

的,但是对于饮用水、试剂混合和炭处理而言,较高质量水是必需的。用一个蒸汽压缩脱盐厂来提供这种水。脱盐厂生产几乎纯蒸馏水量约 140t/d。盐水废弃物排放到尾矿池。

4.9 试剂制备

一般试剂制备是简单的。用 1t 氰化物块的散装袋混合氰化物。在刀刃上破开该袋,并用有新鲜水的混合槽浸泡氰化物块。一旦混合好,把 10%NaCN 溶液输送到一个贮槽,以便分配给浸出。

以液体形式输送苛性苏打并用几个槽贮存以便分配给解吸和浸出。

也以液体形式输送盐酸并用几个槽贮存,当需要时,泵到炭酸洗问题。

用槽形卡车输送石灰腻子,并输送到几个贮槽中。在送往浸出前,用水稀释腻子。

用几个袋子输送浓缩作业的絮凝剂。把袋子破碎到一个专用的“喷射-润温”系统中,在装入浓密机之前进一步稀释。

用几个袋子输送活性炭。当需要时,把袋子破碎到一个混合槽,并用水混合。在一个短时间混合后,把新鲜炭输送到除去炭粉的脱水

筛,然后到炭槽以便分配给炭浸回路。

4.10 工艺控制

自 Paddington 厂投产以来,采用了一个全面的中央控制原理。控制系统合并了一个 Bailey 网 90 分布控制系统。

该系统工作很好,控制了从破碎到解吸的所有领域。它对一个很小的除生产班工人外提供了非常宝贵的帮助。

4.11 劳动力

该厂采用了表 4 列出的永久劳动力。有大量卡尔古利以外由于停产和项目工程从事专门的技术工人。

表 4 Paddington 金矿石处理厂的劳动力

职能	职员	受奖	合同	总计
管理	1	-	-	-
冶金	2	2	-	4
操作	6	20	4	30
维修	3	6	8	17
分析	2	4	-	6
总计	12	32	12	58

黄强 译 王华 校

澳大利亚 St Ives 金矿的重选工艺

1 前言

西部采矿公司拥有和经营的 St Ives 选金厂,位于西澳大利亚卡尔古利市以南大约 90km 的靠近 Kambalda 地区。从 1988 年 3 月开始生产,当时的设计能力约为 200 万 t/a。由于在矿区内发现了一些新的矿层,所以就很快对工厂进行了扩建,并且自 1993 年以来每年的矿石处理量都达到 300 万 t。工厂自投产以来已生产了 50 万 t 黄金。

工厂在整个扩建阶段一直都能保持可以接受的回收率,并且有可能进一步提高回收率,因为在浸出大约 24h 后在尾矿中仍存在有游离金。对几个远景矿体进行的试验表明,在某些

矿体中含有着相当数量游离的可见金,而另一些矿体看来难于用常规的磨矿-浸出工艺进行处理。已考虑过采用其它的处理工艺,因为用常规的选矿工艺处理这些矿体时,有相当一部分金被损失掉了。

所有这些研究工作的基点都是力求从每个矿体中达到最高的金回收率,并确保生产每盎司金的实际成本最低。

2 半工业试验结果

在重选回路中选用尼尔森重选机(Knelson Concentrator)以前,曾探索过几种处理方案。这些方案包括浮选、细磨和各种重选方法。在该

项目的初期曾作出决定,重点放在重选工艺,因为就现有的工艺流程和矿体来说,重选是富集金最适宜的方式。它们能达到完全自动化操作、以最低的成本回收游离金,加之在环保方面也更为合适,并且还能达到很高的安全性。

由半工业试验查明的几个主要操作参数是:给料粒度、给料的颗粒形状和最低的流态化流速。流态化流速是一个重要参数,因为如果这一速率太低,那么富集环就会受到阻碍,只能达到很少的或者根本不能回收金。一旦找出了最低流速,那么通过一种简单方法就可确保使它成为这种重选机的一个重要操作参数。

颗粒尺寸和颗粒形状对于总回收率来说也是非常重要的。随着给料粒度的提高和颗粒形状变得更长,那么总的金回收率就明显地降低,因为又大又长的颗粒会跨越富集环而使它很难达到有效分选。因此对于该流程来说,2~4mm之间的方孔筛网被认为是最合适的。

发现精矿中的磁性物质在进行后续处理时也会成为一个问题。在收集的精矿中大约有20%是由磁性物质构成的。对含有磁性物质的精矿进行强化氰化已被证明是不成功的。经24h强化浸出后达到的浸出率低于35%。

用一台标准的威尔弗莱型摇床从精矿中分离金,或是效率很低(如果在分选前没有除去磁性物质),或是非常困难,主要由于大量磁性物质被捕集了。使用磁选机对尼尔森精矿初步精选已被证明是成功的,它能有助于在摇床上分选金。

3 论证

3条主要的和两条次要的理由被用于论证该项目的合理性。

(1)由于减少了需要解吸的负载炭数量而减少了费用。

(2)由于提高回收率而增加收益。

(3)由于减少了炭浆法车间中的氰化钠用量而减少了费用。

(4)加快了吸附动力学。

(5)减少了滞留在回路中的金数量以及由

于尾矿特富块的损失。

St Ives 金矿公司的冶金与工程队已进行过初步可行性研究。最初的流程配置包括在重选前的筛分、3台76cm中心排料式尼尔森重选机、一台磁选机、一台Gemini 1000型摇床、以及所有的配套槽子、泵、管道和不锈钢构架。研究结果表明,建厂费用大约为100万美元。

3.1 节省洗提费用

通过诊断试验方法检查尾矿样品表明,有相当数量的金仍然没被浸出而残留在固体中。然而,这部分残留金的数量是随时间而变化的,通常可以看到有15%的金留在尾矿中未被浸出。在显微镜下能看到尾矿中的游离金颗粒。这些颗粒通常都能用重选法回收。

利用30cm尼尔森重选机进行的工厂试验表明,在工厂中很宽的操作条件下金回收率平均能达到37.5%。如果在工厂满负荷运转时仍能保持这一回收率,那么就能使工厂节省等值数量的洗提费用,因为这部分金不必经过洗提工序。

St Ives 选金厂的平均洗提费用低于3000美元/批。在原矿品位为3.57g/t Au时,每天进行一批洗提。如果有37.5%的金通过重选回路回收的话,那么就相当于每年能节省30万美元的洗提费用。

3.2 提高回收率

尾矿中的金大约有15%仍适于用常规的浸出方法处理。如果这部分金能通过重选工序回收的话,那么应可取得如下效益:

假定原矿品位如上所述(3.57g/t Au),尾矿品位为0.24g/t Au,金价为480澳元/盎司,那么每年就可增加收益169万美元。

3.3 节省浸出试剂

在重选回路投入使用以前,浸出矿浆中游离氰化物浓度为480ppm。可以设想,如果在浸出以前所有的粗粒游离金都已被除去,那么就有可能降低游离氰化物浓度而仍然保持很好的金浸出率。这一部分的论证是很难定量的,所以只能根据游离氰化物浓度降低情况,大致节省了10%的费用。在炭浆法车间中每年消耗

的氰化钠费用约为 260 万美元,所以每年节省的费用为 26 万美元。

4 设计问题

在工厂设计时,首先需要考虑的因素是该工序的合适规模和处理能力是多大,以及该工序应设置在何处。在现行的工艺流程中,最浓的矿浆流是旋流器底流。与工艺流程中的其它液流相比,利用这种液流的优点是它有着很高的金富集比(大约 7:1)。这种液流也能到达工厂中很高的位置,以便完全有可能利用矿浆的自重沉降到达地面。

选择了 3 台尼尔森重选机以利用旋流器底流矿浆中的金富集比。分析结构表明,金通过磨矿回路大约有 7 次。如果超过七分之一的总给料能进行处理,那么大部分进入工厂的金都将通过重选回路。

这 3 台尼尔森重选机在额定给料速率(35t/h)处理时就能满足上述要求。回路中的水平衡也能从这些选矿机流出的水流补偿磨矿回路的补充水需要。

5 流程设计与操作

5.1 给料系统

从旋流器组取出的一部分底流,在进入重选回路以前先给入一台振动筛。这些旋流器底流流过一台位于旋流器底流流槽基底的排放箱。这个排放箱设计成能使重的金颗粒自垂沉降进入预选筛,而较轻的颗粒则连续流入球磨机给料箱中。这个排放箱上安装了一个自动稀释阀门,以便在起动期间能清洗从排放箱流出的矿浆和稀释浓稠的矿浆,因而提高筛分效率。

由排放箱排出的矿浆流进一台 $1.2 \times 3.0\text{m}$ 的、配置着 2mm 和 4mm 筛孔聚乙烯筛网的 Malco 筛子。由于包容着球磨机和旋流器的建筑物高度有限,所以筛子的底盘兼作重选机的给料分配器。一组自动控制的 Linatex muscle 阀门和几个电磁流量计用螺栓固定在机体下部的排料管上,以使给矿能均匀地分配到 3 台重选机中。当体系需要关闭时,它们也可作为单

独装置。

筛上产品经过筛子的末端并进入一个溜槽中,再从那里通过球磨机给料箱给入球磨机中。

5.2 尼尔森重选机

3 台尼尔森重选机安装在低于预选筛和高于两台球磨机的层位。为了耐用,这些机器基本上都由不锈钢制成。转筒内衬着聚乙烯以经受矿浆的磨损,并且所有不旋转的内部零件都覆盖一层 Linatex 橡胶。

在控制的速率下通过围绕转筒安装的水套往重选机中充水。转筒是由 10 个尺寸逐步增大的同心圆环构成的,通过这些圆环注入水并截留住精矿。进入重选机的矿浆向下流入中心安装的给料管并排放在与旋转圆筒连结的分配板上。

流过重选机转筒顶部的矿浆,进入到一个流槽中或直接进入球磨机卸料仓中。这种稀释后的矿浆然后与球磨机排出的矿浆混合,并再次给入旋流器组以进一步分级。注入重选机转筒中的水,大约补充了通常为控制旋流器溢流密度而需要加进球磨机卸料仓中 90% 的水。控制这部分水和随后往料箱中补充的水,对于整个工厂的操作是很关键的。

5.3 磁选

每天大约产出 350kg 精矿。这些大约含有 20%(重量)磁性物质和 4% 金的精矿,贮存在球磨机卸料仓上方的一个贮槽中。这个槽子设计成大约能贮存 1t 精矿。为了统计和安全,每天都要将槽内物质清洗出来。

磁选机是一台湿式强磁选机,基本上是由带有聚乙烯端盖凸缘的不锈钢制成。这套装置设计成每小时大约能处理 1t 物料。因为每天都进行清洗,所以它每天操作时间一般都限制在 30min。这套装置是半自动化操作的。所有的泵送、冲洗和关机都是自动操作的。往机器中的给料流速是需要监控的。

磁性物质经过磁选机的末端并进入球磨机卸料仓中。非磁性精矿进入位于磁选机下方的一个贮槽中。这个非磁性精矿槽是与磁性精矿槽同样尺寸的。

磁性精矿由一台位于磁性精矿槽下方的瓦曼 3/2 B-SC 型泵泵至磁选机中。进入磁选机的矿浆流速由两个阀门控制。一个阀门控制进入磁选机本身的流速,另一个阀门则是控制循环返回槽子的物料数量。

非磁性精矿利用一台瓦曼 3/2 C-AH 型泵泵至金库。这台泵的操作是全自动的,并且只有应金库管理员要求时才能转移。从槽内排出的矿浆用生产用水稀释并泵到金库中的 Kason 筛上。整个转移过程每天大约只需 5min。

6 金库

6.1 精矿的贮存与搬运

经稀释后的非磁性精矿(固体含量约占 15%)泵到一个 76cm 的 Kason K30 型振动筛上。这种筛子配置了 1.5mm 的金属丝筛网。筛下的较细粒精矿(即筛下产品)进入容量约为 4t 的日贮槽中。Kason 筛的筛上产品进入一个较小的贮槽中。

在回路中设置了 Kason 筛以使 Gemini 摇床能达到更有效的操作。这种 Gemini 摇床被认为对回收 1mm 或更细粒度金的效率最高。筛分使精矿分离成两种产品,筛下产品与筛上产品的比例大致为 12kg:1kg。

两种贮槽都配置了 Linflow 控制阀。阀门的控制盘紧靠 Gemini 摇床。通过空气压力调节器进行控制,后者能控制阀门内部的隔膜的轮颈开启口大小。

6.2 Gemini 摇床和尾矿搬运

选择了可以提供的最大型 Gemini 摇床用于工艺流程中。Gemini 1000 型摇床的额定处理能力为 450kg/h 矿砂。给矿速度随着给矿粒度减小而降低。

精矿给入向下缓慢倾斜的摇床尾端并向两侧散开。在靠近摇床尾端收集中矿并流入 4 台收集容器的一台中。一旦由日贮槽中取出的粗精已完全加完,这些容器就可用于往摇床上供给中矿作进一步精选。

在 Gemini 摇床尾端收集的精矿,经 HNO_3 分解脉石组分后就可直接进行熔炼。摇床尾矿

进入一个位于 Gemini 摇床下方的较小料斗中,并由一台瓦曼 1.5/1 B-AH 型泵泵至金库外面安全的水窝泵中。这台水窝泵使尾矿返回球磨机卸料仓中以便作进一步处理。

6.3 安全问题

在考虑工厂设计时,安全始终都是一个重要的关切问题。安全系统在本文中不准备作过多的介绍。一些装置已经安装在工艺流程中不能靠近的某些区段(除非经过全面监控)。

选择这些自动操作的尼尔森重选机是基于这样的事实,即它们在操作过程中是不需要操作人员到场的,除非出现机械故障。所有的阀门、筛子和其它设备都是自动操作的。这样做不仅出于安全方面的考虑,而且也考虑到工艺过程的连续性和尽量减少操作人员的牵连。

7 设计委托与调试

有咨询设计工程师参加的讨论流程设计方案的第一次会议是于 1993 年 11 月召开的。初期的讨论表明,整个设计、招标、建设和工厂开始试运转可望在 1994 年 5 月中旬实现。所有设计草图完成后,在 1994 年 2 月底开始工厂建设的招标。3 月份就签定了建厂合同,建设周期为 8 个星期。

建设工作从 3 月份开始并在 2 个月内按时和按预算完成。又用了个星期安装电气设备和仪表,致使试车时间稍稍推迟了一点。1994 年 5 月底新工厂正式开始试运转。

7.1 给料系统

给料系统的试运转使得工厂作出了最多的改进。预选筛是利用另外一排 2mm 和 4mm 方孔筛网试车的。很明显,底盘基面的倾斜太浅了。在底盘的顶部加入一个水槽作为一台流槽,冲洗固体到底盘的底部。矿浆在筛子表面似乎也流动太快,致使筛分效果很差。往给料中加入稀释水并结合采取浇水措施而缓解了这一问题。

试验过有多种筛孔尺寸组合的筛子使用效果。最终的筛孔尺寸兼顾了筛面的有效筛分面积与后续的回收率之间的关系。所以就决定尽

可能使筛面的有效筛分面积保持很高,因而就可使往重选机中达到最大的给料速率。发现对回收率影响最大的是重选回路处理的物料数量。

7.2 尼尔森重选机

尼尔森重选机的操作很顺利地通过试运转

阶段。所有的程序连结已被证明是成功的。开始时曾试图使进入每套装置的矿浆流速尽可能保持均匀。但这一方案后来被放弃了,因为发现这些重选机能在很宽的给料速率范围内操作。给料管道中的阻力是很大的,足以确保重选机不会出现给料过多的情况。

表 1 尼尔森重选机的操作指标

	1 号重选机	2 号重选机	3 号重选机	总 计
平均给矿速率,m ³ /h	38	38	35	37
平均利用率,%	72.30	72.80	75.60	73.60
每天平均处理量,t	644	650	642	1936
平均的水扩散压力,kPa	46	47	66	53
平均的转筒压力,kPa	66	65	65	65
平均入选品位,g/t				4.24
处理量占总量的平均百分数,%				21.7
回收率,%				37.1

表 1 列出了这些重选机的操作条件以及自启动后获得的结果。可以看出,这一回路已回收了 37.1% 的所有进入选金厂的金。

研究了处理物料数量的影响以及从重选回路中达到的实际回收率。被处理物料数量的影响是在 10 月初进行试验的,那时往每台重选机中的给料速率已经提高以及它们的利用率已达到最大。可以看出,进入工厂的金数量保持相对稳定,而回收率则随着处理量增加而提高。所以从此以后就将往每台重选机中的给矿速率确定为优先控制的因素。

经历了转筒堵塞流态化孔口的问题。最初将转筒除去时,在 3 个环的底部发现了一种很硬的象混凝土一样的沉淀物。上面的两个环一般都是干净的。转筒外面包覆着一层很细的碳酸钙或石膏沉淀物,在稀 HCl 溶液中洗涤时很易将它们除去。在除去这些结垢后,这些流态化孔口全部利用氧/乙炔切割器修整。整个转筒清洗过程包括大约需要用 30min 拆下转筒,90min 清洗转筒、45min 重新安装转筒。

在重选机试运转初期注意到,在精矿清除

阶段一次冲洗循环是不够的。还需增加一次冲洗循环以试图破碎在转筒底部形成的结壳,并达到彻底冲洗流态化孔口。这一做法已被证明取得了部分成功。

7.3 磁选

粗精矿磁选已被证明是工艺流程中手工操作量最大的工序。然而正如前面所述,该系统是半自动化的,所以在磁选机的操作过程中必须对它实行严格监控。

在这一区段出现的一个重要问题是给料性质发生了很大变化。从 10mm 粒度的砾石到很细的颗粒。这些砾石堵塞了泵的叶片和沉砂在管道中。它们也会在鼓式分选机表面产生擦痕。大的岩石是从重力筛的漏斗中带入的。两个手动给料阀门的磨损也是一个问题。两个都是 Saunders 阀门,当阀帽磨损时它们很快就会影响泵和管道的操作。

在除去磁性物质和解决后面的很多操作问题方面,磁选机已被证明是相当有效的。磁性物质直接进入球磨机卸料仓中,并且这样做还可释放出夹带的金,以通过重选回路进一步回

收。

7.4 精矿输送

一旦磁性物质已从粗精矿中被除去,那么非磁性物质就可进入非磁性精矿槽中。精矿往金库输送的过程是完全自动化的。

工艺流程中的这一部分运转正常,迄今没有出现任何问题。

7.5 Gemini 摇床

在摇床上对精矿进行处理以提高精矿品位是人工进行操作的。给矿速率是通过压力调节器进行控制的,后者控制着 Linafolw 控制阀的开启面积。这种摇床已被证明是提高精矿品位的一种很有效的工具。在整个项目试运转期间,自启动以后只作过一些小的调整,这种摇床一直运转良好。

这种摇床能从大约 5% Au 品位的给矿中,经一次精选就可产出最终品位(88% Au)的精矿。存在的主要问题是由于超强振动而使锚杆和缓冲弹簧损裂。因此就使用了更大的锚杆以确保摇床安全操作。

摇床精选的时间每天大约 2 个小时。在这 2 小时中,先是对日贮槽中的筛下产品用摇床处理 90min。然后再对筛上产品和中矿进行摇床处理,这一过程又需要 30min。

在 Gemini 摇床下方的小型尾矿泵,自从一些与泵的规格较小而不能泵起岩石有关的小问题解决后,操作情况一直良好。

7.6 熔炼

由 Gemini 摇床收集的最终精矿进入浓 HNO₃ 槽中。从槽中取出的精矿经洗涤后置于不锈钢盘中送去干燥。干燥过程是在排气烟道下方的回转窑顶部进行的。处理重选金精矿使用的熔剂配料,与处理由电积回路产出的海绵金的熔剂配方稍有不同。

由炭浆法流程产出的粗金锭平均品位约为 88.5%,而由重选流程产出的粗金锭平均品位为 94.5%。

7.7 流程控制

整个工艺流程由一个 MOD 300 型分布控制系统进行控制。选矿厂控制的主要依据都是

围绕着控制旋流器的溢流密度。在设置重选回路以前,旋流器溢流密度不能自动控制,而只是进行监控。旋流器给料密度被用作一种控制手段,因为这一参数被认为是旋流器溢流密度的一个很好标记。控制过程是根据刚好在旋流器组前面测出的密度,通过往球磨机卸料仓中加入水而实现的。

表 2 熔剂配料比较

熔 剂	电积海绵金	重选精矿
硼砂	2	3
硝石		1
二氧化锰	1	
纯碱	0.5	1
硅石	0.5	1

旋流器溢流密度控制正好是在重选回路投入使用前实现的。控制过程是通过监测旋流器溢流(当它从炭浆法回路的调节槽中泵出时)的密度进行的。测出的密度对照一个给定点进行比较,然后再算出给入半自磨机的新给料的吨数。

计算了需要加进球磨机卸料仓中的实际水流量。这一数字记录的是进入球磨机卸料仓中的所有水源,不论它来自选矿厂还是新的补充水。一个电磁流量计和控制阀门加入到球磨机卸料仓之前的工艺用水管线中。这些选矿机全都配置了水流量计和控制阀门。

这一新的控制方案已取得很大成功。不仅往流程中的水平衡得到严格控制,而且还使旋流器溢流矿浆的磨矿粒度大约提高了 8%。在实施新的水控制方案以前,旋流器溢流的粒度为 65% - 75 μ m。这一粒度现在已提高到 - 70% - 75 μ m。

球磨机卸料仓中的需水量是连续监控的,并与实际提供的工艺流程中的水量进行了比较。如果需要加入到工艺流程中的水量少于现在的加入量(对于超过 30min),那么已运转了最长时间的选矿机将自动停机并排出它的精矿。

在供给的水平衡量至少比操作选矿机所需水量高出 100L/min 以前,这种选矿机是不能重新启动的。这些选矿机或是完全按进度,或是根据平衡的需要进行操作。

8 操作指标统计

本文分析了 St Ives 选金厂直至 1995 年 1 月底为止 8 个月的运转情况。工厂基本上达到了在 12 个月以前论证过的所有目标。

表 3 重选回路数据组分析

数据组	设置重选回路前		
	原矿品位,g/t Au	尾矿品位,g/t Au	回收率, %
<3.0	2.66	0.20	92.69
≥3.0 和 <3.5	3.26	0.21	93.64
≥3.5 和 <4.0	3.68	0.22	94.04
≥4.0 和 <4.5	4.18	0.22	94.64
>4.5	4.64	0.24	94.93

数据组	设置重选回路后		
	原矿品位,g/t Au	尾矿品位,g/t Au	回收率, %
<3.0	2.76	0.17	93.94
≥3.0 和 <3.5	3.29	0.18	94.62
≥3.5 和 <4.0	3.74	0.19	94.91
≥4.0 和 <4.5	4.24	0.21	95.12
>4.5	5.26	0.21	95.97

自 1993 年 8 月起就开始收集用于评价重选效果的数据。这一数据是从一个用于 Windows 数据库的 Paradox 中检索的。从 1993 年 8 月起到 1994 年 5 月底试运转前的 11 个月数据,划为采用重选回路前的数据组。第 2 个数据组取自 1994 年 6 月开始到 1995 年 1 月底的数据,并且被称之为采用重选回路后的数据组。

对整个数据布局进行了检索,排除了每天给料量低于 8000t 的那些日子。这样做是为了排除浸出的停留时间对最终尾矿品位的影响。然后将两组数据进一步分成 5 组。依据工厂给矿品位分成以下 5 组:

第 1 组: <3.0 g/t

第 2 组: ≥3.0 和 <3.5
第 3 组: ≥3.5 和 <4.0
第 4 组: ≥4.0 和 <4.5
第 5 组: >4.5 g/t

对数据组而不是简单的一段时间总平均进行分析的理由是,考虑到重选回路是否在很宽的给矿品位范围内都是有效的,是否所有各组的效果都是一致的。

8.1 节省洗提费用

通过比较设置重选回路前后回收的相对金量,估算了洗提车间节省的费用(表 4)。

表 4 工厂指标比较

数据组	设置重选回路前	设置重选回路后	节省
吨数	2550708	2030301	
品位,g/t Au	3.29	4.22	
回收率, %	93.93	95.24	
氰化物用量,kg/t	0.711	0.590	0.121
氰化物耗量,kg/t	1814371	1197909	
解吸次数	340	246	
每次解吸产出金量,kg	23.13	33.20	30.27
理论的炭负载量,g/t	3300	4743	

使用重选机前的数据组表明,对平均负载量为 3300t/g Au 的负载炭进行了 340 次解吸,相当于通过每次解吸过程回收的金量为 23.13kg。使用重选机后的数据组表明只需进行 246 次解吸。在这一期间通过每次解吸从工厂中回收金的理论量为 33.20kg。如果每当 23.13kg 金进入工厂时就对炭进行一次解吸,那么解吸次数应为 353 次。

因此这就相当于节省了 107 次解吸,或者说使总的解吸费用节省了 30.3%。

在最初的项目论证中假定,在重选回路中回收的金量能节省相应的洗提费用。这一论据认为,进入工厂的总金量中有 37.5% 的金能在重选回路中回收,并因此而节省了这部分的洗提费用。然而从重选回路中平均的金回收率是 37.1%,而洗提费用只节省了 30.2%。

8.2 提高回收率

从数据组得出的回收率示于表 3。然后对数据组进行了回归处理并画出了最佳拟合曲线(图 1~3)。

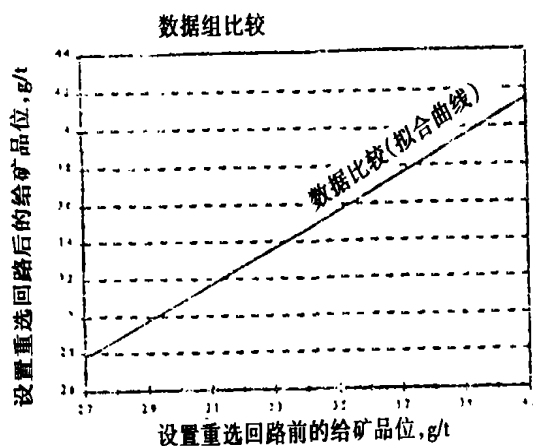


图1 数据组比较

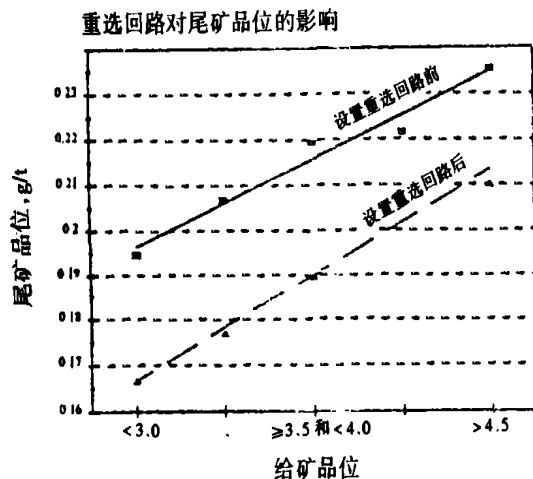


图2 重选回路对尾矿品位的影响

平均回收率大约提高了 0.92%。实际数据没有波动,但一旦画成看起来是很平坦的直线时回收率就散开。尾矿品位的分散情况看来是随着给矿品位提高而减小。对第 5 组数据来说这一情况部分地是由于平均给矿品位稍有差别。根据直线图 2 得出的尾矿品位平均降低值为 0.03g/t Au。

所以自重选回路投产以后每年增加收益约

为 127.2 万美元(按金价平均 515 澳元/盎司计)。

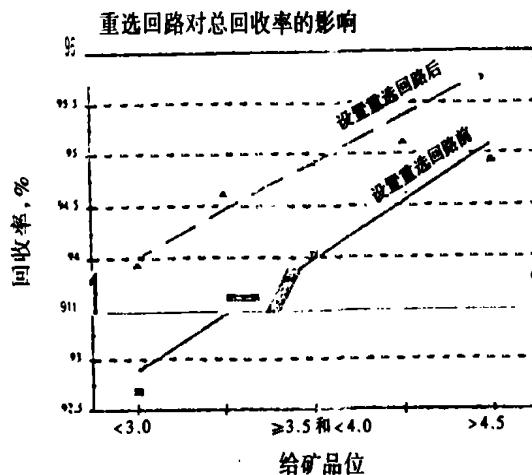


图3 重选回路对总回收率的影响

8.3 节省氰化钠试剂费用

表 3 示出了自设置重选回路后,工厂的炭浆法工段中氰化钠用量已从设置重选回路前的 0.711kg/t 降到 0.590kg/t。这就代表氰化钠用量减少了 0.12kg/t,每年平均节省的费用超过 35 万美元。

8.4 浸出动力学

炭浆法车间吸附工段的指标已经达到或者超过所有预计的指标。原矿品位为 3.28g/t Au 时,在设置重选回路前尾矿溶液的平均品位是 0.016ppm Au。自设置重选回路后尾矿溶液的品位已降到 0.012ppm Au(原矿品位为 4.24g/t Au)。仅此一项就使金在溶液相中的损失量减少了 28%。

炭浆法回路的可变因素也大大减少。在设置重选回路前给矿品位的标准偏差是 0.56g/t Au,尾矿品位的标准偏差是 0.04g/t Au(总量)和溶液相中的金含量为 0.012ppm。自设置重选回路后,给矿品位的标准偏差大于 0.93g/t Au,但尾矿品位的偏差仅为 0.035g/t Au(总量)和溶液相中的金含量为 0.06g/t Au。这就证明由于设置了重选回路,使尾矿的可变因素减少了。

可以看出,浸出回路中游离氰化物浓度的

降低并没影响到回收率。然而在设置重选回路前不是这样的,因为需要较高的游离氰化物浓度,以有助于减轻因给矿中的特富块而引起的尾矿特富块问题。

8.5 生产费用

工厂的生产费用明显高于项目论证中预计的数字。论证时估计每月的生产费用为 4000 美元。而该流程的平均生产费用(包括试运转费用)达到了 15000 美元。

8.6 金的生产成本

比较每盎司金的生产成本是很困难的,因为有很多的毫无联系的因素影响着生产成本。金的生产成本已降低了 20%,然而在同一时期原矿品位也提高了 20%。

如上所述,设置重选回路后总共节省的费用或者说提高的收益是相当大的。迄今能达到的每年节省费用(或者说提高的收益)如下:

(1)洗提车间节省的费用	40 万美元
(2)提高回收率增加的收益	120 万美元
(3)炭浆法回路节省的氰化钠费用	40 万美元
(4)节省生产费用	20 万美元
总计	220 万美元

这些数字表明,该项目的投资偿还期约为 7 个月。

张兴仁 译 宋存义 校

用尼尔森(Knelson)重选机回收砂金

1 前言

在哥伦比亚共和国,回收砂金都是在重选机(例如溜槽和跳汰机)中进行的,粗粒金的回收率一般在 40% ~ 70% 之间。细粒金的损失量是很高的。尼尔森重选机(Knelson Concentrator)已被普遍认为是回收细粒金的一种有效设备。因此,本文的研究目的是确定尼尔森重选机的最佳操作条件,以便从哥伦比亚共和国安蒂奥基亚省 El Bajo Cauca 和 El Bagre 冲积砂矿中获得最高的细粒金回收率。

2 设备与物料

尼尔森重选机是一种离心转筒型选矿机,是由加拿大 Lee Mar 工业公司研制开发的。这种设备基本上是由一个高速的肋状旋转圆锥和传动装置构成的。图 1 示出了尼尔森重选机的示意图以及它的主要机械部件。

含有 25% ~ 30% 固体的矿浆进入该装置顶部。精矿被留在圆锥内直至最后清洗出来,而尾矿则连续从该装置的侧管中冲洗出来。

目前已可提供 5 种型号的尼尔森重选机,规格从 7.6cm 到 76cm(按圆锥直径测定的)。

它们的技术和操作参数列于表 1。

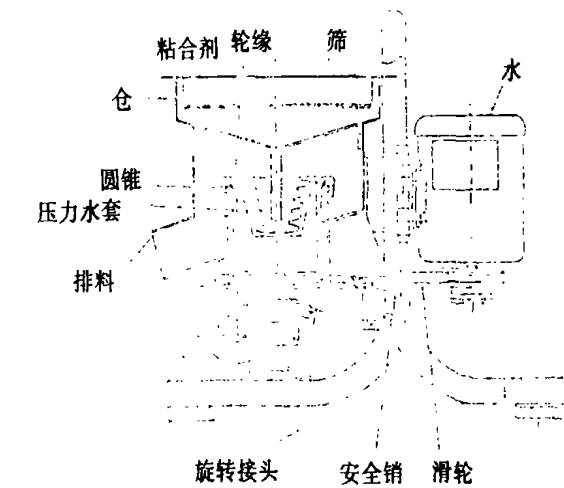


图 1 7.6cm 尼尔森重选机的示意图

尼尔森重选机利用了在离心力场中的干涉沉降原理。一个包含着沿内壁焊接的几条水平肋条的中心钻孔圆锥以 400r/min 的转速旋转。在这一速度下它就能产生比重力大 60 倍的离心力。重颗粒就被推向内壁处并积聚在肋条之间,而较轻的颗粒则随洗水冲洗出来。圆锥外面围绕着一个加压的水套,它能迫使水通过圆