

## 大厂100号特富矿选矿新工艺工业应用的研究

喻连香 董天颂 邹霓

**摘要：**大厂100号特富矿属于锡石-多金属硫化矿。根据矿石性质，将磨矿粒度控制在0.25mm以下，原则流程为磁-浮-重，先用磁选选出磁黄铁矿，消除对硫化矿浮选的影响。浮选部分采用优先浮铅-锑-混浮-锌硫分离，用重选摇床从浮选尾矿中回收锡。本工艺经长坡选厂应用表明，工艺合理，生产指标均达到设计要求，锡精矿品位47.79%，回收率71.77%；铅锑精矿含铅31.78%，回收率86.78%；锌精矿品位为47.79%，回收率82.10%。

**关键词：**锡石；硫化矿物；联合选矿

**中图分类号：**TD952.2；TD952.3；TD952.4

**文献标识码：**A

### Industrial application of new mineral processing technology for Dachang NO.100 super-enriched ore

YU Lianxiang, DONG Tiansong, ZOU Ni

(Mineral Processing Engineering Research Institute under Guangzhou Research Institute of Non-Ferrous Metals, Guangzhou 510651, China)

**Abstract:** Dachang No.100 Super-enriched ore is of cassiterite-multiple metal sulfide ore. In the new process, the grinding size is controlled at -0.25mm and the principle process flow is magnetic separation-flotation-gravity separation. In magnetic separation, magnetite is separated out to eliminate its effect on sulfide flotation; in flotation, the selective flotation of Pb, Sb bulk flotation-separation of Zn from S is applied; in gravity separation, concentrating table is applied to recover Sn in tailings from flotation. Application of this process in Changpo Mineral Processing Plant indicates that the technology is reasonable and production indexes have reached design requirement. The grade of Sn concentrate is 47.79% with the recovery of 71.77%; the Pb, Sb concentrate contains 31.78% Pb, recovery 86.78% and the grade of Zn concentrate is 47.79% with the recovery 82.10%.

**Key words:** cassiterite; sulfide minerals; beneficiation combined method

1993年以来，长坡选厂由于井下采矿、充填及运输等多方面的原因，使供矿严重不足，再加上处理细脉带矿石的原矿品位低，设备陈旧选矿效率低等原因，致使选厂连年亏损。为提高选厂的经济效益，1994年10月，该选厂决定进行技术改造，选厂由处理细脉带和92号混合矿改为处理100号特富矿，日处理量为600t。选厂采用先进的设备和技术，把处理100号特富矿的磁-浮-重选矿新工艺应用于长坡选厂，进行工业试验。经过一系列的调试后，1996年全年指标稳定提高，全年(1~11

月)累计锡精矿品位为52.84%，回收率为71.77%；铅精矿品位为31.78%，回收率为86.59%；锌精矿品位为47.79%，回收率为82.10%，取得了较好的经济效益.

1 矿石性质

大厂100号特富矿属于锡石-多金属硫化矿矿石，是国内外罕见的大型特富矿床.除锡外，其它有用矿物都是以硫化物存在，锡石和硫化物含量高达82.10%，脉石矿物量仅有15.80%，矿物组成复杂，锡石与硫化矿之间嵌布关系比较密切，粒度粗细不均.在相同磨矿条件下，各种矿物的解离度也不一样，当矿石磨到-1.2mm时，主要矿物单体解离度为：锡石81.1%，脆硫锑铅矿85.4%，铁闪锌矿75.7%，磁黄铁矿77.3%，萤石矿69.7%，毒砂76.1%.有价元素品位高，品种多，原矿主要元素含量如表1所列.

表1 原矿多元素分析结果/%  
Table 1 Multi-elementary analysis of the raw ore

| Sn      | Zn    | Pb   | Sb   | Fe    | S     | As   | SiO <sub>2</sub> | CaO  | Ag<br>(g·t <sup>-1</sup> ) | In    |
|---------|-------|------|------|-------|-------|------|------------------|------|----------------------------|-------|
| 1.6~2.0 | 10.10 | 5.21 | 4.80 | 33.45 | 28.12 | 2.36 | 6.58             | 2.85 | 156.9                      | 0.031 |

2 选矿新工艺流程

长坡选厂处理100号特富矿的新工艺流程，是以该矿石的扩大试验结果为基础，吸取了巴里选厂的先进经验，融进了“八五”科技攻关的成果，形成了具有本厂特色的新工艺流程.

原则流程为“磁-浮-重”，如图1所示.矿石经磨机与细筛闭路磨矿至-0.25mm，然后进入磁选作业选出磁黄铁矿，非磁性部分浓缩后优先浮铅锑；其尾矿进入锌硫混浮作业，混浮精矿进行锌硫分离；锌硫混选的尾矿进入摇床选别，获得锡精矿，中矿再磨脱硫后，再入摇床选别，所有粗选及中矿再选的摇床尾矿经脱泥后再入扫选摇床丢弃最终尾矿；全厂细泥归入直径18m的浓密机，浓密机沉砂经浮选脱硫，槽内产品进入射流离心机选别得细泥锡精矿.

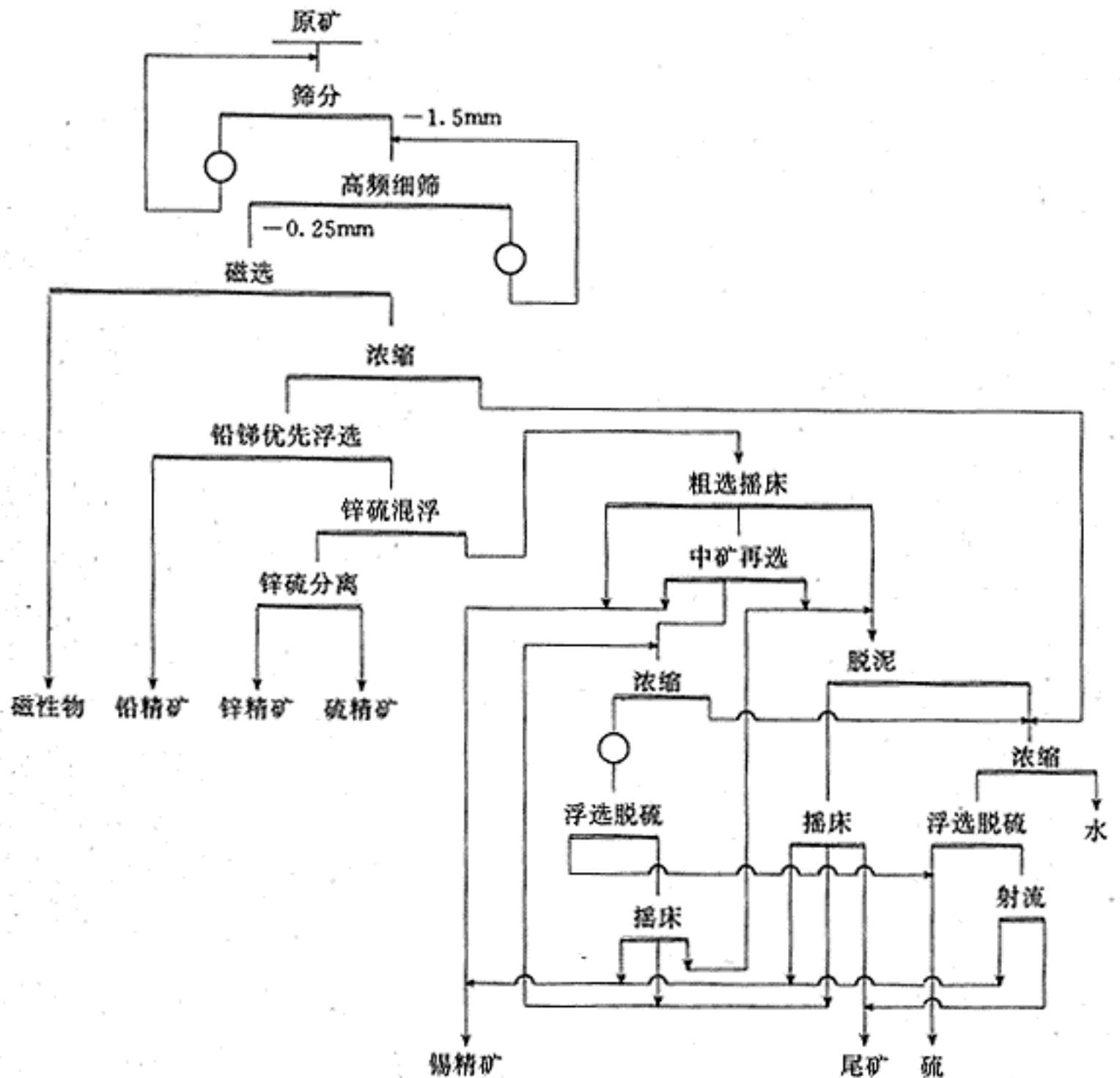


图1 选矿原则流程图

Fig.1 Principle flowsheet for beneficiation

### 3 新工艺在应用中的技术关键

#### 3.1 磨矿细度的控制

由于100号特富矿中锡石与主要硫化物属粗粒为主的不均匀嵌布,矿石易碎,锡石要求在粗粒条件下回收,而铅锌浮选则要求在较细的粒度下进行.为使锡石不过粉碎而又能很好地综合回收铅锑锌等有用金属,必须有一个合理的磨矿细度.试验确定磨矿细度为-0.074mm50.55%.

长坡选厂在调试时,采用了磨机与细筛闭路的形式把磨矿粒度控制在-0.25mm(即-0.074mm

50%~55%),从而较合理地解决了这一问题.在开始调试时,细筛的筛孔尺寸为0.42mm,细筛筛分效率为93.60%,质筛分效率为84.28%,筛下产品中+0.25mm级别含量为12.70%,比要求的粒度偏粗.粒度粗对浮选,特别是铅浮选不利,浮铅尾矿中粗粒铅损失较多.把筛孔尺寸降到0.38mm后,细筛筛下产品+0.25mm粒级的产率由原来的12.7%下降到6.29%,质筛分效率达到72.6%.铅优先浮选尾矿中含铅由1.2%下降到0.83%,铅优先浮选的作业回收率由原来的74.96%上升到82.72%.

3.2 磁选

原矿含有大量的单斜磁黄铁矿和六方磁黄铁矿,其中单斜磁黄铁矿具有亚铁磁性,显强磁性,这部分磁黄铁矿的存在对浮选作业,特别是锌硫分离作业的干扰较大.在浮选作业中,由于两种黄铁矿的上浮速率不同,使锌精矿夹带少量磁黄铁矿而影响锌精矿质量.如果在浮选前加磁选作业把这部分磁黄铁矿除去,不但可以减轻浮选作业的负荷,减少设备和药耗,而且对保证铅锑精矿及锌精矿的质量也起到了重要作用,同时又获得了含砷低的硫精矿.磁性产品的产率为20%~24%,磁性产品中锡、铅、锌的损失都很少,见表2.

表2 1996年1~4月磁选作业指标  
Table 2 Results of the magnetic separation from January to April in1996

| 月份 | 产品名称 | 产率/%   | 品位/% |      |       | 回收率/%  |        |        |
|----|------|--------|------|------|-------|--------|--------|--------|
|    |      |        | Sn   | Pb   | Zn    | Sn     | Pb     | Zn     |
| 1  | 磁性   | 19.59  | 0.16 | 0.64 | 0.94  | 1.88   | 3.64   | 1.84   |
|    | 非磁性  | 80.41  | 2.41 | 4.12 | 12.22 | 98.12  | 96.36  | 98.16  |
|    | 给矿   | 100.00 | 1.67 | 3.44 | 10.01 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 3  | 磁性   | 25.20  | 0.19 | 0.65 | 1.06  | 2.48   | 4.85   | 2.76   |
|    | 非磁性  | 74.80  | 2.52 | 4.30 | 12.58 | 97.52  | 95.15  | 97.24  |
|    | 给矿   | 100.00 | 1.93 | 3.38 | 9.68  | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 4  | 磁性   | 24.49  | 0.17 | 0.69 | 1.28  | 3.02   | 5.01   | 3.34   |
|    | 非磁性  | 75.51  | 1.77 | 4.24 | 12.02 | 96.98  | 94.99  | 96.66  |
|    | 给矿   | 100.00 | 1.38 | 3.37 | 9.39  | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

3.3 铅锑优先浮选

因为矿石中的脆硫锑铅矿有较好的自然可浮性,所以采用优先浮选法,在-0.25mm时可以优先选出高质量高回收率的铅锑精矿.磁选的非磁性产品经直径3m浓泥斗和直径6m浓密机浓缩后给入铅锑优先浮选作业,浓缩溢流的产率为0.015%~0.023%,产率很小,因此损失的金属量也少.浮选中使用的捕收剂是以丁胺黑药为主,丁黄药作为辅助捕收剂,用硫酸锌和亚硫酸钠来抑制那部分可浮性较好的锌和硫的上浮.从试验中发现,铅锑精矿质量与药剂制度、操作条件有很大的关系.1996年铅锑精矿含铅量由原来的29%提高到34.5%,铅锑精矿中含锌由原来的4.5%下降到2%左右.其中一个主要原因就是亚硫酸钠的用量减少,使泡沫变脆,夹带减少,提高了铅锑精矿的质量.1996年1~11月累计铅锑实际回收率达到88.59%,超过了设计的回收率80%的指标要求.

3.4 锌硫混浮与锌硫分离

在锌硫混浮作业中,要求有高的锌硫回收率,以便为重选回收锡创造有利条件,同时要求混

浮泡沫含锡要低，以降低锡在硫化矿中的损失.这就要求黄药和硫酸铜以及2号油的用量必须适宜.硫酸铜和黄药的用量，一般为300～500g/t，2号油的用量不宜超过150g/t.当药剂用量过大，特别是2号油的用量过大时，硫化矿中锡的损失增加，从而影响锡的回收率.从1995年11月13日和14日的取样结果(表3)可以看出，2号油过量时(245g/t)，锌硫混浮泡沫中锡的损失达31.96%.混浮泡沫产率一般控制在55%～60%比较适宜，产率过大，锡的损失会增加；产率太小，硫化矿脱得不干净，影响重选回收锡.

表 3 2号油用量对混合浮选作业的影响  
Table 3 Effect of consumption of 2<sup>#</sup> Oil on bulk flotation

| 日期<br>(1995年<br>11月) | 产品名称 | 产率<br>/% | 品位/% |       | 回收率/%  |        | 2号油用量<br>/(g·t <sup>-1</sup> ) |
|----------------------|------|----------|------|-------|--------|--------|--------------------------------|
|                      |      |          | Sn   | Zn    | Sn     | Zn     |                                |
| 13日                  | 混精   | 73.67    | 0.74 | 21.68 | 31.96  | 99.09  | 245                            |
|                      | 混尾   | 26.33    | 4.46 | 0.56  | 68.31  | 0.91   |                                |
|                      | 给矿   | 100.00   | 1.72 | 16.12 | 100.00 | 100.00 |                                |
| 14日                  | 混精   | 46.53    | 0.15 | 34.81 | 4.45   | 98.89  | 140                            |
|                      | 混尾   | 53.47    | 2.81 | 0.34  | 95.55  | 1.11   |                                |
|                      | 给矿   | 100.00   | 1.57 | 16.38 | 100.00 | 100.00 |                                |

在锌硫分离浮选作业，通过添加大量石灰石后，再补加少量氰化物来抑制硫.一年多的生产实践表明锌硫分离效果比较好，锌精矿质量和回收率超过了设计要求，锌精矿含锌达到48%，而杂质含量基本上满足冶金上的要求.

3.5 摇床重选

用磁选和浮选脱除大部分硫化矿物之后，分离锡石与脉石矿物最有效的方法是重选.由于锡石与硫化物致密共生，粒度粗细嵌布不均.为使各粒级的锡石都能较好地回收，先用粗选摇床回收粗粒锡；摇床中矿因含有未脱干净的硫化物，采用再磨-脱硫-摇床再选流程回收中间粒级的锡；细粒锡石经脱泥后进入细泥系统回收.进入重选作业的锡金属量一般为原矿的88%～91%，其中经脱泥后进入细泥系统的锡金属量为13%～15%，这样摇床重选所需回收的金属量一般为73%～76%.1996年1～11月锡的回收率累计已达71.77%，其中细泥占1.56%，粗粒部分占70.21%，超过了设计指标，达到了国内先进水平.摇床尾矿锡含量一般都较低，从1996年4月9日测定的摇床尾矿的结果看，尾矿中锡的损失仅为2.06%，尾矿中+0.076mm级别的锡金属含量更低.

4 生产指标和效益预测

长坡选厂对以上关键技术进行调试后，取得了较好的指标(见表4)，生产指标超过了设计指标.由于射流离心机的机械问题，细泥系统一直未正常运转，致使细粒锡回收效果不是很好.

表 4 1996年1～11月生产指标与设计指标对比

Table 4 Comparison between production indexes from January to November in 1996 and design indexes

|      | 铅精矿      |           | 锌精矿      |           | 锡精矿   |           |       |           |
|------|----------|-----------|----------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|
|      | 品位<br>/% | 回收率<br>/% | 品位<br>/% | 回收率<br>/% | 粗粒级   |           | 细泥    |           |
|      |          |           |          |           | 品位/%  | 回收率/<br>% | 品位/%  | 回收率/<br>% |
| 生产指标 | 31.78    | 86.59     | 47.79    | 82.10     | 52.84 | 70.27     | 16.38 | 1.56      |
| 设计指标 | 30.00    | 80.00     | 45       | 80.00     | 65    | 68.00     | -     | 5.0       |

如果年处理量18万t，单按铅、锌回收率提高值计，则每年将增产铅锑金属765t，锌金属371t，每年净增产值332万元.

5 结论

- (1)长坡选厂采用磁-浮-重选矿新工艺处理大厂100号特富矿，综合回收锡、铅、锑、锌、硫等  
有价矿物，取得了较好的指标，提高了选厂的经济效益.
- (2)浮选前采用高频细筛，筛分效果好，能保证浮选粒度的要求，较好地防止了锡石的过粉  
碎，对全面回收锡、铅、锌起到了重要的作用.
- (3)浮选采用优先浮铅锑-混浮-锌硫分离的选矿工艺，不仅选出了高质量的铅锑精矿，而且保  
证了锌精矿质量，减少了设备和药耗.
- (4)重选作业采用摇床，粗粒锡回收率达到70.21%，超过了设计指标，达到了国内先进水平.

作者简介：喻连香(1968-)，女，湖南宁乡人，工程师  
作者单位：广州有色金属研究院选矿工程研究所，广东 广州 510651

收稿日期：1998-07-02