

行探索,组织废料或无废料的工业生产,保证单独堆积和可靠保存的硫化矿-磁铁矿选矿尾矿,以便综合处理

3. 扩大对钛磁铁矿矿石的综合利用工艺制定的研究,特别是寻找和制定,建设中乌拉尔采选联合企业处理卡奇卡纳尔矿床的新的和有效的选矿流程,在现有流程中提高冶炼处理含钽原料钽的回收率,制订从高炉炉渣中回收钛的有效高温冶炼方法。

4. 苏联工业材料部各院所扩大物理-机械性质的研究并在建筑工业中进行利用可能性的技术评价

5. 组织从顺便开采的岩石和选矿尾矿中生产特殊的建筑材料和碎石生产量的系统计算,并制定1980—1990年的生产和需求的总平衡。

6. 矿山企业要加速制定为降低有益矿物的开采损失和从中充分回收有价值成分的经济刺激制度

参 考 文 献 (略)

关炎培译自《Комплексное использование
минерального сырья》, 1980, № 2,
29—34.

联合选法处理科克苏选矿 厂的废弃浮选尾矿

Х. Г. Мухтыасв, Р. А. Геддт 等

难选矿石的联合选矿法规定除了取得标准的浮选精矿以外,还要取得进一步化学处理的贫中矿^[1-3]。

作了从科克苏选矿厂的尾矿中分出混合中矿的研究,该厂处理科克苏矿床主矿体的含铜氧化铅矿石。该矿床的矿石物质组成复杂^[4]。由于存在大量不能浮选的铅化合物和氢氧化铁和好浮选的铜化合物,决定了铅精矿的铅回收率低(50—55%)。因此按粗浮选,扫选和粗选泡沫三次精选的流程进行了从尾矿中分出中矿的研究。得到铅和铜品位各为10—12%的中矿,其铅回收率为7—10%,铜回收率为22—24%(占原矿)。为了检验流程,在选矿厂按粗选,扫选和三次精选的流程进行再浮选尾矿的工业试验的。在试验的整个期间内,共处理了340吨含10%铜和18.6%铅的混合中矿。此外,还从尾矿再浮选的粗选作业泡沫中取了试样。这种尾矿还要进行水冶处理。尾矿再浮选作业的药剂耗量为:416克/吨硫化钠;

143 克/吨黄药；20克/吨 T—66。再浮选粗选的泡沫产率占原矿 12—15%。从尾矿回收到中矿的铅回收率为 39.8%，铜为 36.7%，或是分别为 8.5 和 30%（占原矿）。

尾矿再浮选粗选中所得的混合中矿和废弃尾矿的组成列于表 1 中。

混合中矿的粒度为 83%—0.1 毫米。其中铅为铅矾（21.2%）、白铅矿（59.8%）方铅矿（10.3%）和铅铁矾（8.7%）；铜为孔雀石，蓝铜矿，其它氧化物（93.8%）和硫化化合物（62.6%）。85.5% 铅是在菱锌矿中；14.5% 是在硫化物中。因此，铜和锌主要形成可溶的氧化化合物，在用硫酸浸出时，铅可容易从中分出。

表 1 原产品的化学组成 %

中矿	Cu	Pb	Zn	Fe	S 总	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
废弃尾矿	0.58	0.57	0.3	3.9	0.1	87.98	1.67	1.26	0.61
混合中矿	3.21	3.11	0.76	4.75	0.76	69.54	3.82	3.13	1.78

研究了各种因素对溶液中金属回收率的影响。从表 2 所列的浸出结果可见，在硫酸浓度为 48—79 克/升下，铜的氧化化合物实际上完全分解，溶液中铜的回收率达 90—92%。溶液中锌的回收率相当其相组成，在 83—85.6% 之间。随着硫酸浓度的增大，溶液的铁回收率明显提高。在 H₂SO₄ 浓度为 97 克/升下，其最高回收率为 31.49%。当酸浓度最佳（48—60 克/升）时，铁回收率为 1—20%。锌实际未回收到溶液中（0.13—0.25%）。温度由 20℃ 提高至 60℃，浸出时间由 2 小时延长到 6 小时，液固此由 2:1 变到 6:1 实际上并不影响溶液的铜和锌回收率（回收率提高都不超过 2%。中矿高度分散并且在其中含有大量二氧化硅（达 70%）可以在浸出中保持矿浆的液固此在 2:1 范围内。因此，在硫的浓度为 60 克/升，液固此为 2:1，时间为 2 小时，温度为 18—20℃ 下可以认为是混合中矿的最佳条件。

用铁置换沉淀和直接电解法试验回收铜。试验室试验是在带机械搅拌器的反应器中进行。取了比计算量多二倍的铁屑沉淀铜和中和剩余的硫酸。置换沉淀的溶液组成如下：克/升：Cu14.4；Zn2.8—3；Fe3.5—4。沉淀中铜的回收率为 98.26% 磁选后沉淀的组成为 96.11% 铜和 3.78% 铁。置换沉淀在 20℃ 下进行二小时。然而，铜的置换沉淀过程只有在有价廉的废铁时才认为是合算的。此外，随着铁在溶液中的积累，必须从过程中排出。因此，试验了直接电解铜的方法，它在容积为 0.7 升的电解槽中进行的。以铜板作为阴极，铅板作为阳极。电解时间为 10 小时，电流密度为 250 安/米²。电解槽的电压为 2.1 伏。电解溶液的组成与置换沉淀铜时相同。从电解液回收到阴极沉淀物的铜回收率为 90.75%，电流效率为 70.05%。每吨铜的单位电耗为 2537 千瓦·小时。

硫酸浸出中矿结果，铅实际全部留在滤饼中。滤饼的化学组成：Pb 3.37%，Cu0.29%，Zn0.13%，Fe4.23%。在滤饼中铅主要呈硫酸盐存在。为了从硫酸盐滤饼中回收铅，采用了化学处理方法。采用浓度为 300—350 克/吨的氯化钙作为铅的溶剂。浸出的液固比为 4:1，时间为 4 小时。研究了温度对溶液中的铅回收率的影响（表 3）。为了避免水解金属，溶液用盐酸酸化至 1—2 克/升浓度。浸出结果表明，在温度由 20℃ 升高至 60℃ 下，溶液中铅的回收率提高不多（2.7%），达到 63.85%。

表 2 硫酸浓度对混合中矿浸出结果的影响

H ₂ SO ₄ 浓度 克/升		100 克 称样的 硫酸耗 量	产 率 %	滤 饼 中 含 量 %				溶 液 中 回 收 率 %				溶 液 中 浓 度 克/升			
起始	最终			Cu	Zn	Pb	Fe	Cu	Zn	Pb	Fe	Cu	Zn	Pb	Fe
36.5	6.05	7.29	95.5	0.33	0.21	3.25	4.56	90.18	73.68	0.06	8.42	14.47	2.80	0.01	2.0
48.89	5.41	8.69	91.26	0.31	0.14	3.39	4.28	90.96	83.19	0.13	17.88	14.63	3.16	0.02	4.22
60.32	14.43	8.17	91.15	0.28	0.12	3.40	4.18	92.04	85.61	0.13	20.1	14.77	3.26	0.02	4.75
79.1	31.66	9.48	91.17	0.27	0.12	3.40	3.9	92.33	85.60	0.19	25.26	14.82	3.25	0.03	6.0
97.45	45.62	10.36	90.40	0.21	0.11	3.43	3.6	94.08	86.92	0.25	31.49	15.10	3.30	0.04	7.48

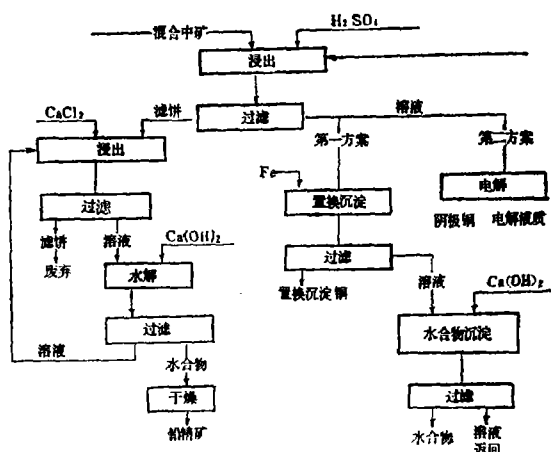
废弃滤饼的相分析结果表明, 铅主要呈方铅矿(54.54% 相对)和白铅矿(33.33% 相对)。还可见到未分解的铅铁矾(6.06% 相对)和一些数量的铅矾。白铅矿残余量看来是由于它与氧化铁紧密共生, 而方铅矿在该条件下实际不分解。

为了从氯化钙溶液中回收铅, 采用了用石灰乳从中沉淀的方法。此时作为溶液的氯化钙再生, 而铅进入沉淀物中, 呈氧化氯化物。溶液具有下列组成克/升: Pb7.68; Cu0.41; Zn0.13; Fe0.5。起始PH值为3.12。沉淀时采用CaO, 耗量为0.2克/克沉淀铅。试验时间为2小时, 温度20℃。在PH值为7.85下, 沉淀物中铅的回收率达98.96%, 而铜和锌的回收率分别为7.78和7.92%。铁的沉淀率在15%以下。干燥后水化物沉淀的组成如下: Pb79.38%, Cl13.4%, Cu0.31%, Zn0.1%, Fe0.73%。水化物沉淀中所存在的氯在火法冶金处理中将来在炉料中添加CaO时很容易转入炉渣中。根据所做的研究, 提出处理混合铜铅中矿的工艺流程。

在哈萨克科学院冶金和选矿研究所的试验车间的水冶装置中, 对所制定的工艺流程进行了扩大试验, 以便检验。在试验期间, 处理了93.9公斤的混合中矿。采用硫酸作了四次浸出作业, 其中三次采用返回的溶液。第一次浸出后, 滤饼的洗涤水加新的一批硫酸, 使浓度达60克/升, 将一批批称样送浸出。试验时, 做了试验室试验所有主要参数的检验。浸出时铜的回收率平均为92.5%, 锌83%, 铁在20%以下。铅实际不回收到溶液中(0.19)。利用铁屑的置换沉淀铜, 是在连续作用的振动置换沉淀器中进行的。

用铁的置换沉淀铜的回收率, 在铁的2.6倍余量下达97.88%。置换沉淀的沉淀物铜品位达84.65%, 铁约为4.57%。由于置换沉淀铜以后溶液中锌含量低(3克/升, 铁含量高(达20克/升), 没有进行制取锌商品的试验。为了净化溶液, 用石灰乳一起沉淀。水解后的溶液含Cu0.2克/升, Zn0.015克/升Fe0.06克/升, 并可返回到工艺流程中。

硫酸浸出后的滤饼, 用氯化钙处理4小时, 此时液固比为4:1。作了三个作业的浸出, 其中二个, 用氯化钙的新溶液, 一个作业用铅水解后的返回溶液。此时溶液中的铅回收率为84.5—89.8%。废弃滤饼的金属含量变动范围如下: 铅0.36—0.56%, 铜0.13—0.19%,



锌 0.11—0.12%。

用石灰乳使铅从氯化钙溶液中沉淀下来。此时每公斤的沉淀铅，再生了 0.59 公斤氯化钙。所得水化的沉淀物含 74% 铅。15 次返回溶液的闭路的试验表明，此时间内，氯化钙的溶液保持能完全把硫酸铅转入溶液中的能力。

结 语

表明用再浮选废弃尾矿的办法可能将 7—10% 铅和达 30% 铜回收到混合中矿中。

用硫酸溶液 (60 克/升)，然后再用氯化钙溶液 (300—350 克/升) 浸出中矿，铜回收率达 91—92%，铅回收率达 89—90%。

从溶液中，金属分到沉淀或阴极铜和铅精矿中。

从废弃尾矿中再浮选出中矿，然后再水冶处理中矿的流程实现，可以提高选厂的回收率 6—8%，并且再补充得到商品铜。

每年经济收益超过 40 万卢布，三年内便可收回投资。

参 考 文 献

- [1] Еропкии ю. А. Обогащение окисленн. медно—свинцовых руд с применением выщелач. и флотации—《Цветные металлы》，1954, №5, с. 4.
- [2] Митрофанов С.И. И др. Комбинированные Методы переработки окисленных И смешанных руд. Х., 《Недра》，1970
- [3] Черняк А. С. Химическое обогащ. руд. М., 《Недра》，1976.
- [4] Будников А. П. Геддт Р. А. И др. Совершенствование технологии переработки руд Месторождения Кок—Су—《цветная металлургия》，1974, №17, С, 21.

尹成宗译自《Комплексное использование минерального сырья》，1980, №7, 31—37.