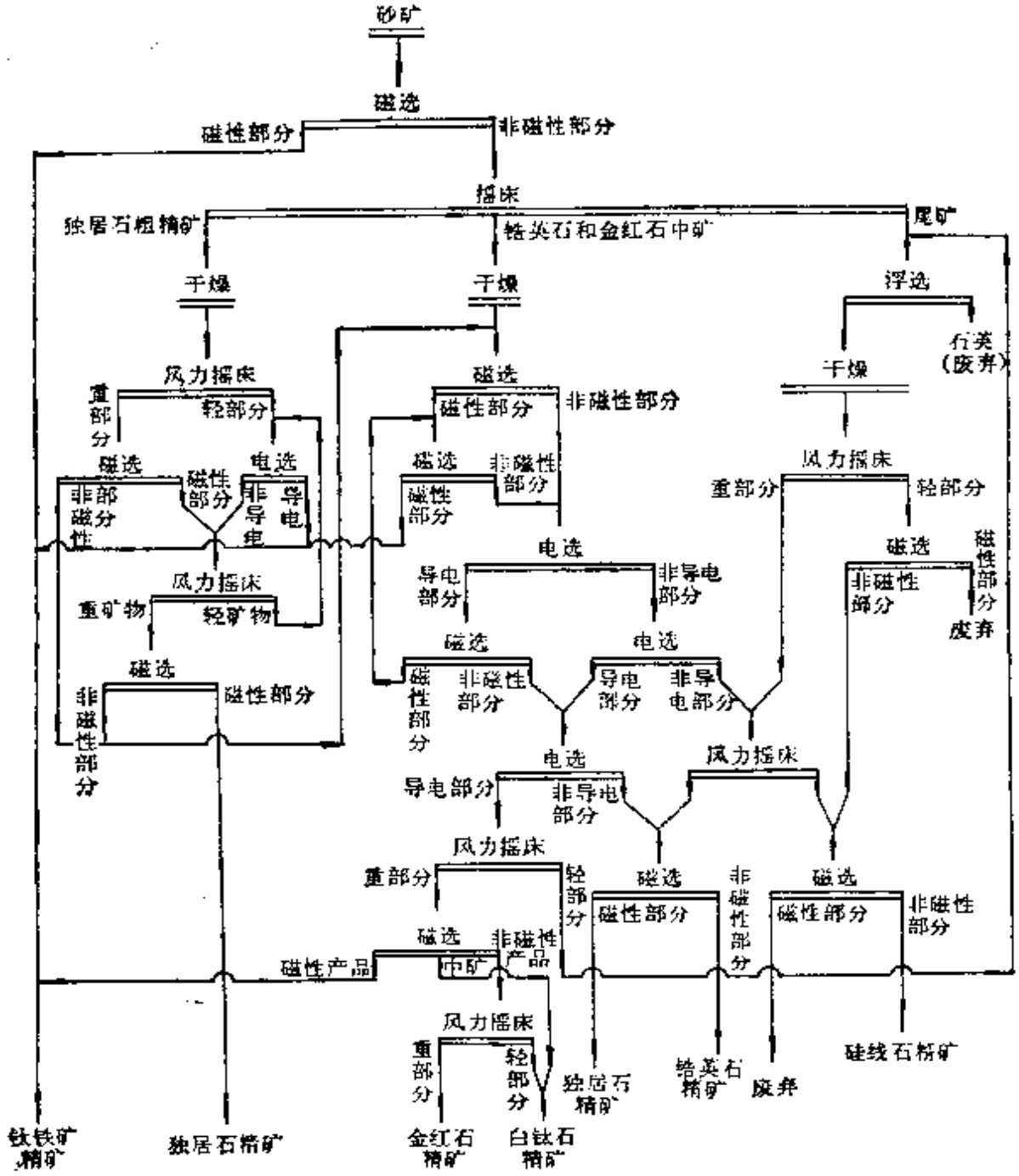


图 5—37　印度特拉凡科尔砂矿选矿流程

采用风力摇床、磁选及电选相配合进行选矿，最终可得到独居石精矿含独居石99%；含锆英石和金红石产品的摇床中矿及尾矿分别经磁选、电选、浮选、风力摇床进行选分，最终可得到金红石精矿（含金红石98%）；锆英石精矿（含锆英石99%），硅线石精矿（含硅线石80%），白钛石精矿（含白钛石80%）。

第六章　钛矿的选矿

钛发现于1789年，因冶炼工艺长期过不了关，经160年后，于二十世纪五十年代才进入工业生产。特别是最近十多年来，在飞机、火箭、导弹及舰艇等工业中广泛采用钛及其合金作结构材料，使钛又得到了迅速的发展。

第一节　钛的主要性质和用途

钛的主要性质：

1．重量轻：比重为4.5，比钢轻43%。

2．强度高：纯金属钛的抗拉强度为42～77公斤/毫米^2，钛合金更高（有的高达180公斤/毫米^2）。

3．耐腐蚀：钛对大多数酸、碱、盐具有抗蚀能力，对海水抗蚀能力非常强，可与白金相比。

4．钛在高温和超低温下性能良好。

5．超低温电性能好。在接近零下273°C时，电阻几乎等于零，是优良的超导材料。

钛的主要用途：

1．在航空、火箭、导弹、宇宙飞船、舰艇等工业部门中，广泛用钛及其合金作结构材料。

2．在钢铁工业中可用钛作脱氧剂，作不锈钢等。

3．在化学石油工业中，可用钛作各种耐腐蚀的容器、反应器、管道、阀等。

4．钛铌合金可作超导材料。

5．钛在医学上可作骨骼固定夹、钉子等。此外，钛在纺织工业中，特种耐火材料和陶瓷工业中也得到应用。

第二节　钛的主要矿物及矿床类型

钛在地壳中含量为0.6%，已知含钛的矿物达70种[1,64]。其中具有工业价值的含钛矿物有：钛铁矿、金红石、钙钛矿和榍石，其矿物组成见表6—1[64]。

钛的重要矿物　　表 6—1

矿　物	分 子 式	品位，TiO_2 %	比　重	硬　度
钛铁矿	$FeTiO_3$	52.6	4.72	5～6
金红石	TiO_2	95.0	4.2～4.3	6
钙钛矿	$CaTiO_3$	58.9	3.79～4.04	5.5～6
榍　石	$CaTiSiO_5$	40.8	3.29～3.56	5～6

钛铁矿：属于六方晶系，为偏钛酸铁 $FeTiO_3$，一般为褐色或黑褐色，中等磁性，良导体。钛铁矿理论上含 Fe＝36.8%，含 Ti＝31.6%，含 O＝31.6%，一般的情况下，在钛铁矿中可能含有镁和锰等杂质形成同晶形存在。

钛铁矿的主要来源为岩浆岩型的钒钛磁铁矿床，钛磁铁矿是 $FeTiO_3$ 和 Fe_3O_4 中不同分解程度的固溶体，钛磁铁矿中的嵌布通常都是很细的，无论是在不同矿床，或者是同一矿床的不同地区，钛磁铁矿的成分都是不固定的，TiO_2 的含量由百分之几到30%。在钛磁铁矿中一般含 TiO_2 为8～20%。

金红石：为正方晶系，是天然的钛的氧化物，颜色为暗红及棕色到黑褐色，无磁性，导电性能良好。纯金红石含 Ti 为60%，一般在金红石中有时含有铁、锡、钽、铌等杂质。除了金红石外，在自然界有时还发现二氧化钛的另外结晶形态——锐钛矿和板钛矿。金红石主要产于砂矿中。

钙钛矿：为六方晶系，是钛酸钙 $CaTiO_3$，颜色由棕色到黑色。纯钙钛矿含 TiO_2＝58.9%，CaO＝41.1%，一般在其中常含有不太多的 Fe、Al、Cr 等杂质。钙钛矿通常为非磁性矿物。

榍石：为单斜晶系，晶体呈黄、绿、棕色。纯的榍石中含

$TiO_2=40.8\%$，$SiO_2=30.6\%$，$CaO=28.6\%$。

钛的矿床类型按成因可分为岩浆矿床（晚期岩浆矿床）、外生矿床和变质矿床三大类。

岩浆矿床是含钛铁矿的主要矿床，在矿床中钛铁矿经常同磁铁矿和钒等在一起共生，往往形成大型的钛、铁和钒的综合矿床，此矿床中若钛铁矿的结晶粒度较粗，并能通过选矿方法把它同磁铁矿分开时，则此类矿床对于开采钛来说有很大的实际意义。

外生矿床是包括海滨砂矿、冲积砂矿、残坡积砂矿，也是钛铁矿和金红石的重要来源之一，特别是对金红石意义就更大一些。在现代的海滨砂矿中，大部分分布在气候潮湿的热带和亚热带地区，主要是澳大利亚、印度尼西亚、印度、非洲和南美洲沿岸，一部分分布在美国和其他国家。

变质矿床是当含钛的粘土岩、浸入岩和喷出岩在发生变质时，由于集合结晶作用等，可能形成金红石矿物和钛铁矿矿物等。在墨西哥市东南700公里处，发现了一个巨大的金红石变质矿床，含金红石在20～25%左右。该矿床产于前寒武纪片麻岩中。

工业上对含钛矿石的要求没有固定界线，对含钛的砂矿一般要求含钛铁矿15公斤/米^{3}以上，含金红石2公斤/米^{3}以上才有工业价值；对含钛的原生矿，要根据钛矿物在其中的存在状态及选分难易来定，钛磁铁矿原矿要求含$TiO_2>8\sim10\%$，金红石原矿要求含$TiO_2>3\%$。

钛铁矿精矿一般要求含TiO_2为45～50%，对金红石精矿要求含TiO_2为90～95%。

国外钛铁矿的总储量为20亿吨以上，主要在苏联、挪威、加拿大、美国等；金红石储量约2500万吨左右，主要在塞拉利昂、澳大利亚、美国等[125,126]。1969年国外钛铁矿的总产量为409万吨，主要产在加拿大（180万吨）、美国（86万吨）、澳大利亚等国。1970年国外金红石的产量45万吨，主要在澳大利亚（38.5万吨）、塞拉利昂（4.4万吨）[125]。

第三节　钛矿石的选矿方法

对于含钛矿石的选矿，几乎应用了所有的选矿方法，一般分以下几种：

一、重选法，此法一般是用在含钛砂矿或经破碎后的含钛原生矿的粗选中。所用的选矿设备有跳汰机、摇床、螺旋选矿机及扇形溜槽等（详见第五章第三节，一）。

二、磁选法，此方法广泛的采用在含钛矿物的精选中，可采用磁选法从粗精矿中分选出磁铁矿、钛铁矿等磁性产品（详见第五章第三节，二、四）。

三、电选法，此法用于含钛矿物精选中，当粗精矿中除含有钛铁矿、金红石外，还含有锆英石等非导电矿物时，可采用电选进行分离（详见第五章第三节，三、四）。

四、浮选法，此法可应用在原生的含钛矿石的选矿，特别是用于选别细粒级含钛矿石，有时也应用在含钛粗精矿的精选中。

五、重选—浮选—冶炼联合法，此法只用于处理难选的钛磁铁矿矿石，当矿石中所含的磁铁矿和钛铁矿用普通的重选或浮选法都不能进行良好的分离时（因为某些钛铁矿同 Fe_3O_4 是成固熔体形式存在），此时用机械选矿法是把钛磁铁矿和一部分脉石矿物分离开，得到钛磁铁矿精矿。此钛磁铁矿中的钛和铁的分离只有经过冶炼破坏它们的晶格之后才能分开。在熔炼（火法冶金）过程中，钛则转到炉渣中，原精矿中含钛愈高，炉渣中含钛也愈高。当精矿中含 30% TiO_2 时，经电炉熔炼，所得的炉渣含 TiO_2 可达70～80%，此含钛的炉渣可进一步通过冶金处理提取钛。

以上几种方法中的重选法、电选法、磁选法，在第五章锆、钛砂矿的选矿中均已叙述过了，所以本章只就钛矿的浮选及钒钛磁铁矿的选矿进行阐述。

第四节　钛铁矿和金红石的浮选研究

一、捕收剂对含钛矿物浮选的影响

对于含钛矿物的浮选，采用阴离子捕收剂及阳离子捕收剂均能使含钛矿物浮游，但因采用阳离子捕收剂时，脉石矿物也一起

采用各种不同捕收剂浮选某矿床矿砂的结果　　表 6—2

产品名称	产率，%	矿物含量（矿物分析），%				回收率，%			试验条件
		钛铁矿	金红石	锆英石	石英+蓝晶石	钛铁矿	金红石	锆英石	
精矿 1	17.04	52.0	7.2	9.6	4.0	88.5	92.5	93.16	硫酸化皂用量1公斤/吨(4×0.25)，pH＝8.5，浮选时间15分钟，软化水
精矿 2	0.90	70.7	5.6	8.2	3.8	5.4	3.8	4.11	
精矿 3	0.80	67.1	3.0	3.1	26.8	4.5	1.8	1.41	
精矿 4	0.30	40.8	1.3	0.1	57.8	1.0	0.2	0.02	
尾矿	80.96	0.1	0.03	0.03	99.73	0.6	1.8	1.30	
原矿	100.00	11.94	1.33	1.75	—	100.00	100.0	100.00	
精矿 1	20.6	66.2	9.7	4.7	4.2	99.2	99.93	99.7	塔尔油用量1公斤/吨(2×0.5)，pH＝8.5，浮选时间10分钟，软化水
精矿 2	1.4	82.0	0.1	0.2	5.2	0.8	0.07	0.3	
尾矿	78.0	个别颗粒	个别颗粒	个别颗粒	100.0	—	—	—	
原矿	100.0	13.75	2.00	0.97	—	100.0	100.0	100.0	
精矿 1	20.9	56.3	5.6	5.3	10.0	87.7	77.6	94.0	环烷酸皂用量2公斤/吨(0.5＋0.5＋1.0)，H_2SO_4 0.5公斤/吨，软化水，浮选时间15分钟
精矿 2	2.6	60.0	11.5	2.5	6.0	11.6	19.8	5.6	
精矿 3	0.2	55.0	21.0	2.6	15.6	0.7	2.6	0.4	
尾矿	76.3	个别颗粒	个别颗粒	个别颗粒	100.0	—	—	—	
原矿	100.0	13.42	1.51	1.18	—	100.0	100.0	100.0	
精矿	25.2	70.3	5.7	5.8	6.0	93.0	100.0	100.0	油酸用量0.3公斤/吨，pH＝8.5，软化水，浮选时间12分钟
尾矿	74.8	1.8	个别颗粒	个别颗粒	98.2	7.0	—	—	
原矿	100.0	19.06	1.43	1.46	—	100.0	100.0	100.0	
精矿 1	18.2	61.2	7.6	5.8	10.0	74.0	76.0	97.0	烷基硫酸钠用量3公斤/吨，H_2SO_4 6公斤/吨，pH＝3.5，软化水，浮选时间40分钟
精矿2＋3	6.5	60.8	6.7	0.5	7.2	26.0	24.0	3.0	
尾矿	75.3	个别颗粒	个别颗粒	个别颗粒	100.0	—	—	—	
原矿	100.0	15.09	1.81	1.09	—	100.0	100.0	100.0	
精矿	25.0	57.3	4.2	9.3	10.2	98.5	100.0	100.0	氧化石腊皂用量4公斤/吨(1×4)，pH＝8.2，浮选时间15分钟
尾矿	75.0	0.3	个别颗粒	个别颗粒	99.5	1.5	—	—	
原矿	100.0	14.55	1.05	2.32	—	100.0	100.0	100.0	

上浮，所以一般采用阳离子捕收剂进行浮选。

苏联曾对矿床的砂矿进行了浮选研究，此矿床主要的有用矿物为钛铁矿、金红石、白钛石、锆英石及石英、绿帘石、电气石等。有用矿物粒度为－0.1～＋0.043毫米。对此矿石采用硫酸化皂、塔尔油、环烷酸皂、油酸、烷基硫酸钠、氧化石腊皂等几种不同类型的捕收剂，在合适的药剂制度下浮选的结果见表6—2[22]。

由表6—2中可以看到，几种捕收剂都能使含钛等矿物浮游，其中油酸的捕收能力为最强，其用量只为0.3公斤/吨就可以将大部分有用矿物都浮到泡沫中，其次为塔尔油用量 1 公斤/吨，并且用塔尔油时其浮选速度最快（只为 10 分钟），有用矿物的回收率也很高。

以 2 公斤/吨硫酸为调整剂，采用500克/吨十二烷基乙酸胺，在 pH＝5 时，对铁矿石磁选尾矿（主要是含钛铁矿、石英、长石、紫苏辉石等）进行浮选，可将钛铁矿与其他矿物分开。按此法对含 2.8%TiO_2 的磁选尾矿首先采用摇床富集到含 TiO_2＝20%，再进行浮选可得到含 42%TiO_2 的钛铁矿精矿，其回收率为31.9%[116,119]。

采用 ИМ-50 为捕收剂，用酸化水玻璃（Na_2SiO_3：H_2SO_4＝5：1）为调整剂，在矿浆 pH＝6.5～6.8 情况下，对含 TiO_2＝13%的钙钛矿进行浮选（一次粗选、二次精选）可得到钛精矿含 TiO_2＝48.5%，回收率为 67.8%[91]。试验表明，采用木糖醇乙醚为捕收剂对钙钛矿进行浮选也可以得到较好的结果[111]。

二、矿浆 pH 值对含钛矿物浮选的影响

苏联对库辛、钛铁山、萨莫特坎、托鲍利四个矿床的钛矿进行了浮选研究，其中库辛和钛铁山的矿床为原生矿床，萨莫特坎和托鲍利矿床为砂矿矿床。试样用200克/吨油酸为捕收剂，搅拌 3 分钟后再加入 50 克/吨松油，搅拌 1 分钟，在矿浆温度为25°C进行浮选时，矿浆 pH 值对不同矿床的钛矿浮选的影响见图 6—1[22]。从图中可以看出，不同矿床的钛矿在相同的浮选条件下进

行浮选时，最合适的 pH 值有很大的变化，其中托鲍利钛矿浮选的最合适的 pH 值范围最窄（pH＝6～6.5)；钛铁山和萨莫特坎矿床的钛矿浮选的 pH 值较宽（3.5～9.5)，库辛钛铁矿采用油酸为捕收剂，在酸性介质中浮选，可浮性显著降低，在 pH＝4.7(H_2SO_4 用量为 200 克/吨）时，其回收率勉强达到 22%，而萨莫特坎和钛铁山的矿在 pH＝3.5 时，仍浮选得很好。

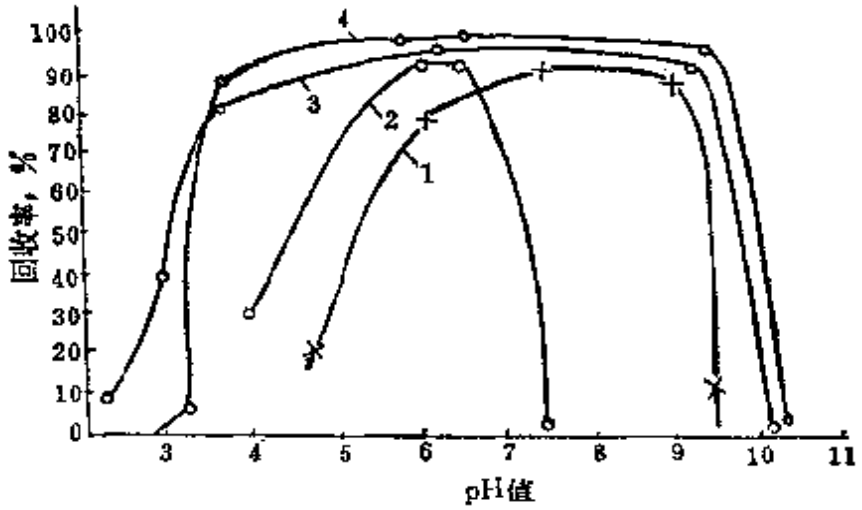


图 6—1　用油酸（200 克/吨）时，矿浆 pH 值对不同矿床的钛铁矿浮选的影响

1—库辛矿床；2—托鲍利矿床；3—萨莫特坎矿床；4—钛铁山矿床

当采用塔尔油为捕收剂时，以上几个矿床的钛矿的可浮性都变坏，pH 值的适应范围也变窄，但规律性基本上同图 6—1。

采用不同类型捕收剂浮选金红石时，矿浆 pH 值对其浮选的影响见图 6—2[62]。从图中可以看出，采用油酸、油酸钠、环烷酸皂对金红石进行浮选时，在矿浆 pH＝7 左右浮游性最好；采用氧化石腊皂为捕收剂浮选金红石时，pH 范围比较宽（pH＝4～7)，而采用烷基硫酸钠时，只有在 pH＜3 的酸性介质中方能浮游。

三、预先处理对含钛矿物浮选的影响

当采用阴离子捕收剂进行浮选时，酸处理对钛铁矿浮选的影响见表6—3[22]。从表中可以看到，酸处理即可以提高钛铁矿的

浮游性，又可以降低捕收剂的用量（采用油酸为捕收剂时，酸处理后用量从500克/吨减少到200克/吨）。

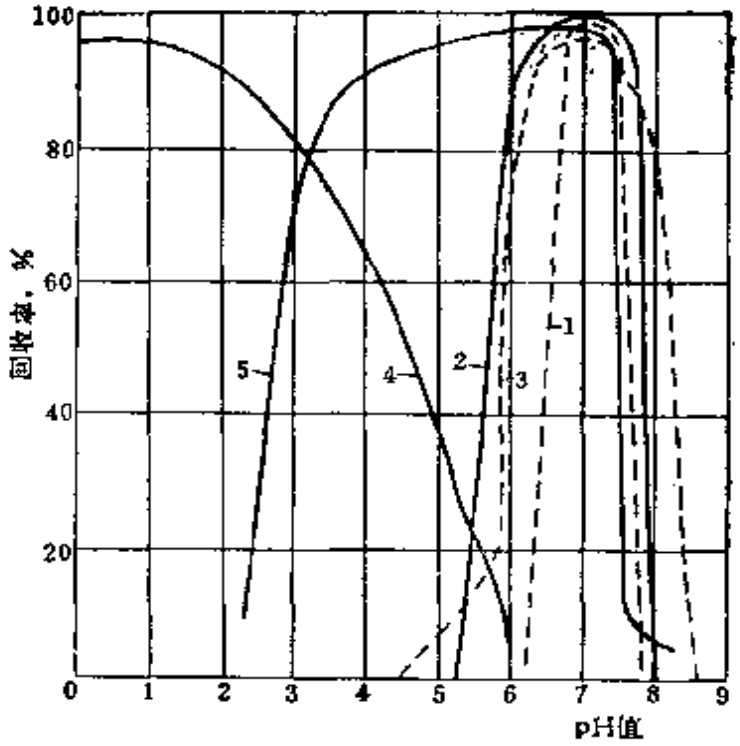


图 6—2　采用各种不同捕收剂，pH值对金红石浮选的影响

1—油酸钠35克/吨；2—油酸40克/吨；3—环烷酸皂400克/吨；4—烷基硫酸钠500克/吨；5—氧化石腊皂3,500克/吨

用阴离子捕收剂浮选钛铁矿时，酸处理对其浮选的影响　　表 6—3

未清洗表面			用酸处理清洗表面		
捕收剂	捕收剂用量，克/吨	精矿中的回收率，%	捕收剂	捕收剂用量，克/吨	精矿中的回收率，%
十三酸钠	50	不浮	十三酸钠	15	80.5
十三酸钠	250	36.6	十三酸钠	60	95.0
油　酸	500	96.0	油　酸	200	98.1

采用十三酸钠对库辛的钛铁矿进行浮选时，采用硫酸溶液清洗矿物表面，对其回收率和固着量的影响见图6—3[22]。即同样也可以说明硫酸对矿物表面清洗之后，虽然在钛铁矿表面上固着

的十三酸钠量下降了（曲线3），但由于表面经清洗后纯洁了，所以虽然用量很少（15克/吨）也能使钛铁矿很好的浮游（曲线1）。

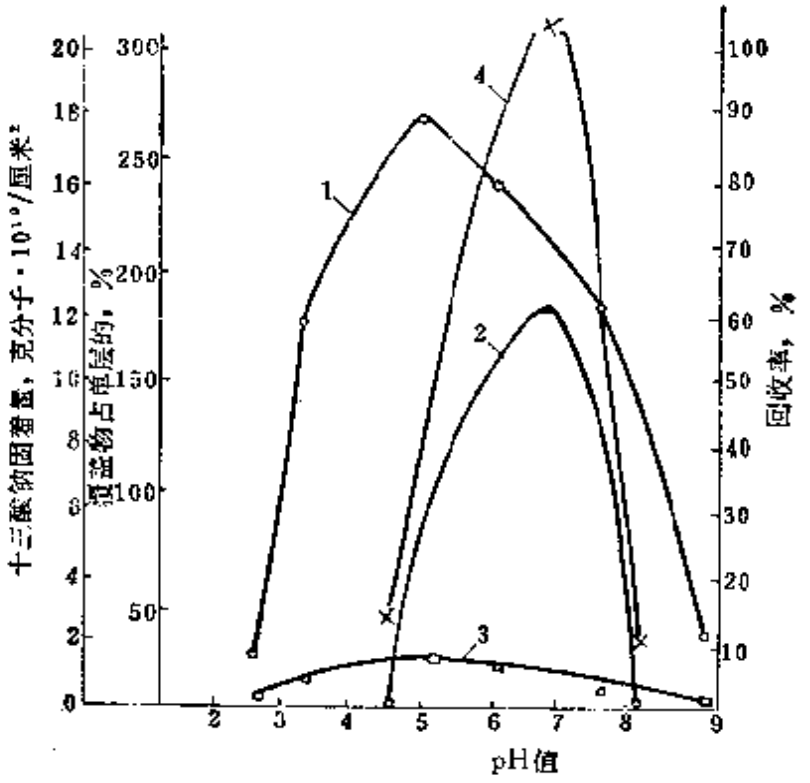


图 6—3 表面清洗（1）和未清洗（2）对钛铁矿的浮游性以及十三酸皂在他们上面固着量（3、4）的影响

十三酸钠用量：对于清洗的钛铁矿是15克/吨；对未清洗的是350克/吨

同样采用十三酸钠为捕收剂，采用不同量的硫酸处理钛铁矿时，对十三酸钠在钛铁矿表面上的固着量和其可浮性的影响见图6—4[22]。从图中可以看出随着硫酸用量的增加，在钛铁矿上固着的十三酸钠相应的下降了一些，但钛铁矿的回收率却急剧的上升（曲线2）。

总之，酸处理能使钛铁矿表面上固着的十三酸钠的数量大大地减少（从图6—3中可以看出，未处理前的3.3理想单层或20.8×10^{-10}克分子/厘米^2（曲线4），经处理后减少到曲线3的20.6%

单层或1.37×10^{-10}克分子/厘米^2），而钛铁矿的回收率反而还增加了，其原因可能是未经硫酸处理的钛铁矿表面吸附捕收剂的膜是松散的膜，经过酸处理之后则形成了另一种膜，因此使钛铁矿的浮选大大地改善。

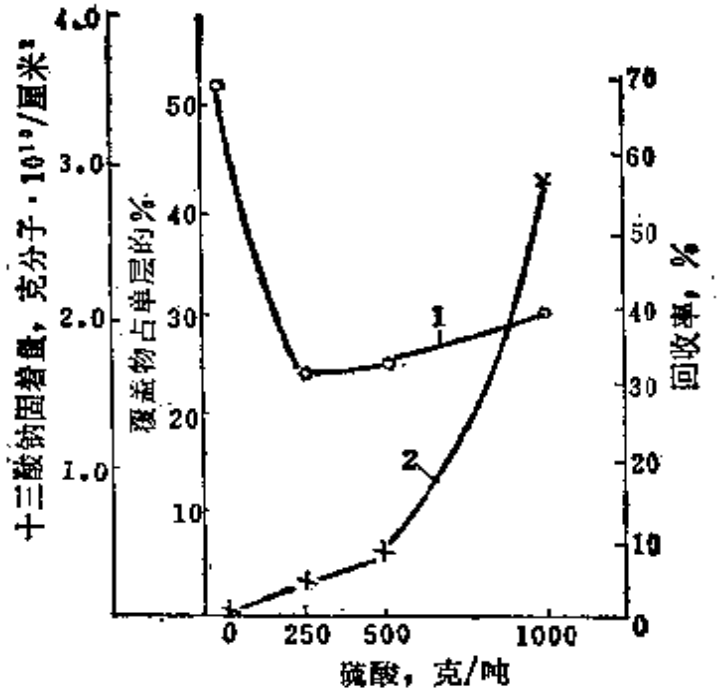


图 6—4 钛铁矿与硫酸搅拌并洗涤后的十三酸钠固着量（1）和可浮性（2）；十三酸钠用量为50克/吨

四、某些调整剂对含钛矿物浮选的影响

采用不同类型的调整剂对钛铁矿等矿物固着捕收剂量的影响见表6—4[22]。从表中可以看到采用氟化钠和氟硅酸钠可以使固着在钛铁矿表面上的十三酸钠的数量大大的减少（特别是氟硅酸钠可使其固着量从144克/吨减少到10克/吨），从而抑制了钛铁矿的浮选。同样也可以看出苏打、硅酸钠、氟化钠、氟硅酸钠对于锡石、刚玉、红柱石、绿泥石等均有不同的抑制作用。

采用1,500克/吨塔尔油乳浊液为捕收剂，在不同pH值的矿浆中，氟硅酸钠（100克/吨）对钛铁矿和绿泥石浮选的影响见图6—5[23]。从图中可以看出在有氟硅酸钠存在时，只要有少量的硫酸使矿浆的pH值稍许下降时，绿泥石就已被抑制（实线曲线

2)；而钛铁矿在此种条件下仍能很好浮游。这样在加入氟硅酸钠时，适当的控制矿浆的 pH 值就可以把钛铁矿和绿泥石分开。

采用500克/吨油酸时，硅酸钠对金红石和锆英石浮选的影响

调整剂对于钛铁矿等矿物固着捕收剂的影响 表 6—4

矿物	捕收剂名称	捕收剂用量 克/吨	抑制剂名称	抑制剂用量 克/吨	捕收剂固着量，克/吨		测定方法
					没有抑制剂	有抑制剂	
钛铁矿	十三酸钠	350	氟化钠	500	144	60	放射性测量法
钛铁矿	同上	350	氟硅酸钠	250	144	10	同上
锡石	油酸钠	275	苏打	4,000	139	65	碘量法
刚玉	同上	250	硅酸钠	3,000	211	51	同上
红柱石	同上	330	苏打	1,000	143	55	同上
绿泥石	十三酸钠	150	氟化钠	500	85	67	放射性测量法
绿泥石	同上	1,000	氟硅酸钠	1,000	85	50	同上

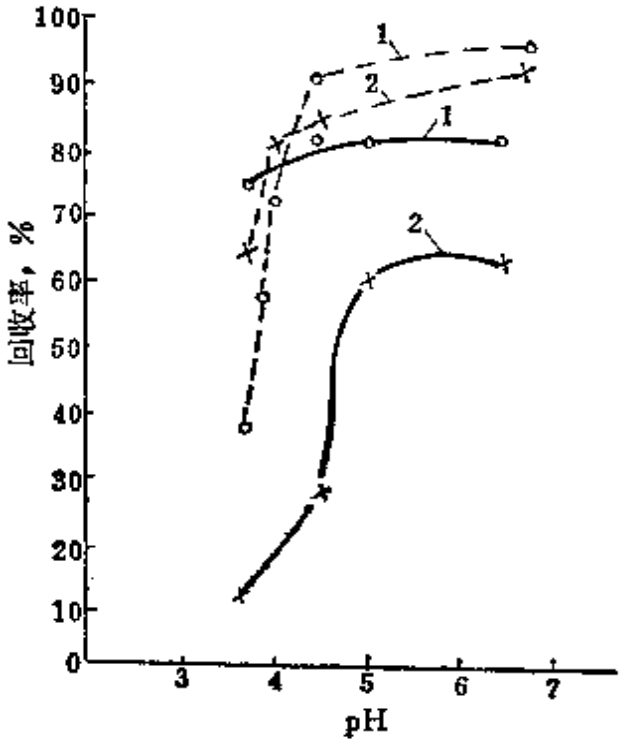


图 6—5 矿浆 pH 对钛铁矿（1）和绿泥石（2）回收率的影响

实线—氟硅酸钠用量 100 克/吨；虚线—未加调整剂

见图6—6。从图中可以看到硅酸钠对金红石和锆英石的抑制作用是有选择性的，在硅酸钠用量为0.25公斤/吨时，锆英石的回收率为85.5%，然而在此条件下，金红石的浮选却被抑制。

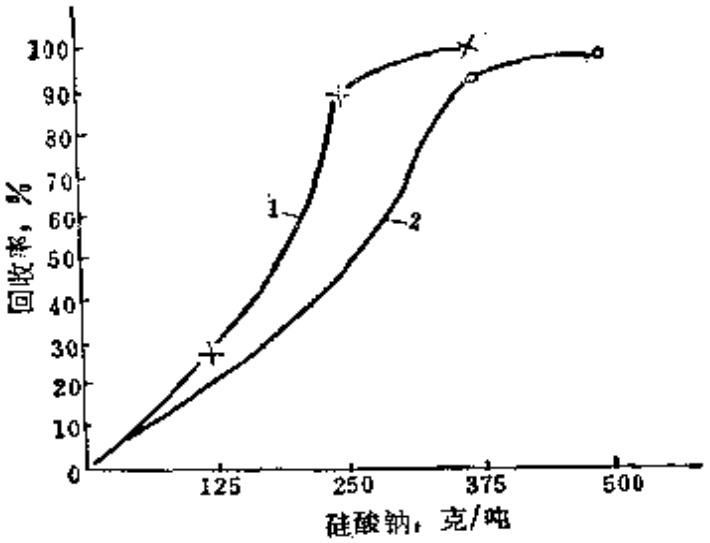


图 6—6 硅酸钠用量的变化对锆英石和金红石(单独)浮选的影响

1—锆英石；2—金红石

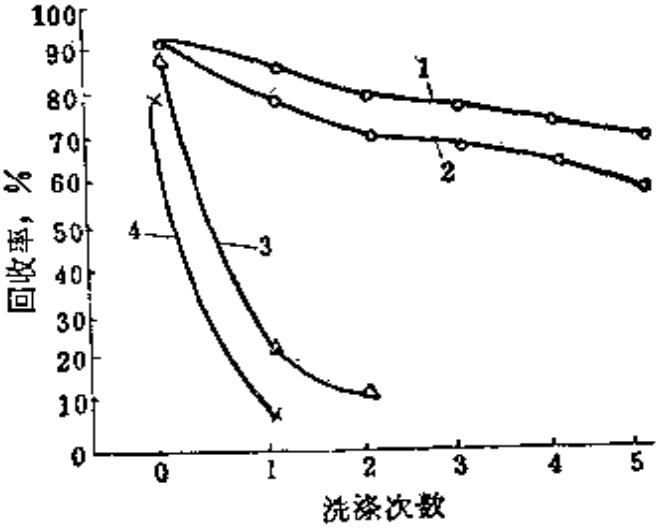


图 6—7 用油酸钠800克/吨处理的钛铁矿，洗涤次数对它可浮性的影响

1—苛性钠用量100克/吨，pH≈7.8；2—pH=6.3；3—硫酸用量100克/吨，pH=5.0；4—硫酸用量200克/吨，pH=4.5

为了研究油酸钠在矿物表面上固着的稳定性，把经油酸钠处理的钛铁矿，在不同的矿浆 pH 值下进行洗涤，洗涤次数对钛铁矿浮游性的影响见图 6—7[222]。即洗涤对在中性和弱碱性介质中的钛铁矿的浮游性影响不大；但在 pH＝5 的弱酸性介质中的钛铁矿，经二次洗涤后就不再浮游（曲线 3），在 pH＝4.5 时，只经过一次洗涤就使其浮选停止了。在酸性介质中，洗涤能使钛铁矿的可浮性显著的降低，可能是由于在酸性介质中从表面上洗去油酸钠的作用进行得很强烈，从而使牢固地固着于表面上的捕收剂的数量减少到不足以使其上浮。

五、充气对含钛矿物浮选的影响

将金红石、钛铁矿及锆英石进行浮选时，发现充气性质对上述三种矿物的可浮性有很大的影响，一般的情况下，充入空气或氧气时对上述三种矿物的浮选均有活化作用，但若除去空气中之氧气而充入氮气时，可使金红石和钛铁矿受到抑制作用，锆英石此时仍旧上浮。因此可以采用此方法来分离钛、锆矿物。图 6—8[215]是采用油酸乳浊液浮选钛铁矿时，充气对其浮选的影响。即试验时，首先用气体（氮气或氧气）处理试验所用的水，然后将油酸乳化于此水中再进行浮选，从图中可以看出，采用油酸乳浊液在充氧 20 分钟后进行浮选时，其精矿产率从未经氧处理的 47.6% 上升到93.12%，此时油酸乳浊液中氧的浓度分别等于8.5

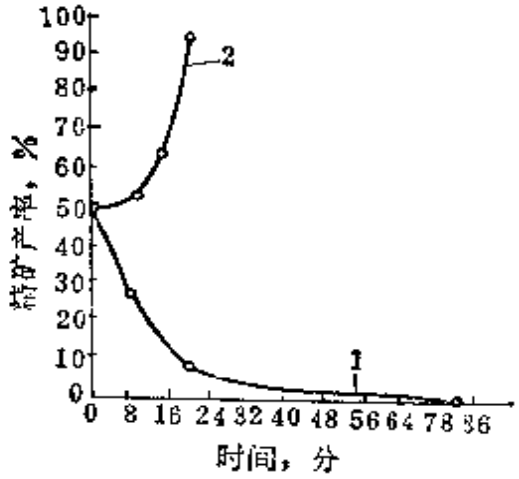


图 6—8 钛铁矿用油酸乳浊液浮选时，充气对其影响

1—脱氧的乳浊液；2—充氧的乳浊液

毫克/升及22.21毫克/升。

当充氮时，则产生相反的现象。钛铁矿用脱氧的乳浊液进行浮选时，精矿的产率显著的下降（见曲线1），即从开始的47.6%，经75分钟的充氮后则完全被抑制住，此时矿浆中氧的浓度为0.81毫克/升。

采用油酸为捕收剂，充气时间对矿物浮选的影响见图6—9[42]。即从图中可以看到长时间的充气（120分钟）能使含钛矿物的回收率提高，而使锆英石的回收率下降，有利于提高钛、锆矿物浮选的选择性，而将它们分选开。

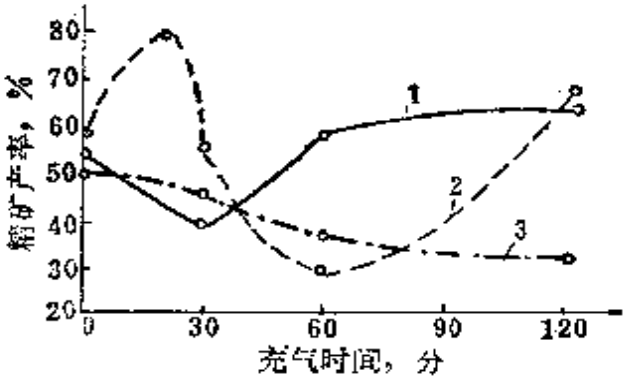


图 6—9 充气时间对油酸浮选矿物的影响

1—金红石；2—钛铁矿；3—锆英石

表6—5为采用氮气对矿浆进行处理时，钛、锆矿物的浮选分离条件及分离结果。即从表中可知矿浆经过氮气处理之后，能分选出合格的锆英石精矿，含ZrO_2=67%，回收率为77.8%，而TiO_2在其中的损失只为9.2%。

充氮气后，钛矿物及锆英石浮选的结果 表 6—5

试验条件	产品	产率，%	品位，%		回收率，%	
			ZrO_2	TiO_2	ZrO_2	TiO_2
浮选前矿浆中之O_2为1.01毫克/升，浮选后矿浆中之O_2为3.5毫克/升，药剂用量：苏打2公斤/吨，pH≈8.5；搅拌1分钟；环烷酸皂2.5公斤/吨（1+1+0.5）；浮选时间为10分钟	精矿	61.2	67.0	1.3	77.8	9.2
	中矿	13.3	40.2	3.8	10.1	5.8
	尾矿	25.5	25.0	28.5	12.1	85.0
	合计	100.0	52.7	8.57	100.0	100.0

同样对含50%金红石（或钛铁矿）和50%锆英石的混合矿物进行浮选时，充氮将矿浆中氧气的浓度降到1.15毫克/升进行选别，可得到锆英石精矿含 ZrO_2=65.84%，回收率=77.0%（其中 TiO_2 的回收率为3%）；金红石精矿含 TiO_2=90.47%，回收率为84%（其中 ZrO_2 的回收率=6%）。由以上实验可以看出，采用充氮法基本上可以将钛、锆矿物分选开。

第五节　钛、锆矿的浮选流程

近年来，有一些钛、锆选矿厂采用了浮选流程，特别是对于细粒的钛锆砂矿或粗选的粗精矿常常采用浮选法进行分离。

钛锆矿的浮选分为混合浮选流程及优先浮选流程两大类。按矿物的浮游性来说，最易浮的是锆英石，其次是金红石，最差的是钛铁矿。若使钛铁矿能充分的回收，必须采用大量的捕收能力强的捕收剂进行浮选。

一、钛、锆矿物的混合浮选流程

在实验室条件下，对含钛、锆的砂矿进行混合浮选研究，其半工业性试验流程见图6—10[64]。即原矿砂经破碎后，首先在两段水力旋流器中进行脱泥，脱泥后的产品加热到22°C，在固：液=1：1.5的浓度与1.5公斤/吨苏打搅拌5分钟，再加入2.0公斤/吨（脱泥后的物料）石腊皂为捕收剂，在固：液=1：2.5的浓度下浮选20分钟。按图6—10的流程，原矿经脱泥后进行浮选，浮选的精矿和尾矿再分别进行一次精选和扫选，其半工业性的试验结果见表6—6。

混合浮选半工业试验的结果　　表 6—6

产品	产率，%	品位，%		回收率，%	
		ZrO_2	TiO_2	ZrO_2	TiO_2
混合精矿	23.48	10.98	42.5	97.44	95.94
矿泥	13.40	0.1	1.13	0.51	1.45
尾矿	65.12	0.1	0.50	2.45	2.61
原矿	100.00	2.66	10.46	100.00	100.00

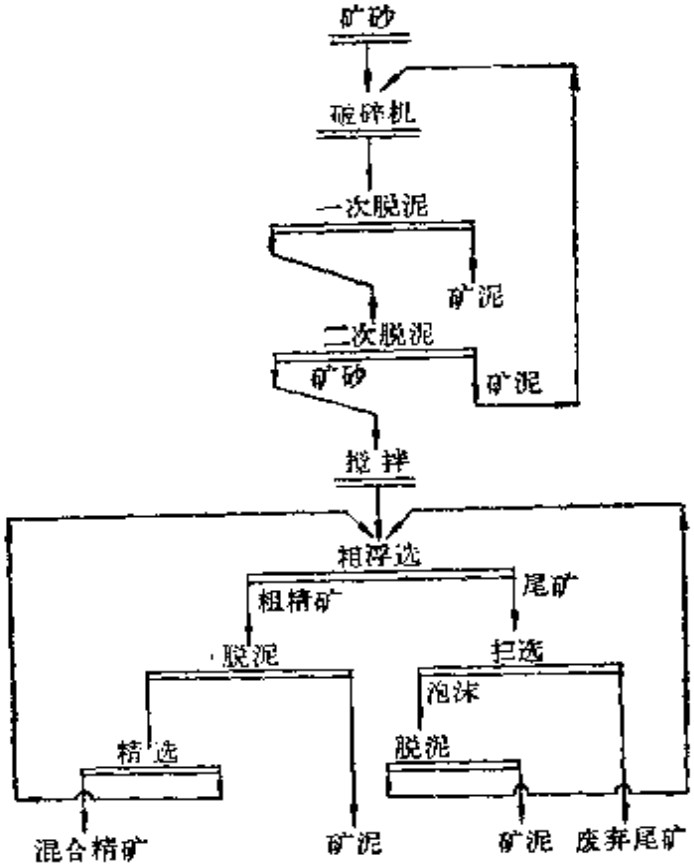


图 6—10　钛、锆砂矿浮选的半工业试验流程

钛、锆混合浮选的粗精矿，采用磁选、电选、重选及浮选法精选的流程见图6—11[62]。即含6.25%ZrO_2及含29.17%TiO_2的混合浮选粗精矿首先进入磁选作业，分出含十字石、钛铁矿的磁性产品和非磁性产品。磁性产品采用浮选法浮出十字石产品，剩下的尾矿即为钛铁矿精矿，浮选所得的十字石产品，因包含一些易浮的钛铁矿，因此必须用摇床继续进行分离。磁选所得的非磁性产品，先用摇床抛掉一部分脉石尾矿后，所得的重矿物产品经过焙烧之后，在电选机上进行金红石与锆英石分离，混合粗精矿经精选后，可得到含62%TiO_2的钛铁矿精矿，含90%TiO_2的金红石精矿及含62%ZrO_2的锆英石精矿；其TiO_2的回收率为77.94%（钛铁矿和金红石之和），ZrO_2的回收率为82.08%。

某细粒砂矿的混合浮选流程见图6—12[64]。此砂矿中-0.15

毫米占90%，有用矿物为钛铁矿、金红石及锆英石。原矿含8～9%TiO_2及1.5%ZrO_2。原砂矿首先在两段水力旋流器进行脱泥，脱泥后的矿砂在中性介质中采用环烷酸皂为捕收剂，在矿浆固：液＝1：2的条件下进行混合浮选，混合浮选的粗精矿经过二次精选可得到含43%TiO_2及含7.5%ZrO_2的粗精矿，其回收率分别为92～94%及91～92%。

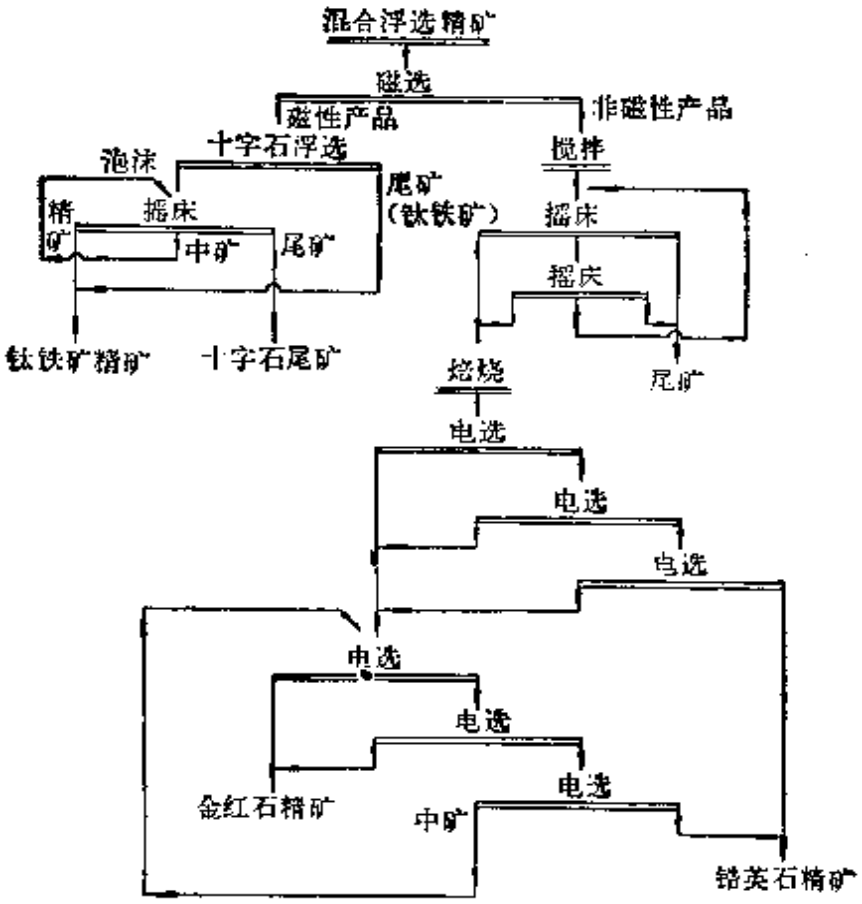


图 6—11　含钛、锆混合浮选粗精矿的精选流程

为了除去药剂，浮选的粗精矿，首先加热到300～350°C进行磁选，可得到钛铁矿、磁铁矿的磁性产品及钛铁矿精矿（含96～97%钛铁矿），磁选的另两个产品是钛铁矿—绿帘石产品及非磁性的锆英石—金红石产品。

钛铁矿—绿帘石和锆英石—金红石两个产品的分选均采用浮选法进行分离。钛铁矿—绿帘石产品采用水玻璃和苏打抑制钛铁

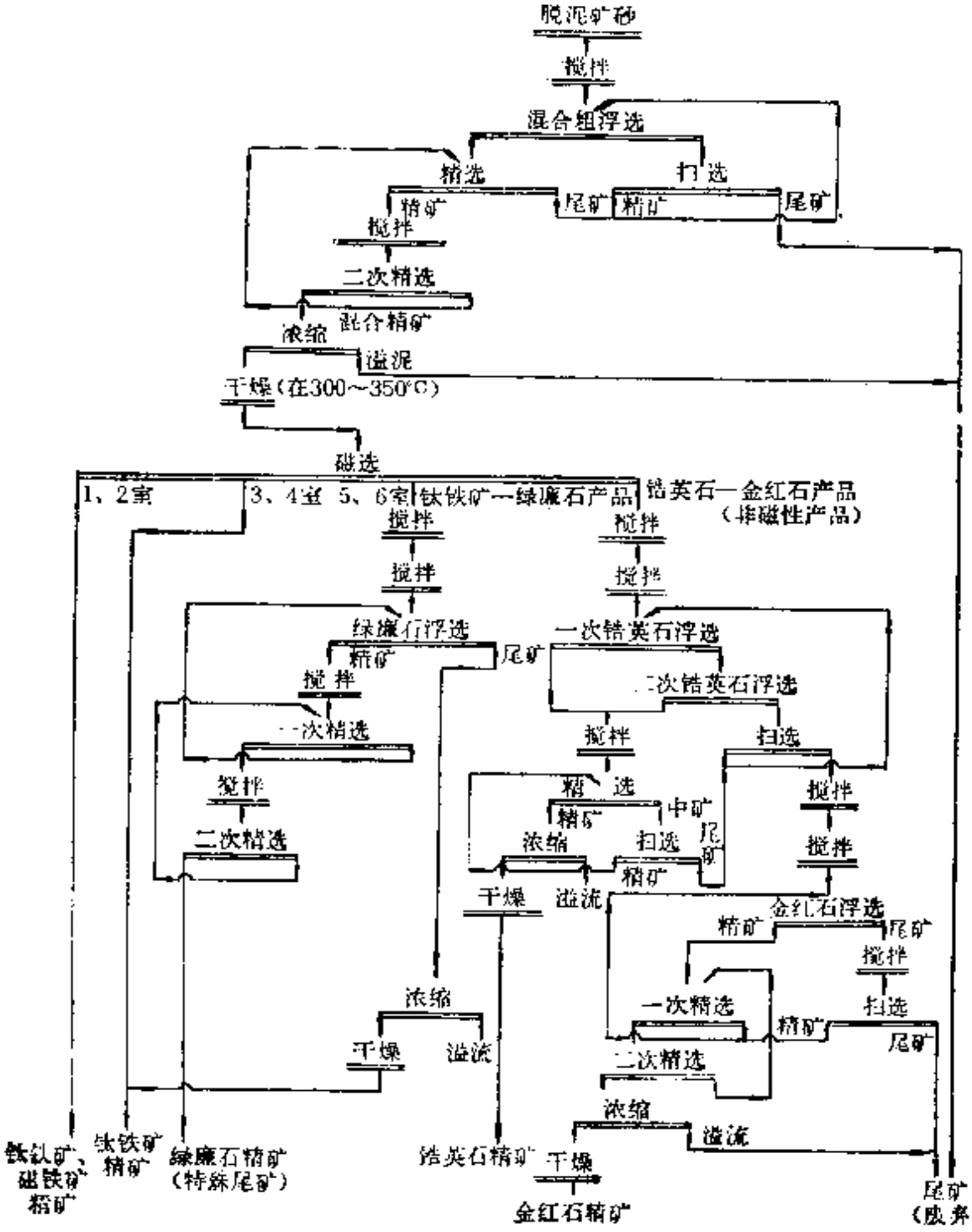


图 6--12 细粒砂矿的浮选流程

矿，进行绿帘石浮选，绿帘石浮选的精矿再在苏打形成的介质中精选两次即得出绿帘石产品，其尾矿为钛铁矿精矿；锆英石和金红石产品加入苏打和水玻璃，在矿浆pH为9.2时抑制金红石，浮选锆英石，所得的锆英石产品再在苏打介质中进行精选而得到最终锆英石精矿。锆英石浮选的尾矿，加入硫酸，在pH＝7时用环烷酸皂为捕收剂浮选金红石，所得的泡沫再精选两次而得到金红石精矿。其浮选药剂制度见表6—7。按图6—12流程对含8～9%TiO_2及含1.5%ZrO_2的矿砂进行选矿可得到含62～63%ZrO_2的锆英石精矿及含90%TiO_2的金红石精矿。

磁选产品采用浮选分离的药剂制度　　表 6—7

浮选作业		药剂名称	药剂用量，公斤/吨
锆英石浮选		苏　打	1
		水玻璃	0.125
		环烷酸皂	4
金红石浮选	粗　选	硫　酸	0.4
		环烷酸皂	1
	扫　选	硫　酸	0.1
		环烷酸皂	1
绿帘石浮选	粗　选	苏　打	1
		水玻璃	0.125
		环烷酸皂	2＋2＋1＋1＋1＋1
	精　选	苏　打	0.5(每次)

二、钛、锆矿物的浮选分离流程

对于含钛铁矿、金红石、锆英石的粗精矿精选分为先浮选含钛矿物及先浮选锆英石两种方法，其分离流程见图6—13[64]。图6—13（一）为含钛矿物浮选的流程，即钛锆砂矿首先采用充气的油酸乳化液进行混合浮选，所得的泡沫产品加入0.7公斤/吨氟

硅酸钠抑制锆英石，进行含钛矿物浮选，可得到含80%TiO_2的金红石及钛铁矿泡沫产品，其浮选尾矿为含60%ZrO_2的锆英石精矿。

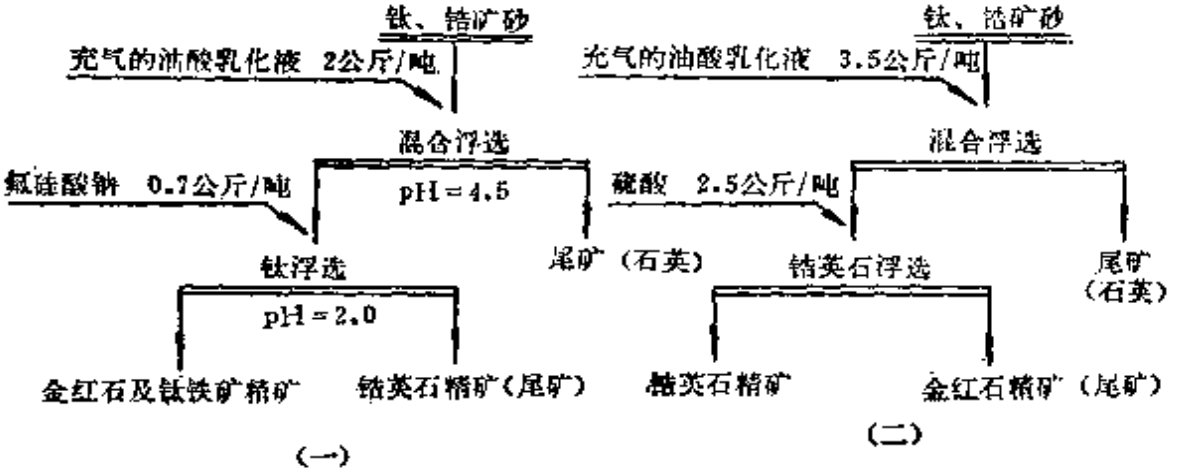


图 6—13 钛、锆矿砂的浮选分离流程

图6—13(二)为混合精矿，加入硫酸抑制金红石浮选锆英石的流程。混合精矿经浮选可得到含56%ZrO_2的锆英石泡沫产品，其浮选尾矿为含80%TiO_2的金红石精矿。

图6—14为获得三种精矿产品的浮选流程。即原矿在不充气的条件下，加入草酸抑制钛铁矿，采用ИМ-11阳离子捕收剂混

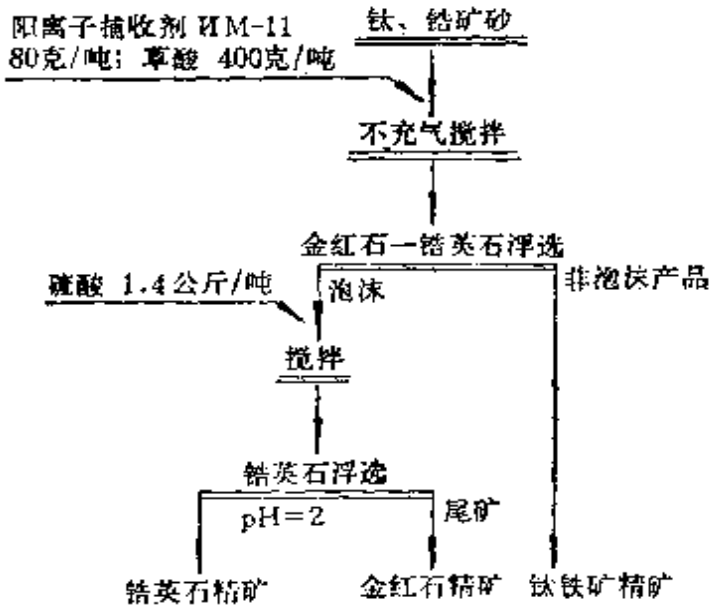


图 6—14 提取三种产品的浮选分离流程

合浮选金红石及锆英石，所得的泡沫产品加入硫酸进行充气搅拌，抑制金红石浮选锆英石可得到含ZrO_2近60%的锆英石精矿及含TiO_2为70～80%的金红石精矿。

图6—15[62]为抑制锆英石优先浮选含钛矿物的流程。此矿石为石英砂矿床，所含的钛铁矿和金红石的粒度为-0.15毫米占80～95%，锆英石则100%小于0.15毫米。此流程包括摇床粗选，钛矿物优先浮选，钛铁矿与金红石磁选分离及钛浮选尾矿粒浮锆

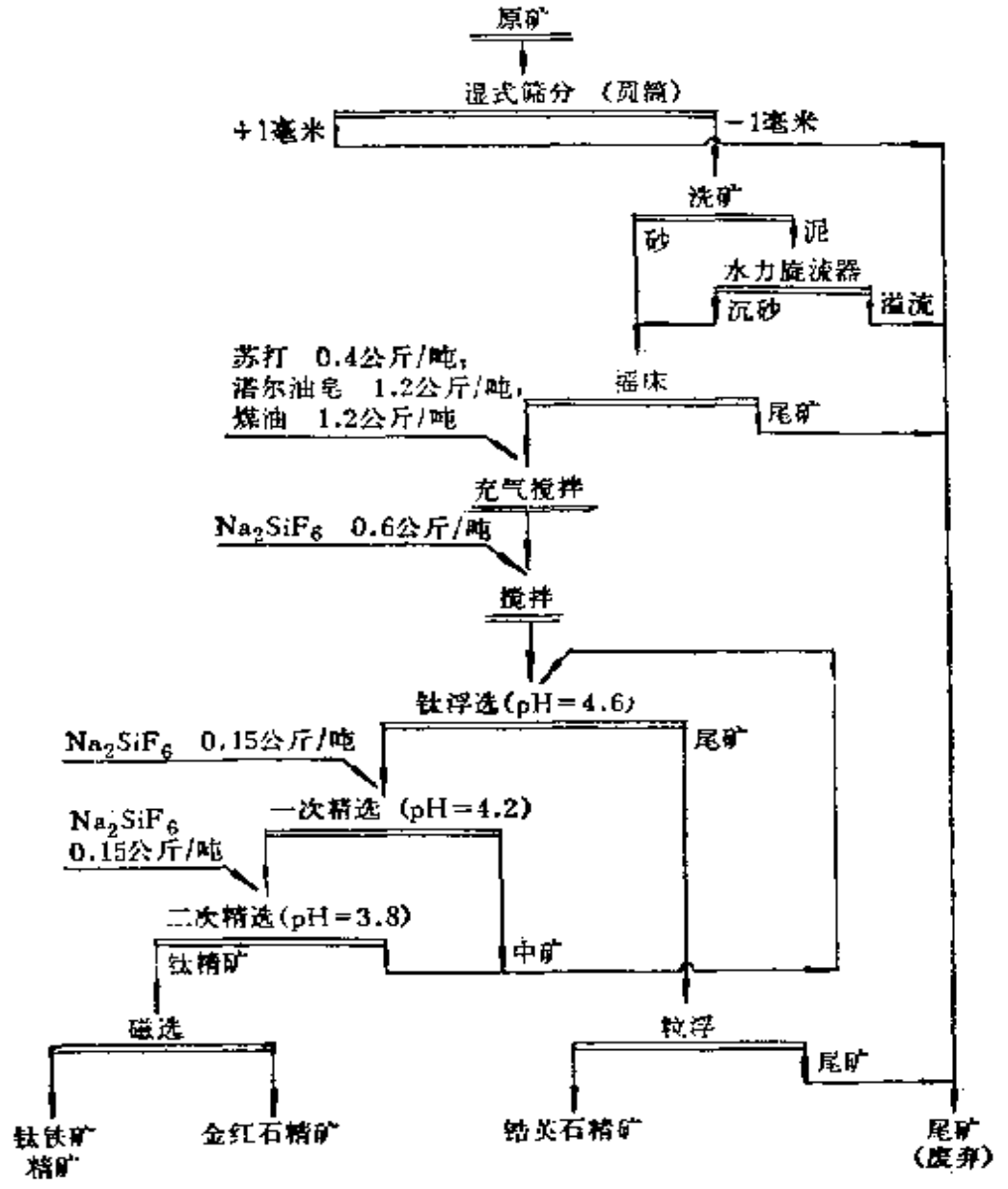


图 6—15 从钛锆砂矿中优先浮选钛矿物的流程

英石等四部分组成。从图可知原矿首先进行筛分、洗矿、脱泥，所得的沉砂进入摇床进行粗选，摇床的精矿，加入氟硅酸钠在通入空气的条件下强烈搅拌20分钟抑制锆英石（此时加入苏打或石灰，由于能分离出氧而强化了氧化过程），采用3%浓度的塔尔油皂和煤油（1:1）的水的乳化液为捕收剂浮选含钛矿物，浮选的泡沫产品在氟硅酸钠作用下精选两次，所得到的浮选精矿最后再用磁选法分选出磁性的钛铁矿精矿和非磁性的金红石精矿。含钛矿物的浮选尾矿再采用粒浮法分选出锆英石精矿。按着开路的选矿流程所得到的结果见表6—8。

钛铁矿、金红石和锆英石的分选结果　　表 6—8

作　　业	产品名称	品　位，%		回收率，%	
		TiO_2	ZrO_2	TiO_2	ZrO_2
洗过的矿砂摇床选矿	混合精矿	38.7	6.90	96.0	85.0
	尾　　矿	0.20	0.15	4.0	15.0
混合精矿的钛浮选	钛精矿	64.00	1.00	95.3	7.4
	锆英石尾矿	0.78	15.75	0.7	77.6
钛浮选尾矿的锆英石浮选	锆英石精矿	2.50	62.50	0.56	77.1
	尾　　矿	0.20	0.15	0.14	0.5
磁选(7,000奥斯特)	钛铁矿精矿	56.30	0.21	32.8	1.2
	金红石精矿	88.0	3.37	62.5	6.2

混合粗精矿含32%锆英石、17%金红石，在苏打介质中采用水玻璃抑制金红石（苏打及水玻璃用量分别为0.5及0.25公斤/吨粗精矿），在粗选和扫选中分别加入1.5公斤/吨环烷酸皂为捕收剂浮选锆英石，所得的泡沫产品（含锆英石、绿帘石及少量钛铁矿）加热到350°C脱药后进行磁选，此时绿帘石进入到磁性产品中，其非磁性产品即为含ZrO_2为60～64%的锆英石精矿。锆英石浮选的尾矿，经浓缩后，采用磁选法回收钛铁矿，磁选的非磁性产品进一步选出剩下的一部分锆英石后，进行金红石浮选，其泡

沫产品再精选二次可得到含93.4%TiO_2的金红石精矿，其作业回收率为93～97%，其精选流程见图6—16[64]。

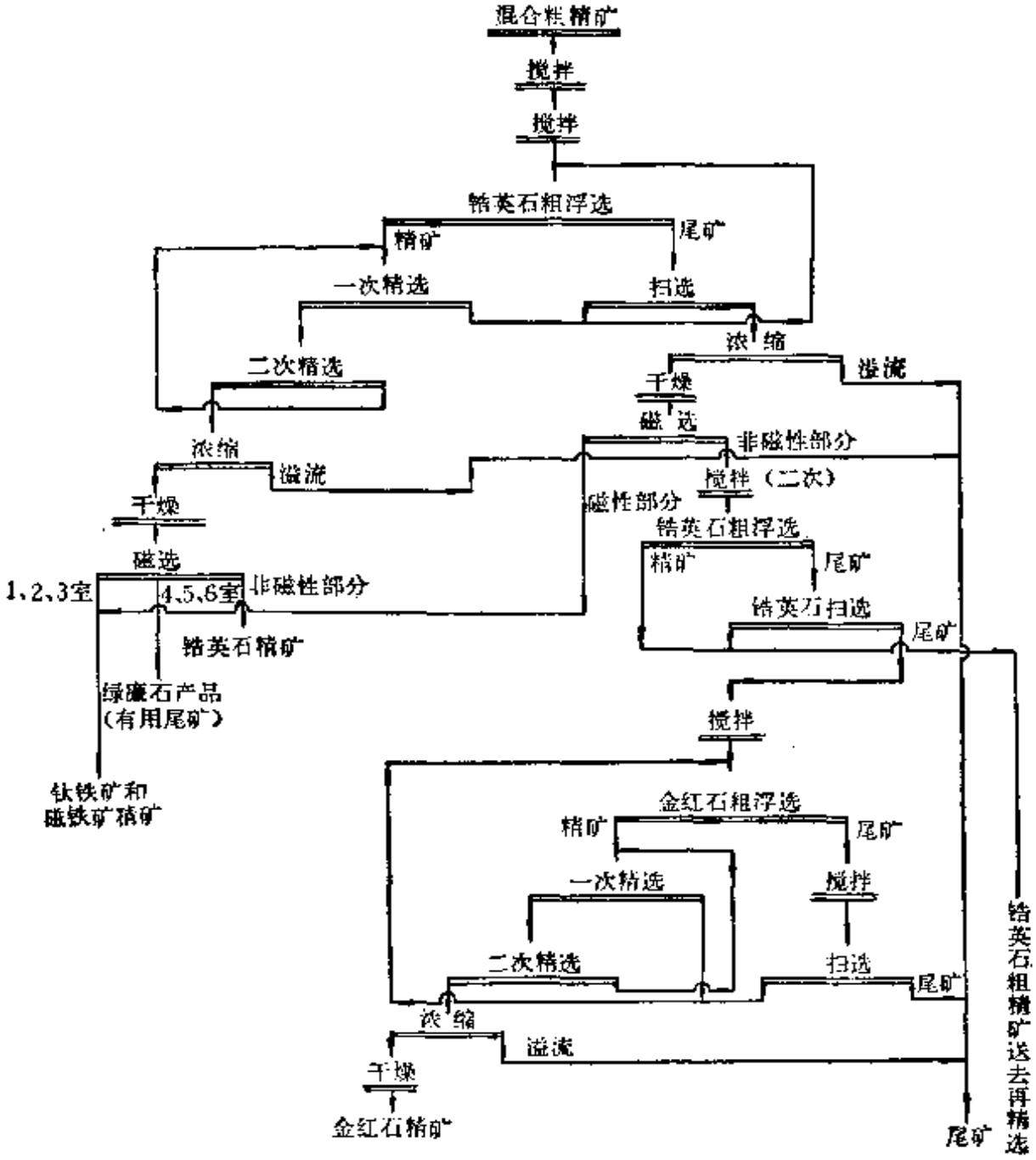


图 6—16 从混合精矿中优先浮选锆英石的联合处理流程

三、钛矿石的综合处理流程

1．钛矿石选矿的原则流程

含钛矿石选矿的原则流程见图6—17[99]，即原矿经颚式破碎机和圆锥破碎机破碎后，进入棒磨机进行磨矿，磨矿的产品，首先用跳汰机回收粗粒的含钛等重矿物，跳汰粗选的尾矿进入筛分机，筛上产品返回棒磨机进行再磨，筛下产品经水力分级机分级后进入到相应的摇床进行选别，粗选摇床的精矿再经摇床精选。精选摇床的中矿返回水力分级机，粗选摇床的中矿经脱水后返回棒磨机进行再磨。水力分级机的溢流和中矿循环经离心脱水锥脱出的溢流进入浮选工段，首先在浓缩机中浓缩到65～70%固体浓度，然后在pH＝6.0～6.5的弱酸性介质中，加入硫酸、氟化钠、油酸进行搅拌，搅拌后加入必须量的柴油及起泡剂，在30～35%固体浓度下进行浮选，浮选的粗精矿加入硫酸使pH＝5.0～5.5下进行精选。

跳汰、摇床及浮选所得到的粗精矿经过脱水、过滤、干燥后，若含有金红石和锆英石时，可送往振动筛进行分级，筛分的各个产品再进入磁选及电选进行精选，可分别得到含46～48%TiO_2的钛铁矿精矿，含94～95%TiO_2的金红石精矿。电选的中矿可采用浮选等方法回收一定量的锆英石。

此流程的特点是尽量的发挥各种不同类型选矿设备（跳汰、摇床、浮选机）的特长，尽量及早的回收有用矿物，这对减少矿泥损失，提高有用矿物回收率起到一定的作用。

2．钙钛矿—钛磁铁矿的选矿流程

在钙钛矿矿床中经常伴生有钛铁矿、钛磁铁矿等有用矿物。苏联某一钙钛矿矿床，主要脉石矿物为辉岩、角闪岩、橄榄石、霞石、黑云母、蛭石、方解石等，经研究采用ИМ-50为捕收剂浮选钙钛矿的建议流程见图6—18[91]。即原矿含13%TiO_2，经磨矿脱泥后首先进行磁选，可选出含60%Fe的钛磁铁矿精矿（其中含8%TiO_2，TiO_2的回收率近15%）。磁选后的产品进行二次脱泥，加入水玻璃搅拌2分钟，再加入蒸馏塔尔油搅拌3分钟，在28～30%的固体浓度下进行方解石浮选。方解石浮选的尾矿加入ИМ-50、酸化水玻璃（Na_2SiO_3：H_2SO_4＝5：1）、硫酸，在

pH＝6.5～6.8条件下，在20～25%固体浓度下进行钙钛矿粗选和扫选，粗选和扫选的精矿再加入硫酸分别进行二次精选（第二次精选时pH值降到5～5.5），可得到最终钙钛矿精矿含48.50% TiO_2，其回收率为67.80%。

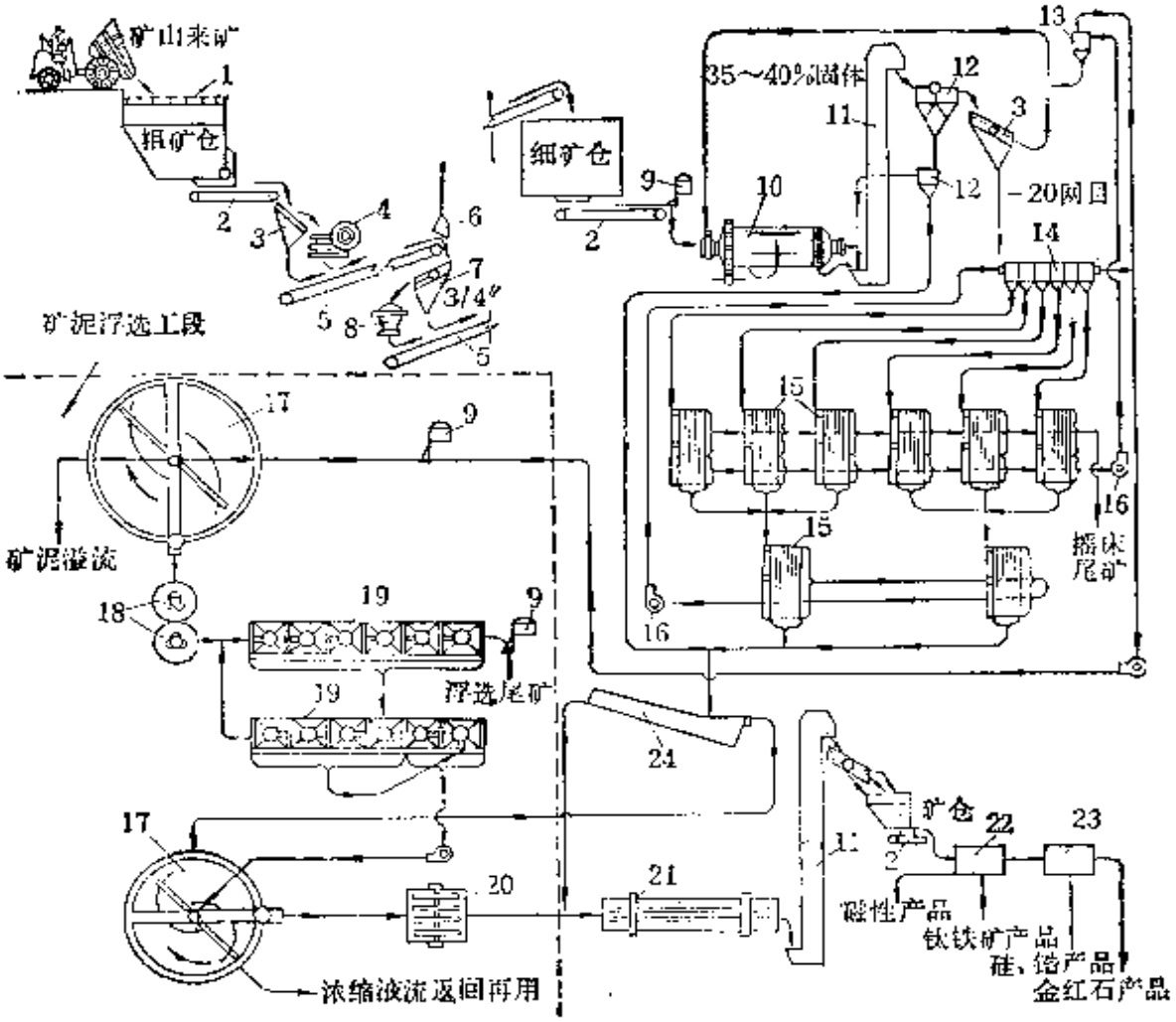


图 6—17 含钛矿石选矿的设备联系图

1—钛轨筛；2—给矿机；3—棒条筛；4—颚式破碎机；5—皮带运输机；6—磁铁；7—振动筛；8—圆锥破碎机；9—取样器；10—棒磨机；11—提升机；12—跳汰机；13—脱水锥；14—水力分级机；15—摇床；16—砂泵；17—浓缩机及隔膜泵；18—搅拌槽；19—浮选机；20—过滤机；21—干燥机；22—磁选机；23—电选机；24—分级机

试验表明，矿浆温度在4～20°C范围内变化，并不影响钙钛

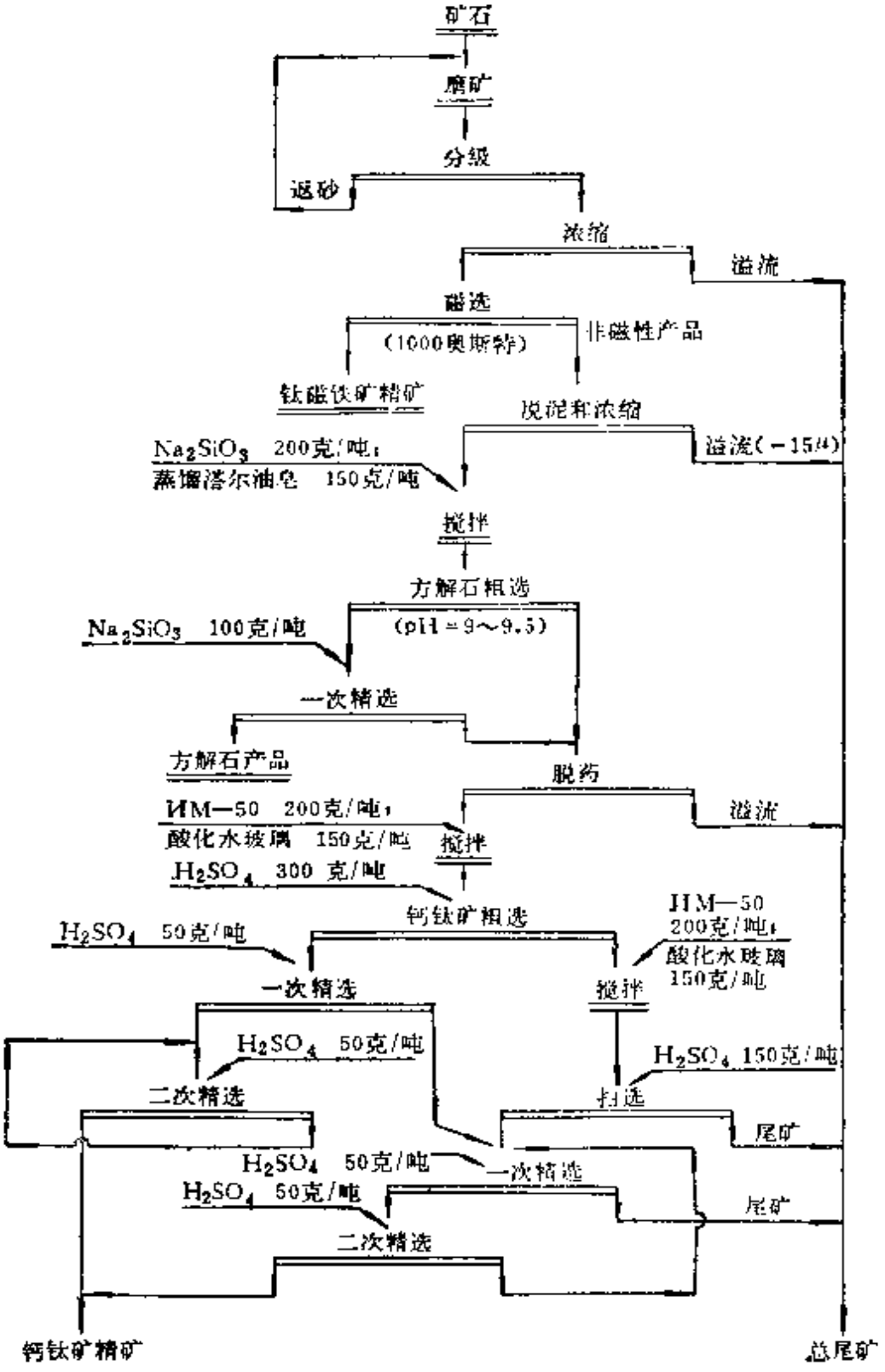


图 6—18 选别钛磁铁矿和钙钛矿的建议流程

矿的浮选。pH＝3的酸化水玻璃可以作为角闪石、辉岩、橄榄石和方解石的选择性的抑制剂。建立平衡状态的酸性水玻璃，不但能使方解石表面形成无定形的氧化硅，而且也能使铝代硅酸盐矿物表面上生成水化的无定形氧化硅；另一方面酸化水玻璃降低了矿浆的pH值，在pH＝6的范围内降低了钙钛矿表面的负的电动势，因而也改善了捕收剂向矿物表面的扩散。

采用木糖醇乙醚（эфир ксилита）为捕收剂，对含14.32% TiO_2的钙钛矿矿石进行浮选闭路流程试验表明，原矿脱泥后加入175克/吨木糖醇乙醚进行浮选（一次粗选、一次扫选、五次精选），也可得到含50.6%TiO_2的钙钛矿精矿，其回收率为76.4%[111]。

第六节　钒及钒钛磁铁矿的选矿

钒由于经常与钛在一起形成钒钛磁铁矿矿床，因此将钒的概况与本章中的钒钛磁铁矿的选矿一起叙述。

一、钒的主要性质和用途

钒是1801年发现的。其主要性质是熔点高，耐腐蚀性能好，加工性能良好。

钒的主要用途是在黑色冶金中，制造优质钢和特殊钢。钒加入钢后，它一方面是合金的一个成份，同时又是一个除氧剂。钢中加入钒，使钢质紧密，提高钢的韧性、弹性和强度。用钒冶炼的合金钢具有很高的抗磨损和抗大力撞击的能力。因此钒被广泛的用来制造各种工具钢、结构钢、弹簧钢、装甲钢等。此外钒在化工部门、有色合金、原子能等工业中也得到应用。

二、钒的主要矿物和矿床类型

钒在地壳中含量是0.015%。在自然界中钒主要是成三价或五价的状态出现，三价钒的离子半径与三价铁的离子半径很接近（V^{+3}—0.65Å，Fe^{+3}—0.67Å），因此三价钒几乎不生成本身的矿物，而是作为类质同晶的杂质存在于铁矿物及部分铝矿物中。尤其是钒经常以同晶杂质的形式存在于钒钛磁铁矿中。

五价钒的独立矿物是钒酸盐，常与铀和磷在一起共生。

钒的重要矿物为绿硫钒矿，主要产地为秘鲁。其次为钒铅矿、钒铅锌矿、钒云母等。但具有工业价值的钒矿床主要是钒钛磁铁矿、钾钒铀矿、钙钒铀矿中以晶质形式伴生的钒。钾钒铀矿和钒云母的主要产地为美国科罗拉多(Colorado)和犹他州（Utan)，钒铅锌矿的主要产地为阿根延等。

南非某一钒公司的钒钛磁铁矿的储量为2亿吨，其中V_2O_5的储量为300万吨[27]。在苏联乌拉尔也有较大的钒资源，并已建成了处理量1,650万吨/年矿石的联合采选企业。美国过去大部分钒是从含铀和磷酸盐的副产品中生产的，1967年建成一座生产钒的采选联合企业，此矿石含钒1.0%，露天开采，选矿厂的处理量为1,600吨/日，每年将生产4,530吨五氧化二钒。加拿大已经研究出一种从委内瑞拉进口的原油，在精炼厂的蒸汽锅炉收集的灰尘中回收钒（灰尘含15%V_2O_5，18%催化剂灰尘及60%左右未燃烧的焦炭颗粒)。

钒矿石的工业要求比较复杂，主要是根据矿石中的钒采用选矿或冶炼（伴生矿）方法进行回收的难易来定。单独的钒矿床一般要求含$V_2O_5>0.5\%$；以伴生状态存在的钒矿床，一般要求含$V_2O_5>0.1\%$。

国外钒的储量为1,000万吨以上，主要在苏联、南非、芬兰、智利、澳大利亚等国。1970年国外钒的产量为10,300吨以上，主要产地为南非和美国[125]。

目前世界上钒的生产，很大部分是从钒钛磁铁矿中通过冶炼来回收。此类矿床，在选矿过程中，钒是以晶格杂质形式同钒钛磁铁矿一起被送到精矿中。

三、钒钛磁铁矿的选矿流程

原生钒钛磁铁矿选矿的原则流程见图6—19。即原矿中若含钒钛磁铁矿的结晶粒度比较粗时，可以先碎到比较粗的粒级后，用磁选法首先分出钒钛磁铁矿产品，同时抛掉10～30%的非磁性的尾矿，然后将粗粒的钒钛磁铁矿再进一步细磨和精选(磁选)，

可得到钒钛磁铁矿精矿，将此精矿送冶炼厂可分离出五氧化二钒；细磨磁选的尾矿再根据矿石性质的不同可按图 6—19 的两个方案进行处理。方案 1 是采用重选法选别钛铁矿的流程，是适合于处理不含硫化矿和磷灰石或含硫化矿及磷灰石很少的硅酸盐矿物的选矿，特别是对于结晶粒度比较粗的钛铁矿采用此流程更有利一些；方案 2 是采用浮选法选别钛铁矿的流程，对于含硫化矿或磷灰石比较多，钛铁矿结晶粒度又比较细时，常常采用浮选流程，此时往往先用黄药浮选出硫化矿，所得的尾矿再加入脂肪酸类捕收剂进行钛铁矿浮选，如果所得的钛铁矿精矿达不到要求时，可以加入H_2SO_4和Na_2SiF_6进一步进行精选。

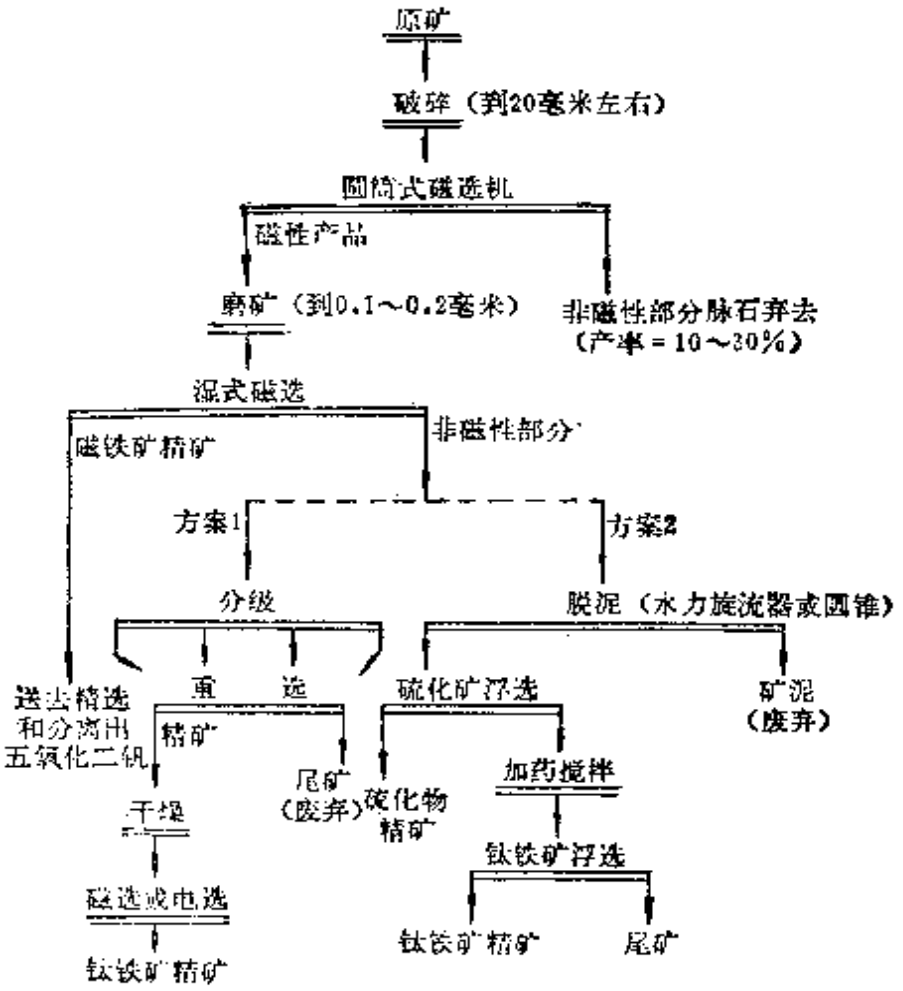


图 6—19　原生钒钛磁铁矿选矿的原则流程

苏联某含铁、钛、钒、铜、钴的贫铁矿矿石的选矿流程见图

6—20[92]。即原矿破碎到－23毫米后，进行三段选别（磁选）三段磨矿，磁选的尾矿磨到－200目占100%后进行铜的浮选。原矿含30%Fe，按此流程进行磁选可得到含55%Fe、17.25%TiO_2、1.06%V_2O_5的铁钒精矿，其回收率分别为63.0%、77.48%及86.06%。原矿含0.219%Cu，经磁选后有90%的铜进到磁选尾矿中，此尾矿在碱性介质中采用黄药进行浮选可得到含23%Cu的铜精矿，其回收率为80.72%（对磁选尾矿）。

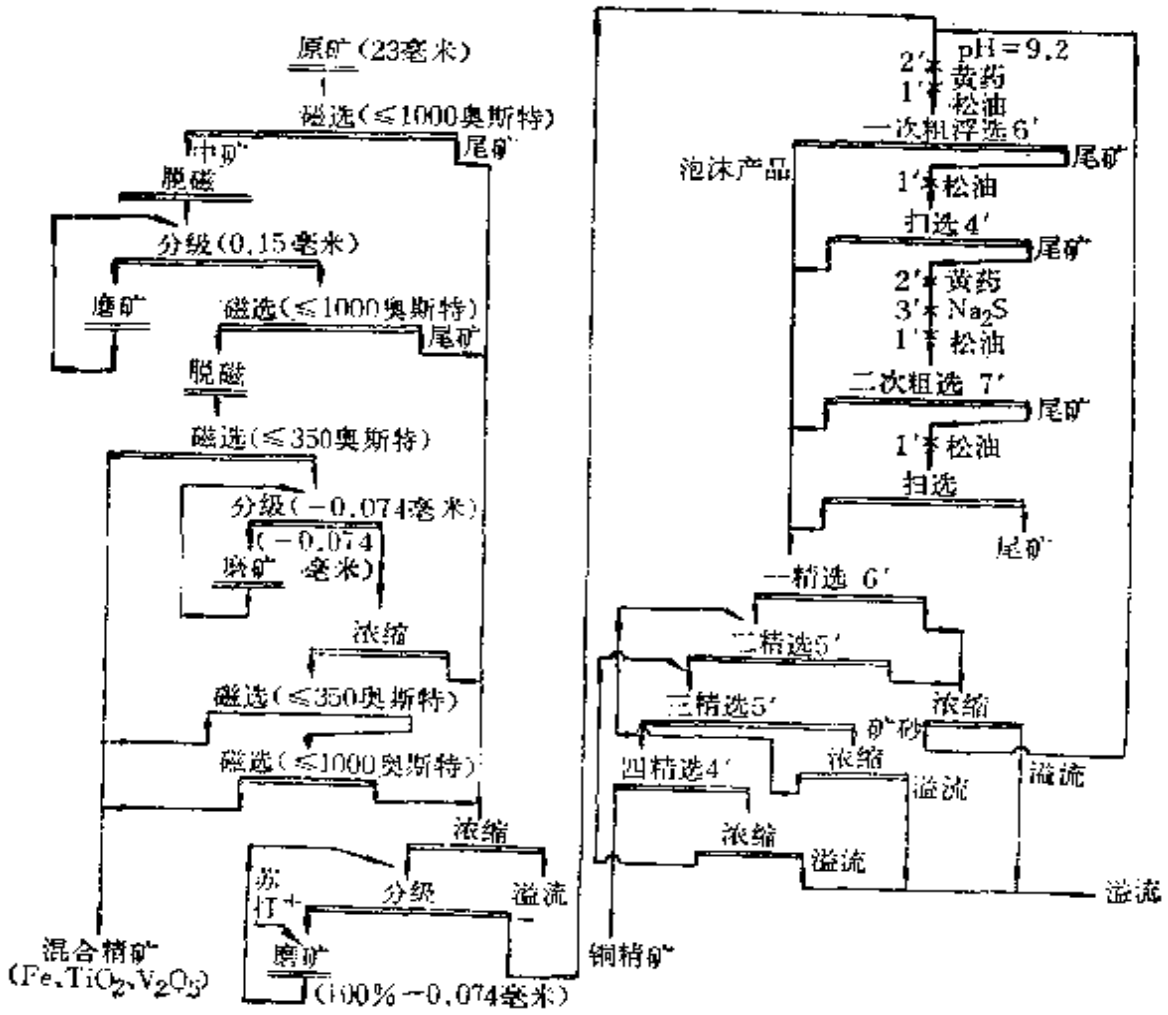


图 6—20 钒钛磁铁矿的磁选—浮选工艺流程

细粒浸染的钒钛磁铁矿的选矿流程见图6—21[64]。即原矿破碎后进行筛分，筛上＋15毫米的产品首先通过强磁场磁选机进行

磁选，此时即得到磁性产品的磁铁矿和钛铁矿混合粗精矿，抛掉一部分脉石尾矿。强磁性的精矿经破碎后再进行磁选，又抛掉一部分脉石尾矿，这样就减少了下一步细磨的负荷。二段干磁选的精矿进行磨矿，使之达到单体解离后，用湿式弱磁场磁选机选出含钒磁铁矿精矿，可进一步通过冶炼法分出V_2O_5产品，磁选的尾矿因粒度较细，可采用浮选法分出黄铁矿及钛铁矿精矿。此流程

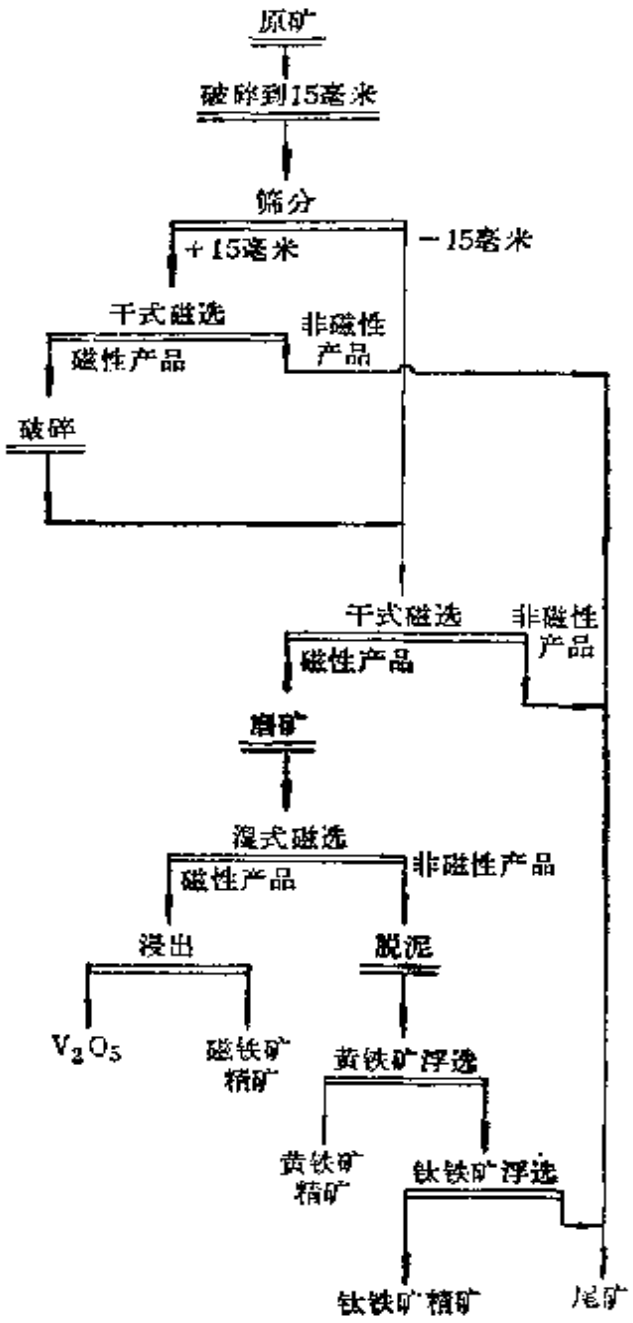


图 6—21　细粒浸染的钒钛磁铁矿的选矿流程

的特点是采用多段磨矿、多段选别，尽量早的回收有用矿物并抛掉脉石尾矿，可减少磨矿费用，另一方面是因为钛铁矿浸染太细，必须经过细磨以后用浮选法进行回收。

不均匀浸染的钒钛磁铁矿的选矿流程见图6—22[64]。即原矿破碎后，采用磁选法分离出磁性的含钒磁铁矿精矿。磁选的尾矿采用水力分级，粗粒级采用摇床选别，细粒级的采用浮选处理。这样就比较充分的发挥了各种选矿方法的特长，使有用矿物得到充分地回收。此流程的特点是采用磁选、重选、浮选等联合选矿方法处理矿石，特别是含钛矿物的选别时，采用了粗、细分选的选矿流程更有利提高选矿产品的指标。

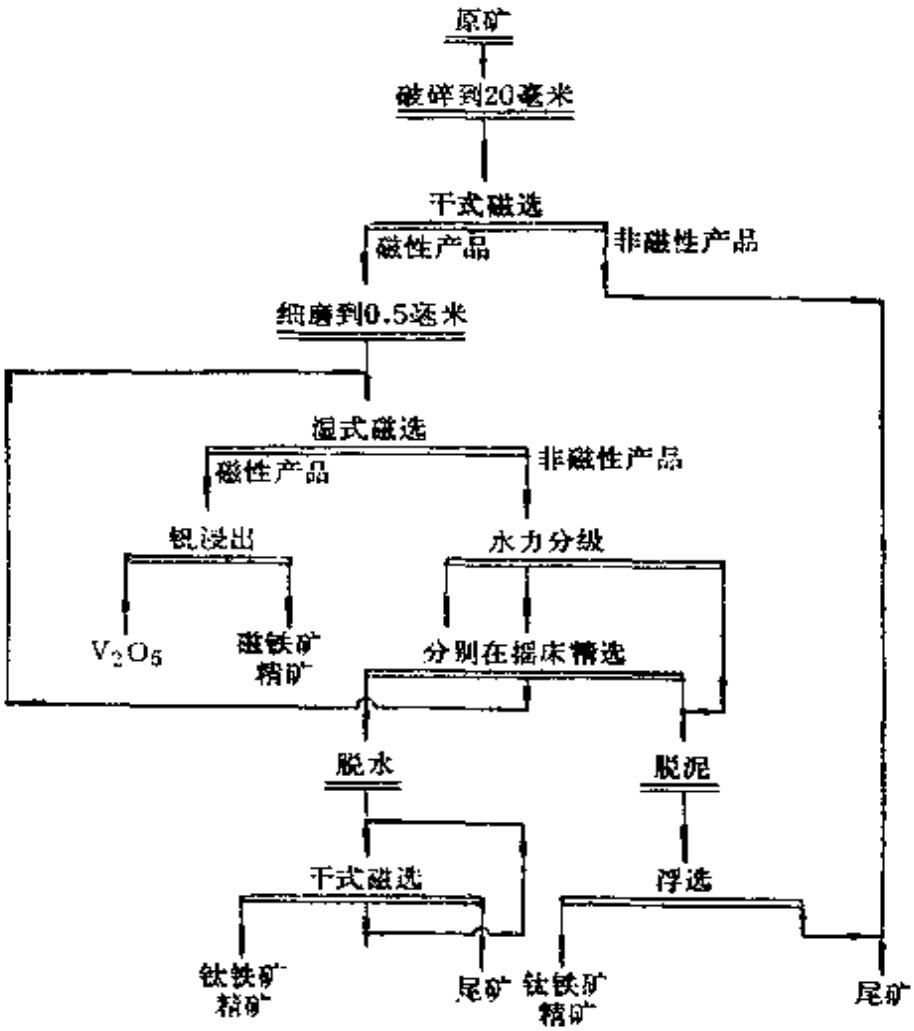


图 6—22 含有不均匀浸染的钒钛磁铁矿的选别流程

第七节　钒钛磁铁矿的选矿实践

一、苏联克鲁契林斯克（Кручин инский）矿床钒钛磁铁矿的选矿

苏联赤塔克鲁契林斯克矿床是苏联东西伯利亚贝加尔地区最大的铁矿床，此矿床的矿石主要是由钛—磁铁矿、钛铁矿、磷灰石和少量的硫化矿组成，(试样的化学组成见表6—9)。钛—磁铁矿的浸染粒度较粗（1～3毫米），当破碎到10毫米时，就可以采用磁选分选出25%以上的脉石尾矿。磁选的磁性产品经磨矿后继续采用磁选进行精选，可得到含Fe为58～60%的铁钒精矿，其选矿流程见图6—23[90]。磁选尾矿中钛的选矿最先是采用摇床进行选别，虽然能进行分离，但摇床的中矿产率较高（70.7～76.0%）。此摇床的精矿用磁选法进行精选，摇床的中矿再用浮选法进行处理，可得到含46～47%TiO_2的钛精矿，回收率只有41～43%。后来经研究将磁选尾矿直接采用浮选法选别钛矿物（见图6—23的下半部流程）。将磁选尾矿磨到－0.15毫米，加入850克/吨氟化钠，750克/吨硫酸为调整剂，以油酸、塔尔油、油酸＋煤油的混合物、塔尔油＋煤油的混合物为捕收剂时，均可使钛铁矿浮游。但采用塔尔油与煤油为1:3的混合物浮选时，效果较好。对试料2的磁选尾矿进行浮选时可得到含16.5%TiO_2的粗精矿，回收率为90%。此粗精矿在补加硫酸的条件下精选三次，可得到含44%TiO_2，回收率为45.8～47.3%的钛铁矿精矿（浮选的详细结果见表6—10）。

试样的化学组成（%）　　表 6—9

试　样	Fe	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	CaO	MgO	V_2O_5	P	S	合计
富矿 №1	23.5	25.9	8.5	6.8	15.2	16.5	12.8	8.0	0.13	0.6	0.52	93.15
贫矿 №2	16.5	37.1	6.3	10.6	9.2	12.0	9.4	9.2	0.27	0.13	0.4	95.54

二、美国马克—英泰尔(Mac Intyre)选矿厂[62,64]

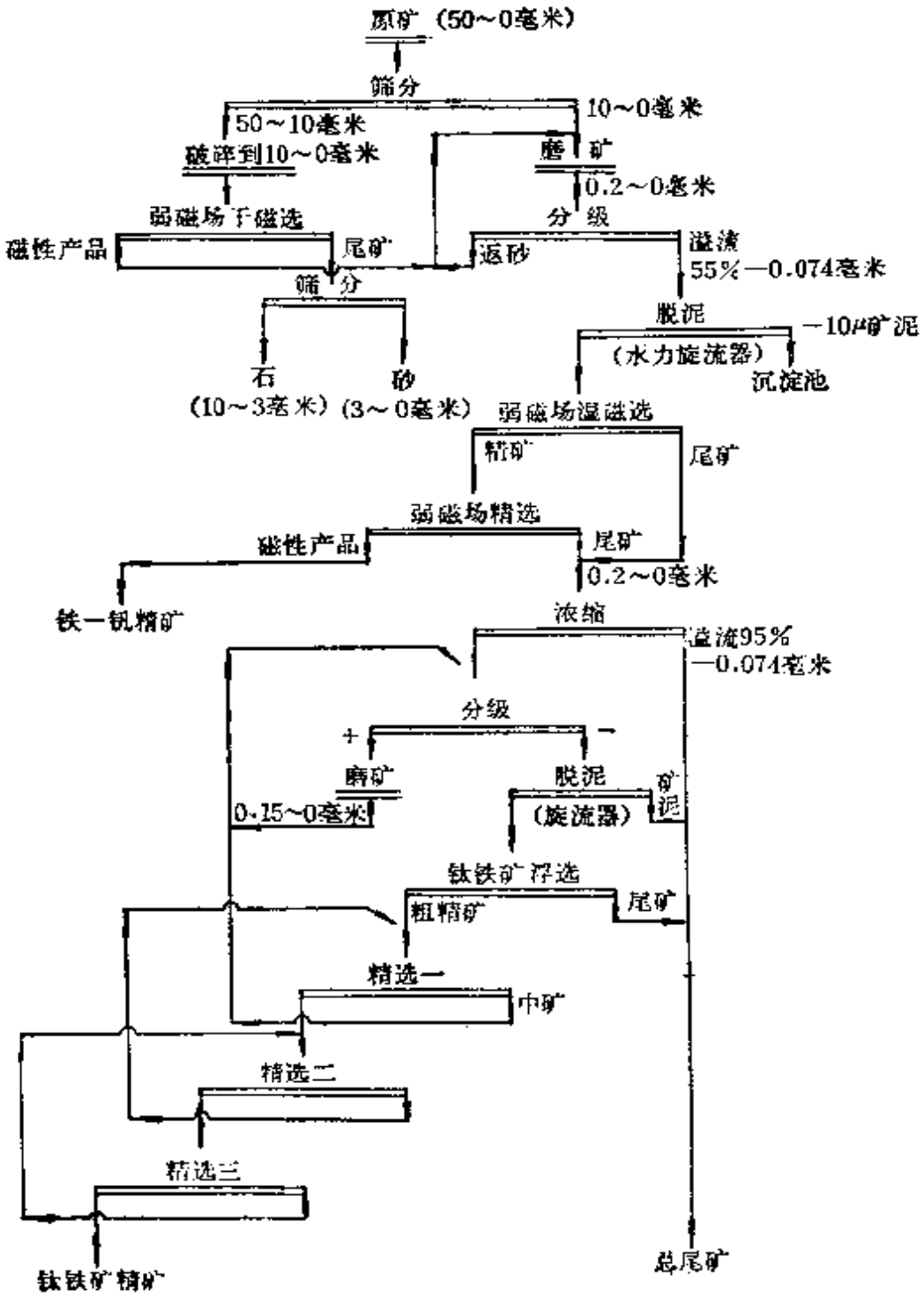


图 6—23　苏联克鲁奥林斯克矿床矿石的选别流程

钛铁矿湿磁选尾矿浮选和精选结果(№2)　表 6—10

产品名称	产率，%		品位，%		Fe的回收率，%		TiO_2的回收率，%	
	作业	原矿	Fe	TiO_2	作业	原矿	作业	原矿
钛铁矿精矿	11.4	6.80	34.1	43.8	41.8	14.0	65.8	47.3
精选三的中矿	4.3	2.56	11.9	5.7	5.5	1.8	3.2	2.3
精选二的中矿	9.1	5.42	13.0	5.8	12.7	4.0	6.5	4.7
精选一的中矿	16.2	9.65	4.4	3.9	17.6	2.7	8.3	6.2
粗选尾矿	47.9	28.55	4.1	2.14	21.1	7.1	13.6	11.0
磁选尾矿脱出的－10微米的矿泥	11.1	6.62	9.5	1.8	11.3	3.8	2.6	1.9
湿磁选尾矿(给矿)	100.0	59.60	9.3	7.6	100.0	33.6	100.0	73.4

美国马克—英泰尔选矿厂位于纽约州内，初建时的处理量为3,000吨/日，后来扩建为7,500吨/日。选矿厂处理的矿石为钛磁铁矿，平均含32%钛铁矿，37%磁铁矿，16%长石和15%硅酸盐矿物。钛铁矿吸附在磁铁矿上，并与其形成可以分离的聚合体，当磨到0.8毫米时开始分离。原矿含1.5%V_2O_5，以固溶体形式存在于磁铁矿中。

马克—英泰尔选矿厂的选矿工艺流程见图6—24，其设备联系图见图6—25。即原矿破碎到63毫米后，分成三个级别进行处理，两个粗粒级产品在干式磁选机上进行磁选，可丢掉15%的非磁性最终尾矿。磁选的磁性产品再在圆锥破碎机上进行破碎，碎后的产品返回到振动筛进行分级。筛下的－11毫米的矿石进入1,800×3,600毫米的棒磨机中进行磨矿，磨矿的产品用筛孔为0.54毫米的振动筛与磨矿形成闭路，－0.54毫米的筛下产品经泵送入湿式磁选机进行磁选，每昼夜可分选出2,000～2,400吨磁铁矿精矿（含97%磁铁矿和3%脉石杂质）。磁选的尾矿分级后粗粒级的采用摇床进行选别，溢流则采用浮选进行选别。

该厂一共有96台摇床，按分级的级别分别采用摇床处理，可得到含钛铁矿精矿、中矿、尾矿三种产品。中矿经砂泵返回到磁选，

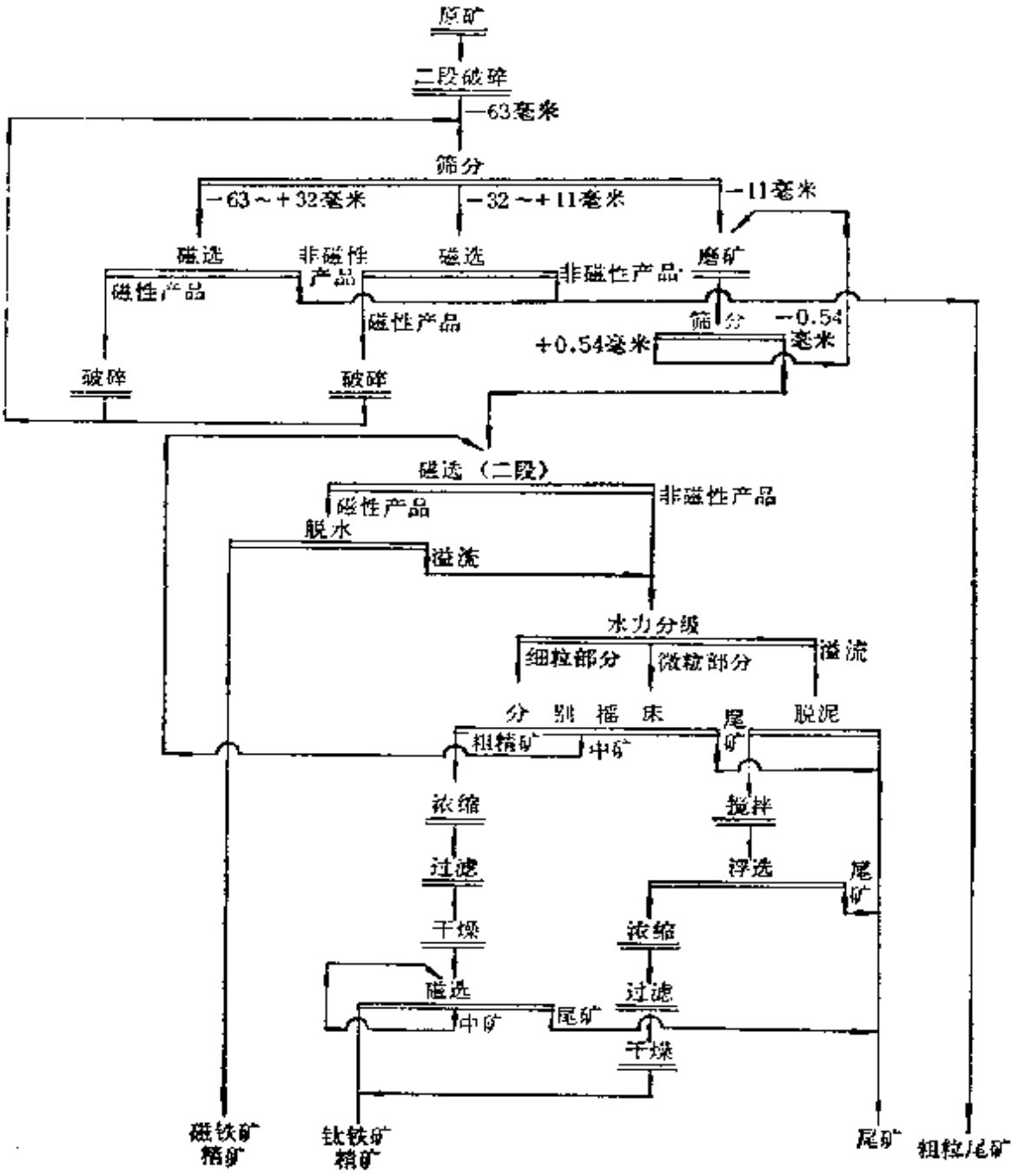


图 6—24　美国马克—英泰尔选矿厂流程图

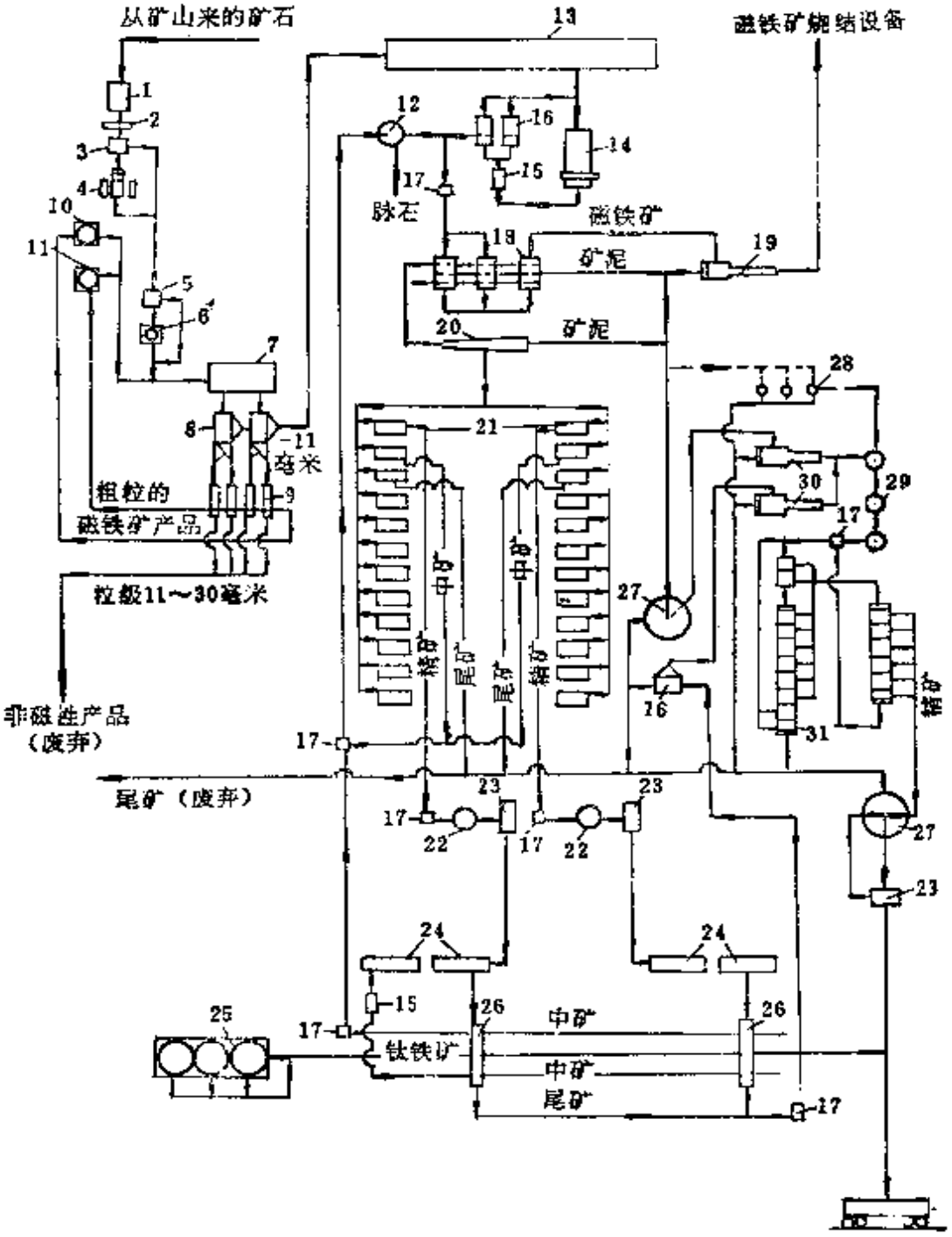


图 6—25 美国马克—英泰尔选矿厂设备联系图

1—承受矿仓；2—链式给矿机；3—固定棒条筛；4—1.2×1.8米颚式破碎机；5—棒条筛；6—2.1米的标准型圆锥碎矿机；7—矿仓；8—振动筛；9—磁选机；10—1.3米细粒圆锥碎矿机；11—1.3米粗粒级圆锥碎矿机；12—浓缩机；13—容积为600吨的矿仓；14—1.8×3.6米棒磨机；15—斗式提升机；16—振动筛；17—砂泵；18—磁选机；19—耙式分级机；20—水力分级机；21—摇床；22—脱水槽；23—真空过滤机；24—间断的矿仓；25—钛铁矿精矿的贮矿仓；26—高磁场的带式磁选机；27—浓缩机；28—水力旋流器；29—搅拌槽；30—耙式分级机；31—浮选机

每台摇床的平均处理量为12吨/昼夜。水力分级机的溢流进入三台直径为300毫米的水力旋流器进行脱泥（每台水力旋流器的给矿压力为3.6公斤/厘米^2，处理量为1,350升/分）。脱泥后的矿浆近95%为－0.074毫米，同0.75～0.875公斤/吨硫酸，0.375公斤/吨氟化钠，0.5公斤/吨油酸，0.5公斤/吨轻柴油及0.05公斤/吨起泡剂搅拌，搅拌后的矿浆在机械搅拌式浮选机中进行浮选，浮选的精矿经浓缩、干燥后与摇床重选经磁选精选所得的钛铁矿精矿合并，可得到含44～45%TiO_2，回收率为59%的钛铁矿总精矿。

三、芬兰奥坦马克（Otanmäki）选矿厂[64,62]

奥坦马克选矿厂是欧洲生产钒和提供钛铁矿、磁铁矿的重要基地之一。选厂于1954年开始生产，矿石处理量为800,000吨/年；生产磁铁矿为200,000吨/年，钛铁矿为112,000吨/年，黄铁矿为8,500吨/年和800吨/年钒。其中黄铁矿中含钴近1%，可以作为钴的原料通过冶炼进行回收。

原矿中含35%磁铁矿、28%钛铁矿、1%黄铁矿及36%脉石矿物，其化学成份为40%Fe、13%TiO_2、1.1%FeS_2、0.25%V、1%S及0.01%P。

选矿厂的设计指标及1955年实际生产指标见表6-11。选矿厂破碎工段的设备联系图见图6—26。即粒度为200毫米的原矿石首先送到600吨的矿仓中，然后通过给矿机给到直径为1,650毫米的标准型圆锥碎矿机进行破碎，破碎后的产品进入1,200×3,100

选矿厂设计和实际生产指标　　表 6－11

产品	设计产量，吨/年	1955年实际产量，吨/年
破碎矿石	500,000	514,995
磁铁矿精矿	175,000	184,874
钛铁矿精矿	80,000	84,974
黄铁矿精矿	4,000	4,339

毫米的振动筛上进行筛分，筛上产品进入两段600×1,350毫米的干式磁选机中进行磁选，其非磁性产品的尾矿可以通过钢索运输

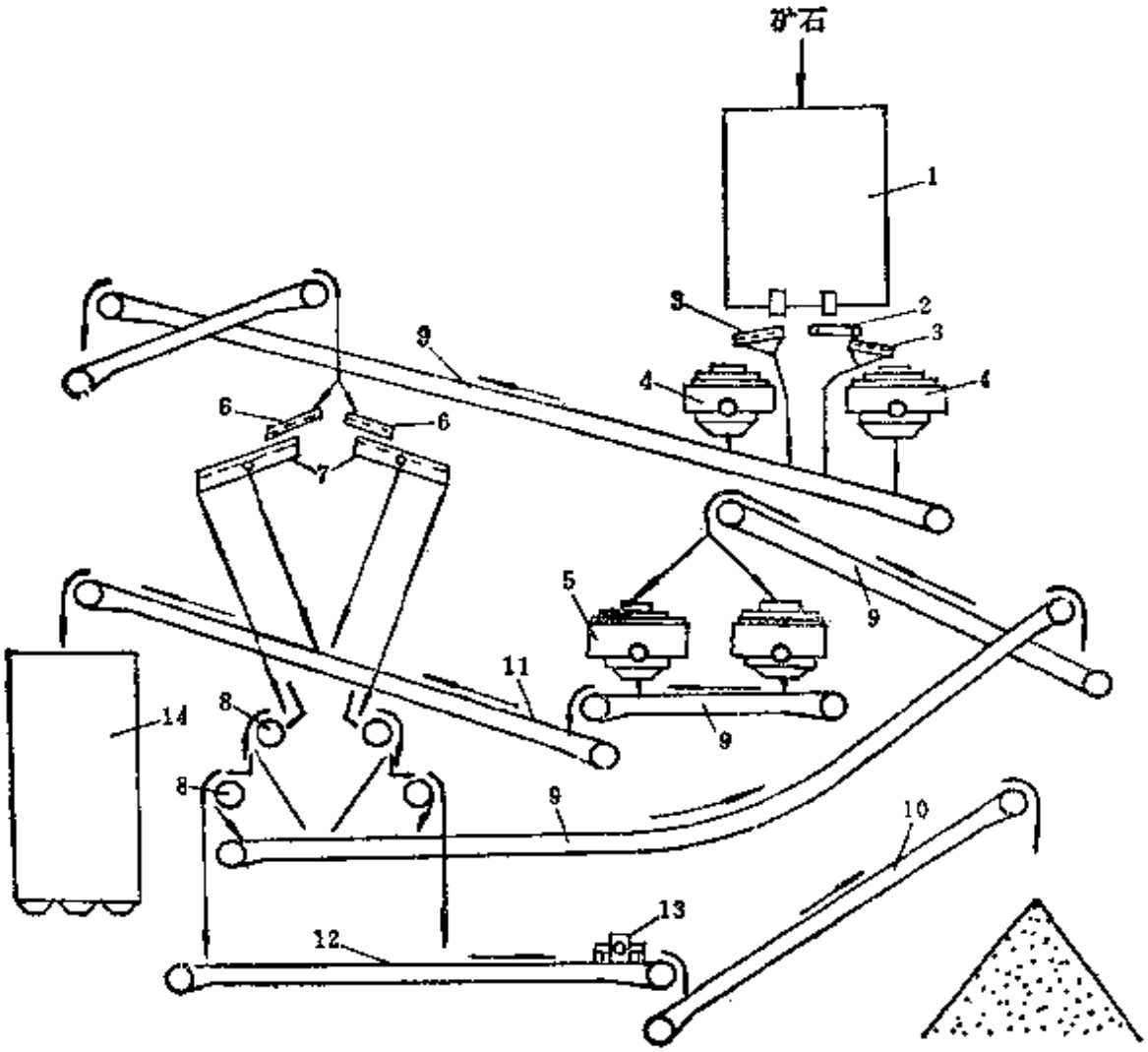


图 6—26 芬兰奥坦马克选矿厂破碎设备联系图

1—容积为600吨矿仓；2—给矿机；3—筛孔为50毫米的振动筛；4—塞蒙斯D=1650毫米标准型圆锥破碎机，排矿口=30毫米；5—塞蒙斯D=1650毫米短头破碎机，排矿口=10毫米；6—B=800毫米的振动给矿机；7—筛孔分别为30×38和15×20毫米的1200×3000毫米的双层振动筛；8—600×1350毫米的干式磁选机；9—B=800毫米的皮带运输机，v=1米/秒；10—B=800毫米带有钢索的带式运输机，v=1.6米/秒；11—B=500毫米皮带运输机，v=1米/秒；12—B=500毫米带有钢索的带式运输机，v=2.2米/秒；13—皮带秤；14—矿仓

机送到尾矿场，磁选的磁性产品再经直径为1,650毫米的短头型圆锥碎矿机进行破碎，所得的产品与第一段破碎的筛下产品（－15毫米）合并进入3,000吨的矿仓中，其破碎工段粗粒矿石磁选的指标见表6－12。破碎工段磁选所得的混合粗精矿平均含33%磁铁矿、19%钛铁矿、1.4%黄铁矿，磁选的尾矿产率为20%，年产150,000吨废弃尾矿。

破碎工段的磁选指标　　表 6－12

产品	含量，%					回收率，%	
	磁性产品	非磁性产品	磁铁矿	铁	二氧化钛	磁铁矿	钛铁矿
精矿	96.2	3.8	37.4	41.7	16.7	95.9	79.0
尾矿	0.30	99.7	1.6	12.4	4.3	4.1	21.0

破碎工段的磁性粗精矿，经3,000吨矿仓送入磁选机再除掉一部分脉石尾矿后，在棒磨机和球磨机中磨到－0.2毫米占90%，给入磁选机中进行磁选，磁选的尾矿进行黄铁矿浮选，黄铁矿浮选的尾矿脱泥后进行钛铁矿浮选，所得到的各种精矿分别进行浓缩、过滤、干燥后运往精矿仓中。奥坦马克选矿厂主厂房的设备联系图见图6－27。从图中可以看到破碎工段的混合粗精矿，首先经过二段干式磁选机进行磁选，所得的非磁性产品，含3～5%Fe_3O_4，7～9%TiO_2经筛分可除掉产率为10%的筛上脉石产品，筛下的细矿与磁选的磁性产品合并进入磨矿机进行磨矿。

磨矿后的产品经过磁选可得到含65.9%Fe的磁铁矿精矿，其中含4.75%TiO_2。磁选的尾矿脱泥后，加入15克/吨硫酸、150克/吨黄药、20克/吨浮选油在矿浆pH为5.5条件下，进行黄铁矿浮选（一次粗选、二次精选），可得到含48.5% S的黄铁矿精矿，其回收率为70%。

黄铁矿浮选的尾矿为了更好的回收钛铁矿，必须在水力旋流器中进行脱泥，脱泥后的矿浆进入1,800×1,800毫米的搅拌槽加入碳酸钠搅拌20分钟，然后再加入乳化了的塔尔油和煤油的混合

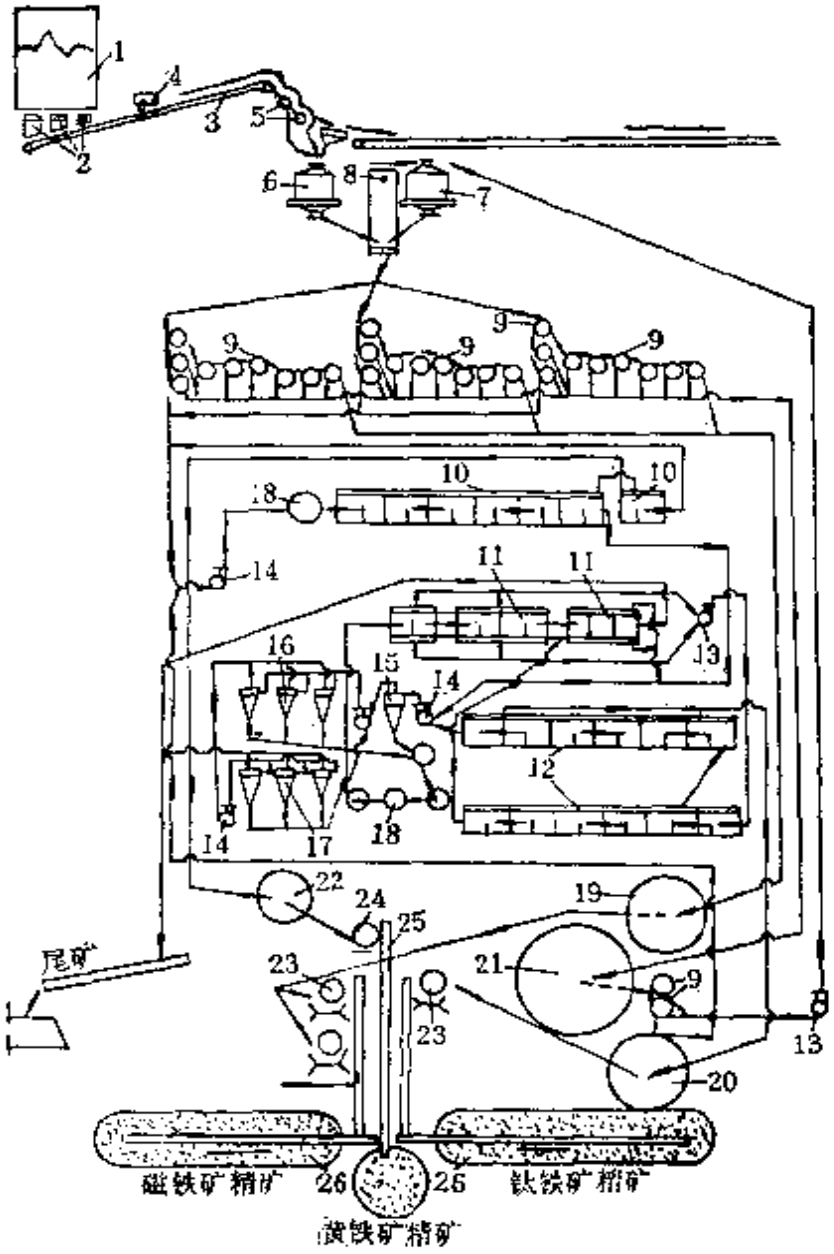


图 6—27 芬兰奥坦马克选矿厂主要设备联系图

1—容积 3,000 吨矿仓；2—三个斗的皮带给矿机；3—B＝800 毫米的皮带运输机；4—皮带秤；5—干磁选磁选机；6—2,700×3,600 毫米棒磨机；7—2,700×3,600毫米球磨机；8—道尔耙式分级机；9—400×1,350毫米鼓式磁选机；10—浮选机；11—浮选机；12—浮选机；13—砂泵；14—砂泵；15—D＝750 毫米水力旋流器；16—水力旋流器；17—D＝100 毫米三台并联水力旋流器；18—1.8×1.8米搅拌槽；19—D＝4.2米浓缩机；20—D＝9.2米浓缩机；21—浓缩机；22—鼓式的磁性过滤机；23、24—鼓式过滤机；25—B＝500毫米皮带运输机；26—B＝500毫米钢索式运输机

物（塔尔油:煤油:乳化剂＝600:1100:30）搅拌20分钟，进行钛铁矿浮选，粗选时矿浆的pH值保持在5，一次精选为4.5，二次精选为4.0。通过浮选可得到产率为15%的钛铁矿精矿。选矿所选出的磁铁矿精矿、钛铁矿精矿及黄铁矿精矿的化学成份见表6—13。其中磁铁矿精矿中Fe_3O_4的回收率为97.2%，V_2O_5的回收率为54～55.5%；钛铁矿精矿中TiO_2的回收率为55%；黄铁矿精矿中S的回收率为60%。在尾矿中Fe_3O_4的含量为0.5%左右。

精矿的化学成份　　表 6—13

精矿	品位，%							
	Fe_2O_3	FeO	TiO_2	V_2O_5	Fe	S	SiO_2	Cr_2O_3
磁铁矿	61.0	34.7	1.7	0.8	69.7	0.12	0.52	0.01
钛铁矿	10.0	39.9	47.9	0.24	38.0	0.08	0.88	0.01
黄铁矿	—	—	2.9	—	43.6	47.0	2.3	—

精矿	品位，%							
	Al_2O_3	NiO	MnO	CaO	MgO	CO	P	As
磁铁矿	0.5	0.01	0.04	0.2	0.31	0.01	—	0.01
钛铁矿	0.53	0.04	0.7	0.3	1.1	—	—	—
黄铁矿	0.73	0.15	—	0.42	0.57	0.71	0.59	—

磁铁矿精矿含0.56% V，为了进一步分离出杂质，又通过磁选进行精选其分选的设备联系图见图6—28，选别结果见表6—14。

含钒磁铁矿磁选的结果　　表 6—14

产品名称	产率 %	磁铁矿含量 %	铁的含量 %	二氧化钛含量 %
磁铁矿精矿	89	95.6	68.6	2.15
中矿	10	75.8	60.5	8.3
尾矿	11	7.5	36.2	36.9
给矿	100	86.9	65.5	5.7

奥坦马克选矿厂破碎工段为二班制，选矿作业为三班制，总

定员为41人，其电力消耗见表6—15，其选矿厂总的选矿指标见表6—16。

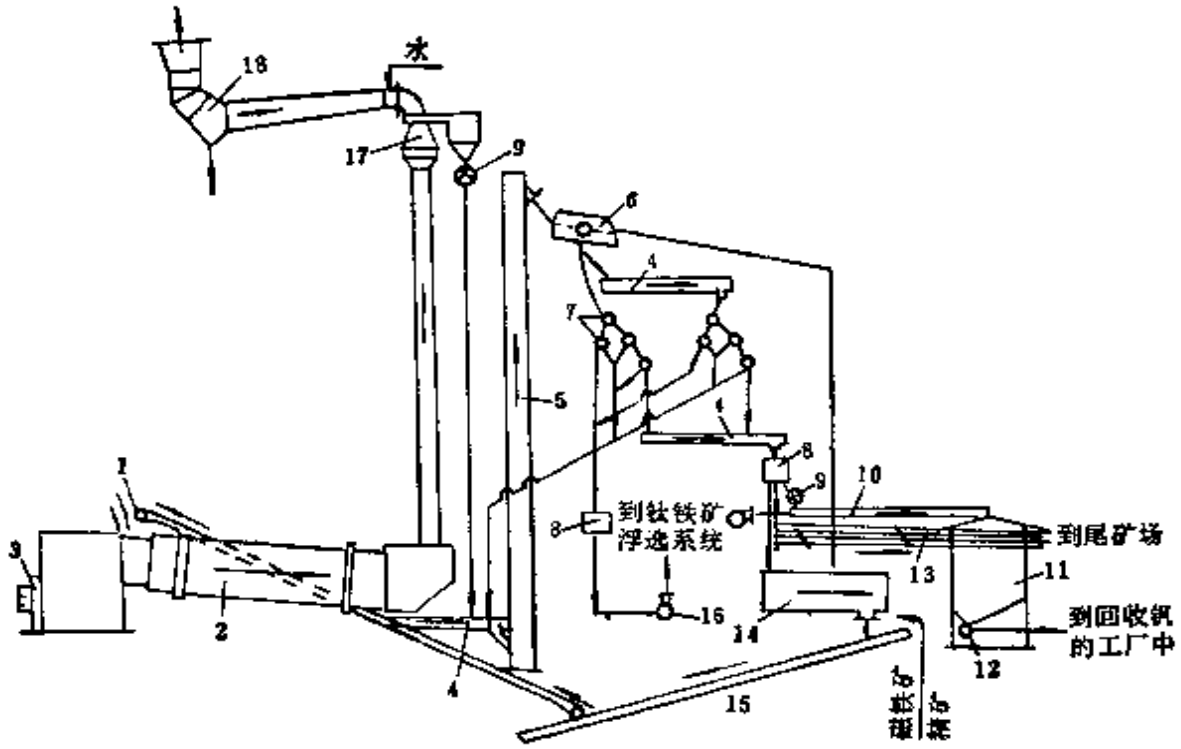


图 6—28 奥坦马克选矿厂磁选精矿的分选设备联系图

1—B＝500毫米皮带运输机；2—D＝2400毫米，L＝11000毫米圆筒干燥炉；3—重油喷嘴；4—螺旋给矿机；5—H＝19.1米提升机；6—筛孔为3×3毫米的振动筛；7—D＝400毫米，L＝1200毫米磁选机；8—秤；9—旋转的风力给矿机；10—风力运输机；11—容积为500吨的矿仓；12—风力运输机；13—振动的筒式运输机；14—湿式螺旋运输机；15—B＝500毫米皮带运输机；16—砂泵；17—收尘器；18—湿式洗涤器

选矿厂的电力消耗　　表 6—15

电力消耗	作业名称									
	破碎	磨矿	磁选	黄铁矿浮选	钛铁矿浮选	脱水	设备维护	供水	照明及其他	合计
瓦·小时/每一吨给入破碎的矿石	1.29	7.18	0.78	1.49	3.85	1.72	0.08	2.02	0.43	18.84
瓦·小时/每一吨给入主厂房矿石	1.60	8.90	0.97	1.85	4.75	2.14	0.10	2.51	0.53	23.38

奥坦马克选厂选矿总指标　　表 6—16

产品	Fe_3O_4		Fe	TiO_2		S		V	Co	H_2O
	品位 %	回收率 %	品位 %	品位 %	回收率 %	品位 %	回收率 %	品位 %	品位 %	含量 %
选厂给矿	32.7	100.0	38.53	14.06	100.0	0.66	100.0	0.26	—	1.1
磁选尾矿	2.5	0.4	14.28	5.47	2.0	0.54	4.2	0.08	—	—
棒磨机给矿	33.7	99.6	39.21	14.24	98.0	0.69	95.8	0.27	—	-5
磁铁矿精矿	89.0	98.3	65.90	4.75	12.1	0.16	8.7	0.55	—	8.74
黄铁矿精矿	—	—	43.28	0.56	0.03	48.62	61.9	0.00	0.72	9.17
钛铁矿精矿	1.5	0.8	36.58	44.28	52.0	0.10	2.50	0.17	—	6.47
尾矿	0.4	0.5	16.40	9.23	33.9	0.27	22.7	0.07	—	—

第七章　稀土矿的选矿

稀土金属包括镧系元素和性质与镧系元素相近的钪和钇，共十七个元素，即：镧、铈、镨、钕、钷、钐、铕、钆、铽、镝、钬、铒、铥、镱、镥、钇、钪。

稀土金属一般分为轻稀土金属和重稀土金属两种。轻稀土金属即为铈族稀土金属，包括镧、铈、镨、钕、钷、钐、铕；重稀土金属即为钇族稀土金属，包括钆、铽、镝、钬、铒、铥、镱、镥、钇、钪。

稀土金属是1794年从硅铍钇矿中发现“钇土”后，又经过一百五十多年才将全部稀土金属分离出来。

第一节　稀土金属的主要性质和用途

稀土金属的主要性质：

稀土金属的性质非常接近，其中镧系元素的特点更彼此相似，不仅它们的价电子构型相同，而且它们的原子半径和离子半径的大小也很相似。所以将它们分离开是较困难的。镧系元素的另一个特点是由镧到镥随原子序数的增加，而原子半径和离子半径则逐渐缩小。

稀土金属的化学性质都较活泼，易于与其它元素相互作用，轻稀土金属的熔点为800～1,000°C之间，重稀土金属的熔点为1,300～1,700°C之间。

稀土金属的主要用途：

1．在冶金工业方面：混合稀土在钢铁和有色冶金中作添加剂，在冶金中加入万分之几或千分之几的稀土后，能明显地消除有害杂质的影响，并改善合金的性质。

2．在电子工业方面：钐—钴等稀土金属是一种较强的永磁材料，可作电子工业元件；钇—石榴子石可制造雷达滤波器等用于远程遥测和微波控制仪表中；氧化铕、氧化钇作彩色电视的红色荧光粉；氧化钕等磷光体可用于夜间侦察、扫描技术；红宝石、钇—铝石榴石是固体激光的最好材料，可使平行光汇聚成强大光束用于割切单晶、金属加工等。

3．在原子能方面：稀土金属可作为中子的控制棒，稀土的同位素可在探伤、医学及科研中用作射线源。铥^{170}、钷^{147}(0.1～0.2克）可制作手提X光机，钷^{147}、钇^{90}可作原子能电池，用于人造卫星或宇宙飞船上。

4．在其他方面的应用：混合轻稀土的化合物大量用于玻璃工业、石油工业、打火石及照明装置上；含微量稀土元素肥料，能促使农作物成长；此外稀土元素也可用于医学、纺织、鞣革、染色等工业中。

总的来看，稀土金属的应用范围较广，目前还正在扩大。

第二节　稀土的主要矿物及矿床类型

稀土金属在地壳中平均含量为0.01%左右。在自然界中含稀土金属的矿物约250种以上，具有工业价值的矿物主要有独居石、氟碳铈矿、磷钇矿、褐钇铌矿、易解石等，其主要性质见表7—1。

独居石矿是含铈族稀土和钍的矿物，其颜色为红褐色、褐色或黄绿色，单斜晶系。比重为4.9～5.5，硬度为5～5.5，呈弱磁性到中磁性。一般的独居石中约含有50～68% TR_2O_3及4～10% ThO_2，此矿物主要产于花岗岩、伟晶岩及砂矿中，是目前提取铈族稀土的重要矿物之一。

氟碳铈矿呈蜡黄色，比重为4.47～5.18，硬度为4～4.5，也是含铈族稀土的重要矿物，含TR_2O_3为60～70%，呈弱磁性。氟碳铈矿主要产于花岗岩、伟晶岩、热液矿脉及砂矿中，最近一些年来，随着氟碳铈矿原生矿床的不断发现，也使其成为提取稀土元素的重要矿物之一。

稀土和钍的重要矿物　　表 7—1

矿物名称	分子式	物理性质							稀土及其它稀有金属含量，%
		比重	硬度	颜色	晶系	磁性	导电性	放射性	
独居石	$(Ce,La,Th\cdots\cdots)PO_4$	4.9～5.5	5～5.5	褐、黄、红褐	单斜	中	不良	有	$TR_2O_3=50\sim68$，$ThO_2=4\sim10$
氟碳铈矿	$(Ce,La\cdots\cdots)(CO_3)F$	4.47～5.18	4～4.5	腊黄	三方	弱	不良	无	$TR_2O_3=60\sim70$
褐帘石	$(Ca,Ce,Th\cdots\cdots)_2(Al_2Fe)_3OH(SiO_4)_3$	3.30～4.20	5.5～6	褐—黑	单斜	弱或无磁	不良	有	$TR_2O_3=14\sim40$，$ThO_2=1\sim2$
易解石	$(Ce,Ca,Th\cdots\cdots)(Ti,Nb)_2O_6$	5.16～5.23	5～6	褐—棕黑	斜方	弱	弱	有	$TR_2O_3=16.4\sim24$，$(Ta,Nb)_2O_5=23.8\sim39.4$
氟碳钙铈矿	$[(Ce,La,Dy)F]_2Ca(CO_3)_3$	4.35	4～4.5	红褐或黄褐	六方	弱	—	无	$TR_2O_3=50$
磷钇矿	$Y(PO_4)$	4.45～4.59	4～5	黄褐色	正方	中至无	不良	部分有	$Y_2O_3=63.1$
黑稀金矿	$(Y,Ce,Ca\cdots\cdots)(Nb,Ta,Ti)_2O_6$	4.5～5.9	5.5～6.5	黑、褐	斜方	弱	—	有	$Y_2O_3=16.36\sim31.45$，$Ce_2O_3=0.41\sim9.54$
硅铍钇矿	$Be_2FeY_2SiO_2O_{10}$	4～4.65	6.5～7	绿黑	单斜	弱	不良	强	$TR_2O_3=29\sim55$
钇易解石	$(Y,Er,Ce,Ca,Th,U\cdots\cdots)(Ti,Nb\cdots\cdots)_2O_6$	4.88～5.05	5.5	褐黑	斜方	弱	弱	有	—
褐钇铌矿	$(Y,Er,Ce,U\cdots\cdots)(Nb,Ta)O_4$	5.5～5.8	5.5～6.5	黑棕	正方	弱	弱	有	$\Sigma Y_2O_3=27.54\sim42.33$
方钍石	$(Th,U)O_2$	8～9.3	6.5～7	黑色	等轴	—	—	强	$ThO_2=70\sim80$
钍石	$ThSiO_4$	4.4～5.4	4.5～5	褐黄、褐黑	正方	—	—	强	$ThO_2=48\sim72$

磷钇矿（YPO_4）是钇族稀土的重要原料，呈褐色、红色、黄色、淡绿色及棕色。比重为4.5左右，硬度为4～5，具有弱磁性到中等磁性。在此矿中含45～～63%Y_2O_3，主要产于花岗岩、伟晶岩、热液脉及砂矿中。

褐钇铌矿为黑色或黑褐色的矿物，经风化后变为黄色、褐色或暗褐色，性脆，容易破碎。比重为5.5～5.8，硬度为5.5～6.5，具有弱磁性。此矿平均含27～42%Y_2O_3及30%左右的Nb_2O_5，是钇族稀土和铌的重要矿物之一，主要产于花岗岩、伟晶岩中。

易解石呈褐色或棕黑色，具有弱磁性，比重为5.2左右，硬度为5～6。此矿中含16～24%TR_2O_3及24～40%Nb_2O_5是稀土和铌的重要矿物，常产于伟晶岩及钠长岩中。

黑稀金矿是黑色矿物，风化后变为黄色，比重为4.5～5.9，硬度为5.5～6.5，此矿系含TR、Th、U、Ca、Fe等的偏钛钽酸盐矿物，主要产于伟晶岩中。

重要稀土矿物中稀土金属分配情况见表7—2[123]。从表中可以看出独居石、氟碳铈矿、褐帘石、易解石是提取铈族稀土金属的主要原料，磷钇矿、黑稀金矿、复稀金矿、褐钇铌矿是提取钇族稀土金属的主要原料。

稀土金属矿床类型分为内生矿床、外生矿床和变质矿床三大类。目前具有实际意义的矿床主要是内生矿床中的含氟碳铈矿的萤石等热液矿床及外生矿床中的含独居石砂矿。在独居石砂矿中又以海滨砂矿床为最重要。

含氟碳铈矿的热液矿床主要为美国加里福尼亚州（California）的帕斯山（Mountain Pass）矿床及新墨西哥州（New Mexico）。

含独居石砂矿床主要为美国的爱达荷（Idaho）、佛罗里达州（Florida），印度的特拉凡科尔（Travancore）及巴西、澳大利亚等国。

含黑稀金矿的砂矿床主要为美国爱达荷州及加拿大、挪威等国。

重要稀土矿物中稀土金属分配表(ΣTR=100%)

表 7—2

矿物名称	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd
独居石	27.67	40.16	6.86	16.53	2.94	0.25	2.21
氟碳铈矿	22.6	53.3	5.5	16.2	1.1	0.3	0.6
褐帘石	17.0	50.9	5.2	22.0	2.1	—	1.0
易解石	5.3	35.0	6.1	20.0	8.8	1.0	5.3
磷钇矿	0.87	3.97	0.25	1.86	1.49	0.79	5.34
黑稀金矿	0.7	1.6	0.9	2.0	3.3	0.3	6.5
复稀金矿	0.43	1.27	0.56	2.10	2.35	—	6.64
褐钇铌矿	—	—	—	—	—	0.5	4.5

矿物名称	Tb	Dy	Ho	Er	Tu	Yb	Lu	Y
独居石	0.10	0.37	—	0.12	—	0.74	—	2.08
氟碳铈矿	0.1	0.2	—	—	—	—	—	0.1
褐帘石	—	—	—	—	—	—	—	1.8
易解石	0.8	2.1	0.5	1.0	—	3.5	0.5	10.0
磷钇矿	0.75	10.56	3.23	7.57	0.98	11.80	1.12	49.42
黑稀金矿	1.3	10.0	2.6	9.0	1.7	11.0	2.2	47.0
复稀金矿	1.64	11.30	—	8.55	0.99	10.30	0.88	53.0
褐钇铌矿	1.2	11.2	3.4	6.9	1.3	7.4	1.86	56.2

稀土矿床由于生成复杂，并且往往与其他金属矿共生在一起，因此对于含稀土矿的原矿和精矿的要求也不一致，要看具体情况来定，对于氟碳铈矿、独居石的原生矿一般要求含 Ce_2O_3>1%，对于独居石砂矿要求含独居石矿物量>300克/米^3，对于磷钇矿要求含Y_2O_3>0.05%。国外轻稀土金属TR_2O_3的储量约为990万吨（ThO_2储量约为60万吨），重稀土中Y_2O_3的储量约为12.5万吨。独居石精矿一般要求ThO_2>4%，1971年国外独居石的年产量约为12,054吨，主要产地为澳大利亚和印度。氟碳铈矿的主要产地为美国，1971年精矿产量约为10,000吨以上。磷钇矿的主要产地为马来亚[124]。

第三节　独居石砂矿的选矿方法

在砂矿床中，独居石经常同锆英石、钛铁矿等有用矿物在一起共生，因此其选矿方法与前边钛、锆砂矿的选矿方法大致相似，对于含独居石砂矿的粗选主要是采用重选法（即采用跳汰、摇床、螺旋、溜槽等选矿设备），从砂矿中分选出重矿物并抛掉其大部分的脉石尾矿。重选所得的重砂通常是采用磁选法分离出弱磁性产品的独居石精矿，如果砂矿中含有锆英石时，也可以采用电选法进行分离。对于含独居石砂矿的选矿方法详见第五章§3中锆、钛砂矿的选矿。

独居石矿的浮选方法，最近几年来也进行了很多的研究，特别是用浮选法从重砂中或原矿砂中优先浮选出独居石精矿，可以避免采用电、磁选等复杂的选矿工艺及操作，因此也很受重视。

含独居石砂矿选矿的原则流程见图7—1[46]。即由采掘机（电铲、采砂船）采出的原砂（海成或河成的），如果含有砾石、卵石以及其他岩石碎屑等，则首先利用筛分机除去粗粒废石尾矿，细粒的筛下产品送入重选。如果原矿中没有上述杂质（如澳大利亚某些地区的海滨砂矿），采掘机采出矿后直接进入重选。

重选的目的是在于最大限度的除去石英及其他比重较小的硅酸盐矿物，得到含90%重矿物的重砂，另一个目的是分离出比重在3～4之间的大部分难选矿物（通常在摇床上进行），如果这些难选矿物不在这一段抛出，那么下一步的分选就会遭到困难。因为这些矿物的非磁性部分由于导电性不同，将分别进入金红石和锆英石精矿中，而使它们贫化；而含铁柘榴石与尖晶石将和电气石一样，使弱磁性的独居石精矿贫化。

重选的重砂按选矿顺序可分成三个基本方案进行，即：浮选方案、磁选方案和电选方案（见图7—1）。重砂先进行哪一种选矿方法较合适首先要根据原矿的组成和各个方案所得的最终指标进行技术经济比较才能确定，一般的来说原重砂中含磁铁矿、钛铁矿比较多时，先通过磁选把它们分开是比较合适的。含独居石

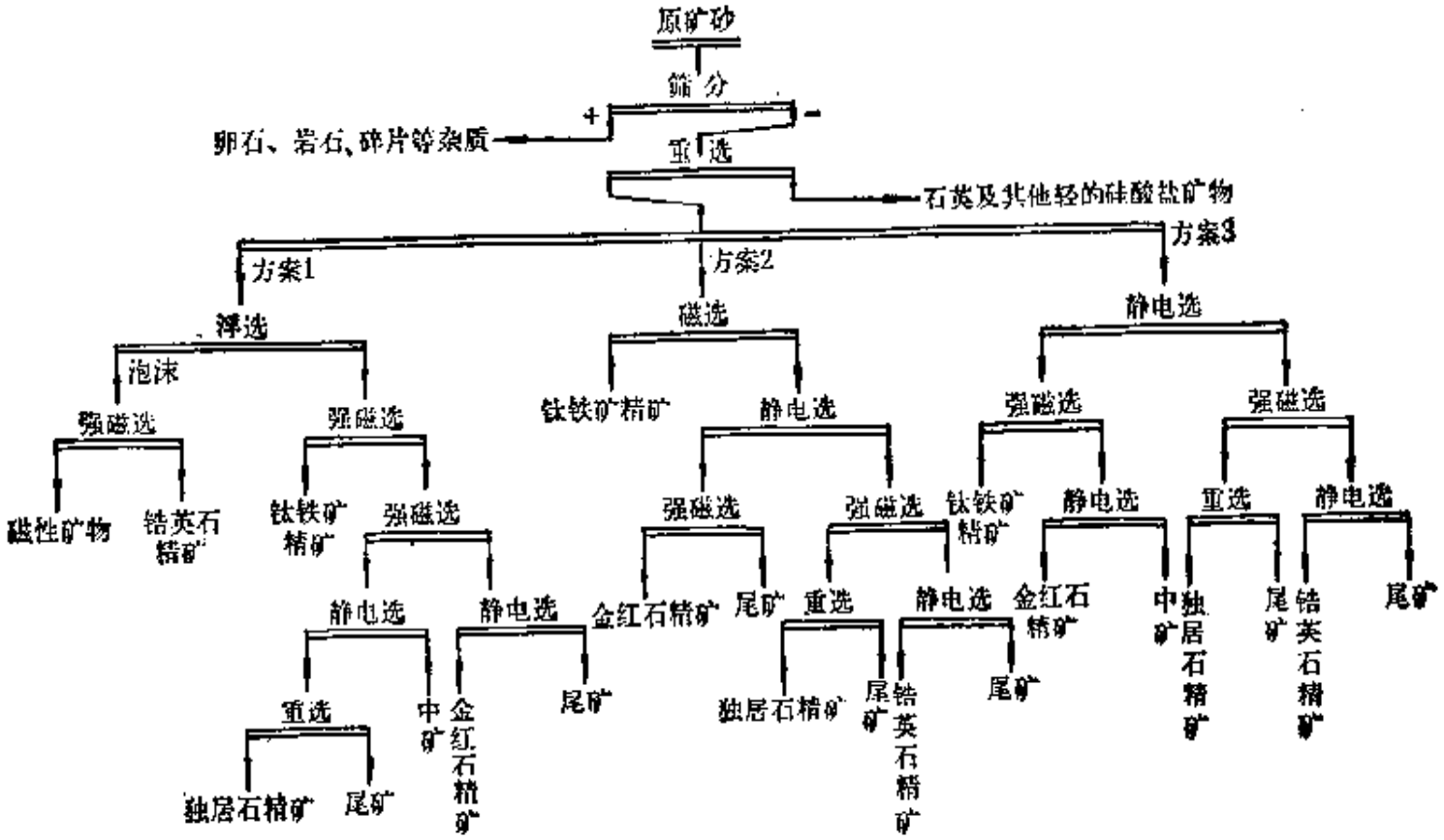


图 7—1　独居石砂矿选矿的原则流程

砂矿的选矿流程见前边图5—27、5—36、5—37及第五章第六、七节中有关的部分。

第四节　独居石及磷钇矿的浮选研究

一、独居石的浮选研究

1．捕收剂对独居石浮选的影响

独居石的捕收剂，采用油酸、油酸钠等都可以进行浮选，在调整剂的作用下，也可以采用阳离子捕收剂浮选脉石矿物，将独居石剩在尾矿中进行反浮选，而获得独居石精矿。

印度某一砂矿，含60%钛铁矿，5.7%锆英石，5.0%独居石，6.4%柘榴子石以及石英等其他矿物，加入5公斤/吨硅酸钠，在矿浆pH＝9.4～9.6条件下，各种不同类型的捕收剂对其浮选的影响见表7—3[128]。从表中可以看到除月桂酸钠对独居石浮选效果不好外，其他几种捕收剂浮选独居石效果均较好。

采用不同类型捕收剂对独居石浮选的影响　　表 7—3

脂肪酸	数量	贝壳浮起产品，%			独居石浮起产品，%			中矿，%			独居石＋中矿，%			尾矿产品%		
捕收剂	公斤/吨	产率	含量	回收率	产率	含量	回收率	产率	含量	回收率	产率	含量	回收率	产率	含量	回收率
月桂酸钠	11.4	3.9	0.64	0.5	5.0	21.4	20.0	5.8	5.9	6.5	10.8	13.1	26.5	85.3	4.6	73.0
油酸钠	5.5	3.9	5.3	3.3	8.3	66.2	88.4	3.7	7.7	4.7	12.0	48.2	93.1	84.1	0.28	3.6
Neofat 140	5.5	2.3	8.0	3.1	9.0	57.0	89.0	5.5	6.3	6.1	14.5	37.8	95.1	83.2	0.12	1.8
Acintol FA_1	5.0	2.0	5.8	2.2	6.1	75.5	86.4	0.8	49.4	7.4	6.9	72.4	93.8	91.1	0.23	4.0
Acintol FA_2	5.0	3.0	8.3	4.8	5.6	81.6	89.2	0.8	20.2	3.2	6.4	74.0	92.4	90.6	0.16	2.8
Acintol FAX	5.0	3.8	7.8	6.0	5.8	71.0	77.0	1.2	65.6	14.7	7.0	65.6	91.7	89.2	0.16	2.7

注：表中含量为独居石的含量，回收率为独居石的回收率。

图7—2[46]为在调整剂HF存在下，采用阳离子捕收剂阿尔马

克-12D(Armac-12D)进行浮选的情况。从图中可以看到在HF作用下，可以有效的抑制独居石浮选锆英石、钛铁矿和柘榴子石。

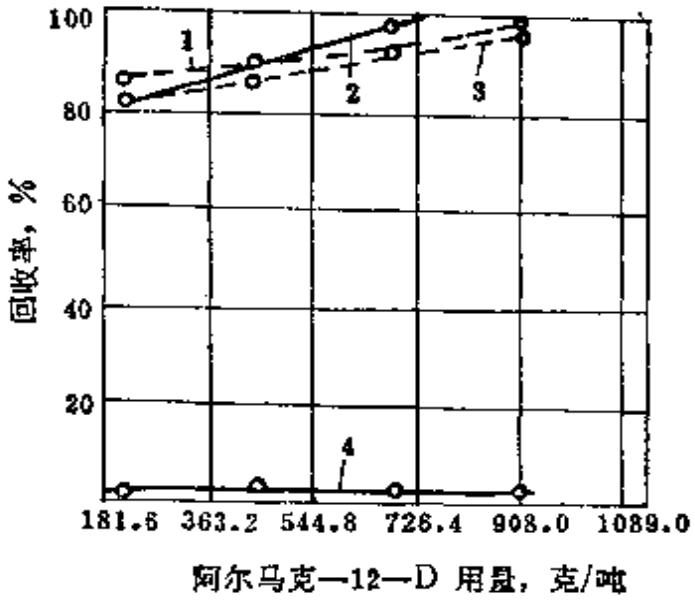


图 7—2 阿尔马克-12D 对独居石等矿物的影响
（浮选条件为371克/吨氟氢酸；250克/吨起泡剂）

1—柘榴子石；2—钛铁矿；3—锆英石；4—独居石

2．矿浆 pH 值对独居石浮选的影响

采用油酸钠为捕收剂，对－28目的含钛、锆、独居石的砂矿，在试验室条件下进行浮选时，pH 值对其选别结果影响见图 7—3[128]。从图中可以看出在pH＝3～9时，独居石、钛铁矿和柘榴子石都能很好的浮游，而石英的浮游性不好，在任何 pH 值下，其浮游性都不超过 10%，当pH＝11.5时，柘榴子石、独居石、钛铁矿的回收率分别为100%、50%及 5 %。

图7—4[57]为采用氧化循环油❶为捕收剂时，在没有调整剂作用下（曲线 1）和有调整剂Na_2SiF_6抑制下（曲线 2）矿浆pH

❶ 氧化循环油是沸点为 250～350℃时，石油分馏组分的液相氧化产品，其中起捕收和起泡作用的主要是石炭酸和羟基石炭酸，这两种成分共占氧化循环油总量的50%。

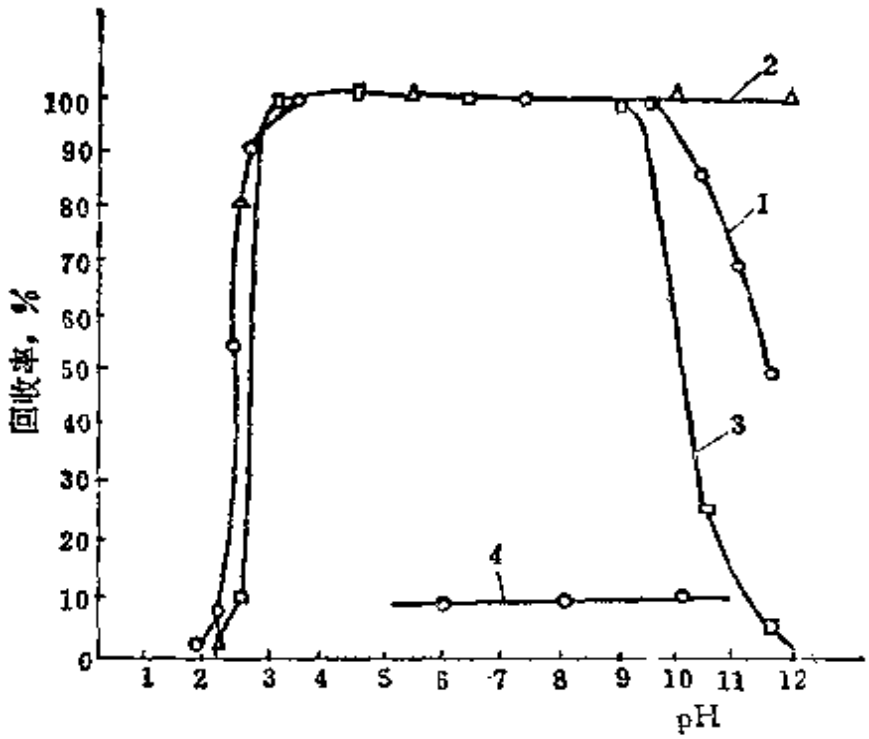


图 7—3　采用油酸钠（200毫克/升）时，pH对独居石等矿物浮选的影响

1—独居石；2—柘榴子石；3—钛铁矿；4—石英

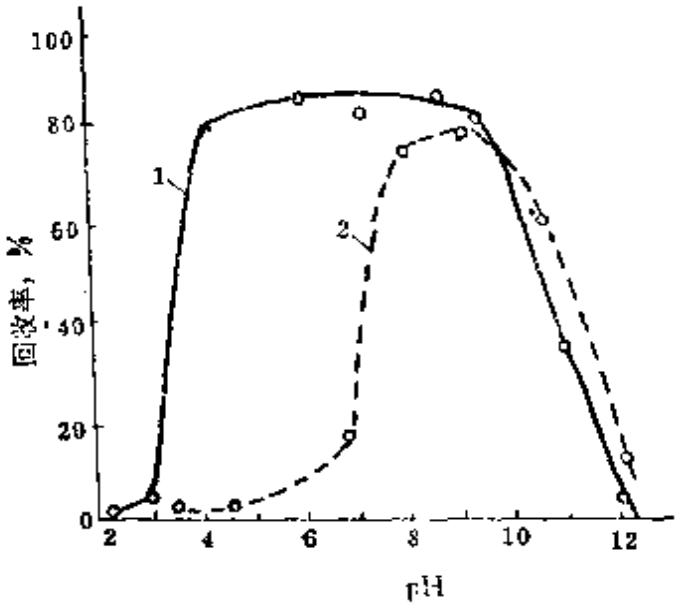


图 7—4　在不同条件下，pH值对独居石浮选的影响

1—氧化循环油；2—氧化循环油500克/吨，Na_2SiF_6 400克/吨

值对其浮选的影响。从图可以看出在没有加入 Na_2SiF_6 时，在 pH＝4～10独居石均能浮起，但采用 400 克/吨Na_2SiF_6时，独居石在酸性介质中被抑制下去，只有矿浆 pH值在 6.8～9.0时独居石的浮游性才比较好。进一步研究 pH 值对独居石抑制作用的稳定性表明，在400克/吨 Na_2SiF_6 存在下，在矿浆pH＝9.0时独居石在泡沫产品中的回收率为78.3%，当将介质的 pH 值改变到 5 左右时，此时独居石基本上不能浮游了。在此条件下，再使矿浆呈碱性反应时，虽然不能完全恢复独居石的可浮性，但能使它重新活化，此时独居石在泡沫产品中的回收率32.5%。由此可以看出在此条件下，对独居石抑制和活化作用是可逆的，可能是由于氢离子浓度造成SiF_6^{-2} 离子吸附和解吸的不同条件而产生的。

3．某些调整剂对独居石浮选的影响

采用油酸钠为捕收剂时，硅酸钠对于独居石等纯矿物的浮选影响见图7—5[128]。从图中可以看出硅酸钠对钛铁矿、锆英石、金

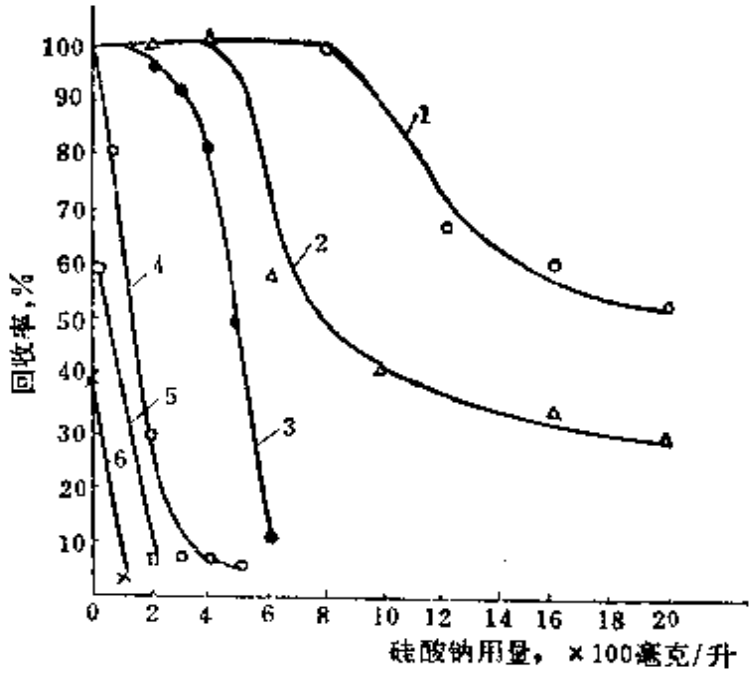


图 7—5　用油酸钠（200毫克/升）时，Na_2SiO_3 用量对独居石砂矿浮选的影响

1—独居石；2—柘榴子石；3—硅线石；4—锆英石；5—钛铁矿；6—金红石

红石的抑制作用很强烈，而对独居石的抑制作用比较弱。当硅酸钠用量为3公斤/吨（480毫克/升）时，所浮出的产品中包括有硅线石、柘榴子石的混合物，当硅酸钠用量为5公斤/吨（800毫克/升）以上时，几乎所有的矿物都被抑制，只有独居石和少量的柘榴子石被浮出来，所以适当的控制油酸钠和硅酸钠的用量是可以将独居石同其他矿物分离开的。表7—4为对天然砂矿的浮选影响。

采用油酸钠为捕收剂时，硅酸钠对独居石浮选的影响　　表 7—4

Na_2SiO_3 用量 公斤/吨	NaOH用量 公斤/吨	pH值	独居石产率 %	独居石含量 %	独居石回收率 %
1(160毫克/升)	2.25	9.2	3.2	23.9	13.3
3(480毫克/升)	3.0	9.4	10.4	23.3	37.5
5(800毫克/升)	5.5	9.6	8.3	66.2	88.4
7(1,120毫克/升)	6.5	9.7	6.6	76.2	92.3
9(1,440毫克/升)	9.0	9.8	5.6	84.1	85.7
11(1,760毫克/升)	8.5	9.8	4.8	94.3	83.6

对独居石的浮选研究表明，氟硅酸钠也是独居石的抑制剂，其抑制作用与药剂的添加顺序有很大的影响(见图7—6)。当采用

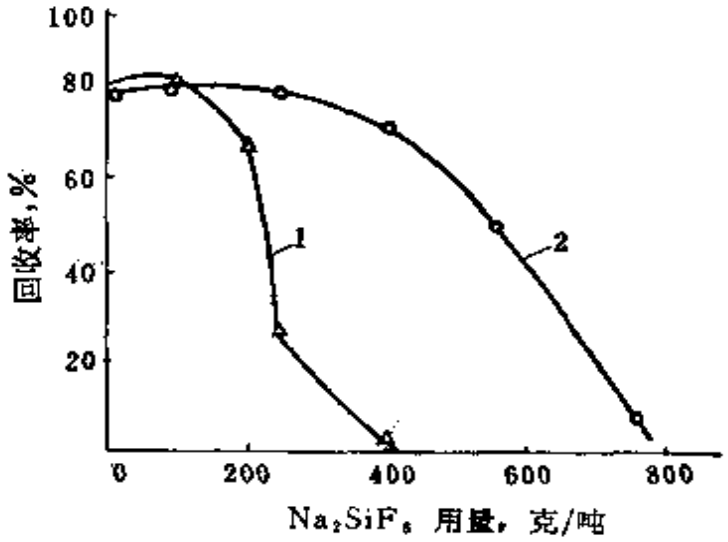


图 7—6　捕收剂和抑制剂的添加次序对独居石浮选的影响

1—在捕收剂添加后加Na_2SiF_6；2—在捕收剂添加前加Na_2SiF_6

500克/吨氧化循环油为捕收剂时，Na_2SiF_6 在添加捕收剂之后加入时，对独居石的抑制作用较好（曲线1）。

当采用阳离子捕收剂阿尔马克-CD(Armac-CD) 时，调整剂NaF对独居石浮选的影响见图7—7[46]。即在此条件下，NaF能有效地抑制独居石，但对锆英石、钛铁矿、柘榴子石的浮选却不起作用。从而可以看出采用阳离子捕收剂在NaF作用下可以通过反浮选而得到独居石产品。

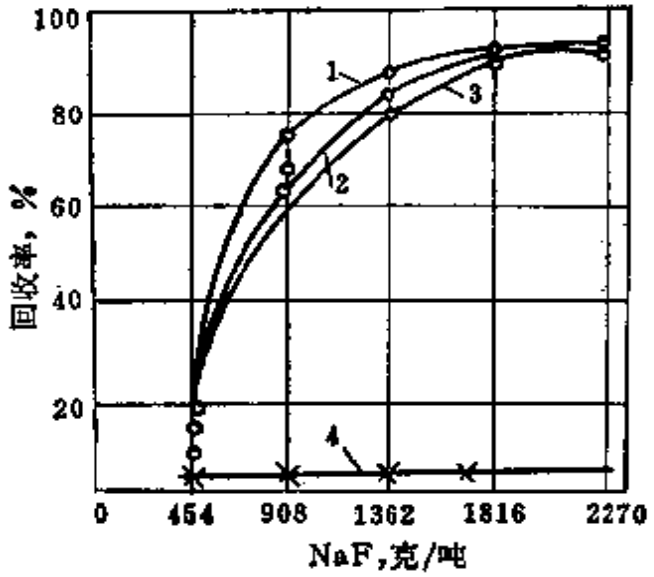


图 7—7 NaF 对独居石浮选的影响

条件：阿尔马克-CD 227克/吨；
HCl 1,450克/吨；
起泡剂 250克/吨；
1—柘榴子石；2—钛铁矿；3—锆英石；4—独居石

采用氧化循环油为捕收剂时，碳酸铵和碳酸钠对被氟硅酸钠抑制的独居石浮选的影响见图7—8[57]。从图可以看到碳酸铵和碳酸钠的用量为500克/吨时，独居石的活化最好，当药剂用量超过此条件时，独居石的浮选又恶化了。这就进一步说明了氟硅酸钠的抑制作用是可逆的。并且受矿浆中OH^-离子和SiF_6^{2-}离子浓度的影响。从图中也可以看到添加碳酸铵比添加碳酸钠对独居石浮选活化的更充分，这可能是在此情况下，铵离子也对独居石的浮选

起了活化作用。

埃及采用重磺酸盐（R_{231}）作捕收剂时，用草酸盐（2.88公斤/吨）活化独居石时，也能得到较好的浮选结果[58]。当给矿中含50%独居石时，经过精选可得到含91.0%独居石的独居石精矿，其回收率为99.9%。

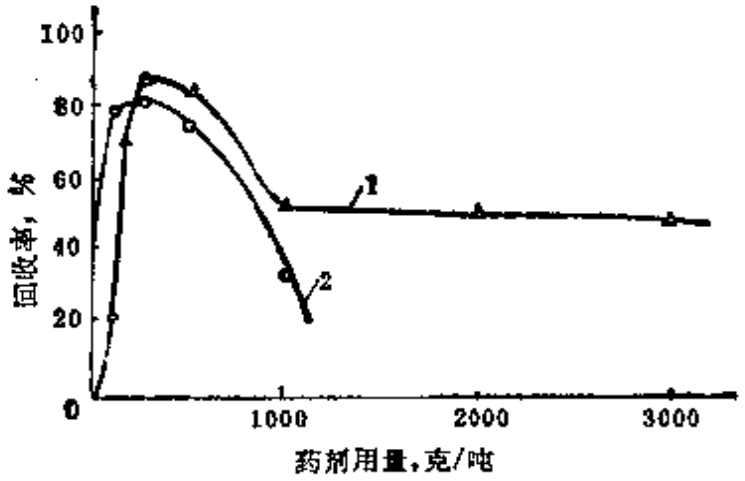


图 7—8 某些碱性调整剂，对受到氟硅酸钠抑制的独居石浮选的影响（400克/吨 Na_2SiF_6；500克/吨氧化循环油）

1—碳酸铵；2—碳酸钠

4．粒度对独居石浮选的影响

采用油酸为捕收剂时，对不同粒度的独居石浮选的结果见图7—9[106]。从图中可以看出独居石的回收率是随细粒物料的增加而上升的。但对+0.15～0.20毫米的物料浮选的效果较差，由此可看出对独居石进行浮选时，其粒度最好在0.15毫米以下。

二、磷钇矿的浮选研究

当采用阴离子捕收剂油酸、烷基硫酸钠及阳离子捕收剂十一烷基胺对磷钇矿浮选时，矿浆pH值对其浮选的影响见图7—10[94]。即当用烷基硫酸钠为捕收剂时，用硫酸调整酸性介质；用油酸和十一烷基胺为捕收剂时用盐酸调整酸性介质；在所有的试验中碱性介质均用NaOH调整。

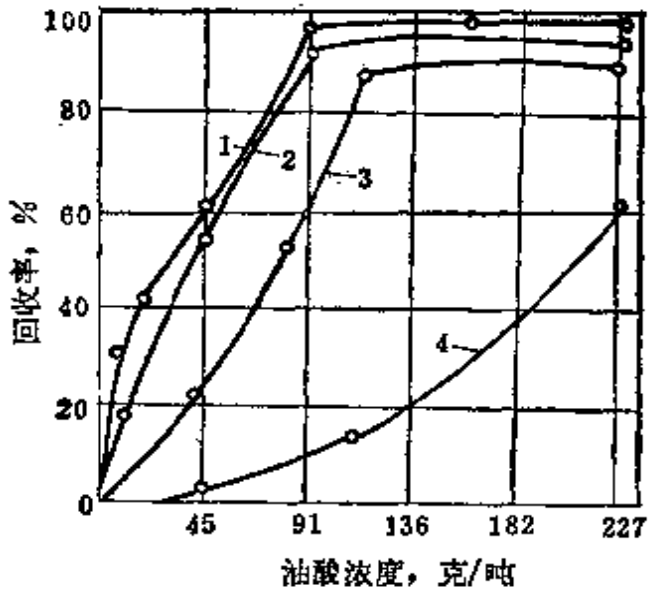


图 7—9　油酸对不同粒度独居石浮选的影响

1——53微米＋10微米；2——74微米＋53微米；3——150微米＋74微米；4——208微米＋150微米

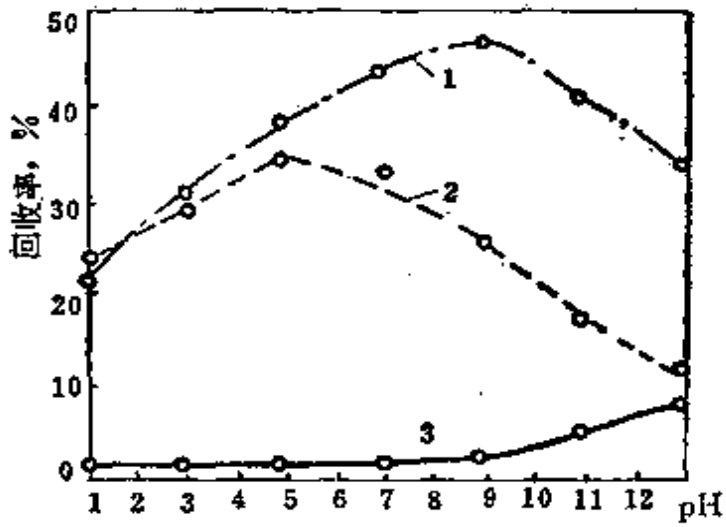


图 7—10　矿浆pH值对磷钇矿浮游性的影响

1—100毫克/升油酸；2—100毫克/升烷基硫酸钠；3—10毫克/升十一烷基胺

从图中可以看到采用阴离子捕收剂时，不论是油酸，还是烷基硫酸钠都能对磷钇矿的浮选起到较好的作用。用油酸为捕收剂时最好是在弱碱性介质（pH＝8.5～9.5），采用烷基硫酸钠时，最好在弱酸性介质中（pH＝4.5～5.5）。但是，采用10毫克/升

阳离子捕收剂十一烷基胺时，实际上是不能对磷钇矿进行浮选的，其最高的回收率也不超过10%。主要原因是与矿物表面的离子电位有关系，在磷钇矿表面上的电荷主要是正电荷存在，因此不利于阳离子捕收剂在其表面上的吸附，而有利于阴离子捕收剂在其上的吸附。

第五节　独居石、磷钇矿、黑稀金矿的选矿流程及其实践

含稀土元素的矿床中，尤其是含独居石砂矿的矿床中，稀土元素经常是同钽、铌、钛、锆等矿物在一起共生。因此关于含稀土元素矿石的选矿在前面几章中已经叙述了一些，对于含独居石砂矿的粗选方法基本上与钽、铌及锆、钛的粗选方法相同，详细情况见第四章§3及第五章§3两部分。含独居石和钽、铌粗精矿的精选流程见前面图4—8、4—9、4—29、4—30及其叙述部分；含独居石和锆、钛等粗精矿的精选流程见前面图5—9、5—11、5—27、5—36、5—37及其叙述部分。本节只在前几章的基础上简单的介绍几个含稀土矿的选矿情况。

一、南非斯齐克姆斯—克拉耳（Steenkamps-Kraal）选矿厂[41,64]

该厂年产1,500吨含50%稀土氧化物的稀土精矿。原矿中除了含独居石外，还有磷灰石、锆英石、磁铁矿、黄铁矿、黄铜矿和方铅矿等组成，次生矿物有赤铁矿、褐铁矿、孔雀石和白钛石等。其选矿流程包括破碎、磨矿、铜浮选、独居石浮选四部分组成，其流程见图7—11。即原矿经手选选出废石后，进入筛孔为63毫米的棒条筛中，筛上产品进入457×610毫米的颚式破碎机，破碎后的产品进入914×1,290毫米的振动筛，筛上产品进行二次破碎，破碎后的产品送到1,981×2,438毫米的球磨机进行磨矿，磨矿的产品用直径为914毫米的螺旋分级机构成闭路，分级机的溢流含50～55%－0.074毫米，进入铜的浮选系统中。

铜浮选是将矿浆用松油、氢硫化钠、异戊基黄药在1,219×1,219毫米的搅拌槽中搅拌，搅拌后在矿浆pH＝7.9～8.1条件下

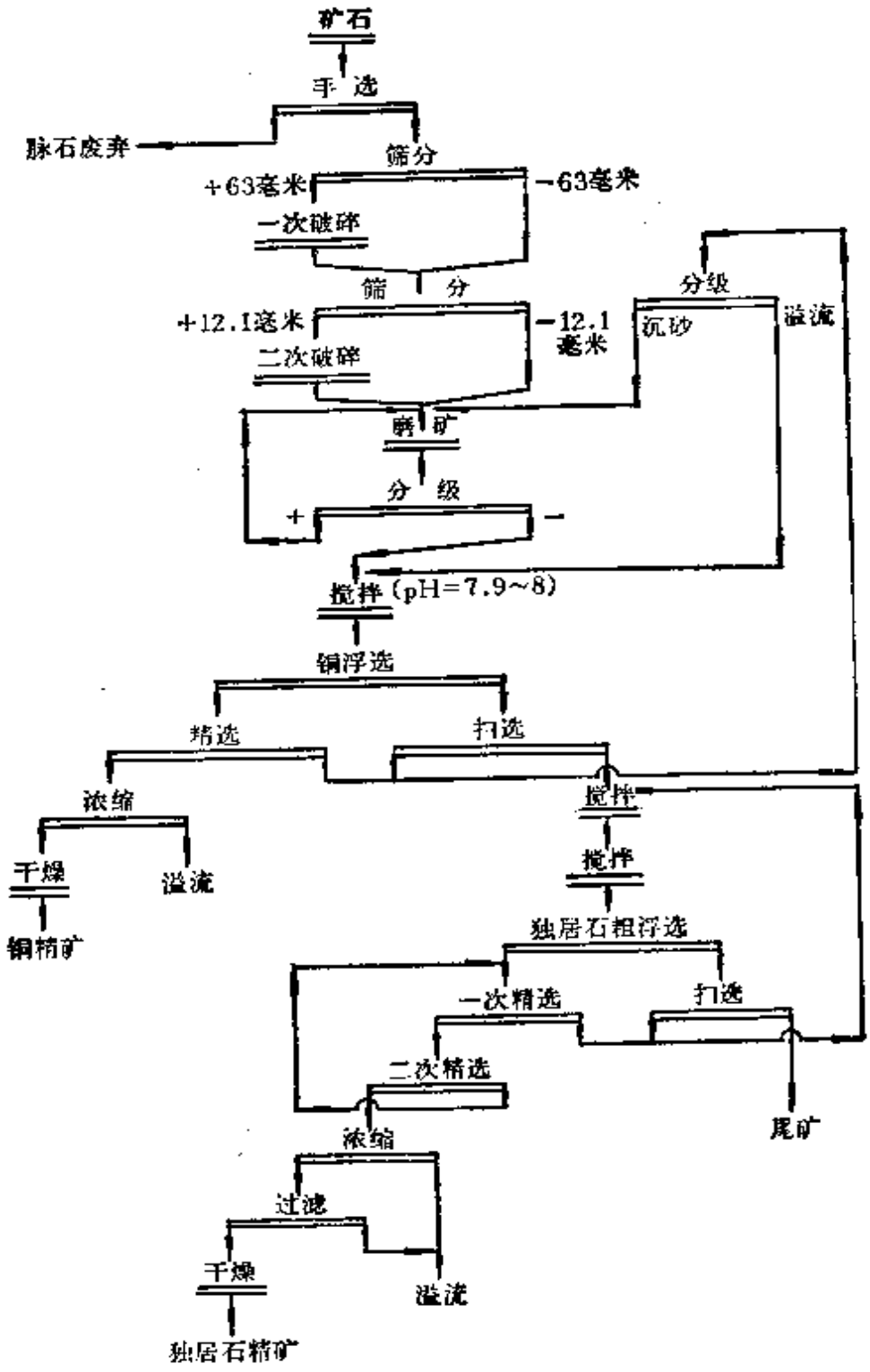


图 7—11　斯齐克姆斯—克拉耳选矿厂工艺流程

进行铜浮选，原矿含铜1.3%，通过粗选、尾矿扫选、粗精矿精选可得到含13.5%铜，含10.3%稀土氧化物的铜精矿。

铜浮选的尾矿进行二次搅拌，第一次搅拌是加入硅酸钠和苏打在2,438×2,438毫米的搅拌机中搅拌，第二次搅拌是加入油酸在1,219×1,219毫米的搅拌机中搅拌，搅拌的矿浆在pH＝8.4条件下进行独居石浮选，尾矿扫选一次，粗浮选的粗精矿经过二次精选，其精矿再进入直径为12.2米的浓缩机进行浓缩，浓缩的产品进入3,048×1,829毫米鼓式真空过滤机中进行过滤后再进行干燥。可由原矿含27.2%稀土氧化物，经过浮选可得到含ThO_2和稀土氧化物总量为50%的稀土精矿及含ThO_2和稀土氧化物为8.7%的浮选尾矿。此选厂的浮选药剂用量如下：

松油	10～25 克/吨；
氢硫化钠	100～250 克/吨；
异戊基黄药	25～50 克/吨；
油酸	750～1,750克/吨；
硅酸钠	1,250～2,500克/吨；
苏打	250～500 克/吨；
硫酸	500克/吨。

二、澳大利亚含独居石砂矿的选矿[50]

澳大利亚西部钛矿公司(Western Titanium NL)自1958年起就生产锆英石、金红石、白钛石和独居石，至1963年该厂已成为澳大利亚生产独居石最高的选矿厂。

西部钛矿公司选别这些矿物的困难是：有用矿物颗粒表面存在的氧化铁不易用机械磨剥法除去。在实验室条件下，曾采用4%盐酸（或硫酸加食盐）在80°C温度下处理一个小时，效果比较好，但由于此方法的经济效果有问题未能被采纳，后来发展了一种采用低浓度氟氢酸和焦亚硫酸氢钠在常温下能除掉颗粒表面的氧化铁，现已列入流程中生产。

该厂的粗精矿干燥，原来是采用逆流式回转窑干燥，但因回转窑内的酸性条件促使颗粒表面布满氧化铁，使下一步用高压静

电选和强磁选分离发生困难。后来发展一种燃烧木材的流态化床层干燥机，由于干燥时间短，减少了上述困难，从而使选矿操作和锆英石精矿质量都大有改进，但是极难控制流态化床层的温度。采用化学腐蚀法以后，为了提高产量，决定还是采用回转窑干燥，这种设备能节约很多电的耗量。新型顺流干燥机长7.3米，直径为0.9米，燃烧木材，干燥机的处理能力为3吨/时以上，给矿中含水为10～11%，排矿的温度达150°C。

西澳大利亚砂矿公司（Westralian Sands Ltd.）的精选厂是处理湿选厂的粗精矿，其选矿工艺流程见图7—12[124]。粗精矿首先进入圆筒干燥机进行干燥，干燥后的产品用6台高压辊式电选机选分成导体和非导体两部分。导体部分用磁选和电选机进一步选分出钛铁矿和白钛矿精矿；非导体部分用高压筛板式电选机扫选一次，其尾矿进入3台风力摇床。风力摇床的精矿送入辊式磁选机磁选。辊式磁选机的精矿再经磁选和摇床可得出磷钇矿精矿和独居石精矿（含独居石92.0%）；辊式磁选机的尾矿经电选即可得到最终非导体锆英石精矿（含锆英石99.2%）。

三、美国爱达荷州（Idaho）罗乌曼（Lowman）精选厂[41, 46, 64]

此厂是处理含黑稀金矿、铌铁矿、锆英石及独居石等矿物的精选厂。原矿床位于比耳谷地（Bear Valley），砂矿在采砂船上用跳汰进行粗选，粗选的重砂送往罗乌曼精选厂进行处理，此精选厂的日处理量为150～200吨。

重砂中主要有用矿物为黑稀金矿（610克/米^3）、独居石(310克/米^3)、铌铁矿（122克/米^3）及褐钇铌矿等，伴生的矿物有：钛铁矿、磷钇矿、铌铁金红石、磁铁矿、锆英石、柘榴子石等。其中磁铁矿、钛铁矿和柘榴子石占总量的85%。

根据研究的结果，这些矿物的磁化系数依下列顺序递减：磁铁矿、钛铁矿、柘榴子石、铌铁矿、黑稀金矿、独居石、尖晶石和锆英石。按矿物的相对导电性递增次序是硅酸盐矿物、硫酸盐、碳酸盐矿物、氧化物和硫化物。依据比重、磁性和导电性之差别，

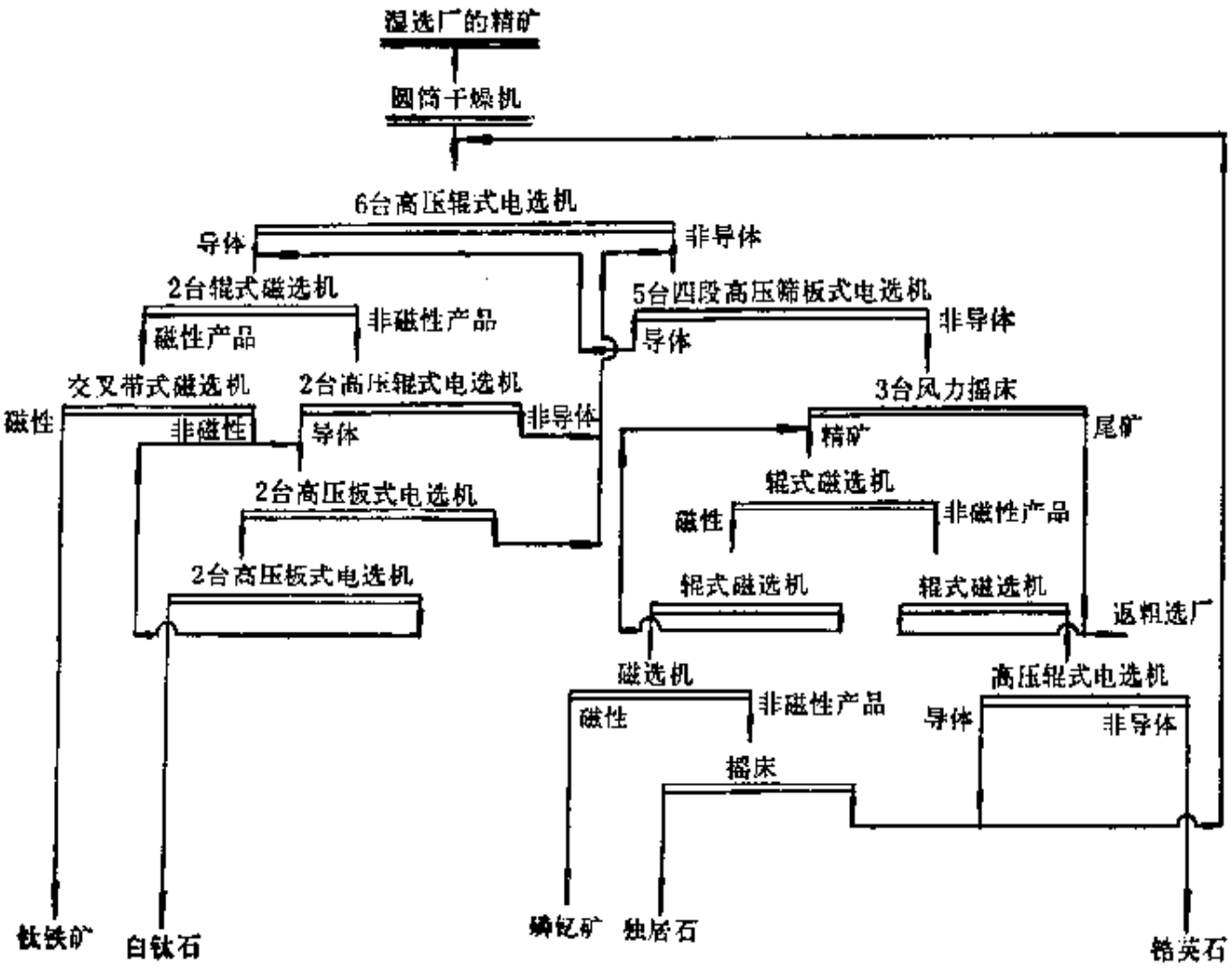


图 7—12　西澳大利亚矿砂公司精选厂流程图

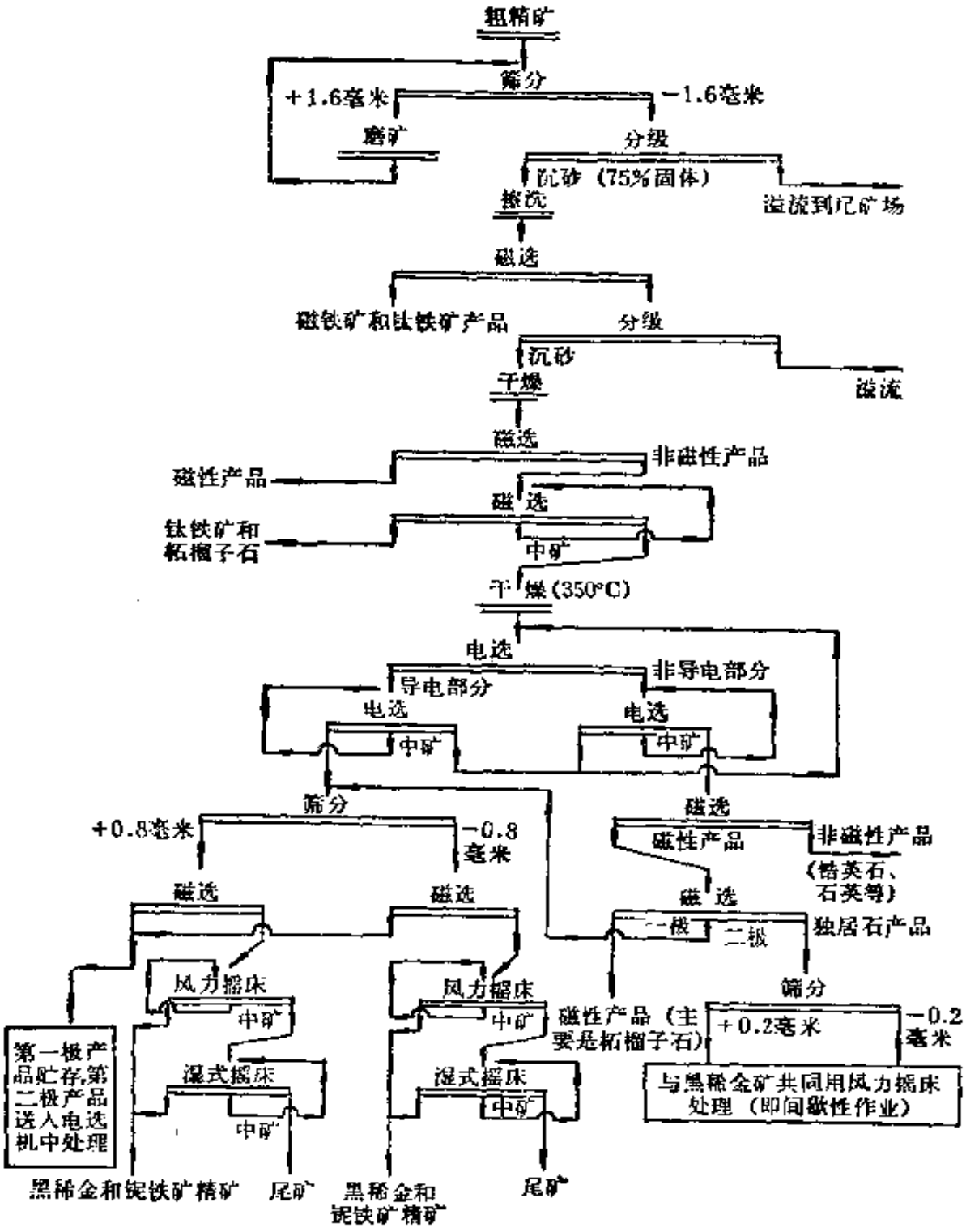


图 7—13　美国爱达荷州罗乌曼选矿厂工艺流程图

采用的流程见图7—13，其设备联系图见图7—14。

该厂的工艺特点是采用依次提高磁选机磁场强度的方法，使磁铁矿、钛铁矿和柘榴子石依次选出，对下一步分离出黑稀金矿、铌铁矿和独居石创造了条件。流程中采用了风力摇床，可以提高精矿的质量。

从流程中可以看出此精选厂分为湿法和干法分选两部分。从采砂船来的重砂先堆在厂外，然后进入厂内的矿仓中，由矿仓出来的粗精矿进入筛孔为1.6毫米的筛分机进行筛分。筛上产品进到棒磨机进行磨矿，筛下产品进入道尔分级机脱去－0.2毫米的硅质脉石，沉砂含75%固体浓度送入搅拌机进行强烈搅拌，以使矿粒受到剧烈摩擦而改变矿物的表面性质。经清洗后的重砂用泵送到磁选机中进行磁选，可以分选出99%的磁铁矿和少量的钛铁矿，非磁性产品再进入道尔分级机中进行清洗，溢流送入尾矿场，其沉砂含水为12～15%用斗式提升机分别提到两个矿仓中，经过八小时后，矿砂湿度降到8%，送入直径为1.9米，长为14.6米的转鼓式干燥机中进行干燥，所用的燃料为太阳油，主要是为了避免使矿物表面污染，因为这对下一步静电分选有很大影响。干燥后的重砂运至矿仓中，再从矿仓落到鼓式磁选机中，分选出磁性产品（钛铁矿、柘榴子石），非磁性产品送到两台双列式感应辊式磁选机中进行磁选，该磁选机是由八个水平放置的滚子组成，垂直地分成两列，每列由四个滚子组成。采用此磁选机的主要目的是为了从重砂中继续分选出钛铁矿与柘榴子石，以保证它们在铌铁矿、黑稀金矿及独居石中的含量达到最低限度，在感应辊式磁选机中，每列都有一个粗选滚，一个一次扫选滚和两个二次精选滚，第一个滚上的非磁性产品矿物落到第二个滚上，第二个滚上的非磁性产品是黑稀金矿—铌铁矿—独居石的混合精矿。粗选滚上的磁性产品落到第三个滚上，第三个滚上的磁性产品落到第四个滚上，第四个滚上的磁性产品是最终的磁铁矿—钛铁矿尾矿。第二个滚上的磁性矿物和第三、第四个滚上的非磁性矿物合并返回到第一滚继续精选。

磁选的含铌铁矿-黑稀金矿-独居石的非磁性产品，在温度为350°C条件下进行加热。矿物表面加热对于采用静电选矿法使独居石从铌铁矿、黑稀金矿中分选出来是比较有利的。加热后的混合粗精矿在卡部泊HT-46型静电选矿机中进行电选，这种静电选矿机是由四个直径为250毫米，长为1,500毫米的圆筒组成，头两个圆筒作为第一次粗选，当不导电的独居石落到电场中时，它们被充电并固着在圆筒的表面上，随圆筒一起旋转，最后被毛刷刷下，而导电的黑稀金矿、铌铁矿颗粒则沿圆筒表面滑下。两个第一次粗选的圆筒上可以得到三个产品，铌铁矿—黑稀金矿产品、中矿产品及独居石产品，铌铁矿—黑稀金矿产品送到第四个圆筒上精选，以便得到最终精矿；独居石产品送到第三个圆筒上再精选，每个圆筒上的中矿均分别返到相应操作的给矿处进行处理。

静电选矿得到的黑稀金矿—铌铁矿精矿用电振筛筛分成+0.8毫米与-0.8毫米两个级别后，分别送到两台双极带式磁选机中进行处理，目的是为了最后分选出残留的钛铁矿和柘榴子石。所剩的含黑稀金矿—铌铁矿精矿分别交替地进行重选，重选首先是采用风力摇床进行的，风力摇床的尾矿再采用湿式摇床进一步分离出黑稀金矿和铌铁矿，风力摇床和湿式摇床的精矿分别送到四极带式磁选机中进行最后精选，其结果见表7—5。

带式磁选机磁选的结果　　表 7—5

给矿	磁极				
	一极	二极	三极	四极	尾矿
湿式摇床选的黑稀金矿精矿	钛铁矿 柘榴子石	黑稀金矿 铌铁矿	黑稀金矿	独居石 黑稀金矿	独居石、榍石、尖晶石、菱铁矿、锆英石、磷钇矿
风力摇床的黑稀金矿精矿（-0.4毫米）	同上	钛铁矿 黑稀金矿	同上	同上	菱铁矿、独居石、尖晶石、角闪石、榍石
风力摇床的黑稀金矿精矿（+0.4毫米）	同上	钛铁矿、铌铁矿、黑稀金矿	同上	同上	同上
独居石精矿	—	黑稀金矿	独居石	独居石	独居石、黑稀金矿

从静电选矿机上得到的独居石产品送到感应滚式磁选机中进行精选，选出少量的锆英石和石英等非磁性产品，含独居石的磁性产品再在双极带式磁选机中进行精选，所得的独居石产品筛分成+0.2和-0.2毫米两个级别后，再分别送往风力摇床或湿式摇床上进行间歇精选。

四、加拿大魁北克及安大略黑稀金矿及褐钇铌矿的选矿见第四章图4—35、4—36及叙述部分。

第六节　氟碳铈矿的选矿及其实践

一、氟碳铈矿的浮选研究[57]

在试验室条件下，采用氧化循环油❶为捕收剂，亚硫酸碱液酒糟（在木材加工成酒精过程中所得到的废渣，其有效成份主要是木素磺酸以及它们的盐类）为抑制剂，对氟碳铈矿等纯矿物进行浮选研究，其结果如图 7—15。亚硫酸碱液酒糟为暗色固体，

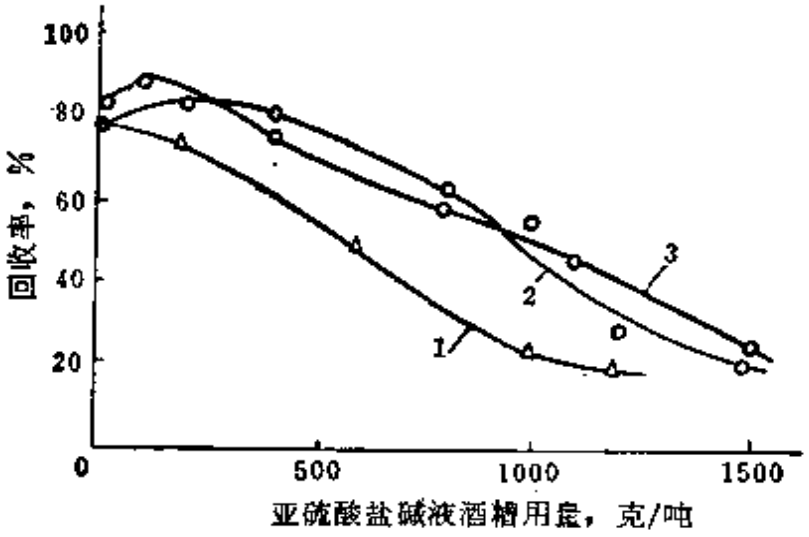


图 7—15　亚硫酸碱液酒糟存在时，对矿物浮选的影响

1—氟碳铈矿（氧化循环油用量0.8公斤/吨）；2—重晶石（氧化循环油用量1.5公斤/吨）；3—萤石（氧化循环油用量1.5公斤/吨）

❶ 氧化循环油是沸点为 260～350℃ 的石油分馏组分的液相氧化产品。其中起捕收和起泡作用的主要成份是石炭酸和羟基石炭酸，这两部分共占氧化循环油总量之50%。

易于粉碎，全溶于水，其水溶液的pH值在浓度为0.1%到0.5%时为6.6，CaO含量为9.95%，SO_4^{2-}含量为1.89%。

从图7—15中可以看到亚硫酸碱液酒糟是氟碳铈矿、萤石、重晶石的抑制剂，其中对氟碳铈矿的抑制作用最强烈。研究也表明，亚硫酸碱液酒糟对独居石的抑制作用远较对其他矿物弱，例如，在亚硫酸碱液酒糟用量为1公斤/吨时，独居石在泡沫产品中的回收率才从82%降到75.3%。

以氧化循环油为捕收剂，在600克/吨亚硫酸碱液酒糟存在下，添加苛性钠对各种矿物浮选的影响见表7—6。即随着苛性钠用量的增加（pH值增大），各种矿物在泡沫产品中的回收率则逐渐降低。

以氧化循环油为捕收剂，矿浆pH值对矿物浮选的影响

表 7—6

pH 值	泡沫产品中的回收率，%			
	氟碳铈矿	独居石	萤石	重晶石
—	48.0	75.0	65.0	64.5
7.0	42.0	40.0	50.0	51.3
8.0	32.3	22.9	48.5	49.1
8.5	28.8	20.6	45.7	48.5
9.0	21.2	15.8	27.0	49.0

糊精是浮选非硫化矿的调整剂，对于独居石浮选是良好的抑制剂，但对萤石浮选却不起作用，对重晶石和氟碳铈矿是很微弱的抑制剂（见图7—16）。研究表明将亚硫酸碱液酒糟与糊精混合使用时，对矿物的抑制作用更强烈，其结果见表7—7。即从原矿含10.63%TR_2O_3，经浮选可得到含TR_2O_3为30.92%的稀土富精矿，其回收率为77.3%，与方解石—稀土精矿产品合在一起可以得到含17.13%TR_2O_3，其总的回收率为85.20%。

采用氟硅酸钠和苛性钠为铁的抑制剂，对综合的稀土—萤石—铁产品的浮选分离结果见表7—8。即在未加入苛性钠和氟硅

采用氧化循环油为捕收剂时，在亚硫酸碱液酒糟和糊精抑制下，

萤石—稀土的浮选分离结果　　表 7—7

产品	作业产率，%	含量，%							作业回收率，%						
		萤石	TR_2O_3			铁	方解石	重晶石	萤石	TR_2O_3			铁	方解石	重晶石
			氟碳铈矿	独居石	总计					氟碳铈矿	独居石	总计			
稀土精矿 一	10.7	19.48	20.96	6.60	27.56	4.74	3.39	—	3.1	25.1	41.6	27.7	20.6	7.8	—
稀土精矿 二	5.5	22.96	24.00	6.60	30.60	3.56	3.74	—	1.9	14.8	21.4	15.8	7.9	4.4	—
稀土精矿 三	7.3	20.88	30.24	5.88	36.12	3.66	6.72	—	2.3	24.7	25.3	24.0	10.8	10.6	—
稀土精矿 四	3.1	23.24	29.92	0.92	30.84	4.86	17.85	—	1.1	10.4	1.7	9.0	6.1	11.9	—
综合稀土富精矿	26.6	21.02	25.19	5.72	30.92	4.22	6.08	16.76	8.4	75.0	90.0	77.3	45.4	34.7	94.1
方解石—稀土精矿一	4.6	29.37	12.36	0.64	13.00	5.80	30.90	1.00	2.0	6.3	1.8	5.6	10.8	30.7	1.0
方解石—稀土精矿二	2.2	35.77	9.68	1.20	10.88	4.74	30.88	1.00	1.2	2.4	1.5	2.3	4.2	14.7	0.1
稀土精矿总计	33.4	23.14	22.39	4.74	17.13	4.47	11.12	13.55	11.6	83.7	93.3	85.2	60.4	80.1	95.5
萤石精矿	66.6	88.14	2.19	0.17	2.36	1.47	1.38	0.32	88.4	16.3	6.7	14.8	39.6	19.9	4.5
萤石—稀土产品	100.0	66.63	8.94	1.69	10.63	2.47	4.63	4.74	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

酸钠时，对铁的氧化物无抑制作用，当只加入1公斤/吨苛性钠时对稀土产品中的铁有了明显的抑制作用，当用1公斤/吨苛性钠和2.6公斤/吨氟硅酸钠联合作用时，即能提高稀土精矿的质量，又能抑制含铁的氧化物。因此，看来采用此两种药剂的混合物对含铁的萤石—稀土产品的浮选是有好处的。

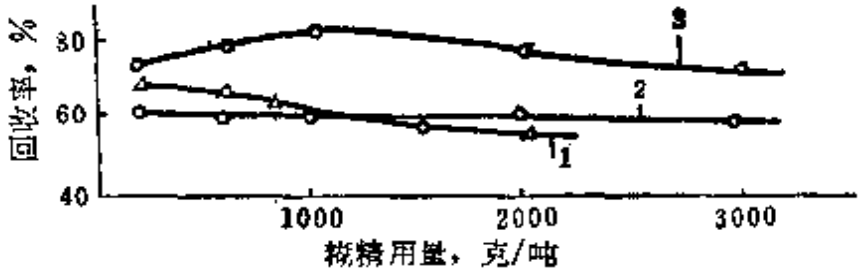


图 7—16 糊精存在时，对矿物浮选的影响

1—氟碳铈矿（氧化循环油0.8公斤/吨）；2—萤石（氧化循环油1.5公斤/吨）；3—重晶石（氧化循环油1.5公斤/吨）

二、美国帕斯山（Mountain Pass）选矿厂[46，117，64]

帕斯山矿床位于美国加里福尼亚州（California）南部的帕斯山区，该矿床于1950年发现，矿化地区宽2.4公里，长8公里，此矿区发现的矿脉平均长600米，宽60米，矿床的形成是与矿区中变质的和前寒武纪的喷出岩有关。此矿平均含10%左右的稀土氧化物，个别地区高达40%。主要的稀土矿物为氟碳铈矿，其次为独居石及一些稀土的碳酸盐矿物，主要的脉石矿物为重晶石，平均含量为20%，其他脉石矿物有方解石、石英及白云石。该矿床是世界上较大的稀土矿床之一，其稀土氧化物的储量为500万吨。

该矿的选矿曾做了很多研究工作，由于重晶石与稀土矿物比重相差不大，故不能用重选法分选，后来采用优先浮选法回收重晶石和氟碳铈矿，该厂回收重晶石及稀土矿物的浮选流程见图7—17。即原矿破碎是采用381×610毫米颚式破碎机进行的，破碎产品进入914×1,829毫米振动筛上筛分，筛上产品进入610毫米的西蒙斯圆锥破碎机进行二段破碎，破碎的产品与筛下产品一起送

在各种药剂制度下，综合含铁—萤石—稀土产品浮选分离指标　　表 7—8

药剂用量，公斤/吨		产品	作业产率%	含量，%				作业回收率，%			
苛性钠	氟硅酸钠			萤石	TR_2O_3	铁	方解石	萤石	TR_2O_3	铁	方解石
—	(pH=7)	萤石—稀土粗精矿	64.2	63.88	11.16	5.72	4.82	61.0	54.0	71.6	68.7
		精选槽内产品	35.8	57.52	17.06	4.06	3.93	39.0	46.0	28.4	31.3
		铁—萤石—稀土产品	100.0	61.97	13.27	5.12	4.50	100.0	100.0	100.0	100.0
1.0 (pH=8)	—	萤石—稀土粗精矿	88.0	67.07	10.80	1.11	4.37	95.3	86.1	28.2	86.0
		精选槽内产品	12.0	24.49	12.82	20.7	5.20	4.7	13.9	71.8	14.0
		铁—萤石—稀土产品	100.0	61.97	11.04	3.46	4.47	100.0	100.0	100.0	100.0
1.0 (pH=8)	2.6 (pH=6)	萤石—稀土粗精矿	91.2	65.04	11.32	3.56	4.70	97.1	96.3	62.0	94.5
		精选槽内产品	8.8	20.23	4.52	34.12	2.85	2.9	3.7	48.0	5.5
		铁—萤石—稀土产品	100.0	61.11	10.72	6.25	4.54	100.0	100.0	100.0	100.0

到100吨矿仓，然后给入1,372×2,438毫米的球磨机进行磨矿，球磨机的排矿用道尔分级机构成闭路循环，分级机的溢流－200目占80%送入浮选工段。

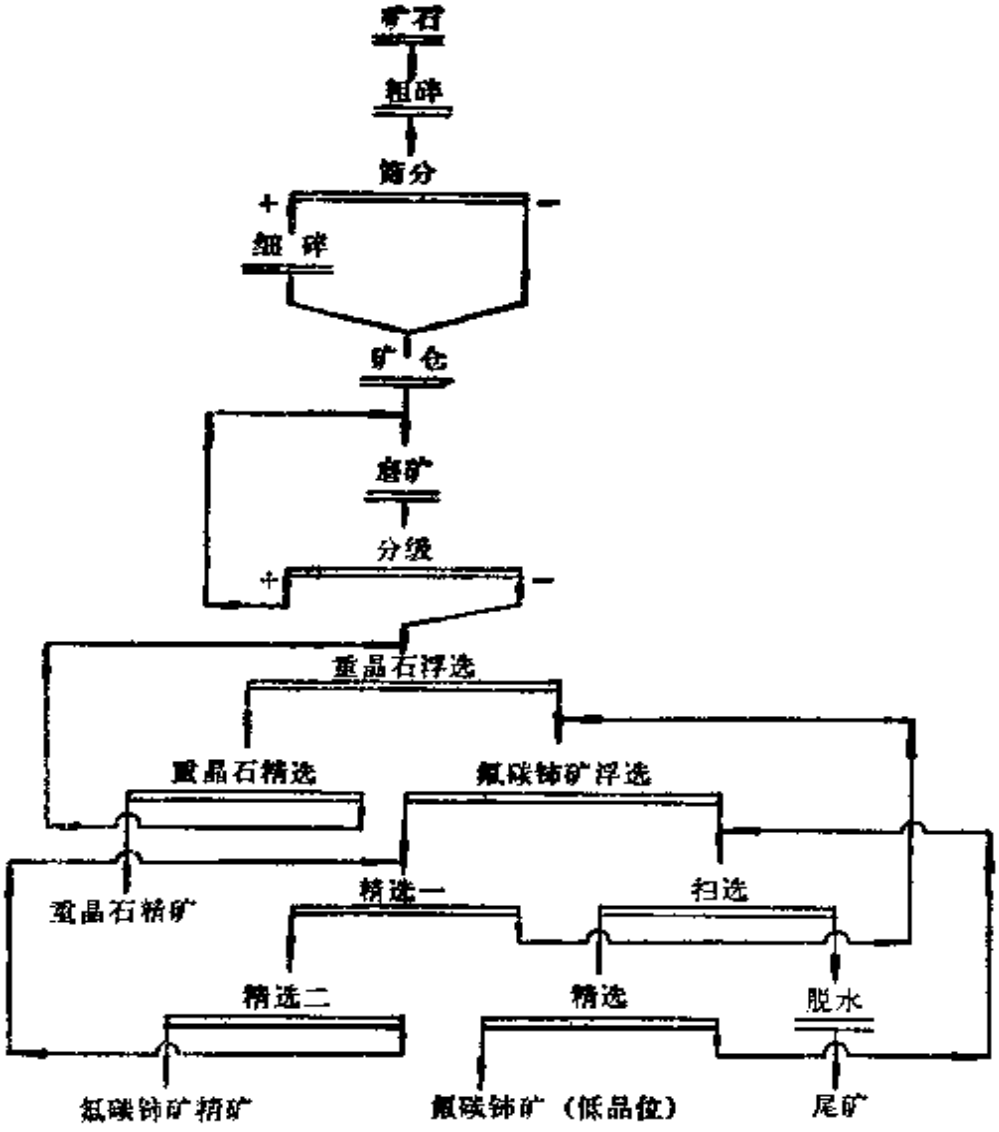


图 7—17 美国帕斯山选矿厂选矿流程

分级机的溢流采用Aerosol（是脂肪酸酰胺基丙基丙酸磺化后的钠盐）作捕收剂，单宁酸作抑制剂浮选重晶石。此浮选采用丹佛尔型机械搅拌式浮选机，粗选用四个槽子，精选用二个槽子，精选的尾矿返到粗选作业中。重晶石浮选的尾矿采用苏打或苛性钠为pH调整剂，采用Armour Neo-Fat（脂肪酸类型捕收剂

的一种）作捕收剂进行稀土矿浮选，粗选的尾矿扫选一次，粗选的精矿再精选两次即得到氟碳铈矿精矿。帕斯山选矿厂的选矿流程后来又改成直接加热浮选氟碳铈矿，其浮选厂1966年底由日处理500吨扩建到1,200吨，水冶厂也扩大一倍多。其选矿的工艺流程见图7—18[117]。矿石经二段破碎到15毫米以下，进行二段磨

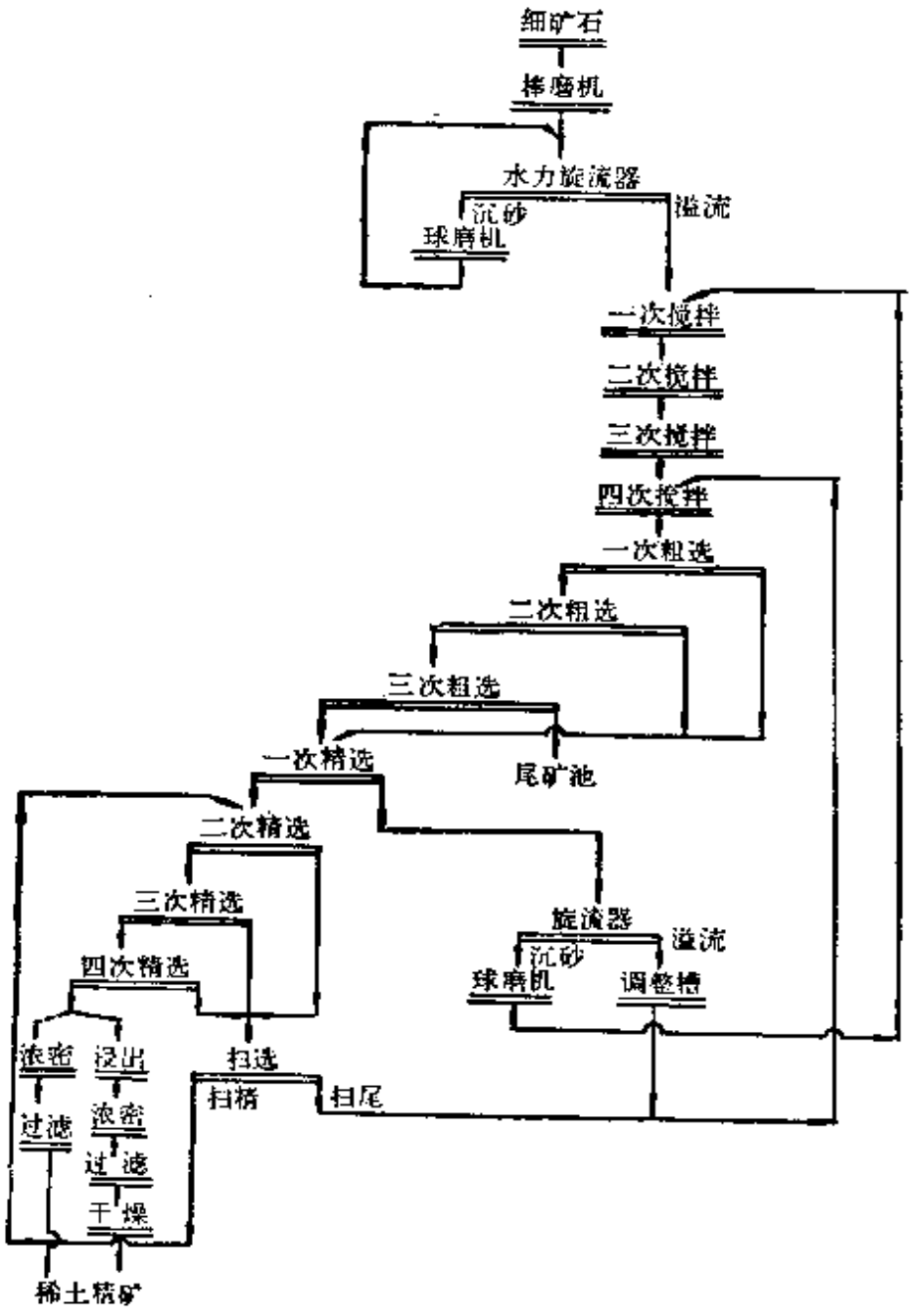


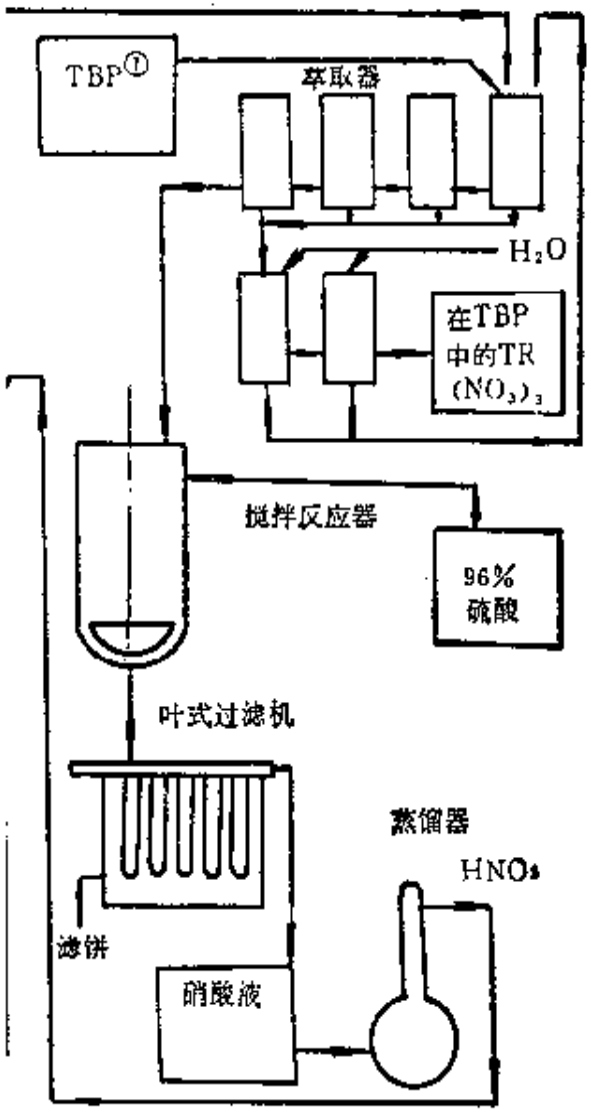
图 7—18　美国帕斯山稀土选矿厂扩建后的流程

矿，一段棒磨机与二段球磨机排矿合并给入三台旋流器，旋流器沉砂（68～72%固体)返回球磨机。小于100目旋流器溢流送往第一次搅拌槽（直径1.8米，深 2.1 米)，将氟硅酸钠（干的）加到球磨机排矿中。第一次搅拌，矿浆加温至60°C，添加苏打灰控制酸碱度为 8.95（最佳值)。第二次搅拌时加入抑制剂木素磺酸铵（Orzan)，矿浆温度增至 83°C。第三次搅拌时，矿浆温度升到沸腾点，添加N-80油酸作捕收剂，氟硅酸盐类(Moly Com Pound)用作调整剂。第四次搅拌冷却到60°C，送去粗选。循环水用于冷却、消泡及稀释矿浆。浮选的选择性与药剂添加顺序及矿浆酸碱度有关。任何一种药剂添加制度不适宜对浮选都有影响。最佳酸碱度值仅下降 0.1，就会影响粗选效果。木素磺酸铵太少则引起酸碱度值上升，泡沫矿化不良。因此，必须细心地控制药剂。

粗选用1.12米^{3}浮选槽，总数为 28 个，用一台鼓风机供应增压空气。四次精选与一次扫选均采用1.1米^{3}浮选槽。第一次精选用八个，二次六个，三次四个。第二、三及四次精选的尾矿合并给入扫选，扫选精矿与第一次精选精矿合并。扫选尾矿送往第四次搅拌槽。实践证明，这种独特的扫选作业在此浮选方法中为几个关键步骤之一。在一般方法中，第二、三及四次精选尾矿同第一次精选给矿合并，会使第一次精选槽过负荷。采用单独的扫选回路不仅减少了各次浮选的循环负荷，且去掉了精选回路中的一部分难选中矿。第一次精选尾矿送旋流器，旋流器溢流经高强度搅拌，同时加油酸后返回第四次搅拌槽。旋流器沉砂再磨后返回第一次搅拌槽。第二、四次精选采用蒸气加热，使矿浆在最终精选时保持在38°C左右。浮选精矿经浸出、过滤、干燥即得到最终稀土精矿。原矿平均含9.5%稀土氧化物，得到的浮选精矿含60%稀土氧化物，其回收率为78～84%（尾矿含1.5～2.5%稀土氧化物)。

三、氟碳铈矿的化学处理法[46]

采用浮选回收氟碳铈矿的方法，因回收率较低（<85%)，为提高其回收率，曾进行了化学富集法的研究。这种方法是用溶



的试验流程

剂萃取法直接从原矿中提取稀土产品，其流程见图7—19。此方法包括下列几个工序：1）矿石破碎到－10目；2）矿石煅烧（原矿含10%氟碳铈矿，25～30%方解石）；3）硝酸浸出；4）过滤；5）溶液萃取；6）回收硝酸。按此流程所得的结果见表7—9。试验指出，用萃取法可使稀土的回收率超过98%，硝酸的损失为18%。

溶剂萃取法富集稀土元素的试验结果　　表 7—9

产品名称	产量	含量，克				
		TR_2O_3	CaO	SiO_2	$BaSO_4$	HNO_3
原矿，克	7,044.2	734.4	1,554.3	118.3	1,767.4	—
煅烧矿，克	5,000.0	733.1	1,583.1	91.5	1,690.0	—
浸出后的残渣，克	1,876.0	—	—	92.3	1,667.0	—
硝酸，升	11.0	—	—	—	—	8,299.7
浸出后溶液，升	14.0	755.5	1,593.6	—	—	2,173.2
有机相产品，升	40.0	699.9	—	—	—	2,424.0
$CaSO_4$沉淀，克	3,190.0	—	1,488.0	—	—	—
回收的硝酸，升	6.3	—	—	—	—	4,752.0

由于稀土矿石的组成复杂，在处理此矿石时常采用机械选矿法与化学处理相结合进行，这样即能保证精矿质量，又能具有较高的回收率。

磨矿细度换算表　　附表 1

磨矿粒度(毫米)	0.5	0.4	0.3	0.2	0.15	0.1	0.074
网　　目	32	35	48	65	100	150	200
-200目含量,%		35～45	45～55	55～65	70～80	80～90	95

水的硬度(通常以毫克当量/升和德国硬度表示)

附表 2—1

极软水	软　水	中等硬水	硬　水	极硬水
1.5毫克当量/升以下	1.5～3毫克当量/升	3～6毫克当量/升	6～9毫克当量/升	9毫克当量/升以上

1毫克当量/升硬度≈2.804德国硬度，相当于1升水中含有20.04毫克的Ca^{++}或12.16毫克的Mg^{++}。

一种化合物含量(以德国硬度表示)，毫克/升　附表 2—2

序号	化合物名称	化合物含量	序号	化合物名称	化合物含量
1	CaO	10	8	MgO	7.19
2	Ca	7.14	9	$MgCO_3$	15
3	$CaCl_2$	19.17	10	$MgCl_2$	16.98
4	$CaCO_3$	17.85	11	$MgSO_4$	21.47
5	$CaSO_4$	24.28	12	$Mg(HCO_3)_2$	26.1
6	$Ca(HCO_3)_2$	28.9	13	$BaCl_2$	37.14
7	Mg	4.34	14	$BaCO_3$	35.02

稀有金属选矿常见矿物表　　附表 3

矿物名称	化学成分		比重	硬度
	分子式	元素或氧化物(%)		(莫氏)
锂				
锂辉石	$LiAl(SiO_3)_2$	$8.1Li_2O$	3.2	6.5～7
锂云母	$KLi_{1.5}Al_{1.5}[Si_3AlO_{10}][F,OH]_2$	$5.9Li_2O$	2.8～2.9	2.3
铁锂云母	$KLiFeAl[Si_3AlO_{10}][F,OH]_2$	$4.13Li_2O$	2.9～3.2	2～3
透锂长石	$(Li,Na)AlSi_4O_{10}$	$4.89Li_2O$	2.39～2.46	6～6.5
锂磷铝石	$LiAl[PO_4]F$	$10.1Li_2O$	3～3.15	6.0
铯				
铯榴石	$CsAlSi_2O_6 \cdot nH_2O$	$30～37Cs_2O$	2.68～2.98	6.5
硼铯铷矿		—	—	—
铍				
绿柱石	$Be_3Al_2(SiO_3)_6$	$14.1BeO$	2.63～2.90	7.5～8.0
金绿宝石	$BeAl_2O_4$	$19.8BeO$	3.5～3.8	8.5
日光榴石	$Mn_4(BeSiO_4)_3S$	$12.5～13.6BeO$	3.2～3.4	6～6.5
似晶石	Be_2SiO_4	$45.4BeO$	2.96～3.0	7.5
硅铍石	$H_2Be_4Si_2O_9$	$42.1BeO$	2.6	6.5～7
钽、铌				
钽铁矿	$(Mn,Fe)(Ta,Nb)_2O_6$	$41～84Ta_2O_5$ $2～40Nb_2O_5$	6.7～8.3	6
铌铁矿	$(Fe,Mn)(Nb,Ta)_2O_6$	$23.5～77Nb_2O_5$ $1～40Ta_2O_5$	5.3～6.6	6
黄绿石	$(Na,Ca,Th,TR)_2(Nb,Ta,Ti)_2(O,OH,F)_7$	$37.5～65.6Nb_2O_5$ $0～5.86Ta_2O_5$	4.1～5.4	5～5.5
等轴钽钙石	同上	$56.43Nb_2O_5$	4.45～4.56	5.5
细晶石	$(Na,Ca,Th,TR)_2(Ta,Nb,Ti)_2(O,OH,F)_7$	$68.4～77.0Ta_2O_5$ $0～7.7Nb_2O_5$	5.4～6.42	5.5

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度（莫氏）
	分子式	元素或氧化物(%)		
铌铁金红石①	$Fe(Ta、Nb)_2O_6 \cdot 4TiO_2$	$0.4\sim14.7Ta_2O_5$ $0.9\sim42.7Nb_2O_5$	4.60～5.14	6
钛铌钙铈矿	$(Na、Ca、Sr、Ce)(Nb、Ti)O_3$	$0.75Ta_2O_5$ $11.06Nb_2O_5$	4.75～4.99	5.56
褐钇铌矿	$(Y、Er、Ce\cdots\cdots)(Nb、Ta)O_4$	$48(Ta、Nb)_2O_5$	5.5～5.8	5.5～6.5
钽锡矿	$Sn(Ta、Nb)_2O_7$	$72.83Ta_2O_5$	7.6～7.9	6
易解石	$(Ce、Ca、Th、U)(Ti、Nb)_2O_6$	$23.8\sim32.5Nb_2O_5$ $0\sim6.9Ta_2O_5$	5.16～5.23	5.6
锆				
锆英石	$ZrSiO_4$	$67.1ZrO_2$	4～4.9	7～8
斜锆石	ZrO_2	$100.0ZrO_2$	5.5～6	6～7
异性石	$(Na、Ca)_6ZrSi_6O_{17}(O、OH、Cl)$	$12.5\sim14.5ZrO_2$	2.8～3	5～5.5
钛				
钛铁矿	$FeTiO_3$	$52.6TiO_2$	4.72	5～6
钛磁铁矿		—	—	—
金红石	TiO_2	$95TiO_2$	4.2～4.3	6
钙钛矿	$CaTiO_3$	$58.9TiO_2$	3.79～4.04	5.5～6
榍石	$CaTiSiO_5$	$40.8TiO_2$	3.29～3.56	5～6
稀土金属				
独居石	$(Ce、La、Th\cdots\cdots)PO_4$	$50\sim68TR_2O_3$ $4\sim10ThO_2$	4.9～5.5	5～5.5
氟碳铈矿	$(Ce、La\cdots\cdots)(CO_3)F$	$60\sim70TR_2O_3$	4.47～5.18	4～4.5
褐帘石	$(Ca、Ce、Th\cdots\cdots)_2(Al_2Fe)_3OH(SiO_4)_3$	$14\sim40TR_2O_3$ $1\sim2ThO_2$	3.30～4.20	5.5～6
磷钇矿	YPO_4	$63.1Y_2O_3$	4.45～4.59	4～5
钇易解石	$(Y、Er、Ce、Ca、Th、U\cdots\cdots)(Ti、Nb)_2O_6$	—	4.88～5.0	5.5

① 旧名为钛铁金红石(Ильменорутил)，下同。

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度
	分子式	元素或氧化物(%)		(莫氏)
易解石	(Ce、Ca、Th、U……)(Ti、Nb)$_2$O$_6$	13.4～24TR_2O_3 23.8～39.4 (Ta、Nb)$_2$O$_5$	5.16～5.23	5～6
褐钇铌矿	(Y、Er、Ce、U……)(Nb、Ta)O$_4$	27.54～42.33Y_2O_3 48(Ta、Nb)$_2$O$_5$	5.5～5.8	5.5～6.5
钪				
钪钇石	(ScY)$_2$Sc$_2$O$_7$	38.4Sc	—	—
钨				
钨锰铁矿(黑钨矿)	(Fe、Mn)WO$_4$	76.5WO_3	7.3	5～5.5
钨酸钙矿(白钨矿)	CaWO$_4$	80.6WO_3	5.9～6.2	4.5～5
钨华	H_2WO_4	79.3W	2.09～2.26	1～2
钼				
辉钼矿	MoS_2	60Mo	4.7～5	1～1.5
彩钼铅矿	$PbMoO_4$	26Mo	6.3～7	2.75～3
钼华	MoO_3	66.7Mo	4.5	1～2
钒				
绿硫钒矿	VS_4 或 V_2S_5	19V	2.65～2.71	2.5
钒钛磁铁矿	—	—	—	—
钒铅矿	$Pb_5Cl(VO_4)_3$	19.4V_2O_5	6.7～7.2	2.8～3
钒云母	$H_2K(Al,V)_3(SiO_4)_3$	20V_2O_5	2.9～3	2
铂				
自然铂	Pt	70～96Pt	14～19	4～4.5
砷酸铂矿	$PtAs_2$	56.5Pt	10.6	6～7
铱锇矿	IrO_2(Rn、Pt、Bu)	—	19.3～21.1	6～7
铀				

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度（莫氏）
	分子式	元素或氧化物(%)		
沥青铀矿	$UO_2 \cdot UO_3 \cdot Pb \cdot Th \cdot La \cdot Ra$等	76～91U_3O_8	6.4～9.7	3～6
铀铅矿	$(Pb,Ca,Ba)U_5 \cdot SiO_{12} \cdot 6H_2O$	61UO_3	3.9～4.2	2.5～3
晶质铀矿	U_3O_8	—	—	—
铜铀云母	$CuO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$	61.2UO_3	3.4～3.6	2～2.5
钙铀云母	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 8H_2O$	62.7UO_3	3.1～3.2	2～2.5
钒酸钾铀矿	$K_2U_2V_2O_{12} \cdot 3H_2O$	47UO_3	2～2.5	1～1.5
钍				
方钍石	$ThO_2 \cdot U_3O_8$	23.8ThO_2	9.32～9.7	6.5
钍石	$ThSiO_4$	81.5ThO_2	4.4～5.4	4.5～5
锡				
锡石	SnO_2	78.6Sn	6.8～7.1	6～7
金				
自然金	Au	99Au	16～19	2.5～3
碲金矿	$AuTe_2$	44.03Au	9～9.35	2.5
银				
自然银	Ag	72～100Ag	10.1～11.1	2.5～3
辉银矿	Ag_2S	87.1Ag	7.2～7.33	2～2.5
铋				
辉铋矿	Bi_2S_3	81.2Bi	6.4～6.5	2～2.5
泡铋矿	$Bi_2O_3 \cdot CO_3 \cdot H_2O$	76.8Bi	6.9～7.7	4～4.5
黄铋矿	Bi_2CO_5	91.3Bi_2O_3	7.3～7.4	3～3.5
锑				

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度
	分子式	元素或氧化物(%)		(莫氏)
辉锑矿	Sb_2S_3	71.4Sb	4.55～4.62	2
黄锑矿	Sb_2O_4	78.9Sb	4.1	4～5
硫				
黄铁矿	FeS_2	53.4S 46.6Fe	4.95～5.1	6～6.5
磁黄铁矿	Fe_6S_6～$Fe_{16}S_{17}$	40S 60Fe	4.58～4.65	3.5～4.5
硫磺	S	100S	2～2.1	1.5～2.5
钴				
硫钴矿	Co_3S_4	57.9Co	4.8～5	5.5
钴土矿	$CoMn_2O_5 \cdot 4H_2O$	25Co	3.15～3.29	1～2
镍				
针硫镍矿	NiS	64.7Ni	5.3～5.7	3～3.5
硫铁镍矿	(Fe, Ni)S	18～40Ni	4.6～5.1	3.4～4
铜				
黄铜矿	$CuFeS_2$	34.5Cu	4.1～4.3	3.5～4
辉铜矿	Cu_2S	79.8Cu	5.5～5.8	2.5～3
赤铜矿	Cu_2O	88.8Cu	5.8～6.2	3.5～4
孔雀石	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	57.5Cu	3.7～4.1	3.5～4
硅孔雀石	$CuSiO_3 \cdot 2H_2O$	36.2Cu	2～2.2	2～4
铅				
方铅矿	PbS	86.6Pb	7.4～7.6	2.5～2.75
白铅矿	$PbCO_3$	77.5Pb	6.4～6.6	3～3.5
锌				
闪锌矿	ZnS	67Zn	3.9～4.1	3.5～4

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度（莫氏）
	分子式	元素或氧化物(%)		
异极矿	$H_2Zn_2SiO_5$	54Zn	3.3～3.6	4.5～5
铁				
磁铁矿	Fe_3O_4	72.4Fe	4.9～5.2	5.5～6.5
赤铁矿	Fe_2O_3	70Fe	4.8～5.3	5.5～6.5
褐铁矿	$2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	57.1Fe	3.4～4.4	1～5.5
菱铁矿	$FeCO_3$	48.2Fe	3.8～3.9	3.5～4.5
锰				
软锰矿	MnO_2	63.2Mn	4.7～4.8	1～2.5
硬锰矿	$mMnO_2 \cdot MnO \cdot nH_2O$	49～62Mn	3.7～4.7	5～6
铬				
铬铁矿	$FeO \cdot Cr_2O_3$	68Cr_2O_3	4.3～4.6	5.5～7.5
铬酸铅矿	$PbCrO_4$	31.1Cr_2O_3	5.9～6.1	2.5～3
其他矿物				
石英	SiO_2	46.7Si	2.65	7
磷灰石	$Ca_5F(PO_4)_3$（含Cl、OH）	39.7Ca 56.5PO_4	3.2	5
萤石	CaF_2	48.9F 51.1Ca	3～3.25	4
方解石	$CaCO_3$	56Ca	2.7	3
白云石	$(Ca、Mg)CO_3$	30.4CaO 21.7MgO	2.8～2.9	3.5～4
重晶石	$BaSO_4$	65.7BaO	4.3～4.7	2.5～3.5
黄玉	$Al_2(F,OH)_2SiO_4$	—	3.4～3.7	8
刚玉	Al_2O_3	52.9Al	3.95～4.1	9
尖晶石	$MgO \cdot Al_2O_3$	71.8Al_2O_3	3.5～4.5	7.5～8

续表

矿物名称	化学成分		比重	硬度
	分子式	元素或氧化物(%)		(莫氏)
电气石	Mg、Fe、Ca、Na、K、(Li……)$_9$Al$_3$(BOH)$_2$(SiO$_5$)$_4$	—	3.0～3.2	7～7.5
绿帘石	Ca$_2$(Al、Fe)$_3$(OH)(SiO$_4$)$_3$	—	3.25～3.45	6～7
柘榴子石	(Ca、Mg、Fe、Mn)$_3$(Al、Fe、Mn、Cr、Ti)$_2$(SiO$_4$)$_3$	—	3.4～4.3	6.5～7.5
辉石	Ca(Mg、Fe)(SiO$_2$)+(Mg、Fe)(Al、Fe)$_2$(SiO$_3$)	—	3.2～3.6	5～6
角闪石	(Ca、Mg、Al、Fe$_2$、Mn、Na$_2$、K$_2$)SiO$_3$	—	2.9～3.4	5～6
正长石	KAlSi$_3$O$_8$	—	2.5～2.6	6～6.5
钠长石	NaAlSi$_3$O$_8$	—	2.62～2.65	6～6.5
白云母	H$_2$KAl$_3$(SiO$_4$)$_3$	—	2.76～3.1	2～2.5
黑云母	(H、K)$_2$(Mg、Fe)$_2$、Al$_2$(SiO$_4$)$_3$	—	2.7～3.1	2.5～3
十字石	HFeAl$_5$Si$_2$O$_{13}$	—	3.65～3.75	7～7.5
绿泥石	H$_4$Mg$_3$Si$_2$O$_9$+H$_4$Mg$_4$Al$_2$SiO$_9$	—	3.65～2.97	2～3
蓝晶石	Al$_2$SiO$_5$	63.2Al$_2$O$_3$	3.56～3.66	4～5
高岭土	H$_4$Al$_2$Si$_2$O$_9$	—	2.2～2.6	2～2.5

某些稀有金属矿物及造岩矿物的比磁化系数〔123〕

附表 4

矿物名称	比磁化系数 (10^{-6}厘米^3/克)	矿物名称	比磁化系数 (10^{-6}厘米^3/克)
磁铁矿	80000	复稀金矿	21.05～18.00
磁黄铁矿	11530.00～2671.02	镁铝榴石	22.91～17.60
钛铁矿	1173.33～224.56	独居石	20.42～17.81
铬铁矿	900.00～136.51	铌易解石	39.07～13.18
钛铁矿	723.33～129.48	易解石	18.04～12.92
钙钛矿	298.64～46.31	蛇纹石	17.09～13.33
钛铁矿	110.00～74.01	铍镁晶石	25.06～13.31
铬尖晶石	191.54～46.33	钛铁矿	18.71～14.36
磷铁锂矿	82.81～67.84	褐帘石	27.68～8.50
黑钨石	68.75～53.69	符山石	16.67～12.94
日光榴石	63.33～51.61	橄榄石	14.86～9.92
黑云母	57.81～52.60	氟碳钙铈矿	14.37～11.56
硅铍钇矿	62.50～49.38	金红石	14.55～11.17
黑钨矿	42.33～32.03	异性石	13.52～10.83
铌铁矿	39.71～36.41	金云母	12.73～10.78
铬铁矿	44.17～32.60	氟碳铈矿	12.59～10.19
褐铁矿	36.52～32.00	磷灰石	19.00～9.39
铌铁矿	36.73～25.27	独居石	12.75～10.58
铌铁金红石	46.67～26.99	透辉石	12.93～10.11
磷钇矿	31.28～26.07	铈磷灰石	10.21～8.54
黄铁矿	70.36～11.30	榍石	8.03～6.72
砷钇矿	32.13～24.91	氟碳铈钡矿	6.57～4.94
褐帘石	31.39～25.79	铈铌钙钛矿	6.54～5.23
角闪石	28.89～21.31	绿柱石	7.14～4.29
铌钇矿	28.92～21.63	金绿宝石	5.90～3.64
褐钇铌矿	29.20～21.16	针石	7.83～3.22
赤铁矿	30.91～18.91	细晶石	8.84～2.01
硅钛铈矿	25.96～20.25	白云母	3.64～2.18
绿帘石	23.11～20.15	金红石	3.27～1.85
十字石	22.00～18.95	电气石	2.20～1.76
黑稀金矿	27.38～18.41	黄绿石	2.45～1.41
绿泥石	46.19～12.24	辉锑矿	4.94～0.42
电气石	20.19～18.80	闪锌矿	2.39～1.25

续表

矿物名称	比磁化系数 (10^{-6}厘米^3/克)	矿物名称	比磁化系数 (10^{-6}厘米^3/克)
锂辉石	4.86～0.43	方解石	1.52～(－0.08)
蓝柱石	3.78～0.50	锂磷铝石	0.74～(－0.15)
锂云母	2.24～0.82	锆英石	0.33～0.04
黄绿石	1.20～0.85	铬榴石	0.45～(－0.08)
铀钍石	1.43～0.69	泡铋矿	0.00～(－0.28)
水铝石	1.64～0.52	辉钼矿	0.00～(－0.17)
锡石	2.16～0.42	菱锰矿	0.00～(－0.21)
锆英石	1.06～0.64	锂辉石	(－0.12)～(－0.56)
毒砂	0.81～0.57	萤石	0.00～(－0.46)
磷灰石	1.24～0.34	重晶石	(－0.25)～(－0.44)
磷锂铝石	2.05～0.10	正长石	(－0.25)～(－0.61)
萤石	1.54～0.14	黄玉	(－0.32)～(－0.37)
白钨矿	1.25～0.079	石英	(－0.41)～(－1.03)

矿物比导电度及整流性　　附表 5

矿物	比导电度	电位(伏)	整流性	矿物	比导电度	电位(伏)	整流性
自然元素：				红砷镍矿	2.78	7800	全整流
石墨	1	2800	全整流	磁硫铁矿	2.34	6552	全整流
石墨	1.28	3588	全整流	斑铜矿	1.67	4680	全整流
硫	3.9	10920	正整流	黄铜矿	1.67	4680	全整流
砷	2.34	6522	全整流	黄铁矿	2.78	7800	全整流
锑	2.78	7600	全整流	砷钴矿	2.28	5396	全整流
铋	1.67	4680	全整流	卤化物：			
银	2.34	6550	全整流	岩盐	1.45	4056	全整流
铁	2.78	7800	全整流	萤石	1.84	5148	全整流
硫化物：				冰晶石	1.95	5460	正整流
辉锑矿	2.45	6864	全整流	氧化物：			
辉钼矿	2.51	7020	全整流	石英	3.17	8892	负整流
方铅矿	2.45	6864	全整流	石英	3.45	9672	负整流
辉铜矿	2.34	6552	负整流	石英	3.63	10140	负整流
闪锌矿	3.06	8580	全整流	石英	4.8	13416	负整流

续表

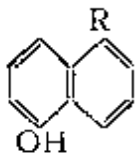
矿物	比导电度	电位（伏）	整流性	矿物	比导电度	电位（伏）	整流性
石英	5.3	14820	负整流	锆英石	4.18	11700	负整流
赤铁矿	2.23	6240	全整流	黄玉	4.45	12480	正整流
刚玉	4.90	13728	全整流	蓝晶石	3.28	9204	全整流
钛铁矿	2.51	7020	全整流	异极矿	3.23	9048	全整流
磁铁矿	2.78	7800	全整流	电气石	2.56	7176	负整流
锌铁矿	2.9	8112	全整流	白云母	1.06	2964	正整流
铬铁矿	2.01	5616	全整流	鳞云母	1.78	4992	全整流
金红石	2.62	7332	全整流	黑云母	1.73	4836	全整流
软锰矿	1.67	4680	全整流	蛇纹石	2.17	6084	正整流
水锰矿	2.01	5616	全整流	滑石	2.34	6552	全整流
褐铁矿	3.06	8580	全整流	高岭土	2.39	6708	负整流
水矾土	3.06	8580	负整流	白色粘土岩	1.28	3588	全整流
碳酸盐类：				磷酸盐类：			
方解石	3.90	10920	正整流	独居石	2.34	6552	全整流

稀有金属浮选常用的选矿药剂〔6，59，118〕

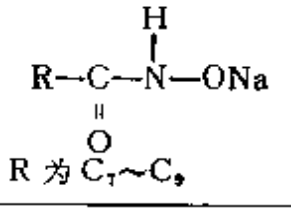
附表 6

名　称	国外牌号	组　成	用　途
	捕　收　剂		
油　酸	Emersol 201	不饱和脂肪酸 $C_{17}H_{33}COOH$	选氧化矿、硅酸盐、铝酸盐类矿物
油　酸	Emersol 300	蒸馏植物油脂肪酸	〃
油酸钠		不饱和脂肪酸钠 $C_{17}H_{33}COONa$	〃
氧化石腊皂		饱和脂肪酸钠 $C_nH_{2n+1}COONa$ $n=10\sim20$	〃
环烷酸皂	Naphthenic acid-Na	$C_nH_{2n-1}COOMe$	〃
亚麻油酸	Linolenic acid	$C_{17}H_{29}COOH$	〃
亚油酸	Linoleic acid (ИМ-22)	$C_{17}H_{31}COOH$	〃
精制油酸	NeO—Fat 92-04, 94-04		〃
精制油酸	NeO—Fat 140	油酸、亚油酸、亚麻油酸混合物	〃
精制棉子油酸	NeO—Fat 139		〃
蒸馏椰子油酸	NeO—Fat 255		〃
塔尔油	NeO—Fat 42—06(07，12)	含树脂(6、7、12%)的塔尔油脂肪酸	〃
塔尔油皂	Micate		〃
蒸馏棕榈酸	NeO—Fat 55		〃
脂肪酸皂	Aero Promoter 712		〃
高纯脂肪酸	Aero Promoter 723，765	含油酸、亚油酸及少量树脂酸和非离子乳化剂	〃
C_{8-18} 脂肪酸及其皂	NeO—Fat 8-18	RCOOH(Na)，$R=C_7—C_{17}$	〃
粗脂肪酸及其皂	Aero Promoter 708，710		〃

续表

名　称	国外牌号	组　成	用　途
粗塔尔油	Actinol C		选氧化矿、硅酸盐、铝酸盐类矿物
精制塔尔油	Actinol A		〃
精制塔尔油	Aconon T	塔尔油分馏产物	选氧化矿及硅、铝酸盐类矿物
精制塔尔油	Acosix T	〃	〃
植物油	Sapinol		起泡捕收剂
植物油脂肪酸	Reagent 710, 712		选氧化矿及非金属矿
石油磺酸钠	Mehogany—Sherosop F445		起泡捕收剂
石油磺酸盐	TX—2043, 2044		选氧化矿及非金属矿
石油磺酸及其盐	Reagent 407,801,825 Reagent NGT,512,107		〃
精制石油磺酸钠	Acto		〃
脂肪酸磺化物	Aero Promoter 801, 824, 825, 827		〃
十八烷基二磺化琥珀酸钠	Aerosol 18		选氧化矿及非金属矿
八羟基喹啉	Hydroxyquixolin		选氧化矿、钽铌矿
氧化煤油	Minsker oil		选氧化矿及非金属矿
脂肪酸	Resanol	含有C_{10-14}饱和脂肪酸	〃
弗斯弗腾	Фосфотен	磷酸的衍生物，为75%环烷酸与25%的P_2S_5的混合物制成	选氧化矿及锆英石
硫酸酯钠盐		$ROSO_3Na$	选氧化矿及硅铝酸盐矿物

续表

名　称	国外牌号	组　成	用　途
烷基磺酸钠		RSO_3Na	选氧化矿及硅铝酸盐矿物
脂肪酸磷酸酯钠盐	F—425		选氧化矿及非金属矿
异辛基磷酸钠		$C_{16}H_{34}OPO_3Na$	〃
羟肟酸钠	ИМ—50①	 R 为 C_7～C_9	选氧化矿及硅铝酸类矿物
纸浆废液		分别含14～25%的脂肪酸及树脂酸	选氧化矿，有起泡性能
混合第一胺		脂肪酸 $C_nH_{2n+1}NH_2$ $n=10$～20	选非金属矿及氧化矿
单十二烷基胺	AM 1120	$CH_3(CH_2)_{11}NH_2$	选非金属矿及氧化矿
正十六烷基胺	AM 1180	$CH_3(CH_2)_{15}NH_2$	〃
正十六烷基胺	Alamine 26D	蒸馏胺$>C_{18}$	〃
正十六烷基胺	Alamine 26	30%C_{16} 烷基胺，45%C_{18}烷基胺，25%C_{18} 烯胺的混合物	〃
正十六烷基胺	Alamine	$>C_{18}$胺，以脂肪酸合成的胺	〃
正十六烷基胺	Alamac	上述胺的醋酸盐	〃
伯胺醋酸盐	Armac T	脂肪酸制取的伯胺醋酸盐	〃
椰子油胺	Armac CD(ArmeenCD)		选非金属矿及氧化矿
椰子胺混合物	AM—CoCoC		选非金属矿及氧化矿
椰子胺醋酸盐	Armac C		〃

① ИМ-50 是含有 7～9 个碳原子的一种混合烷基羟肟酸，或者是羟肟酸碱金属的混合物。

续表

名　称	国外牌号	组　成	用　途
棉子油胺	Armac CSD, Armeen CSD		选非金属矿及氧化矿
棉子油胺	Armac SD, Armeen SD	从大豆油制取胺的醋酸盐	〃
棉子油胺	ArmacHTD, ArmeenHTD	从水解硬脂酸制成的C_{18}胺醋酸盐	〃
ИМ—11	ИМ—11	$C_{13-17}H_{27-35}NH_3Cl$	〃
АНП—14	АНП—14	C_{14}氯化第一胺的水化物[RNH_3Cl]	〃
十八碳胺醋酸盐	Armac 18D, Armeen 18D	$CH_3(CH_2)_{17}NH_2\cdot(HAC)$	〃
十六碳胺醋酸盐	Armac 16D, Armeen16D	$CH_3(CH_2)_{15}NH_2\cdot(HAC)$	〃
十四碳胺醋酸盐	Armac 14D, Armeen14D	$CH_3(CH_2)_{13}NH_2\cdot(HAC)$	〃
十二碳胺醋酸盐	Armac 12D, Armeen12D	$CH_3(CH_2)_{11}NH_2\cdot(HAC)$	〃
癸胺醋酸盐	Armac 10D, Armeen10D	$CH_3(CH_2)_9NH_2\cdot(HAC)$	〃
辛基胺醋酸盐	Armac 8D, Armeen 8D	$CH_3(CH_2)_7NH_2\cdot(HAC)$	〃
乙基钠黄药	Z_4, Aero Xanthate325	$C_2H_5OCSSNa$	选硫化矿
丁基钠黄药	AC_{301}	$C_4H_9OCSSNa$	〃
高级黄药	Reagent 301, 322, 325, 343		〃
黑　药	Reagent 203,208,213, 226,238,243	$(CH_3C_6H_4O)_2PSSH$	〃
	起　泡　剂		
松　油	GNS—5, Pine oil	$C_{10}H_{17}OH$	起泡剂
精制松油	YarmorF, Terpinol	萜烯醇	〃
精制松油	Flotol 171	醇与松油合成品	〃

续表

名　称	国外牌号	组　成	用　途
甲基异丁基甲醇	M. I. B. C	$(CH_3)_2CHCH_2-\underset{\displaystyle CH_3}{\underset{\vert}{C}}HOH$	起泡剂
合成戊醇	Pentasol Frother 26	$CH_3(CH_2)_4OH$	〃
甲酚油	Cresol		〃
煤焦油	Solaroil		起泡剂、捕收剂
木焦油	Wood Tar		〃
300号浮选油		椰子油脂肪酸乙酯	起泡剂
	调　整　剂		
木素磺酸钙	Gonlac, MarasperseC		抑制剂
木素磺酸钠	Maracell E	部分脱磺	〃
木素磺酸钠	Merasperse CB	部分脱磺	〃
木素磺酸钠	Merasperse N	76%脱磺	〃
木素磺酸钠	Merathon	亚硫酸造纸副产品	〃
木素磺酸铵	Orzan A		〃
氧化木素			〃
单　宁	Tannin		〃
有机胶	Aero Depressant 610, 615, 620, 633		〃
有机胶	Aero Modifier 158-162	合成高分子化合物	〃
有机胶	Cyanamid S 3223	〃	〃
甲基纤维素	Bagalax		〃
草酸钠	Oxalate—Na	HOOC—COOH	〃
乳　酸		$CH_3CHOHCOOH$	〃
乳　酸	Reagent 620	由木素磺酸盐、糊精和苯胺碳组成	〃
丹佛硫化剂	Denver Sulphidizir Timbrol FM532	为钙的多硫化物，带有乙氧基侧链的单宁	活化、硫化剂

续表

名　称	国外牌号	组　成	用　途
硫　酸		H_2SO_4	调整剂
盐　酸		HCl	pH调整剂
氟氢酸		HF	活化剂
烧·碱		NaOH（苛性钠）	pH调整剂
苏　打		Na_2CO_3	〃
石　灰		CaO	〃
硫化钠		Na_2S	调整剂
氟化钠		NaF	〃
氟硅酸钠		Na_2SiF_6	〃
水玻璃		Na_2SiO_3（硅酸钠）	〃
偏磷酸钠		$(NaPO_3)n$	〃
氯化钾		KCl	活化剂
氯化钙		$CaCl_2$	〃
硫酸铝		$Al_2(SO_4)_3$	矿泥的良好絮凝剂
糊　精			抑制剂
烤　胶		单宁类 $C_{76}H_{52}O_{46}$	〃

主要参考文献

〔1〕 郭承基，《稀有元素矿物化学》，科学出版社，1965年。

〔2〕 A.H.泽里克曼，《稀有金属冶金学》，冶金工业出版社，1956年。

〔3〕 П.И.费多洛夫，《稀有元素化学》，高等教育出版社，1959年。

〔4〕 O.A.松琴娜，《稀有金属》，高等教育出版社，1958年。

〔5〕 稀有金属冶金概论编写小组编，《稀有金属冶金概论》，中国工业出版社，1961年。

〔6〕 许时等编，《矿石可浮性研究》，中国工业出版社，1963 年。

〔7〕 江西冶金工业管理局编，《钨的选矿》，冶金工业出版社，1960年。

〔8〕 H.A.索洛多夫，《地质译丛》，1955年第十辑。

〔9〕 B.K.Залорожий，《国外金属矿选矿》，1966 No.3，17 页。

〔10〕 L.J.Weir，《国外金属矿选矿》，1964 No.9，23～26页。

〔11〕 R.A.怀曼，《有色金属译丛》，1957 No.11，15～20页。

〔12〕 K.C.Dean，《国外金属矿选矿》，1964 No.2，31～32页。

〔13〕 C.И.波立金，《有色金属译丛》，1957 No.9，1～9页。

〔14〕 “国外锂工业”，《冶金报》，1963年 6 月12日。

〔15〕 李柏曼，《工业原料丛书，铷与铯》，地质出版社，1955年。

〔16〕 C.И.Полькин，《国外金属矿选矿》，1964 No.3，24～26页。

〔17〕 《稀有金属译文集，第六辑铍》，冶金工业出版社，1960年。

〔18〕 《稀有金属译文集，第五辑稀土金属》，冶金工业出版社，1959年。

〔19〕 徐敏时，《矿石综合利用》，冶金工业出版社，1959 年。

〔20〕 K.L.Sutherland，《浮选原理》，中国工业出版社。

〔21〕 富田坚二等，《国外金属矿选矿》，1966 No.5，15～16页。

〔22〕 M.A.爱格列斯，《硅酸盐和氧化物的浮选》，中国工业出版社，1965年。

〔23〕 中南矿冶学院选矿教研组，“绿柱石的浮选”，《中南矿冶学院学报》，第四卷第二期，1959年12月。

〔24〕 M.Я.Ямпальская，《国外金属矿选矿》，1965 No.9，14～16页。

〔25〕 C.W.Nutt，《国外金属矿选矿》，1964 No.8，1～12页。
〔26〕 冶金工业部有色生产技术司和冶金工业出版社合编，《粒浮选矿》，冶金工业出版社，1958年。
〔27〕 《国外稀有金属的生产使用情况及价格》，冶金部情报研究所，1969年12月。
〔28〕 С.И.Полькин等，《钽铌矿的选矿》，中国工业出版社，1965年。
〔29〕 卢寿慈，《国外钽铌选矿现状》，湖南科学技术情报研究所，1963年10月。
〔30〕 中南矿冶学院，东北工学院选矿教研室合编，《重力选矿》，冶金工业出版社，1960年。
〔31〕 В.И.Кармазин，《国外金属矿选矿》，1966 No.1，23页。
〔32〕 И.Н.Плаксин等，《国外金属矿选矿》，1966 No.4，15～20页。
〔33〕 陈雨田，《国外金属矿选矿》，1965 No.9，30～36页。
〔34〕 Г.С.Бергер，《国外金属矿选矿》，1965 No.5，26～27页。
〔35〕 Д.И.Когон，《国外金属矿选矿》，1964 No.5，24～29页。
〔36〕 许宜蔚，《烧绿石浮选现状》，中国科学院矿冶研究所，1962.10.
〔37〕 许宜蔚，《国外含铌矿物及矿石的浮选》，中国科学院矿冶研究所，1963.10.
〔38〕 П.И.Андреев，《国外金属矿选矿》，1964 No.3，20～24页。
〔39〕 В.И.Авдюков，《国外金属矿选矿》，1964 No.2，33～35页。
〔40〕 J.A.R.Faucher，《国外金属矿选矿》，1965 No.10，16～19页。
〔41〕 万国贤，《国外锆钛矿物选矿现况》，1965.7.
〔42〕 И.Н.Плаксин，《利用气体浮选非硫化矿物》，中国工业出版社，1966年。
〔43〕 中南矿冶学院、东北工学院、西安冶金学院选矿教研组合编，《电磁选矿及特殊选矿》，中国工业出版社，1961年。
〔44〕 В.勒斯特曼，《稀有金属丛书，锆》，中国工业出版社，1965年。
〔45〕 张勋兆，《独居石和锆英石的选矿》，冶金工业出版社，1960年。
〔46〕 《稀土矿物选矿》，中国科学院矿冶研究所，1960.9.
〔47〕 广东省冶金工业厅有色处，《矿物原料综合利用，第二

辑》，冶金工业出版社，1958年。

〔48〕 李永蔚等编，《德意志民主共和国重介质选矿考察报告》，1965年3月。

〔49〕 И.Н.马雷舍夫，《钛矿床的形成与分布规律》，中国工业出版社，1965年6月。

〔50〕 P.R.Nairn，《国外金属矿选矿》，1966 No.5，17～22页。

〔51〕 夏生兰，《稀有金属小丛书，钛》，冶金工业出版社，1959年。

〔52〕 冶金工业部有色冶金设计总院铝镁处编，《国外铝镁钛工业》，中国工业出版社，1964年。

〔53〕 В.Г.Задорожный，《国外金属矿选矿》，1966 No. 3，8～12页。

〔54〕 金兹堡，《稀有元素矿床地质》，第3辑，中国工业出版社，1965年。

〔55〕 冶金部有色司编，《重选厂生产经验》，冶金工业出版社，1959年。

〔56〕 罗荣昌，“独居石与锆英石优先浮选的研究”，《中南矿冶学院学报》，第四卷第2期，1959年12月。

〔57〕 И.Н.Плаксин等，《国外金属矿选矿》，1964 No.5，18～23页。

〔58〕 H.Mathiak，《国外金属矿选矿》，1964 No. 2，13页。

〔59〕 中南矿冶学院和东北工学院合编，《浮选》，冶金工业出版社，1960年。

〔60〕 冶金部情报标准研究所编，《国外金属矿山》，冶金工业出版社，1973年5月。

〔61〕 А.Д.Багатов，《国外金属矿选矿》，1973 No. 3，23～30页。

〔62〕 С.И.Полькин，《Флотация руд редких металлов и олова》，Государственное научно-техническое издательство，1960.

〔63〕 О.С.Богданов，А.К.Поднек，《Вопросы теории и технологии Флотации》，Ленинград，1959.

〔64〕 М.А.Фишман，《Практика обогащения руд цветных и редких металлов》Ⅳ，1963.

〔65〕 《Реферативный Ж. Горное дело》，62-4д 188.

〔66〕 《Реферативный Ж. Горное дело》，62-6д 93.

〔67〕 К.А.Разумов，Син-Вей-Цжун，《Изв.Вуз,Горный Журнал》，1962 No.6，178～182.

〔68〕 В.И.Богданов и Син Вей-Цжун，《Обогащение руд》，1961 No.6，35～38.

(69) И.Н.Плаксин, «Изв. Вуз, Горный Журнал» , 1962 No.5, 187～190.

(70) К.А.Разумов, Син Вей-Цжун, «Обогащение руд», 1962 No.3, 3～5.

(71) М.Я.Ямпольская, «Цветная металлургия», 1968 No.2, 15～18.

(72) Т.Б.Найфонов, С.И.Полькин, «Цветная металлургия», 1965 No.4, 45～47.

(73) Л.А.Грекулова, «Цветная металлургия», 1963 No.19, 12～17.

(74) Н.Ф.Олофинский, «Электрические методы Обогащения», Государственное научно-техническое Издательство, 1962.

(75) В.И.Кармазин, «Цветные Металлы», 1965 No.11, 58～59.

(76) И.Н.Плаксин, Э.А.Шрадер, «О взаимодействии флотационных реагентов с некоторыми несульфидными минералами редких металлов», Издательство "Наука" , 1967.

(77) С.И.Полькин, В.И.Жаворонок, «Цветные металлы», 1965 No.11, 51～52.

(78) С.И.Полькин, Ю.А.Бюков, Г.М.Щаповалов, «Флотация пирохлора и циркона», ЦИИН Цветмет, 1959.

(79) М.П.Потехина, «Изв.Вуз, Цветная металлургия», 1965 No.4, 29～33.

(80) И.Н.Плаксин, Э.А.Шрадер, «Флотационные свойства минералов редких металлов», Издательство "наука" , 1965.

(81) С.И.Полькин, «Цветные металлы», 1963 No. 1, 82～87.

(82) В.Г.Деркоч, «Специальные методы обогащения полезных и скопаемых», Издательство "наука" , Москва, 1966.

(83) М.Э.Эйгелес, «Бюллетень цветной металлургии», 1960 No.8, 24～26.

(84) В.П.Кузнецов, М.А.Эйгелес, «Цветная металлургия» ЦИИН, 1963 No.1, 18～21.

(85) С.Н.Росоовский, «Цветная металлургия» ЦИИН, 1964 No.2, 11～13.

(86) В.И.Авлюков, «Цветная металлургия» ЦИИН, 1963 No.4, 19～20.

(87) В.Г.Задорожный, «Цветные металлы», 1968 No.4, 13～15.

〔88〕 П.Д.Белогой, «Цветные металлы», 1968 No.5, 17～19.
〔89〕 А.Г.Тищенко, «Цветные металлы», 1969 No.4, 34～35.
〔90〕 С.М.Бучельников, «Обогащение руд», 1960 No.3.
〔91〕 Т.Б.Найфонов, «Цветная металлургия», 1966 No.6, 6～11.
〔92〕 Я.М.Гольмшток, «Цветная металлургия», 1969 No.3, 16～19.
〔93〕 А.А.Никитин, «Цветные металлы», 1963 No.2, 8～14.
〔94〕 Б.В.Койбаш, «Цветные металлы», 1970 No.1, 93～94.
〔95〕 «Р.Ж.М», 1968 No.6, 6Г57.
〔96〕 A.Hegarty, «The Mining Magazine», 1963, vol 108, No.4, 202～204.
〔97〕 J.S.Browning, «Mining Engineering», 1961, vol 13, No.7,706～708.
〔98〕 «E/MJ», 1967. 2, 132～134.
〔99〕 A.C.Daman, «Moden Mineral Processing flowsheet», Denver equipment company, Denver, Colorado.
〔100〕 J.S.Browning, J.L.Mcvay, «Mines Bureau Report of Investigations», No.5729, 1961.
〔101〕 «Chemical Week», 1966, v98, No.20, 42～43.
〔102〕 J.S.Browning, «Mines Bureau Report of Investigations», 5750, 1961.
〔103〕 J.L.Mcvay, «Mines Bureau Report of Investigations», No.6070, 1962.
〔104〕 J.S.Browning, 美国专利3,028,008, 1962.
〔105〕 «Р.Ж.М», 1972 No.3, 3Г88.
〔106〕 «Mining Congress Journal», 1959 vol 45, No.8, 82～83.
〔107〕 «E/MJ», 1969, vol 170, No.3, 104～161.
〔108〕 «Mining Congress Journal», 1967 vol 53, No.6, 6.
〔109〕 «Р.Ж.М», 1968 No.9, 9Г120.
〔110〕 «Р.Ж.М», 1968 No.8, 8В93.
〔111〕 А.А.Тиунов, «Цветные металлы», 1972 No.8, 82～83.
〔112〕 «Р.Ж.М», 1971 No.9, 9Г169.
〔113〕 北京矿冶研究院, 《国外金属矿选矿现状》, 1971.4.

〔114〕 《国外稀有金属》，1972 No.8.
〔115〕 «Р.Ж.М»1971 No.9，9Г 170.
〔116〕 中国科学院情报研究所重庆分所，《国外钒钛》，第一辑，1972.10，8～21页。
〔117〕 冶金部情报标准研究所，《国外选矿技术》，1971.5，32～34页。
〔118〕 北京矿冶研究院，《国外浮选药剂生产和研究概况》，1972.3.
〔119〕 «Р.Ж.М»，1972 No.3，3Г103.
〔120〕 Н.А.Доронин，«Цветные Металлы»，1971 No.1，51～53.
〔121〕 R.B.Tippin，J.S.Browning，«Bureau of Mines Report of Investigations» No.7379，1970.
〔122〕 Н.Ф.Олофинский，«Электрические методы обогащения»，Издательство "недра"，Москва 1970.
〔123〕 中国科学院贵阳地球化学研究所编，《稀有元素矿物鉴定手册》，科学出版社，1972年。
〔124〕 《国外稀有金属》，1973 No.4.
〔125〕 冶金部情报标准研究所，《国外有色金属统计》，1971年。
〔126〕 《国外稀有金属》，1973 No.2。
〔127〕 《矿产工业要求参考手册》，地质出版社，1972年12月。
〔128〕 K.V.Viswanathan，«The Mining Magazine»，1965 vol 113，No.1，17～23.