

金矿石选矿技术

第一章 重选法

重力选矿法(简称重选)是按矿粒在密度和粒度上的差异而进行分选的方法。但重选效果的好坏,不仅取决于矿粒的密度和粒度,还与介质的密度有关。下式可近似地评定按密度分选的难易程度。

$$e = \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta}$$

式中: δ_2 ——有用矿物的密度;
 δ_1 ——脉石矿物的密度;
 Δ ——介质的密度。

按上式的比值,可把矿粒按密度分选的难易程度分成五个等级,如表 4-1-1 所列。

表 4-1-1 按密度分选矿粒的难易程度

$\frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta}$	> 2.5	2.5 ~ 1.75	1.75 ~ 1.5	1.5 ~ 1.25	< 1.25
分选难易度	极容易	容易	中等	困难	极困难

第一节 金的重选

由于金元素的密度为 19.3g/cm³,而其脉石矿物的密度一般为 2.6g/cm³,因此,采用重选方法极易将它们分开。

重选法是砂金选矿的最基本方法。砂里淘金就是用重选法从砂金矿中回收金。由于金密度大,在各类重选法中,金总是从各种介质流中沉降下来,而泥砂则被冲走。砂金选矿中,采用跳汰选矿、摇床选矿、溜槽选矿、螺旋选矿机等都能很有效地回收金。

重选法也是从脉金矿石中选别金的一种有效手段。例如,对金粒嵌布较粗的金矿石,当其磨矿细度达到金与脉石充分解离后,只用溜槽或摇床等重选设备处理,金回收率就可达 70% 以上。重选法如与浮选、混汞、氰化等方法联合使用,不仅能处理各类含金矿石,而且能提高金的回收指标。例如,对含多金属矿石的处理,多以浮选为主,但当矿石中含有粗粒金时,必须在浮选前采用跳汰等重选设备进行处理,以避免在以后的选别作业中造成金的损失。溜槽、摇床等重选设备还常常用来处理浮选尾矿和混汞尾矿,通过扫选可以回收难以浮选和难以混汞的含金重金属矿物,使金的回收率得到很大提高。

在重选过程中,矿粒是在流动的介质(如水)中进行运动的。介质的流动方式有连续上升流、间断上升流、上下交变流、近于倾斜的水平流。每种重力选矿法都不是一种介质

流起作用,而是几种介质流和某种机械作用互相配合完成分选过程的。例如,在跳汰选矿过程中,上下交变介质流起矿粒分选作用、水平介质流起尾矿排出作用;在摇床和溜槽选矿过程中,主要的介质流为水平流和倾斜流,但在挡板间形成的上升水流却起着重要的矿粒分选作用。

重选过程除在重力场中进行外,某些分选过程中亦可在离心力场中进行。离心力的利用可以大大强化分选过程,离心选矿机已在工业上用来回收微粒物料。此外,利用离心力作用原理改善水力分级设备(如水力旋流器)和重介质选矿设备在生产实践中也已付诸使用。

第二节 金的重选设备与方法

金的重选是通过各种重选设备完成的,已经使用过的重选设备类型可以说不计其数,比较普遍的有:

- (1)溜槽;
- (2)淘金摇动槽;
- (3)跳汰机;
- (4)螺旋选矿机;
- (5)摇床;
- (6)离心选矿机;
- (7)干式选矿机。

各种重选设备都对其所处理的物料有一定的粒度范围要求,超过和低于这个粒度范围,将得不到好的选别效果。因此,物料在入选前,必须进行分级。重选过程中,常用的筛分分级设备有固定格筛、振动筛、转筒筛和弧形筛等。

大于 2mm 的物料,多采用筛分的方法进行分级。如砂金矿的矿砂在进入溜槽选矿之前,要用固定格筛或振动筛进行筛分,把大于 15~20mm 的砾石筛出;在采金船上则用转筒筛把大于 10~20mm 的砾石筛出。脉金矿的磨矿产品如需用跳汰机选别时,可用振动筛进行分级,使小于 3~5mm 的矿粒进入跳汰机,而大于 3~5mm 的矿粒则返回磨矿机再磨。

小于 2mm 的物料分级,一般都采用水力分级机。选矿过程中所用的水力分级机有如下几种形式。

(1)上升水流水力分级机 这种设备又分为自由沉降式和干涉沉降式两种。在重选之前,用这类分级机可将物料按等沉比分成不同级别,以利选矿。

(2)圆锥分级机 用于事先将入选物料分成矿砂和矿泥以利于选矿,也可用于脱水。

(3)离心式分级机(水力旋流器) 用于微细级别的分级或者脱泥、脱水。

(4)机械分级机 在磨矿循环中作为预先筛分或控制分级。

按重选设备,重选方法主要有如下几种。

一、跳汰机选矿

跳汰机选矿是矿粒在垂直变速介质流(即水流)中按密度进行分选的过程。垂直介质流的基本形式有三种:间断上升介质流、间断下降介质流及上升和下降交变介质流。现代跳汰机主要是采用上升和下降交变的介质流。

跳汰机按产生上下交变介质流的方法,分为动筛式和定筛式。目前国内生产的定筛式跳汰机,按介质鼓动机构的形式又分为隔膜式和活塞式两种。用于金属矿选别的多为隔膜式跳汰机。

跳汰机的应用已有悠久的历史,至今仍然是主要的重选设备之一。当处理金粒嵌布不均匀的脉金矿时,将球磨机排矿给入跳汰机,以便及早捕收粗粒金。用溜槽选别砂金矿时,溜槽的重砂精矿也可用跳汰机精选。在现代化大型采金船上,跳汰机已成为主要的选金设备,可直接从矿砂中回收单体金。

跳汰机选矿具有选别效果好,处理能力大,处理粒度级别宽,占用厂房面积小,结构坚固,便于操作和维修等优点。用跳汰机处理金属矿的最大粒度范围为 $50 \sim 0.1\text{mm}$,适宜给矿粒度界限为 $20 \sim 0.2\text{mm}$ 。

二、摇床选矿

摇床是在水平介质流中进行选矿的设备。分选过程发生在一个具有宽阔表面的倾斜床面上。通过床面上水流的分层作用和床面摇动时的析离分层作用,使矿粒分层并发生横向和纵向运动,使密度不同的矿粒在水流及床面的摇动作用下,分别从床面不同区间排出,达到分选的目的。

摇床是选别细粒级物料时应用最广的一种重力选矿设备。摇床的富集比高,可达100以上,它能直接获得最终精矿和分出最终尾矿。另外,矿粒在摇床床面上呈扇形分布,可根据需要接取多种产品。

摇床给矿粒度为 3mm 以下。由于给矿粒度小,矿粒直径和形状对选别效果影响很大,所以,摇床的给矿必须经过预先分级。

摇床根据所选别的矿石粒度不同,可分为粗砂床(大于 0.5mm)、细砂床($0.5 \sim 0.074\text{mm}$)和矿泥床($0.074 \sim 0.037\text{mm}$)三种。

摇床在黄金矿山应用很普遍。砂金矿用溜槽或跳汰机粗选所得的粗精矿,多用摇床进行精选,其作业回收率可达90%以上。处理脉金矿石,摇床可作为粗选设备选出一部分含金精矿,也可作为扫选设备选别混汞和浮选尾矿,能获得部分低品位含金精矿。

摇床的缺点是处理能力低,所需台数多,占地面积大。为此,我国某些矿山采用多层摇床取得了较好结果。

三、溜槽选矿

溜槽选矿是利用矿粒在倾斜介质流中运动状态的差异来进行分选的一种方法。

溜槽是一个较缓倾斜的狭长斜槽,其倾角一般为 $3^\circ \sim 4^\circ$,最大不超过 $14^\circ \sim 16^\circ$ 。槽底

铺有挡板或粗糙的软覆面。原矿随水流从槽头给入,顺槽底向下运动,在运动过程中发生分选作用。密度、粒度及形状不同的矿粒,在重力和水流的联合作用下进行分层:大密度矿粒沉降于槽底的挡板格条间,或被滞留于粗糙覆面上,小密度矿粒则随水流自溜槽末端排出。当槽底大密度矿粒沉积到一定高度时,则停止给矿,把它清理出来。因此,溜槽选矿为间歇作业。

溜槽是一种最简单的重力选矿设备。它的分选效果较差,只有在原矿中有用矿物密度较大(大于 $6.6\text{g}/\text{cm}^3$)或有用矿物和脉石的密度差较大时,溜槽选别方能有效。所以溜槽常用于金、铂及锡、镍等砂矿的分选。在溜槽的大密度沉砂中夹杂的小密度矿粒较多,因此,溜槽多用于低品位矿砂的粗选作业。此外,清理溜槽沉砂须消耗大量劳动力和时间,效率较低,近年来有被跳汰机和螺旋选矿机取代的趋势。

溜槽根据槽底敷设物之不同,分为挡板溜槽和软覆面溜槽。前者适于处理粗粒级物料,又称粗砂溜槽;后者适于处理细粒级物料,所以又称矿泥溜槽。

溜槽可回收 0.05mm 以上的重矿粒,选别金、铂时回收率可达 $60\% \sim 90\%$ 。

溜槽目前仍是我国砂金矿选矿的主要设备。

四、螺旋选矿机选矿

螺旋选矿机是利用重力、摩擦力、离心力和水流的综合作用,使矿粒按密度、粒度、形状分离的一种斜槽选矿设备。它的特点是整个斜槽在垂直方向弯曲成螺旋状。

螺旋选矿机由螺旋溜槽、支架、截取器和给水管构成。从斜槽上端给入的矿浆,沿斜槽以螺旋线状向下流动。在流动过程中,矿粒进行分层。小密度大矿粒分布在螺旋槽的外缘,大密度细矿粒分布在螺旋槽的内侧。分层后的重产物利用截取器由内侧槽底的排料口(一般有 $2 \sim 4$ 个)排出。轻产物则由螺旋槽的末端排出。

螺旋选矿机选矿历史较短,但由于它具有很多优点,目前已得到广泛应用。实践证明,螺旋选矿机在一定条件下不仅可以代替溜槽、跳汰机、摇床选别砂矿,而且还是从浮选尾矿中回收密度大于 $4\text{g}/\text{cm}^3$ 的有用矿物的有效设备。如我国山东旧店、南墅、付家、下丁家金矿利用GL ϕ 400螺旋溜槽对浮选尾矿进行一次重选,将含金褐铁矿、结合体、包裹体等重矿物选到重选精矿中,再将此精矿返回球磨机中再磨、再选,从而降低了尾矿品位,提高了金的总回收率。

螺旋选矿机按单位面积计算的处理能力比摇床大10倍,比跳汰机大1倍。选别砂矿时,富集比可达10倍,作业回收率为 $90\% \sim 95\%$,比溜槽选别指标优越。给矿粒度较宽($6 \sim 0.05\text{mm}$),给矿液固比范围为 $6 \sim 12:1$ 。此外,结构简单、制造容易、没有传动件、不消耗动力。其缺点是对于 6mm 以上和 0.05mm 以下的物料及含有扁平状脉石的物料选别指标较差。

由于螺旋选矿机比溜槽处理能力大,选别效果好,体力劳动强度小,国外已普遍用于选别砂金矿,前苏联用它代替采金船上的粗选溜槽,金回收率可达 $96.5\% \sim 98\%$ 。

五、尼尔森(Knelson)选矿机选矿

尼尔森选矿机是一种新一代的离心选矿机。离心选矿机原设计是针对这样一个问题而发明的,即找出一个增加重力的方法,使之能够获得较高的处理量和较好的按密度分级。但问题是,随着重力作用的增大,由于富集层过早地堵塞,设备的有效工作时间大大缩短。这样也会造成金的严重损失。例如,转筒式离心机,在 300 倍重力加速度下工作,必须保持矿浆临界浓度为 15%,给料粒度小于 30 目。因此,该设备只在有限的时间内分选性能良好,超过 15min,金便开始进入尾矿。能长时间工作而不发生堵塞的第一台只有单壁的离心选矿机是一种筒式离心机,它可在 5 倍重力加速度下工作。这种离心机的问题是所产出的精矿量相对处理量来说非常大。由于重力小,密度相近的物料分级不好。所以,离心选矿机一直未得到很好利用。

80 年代末, Knelson 金选矿机公司解决了增加转筒离心机的离心力同时又保持富集层流态化问题,从而拓宽了操作性能,并能捕集特别细粒的金。Knelson 选矿机重力被确定为 60 倍重力加速度,其余方面随时间推移而不同。目前,已有 60 多个国家使用共计 800 多台尼尔森选矿机。

Knelson 选矿机有如下类型。

(1) 标准型 Knelson 选矿机(KC): 该机结构见图 4-1-1, 它可产生 60 倍重力加速度,可按密度对 6mm 或更小的给料分级。给料借重力通过一个竖管给至选矿机动锥底部。给料作为矿浆只需有足够的水进行输送,其浓度从 0~70% 均可被处理,而不会对操作效率有任何有害影响。富集持续时间是给料品位和给料时间的函数,富集比非常大,实际产出精矿量很少,可达到冶炼厂要求的品位。标准 KC 机是间歇式工作离心机,操作简单,作业时可以进行清洗,维修量很小。

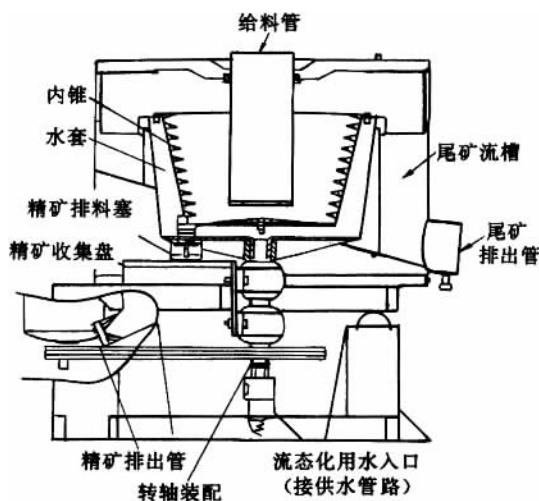


图 4-1-1 75cm 标准型 Knelson 选矿机

(2) 中心排料型 Knelson 选矿机(CD): 该机型(见图 4-1-2)与标准型相比,只是有了

三项重要革新 选矿锥的形状、动锥下面加装了一个双用途的轂盘、锥内给料点下面加装了一个导流板。CD 机全部自动化操作 ,可并入任何一个现有计算机化的回路。CD 系列排出精矿可自动完成 ,只需不到 2min。

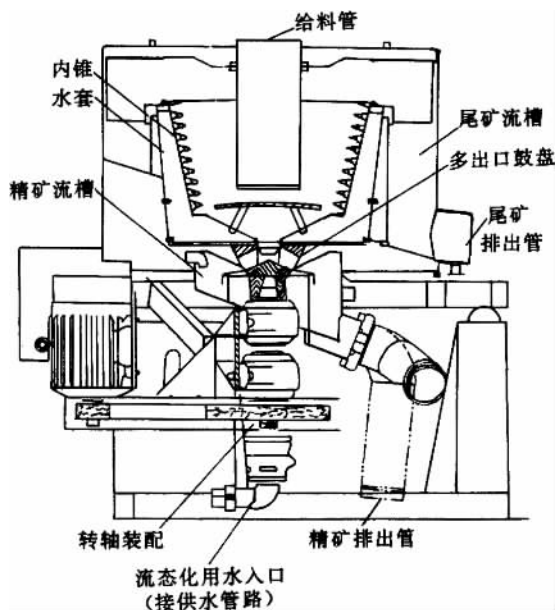


图 4-1-2 75cm Knelson 中心排料型选矿机

(3) 可变排料型选矿机 :是一种最新研制成的可连续操作的 Knelson 选矿机 ,专为贱金属和煤炭工业而设计的。

新一代的 Knelson 选矿机(KC)可布置在紧靠磨矿回路的旋流器回路的沉砂的下游 ,用于取代一系列其他重选设备 ,因为该机有效处理粒度范围很宽 ,可接受粒度小于 6mm 的任何给料而不会对回收率产生不利影响 ,而且可大大提高富集比。

该机具有如下优点 :提高了磨机碾平的金(包括摇床通常损失的金)的回收率 ;降低浮选和(或)浸出回路的给料品位 ;提高浸出速度 ;减少溶液和固体残渣量 ;提高选厂的总回收率。

第三节 重选法回收金的一些特点

为了从矿石中回收游离的自然金 ,广泛采用了各种重选方法。但游离的自然金粒有着颇为多种多样的形状 ,在矿石准备过程中 ,这些金颗粒的形状会发生很大变化 ,不仅增加了从矿石中回收金属的难度 ,而且在制定选矿工艺流程时还需采取一些特殊的途径。

一、金粒的解离与形变

自然金的解离过程中 ,最容易解离的是粗粒(大于 0.4 ~ 0.5mm)的页片状颗粒 ,在破碎到小于 10(20)mm 粒度后 ,它的解离度超过 65% ~ 70%。粗料(大于 0.2 ~ 0.4mm)自

形、细粒($0.05 \sim 0.2\text{mm}$)自形和页片状的金,相应地磨细到小于 1.0 和 0.5mm 时,它们大部分都能被解离。解离最差的是那些不规则形状的颗粒及它们的集合体——块状的、树枝状的、阿米巴状的、杂揉网状和伸长状的、以及所有的细粒(小于 0.05mm)和微细粒(小于 0.001mm)金的变种,对于它们来说都必须细磨到小于 0.2mm 甚至更细的粒度。

在矿石细磨过程中自然金颗粒的外形和粒度组成会发生很大变化,并同时出现下述两个过程。

(1)揉搓、弯曲、辊压、成球,导致形成了圆形的、块状的或压皱的、弯斜的金粒,就外观来说接近等轴晶形状。

(2)细磨过程中,细粒金(小于 0.2mm)形状变化不大,而粗粒金,特别是碾平的金粒形状变化很大,出现重锻现象,即开始发生自然碾平金粒的等轴化作用,然后使它压扁成鳞片状。

等轴和碾平金粒的数量比例,取决于它们的组成和形状,以及取决于碎解方法。

二、碎解方法的选择

电脉冲碎解法是唯一一种不破坏金粒形状的碎解矿石的方法。在棒磨机中研磨矿石时,较粗金粒数量增加,这与它们的碾平作用有关。在惯性圆锥破碎机中破碎时(干法和湿法),以及在辊式破碎机中破碎时,金粒优先被等轴化,因此最大的分布值就往较细粒级的方向移动。

因此,在矿石中存在粗粒自然金(大于 0.5mm)的情况下,使用辊式破碎机或惯性圆锥破碎机进行细碎比较合理。

三、重选方法的选择

为了确保能最大限度地回收矿石准备回路中的最粗粒金,可采用跳汰机、水力捕集器和 Knelson 离心选矿机等设备,以便在工艺过程的开头几道工序中分离出粗粒金和中等尺寸的金颗粒。

中等粒度($-0.5 + 0.2\text{mm}$)的等轴晶形状的金颗粒,可通过螺旋选矿机和圆锥选矿机、跳汰机、摇床、各种型号的离心选矿机、流槽和溜槽有效地回收。但存在有碾平的颗粒时,特别是碾平系数(颗粒的最大折算直径与最小厚度值之比)大于 10 时,会导致金在粗选循环中的损失。对存在碾平颗粒(甚至是中等尺寸的)最敏感的是螺旋选矿机、圆锥选矿机、跳汰机,其次是流槽和溜槽。摇床在装料量适中时能有效回收中等尺寸和碾平系数直至达到 $50 \sim 60$ 的颗粒。

重选分离最为复杂的一个问题就是回收小于 0.07mm 的微细颗粒,它们用跳汰机、螺旋选矿机和圆锥选矿机的回收效果都不太令人满意。矿泥摇床和 Mozley 多层溜槽可回收细至 0.015mm 的金颗粒,但这些设备的处理能力很小。对微细金粒,采用 Knelson 型选矿机能取得很好的效果。

综上所述,矿石初步处理的主要任务是获取贫的最终尾矿。为此,作为主要的选矿设备比较合理的是,首选应选用螺旋选矿机和螺旋溜槽、圆锥选矿机。当被磨矿石中存在有

细粒自然金时,无论在粗选还是扫选作业中,为提高金回收率,都可采用 Knelson 型选矿机。

在精选作业中,为获取富的金精矿,在去除混汞作业的情况下,可建议采取以下措施:

(1)对较粗粒的金,采用摇床以获取含 60% ~ 80% 金的精矿。

(2)对中等和较细粒的金,采用较小尺寸(例如 $\phi 9\text{cm}$)的 Knelson 型选矿机,以分离出适于直接熔炼的、含 10% ~ 15% 金的精矿;

(3)对微细粒金和连生体,采用多重重力分选机或 Mexallodp 型水力分选机,以获取含 1% ~ 10% 金的产品;

(4)精选中矿应作冶金处理或进行氰化浸出。

第二章 浮选法

浮游选矿简称浮选,系根据矿物表面物理化学性质的不同,对磨碎的固体矿物进行湿式选别的一种方法。现在工业上普遍应用的浮选法实质上是泡沫浮选法。它的特点是在矿浆中添加化学添加剂,并通入空气,经强力搅拌产生气泡后将相关矿物附着在气泡上,从而达到分离的效果。

第一节 浮选过程

浮选过程一般包括如下几个基本阶段。

(1)浮选前矿石应磨到一定粒度。其目的是使有用矿物和脉石达到单体解离,同时控制粒度,使其适合于浮选的要求。

(2)制备矿浆。包括调整矿浆浓度,加入浮选药剂,调整矿浆酸碱度,消除有害浮选过程的离子,改变矿物表面性质,使之满足入选要求的条件。

(3)往浮选机中引入空气,形成大量气泡,矿粒向气泡附着,并随同气泡一起浮到矿浆表面形成泡沫层。

(4)刮出漂浮的泡沫产物,从而达到浮选的目的。

正常情况下,浮选的泡沫产物作为精矿产出。但有时也可以将脉石矿物浮入泡沫产物中,而将有用矿物留在矿浆中作为精矿排出。这种与正常浮选相反的浮选过程称为反浮选。

对于多金属矿石的浮选有两种方法。一种是将其中的有用矿物依次选入泡沫产品中,叫做优先浮选。另一种是将所有的有用矿物同时选入泡沫产品中,然后再把混合精矿中的有用矿物逐一分开,叫做混合浮选。

第二节 浮选药剂

在浮选过程中添加各种浮选药剂是为了改变矿物表面的浮选性质。其具体作用是:提高或降低矿粒的可浮性,加强空气在矿浆中的弥散程度,增加泡沫的稳定性,改善浮选矿浆的性质,消除危害浮选过程的离子,以保证浮选过程的顺利进行。根据作用性质的不同,浮选药剂一般可分为三大类:捕收剂、起泡剂和调整剂。其中调整剂又可分为活化剂、抑制剂和 pH 调整剂等。

一、捕收剂

捕收剂是一种能与矿物表面发生作用的有机药剂,它能在有用矿物表面上形成疏水

薄膜,有利于矿粒与气泡附着而起捕集作用,使目的矿物从脉石矿物中分离出来。实际上,捕收剂扩大了矿物之间润湿性的差异,其结果提高了不易润湿矿物的可浮性,并吸附在气泡上随气泡上升到矿浆的表面。

捕收剂分子是一种异极性分子,它的一端为极性基,另一端为非极性基。当药剂与矿粒表面作用时,极性基吸附在矿物表面上,而非极性基朝向外,从而减弱了水分子对矿物表面的亲和力,提高了矿物表面的疏水性。根据药剂与矿物表面作用的极性基不同,捕收剂可分为:硫化化合物类、烃基酸类、胺类和油类捕收剂。前两类捕收剂是阴离子的极性基与矿物表面作用,叫做阴离子捕收剂。第三类是阳离子的极性基与矿物表面作用,叫做阳离子捕收剂。第四类是一种非极性的油类。

硫化化合物类捕收剂主要有黄药、黑药、硫醇等,常用于浮选自然金属、有色金属硫化物矿和硫化物的氧化矿。烃基酸类捕收剂主要有油酸、氧化石蜡皂等,常用于浮选氧化矿、碱土金属矿、硅酸盐矿等。胺类捕收剂主要用于浮选石英和铝硅酸盐矿石。油类捕收剂包括煤油、变压器油、太阳油等,用来浮选具有自然疏水性的矿物,如辉钼矿、石墨、自然硫等,也可作辅助捕收剂浮选自然金。

选金厂常用的捕收剂有黄药、黑药、铵黑药等。

二、起泡剂

浮选时泡沫是矿粒上浮的媒介。泡沫是空气在液体中分散后的许多气泡的集合体。

在浮选矿浆中加入起泡剂的目的是使气泡形成大量而稳定的泡沫,作为分选可浮性与不可浮性矿物的浮游媒介。其作用原理在于它能降低水与空气界面的表面张力,使吸入的空气以气泡形式通过矿浆上升,并在矿浆表面上聚集。

选金厂常用的起泡剂有2号油、樟油、重吡啶、甲酚酸等。其中以2号油应用最广泛。

三、调整剂

在浮选过程中,调整剂的作用主要是为了改变矿物表面性质,提高浮选过程的选择性,加强捕收剂的效能,改善矿浆的浮选条件。根据药剂的作用性质不同,调整剂又可分为活性剂、抑制剂和pH调整剂。

1. 抑制剂

抑制剂能够在矿物表面生成亲水性薄膜,阻止捕收剂与矿物表面相互作用,从而降低矿物的可浮性。因此,抑制剂的作用是暂时性或永久性地抑制某些矿物浮游,而不抑制迅速浮选的目的矿物,故有时也叫抑止剂。

选金厂常用的金属矿物抑制剂有:石灰、氰化物、硫化钠、重铬酸盐。脉石矿物抑制剂有:水玻璃、淀粉、糊精等。

石灰是一种常用的介质调整剂,又是矿泥的团聚剂和黄铁矿的有效抑制剂,并且对金也有一定的抑制作用。

硅酸钠、淀粉、糊精是含金石英脉矿石常用的脉石抑制剂。用于精选作业,可提高金精矿质量。氰化物是黄铁矿、硫化锌及各种硫化铜矿物常用的抑制剂。使用时,常与石灰

或硫酸锌一起添加,效果很好。但氰化物不仅对金有强烈抑制作用,还能溶解金银等贵金属,所以在浮选含金的多金属矿,最好不用氰化物做抑制剂。

2. 活化剂

活化剂的作用是在矿物表面造成促使捕收剂附着的薄膜,提高矿物的浮游能力,去除矿物表面抑制性薄膜并恢复矿物原来的浮游活性。例如硫化钠可以在含金的氧化铜矿石表面生成一层金属硫化物薄膜,使难浮的氧化矿石变得比较好浮。又如硫酸可以除掉黄铁矿表面的氢氧化铁薄膜,露出硫化铁新鲜表面,便于捕收剂附着。

选金厂常用的活化剂有硫化钠、硝酸铅、醋酸铅、硫酸铜等。国外广泛应用二氧化硫气体作黄铁矿浮选的活化剂。有的活化剂兼有抑制性能,比如硫化钠既是含金氧化矿的活化剂,同时对自然金和各种硫化物矿物有抑制作用。因此,使用时要掌握好用量,不宜过大。最好分批添加。

3. 介质调整剂 介质调整剂主要调整矿浆 pH 值和调整其他药剂的作用活度、消除有害离子的影响、调整矿泥的分散和团聚。

矿浆 pH 往往直接或间接地影响矿物的可浮性。在一定条件下(药剂浓度、矿浆温度)矿物可浮与不可浮的 pH 值界线叫做临界 pH。矿物的临界 pH 随浮选条件的改变而改变。常用的碱性矿浆调整剂是石灰、碳酸钠、苛性钠。酸性矿浆调整剂是硫酸。金的浮选多在碱性矿浆中进行,因为在碱性矿浆中黄药不易分解,硫化物矿氧化速度慢,矿浆中可溶性盐的不利作用可以降低,对设备腐蚀性小。但是,有时也需要在酸性矿浆中浮选。比如,对于某些黄铁矿和磁黄铁矿矿石,在弱酸性矿浆中浮游能力比在碱性矿浆中要好;氰化尾矿的浮选多在 pH 为 6 的弱酸性矿浆中进行。

矿浆中常有许多来自矿石可溶性盐的有害离子,对浮选过程有很复杂的影响,并消耗各种药剂。为此,常用硫化钠、碱、苏打等使其生成难溶化合物沉淀。

矿物细泥对浮选过程干扰尤为显著,一方面,不同矿物彼此之间粘结,凝聚成团,破坏了整个浮选过程的选择性,使精矿质量降低;另一方面微细矿泥会大量吸附于有用矿物表面,形成矿泥薄膜,阻止药剂与矿粒表面接触,降低矿物的可浮性,影响回收率。此外,矿泥比表面积大,消耗大量药剂。对以上情况,除可以用机械分级办法将矿泥脱除外,还可添加分散剂消除矿泥的有害影响。如水玻璃、碳酸钠、硫化钠等能增强矿泥表面亲水性,加大微细颗粒彼此团聚的能力,从而减轻其絮凝和罩盖作用。这是改善浮选条件,提高细粒级选别回收率的有效途径。

我国选金厂常用浮选药剂列于表 4-2-1。

表 4-2-1 我国选金厂常用浮选药剂

药剂名称	用 途	用量 ($\text{g} \cdot \text{L}^{-1}$)	说 明
乙基黄药 ($\text{C}_2\text{H}_5\text{OCSSNa}$)	含金硫化物矿捕收剂	50 ~ 200	选择性较好
丁基黄药 ($\text{C}_4\text{H}_9\text{OCSSNa}$)	含金硫化物矿及氧化矿捕收剂	40 ~ 150	捕收性强

续表

药剂名称	用 途	用量 (g·L ⁻¹)	说 明
甲酚黑药 (CH ₃ ·C ₆ H ₄ O) ₂ PSSH	含金硫化物矿及氧化矿捕收剂	30 ~ 150	有起泡性能 ,选择性好 ,常与黄药共用
油酸 (R·COOH)	金铜氧化矿石捕收剂	100 ~ 300	选择性较差
丁基铵黑药 (C ₄ H ₉ O) ₂ PSSNH ₄	硫化物矿石辅助捕收剂	50 ~ 150	有较强起泡性能 ,可代替起泡剂使用
2 号油 (含 C ₁₀ H ₁₇ OH50%)	起泡剂	40 ~ 150	组成比较稳定
松油	起泡剂	40 ~ 150	组成与 2 号油相近 ,但不稳定
樟油	起泡剂 ,可代替松油使用	60 ~ 120	白樟油选择性好 ,蓝樟油兼有捕收能力
甲酚酸 (酚、甲酚、二甲酚混合物)	起泡剂	25 ~ 150	有毒 ,易燃 ,有腐蚀性
重吡啶 (吡啶、喹林等的混合物)	起泡剂	50 ~ 100	兼有捕收性能 ,选硫化物矿时可降低捕收剂用量
石灰 (CaO)	介质调整剂 ,强碱 , 对黄铁矿、金有抑制作用	1 ~ 10kg/t	使用时调成石灰乳 ,也可直接加入磨矿机
硫化钠 (Na ₂ S)	含金氧化矿石硫化剂 , 硫化物矿物抑制剂	20 ~ 200g/t 或 1 ~ 2kg/t	对金有抑制作用 ,分批添加效果好
碳酸钠 (Na ₂ CO ₃)	弱、中、碱性矿浆调整剂	100 ~ 1000 或更高	
硅酸钠(水玻璃) (Na ₂ SiO ₃)	硅酸盐及其他脉石矿物抑制剂 , 矿泥分散剂	酌情使用	
淀粉	含金矿石脉石抑制剂	500 ~ 2000	
糊精	含金矿石脉石抑制剂	100 ~ 300	
三号凝集剂	多用于精矿浓缩过滤作业	200g/m ³	商品系含 8% 聚丙烯酰胺胶状物
过氧化氢 (H ₂ O ₂)	在碱性矿浆中作黄铁矿、 方铅矿抑制剂		
硫酸 (H ₂ SO ₄)	黄铁矿抑制剂 ,酸性矿浆调整剂		
硝酸铅 [Pb(NO ₃) ₂]	用黄药浮选辉锑矿物的活化剂	200 ~ 700	
醋酸铅 [(Pb(CHCOO) ₂)]	用黄药浮选辉锑矿物的活化剂		
硫酸铜 (CuSO ₄)	辉锑矿、闪锌矿、黄铁矿活化剂	100 ~ 500	

续表

药剂名称	用 途	用量 (g·L ⁻¹)	说 明
硫酸锌 (ZnSO ₄)	闪锌矿抑制剂	100 ~ 400	在选金时 NaCN 与石灰合用抑制黄铁矿
氰化物 (NaCN)	硫化铁、硫化锌、硫化铜矿物抑制剂 ,对金有强抑制作用 ,溶解金	10 ~ 100	
重铬酸钾 (K ₂ Cr ₂ O ₇)	方铅矿、黄铁矿抑制剂		
亚硫酸钠 (Na ₂ S ₂ O ₃)	黄铁矿、方铅矿抑制剂	100	兼作介质调整剂
二氧化硫气体	含金黄铁矿的活化剂		

第三节 浮选设备

浮选机是完成浮选过程的主要设备。浮选机应具备工作连续、可靠、电耗少、耐磨、构造简单等良好机械性能 ,并具有充气作用、搅拌作用和调节作用的专门功能。

浮选机根据充气方式不同 ,基本上分两大类 :机械搅拌式和压气式。机械搅拌式浮选机通过叶轮(或棒轮)快速回转搅拌矿浆 ,利用负压从槽底部吸入外部空气对矿浆进行充气。压气式浮选机无机械搅拌装置 ,由安装在槽下部的充气器引入压力空气对矿浆充气并进行搅拌。

一、叶轮搅拌式浮选机

这是一种带有辐射式叶片的叶轮进行搅拌充气的浮选机。我国广泛应用的是国产XJK 型浮选机 ,其充气量大 ,生产能力大 ,检修方便。叶轮搅拌式浮选机与浮选柱比较 ,具有搅拌力强、药剂消耗少、可以处理粗颗粒密度大的矿粒、能适应复杂流程、应用范围广、指标较稳定等优点。缺点是构造复杂、功率消耗大、液面不稳定、充气量小等。

二、棒型浮选机

这是近年来研制成功的一种新型机械搅拌式浮选机。

棒型浮选机与 XJK 型浮选机比较 ,具有浮选速度快、效率高 ,用于混合浮选时单位容积处理能力大 ,适应性强 ,选别指标高 ,对于粗细粒级都能有效回收 ,特别是用于密度大、粒度粗的矿物选别时 ,能克服使用其他浮选机时的沉淀现象 ,能获得较高回收率指标 ;槽身浅、搅拌力强、充气量大、电力消耗省等优点。主要缺点是吸入槽结构复杂 ,维修不方便 ,分离浮选效果不如混合浮选好 ,由于有两个槽子 ,现场更改流程复杂。

三、浮选柱

浮选柱是一种深槽型压气式浮选机,其结构简单,主要由柱体和充气装置构成。

浮选柱已广泛用于选别有色金属硫化物矿、含金硫化物矿、铁矿以及煤、磷、萤石等非金属矿。浮选柱与机械搅拌式浮选机相比,其优点是:构造简单、制作容易、占地面积少、基建费用低、选矿富集比大、处理量较高、简化了工艺流程、维修、操作方便、易于自动控制、易损件少、耗电少。缺点是:工作不稳定、压缩空气耗量大、药剂用量较多、精矿品位较低、检修时造成金属流失。

最近研究证明,采用浮选柱有可能提高金的回收率,因为它的比较平静的矿浆液相能使选择性捕收剂达到更有效的应用,它们也有可能使调整剂(如氮气和二氧化硫)达到更有效应用。

四、泡沫浮选机

该类浮选机给矿是从上部引入到泡沫床,而不给入矿浆区。其特点是:浮游比较大的矿粒,在同样速度下处理量非常高,因此成本较低,尤其是功率消耗很低;由于可处理粗粒矿粒,因而磨矿和脱水费用大大降低,改变了回收率与浮选时间的关系,当停留时间增加时,回收率降低而品位增高,这与矿浆充气式浮选机的情况相反。

五、闪速浮选机

这是一种新型的 Skin - Air 充气刮泡式浮选槽,对金的浮选来说有重要意义,尤其是在尾矿未经氰化浸出(如铜-金矿石)的浮选厂应用中非常重要。由于金和某些金矿物的密度很大,这就意味着它们在磨矿分级回路中不断循环,磨到足够细度后才能排出旋流分级机外。与其他矿物一样,粒度很小,将影响浮选效果。在浮选回路中安装闪速浮选机使得单体金的回收得到改善,加药量较少,浮选速度加快。泡沫层的控制很重要,因为由于泡沫的负载量很高和精矿粒度较粗,会使泡沫的稳定性降低。

第四节 金的浮选特性

自然金粒通常多用重选法或混汞法回收。但由于金粒表面通常疏水,因此其可浮性,尤其是细粒金的可浮性对重选是极不利的因素。未被污染的适宜粒度的金,只用一种起泡剂就很易浮选。通常用于金浮选厂的黄药,与其他捕收剂联合使用可提高金的回收率。硫化物离子活化金的浮选,而铁离子则抑制金的浮选,胺类捕收剂也已在工业上用于金的浮选。实践证明,在有黄铁矿存在下,使用烷氧基或苯氧基羰基烷基硫代氨基甲酸酯和硫脲、二烷基或二芳基一硫代磷酸盐和—硫代膦酸酯、二氢咪唑和氨基苯硫酚等能提高金浮选的选择性。一硫代亚磷酸被证明能从贱金属硫化物矿中选择性浮选金。

但是,对于大多数与硫化物共生的金矿石来说,由于金粒细小,或被硫化物矿物包裹,或呈金的碲化物存在,浮选法多用于浮选含金硫化物精矿。浮选精矿可直接进行强化氰

化或经氧化预处理后再氰化浸出回收金。

当金与其他金属 ,如铜、铅、锌等伴生时 ,也通常采用浮选法 ,浮选精矿送火法冶炼厂处理 ,金则作为副产品回收。

对于高度氧化的矿石 ,一般情况下浮选效果不好。

第三章 混汞法

在矿浆中,金粒被汞选择性地润湿及形成合金,使其与其他金属矿物和脉石相分离,这种选金方法称为混汞法。

混汞法是一种古老而又普遍应用的方法,至今在黄金生产工业中仍占有很重要的地位。由于金在矿石中多呈游离状态出现,因此在各类含金矿石中都有一部分金粒可用混汞法回收。在通常情况下,经混汞处理适于混汞的脉金矿石,金的回收率约为 60% ~ 80%,尾矿中含金仍很高。为此,除砂矿床外,混汞法很少成为单独作业,它往往与其他方法组成联合流程,以提高金的回收率。实践证明,用混汞法在选金流程中提前拿出一部分金,可显著降低尾矿中金的损失。

混汞法提金工艺过程简单,操作容易,成本低廉。但由于汞的毒性,对操作人员和环境带来危害,从而影响了混汞法的应用。因此,该法的应用目前已受到严格限制。

第一节 混汞过程及影响因素

混汞法提金的理论基础,是基于液态金属汞对矿浆中金粒的选择性润湿(捕集),从而使之与其他金属矿物和脉石分离,随后汞向被捕集的金粒中扩散而生成汞齐(合金)。混汞后刮取工业汞膏,经洗涤、压滤,接着在蒸汞器中蒸镏汞剂,使汞挥发而获得海绵金,海绵金经熔铸得金锭。蒸汞时挥发的汞蒸气经冷凝回收后,可返回混汞作业。

混汞过程中,汞对金的润湿作用受金的粒度和单体解离程度、金与汞的成分、矿浆介质酸碱度、矿浆浓度和温度、矿物成分,以及混汞工艺配置、设备和操作条件等因素影响,其中主要影响因素有:

一、金的粒度和单体解离程度

金粒大小、形状、结构、连生体对混汞效果的影响,主要决定于金粒从包裹它的矿物中的解离程度,即磨矿粒度。混汞法作业的显著特点之一,是采用较高的矿浆浓度和较大的磨矿排矿粒度。一般来说,适于混汞的金粒在 $-1 \sim +0.1\text{mm}$ 之间,最大粒度不超过 0.15mm 。当金粒细小而又为矿泥或被膜覆盖时,混汞效果不好。在矿浆浓度大的条件下磨矿时, 0.03mm 以下的微细金粒易随矿浆流失,而不易与汞板上的汞形成汞齐,使回收率下降。

二、金粒的成分及表面状态

在所有金矿床中,砂金成色高于脉金成色。而脉金中,氧化带矿石中金的成色又高于原生带矿石中金的成色。

纯金表面亲汞疏水,最易被汞润湿。但自然金往往含银以及铜、铁、镍、铅、锌等杂质,杂质含量愈高,自然金粒的疏水性愈差,愈难被汞润湿。由于新鲜金粒表面最易被汞润湿,所以内混汞的金回收率一般高于外混汞的金回收率。

三、汞的成分及表面状态

实践表明,纯汞对金粒表面的润湿性能较差,而含有少量银及其他杂质的回收汞对金粒表面的润湿性能较好。但当重金属杂质在汞中含量过多时,就会在汞的表面浓集而大大降低汞的表面张力,使汞对金的润湿能力降低。汞中混入大量铜和铁时,会使汞变硬发脆,继而粉化。

汞中含过量贱金属会在其表面形成氧化膜。机油、矿泥会污染汞表面而形成油膜和泥膜。矿浆中的砷、锑、铋硫化物及黄铁矿等吸附于汞表面都会降低汞对金的润湿能力,其中以铁对汞表面的污染危害最大。

四、矿浆温度与浓度

矿浆温度过低,矿浆粘度大,表面张力增大,会降低汞对金粒表面的润湿性能。适当提高矿浆温度可提高混汞指标,但温度过高将使部分汞随矿浆而流失。一般混汞作业温度为 15°C 以上。

混汞的前提是使金粒能与汞接触,外混汞时的矿浆浓度不宜过大,一般应小于 $10\% \sim 25\%$ 。磨矿循环中的混汞矿浆浓度以 50% 左右为宜。内混汞的矿浆浓度因条件而异,一般应考虑磨矿效率,内混汞矿浆浓度一般高达 $60\% \sim 80\%$ 。碾盘机及捣矿机中进行内混汞的矿浆浓度一般为 $30\% \sim 50\%$ 。

五、矿浆的酸碱度

实践表明,在酸性介质中或氰化物溶液(浓度为 0.05%)中的混汞指标最好,由于酸性介质或氰化物溶液可清洗金粒表面及汞表面,可溶解其上的表面氧化膜。但酸性介质无法使矿泥凝聚,无法消除矿泥、可溶盐、机油及其他有机物的有害影响。在碱性介质中可改善混汞作业的条件,如用石灰作调整剂可使可溶盐沉淀,可消除油质的不良影响,还可使矿泥凝聚,降低矿浆粘度。一般混汞宜在 pH 为 $8 \sim 8.5$ 的弱碱性矿浆中进行。

第二节 混汞方法及设备

目前混汞有内混汞和外混汞两种方法。

一、内混汞法

内混汞是指在磨矿设备内,一边使矿石磨碎,一边混汞提金的方法。常用设备有碾盘机、捣矿机、混汞筒或专用的小型球磨机和棒磨机。

当含金矿石中铜、铅、锌矿物含量甚微,不含易使汞大量粉化的硫化物,金的嵌布粒度

较大时,常采用内混汞法处理。此外,砂金矿山常采用内混汞法使金与其他重矿物分离。

二、外混汞法

外混汞是指在磨矿设备之外,对矿石进行混汞提金的方法。常用的外混汞设备有混汞板、振动混汞板和不同结构的混汞机械。

外混汞在选金厂很少单独使用,往往与浮选、重选和氰化法联合使用。当金的嵌布粒度细,以浮选法或氰化法为主要提金方法时,一般采用外混汞提金,在球磨机磨矿循环、分级机溢流或浓密机溢流处装设混汞板,以回收单体自然金粒。此情况下,很少在磨矿机内进行内混汞。当处理含金多金属矿石时,外混汞主要用来捕收粗粒游离金。

第三节 汞膏处理

汞膏处理一般包括汞膏洗涤、压滤和蒸馏三个主要作业。

一、汞膏分离与洗涤

从混汞板、混汞溜槽、捣矿机和混汞筒获得的汞膏,尤其是从捕汞器和混汞筒得到的汞膏混杂有大量的重砂矿物、脉石及其他杂质,须经分离和洗涤后才能送去压滤。

从混汞板刮取的汞膏比较纯净,只需用水反复洗涤后就可送去压滤。

从混汞筒和捕汞器中获得的汞膏含有大量重砂矿物和脉石等杂质,通常先用短溜槽或陶金盘使汞膏和其他重矿物分离。国外较常采用混汞板、小型旋流器等各种机械淘洗混汞筒内产出的汞膏。此外,我国研制的重砂分离盘、国外的汞膏分离器也常用于对汞膏进行分离与洗涤。

二、汞膏压滤

汞膏压滤作业是为了除去洗净后的汞膏中的多余汞,以获得浓缩的固体汞膏(硬汞膏),故将此作业称为压汞。压汞作业可用气压或液压压滤机进行。金矿山常用螺杆压滤机、风动和水力压滤机。

三、汞膏蒸馏

由于汞的气化温度(356°C)远低于金的熔点(1063°C)和沸点(2860°C),常用蒸馏的方法使汞膏中的汞与金进行分离。

蒸汞设备类型因生产规模而异,小型矿山多用蒸馏罐,大型矿山多用蒸馏炉。

汞膏蒸馏产出的蒸馏渣称为海绵金,其含金量为 $60\% \sim 80\%$ (有时高达 $80\% \sim 90\%$),其中尚含少量汞、银、铜及其他金属。一般采用石墨坩埚于柴油或焦炭炉中熔炼成合质金。大型金矿山也可采用转炉或电炉熔炼海绵金。当海绵金中杂质含量高时,也可预先经酸浸、碱浸去除大量杂质,然后再熔炼铸锭。金银总量达 $70\% \sim 80\%$ 以上的海绵金可铸成合金板送去进行电解提纯。

第四章 石蜡法和煤—油团聚法

由于汞对人体和环境的危害,世界大多数金选冶厂已较少使用汞。加之,随着矿产资源的开发和利用,对难浸低品位金矿及老尾矿(重选尾矿、浮选尾矿、混汞尾矿等)的处理已成为急需解决的问题,尤其是金以微细粒形式存在的金矿,用常规重选法和浮选法金回收率不高。为此,人们都在寻求对环境无害并能取代混汞技术的新方法,其中石蜡法和煤—油团聚法已取得较好结果,有可能成为取代混汞法的有效提金方法。

第一节 石蜡法

石蜡法提金是基于在 70℃ 左右的矿浆中液态石蜡在金颗粒上选择性粘附,在随后冷却的矿浆中液态石蜡固化,金颗粒包含在固体石蜡相中而与其他矿物和脉石矿物分离。

石蜡是无毒、价格低廉和高度疏水性物质,其熔点 66.5℃,密度 0.8192 ~ 0.8243g/cm³,视粒度 31cps,疏水性 104.10。

该工艺试验在 25% 浓度的矿浆中进行,加热至 68℃,即稍高于石蜡熔点。在此温度下加入矿浆中的石蜡开始熔化,随后经搅拌使石蜡分散并使之与矿物接触。停止搅拌后金粒选择性附着在石蜡上。冷却至室温后,由于石蜡密度小,含金固体石蜡飘浮在矿浆表面而被分离,最后从中回收金。

该工艺过程简单,操作方便,成本低,不污染环境,适宜于回收单体解离的各种粒度的金。作为一种无污染提金技术,有可能替代混汞工艺。

第二节 煤—油团聚法

煤—油团聚法提金的基础是用油将亲油性的煤浸润而形成煤—油聚团。在一定酸度和充分搅拌的条件下,亲油的金颗粒从矿浆中有选择性地被俘获到煤—油团聚物中。这些团聚物可循环吸附新鲜矿浆中的金粒直至很高的载金量,然后同矿浆分离。载金聚团再用湿法或火法处理提金。

煤—油团聚工艺中起附聚金作用的是煤—油聚团。煤和油的选择影响聚团性质,也影响金的回收率。一般而言,要求煤的灰粉小于 7%,有较高的挥发分,且硬度较大。经试验以长焰煤和气煤较好。油以零号柴油、润滑油、变压器油等中性油较好。对油的要求是芳烃含量较高,一般在 23% 以上,密度约 0.84g/cm³,沸点在 200℃ 左右。

煤粉与油的合适比例是制团的关键,同时也影响金的回收率。煤和油比例不同,成团粒度不一样。用油量多则聚团粒度大,表面积小,附载金的能力弱。较小的、均匀的聚团能得到更高的聚金率。试验证明,一般聚团粒度以 30 ~ 60 目,最大粒度不超过 2mm 较好。

煤—油聚团的用量关系到金的回收率和工艺的经济指标,而且与矿石性质有关。煤—油聚团用量增加,金的回收率也随之增高,但最终趋于平衡。考虑到经济指标与产品载金量,一般选择聚团用量为矿样的 20% ~ 25%。

工艺过程中一般使用硅酸钠作为脉石抑制剂,以抑制聚团中夹杂的脉石灰粉,提高总体聚金效率。

工艺吸附装置和煤金聚团干燥焙烧装置是煤—油聚团提金新工艺实现工业应用的最核心设备。我国设计采用的是固—固—液体系抽吸式串级型搅拌吸附装置和偏心提升管凹型倾斜筛吸附床。

煤金聚团处理流程有干燥焙烧法和溶剂洗脱法。干燥焙烧法有间断操作方式和连续操作方式。连续干燥焙烧装置由进料器、回转窑、焙灰收集器、驱动装置、温度控制装置等组成。焙灰金损失小于 1%。溶剂洗脱工艺可将煤金聚团中的明金和连生体金洗脱下来,从而可减少煤金聚团中微细粒金的焙烧损失,但煤金聚团中的包体金仍需要用焙烧方法处理。最终获得的金灰进行非氰化浸出或直接熔炼。

煤—油聚团法具有如下特点:

(1)对于细粒金(小于 $5\mu\text{m}$)和大粒金(300 ~ $500\mu\text{m}$)均有较高的回收率,不仅能回收重选法不能回收的极细粒金,而较粗的金也可回收。

(2)该工艺可用于处理氰化法难以处理的渗透性差或含碳质高的低品位金矿。

(3)该工艺操作时间仅 30min,比炭浆法的 10 ~ 30h 要短得多。

(4)工艺流程短,投资费用低。

(5)药剂消耗少,生产成本低。

(6)该法不用氰化物和汞,可大大减轻对环境的污染。

实践证明,该工艺特别适应于回收单体解离金、连生金和微细粒金。工艺适应范围广,尤其对石英脉氧化矿、贫硫化物石英脉原生矿效果最佳,金回收率达 95% 以上。对金易解离的多金属低硫石英脉金矿适应性良好,并可代替混汞法回收明金。对一般低品位石英脉金矿和微细粒金的回收率达 80% 以上。

煤—油团聚法提金工艺流程如图 4-4-1 所示。

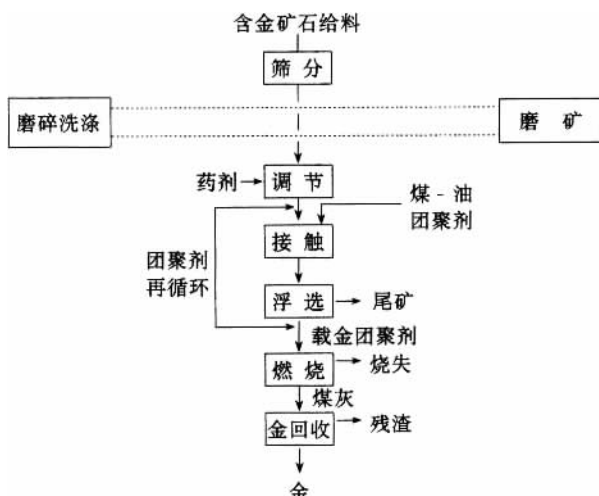


图 4-4-1 煤-油团聚法提金流程示意图

第五章 易处理金矿石的选矿技术

第一节 砂金矿的选矿实践

砂金矿的开采目前主要有两种:采金船开采和露天采场开采。而金的回收则主要采用重选法,有时也采用与混汞、浮选等相结合的方法。

一、采金船上的选金工艺

前苏联是最多采用采金船回收金的国家,采金船主要用于开采河谷砂矿和海滨砂矿,可装设通常的或深挖的、大斗容(大于 250L)、中斗容(210 ~ 150L)和小斗容(小于 150L)的挖掘机械。目前前苏联已有 600L 以上的采金船。

按照采金船上选别工艺流程,可将采金船分为溜槽型、跳汰机型、溜槽—跳汰机型、螺旋选矿机型等。

采用溜槽分选,粒度大于 0.25mm 的金回收率高,但对粒度较小的金不能保证达到要求的回收率。溜槽选矿时损失的金,70% ~ 80% 的粒度大于 0.063 ~ 1mm。

用跳汰机、螺旋选矿机和精选摇床能有效回收粒度为 0.1 ~ 0.25mm 的金。例如,当矿砂中金平均粒度为 0.5mm 时,跳汰机回收率比溜槽高 7% ~ 8%;平均粒度为 0.2mm 时高 15% ~ 20%。

目前,在 250L 以上采金船上,跳汰机已用作主要的工艺设备。用跳汰机回收粒级为 0.1 ~ 0.15mm 和更粗的金,回收率分别超过 90% 和 80%。

采金船上不论按任何工艺流程选别矿砂,其原则流程都包括碎散、分级、粗选和精选。

采金船上选别砂矿的流程,取决于松散沉积层内矿砂的粒度组成与物质成分,以及金的特征。

(一) 用溜槽选别矿砂的流程

1. 固定溜槽选别流程

目前,大部分采金船装设固定溜槽,其中少量是机械化的自动清洗溜槽。固定溜槽的槽配置成单层或双层。

在装有固定溜槽的采金船上,金的回收率可达 84%,具体情况同给矿量、浓度及入选矿砂中细粒金的含量有关(见表 4-5-1)。

表 4-5-1 采金船上固定溜槽的回收率

采金船斗容 /L	作 业 条 件			金 回 收 率/%	
	- 0.25mm 级别中 金的占有率/%	平均负荷 $\frac{\text{m}^3 \cdot (\text{m}^2 \cdot \text{h})^{-1}}$	液:固	横向溜槽	纵向溜槽
380	7.3	0.5	15:1	86.7	7.0
	6.1	0.7	13:1	88.0	4.4
	29.7	1.1	18:1	70.2	1.4
	10.4	0.7	14:1	83.3	6.8
	19.6	0.8	16:1	83.9	2.8
	19.7	0.5	15:1	71.2	4.3

矿砂中小于 0.25mm 的细粒金占总金含量的 7% 以下时 ,采金船上金的回收率为 88% ~ 93% ,而细粒金占 30% ~ 35% 以下时 ,回收率在 58% 至 85% 之间波动。

2. 可动式机械溜槽选别流程

前苏联近些年来 ,使用了可动式金属结构的机械化自卸溜槽和可动式橡胶覆面溜槽。已投产的可动式金属结构溜槽 ,在其面积减少 66% ~ 70%、每日清洗两次的情况下 ,对于平均粒度为 1.2 ~ 1.5mm 的金 ,可保证得到与固定溜槽相近的回收率。选别细粒级金含量高(占 10% ~ 25%)的砂矿时 ,则金回收率可提高 3% ~ 5%。对于小于 0.25mm 的粒级金分布率为 5% ~ 6% 的矿砂 ,在装有可动式金属结构溜槽的采金船上选别时 ,金回收率不低于 95.5%。

表 4-5-2 为前苏联装设机械化自卸溜槽的采金船上金的回收率数据。

表 4-5-2 装设机械化自卸溜槽的采金船上金的回收率

地 区	船 号	金的平均粒度/mm	平均负荷 [$\text{m}^3 \cdot (\text{m}^2 \cdot \text{h})^{-1}$]	金的作业回收/%
可动式金属结构溜槽				
东西伯利亚	1	1.1	2.1	94.5 ~ 97.0
	2	1.5	1.8	93.0 ~ 96.7
	3	1.3	2.3	94.5 ~ 95.0
外贝加尔湖	1	0.6	0.7	93.0 ~ 95.0
可动式橡胶覆面溜槽				
乌拉尔	1	0.6	0.7	87.5 ~ 88.0
阿穆尔河	1	0.4	1.7	85.0 ~ 87.0
雅库特	1	1.2	1.9	90.0 ~ 92.0
东西伯利亚	1	2.3	3.1	97.5 ~ 98.5

在所有装有可动式机械溜槽的采金船上,都采用包括进一步分级和脱水的精选流程(如图4-5-1)。分级和脱水,可使用螺旋分级机和带式吊斗提升机。混汞在有球磨机相配合的连续作用的混汞器内进行。

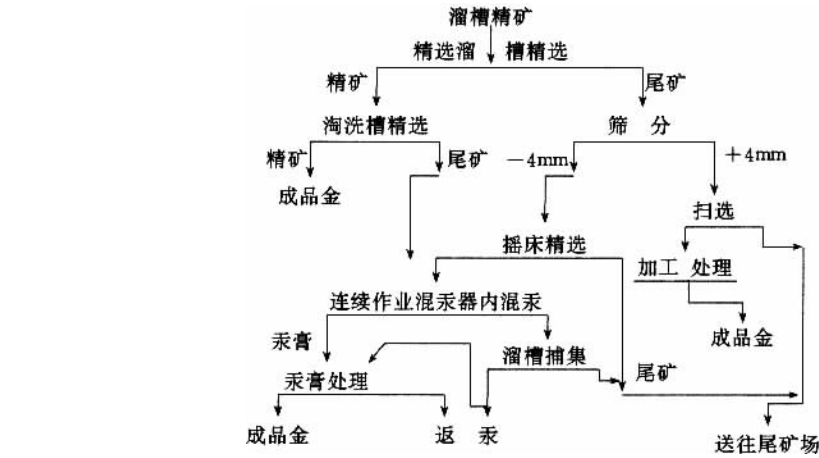


图 4-5-1 溜槽精矿的精选流程

(二)用跳汰机和螺旋选矿机选别矿砂的流程

在采金船上,跳汰机基本上用于精选,而很少用于粗选,粗选多采用溜槽。有的采金船大,精选时用螺旋选矿机代替跳汰机。

1.溜槽-跳汰选别流程

装设跳汰机以选别横向溜槽的尾矿,是跳汰过程的最普遍的应用方案。采金船上用此联合流程回收金的结果见表4-5-3。

表 4-5-3 溜槽-跳汰流程回收金的结果

采金船斗容 /L	矿砂的细粒级(mm) 中金分布率/%		面积/m ²		金回收率/%		
	- 0.25 + 0.15	- 0.15	溜槽	跳汰	总计	溜槽	跳汰
210	10.3	18.4	112	24	93.0	83.3	9.7
210	—	—	112	24	94.5	83.3	11.4
250	16.5	8.1	145	32	88.8	73.6	15.2
250	5.2	22.3	145	32	88.8	81.2	7.6
210	10.4	12.1	112	24	91.5	81.0	10.5
210	18.3	9.6	112	24	92.5	74.9	17.6

对于小于0.25mm 粒级金为12%~25% ,即用溜槽回收效果不佳的砂矿,用联合流程比用溜槽选别流程更有效。

2.溜槽-螺旋选矿机选别流程

该流程所得工艺指标,与溜槽—跳汰流程指标相比,能使金的回收率提高 6.5% ~ 10.5%。螺旋选矿机每平方米占地面积的生产能力比跳汰机高,每立方米矿砂的生产费用却低 10% ~ 20%。

(三) 推荐的选别流程

采金船工艺流程的改进,在于最大限度地实现机械化和自动化,目的是提高选矿工序的生产能力,确定最适宜的选别条件和较完满地从贫砂矿中回收细粒金。

目前,通过下列措施实现对流程的改进。

(1) 采用有效筛分面积更大(达 24% ~ 25%)的圆筒筛,可以提高筛分效率。

(2) 采用蜘蛛状分流式筛下矿浆分配—混合器。

(3) 采用具有底箱的平面固定筛或溜槽筛和脱水器,对矿砂进行充分分选和局部脱水。

(4) 采用 MOII 型跳汰机,按一般的条件和粗粒跳汰的条件作业,前者是用于选别溜槽尾矿,后者是用于粗选。

(5) 采用闭路跳汰法,以取代溜槽—跳汰两段作业流程。

(6) 采用扩展的精选流程,包括精矿的预先分级,以及选择性破碎、磁选和风力净选等方法,同时,还可使用可调节精矿排量的振动溜槽。

鉴于上述改进,前苏联推荐了以下新流程方案。

1. 三段溜槽选别流程

三段溜槽选别流程设有中间筛分作业,使用平面固定筛(具有垫层,在水介质中筛分)和扇形溜槽筛(层流选矿机型)。

第一段选别作业主要回收粒度大于 0.25mm 的金,第二段回收 $-0.25 + 0.1$ mm 的金;第三段回收 $-0.1 + 0.074$ mm 的金。按这种流程,大于 0.1(0.07)mm 粒级的金回收率将不低于 92% ~ 95%。

2. 只用跳汰机的流程

该流程采用 MO II - 2 II 型跳汰机作为粗选设备,可稳定选别过程和降低选矿成本。

伊尔库茨克研究所拟定并推荐使用 MO II - 2II 型跳汰机的选别流程示于图 4-5-2。B

3. 粘土质砂矿选别流程叶尼塞河矿区某一分散的砂矿床,适于用控泥船或水力采矿法开采。对此,拟定了供固定式洗选装置或选厂采用的选别流程,如图 4-5-3 所示。

(四) 重选精矿的精选流程

采金船上通过重选法(溜槽、跳汰)产出的低品位精矿,需进一步加以精选。精选方法仍用重选,可使用精选溜槽和淘洗槽之类的简单设备,或是用跳汰机和摇床。

采金船和洗选装置的精矿一般都在重砂选矿厂内精选,其精选流程见图 4-5-4。

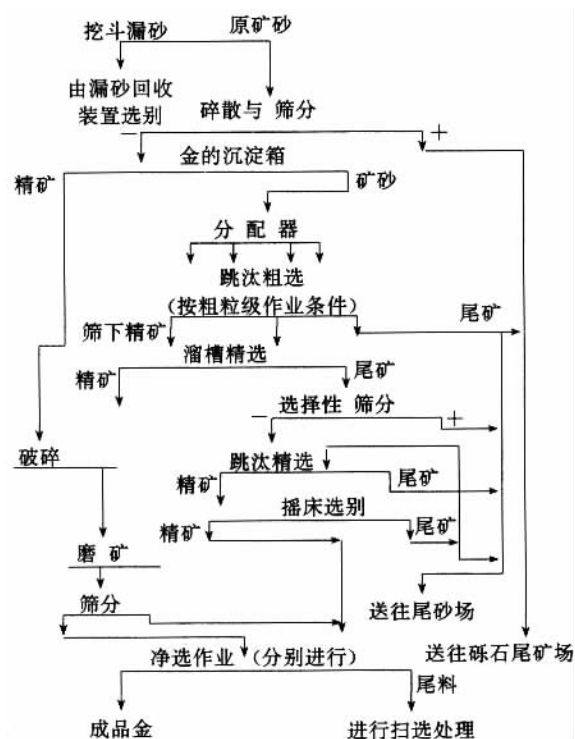


图 4-5-2 使用 MOH-2H 型跳汰机的选别流程

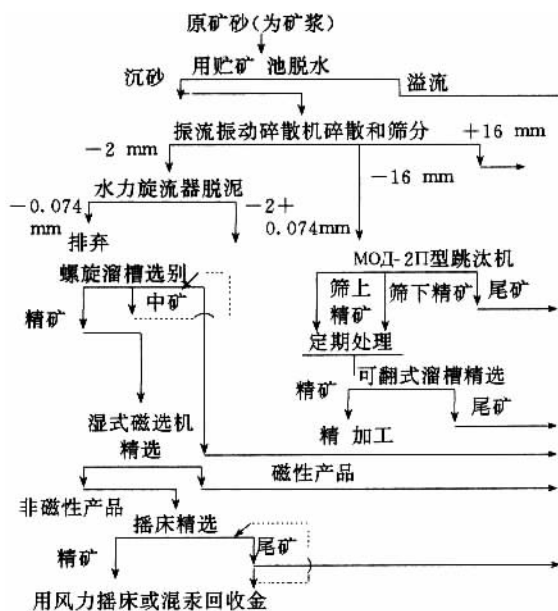


图 4-5-3 粘土质砂矿选别流程

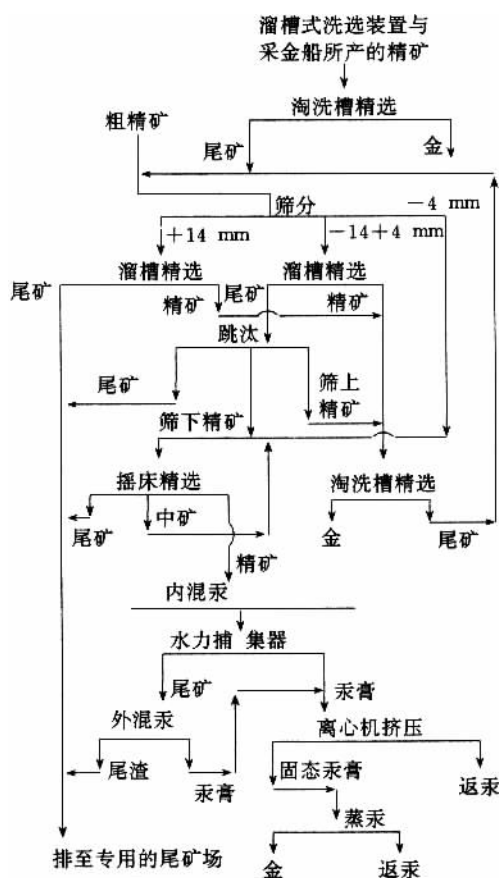


图 4-5-4 重选精矿在重砂选矿厂的精选流程

二、露天开采用洗选装置

许多小型砂金矿床广泛采用露天开采。此时,使用推土机、水力提升机、挖掘机或铲运机开采矿砂,用水力机械法或运输机械将矿砂从采场送到选矿设施(称为“洗选装置”)内选别。

选择合理的选别流程主要根据矿砂的工艺特性和金的特性,即矿砂的可洗性、金品位和金的粒度。

洗选装置的类型,按矿砂运输、碎散和分级的方法进行划分。

按照原矿砂的供给方法,洗选装置可分为五种基本类型:运输机-铲运机式、水力提升机式、砂泵式、铺底流槽式和自流流槽式。

按照碎散方法,可分为两种基本类型:溜槽式和圆筒擦洗机式的洗选装置。

按照矿砂入选前的分级情况,可分为不经分级、用水力洗矿槽按宽级别分级,用圆筒擦洗机式的设备或专门的筛分机按窄级别分级等类型的洗选装置。

(一) 溜槽式洗选装置

矿砂的碎散主要是在溜槽上进行。有时在选别之前,在矿砂的开采和运输过程中直接使用水枪进行预先碎散,或用水枪与水力洗矿槽相结合进行碎散。

溜槽式洗选装置由一条或几条并列配置的长方形深填溜槽组成。溜槽长度 25 ~ 100m,宽度为 450 ~ 800mm,安装的倾斜度为 4% ~ 15%。在砂矿中含有巨砾的情况下,为改善溜槽作业,可在槽头装设格板或条筛。有时,在槽头装设喷嘴直径为 10 ~ 15mm 的喷水管,以加强碎散作用。水管供水压力为 200 ~ 300kPa,每立方米入洗矿砂的水耗量为 20 ~ 35m³。

(二) 擦洗机式洗选装置

前苏联研制的擦洗机式洗选装置,安设在木结构或可拆卸—迁移的金属结构栈桥上。这种装置通常用筛孔为 300mm 的圆筒擦洗机对矿砂进行碎散,用长度为 12 ~ 15m 的溜槽选金。矿砂中含有块金和细粒金时,洗选装置中增设块金捕集器和小溜槽。

擦洗机式洗选装置中所采用的工艺流程,按 E. II. 勃格丹诺夫的意见,可分为三种类型。

- (1) 按一种级别(通常按 28mm)筛分的流程;
- (2) 首部有溜槽,按一种级别(细粒级)筛分的流程;
- (3) 按两种级别筛分(筛得的各级别粒度差别很大)的流程。

其中,广泛使用的是第三类流程。该流程中,原矿砂经擦洗机分成三个级别。粗粒级(大于 50mm)排至尾矿场,中粒级(-50 + 15mm)用溜槽选别,而小于 15mm 粒级用浅填溜槽选别。

擦洗机式洗选装置的最完善流程,是设有两段筛分,且所得各级别分别选别的流程,如图 4-5-5 所示。

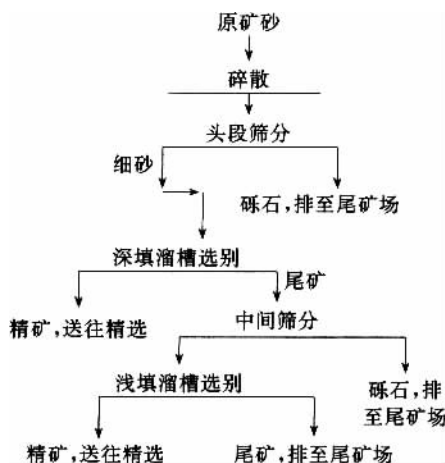


图 4-5-5 擦洗机式洗选装置的两段选别流程



(三) 水力提升机式洗选装置

水力提升机式洗选装置每昼夜能洗选 1500m^3 以上的矿砂,基本上是采用两段选别流程。

这种装置目前已在苏联广泛采用。使用的洗选装置有 II TB - 1000 型、TB II - 63 和 FB II - 64 型(杰林斯基型)、FB II 型(图雷列夫型)等。

(四) II . B. 柯乔金式选金装置

这是一种适合小型矿床的小处理量的移动式水力选金装置。矿砂经主水枪冲运、碎散,并从上部给入溜槽内。选金装置有三个长 6400mm 、宽 880mm 的浅填溜槽,两个串联的筛孔直径为 20mm 固定筛,以及两个长 3500mm 、宽 1500mm 、倾角为 $8^\circ 50'$ 的小砾石扫选溜槽。溜槽的整个长度上铺有阶梯式的刚性金属格条,格条的侧高为 50mm ,间距 70mm ,阻板倾角 80° (沿矿流方向)。

目前,选金装置的所有溜槽上已不使用软铺面,这有利于精矿的清洗机械化,用这种溜槽选别含中粒和粗粒金的矿砂时,其回收率与设有铺面的溜槽基本相同。

(五) 运输机 - 擦洗机式洗选装置

前苏联东北地区企业中心设计局设计的 II KC - 1 - 700 和 II KC - 1 - 1200 型洗选装置已用于生产。与其他的运输机 - 擦洗机式洗选装置不同之处,是这类洗选装置设有较大的擦洗机,从而能够处理含有大于 600mm 巨砾的矿砂,将矿砂分为 $+120\text{mm}$ 、 $-120 + 20\text{mm}$ 和 -20mm 三个级别。

矿砂由运输机供给,而砾石用支承式环链运输机排出,为了进一步捕集块金,在 II KC - 1 - 1200 型洗选装置中安装了 OMT - 800 型跳汰机。该类型装置的优点是,既可捕集粗粒金,又能捕集中等粒度的金,粒度为 $12 \sim 15\text{mm}$ 的尾砂经脱水后,由尾矿运输机排出;生产能力高,技术经济指标好,单位电耗小。

三、我国砂金生产实践

我国砂金矿开采以采金船开采法为主,其次是露天水力开采和挖掘机开采,而在个别情况下则采用地下开采。

砂金矿主要用重力选矿法进行选别,用浮选法、静电选矿法、混汞法以及化学法来分离重选精矿。重选设备一般采用各种类型的溜槽、跳汰机(用于细粒物料选别)和摇床(用于精选)。

(一) 采金船采金实践

采金船开采法是我国砂金矿开采的主要方法,其产金量约占砂金总量的 60% 以上。我国采金船上的选金设备主要有转筒筛、矿浆分配器、溜槽、跳汰机、摇床、混汞筒、捕金溜槽等。选金设备的选择取决于采金船生产规模和所处理矿砂的性质。

1. 实例一

我国某砂金矿 25L 间断斗式采金船处理第四纪河谷砂矿。含金砂砾层多在冲积层下部,混合矿砂含金 0.265g/t ,含矿泥 $5\% \sim 10\%$ 。砂金粒度为中细粒为主,砂金多呈粒状和块状。伴生矿物主要有锆英石、独居石、磁铁矿、金红石等。

该船选金工艺流程如图 4-5-6 所示。

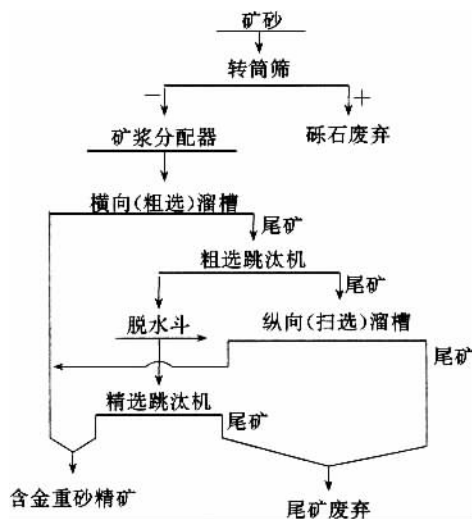


图 4-5-6 我国某砂金矿 85L 采金船选金工艺流程

粗选跳汰机的精矿用喷射泵输送到脱水斗进行脱水,以使其矿浆浓度适于精选跳汰机的操作要求。该船选金流程的特点在于:横向(粗选)溜槽未能回收的微细粒金可用粗选跳汰机进行捕集。该船选金总回收率为 $70\% \sim 75\%$ 。

2. 实例二

我国某砂金矿 100L 采金船处理第四纪河谷冲积砂金矿,含金砂砾层厚度 $2 \sim 5\text{m}$ 。矿砂中巨砾很少,但矿泥和粘土含量在 20% 以上,属于难洗矿砂。混合矿砂含金 $0.274 \sim 0.50\text{g/t}$,砂金多呈粒状,次为片状,砂金粒度较细,以微细粒居多。伴生矿物主要有钛铁矿、钛磁铁矿、磁铁矿、锆英石、黄铁矿等。

该船的选金工艺流程如图 4-5-7 所示。该船选金流程比较简单,只用单一溜槽选别,这对微细粒金捕收是不利的,因此,金总回收率一般只达 $60\% \sim 70\%$ 。

3. 实例三

我国某砂金矿 250L 采金船处理第三纪含金砾岩砂矿和第四纪河谷冲积砂矿,含金砂砾层厚度 4.5m 。混合矿砂含金 $0.19 \sim 0.263\text{g/t}$,砂金粒度以中粒为主,大于 0.5mm 者占 65.41% ,矿砂中矿泥很少,一般在 $1.2\% \sim 1.5\%$,属于易洗矿砂。伴生矿物主要有钛铁矿、磁铁矿、褐铁矿、锆英石、金红石等。

该船选金工艺流程如图 4-5-8 所示。选金流程比较完善,即首先用横向溜槽回收粗中粒金,随后用粗选跳汰机从横向溜槽尾矿中补充回收微细粒金,而粗精矿则用精选跳汰机和摇床再精选,最后用混汞筒提金。实践表明,最好在精选跳汰机之前安设脱水装

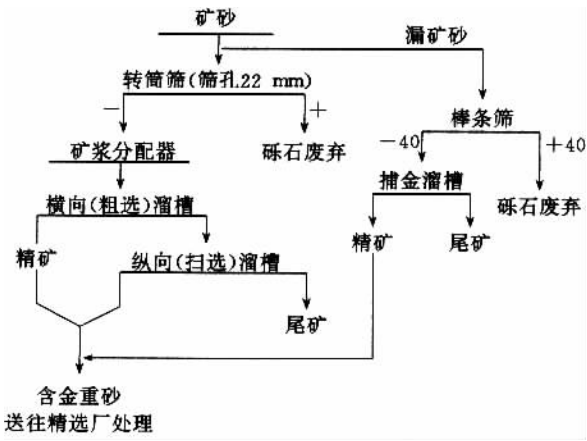


图 4-5-7 我国某砂金矿 100L 采金船选金工艺流程

置,以使横向溜槽尾矿浓度适合于跳汰作业。该船总金回收率为 75% ~ 80% ,其中横向溜槽金回收率为 52% ~ 55% ,粗选跳汰为 23% ~ 25%。

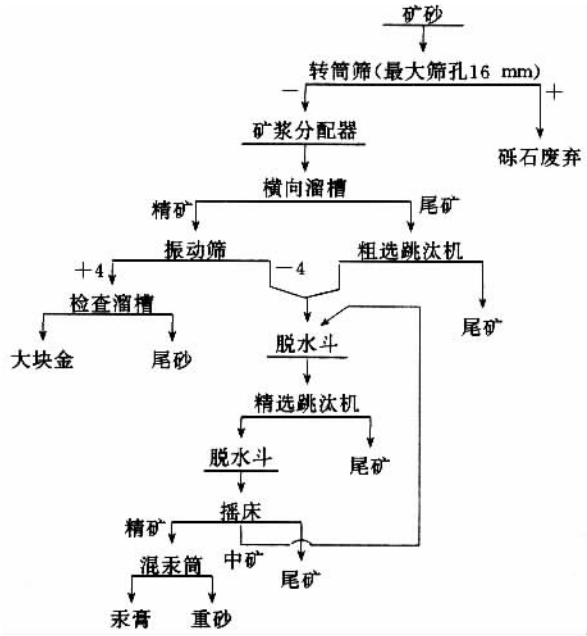


图 4-5-8 我国某砂金矿 250L 采金船选金工艺流程

(二) 水力开采和挖掘机开采选金实践

我国通过露天水力开采和挖掘机开采的砂金矿 ,其选别的典型流程如图 4-5-9 所示。

目前 ,我国多数砂金矿山都普遍采用大型固定溜槽进行粗选 ,其粗选精矿可单独采用淘金盘或小型固定溜槽淘金盘进行精选的方法回收砂金。但溜槽和淘金盘对微细粒金

的捕收效果较差,并且清洗其精矿时劳动强度大。因此,一些砂金矿山用跳汰机代替溜槽,以及用跳汰机和摇床代替淘金盘,从而使金回收率提高 15% 左右,同时大量综合回收了其他重矿物。

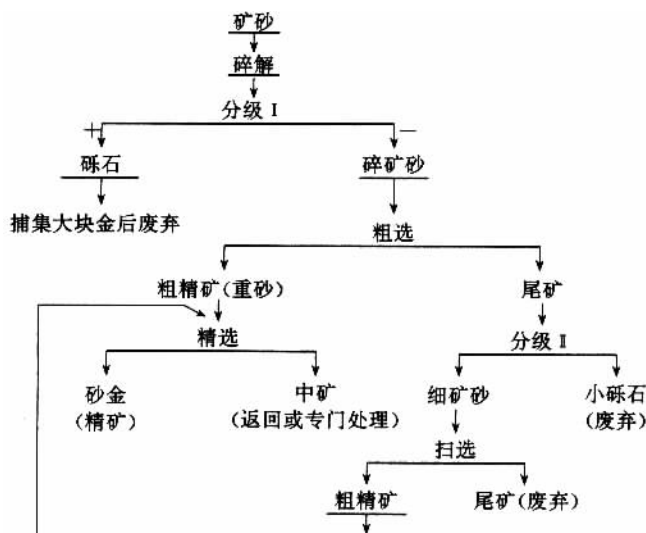


图 4-5-9 砂金矿选别的典型流程

1. 实例一

我国某砂金矿选金厂处理水力开采的含金砂矿。金属矿物主要为砂金、钛铁矿、锆英石、石榴子石、金红石等,脉石矿物主要为石英、长石、白云母、透闪石、角闪石、尖晶石等。水力开采已碎解的矿砂直接用间隙为 20mm 的链条筛或转动条筛进行分级,大于 200mm 的砾石弃去,小于 20mm 的矿砂用大型固定溜槽—小型固定溜槽—淘金盘的重选流程进行选别,其生产工艺流程如图 4-5-10 所示。

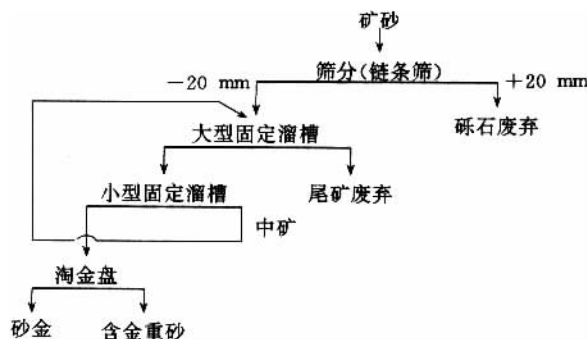


图 4-5-10 我国某选金厂的砂金重选流程

2. 实例二

我国某砂金矿为含金砂砾岩,结构松散,较易分选。金属矿物主要有砂金、钛铁矿、磁铁矿、锆英石、石榴子石、独居石、黄铁矿等,脉石矿物主要为石英、长石、云母等。矿砂含金很富,砂金粒度较细, $-1+0.5\text{mm}$ 占 29.68%, $-0.5+0.18\text{mm}$ 占 68.05%。

该砂金矿重选流程如图 4-5-11 所示。矿砂先在筛子上进行碎解和分级,然后用跳汰机、摇床和帆布溜槽对不同粒级矿进行选别。结果表明,当矿砂含金 1.19g/t 时,跳汰机、摇床和溜槽的精矿分别含金 2.76g/t、57.03g/t 和 117.95g/t,最终尾矿含金 0.05g/t。金总回收率可达 95.23%,其中跳汰机、摇床和溜槽的回收率分别为 1.95%、33.64% 和 59.64%。用混汞法或磁选和陶金盘淘洗方法,可从上述各种精矿中进一步使砂金与重矿物分离。

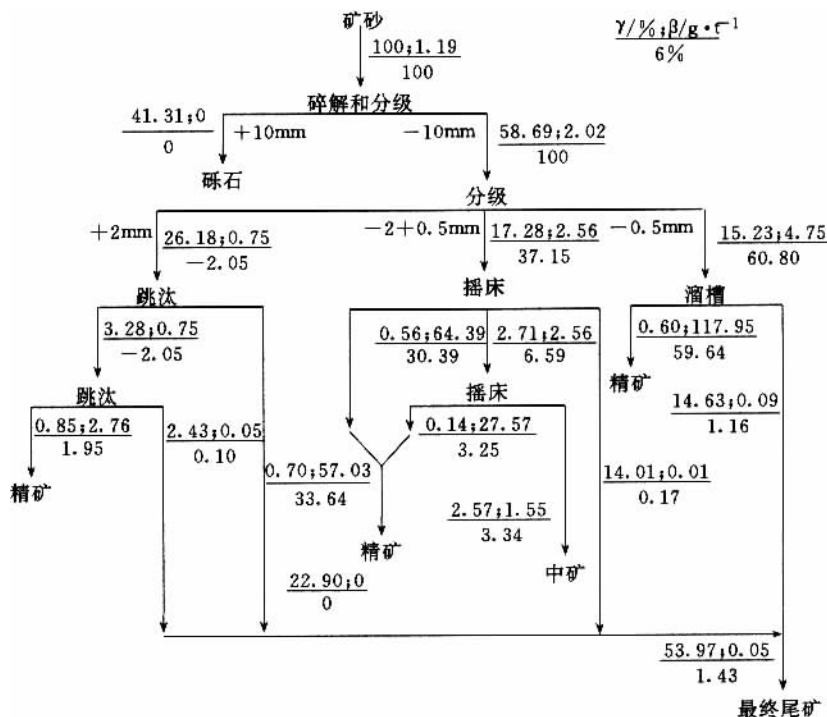


图 4-5-11 我国某砂金矿重选试验流程

3. 重砂分离实例

砂金矿经各种重选法选别后获得未精选重砂、灰色重砂和黑色重砂。这些重砂除含金外,还含有多种重矿物与脉石矿物,因此要进行重砂分离,我国砂金矿山的重砂分离工作一般在精选厂内进行。重砂分离流程视重矿物的特性及金属含量而定,通常采用摇床、跳汰机、混汞筒、磁选机和电选机等比较完善的设备来进行处理。

例如,我国某砂金矿曾用淘金盘淘洗的方法从大型固定溜槽的粗精矿(未精选重砂)中回收金,但此时微细粒金往往随其他重矿物损失掉。后来该矿精选厂按重选-磁选-混汞联合流程(图 4-5-12)处理用淘金盘淘洗后的尾矿即黑色重砂(一般含金 14.68~29.86g/t,钛铁矿 38.38%~40.36%,独居石 1.65%~2.97%,锆英石 0.89%~1.55%),因此使金总产量增加 10%,而且还回收了独居石等重矿物。

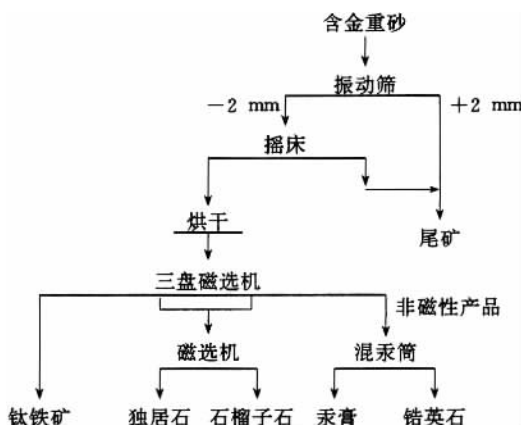


图 4-5-12 我国某砂金矿精选厂重砂分离流程

第二节 含金砾岩矿石选矿实践

含金砾岩矿床储量巨大,是一种单独类型的重要含金矿石。在金的生产实践中,最有价值的是南非的砾岩。

砾岩型金矿床属于古代的砂矿,其中的金大部分同砾岩或砾岩的胶结物有关,而与这些岩石的变质程度及其进一步的地质发展史无关。

古代含金砾岩有两种类型。

(1)松散的和弱胶结的砾岩,含有可见的沉淀金。这类砂矿床,是由原生矿或更古的砂矿被破坏而形成的。

(2)强变质的古代(前寒武纪)砾岩,含有极细粒的金,并常伴生有铀。

砾岩中金多呈自然金存在,尽管金粒极细(小于 0.1mm),但将矿石磨至 60%~80% - 0.074mm 时,容易解离。因此金的回收主要采用重选法或混汞法,其贫尾矿再加以氰化。

一、南非维特瓦特斯兰含金砾岩矿石

维特瓦特斯兰矿床是多金属的综合矿床。首先是金—铀的原料。该砾岩的处理过程是原料综合利用的一个例子。在金选厂,回收金、银和铂;从金选厂的尾矿中回收铀,从铀加工的尾矿中回收黄铁矿,作为硫酸厂的原料,而硫酸又用于铀的浸出;回收铀之后,从含矿的碱液中提取锰。

该矿床的砾岩是比较单纯的含金原料。在各大型选金厂大多数采用细磨矿,将矿石磨至 60%~80% - 0.074mm。在磨矿循环中,广泛采用重选回收金。在回收铀的那些企业里,处理砾岩的工艺流程包括:磨矿、重选、混汞、氰化、铀—硫化物浮选、浮选精矿的硫酸浸出、从矿浆中吸附铀、从浸出渣中浮选硫化物生产硫酸。

因砾岩的胶结物极其致密,故将全部矿石整个地加以破碎和细磨。南非各含金砾岩

选厂的一个重要特点是采用自磨,这有助于迅速地从胶结物中解离金,并防止金粒过磨碎,从而为重选回收金创造了有利条件。

砾岩中没有粗粒金,但在氰化前预先回收细粒金,总是需要的。在这种情况下,采用扩展的重选流程,对于细粒单体金的回收同样是有利的。应该指出,这些砾岩原则上也可以用直接氰化法处理。南非约有 30% 的选厂只用氰化法回收金。然而,按 60% ~ 70% - 0.074mm 的细粒度磨矿时,由于金粒的解离和小金粒富连生体的存在,用重选法可从砾岩中回收 40% ~ 70% 的金。

50 年代中期以前,南非采用广泛应用的绒毛覆面的固定溜槽重选设备。而近来已采用能连续排出精矿的、无需大量人力劳动的带式溜槽、平面淘汰盘和管式(筒式)选矿机。南非很少采用跳汰机,因为即使在跳汰机精矿产率已相当大(2% ~ 3%)的情况下,细粒金仍随跳汰尾矿而损失。

维特瓦特斯的各企业均采用两段的阶段磨矿。最初,第一、二段都采用重选。但在第一段磨矿回路中使用溜槽,伴之而来的是溜槽经常堵塞,绒毛或凸厚棉布覆面磨损迅速。后来,这类覆面被有格纹的胶皮覆面所取代。

随着金回收工艺的进一步完善,第一段磨矿中已不用重选,而只在第二段采用。第二段磨矿回路中采用平面淘汰盘重选,在矿浆浓度为 58% ~ 65% 情况下作业良好。例如,维尔真尼亚选厂的流程(见图 4-5-13)中使用两层(两段)平面淘汰盘回收粗精矿。

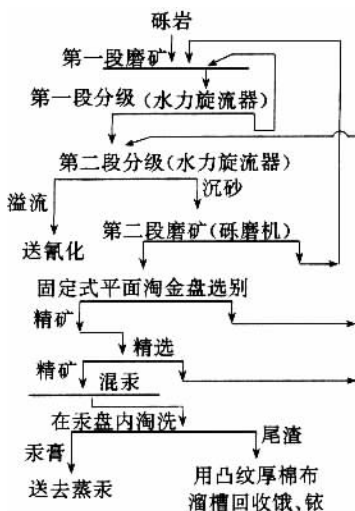


图 4-5-13 维尔真尼亚选厂磨矿和重选的线流程图

重选的粗精矿用带式溜槽或翻转式凸纹厚棉布溜槽精选。

高品位精矿混汞。维持瓦特斯兰砾岩的金回收率,平均达到 96% ~ 97%。

二、加纳塔库瓦含金砾岩矿石

目前阿马尔卡梅特·本克·埃里斯选厂在处理塔库瓦含金砾岩矿石时,在磨矿回路中用重选回收金,分别氰化、混汞流程,如图 4-5-14 所示。

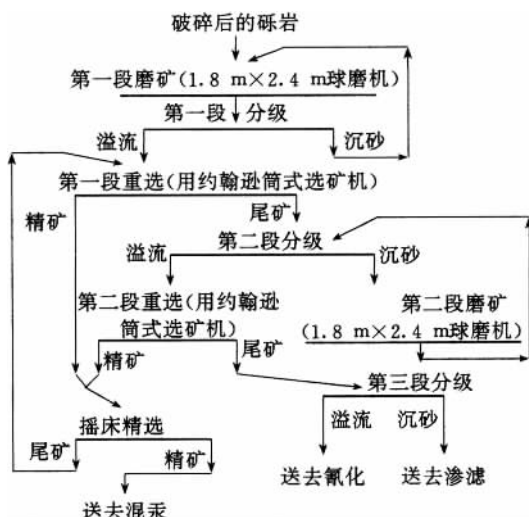


图 4-5-14 阿马尔卡梅特·本克·埃里斯公司选厂处理砾岩的线流程图

在工艺方面的特点是采用扩展的重选流程。尽管砾岩中金的粒度极细,游离金的回收率在 20% ~ 30%,而金的总回收率为 96% ~ 98%。

在两段磨矿回路内,都用重选从相当细的分级机溢流中回收金,这是该厂的特点,因为通常都是直接从磨矿机排矿中捕集金。作为重选设备,该厂使用的是约翰逊筒式选矿机。

三、巴西塞拉·德·日柯比纳含金砾岩矿石

该矿区的卡纳维拉斯·德·拉柯宾选金厂的工艺流程图见图 4-5-15。

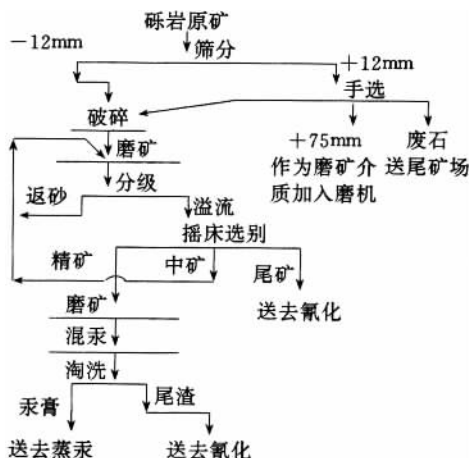


图 4-5-15 卡纳维拉斯·德·拉柯宾选厂处理砾岩的工艺流程

该厂的特点是:手选除脉石;一段磨矿,重选精矿再磨,用摇床从分级机溢流中回收金,混汞尾渣和重选尾矿分别氰化。

虽然金粒度相当小,但重选精矿对原矿的金回收率可达 70% ~ 72%,通过氰化,还可

再回收 23% ~ 25%。这样 ,金的总回收率不低于 95%。

第三节 含金石英脉矿石的选矿实践

含金石英脉矿石主要特征是矿物组成简单 ,主要矿物成分以石英为主(含量 50% ~ 95%) ,金属矿物以少量黄铁矿(0 ~ 15%)为主 ,金主要为游离自然金 ,赋存状态简单 ,绝大部分与石英和黄铁矿共生。矿石中除金外 ,其他元素一般无回收价值。鉴于这些特性 ,一般对这些矿石均主要采取选矿方法以回收金。

根据矿石物质组成、氧化程度、金与其他矿物的共生关系将含金石英脉矿石可选性分类列于表 4-5-4。

表 4-5-4 含金石英脉矿石可选性分类

矿石类型		特 征	可选性及选矿方法
含少量硫化物石英脉含金矿石	(一) 金与硫化物无密切共生关系	矿石中基本成分是石英(含量 90% 以上) ,金属矿物为自然金 ,几乎没有重金属硫化物 ,金粒以粗粒居多	粗粒嵌布的矿石很容易用混汞和重选法回收金 ,细粒嵌布的矿石用全泥氰化法处理 ,指标较高
	(二) 金与硫化物共生关系密切	金属矿物以黄铁矿为主 ,硫化物含量 1% ~ 5% ,脉石矿物以石英为主 ,自然金 60% 以上和硫化物共生 ,金以中细粒居多	属易处理矿石 ,以氰化法和浮选法为主 ,浮选精矿氰化
	(三) 金与石英关系密切	金属硫化物含量较少 ,70% 的金与石英等脉石矿物共生 ,粒度较细 ,矿石基本不含砷、锑、铜等不利于氰化的元素	处理方法以氰化法和浮选法为主 ,混汞、重选辅助回收粗粒金 ,细粒贫矿石难选 ,全泥氰化是方向
含多量硫化物石英脉含金矿石	(四) 黄铁矿含金石英脉矿石	矿物组成与矿石(二)相近 ,主要差别在于硫化物含量高(5% ~ 15%) ,金 75% ~ 99% 与黄铁矿密切共生	极易浮选 ,指标高达 95% 以上 ,浮选精矿含硫较高 ,可综合利用(制酸)
	(五) 黄铜矿及黄铁矿含金石英脉矿石	金主要赋存在黄铜矿和黄铁矿中	极易混合浮选 ,指标高达 95% 以上 ,分离浮选指标迅速下降。金、铜、硫均可综合利用
含金石英脉氧化矿石	(六) 部分氧化矿石	主要金属矿物为褐铁矿 ,亦含少量黄铁矿 ,脉石为石英、玉髓质石英等 ,金赋存于脉石矿物和金属矿物之裂隙中 ,含有含金的氢氧化铁是该矿石矿物组成的主要特点	选矿方法 :以重选(混汞)+ 氰化法为主 ,也可以用浮选法(加硫化铜硫化后浮选)
	(七) 氧化矿石	不含硫化物 ,金大部分赋存在主要脉石矿物、以及经风化后的金属氧化物残留颗粒中 ,含泥质	粗粒金用重选、混汞回收 ,然后分级 ,矿泥搅拌氰化 ,矿砂渗滤氰化

一、石英质含金石英脉矿石

我国某金矿南山坑产出的风化的石英质含金矿石,自然金是最主要的金属矿物,品位 $10 \sim 14\text{g/t}$ 。几乎不含重金属硫化物,脉石矿物主要是石英。金在矿石中呈粗粒游离状充填于石英裂隙及解理面上,部分与风化后之氧化铁残留颗粒共生,金粒较大,极易混汞。当磨碎粒度为 0.2mm 时,混汞可回收 $73\% \sim 75\%$ 的金。

但在该矿北山口矿区,矿石则为含少数黄铁矿(2%)的含金石英脉类型。金在矿石中呈不均匀的粗粒或细粒嵌布,大部分与黄铁矿、磁黄铁矿共生,其余呈星散状分布于石英中。金品位 $8 \sim 10\text{g/t}$,金粒大小以 $266 \sim 26\mu\text{m}$ 居多,少数为小于 $26\mu\text{m}$ 。

于是,该矿最初将南山坑与北山坑矿石按 $1:4$ 配比混合后,采用捣矿机混汞和摇床重选流程(如图4-5-16)选别,在原矿品位 $10 \sim 12\text{g/t}$ 条件下,可获得回收率 $73\% \sim 75\%$ 、品位 $40\% \sim 50\%$ 的汞膏和回收率 7% 、品位 120g/t 的重金属硫化物重选精矿,金总回收率 $80\% \sim 82\%$ 。尾矿金品位 $2 \sim 2.5\text{g/t}$,堆存待处理。

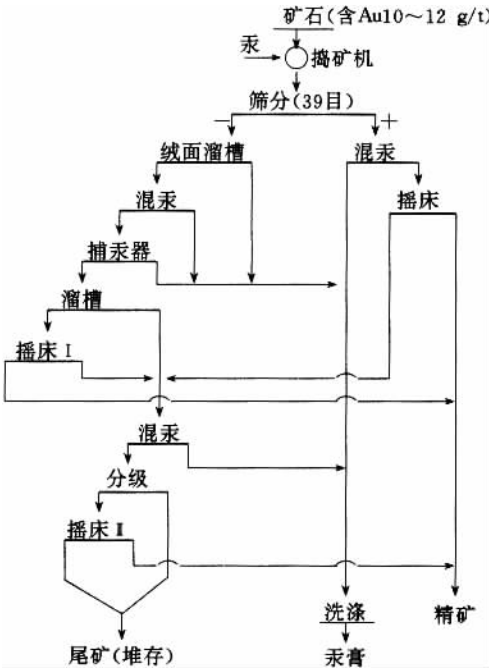


图 2-3-16 我国某金矿捣矿机混汞-摇床重选联合流程

后来,该厂处理的原矿完全来自北山坑,原矿品位下降为 $7 \sim 8\text{g/t}$,按原流程处理时,所得新尾矿含金 15g/t 。为了降低新尾矿含金品位和处理历年来堆存的老尾矿,该厂在原混汞和重选流程的基础上增设了重选尾矿再磨,并采用混汞—浮选(一次精选和三次扫选)流程,专门处理新老混合尾矿(新尾矿:老尾矿 $=1:1.2$),其浮选技术条件和选别指标分别列于表4-5-5和表4-5-6。

表 4-5-5 选别条件

磨矿细度	药剂名称	用量/(g·t ⁻¹)		
		粗 选	扫 选Ⅰ	扫选Ⅱ
65% - 220 目	pH	4.5 ~ 5.0		
	H ₂ SO ₄	1400		
	CuSO ₄	300		
	丁基黄药	60	28	8.5
	25 号黑药	15	7.5	
	2 号油	21	7.5	

表 4-5-6 选别指标

项 目	品 位 g·t ⁻¹	作业回收率 %	总回收率 %
产物名称			
永膏	—	—	21.6
浮选精矿	51.50	63.66	49.91
浮选尾矿	0.7	36.34	28.49
浮选原矿(混汞尾矿)	1.88	100.00	—
原矿(新老混合尾矿)	2.40	—	100.00

二、含少量黄铁矿的含金石类脉矿石

山东某金矿为含金黄铁石英脉—蚀变岩的过渡型金矿床。脉石以石英为主 ,其次为绢云母、斜长石等矿物占 93.1% ,金属矿物以黄铁矿为主 ,占 4.94% ,其他硫化物如磁黄铁矿、闪锌矿等仅占 0.74%。黄铁矿和磁黄铁矿多以粗粒嵌布 ,易于单体解离。金以粗粒金和细粒金嵌布为主 ,约 5.31% - 0.3mm、14.98% - 0.3 + 0.074mm、68.98% - 0.07 + 0.01mm 和 10.82% - 0.01mm 的微粒金。

对这种矿石 ,由于金粒度粗细不均匀分布 ,约占 20% 左右的粗粒金和巨粒金 ,采用重选回收 ,而在 0.01mm 以上约占 69% 左右的细粒金产于硫化物矿物中 ,可以浮选法回收 ;产于脉石中的细粒金 ,需经加强磨矿达到单体后回收。

该厂采用重选—浮选流程(见图 4-5-17)选别结果 ,精矿品位为 144.0g/t ,尾矿品位 0.55g/t ,选矿金总回收率为 93.0%。

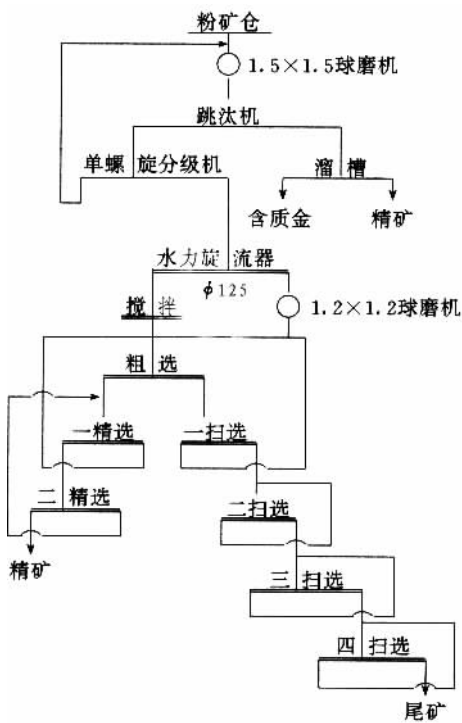


图 4-5-17 我国某金矿重选-浮选流程

三、黄铁矿含金石英脉矿石

我国某选金厂处理的黄铁矿含金石英脉矿石中,石英含量 50% 以上,长石、黄铁矿、绢云母和方解石等占 10%,黑云母、石墨、磁铁矿及绿泥石等占 10%。99% 以上的金与黄铁矿共生,属易选矿石。黄铁矿多为中细粒,粒径 1mm 左右。自然金颗粒较小,平均粒径 0.016mm。其生产流程如图 4-5-18 所示,操作条件和技术指标列于表 4-5-7。

表 4-5-7 操作条件和技术指标

技术条件	磨矿细度	500 ~ 55% - 200 目	
	浮选浓度	38% ~ 40%	
	黄药用量 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	粗 选	55
		扫 选	35
	2 号油用量 $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	粗 选	40
		扫 选	15
指 标	精矿品位($\text{s}\cdot\text{t}^{-1}$)	70 ~ 90	
	回收率/%	95 ~ 96	

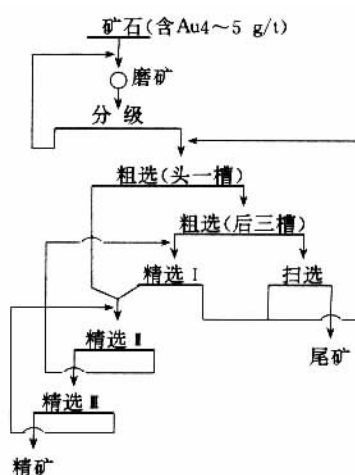


图 4-5-18 我国某金矿单一浮选流程

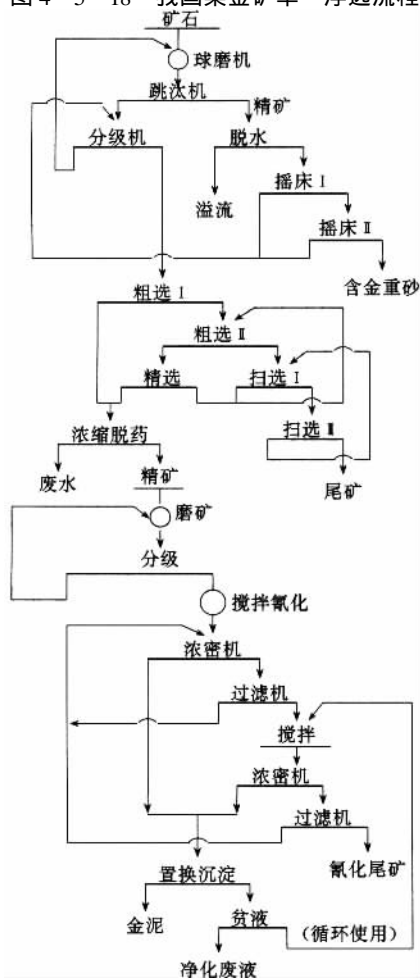


图 4-5-19 我国某金矿重选-重选尾矿浮选-浮选精矿氰化联合工艺流程

又例如 ,我国某金矿产出的矿石亦为黄铁矿含金石英脉类型。金属矿物主要为黄铁矿、黄铜矿 ,脉石矿物主要为石英 ,金主要是银金矿和自然金。金与硫化物共生关系密切 ,相对含量为 75% 左右 ,多产于黄铁矿裂隙中 ;其余则产于石英裂隙中。金粒直径一般在 0.042 ~ 0.04mm ,金表面纯净。该矿采用重选—重选尾矿浮选—浮选精矿氰化联合工艺流程处理(图 4-5-19)。精矿粉中可回收 94% 的金。

四、石英脉含金氧化矿石

我国某金矿产出石英脉含金氧化矿石 ,矿物组成比较简单 ,主要矿物有白铁矿、黄铁矿、石英、方解石 ,其次为褐铁矿、自然金等。金粒表面纯净 ,粒度较大 ,一般在 0.1mm。三分之二的金赋存于氧化矿中 ,少量存在于硫化物矿中。采用混汞—氰化工艺流程可获得 95% 的金回收率。该矿石试验流程见图 4-5-20 ,技术条件和指标列于表 4-5-8。

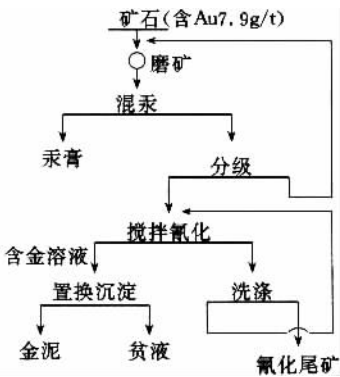


图 4-5-20 我国某金矿混汞—氰化工艺试验流程

表 4-5-8 技术条件和指标

操 作 条 件	磨矿细度	90% - 0.074mm
	氰化物浓度/%	0.03(耗量 0.5kg/t)
	石灰浓度/%	0.03
	浸出矿浆浓度/%	33
	浸出时间/h	16
指 标	混汞回收率/%	70
	氰化浸出率/%	95
	总回收率/%	95 ~ 96

第六章 难处理金矿石的选矿技术

第一节 难处理金矿石选矿概述

目前,全世界黄金生产主要来自各种难处理金矿石,其中尤其重要的是含金硫化物矿和斑岩铜矿。

这些矿石之所以难处理,主要是由于微细粒金被各种硫化物包裹,存在着干扰氰化的耗氧和耗氰矿物,以及碳质物和粘土矿物的“劫金”作用。但这些矿石最主要特点是都存在着大量金属硫化物矿物,而且金都与这些硫化物矿物密切共生(或伴生)。这种特性就为金的浮选富集,即通过浮选法获得含金硫化物精矿,并通过随后的工艺处理而生产金提供了可能性。

所以,难处理金矿石的选矿,主要的就是浮选回收金精矿。当然对矿石中一些粗粒金,也应在浮选前用重选或混汞法加以预先回收。

金在难处理硫化物矿中成功地得以富集几乎完全依赖于金与硫化物矿物形成连生体的情况。金可以以单独或合金(与银、铜、铋等)形式或与碲形成化合物,还可以富含在碳质矿物、黄铁矿、白铁矿、砷黄铁矿以及硅质脉石中。因此,对于不同金矿需依据该矿石的特点采用合理的处理方法以获得满意的金精矿。对于金的精选应该注意粘土矿物和石墨碳所带来的一系列问题。

含金硫化物矿石一般可应用以下处理方法回收金。

浮选—精矿化;

浮选—精矿强化氰化;

浮选—精矿细磨后氰化;

浮选—精矿预处理(焙烧、加后氧化、生物氧化和其他化学氧化)—氰化;

浮选—含金硫化物精矿火法冶炼副产金;

浮选—精矿非氰化法浸出提金。

第二节 含金黄铁矿矿石的选矿实践

含金黄铁矿矿石又称简单硫化物含金矿石,这种矿石组成简单,黄铁矿含量高(20%~45%),金与黄铁矿共生。脉石矿物主要是石英、方解石。

含金黄铁矿矿石的处理原则是使硫化物与脉石分离,使金溶解于氰化物溶液中而加以回收。为了除去干扰氰化浸出的锑、砷和碳质物等,在氰化前进行焙烧预处理。其原则流程如图4-6-1所示。

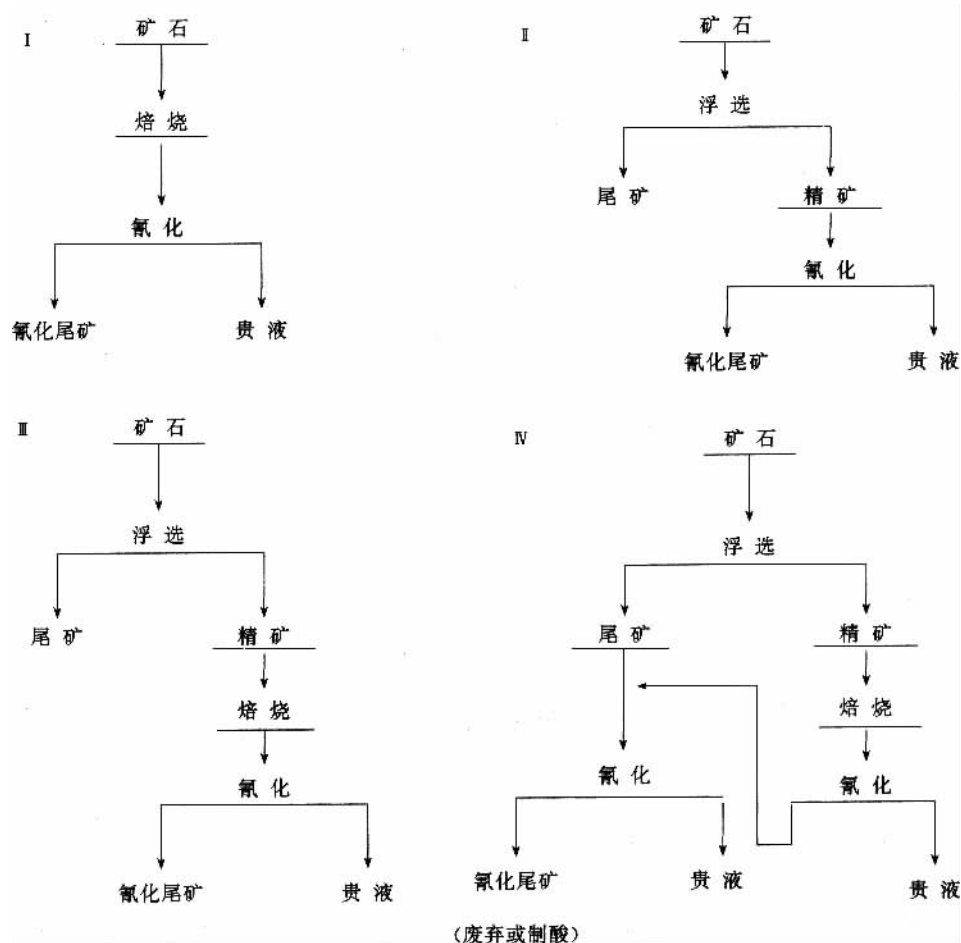


图 4-6-1 含金黄铁矿矿石选别原则流程

流程Ⅰ是矿石直接焙烧,然后氰化,适合于生产规模小、品位高的矿山采用。

流程Ⅱ适合于处理黄铁矿含量低,且不含砷、锑和含碳物质的矿石。缺点是氰化作业效率低,金回收率只能达到 80%~85%,而且氰化物用量也比较大。

流程Ⅲ采取氰化前先焙烧脱除砷、锑等物质,从而可改善浸出效果,或浮选精矿先焙烧制酸,然后再通过重选、氰化从焙砂中回收金。

流程Ⅳ适合于处理矿石中既含有被包裹在硫化物中的细粒金,又含有同非硫化物连生的金。

实例 我国某选金厂处理的典型含金黄铁矿矿石,矿物组成简单,黄铁矿在原矿中高达 40%~45%,占总金属矿物的 97.89%;以外还有少量的磁铁矿、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿等。脉石矿物主要是石英、方解石、绿泥石等。自然金以片状和不规则粒状产出,粒度较粗,一般在 0.1~0.2mm,最小为 0.07mm。金与黄铁矿共生关系密切,矿石金平均品位 15.5g/t,银 72g/t。该厂生产流程为单一浮选(见图 4-6-2),金回收率较高,但选矿富集比小,精矿产率大,品位低。对该矿矿石,为充分回收原矿中金,特别是粗粒金,很有必要

增设重选或混汞作业。

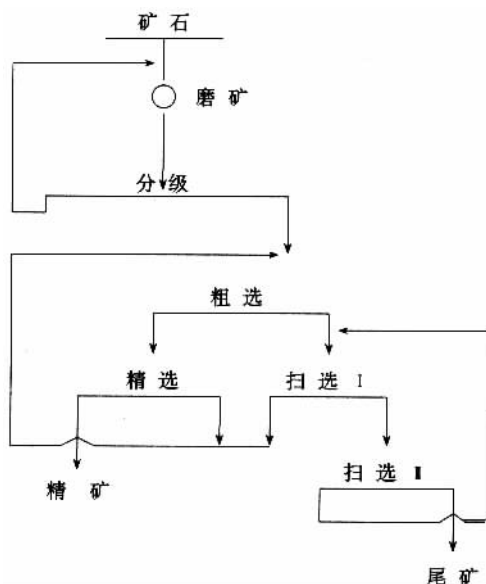


图 4-6-2 我国某选金厂的单一浮选流程

第三节 铜—金矿石的选矿实践

斑岩铜-金矿石是目前重要的金的来源之一。铜-金矿石加工处理特性因矿石种类的不同而异,它与矿石的矿物组成紧密相关。依据矿石氧化程度可分为硫化物矿石和氧化(或部分氧化)矿石。按矿物组成不同可分为:

(1) 含黄铁矿斑岩铜-金矿石, 矿石中金以自然金形式存在, 其中部分金被黄铁矿或铜矿物包裹。铜矿物以黄铜矿为主, 同时还含有少量的其他铜矿物和砷矿物。

(2)富含硫化物矿的斑岩铜—金矿石:矿石品位低,矿物组成相当复杂并含有大量的粘土。金主要以自然金、铜金矿或磺酸盐共生等形式存在。主要铜矿物为黄铜矿、斑铜矿、铜蓝和辉铜矿。

(3)表生的铜-金矿石:铜矿物主要为自然铜、辉铜矿和孔雀石。大量的金(达50%)与石英共生。金也会出现在原生硫化铜矿中。矿石中存在大量的粘土是导致铜和金的浮选回收率低的主要原因。

铜-金硫化物矿石的原则处理流程如图 4-6-3 所示。

流程 I 选出金—铜精矿,抑制黄铁矿。往往由于尾矿金品位高而不能废弃。此流程只适用于原矿中不含微粒金,或矿石中金为伴生金且品位低,大部分金存在于黄铜矿的情况下。

流程Ⅱ为优先浮选流程。依次从原矿中选出金-铜精矿、硫化铁精矿,最后得尾矿。

流程Ⅲ为混合浮选流程,有可能获得废弃尾矿。

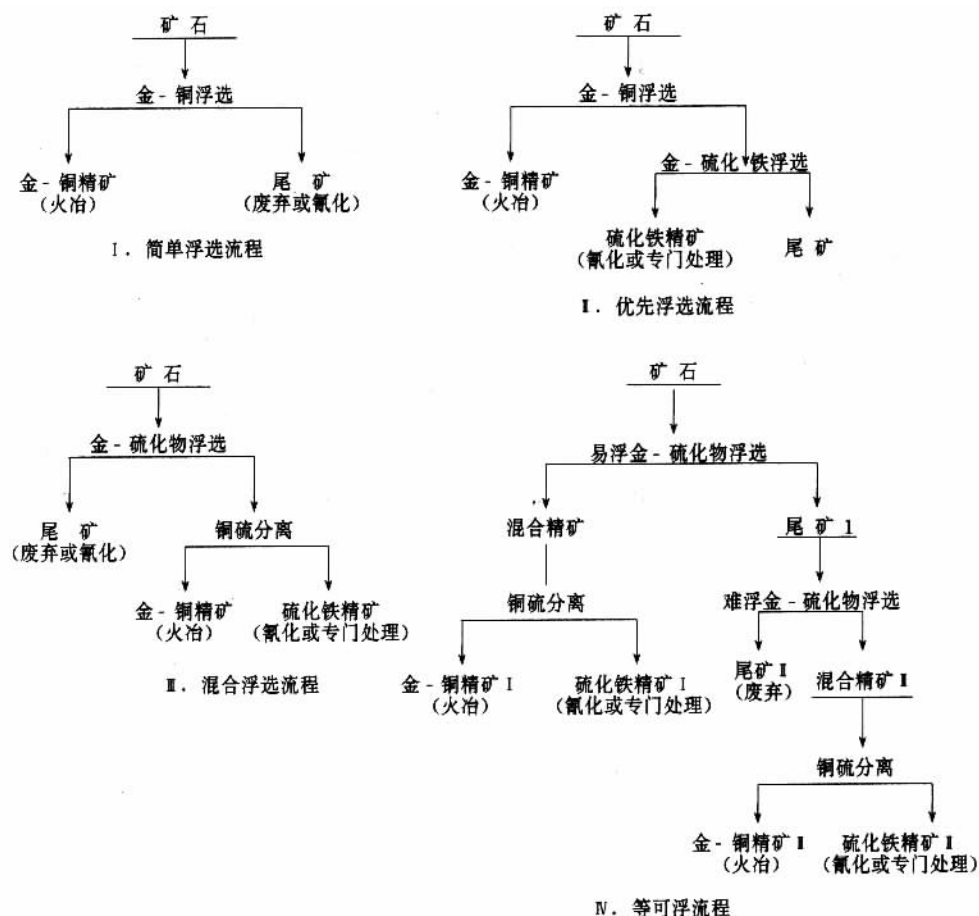


图 4-6-3 铜-金硫化物矿石浮选原则流程

流程Ⅳ为等可浮流程。首先只加入少量捕收剂将易浮的金-铜矿物和黄铁矿颗粒选入混合精矿Ⅰ中,混合精矿Ⅰ浮选时,需加大抑制剂用量以抑制黄铁矿,选出高品位金-铜精矿Ⅰ。在难选金硫化物混合浮选时,提高捕收剂用量,以便使难浮的有用矿物颗粒得到充分回收。混合精矿Ⅱ进行分离浮选时,只需加入少量抑制剂即可,因为这时候该精矿中已没有易浮的黄铁矿颗粒。采用等可浮流程,所需设备稍多于流程Ⅱ和Ⅲ,但浮选指标高,药剂消耗低。

对于氧化或部分氧化金-铜矿石,矿石中除含有硫化物矿物外,还含有大量含金的氢氧化铁和氧化铜矿物,这类矿石比较难处理,最好采用选冶联合流程加以处理。第一段浮选回收含金硫化物,第二段用来回收氧化铜和表面有薄膜的金及包裹在氧化物中的金,第三段用来回收矿物表面在酸浸过程中已被洗净了的含铜和含金的硫化物。

一、含黄铁矿的铜 – 金矿石

(一) 实例一

S.M.布鲁特维克研究了来自奥克特底和秘鲁的黄铁矿型斑岩铜 – 金矿 ,进行了实验室闭路和半工业试验。

铜 – 金矿浮选一般是将黄药作为主要捕收剂 ,并添加连二磷酸盐作为辅助捕收剂。但当处理黄铁矿斑岩铜 – 金矿时 ,连二磷酸盐将作为主要的捕收剂 ,扫选时添加少许或不加黄药即可。当用黄药作捕收剂处理富含粘土的矿石时 ,气泡发脆 ,这时需添加某种特殊起泡剂或二三种常规起泡剂以保证浮选的正常进行。试验证明 ,浮选时 ,用黄药、连二磷酸盐单独作捕收剂或二者混合使用均可 ,黄药的最佳用量为 40g/L。连二磷酸盐比黄药具有更好的选择法。

浮选时 ,石灰常用作 pH 调整剂。黄铁矿型斑岩铜 – 金矿浮选时加石灰常能获得令人满意的效果。但当矿石中存在大量粘土时 ,石灰的添加会增加矿浆的粘度 ,而高粘度的矿浆将不利于金的浮选。在低 pH 值条件下(pH7 ~ 9) ,采用氢氧化钠调浆能获得更高的金回收率。而当 pH 大于 10 时 ,用石灰和氢氧化钠作调整剂对金浮选的影响几乎没有什么差别。

试验中 ,用柠檬酸作辅助调整剂能获得更好的金回收率。另外 ,有机酸可作为矿物表面清洗剂 ,去除铁锈或铁的螯合物薄膜。

为了抑制斑岩铜 – 金矿石中的脉石 ,硅酸盐、古尔胶、羧甲基纤维素均可作为脉石的抑制剂。

对于斑岩铜 – 金矿常用的常规流程如图 4 – 6 – 4 所示。但这种流程主要是为了获得高品位的铜精矿 ,因此当其中含有黄铁矿时 ,就需要进行抑制 ,这样势必会影响金的回收。为此 ,对常规流程进行了改进 ,即先混合浮选而后再磨再浮选分离(图 4 – 6 – 5)。奥克特底矿石浮选结果表明 ,混合浮选比优先浮选能获得更好的浮选指标(见表 4 – 6 – 1)。

表 4 – 6 – 1 奥克特底矿石采用不同浮选流程的试验结果比较

流 程	产 品	质量分数/%	品 位		回收率/%	
			Cu/%	Au(8·t ⁻¹)	Cu	Au
常规浮选流程 (图 4 – 6 – 4)	Au – Cu 精矿	1.6	42.6	58.28	88.4	80.7
	Cu – Au 尾矿	98.38	0.091	0.23	11.6	19.3
	总计	100.00	0.78	1.17	100.00	100.0
混合浮选流程 (图 4 – 6 – 5)	Cu – Au 精矿	1.73	41.8	58.74	93.8	87.6
	Cu – Au 尾矿	98.27	0.049	0.14	6.2	12.4
	总计	100.00	0.77	1.16	100.00	100.00

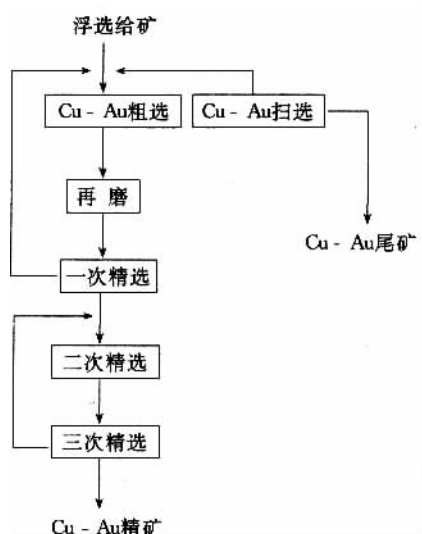


图 4-6-4 常规浮选流程

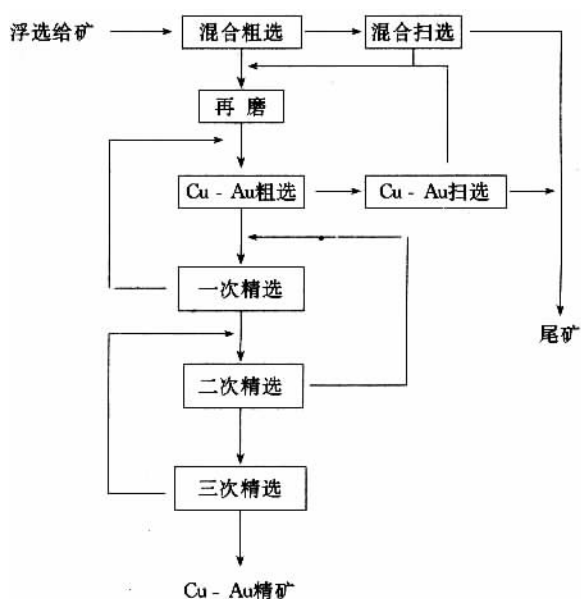


图 4-6-5 黄铁矿型斑岩铜-金矿的混合浮选流程

同样对于秘鲁的黄铁矿型斑岩铜-金矿,混合浮选也取得了更好的指标(见表 4-6-2)。表 4-6-2 比较了采用不同流程浮选试验结果,从中可以看出,铜回收率几乎相同,而采用混合浮选能获得更高的金回收率。

表 4-6-2 秘鲁矿石采用不同浮选流程的试验结果比较

流 程	产 品	质量分数/%	品 位		回收率/%	
			Cu/%	Au($8 \cdot t^{-1}$)	Cu	Au
常规浮选流程 (图 4-6-4)	Au - Cu 精矿	2.28	27.6	32.97	95.4	76.7
	Cu - Au 尾矿	97.72	0.031	0.23	4.6	23.3
	总计	100.00	0.66	0.98	100.00	100.0
混合浮选流程 (图 4-6-5)	Cu - Au 精矿	2.32	27.1	36.94	95.2	85.8
	Cu - Au 尾矿	97.68	0.032	0.14	4.8	14.2
	总计	100.00	0.66	0.96	100.00	100.00

此外 ,对来自印度尼西亚的斑岩铜 - 金矿也进行了研究 ,该矿石中存在着斑铜矿、铜蓝、黄铜矿等多种铜矿物 ,从而增加了矿石加工的复杂性 ;斑铜矿、铜蓝脆性大 ,磨矿或粗精矿再磨过程中容易形成矿泥。为此 ,采取了另一改进流程(如图 4-6-6)。表 4-6-3 比较了该流程与常规流程的试验结果 ;可见改进的分步浮选流程明显优于常规浮选流程。

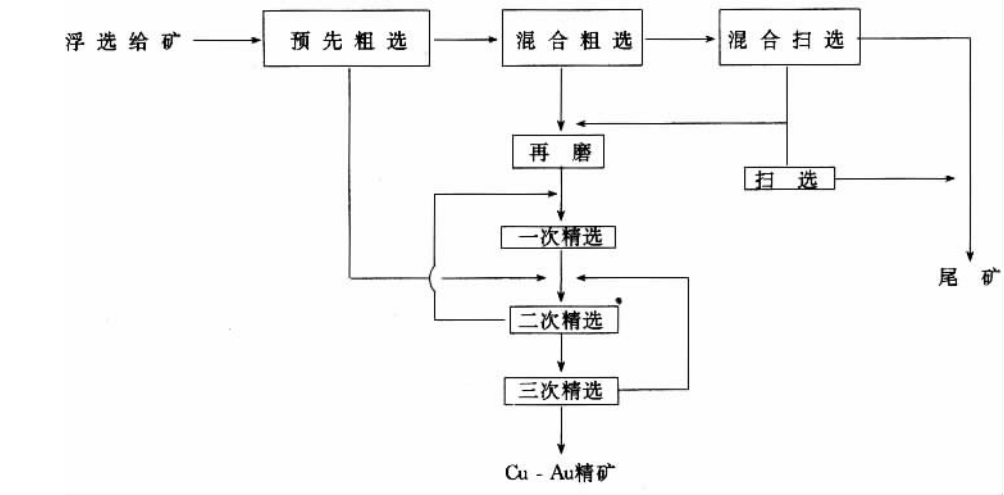


图 4-6-6 分步浮选流程

表 4-6-3 印度尼西亚矿石采用不同浮选流程的试验结果比较

流 程	产 品	质量分数/%	品 位		回收率/%	
			Cu/%	Au($8 \cdot t^{-1}$)	Cu	Au
常规浮选流程 (图 4-6-4)	Cu - Au 精矿	1.48	30.6	26.62	93.5	80.4
	Cu - Au 尾矿	98.52	0.038	0.097	6.5	19.6
	总计	100.00	0.58	0.47	100.00	100.0
分步浮选流程 (图 4-6-6)	Cu - Au 精矿	1.36	40.2	30.07	94.0	83.5
	Cu - Au 尾矿	98.64	0.035	0.08	6.0	16.5
	总计	100.00	0.58	0.49	100.00	100.00

(二) 实例二

我国某选金厂处理的矿石为含黄铁矿金—铜矿石。金属矿物主要有黄铁矿、磁黄铁矿、闪锌矿、方铅矿、黄铜矿、磁铁矿等,其中以黄铁矿为主。脉石矿物主要为石英、绢云母和斜长石等。金呈银金矿和自然金,主要呈不规则粒状分布于黄铁矿、黄铜矿和石英中。金主要与硫化物共生关系密切,属易选矿石。该厂工艺流程及技术条件、生产指标见图 4-6-7 和表 4-6-4、表 4-6-5。

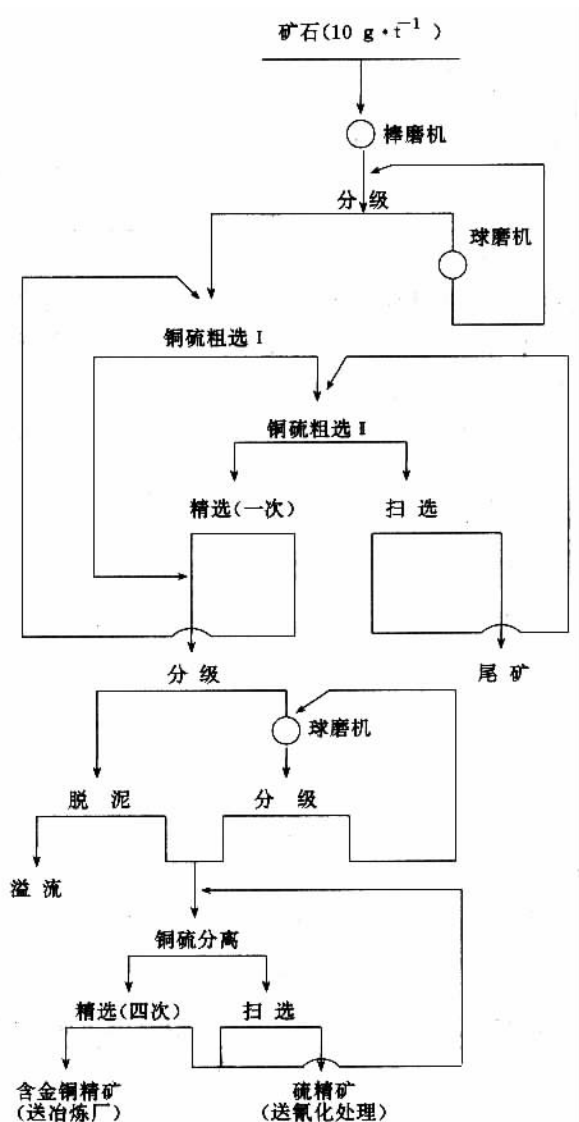


图 4-6-7 我国某选金厂工艺流程

表 4-6-4 技术条件

混合浮选	磨矿细度	55% - 74 μ m
	矿浆浓度	32%
	pH	8 ~ 9
	丁基黄药用量	80g \cdot t ⁻¹
	2 号油用量	50g \cdot t ⁻¹
分离浮选	磨矿细度	92% - 74 μ m
	矿浆浓度	15%
	pH	10 ~ 12
	石灰用量	5 ~ 10kg \cdot t ⁻¹

注 :石灰用量包括混合浮选。

表 3-2-5 生产指标

<div>指标</div> <div>产品</div>	金品位 g \cdot t ⁻¹	银品位 g \cdot t ⁻¹	铜品位 %	硫品位 %	金回收率 %
原 矿	10.4	11.67	0.113	9.3	100
金铜精矿	108	287	4.17	47	50
硫精矿	25	35	0.15	43	43.4
尾 矿	0.3	2.6	0.01	0.62	6.6

原矿含 Au6 ~ 10g/t ,含 Cu0.1% ,经浮选后得出含金铜硫混合精矿 ,其中含 Au66g/t ,含 Cu0.3% ,金的浮选回收率 93.5%。混合精矿经再磨、调浆、加药进行分离浮选 ,约 50% 的金富集到铜精矿中 ,送往冶炼厂回收这部分金。其余的金留在铜硫分离浮选的尾矿中 ,其中含硫 40% 以上 ,含 Au20 ~ 30g/t ,这部分金进一步用氰化法提取。

二、富含硫化物的斑岩铜 – 金矿石

这类矿石矿物组成复杂 ,含黄铁矿、黄铜矿、磁黄铁矿、斑铜矿等多种硫化物 ,而且往往含有粘土和碳质物 ,为选矿以及氰化浸出带来一系列问题。

S. M. 布鲁特维克对美国内达华州、西澳大利亚及太平洋沿岸地区大量含粘土和碳质物的这类矿石进行了研究。

含金硫化物矿型斑岩铜—金矿常规浮选流程如图 4-6-8 所示。而处理难选含金硫化物矿型斑岩铜 – 金矿采用如图 4-6-9 所示的分步浮选流程更合适。该流程在混合浮选流程之前还有一个预先浮碳的过程。表 4-6-6 比较了分别采用图 4-6-8 和图 4-6-9 两种浮选流程的试验结果。

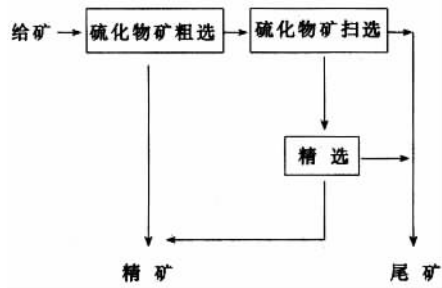


图 4-6-8 设有预先浮碳的标准浮选流程

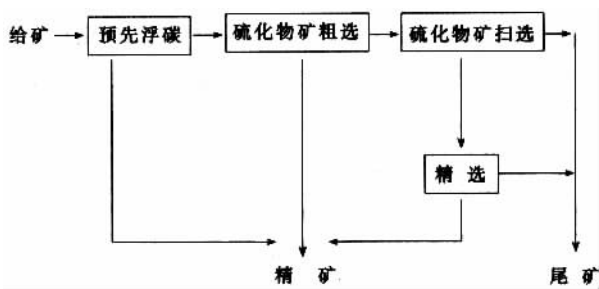


图 4-6-9 预先浮碳的分步浮选流程

表 3-2-6 浮选流程结构对浮选的影响效果

流 程	产 品	质量分数/%	品 位		回收率/%	
			Cu/%	Au/($8 \cdot t^{-1}$)	Cu	Au
常规浮选流程 (图 4-6-8)	硫精矿	29.22	9.81	4.88	77.5	86.4
	尾矿	70.78	1.18	0.32	22.5	13.6
	总计	100.00	3.70	1.65	100.00	100.00
分步浮选流程 (图 4-6-9)	碳精矿	4.55	16.20	2.8	19.5	7.7
	硫精矿	22.14	11.40	6.32	67.0	84.3
	C+S 精矿	26.69	12.22	5.72	86.5	92.0
	尾矿	73.31	0.69	0.18	13.5	8.0
	总计	100.00	3.77	1.66	100.00	100.00

试验证明 ,当有石墨和粘土存在时 ,明显影响了该类矿石金的回收率。浮选时黄药和连二磷酸盐混合使用能取得满意的浮选效果 ,尤其是当连二磷酸盐在混合捕收剂中份额占优势时可以提高金的回收率。但浮选中应加入一定量的烃油(如柴油、煤油)以消除矿石中石墨所带来的不利影响 ,同时也能提高金回收率。烃油的最佳用量为 200g/t。

常规抑制剂对粘土不能起很好的抑制效果。矿浆浓度是对选择性回收金起明显效果的重要因素。试验表明 ,矿浆浓度大于 25% ~ 30% 时 ,大量粘土上浮影响了精矿质量。

浮选中选择适当的活化剂对金的回收率也有很大影响。硫酸铜用量大于 400g/t 时 , 金的回收率反而下降。氯化铵用量在 400 ~ 600g/t 时能获得最高的金回收率。硝酸用量为 400g/t 时 ,金也能获得较好的回收率。

三、金 – 铜氧化(或部分氧化)矿石

(一)实例一

前苏联某金 – 铜氧化矿石的矿物组成 :主要为褐铁矿、孔雀石、蓝铜矿、磁铁矿、也可见到黄铁矿、黄铜矿、斑铜矿。金主要是自然金呈颗粒状分布 ,粒度 0.1 ~ 0.01mm ,矿石金品位 18g/t ,含铜 0.79%。

该矿石试验研究表明 ,采用重选 – 混汞 – 浮选 – 氰化联合工艺流程可以回收 80% 的铜和 96.8% 的金。其工艺流程及试验条件和指标见图 4 – 6 – 10 和表 4 – 6 – 7。

表 4 – 6 – 7 试验条件和指标

磨矿细度	84.8% – 74 μ m	
矿浆浓度	浮选作业	25 %
	氰化作业	33 %
作业时间	浮选	15min
	浸出	12h
浮选药剂 用量/g·t ⁻¹	Na ₂ S 200	丁基黄药 200
	松油 50	水玻璃 :100
	CaO 500	
氰化物	浓度 0.05 %	用量 :1kg·t ⁻¹
作业回收率/%	混汞 :60	氰化 :70
	浮选 :75	总计 96.8
金铜精矿	含金 200S/t	含铜 :15 %
	ϵ Au :75 %	ϵ Au :80 %

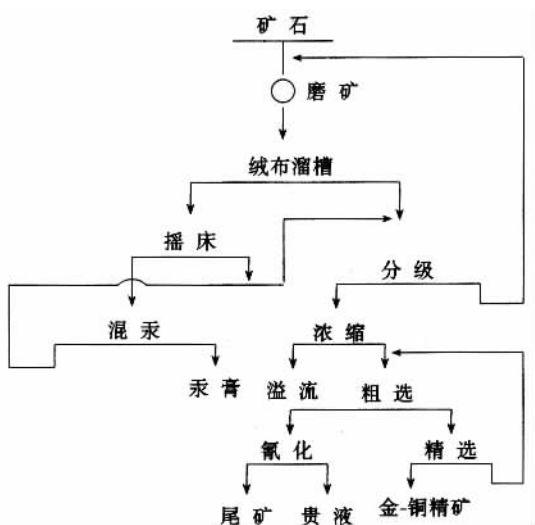


图 4-6-10 前苏联某金铜氧化矿石试验流程

(二) 实例二

我国某矿处理的斑岩型铜-金矿石可分为氧化矿石和硫化物矿石。氧化带的氧化矿石为含金镜铁矿-褐铁石英脉,原生带的硫化物矿石为含金镜铁矿-黄铁石英脉。

矿石物质组成复杂,金属矿物以黄铁矿、黄铜矿、镜铁矿、褐铁矿为主;非金属矿物有石英、绢云母、碳酸盐、长石等;其他矿物包括磁黄铁矿、辉锑铅矿、闪锌矿、锡石等。褐铁矿中尚包括软锰矿和土状物质。金主要以自然金和银金矿存在。自然金多呈粒状、叶片状集合体产于菱铁矿中及石英裂隙中或在二者交界处;其次产于菱铁矿与镜铁矿的分界处;少许在镜铁矿、赤铁矿、褐铁矿中,以及在黄铁矿裂隙中或石英与黄铁矿交界处。银金矿含量较少,主要产于菱铁矿、石英中,以及在黄铁矿与石英交界处。金粒度为0.2~0.002mm。矿石品位含 Au13.4g/t,含 Ag15.0g/t。

该矿生产工艺流程如图 4-6-11 所示,生产技术指标见表 4-6-8。

表 4-6-8 生产技术指标

产品名称	产率/%	金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	回收率/%
金精矿	1.54	201.36	85.58
尾 矿	98.46	0.53	14.42
原 矿	100.00	3.62	100.00

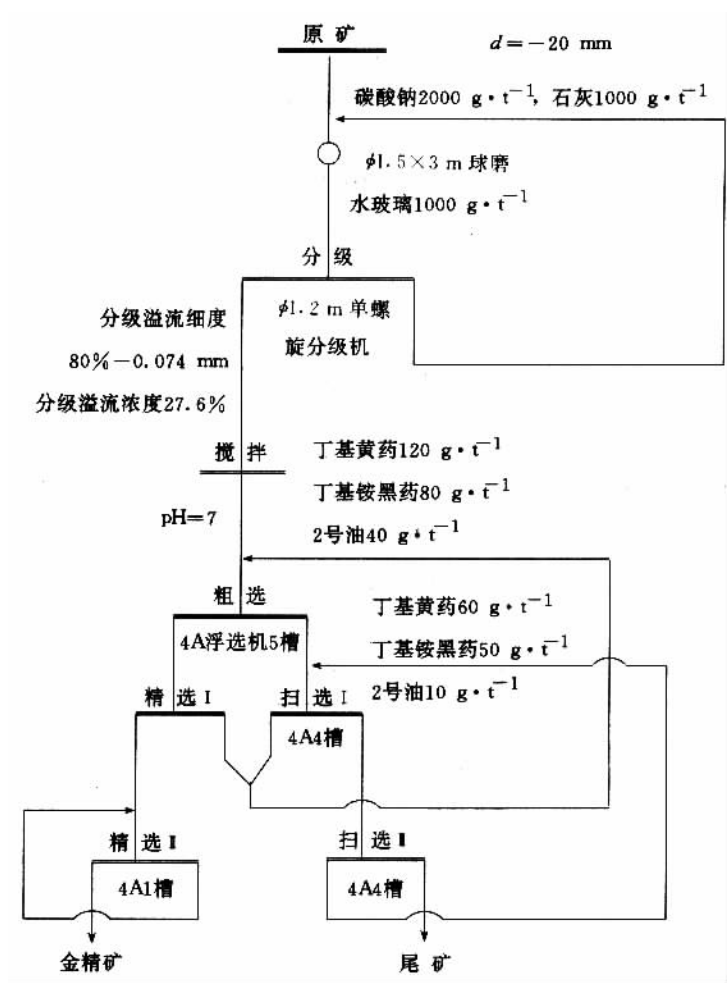


图 4-6-11 我国某斑岩铜—金矿石选别流程

第四节 复杂含金矿石的选矿实践

一、金—银矿石

金—银矿石除含金外,每t矿石还含有几十到几百克银,而银除自然银外,银还呈各种银矿物,如螺状硫银矿、深红银矿、脆银矿、硫锑铜银矿、淡红银矿、角银矿等存在。某些硫化物,如方铅矿、黄铜矿、黄铁矿和辉锑矿中也常富集微粒银。

由于银在金—银矿石中常常呈多种状态出现,多采用两种或多种方法组成的联合工艺流程处理。银在矿石中的特性及其回收方法如表 4-6-9 所示。

表 4-6-9 银在矿石中的特性及其回收方法

银的特性	回收方法
粗粒(大于 0.1~0.2mm)的自然银和自然合金	重 选
	氰 化
呈游离和连生体的细粒(小于 0.1~0.2mm)的自然银和自然合金	氰 化
	浮选与下一步对精矿进行氰化或熔炼 ^①
呈游离或连生体的角银矿颗粒	氰 化 ^①
呈游离和连生体的银的简单硫化物	浮选与下一步对精矿进行氰化或熔炼
	氰 化 ^①
呈游离和连生体的银的碲化物、硒化物和复杂硫化物以及银铁矾颗粒	氧化焙烧或氯化焙烧与下一步对焙砂进行氰化
	浮选与下一步对精矿进行熔炼或焙烧,焙砂用氰化法处理
银包裹在方铅矿、黄铜矿、辉铜矿和其他有色金属硫化物中	浮选与下一步对精矿进行熔炼 ^①
银包裹在铁的硫化物中	浮选与下一步对精矿进行氧化焙烧或氯化焙烧以及对焙砂进行氰化 ^①

①矿物的粗粒部分可用重选法加以回收。

如日本千岁金-银选矿厂处理的金-银矿石中,金属矿物有自然金、辉银矿、深红银矿、淡红银矿、脆银矿、辉锑银矿、黄铜矿、黝铜矿、方铅矿、闪锌矿和黄铁矿。金除以自然金状态存在外,还包裹在黄铁矿中,金粒大小为 10~50/μm,也有的 100~150μm。脉石矿物主要为石英、绿泥石、冰长石、沸石和方解石,其次有少量重晶石。

当主要处理硫化物矿石时,采用单一浮选法回收金银。如果处理品位高的氧化矿石时,采用重选法(绒面溜槽和摇床)回收粗粒金。如浮选法的效果不佳,则可用氰化法回收部分金银。

其工艺流程如图 4-6-12 所示。生产指标及药剂用量见表 4-6-10 和表 4-6-11。

表 4-6-10 生产指标

产品名称	产率 /%	品 位			回收率/%	
		金(g·t ⁻¹)	银(e·t ⁻¹)	铜/%	金	银
矿 石	100.00	18.80	45.0		100.00	100.00
手选废石	24.74	0.50	6.8		0.70	3.71
上部溜槽精矿	0.15	719.2	734.9		5.60	2.39

续表

产品名称	产率 /%	品 位			回收率/%	
		金/(g·t ⁻¹)	银/(g·t ⁻¹)	铜/%	金	银
入选原矿	75.11	23.5	56.3	1.24	93.70	93.90
下部溜槽精矿	0.29	2529.5	1641.8		39.47	10.69
浮选原矿	74.82	13.60	50.1		54.23	83.21
浮选精矿	2.17	415.5	1409.0		47.94	67.83
浮选尾矿	72.65	1.6	9.5		6.29	15.38
浮选废弃尾矿	58.68	1.3	9.3	1.00	4.20	12.08
氰化原矿	13.97	2.8	10.6		2.09	3.30
金 泥		1.2(%)	3.1(%)		0.92	1.02
氰化尾矿	13.97	1.6	7.3		1.17	2.28
精矿合计	2.61	676.9	1415.0		93.93	81.93
尾矿合计	97.39	1.2	8.4		6.07	18.07

表 4-6-11 药剂用量(对给矿而言)

药 名	日本牌松根油 10 号-B	高砂牌弗罗特 15 号	日选牌高级 黄药	A.C.C 牌 艾罗弗特 208 号	硫酸铜	锌 粉
用量/(g·t ⁻¹)	211	4	74	30	13	240
药 名	醋酸铅	石 灰		氰化钠		
		浮选	氰化	浮选	氰化	
用量/(g·t ⁻¹)	44	1580	2205	7	645	

又如日本持越金银选厂处理含金银石英脉型矿石。矿石多遭受粘土化作用,金呈银金矿(Au50%~60%)形态存在,银主要为辉银矿并与金一起存在于石英或粘土中。矿石金品位0~12g/t,金银含量之比为1:15~30。

该厂采用重选-混汞-氰化-浮选联合工艺流程回收金银,主要产出金银合金,混汞尾矿和浮选精矿分别作为单独产品出售,其生产工艺原则流程如图4-6-13。

该生产工艺的特点是:①在磨矿、跳汰和分级作业中均使用循环的氰化脱金溶液。②在磨矿分级回路中,用跳汰机和绒布溜槽回收粗粒金和硫化物。当原矿含Au7.8g/t、Ag225g/t时,重选精矿含Au405.8g/t,含Ag2406g/t,重选金回收率10.86%,银则为2.0%。③重选精矿用混汞法处理,金回收率为81.8%,银则为53.4%。④将20号凝聚剂(超短

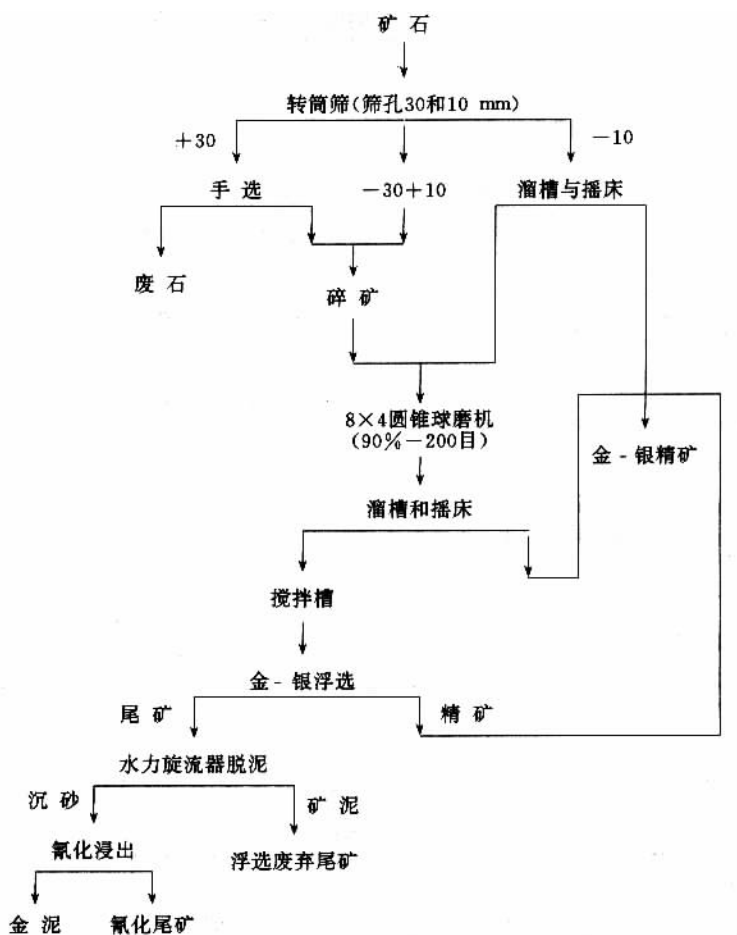


图 4-6-12 日本千岁选矿厂金-银矿石生产工艺原则流程

纤维)加入浓密机中,以防止矿泥上升并加快矿泥的沉降速度和提高圆筒真空过滤机的处理能力。⑤由于大大减少含金溶液中矿泥含量,从而克服了锌粉置换沉淀工序中压滤机滤布孔隙堵塞现象,并降低了锌粉、燃料和溶剂的消耗。⑥浓缩产品含 $\text{Au}6.3\text{g/t}$ 、 $\text{Ag}175\text{g/t}$ 经 120~160h 氰化浸出,金氰化回收率 93.9%,银 87.1%。⑦为了更加充分回收金银,将氰化尾矿用水调浆并经水力旋流器脱泥后,其沉砂用浮选法处理回收金银。

二、金-砷-锑矿石

(一) 金-砷矿石选矿

原生金-砷矿石中常含有 1%~2% 到 10%~12% 砷黄铁矿,其他硫化物矿物主要为黄铁矿和磁黄铁矿。当矿石中金呈微粒状态被包裹在硫化物中时,一般采用混合浮选选出金-砷精矿或金-砷-黄铁矿精矿,然后对精矿进行预处理后进行氰化回收金。

罗马尼亚达尔尼选金厂处理难溶金-砷矿石,矿石含金 7.0g/t 。该厂采用浮选-焙

图 4-6-13 日本持越选矿厂矿石的生产工艺原则流程

烧-氰化联合流程(如图4-6-14)。矿石经两段破碎后,先用 $\phi 13.66\text{m} \times 7.1\text{m}$ 棒磨机、后用 $\phi 2.4\text{m} \times 2.4\text{m}$ 球磨机(与直径609mm的水力旋流器组成闭路)进行湿磨。水力旋流器的溢流进行两段浮选,其药剂用量见表4-6-12。浮选精矿含金90~125g/t,含硫16%~22%,含砷6%,金的浮选回收率为89%。

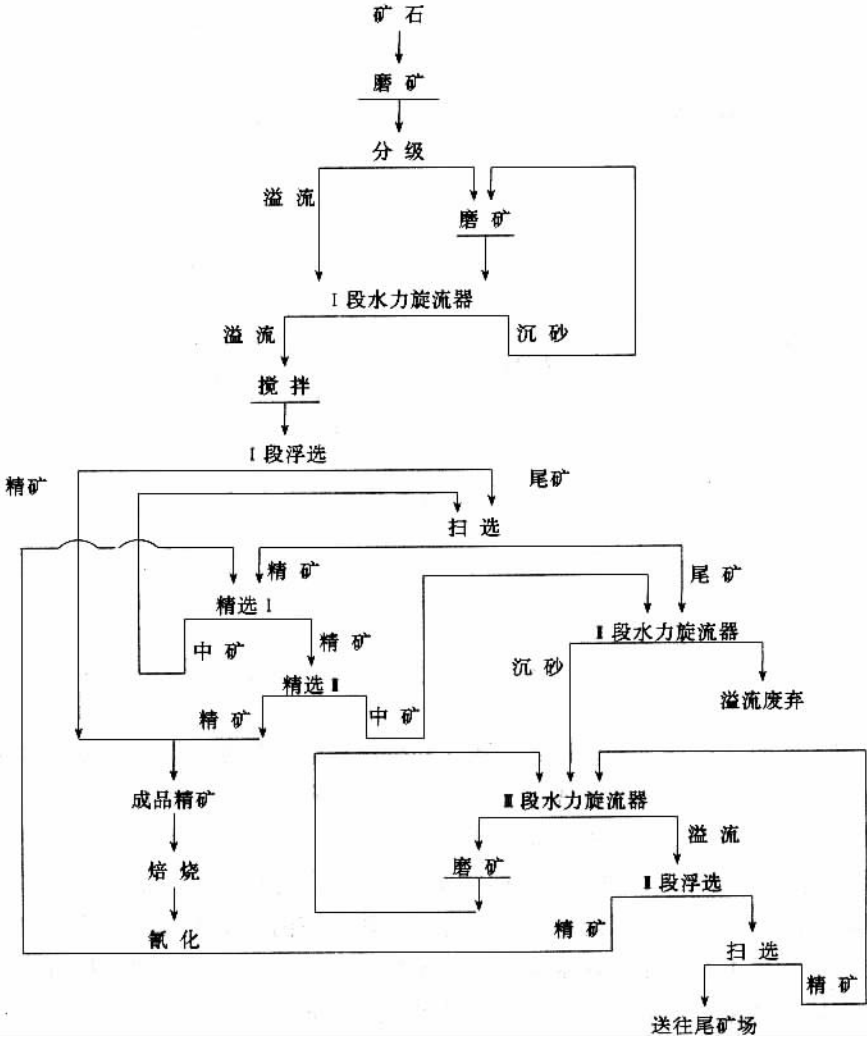


图 4-6-14 罗马尼亚达尔尼选金厂金-砷矿石选矿流程

表 4-6-12 浮选药剂制度

加药地点	药 剂	用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$
棒磨机	苏 打	750
	丁基黄药和戊基黄药	65
球磨机	硫酸铜	55
	丁基黄药	30
	道福劳斯 250	10
Ⅲ段水力旋流器给矿	硫酸铜	20
	丁基黄药和戊基黄药	10

续表

加药地点	药 剂	用量/g·t ⁻¹
Ⅲ段水力旋流器沉砂	同 上	10
浮选给矿	道福劳斯 250	10
	25 号黑药	15

浮选金－砷精矿用沸腾焙烧炉进行焙烧 ,而后焙砂进行氰化 ,金的氰化回收率为 95% ~ 97%。

(二)金－锑矿石选矿

金－锑矿石含金通常不少于 1.5 ~ 2g/t ,含锑 1% ~ 10%。原生矿石中锑主要呈辉锑矿(Sb₂S₂)存在 ,部分氧化矿石中还含有锑华(Sb₂O₃)、锑锆石(Sb₂O₄)、方锑矿(Sb₂O₃)、黄锑华(Sb₃O₄OH)和其他氧化物。最常见的伴生矿物有黄铁矿和砷黄铁矿。

矿石中金的粒度变化很大 ,如在黄铁矿中常呈微粒金。

采用跳汰和其他重选法可从金－锑矿石的磨碎物料中既回收金又回收锑 ,但由于锑矿物性脆 ,磨矿过程中应避免过粉碎。

优先浮选是处理金－锑矿石的最有效方法。在许多情况下 ,能得到废弃尾矿并选出金精矿和锑精矿。

金－锑矿石优先浮选原则流程如图 4－6－15 所示。选择哪种流程主要取决于 :矿石中金和锑的总含量 ,锑的矿物形态 ,金在矿物各组分中的分布率 ,矿石中其他金属硫化物的含量 ,金的赋存状态等等。

流程Ⅰ和Ⅱ是对锑矿物先进行混合浮选 ,而后将混合精矿分离为锑精矿和金精矿。流程Ⅲ是对矿石实行直接优先浮选 ,而流程Ⅳ则是在酸性介质中浮选锑矿物。

金－锑精矿先经两段焙烧(第一段温度为 500 ~ 600℃ ,1h ;第二段温度 1000℃ ,2 ~ 3h) ,三氧化锑用收尘器加以捕收 ,焙砂先用稀硫酸浸出后 ,再用氰化法浸出回收金。

个别情况下 ,用湿法难处理的金－锑精矿可直接送冶炼厂熔炼。

南非康索里杰依捷德－马尔齐松选金厂处理成分很复杂的金－锑矿石。矿石含 Au5.63g/t ,Sb11.59%。该厂采用重选－浮选和金精矿焙烧－氰化以及锑浮选的流程 ,其生产工艺流程如图 4－6－16 所示。生产指标如表 4－6－13 所示。

表 4-6-13 生产指标

产 品	品 位		回收率/%	
	锑/%	金/(g·t ⁻¹)	锑	金
合格锑精矿	61.94	17.6	91.4	53.5
金合金	—	—	—	34.0
尾矿(按差计)	1.2	0.87	8.6	12.5
矿石	11.59	5.63	100.00	100.00

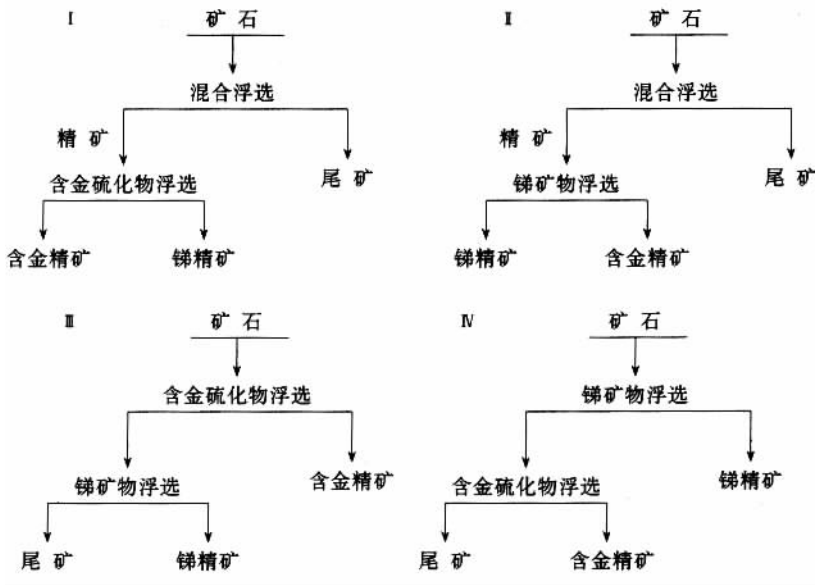


图 4-6-15 金-锑矿石优先浮选的原则流程

(三) 金-锑-白钨矿石选矿

我国某选矿厂处理金-锑-白钨矿石。金属矿物主要有金、辉锑矿、白钨矿、黄铁矿，其次为闪锌矿、砷黄铁矿、方铅矿、黄铜矿、黝铜矿、辉钼矿、黑钨矿、褐铁矿等。脉石矿物主要为石英，其次为方解石、磷灰石、白云石、绢云母、叶蜡石、绿泥石、钠长石等。矿石含泥约3%。有用矿物呈不均匀嵌布于脉石中，易解离。金从1mm开始出现单体，磨至-0.1~0.2mm时，金解离较完全。矿石中含Au6~8g/t，三氧化钨0.4%~0.6%，含锑4%~6%。

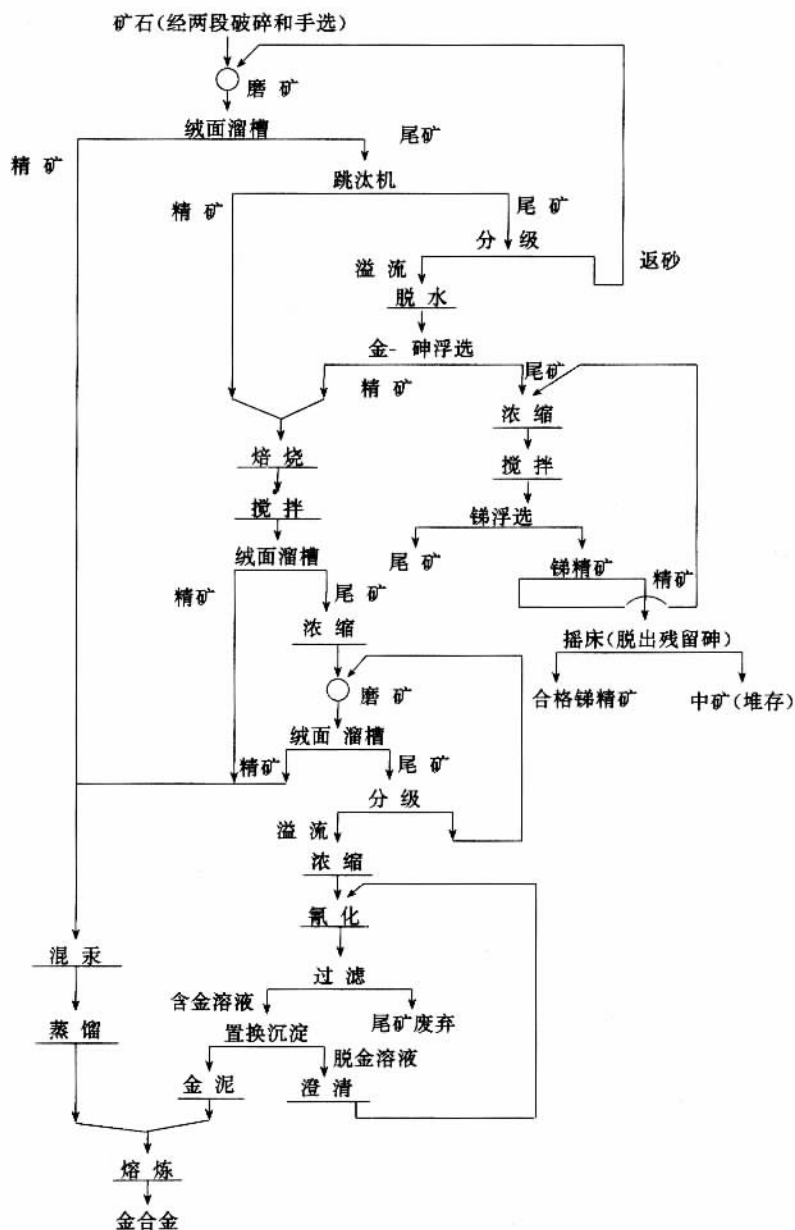


图 4-6-16 南非某选金厂金-锑矿石的生产工艺流程

该厂采用重选—浮选联合流程(如图4-6-17)处理。矿石进行重选获得一部分白钨精矿和金精矿,随后进行浮选得到金—钨精矿和白钨粗精矿。金—钨精矿送去熔炼。白钨粗精矿经浓缩、加温、水玻璃解吸、精选及脱磷后得到白钨精矿。

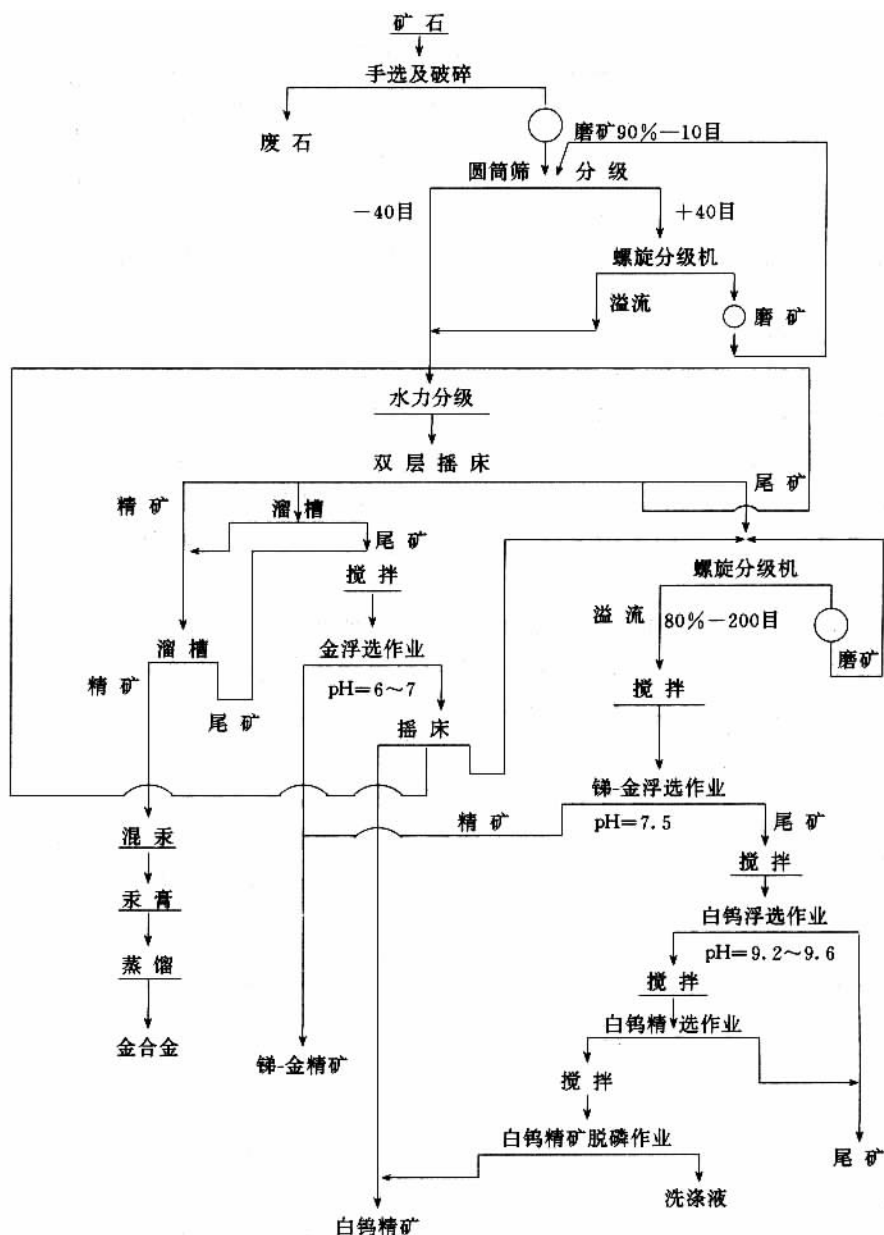


图4-6-17 我国某选矿厂金—钨—白钨矿石生产工艺原则流程

该厂各浮选作业药剂条件如下:

金浮选作业(g/t):黄药46,煤油8.2,硫酸46,氟硅酸钠91。

金—钨浮选作业(g/t):黄药200,黑药80,2号油适量,硝酸铅100,硫酸铜70。

白钨矿浮选作业(g/t) 油酸 120 ,碳酸钠 3000 ~ 4000 ,水玻璃 1000。
生产技术指标列于表 4 - 6 - 14。

表 4 - 6 - 14 生产技术指标

指标 产品	产率 %	品 位 / %			回收率 / %		
		WO ₃	Sb	Au(g · t ⁻¹)	WO ₃	Sb	Au
金合金	—	—	—	98.4 %	—	—	13.75
金 - 锑精矿	7.34	0.21	41.66	61.25	2.47	96.59	72.87
白钨精矿	0.71	73.20	—	—	84.42	—	—
尾矿	89.74	0.081	0.076	0.8	11.02	3.23	12.88
废石	2.12	0.045	0.17	1.41	0.09	0.18	0.50
矿石	100.00	0.631	3.205	6.246	100.00	100.00	100.0

(四) 金 - 砷 - 锑矿石选矿

我国贵州某金矿属低温热液矿床 , 矿石结构、构造及物质组成比较复杂。矿石工艺类型属难选、难浸的卡林型金矿石。

矿石中主要金属矿物为黄铁矿 , 其次为砷黄铁矿和辉锑矿 , 少量有闪锌矿、辰砂、自然汞、黄铜矿、方铅矿、自然锑等。金属矿物占矿石总量的 4.12 % , 脉石矿物主要为石英、方解石、石墨等。

矿石金品位 5.47g/t。金主要以微细粒状的自然金为主 , 其中中粒金(0.053 ~ 0.037mm) 约占 6.12 % , 细粒金(0.037 ~ 0.01mm) 占 5.99 % , 微细粒金(小于 0.01mm) 占 18.11 % , 次显微金为 69.78 % , 即 69.78 % 的金呈包裹体存在于黄铁矿、砷黄铁矿、辉锑矿(金占 66.66 %) 和脉石中。

对于这种难处理矿石采用强化浮选闭路流程处理(见图 4 - 6 - 18) , 金回收率由常规浮选的 70 % 提高到 91 % 以上 , 尾矿金品位由 2g/t 降至 0.5g/t。

试验研究证明 (1) 碳酸钠加入磨矿介质中 , 矿浆充气搅拌 , 预先氧化 , 增加碳酸钠与载金矿物的氧化时间 , 清除金矿物表面污染 , 可提高金的回收率 (2) 选用硫酸铜作为砷黄铁矿和辉锑矿的活化剂 , 延长搅拌时间 , 可使矿物充分氧化 (3) 在酸性介质中 , 硫酸铜作为活化剂 , 丁基铵黑药和丁基黄药两种捕收剂按比例配合使用 , 可产生协同作用 , 增加捕收性能 , 并改善了选择性 , 因而提高了金的回收率。

三、金 - 砷矿石

金与银都或多或少地能与砷结合成化合物。金的砷化物用起泡剂就能浮选。但由于砷化物很脆 , 磨矿过程中易泥化 , 从而给砷化物的浮选造成困难。因此 , 处理金 - 砷矿石时 , 务必进行阶段浮选。

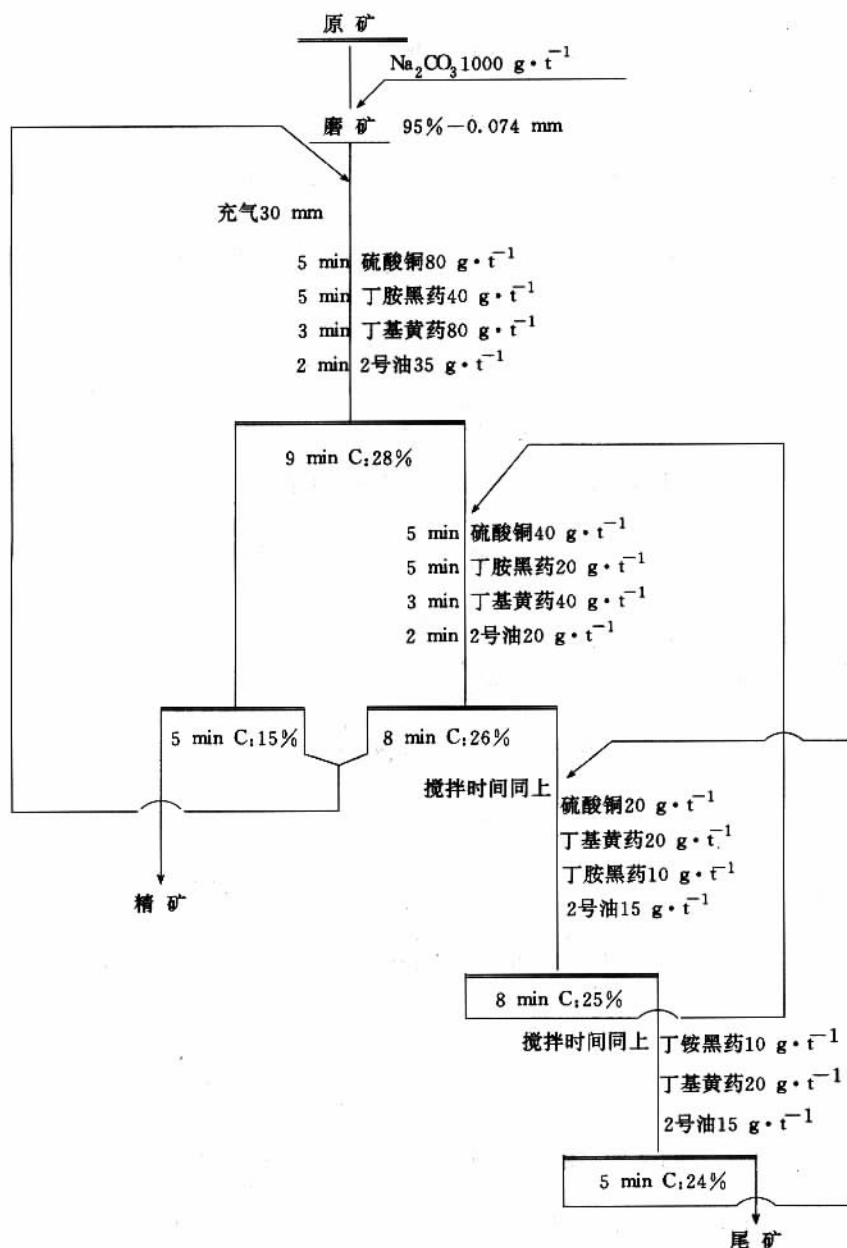


图 4-6-18 浮选闭路试验流程

金—碲矿石的优先浮选原则流程如图 4-6-19 所示。首先,从矿石中回收金的碲化物和其他易浮矿物。在苏打介质($\text{pH} = 7.5 \sim 8$)中只用松根油或其他起泡剂进行浮选,使一部分游离金进入精矿中,而尾矿则用巯基捕收剂进行硫化物浮选。金—碲精矿进行长时间氰化(4~5d)处理,而金—硫化物精矿则实行焙烧,而后对焙砂进行氰化。

另一个原则流程(如图 4-6-20 所示),是从混合浮选精矿及其氰化尾矿中分选出含

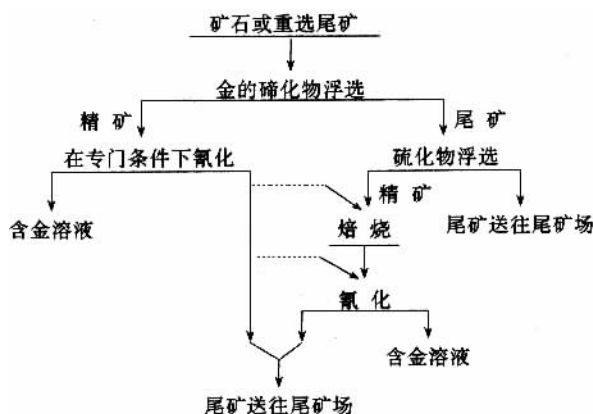


图 4-6-19 金-碲矿石优先浮选原则流程

碲产品。必要时,可对精矿进行再磨、洗涤和脱水,而后在苏打-氰化物介质中以碳氢油作为捕收剂进行碲化物浮选。

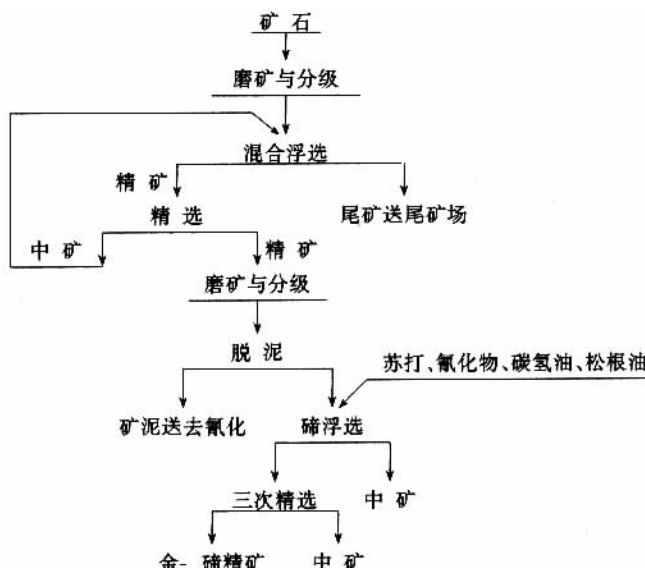


图 4-6-20 金-碲-黄铁矿矿石的混合-优先浮选流程

当前,金-碲矿石可用下列两种方案进行处理。

- (1) 将难溶金用浮选法选入精矿中,对精矿实行氧化焙烧,焙砂和浮选尾矿进行氰化。
- (2) 将矿石直接进行氰化,氰化尾矿进行浮选。对浮选精矿进行焙烧,其焙砂进行氰化。

澳大利亚的莱克-维尤恩德-斯塔尔选金厂采用第一种方案处理难溶金-碲矿石的选冶工艺流程如图 4-6-21 所示。

所处理矿石含金 7.5g/t,金主要为碲化物的细粒包裹体,粒度由微细到 5mm。图 4-6-21 为重选-浮选和浮选精矿焙烧-氰化以及浮选尾矿氰化的联合流程。矿石进行三

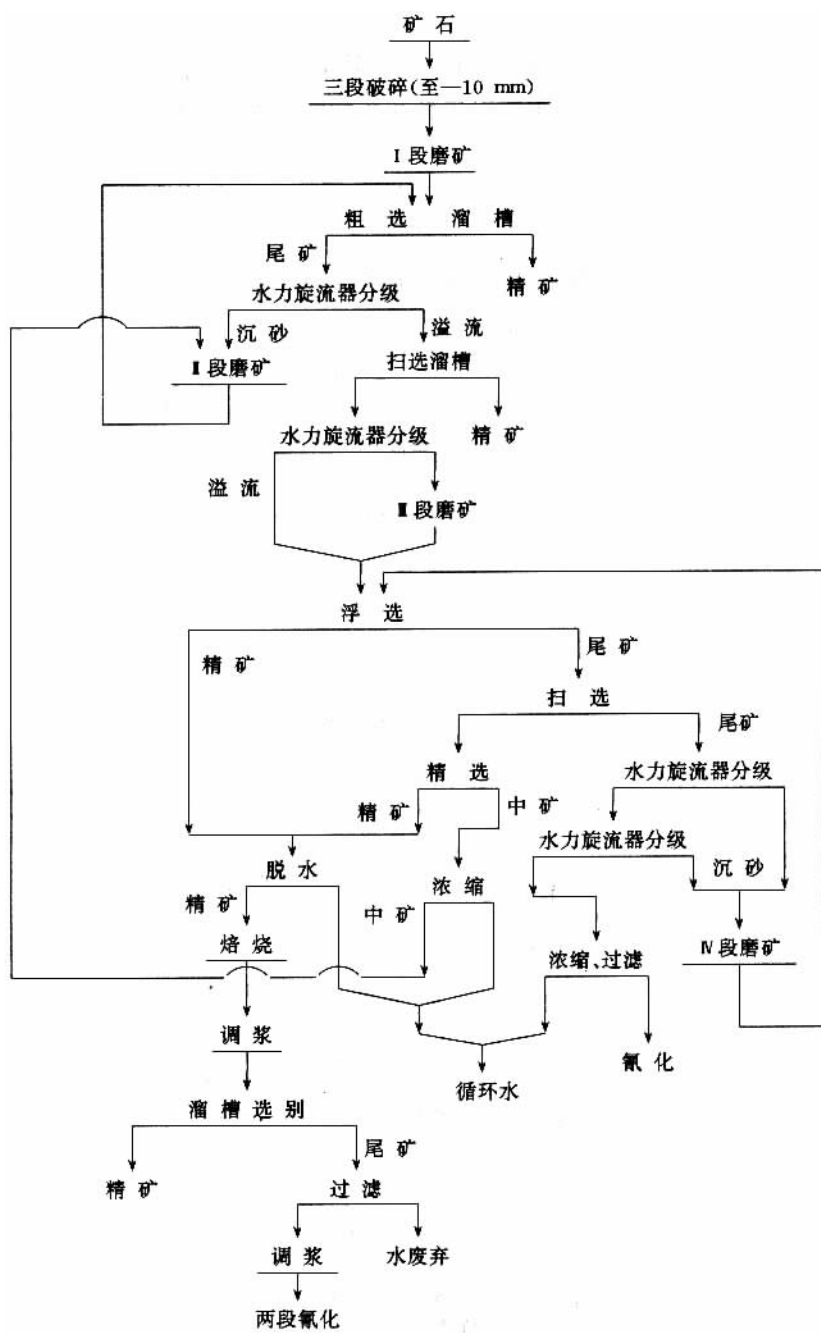


图 4-6-21 澳大利亚某选金厂处理难溶金-碲矿石的选冶工艺流程

段破碎(至小于10mm)和四段磨矿,以防碲化物过粉碎。在磨矿与分级循环中先用绒布溜槽回收粗粒金,粗选溜槽给矿粒度为15% - 1.65mm,扫选溜槽给矿粒度为20% + 0.074mm。磨碎后的矿石用浮选法回收难溶金。浮选精矿经脱水并焙烧(500~550℃),以便

解离含金硫化物和碲化物,使之适合于氰化。由于浮选精矿含硫量很高,所以进行单独焙烧,其焙砂先用溜槽回收单体金,而后进行两段氰化。重选精矿进行混汞。

该厂金总回收率为 94.2%。其中,原矿溜槽选别回收率为 13.02%,焙砂溜槽选别回收率为 20%,焙砂氰化回收率为 57.60%,浮选尾矿氰化回收率为 3.60%。

四、金-铀矿石

金-铀矿石除含金外,还含有 0.01% 以上的铀。矿石中铀主要为晶质铀矿和沥青铀矿,且常与氢氧化铁紧密共生。金主要以细粒和粗粒状态存在,但也有以微粒状被包裹在黄铁矿中。

为了富集金和铀,最好采用重选法(溜槽、跳汰和重介质选矿等)。处理金-铀矿石的原则流程,如图 4-6-22 所示。

流程 I 是现今生产普遍应用的流程。先对原矿进行氰化提金,而后从氰化尾矿中浸出铀,最后则用浮选法从浸出铀的尾矿中回收黄铁矿。对黄铁矿进行焙烧,所得 SO_2 用来制取硫酸,而焙砂则用氰化法处理回收其中的金。

流程 II 适于处理用浮选法能够得到最终废弃尾矿的矿石。

流程 III 最适合于处理金主要包裹在黄铁矿中且须经焙烧-氰化才能回收的矿石。

南非维斯捷尔恩-吉普-列维兹选金厂处理的金-铀矿石,含金 18.29g/t,含铀 0.02%,并且金与铀都聚集在细粒级别中,该厂采用重选和氰化联合流程(如图 4-6-23)。

矿石经一段破碎至小于 9mm,然后进行三段磨矿,第二段水力旋流器沉砂用跳汰机和皮带溜槽回收游离金,其金回收率约 30%~52%。皮带溜槽尾矿进行脱水,并用第三段磨机再磨,然后送到第一段水力旋流器进行分级,溢流先用浓密机浓缩,而后用空气搅拌浸出槽进行氰化。氰化后矿浆经过滤得到澄清的浸出液,用锌粉置换法回收金,金浸出率约 95%~98%。滤饼用硫酸法浸出铀。该厂金总回收率为 96%~97.8%,铀总回收率为 98%~99%。

第五节 金-多金属矿石的选矿实践

金-多金属矿石中除金以外,最常见的组分为铜、铅、锌、银、钼和黄铁矿等。金在矿石中通常以细粒和微粒状态被包裹于黄铁矿、黄铜矿、砷黄铁矿等硫化物中。

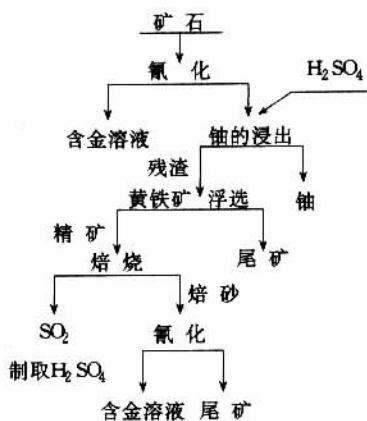
处理金-多金属矿石的工艺流程除应保证回收金之外,还应将所有其他有价值成分回收单独产品中。

一、含少量金的有色金属矿石

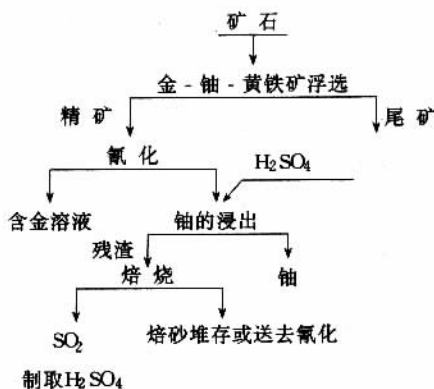
有色金属矿石中常伴有少量的金。这些金通常包裹在以铜、铅、锌为主的多金属矿、铜及铜-镍矿石中。矿石中金品位不高,一般不超过 2g/t。这种有色金属矿床规模大,所以伴生金的总产量占有较大比例,不少国家都将其作为一种重要的金来源。

对于这种矿石,一般采用浮选法处理,与黄铁矿、黄铜矿、方铅矿等连生的细粒金都顺

(I)



(II)



(III)

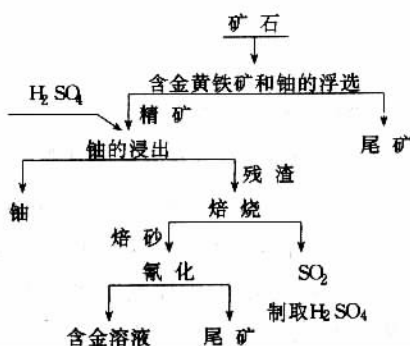


图 4-6-22 处理金铀矿石的原则流程

便富集到各种浮选精矿中,金在火法冶炼厂作为副产品回收。如果自然金颗粒较粗,则应在铜铅浮选前的磨矿-分级循环中加混汞和重选作业。

加拿大高尔登曼尼陀选矿厂处理含锌、银、金、铅和铜的复杂硫化物矿石。最主要的矿物是黄铁矿、闪锌矿、方铅矿和黄铜矿。矿石中伴生的金 1g/t,银 120g/t。

选矿厂采用先混合浮选,然后混合精矿用氰化流程处理,氰化尾矿和混合浮选尾矿再

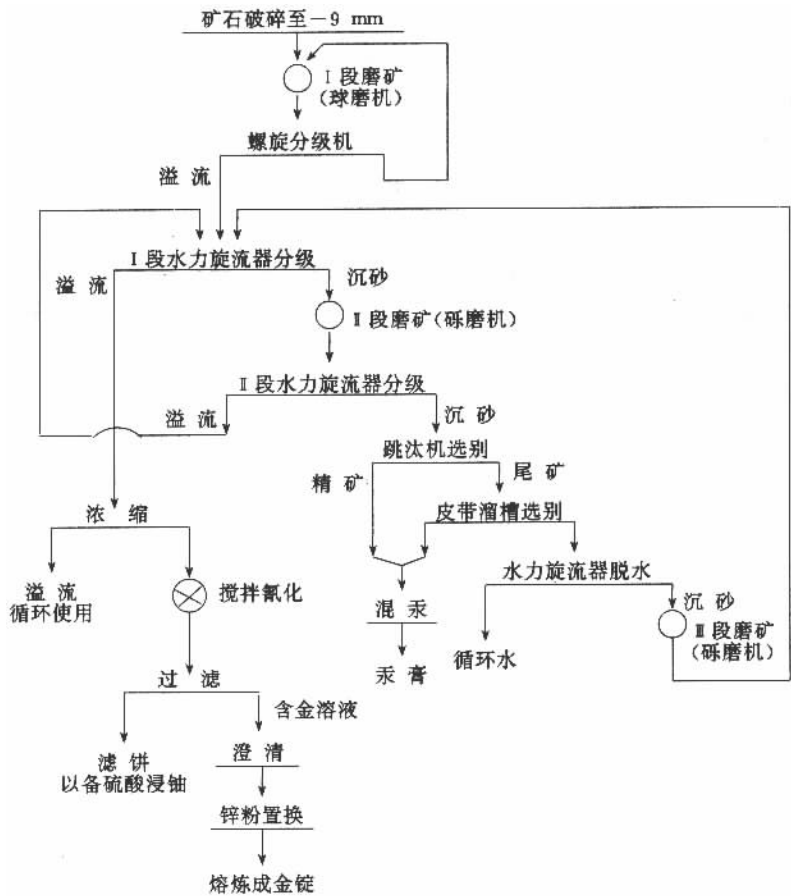


图 4-6-23 南非维斯捷尔恩-吉普-列维兹选冶厂生产工艺流程

进行优先浮选分出锌精矿和银-铅-铜精矿(流程见图 4-6-24)。混合浮选精矿中回收了约 90%的金。经氰化处理,金作业回收率 89.1%。铅精矿中金回收率 2.3%。金的总回收率 81.1%。金银生产工艺指标见表 4-6-15。

表 4-6-15 金银生产指标

品位及回收率	混合浮选				氰化处理					回收率			总回收率 / %
	给矿	精矿	尾矿	精矿中	给矿(混	贵液 /	贫液 /	尾矿 /	回收率 /	氰化法	锌精矿	铅精矿	
	(溢流) / (g·t ⁻¹)	(送往优先浮选) / (g·t ⁻¹)	(送往优先浮选) / (g·t ⁻¹)	回收率 / %	合精矿) / (g·t ⁻¹)	(g·m ⁻³)	(g·m ⁻¹)	(g·t ⁻¹)	%	沉淀物 / %	/%	/%	
Au	1.05	4.26	0.14	88.7	4.26	1.28	0.04	0.4	89.1	79.1		2.3	81.4
Ag	122	514	14.5	90.2	514	682	0.61	3.4	40.7	36.8	4.4	37.0	78.2

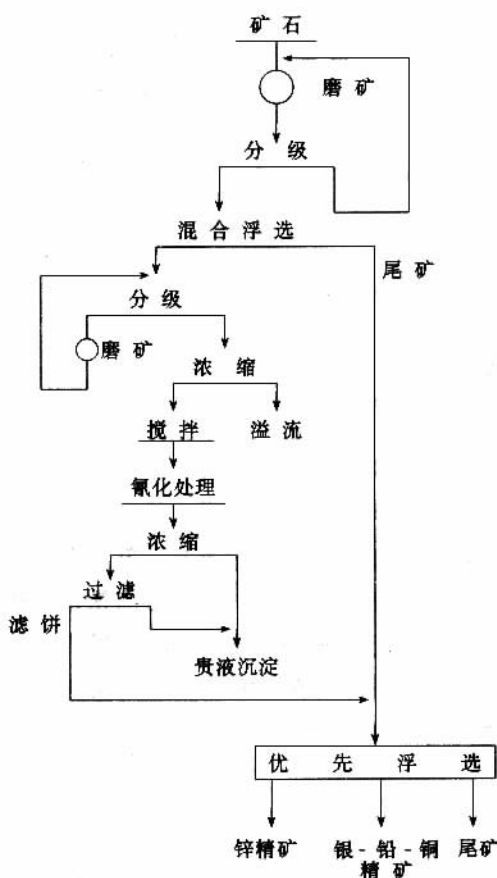


图 4-6-24 加拿大高尔登曼尼陀选金厂流程

二、富金—多金属矿石

(一) 金—铜—铅—黄铁矿矿石

我国某选金厂处理某多金属硫化物矿含金石英脉型矿石。金属矿物主要有自然金、黄铜矿、方铅矿、黄铁矿、磁黄铁矿。硫化物总量高达 10% ~ 15%。大部分金呈自然状态分布于石英中。原矿含 Cu0.1% , Pb0.4% ~ 0.5% , Fe4% ~ 7% , Au10 ~ 20g/t , Ag10 ~ 50g/t。

该厂采用混汞—浮选联合工艺流程(见图 4-6-25)。用混汞法回收粗粒单体金,而与硫化物伴生的金则用浮选法选别到铜、铅、硫化铁精矿中。该厂生产技术条件及生产指标分别列于表 4-6-16 和表 4-6-17。

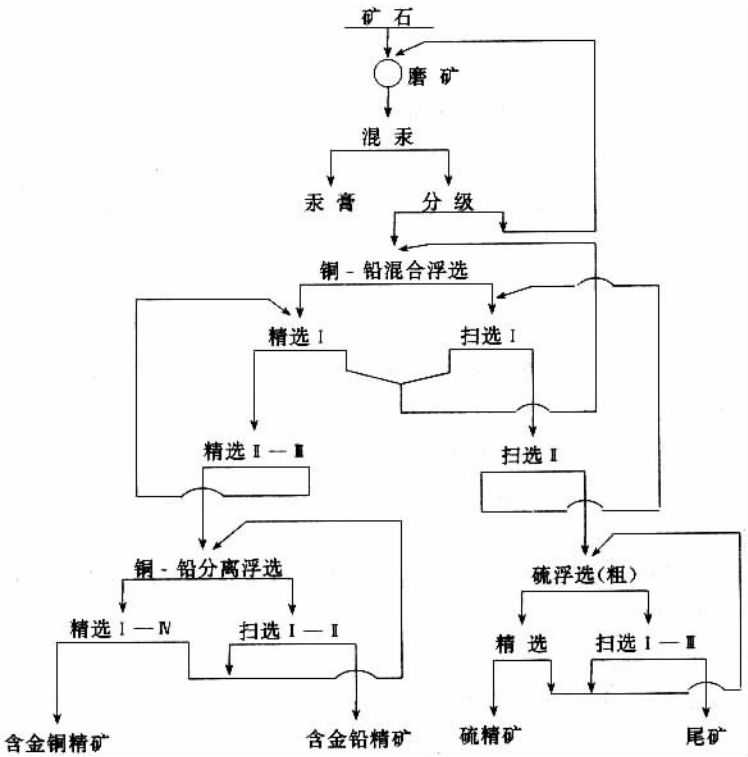


图 4-6-25 我国某选金厂金-铜-铅-黄铁矿矿石选矿工艺流程

表 4-6-16 技术条件^①

药剂名称	用量 /g·t ⁻¹	添加地点	药剂名称	用量 /g·t ⁻¹	添加地点
硅酸钠	40~60	磨矿机	2号油	30~40	混合浮选
硫酸锌	40~60	磨矿机	2号油	70~80	硫浮(粗)选
汞	10~12	混汞板	重铬酸钠	50	铜铅分离浮选
铵黑药	45	混合浮选	重铬酸钠	20~30	金铜精选
铵黑药	15~20	硫浮(粗)选	桃胶	30	铜铅分离
铵黑药	80	硫浮(一次扫)选	石灰	800	混合浮选 ^②

①磨矿细度 65%~70% - 200 目 ;浮选矿浆浓度 15%~18% ,混汞作业矿浆浓度 50%。

②混合浮选矿浆 pH=8~9。

表 4-6-17 生产指标

产物 指标 元素	金铅精矿		金铜精矿		硫精矿		汞 膏		原矿 /%	尾矿 /%
	品位 /%	回收率 /%	品位 /%	回收率 /%	品位 /%	回收率 /%	品位 /%	回收率 /%		
金	90 ~ 100 g·t ⁻¹	14 ~ 18	200 ~ 500 g·t ⁻¹	12 ~ 13	10 ~ 20 g·t ⁻¹	11 ~ 15	10 ~ 15	40 ~ 45	10 ~ 20 g·t ⁻¹	1 ~ 0.8 g·t ⁻¹
铜	142		12 ~ 15	40 ~ 30	2 ~ 3				0.1	0.08 ~ 0.02
铅	20 ~ 23	60 ~ 70	10 ~ 80		9 ~ 5				0.5	0.02

(二) 金-铜-钼-铁多金属矿石

我国某选矿厂处理的金-铜-钼-铁多金属矿石,金属矿物主要有自然金、斑铜矿、黄铜矿、辉铜矿、辉钼矿,其次有黄铁矿、磁铁矿、磁黄铁矿。脉石矿物主要有石榴子石、透辉石,其次有绿泥石、方解石、透闪石等。金除以游离状态存在外,主要与铜矿物共生。矿石含金 8~10g/t,Cu0.9%~1.0%,Mo0.03%~0.05%,Fe14%~17%,S2%~4%。

该厂采用浮选-磁选-重选联合流程,其生产工艺流程如图 4-6-26 所示。

矿石经两段破碎和一段闭路磨矿磨碎至 60%-0.074mm,然后进行钼-铜-金混合浮选和分离浮选,获得钼精矿和铜金精矿。混合浮选尾矿用磁选机(场强 9540A/m)选出铁精矿,而后用棉毡溜槽回收单体金。

浮选药剂制度列于表 4-6-18。年度生产指标如下:矿石含 Au10g/t,Cu1%,Mo0.05%,Fe15%,钼精矿含钼 40%,钼回收率 60%,金-铜精矿含金 120g/t,含铜 22%,金回收率 72%,铜回收率 88%,铁精矿含铁 60%,铁回收率 80%,溜槽精矿金回收率 8%~13%。总金回收率为 80%~85%。

表 4-6-18 浮选药剂制度

药名		石灰 (kg·t ⁻¹)	丁基黄药 (g·t ⁻¹)	松油 (g·t ⁻¹)	硫化钠 (g·t ⁻¹)	煤油 (g·t ⁻¹)	水玻璃 (g·t ⁻¹)
加入地点							
球磨机		1.5				120	
钼-铜(金)混合浮选	搅拌槽		100	50		15	
	扫选 I-II		60	10		15	
钼-铜(金)分离浮选	搅拌槽			10	1000	40	
	扫选 I				100	10	
	精选 I-V			10	500	20	400
合 计		1.5	160	80	1600	220	400

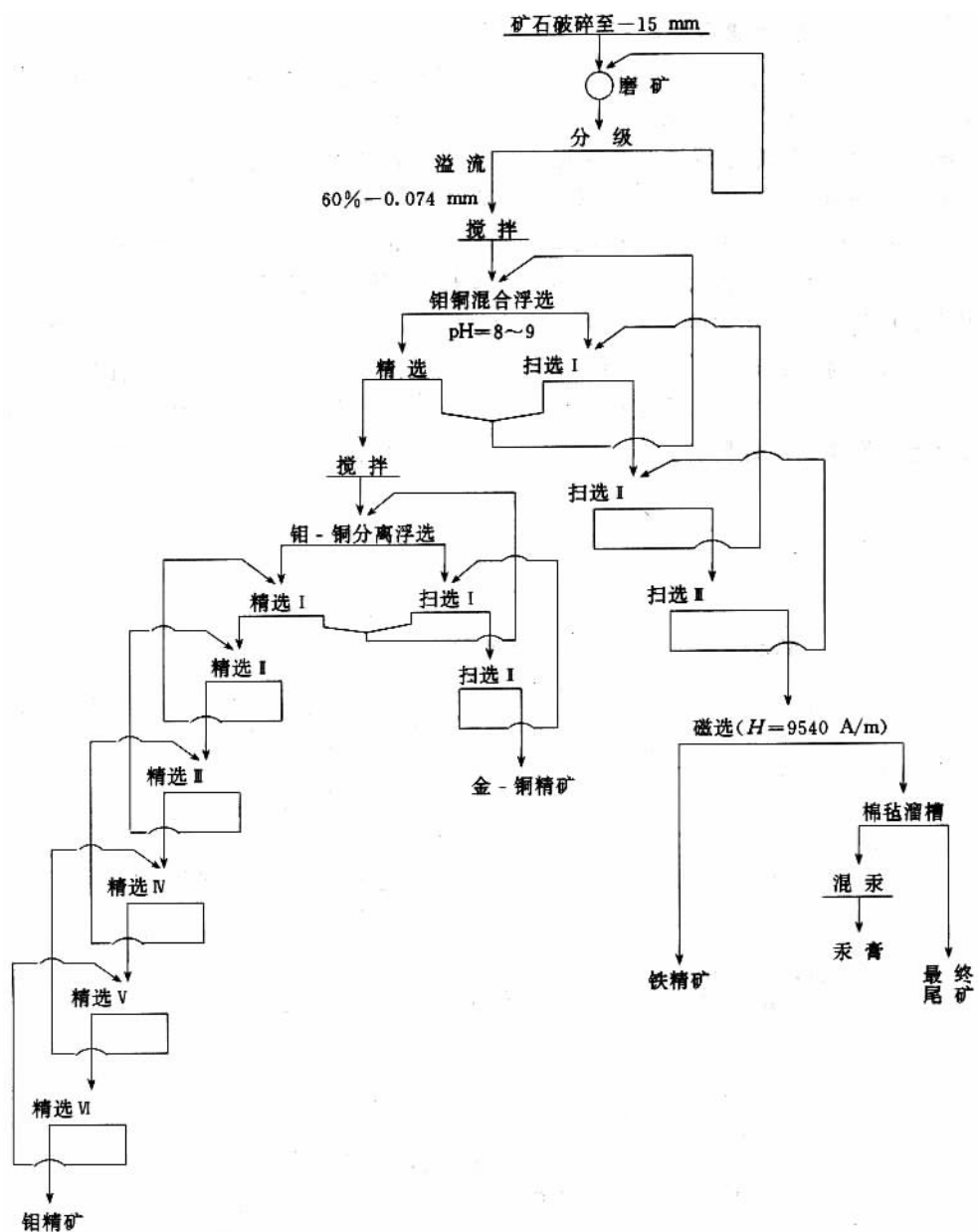


图 4-6-26 我国某选矿厂金-铜-铅-铁矿石选矿工艺流程

(三) 金-铜-铅-锌多金属矿石

厄瓜多尔波托维罗选矿厂处理含金多金属矿石。矿石主要成分: $\text{Au} 7.5\text{g/t}$, $\text{Ag} 53.2\text{g/t}$, $\text{Pb} 0.3\%$, $\text{Cu} 0.5\%$, $\text{Zn} 1.06\%$ 和硫化铁 12%。金在矿石中与硫化物共生。

该厂采用洗矿-氰化-浮选联合流程(如图 4-6-27)处理。为了脱除耗氰杂质和难以浓缩的超细泥,先对矿石实行洗矿。本区矿石用两台双层振动筛洗矿,而外地矿石则

用圆筒筛洗矿。洗矿后的矿粉(小于 6.4mm),用螺旋分级机和浮槽分级机分级,溢流用圆锥分级机、水力旋流器和浓密机脱泥,矿泥废弃。粗粒矿石经颚式破碎机破碎至小于 30mm,然后用捣矿机进行细碎和粗磨,其排矿粒度为 9.0mm(21% - 0.044mm)。粗粒产品进行分级,其沉砂用砾磨机进行再磨,溢流进行浓缩,其浓缩产品进行氰化。氰化尾矿用过滤脱除含金溶液,其滤饼先用水调浆成浓度为 50% 的矿浆,然后进行部分铜铅混合浮选,并从混合浮选尾矿中选出锌精矿。

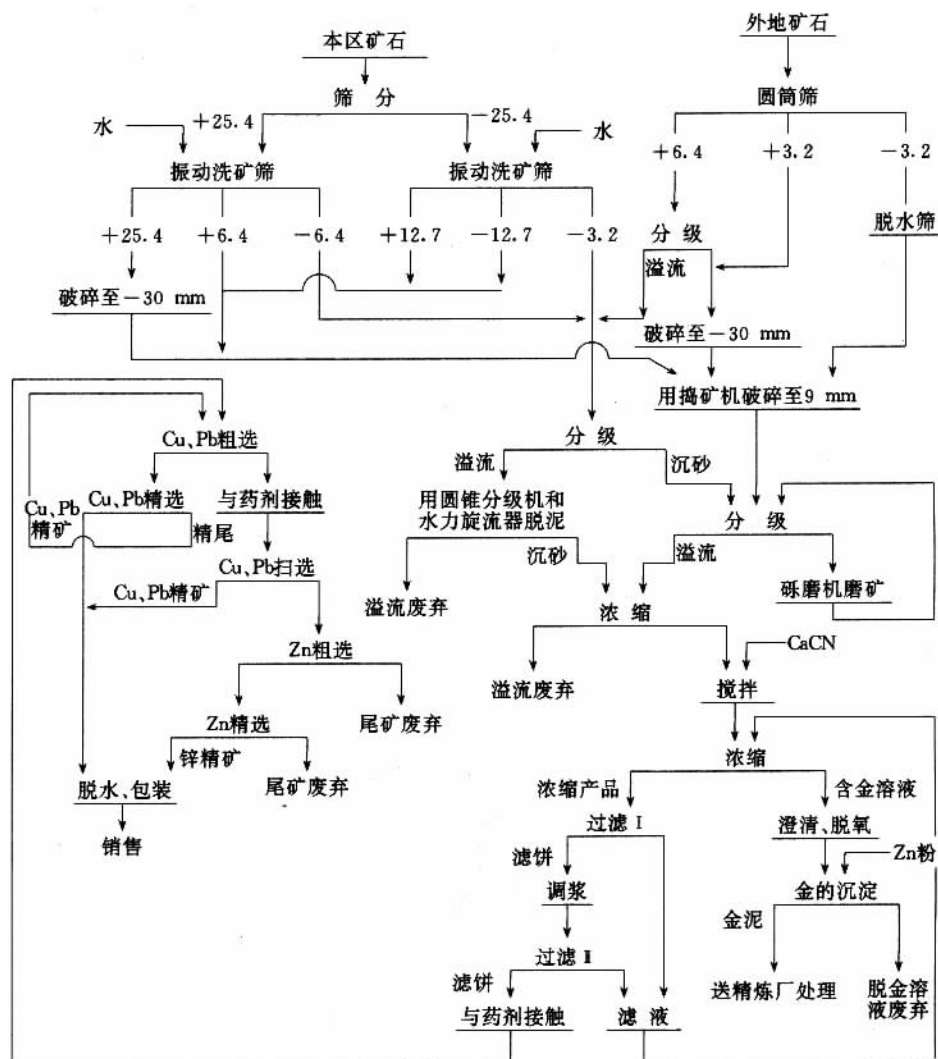


图 4-6-27 波托维罗选金厂 Au-Cu-Pb-Zn 矿石的选冶工艺流程

该厂金总回收率为 93.11%, 银总回收率为 73.50%, 生产指标列于表 4-6-19。

表 4-6-19 生产指标

产品名称	金泥		铜铅精矿				锌精矿
	金	银	金	银	铜	铅	锌
品位/%	8.7	25.04	$40.1\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	0.166	23.57	18.53	52.51
回收率/%	86.50	35.00	6.61	38.50	58.08	75.39	72.76

第六节 金-硒和金-锰矿石的选矿实践

一、金-硒矿石

金-硒矿石通常含硒 0.05% ~ 0.2% ,硒在矿石中呈元素和氧化物状态存在。金-硒矿石氰化时 ,因硒溶于氰化溶液而增加氰化物消耗 ,并在锌的表面上生成硒薄膜 ,使金难以被锌置换沉淀。

混汞法不适用于金-硒矿石。

对于含硒小于 0.05% 的金-硒矿石而言 ,可用下列方法消除或减弱对氰化过程的有害影响。

(1) 矿石用低浓度氰化物溶液进行氰化 ,以减少硒的溶解。当用锌粉从含金溶液中置换沉淀金时 ,必须提高溶液的碱度。

(2) 用活性炭从氰化溶液或矿浆中吸附金 ,因为活性炭对金的吸附能力不受硒存在的影响。

(3) 在温度 600 ~ 700℃ 条件下 ,对金-硒矿石实行焙烧 ,使硒呈 SeO_2 状态升华 ,熔砂用氰化法处理。

对于含硒大于 0.05% 的金-硒矿石 ,最好先用漂白粉溶液从矿石中浸出硒 ,然后用氰化法回收金。采用渗滤法浸出硒时 ,硒回收率为 90% ,而采用搅拌法浸出硒时 ,硒回收率可达 98% ~ 100% 。浸出液中的硒可用二氧化硫、铁屑或阴离子交换剂沉淀回收。

二、金-锰矿石

个别矿床的矿石中 ,金、银(主要是银)往往呈微粒状被包裹于锰矿物(软锰矿和硬锰矿)中 ,锰矿物含银可达 4 ~ 5kg/t。

当微粒银被包裹于金-锰矿石的锰矿物中时 ,需要用专门的工艺来处理。为了使锰矿物完全分解 ,常用亚硫酸处理 3 ~ 5h。然后 ,使物料同溶液分离并仔细加以洗涤和氰化。亚硫酸溶液中的锰可用石灰乳使其以 $\text{Mn}(\text{OH})_2$ 形式沉淀。

采用浮选法能从金-锰矿石中最完全地回收锰矿物。在苏打介质中 ,以羟基捕收剂同碳氢油相混合使用进行浮选。当物料中含有脉石矿泥时 ,应以水玻璃作抑制剂和胶溶剂。矿石预先脱泥 ,可大大改善锰矿物的浮选效果。如果金-锰矿石中含有硫化物 ,最好

先用巯基捕收剂浮选出硫化物。锰浮选精矿可用亚硫酸处理。

采用重选、磁选和静电选矿法也可从金-锰矿石中选出锰矿物。但在选别之前,应将矿石磨碎并周期性进行分级,以减少锰矿物的过粉碎。

当银包裹在氧化(或部分氧化)矿石的锰矿物中时,最好在氰化前进行还原焙烧,使高价氧化锰还原成一价氧化锰;与此同时,银的氧化矿物得到还原。但对焙砂进行冷却时,应避免氧化可逆反应。

墨西哥米涅拉-基尔敦选金厂所处理的矿石含有 $\text{Au}2\text{g/t}$, $\text{Ag}500\text{g/t}$, $\text{Mn}4\% \sim 5\%$, 该厂对原矿进行直接氰化时,金浸出率为 86% , 但银回收率不到 20% 。为了提高贵金属回收率,改用氯化焙烧,而后对焙砂进行氰化的流程(如图 4-6-28)。改进工艺流程的结果,使银的回收率由 20% 提高到 88% , 同时金的回收率也有所提高。

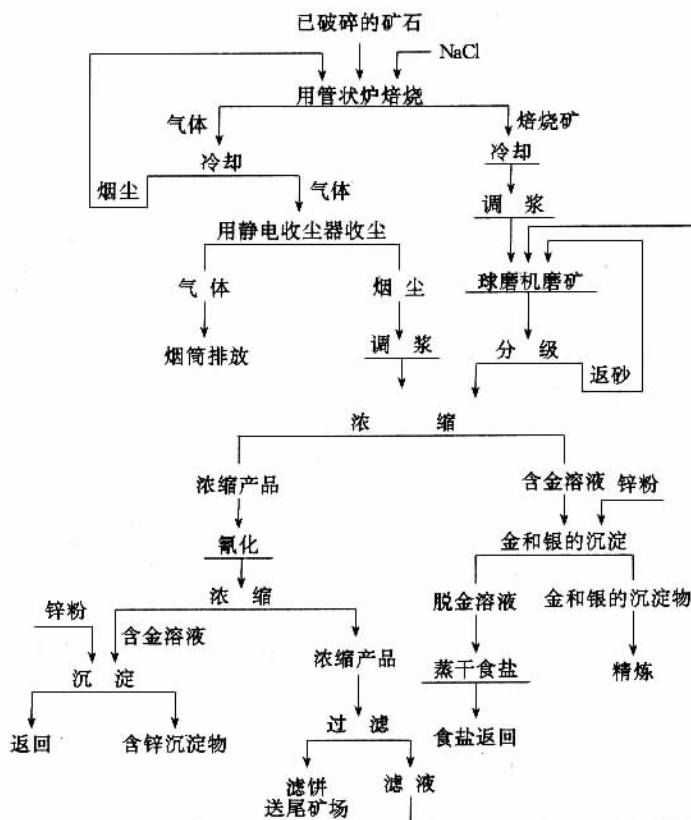


图 4-6-28 墨西哥米涅拉-基尔敦选金厂金-锰矿石的选冶工艺流程

第七节 含泥和含碳质金矿石的选矿实践

一、含泥金矿石

矿泥(小于 $10\mu\text{m}$ 粒子)对金矿石的氰化和浮选均有不良影响。

含泥金矿石氰化时,矿泥的不良影响是:

- (1)使矿浆的浓缩和过滤产生困难。
- (2)降低金的溶解速度。
- (3)矿泥能吸附已溶解的金,对含金溶液的洗涤和锌粉置换沉淀均不利。

含泥金矿石浮选时,矿泥的不良影响是:

- (1)增加浮选药剂的消耗量;
- (2)使金-硫化物浮选过程复杂;
- (3)降低精矿质量。

生产实践中消除或减弱矿泥有害影响的措施是:

- (1)矿石进行脱泥,能大大提高下一步浮选和氰化过程的指标。
- (2)用凝聚剂和絮凝剂改善矿石的凝缩性和过滤性。
- (3)用各种抑制剂(如水玻璃、淀粉、羧基甲基纤维素、聚丙烯酰胺)抑制矿泥的浮游。

当对浮选粗精矿精选时也可用这些药剂抑制矿泥。

- (4)分批加入捕收剂和起泡剂,分段进行浮选。通过精选,每段均能获得成品精矿。

(5)在氰化之前,将含金物料用水冲洗,以便脱除可溶性化合物(铜的硫酸盐、铁盐、酸、浮选药剂)及矿泥。

- (6)预先用捕收剂对矿泥部分进行处理,而后进行浮选。

(7)对矿泥和硫化物实行优先浮选。矿泥用乙醇或者松油进行浮选,金和硫化物则用巯基捕收剂进行浮选。

(8)对含泥金矿石及其精矿实行氰化时,采用离子交换树脂或活性炭从氰化矿浆中直接吸附已溶解的金。

美国霍姆斯特克选金厂处理石英和硫化物包体的绿泥石片岩。金属矿物主要有自然金、其次有黄铁矿、砷黄铁矿和磁黄铁矿。脉石矿物有石英、方解石等。矿石含金 9.6g/t , 其中游离金含量可达 $70\% \sim 80\%$ 。该厂采用的是混汞-泥、砂分别氰化流程(见图 4-6-29)。

矿石经三段破碎至小于 12mm ,然后用棒磨机(Ⅰ段)和球磨机(Ⅱ段)进行磨矿。在球磨机运转过程中加入汞 $14 \sim 17\text{g/t}$,在磨矿循环中实现连续混汞。汞膏用安装于球磨机排矿端的混汞提金器和安装在其后部的混汞溜槽加以回收。当矿石含金 10.7g/t 时,混汞金回收率达 71.6% 。第 1 段分级机溢流($8\% + 0.15\text{mm}$ 和 $67\% - 0.074\text{mm}$)再用浮槽分级机(用于Ⅰ段耙式分级机溢流)或水力旋流器分级成矿砂(占矿量的 60%)和矿泥(占矿量 40%),然后分别进行砂、泥氰化。该厂金总回收率为 97% ,其中混汞回收率为 66% ,矿砂

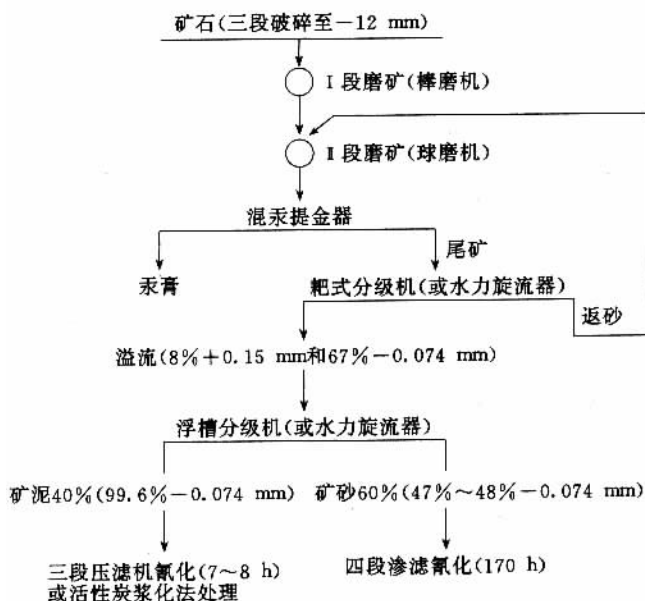


图 4-6-29 美国霍姆斯特克选金厂含泥金矿石的选金工艺流程

氰化回收率为 21%，矿泥氰化回收率为 10%。

后来该厂因汞污染环境而取消了混汞提金作业，并且矿泥氰化改用炭浆法处理。日前，该厂金总回收率保持在 94%~96%。

二、含碳质金矿石

含碳金矿石是目前世界上难处理金矿石之一。矿石中含有碳质物时，它能吸附氰化物中的金氰络合物，即“劫金”作用，从而增加金在尾矿中的损失。

为了提高含碳金矿石的氰化指标，可采用下列方法：

(1) 用高浓度氰化物溶液进行浸出。

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

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

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

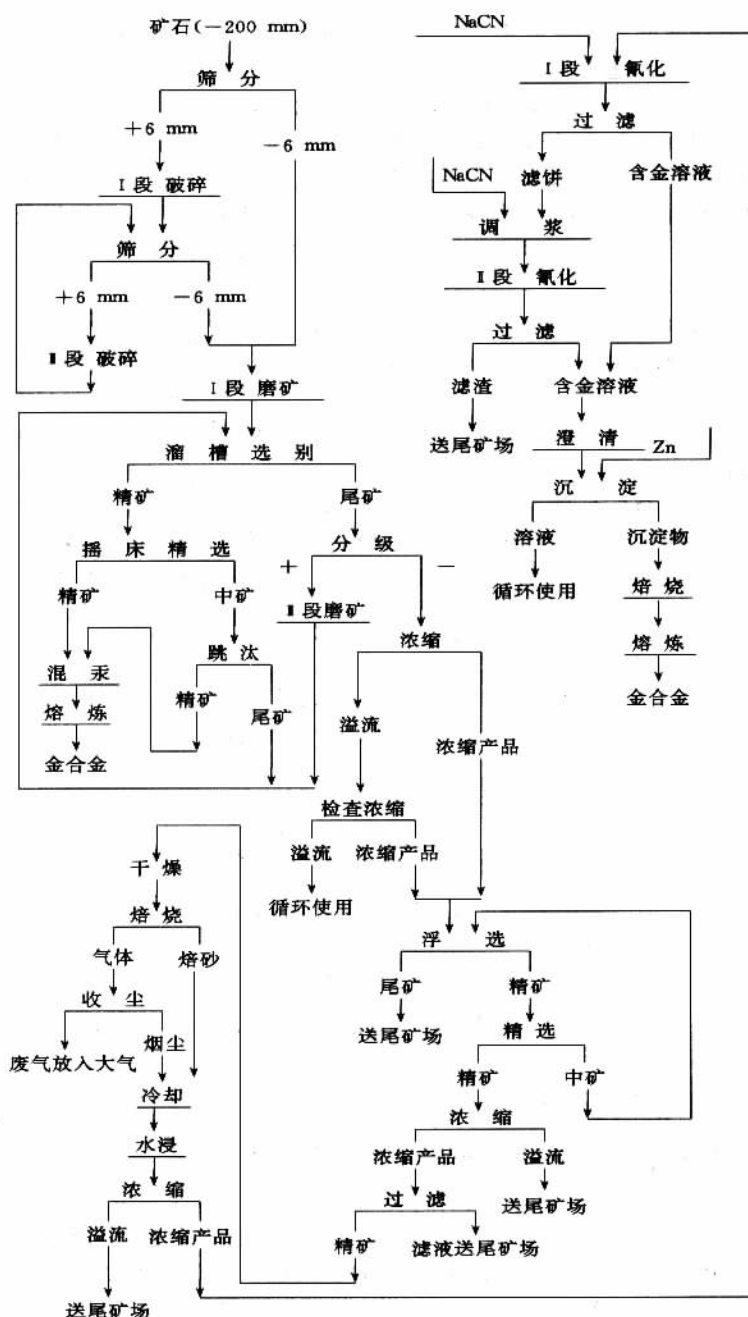
(5) 事先用 Cl_2 进行预氯化处理（闪速氯化），以降低含碳物质的活性。

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

(7) 浸出时添加柴油或煤油，使矿石中含碳物质钝化。

含碳金矿石除用氰化法处理外，也可用重选和浮选法加以处理。在浮选和氰化之前，

用溜槽或跳汰机从矿石中可以回收粗粒游离金,重选精矿则用混汞法处理。



解石、铁白云石、金红石以及碳质片岩。矿石含金 $9 \sim 11\text{g/t}$,含碳 1% 。一部分金呈游离状态被包裹在石英中 ,而其余部分则与黄铁矿和砷黄铁矿共生。

该厂采用重选 - 浮选和浮洗精矿焙烧 - 氰化联合流程 ,如图 4 - 6 - 30 所示。

矿石经两段破碎至小于 6mm ,然后进行两段磨矿(I 段磨碎至 $55\% - 0.074\text{mm}$)至 $65\% - 0.074\text{mm}$ 。在磨矿分级循环中用溜槽、摇床和跳汰机回收游离金 ,其金回收率约 60% 。然后 ,重选尾矿进行浮选 ,浮选精矿进行氧化焙烧 ,焙砂进行氰化。在浮选及氰化过程中回收了 30% 的金。