

从含金硫酸渣中回收黄金的 初步探讨与体会



吉林省冶金研究所

一九七四年十月

目 录

一、现场调查	2
二、试验研究	3
三、结语与体会	18



前 言

我国年产百万吨以上的硫酸渣，其中不仅含有铁，而且还含有铜、铅、锌、金、银等有色及贵重金属。如果只考虑利用硫，而不考虑综合回收，渣就成了废渣。这些废渣要占用大量农田，污染环境。排入江河，毒化水源，有害于农业生产和人民生活。如能把渣综合利用起来，则可达到变害为利，变废为宝。并充分的利用了国家资源，增加钢铁或有色金属产量，为社会主义革命和建设服务。

对于含有金银较高的硫酸渣，我们曾对它作过一些调查研究工作，概括起来谈以下几方面问题：

对含硫较高，有时含砷也高，或金颗粒较细的硫酸渣，如山东省烟台地区金牛山金矿的矿石，经制酸后的硫酸渣就属于这一类型，因该制酸前的合金黄铁矿矿石，不论采用重选或浮选法，均不会得到较大的富集比。故在实际生产中，采用人工拉溜的方法只能回收10—15%的金，金回收率是很低的。

与此相类似的矿石还有辽宁省的金厂沟探金矿的矿石，通过浮选试验，粗精矿品位仅提高1倍，进一步提金仍很困难。

这次，对牟平……硫酸渣试验看出：对该类矿石或精矿粉采用先制酸后提金的工艺是比较合理的。

经第一阶段的初步试验结果：

〈采用重选摇床及其精矿氰化的结果列入下表：〉

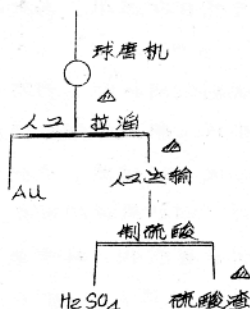
...2~...

产物名称	产率 (%)		品 位				回收率 (%)						
	部分累计				Fe	S	Au	Ag	Fe	S			
粗精矿	5.66		145		112.50	55.48	7.24	71.60	13.43	12.28	28.97		
扫精矿	3.12	8.78	18.50	100.14	246.25	51.19	5.66	50.4	76.64	16.19	6.25	11.68	矿
中矿	11.22		4.83		41	32.64	2.44	4.73		9.69	14.32	18.10	泥
尾矿	80.00		2.67		36	21.46	0.78	18.63		60.69	67.18	41.25	渣
	100		11.46		47.45	25.57	1.51	100		100	100	100	床
贵液			—					95.08					氰
浸渣			4.75					4.92					化
			96.50					100					

一. 现场调查

根据冶金工业部指示和山东尺持调查结果决定, 对山东省半平磷肥厂(前身为金牛山金矿)的矿酸渣中金进行选金方法的探讨性的试验, 其目的在于桑木尾矿含硫高, 合金粒度特细的矿石选别提金方法, 这类矿石生产实践证明, 不论采用重选得造, 或浮选品位极小, 现场只用人工拉溜的方法从原矿回收10~15%的金, 基本上属于有金拿不出来, 大量黄金转到硫酸渣中。

(一) 该厂工艺流程:



(二) 实际生产中金回收率为:

$$\frac{31.25}{9 \times 50} \sim \frac{31.25 \times 2}{9 \times 50} = 7 \sim 14\%$$

因73年内每天产黄金1~2两,故实际回收率在15%以内。是之因金颗粒度特细,故不太适用单一的拉溜方法回收,更不能把拉溜作为回收金的主要作业。

二、试验研究

(一) 岩矿鉴定:

1. 原矿石中金层矿物组成:

制酸原料为金牛山的含金黄铁矿石英脉型矿石,原矿中金层硫化矿物含量较高(约为30%),原矿中见到十多种金属矿物,最多为黄铁矿,其次是磁黄铁矿,少量出现的有胶状黄铁矿,白铁矿,硫砷铁矿,磁铁矿,赤铁矿,黄铜矿,方铅矿,闪锌矿,自然金,次生矿物,还见有褐铁矿,孔雀石,铜兰等。

..~ 4 ~..

黄铁矿，在各个标本中均为最主要的矿物成份。早期黄铁矿，呈浸染状，不均匀分佈在矿石中，多为结晶程度较好的等轴状晶体，粒径多在0.5~2mm。

晚期黄铁矿：呈不规则的网状脉，为交代磁黄铁矿而来，晚期黄铁矿多为它形晶粒状，结晶微细粒径在0.05mm以下。

胶状黄铁矿：呈同心圆胶状构造，分佈不普遍，但在个别标本中也有相当量的分佈，胶状黄铁矿也是交代磁黄铁矿而来。

磁黄铁矿：为第三种金属矿物，其含量大大小于黄铁矿。结晶颗粒大小不等最大可达10mm；一般在0.1~1mm左右。被晚期黄铁矿交代明显甚至呈交代残余状，磁黄铁矿边界多呈参差状。

硫砷铁矿：在少量几张光片中见到，自形晶粒状，粒径0.3mm左右。

自然金：结晶非常细小，多呈浑圆粒状，自然金出现在黄铁矿和磁黄铁矿裂隙中者较多，于黄铁矿晶体中者较少，分佈在石英中者只是个别现象。

原矿石中自然金粒径分析结果表：

粒 径 区 间(mm)	0.074~ 0.053	0.053~ 0.037	0.037~ 0.01	<0.01
相 对 含 量 (%)	11.30	17.50	18.70	52.50

2. 硫酸铁渣矿物组成：

渣中原金属硫化矿物不同程度的变为氧化物，其中有相当一部分碎屑粒子中心有硫化物残余。样品中也只有完全没有氧化的硫化矿物碎屑粒。

残余下来的硫化矿，一部分为黄铁矿，另一部分为磁黄铁矿（与自然形成的黄铁不完全一样）。

渣中氧化铁矿物主要为赤铁矿，在每个赤铁矿矿物颗粒上，都有磁铁矿（连生）。为了发现较大粒自然金，对样品经过淘洗。发现自然金 27 粒，淘洗出的自然金粒径大于 0.074 毫米的占 50.30%。

淘洗金粒径分析结果表：

粒径区间 (mm)	0.3~0.1 mm	0.1~0.074 mm	0.074~0.053 mm	0.053~0.037 mm	0.037~0.01 mm
相对含量 (%)	25.10	25.20	21.30	16.10	12.30

3. 选矿试验产品鑑定：

产品鑑定是在砂光片上进行的。

铁渣中自然金粒分析结果表：

粒径区间 (mm)	0.074~0.053 mm	0.053~0.037 mm	0.037~0.01 mm	<0.01 mm
相对含量 (%)	20.30	23.30	24.50	32.10

产品中自然金单体维度鑑定结果表：

样品名称	单体	连 生 体		
		合计	与赤铁矿等	与原生石
精 矿	55.80	44.20	44.20	少量
扫 精	29.80	70.10	70.10	未见
中 矿	少量	≠100	≠100	未见
尾 矿	少量	≠100	≠100	未见
原 矿	49.60	50.40	49.20	1.20

(二). 渣铁物相，多元素分析：

..~6~..

1. 渣铁物相分析:

	Fe/ 磁铁 磁硫铁	Fe/ 黄铁	Fe/ 赤铁	TFe
铁品位(%)	17.14	0.51	6.65	24.32
相对含量(%)	70.53	2.08	27.32	100

2. 渣多元素分析:

元素	As	Al ₂ O ₃	Co	Mn	SiO ₂	TiO ₂
含量(%)	0.025	0.00	0.0011	0.282	51.33	0.043
元素	V ₂ O ₅	Ni	Cm	Pb	Zn	
含量(%)	0.00	0.0012	0.050	0.013	0.024	

3. 试金分析:

元素名称	Au	Ag
含量(克/吨)	10.83	26.50

4. 原料性能研究小结:

①. 原矿石中和硫酸渣中的自然结晶均非常细小, 几乎全部在-200目以下(磨矿时-200目含量在60%时, 金单体解离度仅为49.60%)。

②. 黄铁矿结晶程度较好, 完整, 对合金不利, 自然金出现在黄铁矿和磁黄铁矿的裂隙中者较多。

③. 渣中自然金连生体, 多为赤铁连生, 而赤铁矿与磁性铁也呈连生存在。

(三) 选矿试验

原矿曾委托地质部矿物原料研究所做过地质普查评估试验，所得结果列入下表：

	S (%)	Au
品位	46.50	20.8(g/t)
回收率 %	90.20	89.47

因原矿含硫特高，采用重选（浮选也相近）产率特高，因而富矿比特小，金颗粒太细，含砷也高，因此在实际生产中一直未获解决，现场只能采用人工拉溜法回收少许的金。

国内外从硫酸渣中回收铁较多办法，但回收金资料很少，根据物料性质，及筛选结果，确定的重选摇床为回收金的主要方法。

1. 选矿细度试验：

以〈泥录+摇床〉流程和单一摇床流程，进行细度试验结果均认为 200 目含量占 60% 为好。

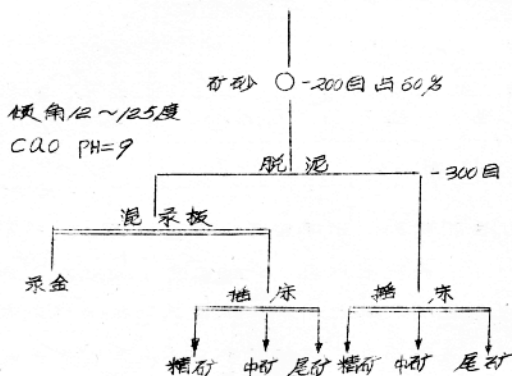
- 200 目含量在 60% 时的在矿 分表：

粒度 〈目〉	产率 〈%〉	品位			估育率 %		
		Au (g/t)	Fe	S	Au	Fe	S
100	18.60	13.67	14.41	1.02	24.12	14.38	14.28
150	10.60	12.33	22.37	1.02	12.44	12.55	8.29
200	9.45	11.33	25.12	1.80	10.12	12.24	12.21
250	15.35	12.67	27.28	1.39	18.51	22.46	20.82
300	7.08	9	28.20	1.20	6.05	10.71	8.64
350	3.29	8.33	28.76	1.61	2.56	5.02	3.23
400	6.85	7-	27.28	1.04	4.56	10.00	5.11
-400	28.84	7.83	31.57	1.30	21.42	12.12	26.72
合计	100	10.51	18.64	1.32	100-	100	100-

0.~8~.

2. 脱泥后砂泥分别处理 (矿砂先混汞后摇床) 的试验:

①. 采用流程与条件:



②. 脱泥后之矿砂混汞+摇床试验结果:

产品名称	产率 (%)		品位 (g/t)			回收率 (%)			
	部分	累计	Au			Au			
精矿	12.53		44			70.49			矿砂
中矿	23.15		5.33			15.78	86.27		
尾矿	64.32		162			13.73			
	100		7.82			100			
精矿	7.35		24			28.25			矿泥
中矿	17.27		5.67			15.96	44.71		
尾矿	75.38		4.50			55.29			
	100		6.14			100			

由试验结果可知:

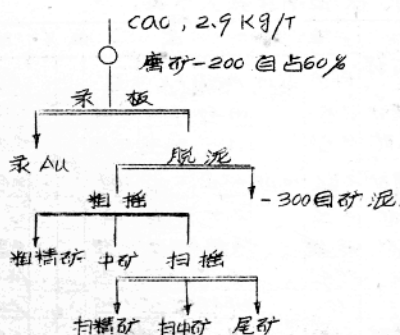
- 一、是矿砂经混汞作业，能回收 20~30% 金。
- 二、是矿泥经摇床一次精选可得 28% 回收率的金。

3、流程组合与比较：

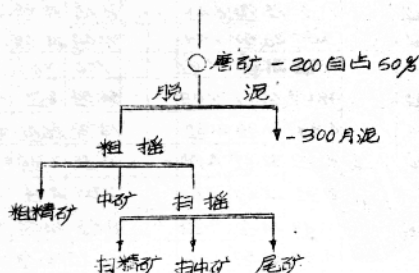
根据上述三种情况的试验结果，特拟定一、二、三，三种流程（而全部混汞，不混汞，局部混汞）以便根据现场实际情况和试验结果决定取舍。

①、采用流程与国定条件，

一、流程（全混汞）



二、流程（不混汞）



... 10 ...

三、流程〈局部混汞〉：磨矿 - 200目含量占60%

②、试验结果列入下表：

产品名称	产率 (%)		品位 %				回收率 (%)			
	部分	累计	Au(g/t)	Fl	S		Au	Fl	S	
粗选精矿	7.25		66.67	56.69	8.40		60.27	18.33	41.22	一、流程 (全 混汞) 混汞 $\epsilon_{Au} = 15.9\%$ 扫选 $\epsilon_{Au} = 58.79\%$ $\epsilon_{Au} = 74.69\%$ $\beta_{Au} = 58.48\%$
中矿	15.55		4-	31.22	2.18		7.03	18.88	21.73	
扫选精矿	2.81	10.52	30.33	32.95	1.89		9.64	3.72	3.40	
扫中矿	4.35		2.50	19.92	0.81		1-	3.49	2.26	
尾矿	43.58		1.50	13.72	0.33		7.39	24.12	9.22	
泥	25.45		5-	29.12	1.30		14.67	30.45	21.62	二、流程 (不混汞) 总 $\epsilon_{Au} = 72.84\%$ $\beta_{Au} = 80.48\%$
	100		88.48	24.85	1.56		100	100	100	
粗选精矿	6.82		14.83	58.34	8.10		6.8	16.14	34.41	
中矿	11.32		5.67	35.40	2.74		6.09	16.24	19.27	
扫选精矿	2.70	9.52	18.83	45.36	3.52		4.84	4.98	6.01	
扫中矿	6.71		2.33	1.9-	1-		1.42	5.18	4.18	三、流程 (局部混汞) 汞 $\epsilon_{Au} = 36.1\%$ 扫 $\epsilon_{Au} = 37.45\%$ 总 $\epsilon_{Au} = 73.55\%$ $\beta_{Au} = 43.63\%$ g/t
尾矿	51.27		1.62	15.78	0.44		8.14	32.88	44.05	
泥	21.21		5.67	28.50	1.67		11.44	24.58	22.02	
	100		43.13	24.60	1.61		100	100	100	
粗选精矿	7.32		49.83	56.09	7.03		54.54	16.7	33.25	
中矿	20.64		4.33	31.26	2.37		13.31	26.14	31.48	
扫选精矿	1.81	9.16	15.20	32.49	1.78		4.12	2.38	20.7	
扫中矿	4.52		2.33	22.67	0.67		1.57	4.04	1.45	
尾矿	43.06		1.33	14.10	0.35		8.53	24.60	9.20	
泥	22.68		5.33	28.50	1.48		17.95	26.13	21.55	
	100		6.7149	24.66	1.55		100	100	100	

由上表可知：

一，是不论采用那个流程，取得的结果都比较相近，考虑到实验过程中汞板污染十分严重，汞中毒尚不好解决，并使工艺过程复杂化学情况均不适于目前尺汞实际情况故确定二流程（不混汞）。

二是经一，三流程的相对比较可知，流程比一流程混汞回收率高20%，原因不能是三流程没有或少受矿泥影响所致。致使混汞效果较好。

學問無止境

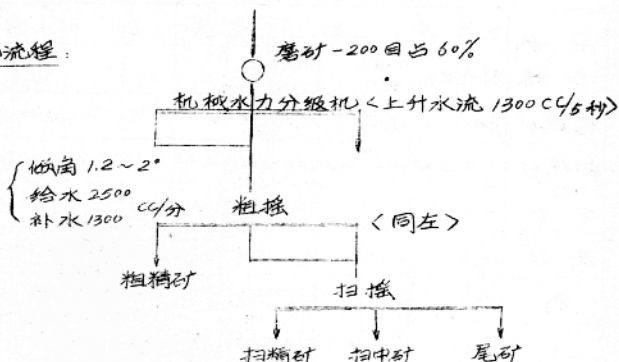
一、
 二、
 三、
 四、
 五、
 六、
 七、
 八、
 九、
 十、

4. 脱泥与全不脱泥两流程比较

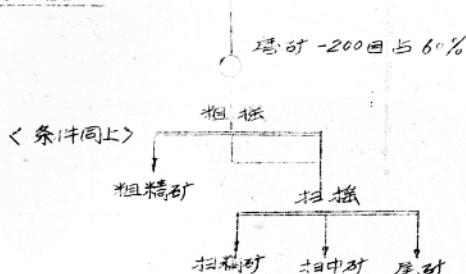
为简化工艺流程，故进行此项比较试验：

①、采用流程与条件：

脱泥流程：



全不脱泥流程：



②、试验结果：

由下表可知：未脱泥者当按以脱泥者稍好，就是取偏一样或略低一些指标的的情况下，也要采用不脱泥之流程。因现物无此设备，并使工艺流程复杂化，为此确定采用不脱泥之流程与卷式流程。由下结果可见，脱泥流程指标均不优越于未脱泥处理之流程，这可能是因为泥中金属充分回收与否所决定的。

脱泥与全不脱泥流程试验结果表

产物名称	产率(%)		品位%					回收率(%)					
	部分	总计	Au (g/t)	Ag (g/t)	Fe	S	Au	Ag	Fe	S			
粗精矿	9.40		7625	15375	55.48	7.22	68.77		3.007	5.067	46.20		脱泥流程
扫精矿	3.04	12.44	2450	1360	140	48.58	4.74	7.15	75.92	8.86	5.85	9.60	
中矿	10.71		5		4150	2820	1.67	5.14		2.23	11.97	11.91	
尾矿	68.99		2.33		32	19.31	0.59	15.42		45.94	52.82	27.11	
泥	78.6		4.67		36	27.87	1.18	35.2		58.9	8.69	6.18	
	100		10.424		48	25.23	1.50	100		100	100	100	未脱泥流程
粗精矿	5.66		145		11250	55.48	7.24	71.60		13.43	12.28	28.97	
扫精矿	3.12	8.78	1650	10014	24625	51.19	5.66	5.04	76.64	16.17	6.25	11.68	
中矿	11.22		4.83		41	32.64	2.44	4.73		9.69	14.32	18.10	
尾矿	80		2.67		36	21.46	0.78	18.63		60.69	67.15	41.25	
	100		11.4629		47.45	25.57	1.51	100		100	100	100	

因金比重较大，可弥补了由于不密分级所造成的损失。因此确定不分级，也不脱泥。

②、摇床精矿和尾矿的筛分结果

产物名称	产率(%)	品位	回收率 (%)
	部分累计	All (g/T)	All
精矿 +100目	21.26	12750	2750 44.41
150目	15.65 36.91	10567 118.24	1683 63.69
200目	20.56 57.47	12.17 108.72	1970 75.48
250目	14.25 71.70	8133 103.44	11.79 81.30
300目	9.50 81.30	5967 98.28	5.82
-300目	10.70	78.33	18.70
100		78.29	100
尾矿 +100目	17.70	1-	7.55
150目	11.10 28.80	1- 1-	4.74 122.9
200目	14.10 42.90	1.50 1.16	9.02 21.31
250目	10.50 53.40	1.67 1.26	7.48 28.79
300目	7- 60.40	217 1.37	6.48 35.77
-300目	39.60	3.82	64.73
100		2.34	100

精矿与扫精矿合并而成。

5、含铁金精矿氯化浸出试验：

用摇床的粗精矿、扫精矿并配入少量的中矿进行人工配矿，做为氯化原料。〈原料试验品位为 96.5 g/T〉