

矿物原料综合利用

第一輯

冶金工业部有色司 合編
冶金工业出版社

冶金工业出版社

矿物原料综合利用

第一輯

冶金工业部有色司 合編
冶金工业出版社

冶金工业出版社

矿物原料综合利用（第一辑）

冶金工业部有色司

冶金工业出版社

合编

编辑：徐敏时 设计：董煦菴、鲁芝芳 责任校对：王坤一

1958年10月第一版

1958年10月北京第一次印刷 22,000 册

850×1168·1/32·85,000字·印张 $3\frac{14}{32}$ ·定价0.43元

冶金工业出版社印刷厂印

新华书店发行

书号 1168

冶金工业出版社出版（地址：北京市灯市口甲45号）

北京市书刊出版业营业许可证出字第093号

編者的話

中国共产党第八次全国代表大会关于发展国民经济的第二个五年计划（一九五八年到一九六二年）的建議中明确指出：「五年內，應該努力加强工业中的薄弱环节，开辟新的領域，例如…稀有金屬的开采和提炼，……等等。同时还應該注意资源的綜合利用，特别是共生有色金屬的全面利用。」

原料綜合利用是一个具有重大国民经济意义的問題，对有色金屬工业來說就更显得重要。

现代尖端技术的发展与稀有金屬的生产有着密切的关系。而很多有色金屬矿石中都含有一种或几种少量的稀有金屬。这些少量的稀有金屬的价值有时却超过主要金屬的价值，而且有些稀有金屬只有通过矿物原料的綜合利用才能获得。

原料綜合利用还可以改进产品质量、扩大原料资源和降低生产成本。这許多优点已为中外的生产实践所証实。因此原料綜合利用工作必須开展。

我国各厂矿在矿物原料綜合利用方面也有一些經驗。为了促进这一工作的开展，我們把这方面好的經驗整理出版供生产单位、研究单位在工作中参考。我們誠恳地希望各地有关单位今后能及时地总结自己的經驗交給我們出版，以促进綜合利用工作的开展。并希望对本書的内容提出批評和改进的意见。

目 录

編者的話

从錫矿石中回收鉬銅的粒浮选矿經驗.....	1
从錫矿石中回收黑鎢的磁力选矿經驗.....	9
由錫精矿中用浮选回收鉛精矿的經驗.....	16
鎢矿石中共生綠柱石选矿方法的研究.....	20
白鎢矿的浮游重选經驗.....	44
鎢鎢矿中回收黄金的經驗.....	53
矽嘎岩型白鎢矿石的可选性試驗.....	59
錫矿酸浸作业中回收鉍的經驗.....	76
自鎢尾砂或高鎢爐渣中制取合成白鎢的經驗.....	85

从錫矿石中回收鉬銅的粒浮选矿經驗

我厂錫矿石中含有多种金屬（鉛、鋋、鉄、鉬、銅、砷等）的硫化矿物。1954年前，仅用焙烧磁选，及酸浸取出等过程除去有害杂质提高精矿质量，但由于矿砂含杂质日益复杂，国家对精錫质量要求的提高，现有的选矿流程，难以满足这些要求。1954年根据苏联专家建議研究試驗了錫矿粒浮选矿，将錫矿含的硫化矿及白鎢从中分离出来，获得优异的精矿质量。经过許多摸索过程，粒浮选矿的设备、技术条件、操作方法才进一步得到完善。从1955年起，实行粒浮选矿以来，精矿质量有了显著提高，减少了盐酸的消耗，并获得了白鎢精矿，銅及鉬精矿等副产品。

兹就錫矿粒浮硫化矿优先分离鉬銅矿的全部过程及所获效果分述如下：

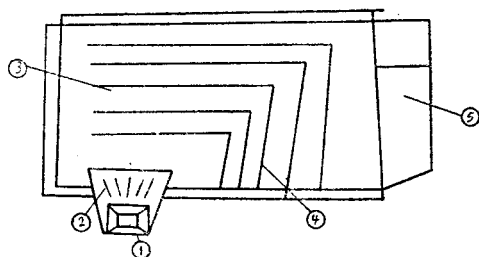
（一）粒浮选矿用的设备

目前应用的设备是由制取矿浆用的搅拌桶及分离矿浆中硫化矿的溜槽、搖床等组成的。搅拌桶由电动机带动，轉速35~40轉/分，由搅拌桶头端所安的漏斗送入矿砂、油药、水等調成需要的矿浆，经过4~5分的强烈搅拌以后，将搅拌桶尾端封盖启开，讓制取得的矿浆落入盛浆盆中，供下一步粒浮处理。

溜槽由噴水料斗、勻分器、溜槽、盛矿箱（硫化矿）組成，都是木料的。由人工将矿浆傾至矿浆斗中，矿浆受斗底部上升水流的冲洗而向下落到勻分器。因为勻分器上敷設木条，矿浆沿着凹沟均匀地流到溜槽，因为矿浆成薄层的均匀分布能与空气充分接触，使硫化矿的疏水性进一步增加，对于强化粒浮过程是有作用的。矿浆落到溜槽后亲水性鎢砂及其他氧化物、碳酸盐矿物等受重力作用落入水中，而疏水性硫化矿物浮于水面，从而使它們互相分离。使用这套设备，对于錫砂-硫化矿物的分离效率尙好，脫硫效率达95%以上。但是，除制取矿浆过程是采用机械

外，矿浆粒浮过程是用人工进行的，劳动力使用較多，操作者也較辛苦，我們已部份用粒浮搖床代替。

粒浮搖床是一标准尺寸（4600×1800毫米）的重力选矿搖床，床头进料处装有噴水斗和匀分器，床尾精矿出口处装有一溜板。由于床面凸起了很多垂直来复条的橫条因而大大加强了台浮过程（搖床粒浮过程），目前我們尙无充气装置，但台浮效果尙令人滿意，脫硫率达到90~98%，脫砷率达到91~98%，錫精矿含硫、砷均低于0.15%，处理量8~9吨/日台，上述搖床結構原理类似苏联格魯申柯和烏斯所提出的一新式浮游重选搖床。



①噴水料斗；②匀分器；③来复条；④凸出橫条；⑤溜板

（二）技术条件

在粒浮选矿过程中对于矿砂粒度、油藥用量、矿浆浓度及搅拌時間等的正确掌握，对完成整个过程的良好結果具有重要意义。

甲、矿砂粒度

粒浮选矿是重选和浮选两个选矿过程同时进行的。凡比重比錫石輕的脉石在粒浮过程中，与硫化矿一样，都达到了分离的目的。因此，矿砂顆粒須具有同样的大小，我們事先將錫砂篩分为-16+50目、-30+60目、-60+120目。对此三級錫砂采用粒浮选矿，事实証明，凡大于16目及小于120目的錫砂采用粒浮选矿有困难，因此大于16目的破碎至小于16目，而-120目的采用

泡沫浮选。

乙、油药用量

粒浮硫化矿采用药剂为乙基黄药、硫酸、硫化钠及煤油。仅黄药用量因锡砂颗粒大小不同而略有波动，其余药剂用量波动不大。粒浮选矿黄药用量较泡沫浮选时的用量要多，普通不得少于0.4—0.45公斤/吨，并且粗颗粒较细颗粒用量又多。现将我们实际作业时药剂用量按颗粒大小不同列举如下：

顆 粒 大 小 (目)	藥劑用量 公斤/吨			
	乙基黃藥	硫 酸	煤 油	硫 化 鈉
—16+30	0.5—0.55	0.5—0.6	0.8—1.0	0.12—0.15
—30+60	0.45—0.50	0.5—0.6	0.8—1.0	0.12—0.15
—60+120	0.40—0.45	0.5—0.6	0.8—1.0	0.12—0.15

乙基黄药配成10—15%浓度的溶液加入，硫酸与水的配合比例为1:10，硫化钠与水的配合比例为1:10，煤油则直接加入。

最近我们在粒浮时试用了一种生松油作为硫化矿的捕收剂，經初步試驗，結果良好。錫精矿脫硫率达到96%，而且选择性很好，浮出硫化矿含锡只有0.67%。

此种生松油系砍伐松树时流出的松脂，某地松香厂即用此松脂提炼松香，可保证大量供应。

丙、矿浆浓度及搅拌时间

因矿砂颗粒的不同，矿浆浓度也有所不同，粗颗粒的较细颗粒的矿浆浓度较大，大到使油药能附着于矿粒表面为限。无论过大或过小都会影响粒浮过程。大致是—16+30目为90—95%，—30+60目为85—90%，—60+120目为80—85%。矿砂油药与水共同加入搅拌器中，保持搅拌器的转速为40转/分，連續搅拌3—4分鐘。这时油药已充分与矿粒接触。

(三) 操作条件

調好的矿浆送至溜槽进行分离硫化矿，首先調节勻分器的傾斜(約28—30°)。調节好溜槽的傾度(上溜槽为4°、下溜槽为3°。安装时調节好以后，不再經常調节)及用水量，但用水量随矿砂顆粒大小而不同。用水量应以保持矿浆有接触空气及将表面上硫化矿冲刷漂浮至水面的可能，并且使比重輕的脉石与錫石能达到最大限度的分离，大致+30目的用水量为30—32公斤/分，+60目为28—30公斤/分。+120目为25—28公斤/分。在此条件下，矿浆由人工加入料斗，受上升水流的作用，矿浆均匀分布于勻分器而落至溜槽，硫化矿則漂浮水面，如此反复地由一槽到另一槽进行粒浮，約7—8次后，錫砂中硫化矿已大体分离。如錫砂中含硫化矿及黃鉍矿多，則按上述条件配硫化鈉重新制取矿浆，再粒浮一次，此时，残存的硫化矿全部浮出来，而黃鉍矿大部份与錫石分离了。

(四) 混合硫化矿有用矿物的收回

甲、优先浮选鉬銅矿：

从錫砂中浮出的硫化矿，含銅3—13%，鉬1—2%。首先将混合硫化矿用清水洗滌过滤再加硫化鈉3.5—5公斤/吨和煤油1—2公斤/吨，黑药0.2—0.3公斤/吨，黄药0.1—0.15公斤/吨，重鉻酸鉀0.2—0.3公斤/吨，石灰3—4公斤/吨（配成乳状）。攪拌調浆粒浮鉬銅矿，选出的粗鉬銅矿，加热至230℃，放置約15分鐘再浸入水中冷却至27—30℃。加煤油1—2公斤/吨調浆浮鉬，以分离粗鉬矿中的銅或粗銅矿中的鉬，分別得到了鉬精矿或銅精矿。

根据我們的記錄，粒浮出的銅精矿含Cu 13—28%，回收率約45—50%，鉬精矿含MoS₂ 85—95%，回收率約90—95%。

乙、全浮分离鉍、錫、鎢矿：

錫砂在粒浮硫化矿时，有部份的錫石、鎢矿、黃鉍矿等能与

硫化矿一样，有随着浮起的倾向，特别是在一次全浮过程中所得硫化矿中含 Sn、 WO_3 、Bi 均很高（Sn 及 WO_3 5—10%，Bi 10—15%）。为了回收这些有用矿物，以提高回收率，我们在回收硫化矿中的铜钼矿以前首先回收锡石、锡矿及黄铋。这时要加入水玻璃（比重 1.45）800—1000 公担/吨（加热）并加入硫酸铜溶液 200—250 公担/吨（固：液 = 1 : 10）的混合物调浆，以抑制锡石、铋的氧化物及锡矿等。调好后矿浆，送去粒浮以浮出硫化矿（如果硫化矿漂浮能力减弱，在二次调浆时，可加入黄药 0.1—0.15 公斤/吨），沉至槽上的即为锡石—锡矿—黄铋矿的混合矿，其成份大致如下：Sn 15—20%， WO_3 15—10%，Bi 38—40%。此种混合矿物，目前采用氧化焙烧后，酸浸以浸取铋矿及其他杂质。氟化铋溶液加水稀释，受水解作用，沉淀为氯氧铋矿（回收 $BiOCl$ ），脱水后含 Bi 约 65—70% 而酸浸后残渣，即为锡锡混合矿，再用水冶法分离其中锡并制成人造白锡，硫化矿经过这个过程后，其中锡、氧化锡、铋含量都有降低，大致在以下的范围中，Sn 0.8—1.5%， WO_3 0.5—1.0%，Bi 5—7.5%（大都为硫化铋）。

（五）锡矿粒浮选矿的测定和结果分析

甲、30~60目高锡锡砂全浮硫化矿和黄铋矿

操作条件：

1. 药剂用量：

黄药	0.45公斤/吨	（配成10%浓度）
煤油	0.80	“
硫酸	0.55	“（10%浓度）
硫化钠	0.10	“（5%浓度）
2. 调浆时间： 6 分钟
3. 矿浆浓度： 92%
4. 粒浮时间： 25分钟

硫化矿（1）是在15分钟内浮出的，硫化矿（2）是在15—25分钟内浮出的，从这两种硫化矿的分析结果可以看出，时间对浮

选的影响很大，从 15 分鐘以后，黄药对硫化矿的选择性大大降低，而錫錫鉍矿則大量浮起，因此在粒浮时应認真掌握時間，实行快速粒浮。

分析結果

名 称	重量 (公斤)	化 驗 成 分 (%)								回 收 率, %	
		Sn	WO ₃	S	Bi	Pb	Fe	Mo		Sn	WO ₃
原矿	160	44.25	17.65	3.96	2.11	1.49	3.53	0.07		100	100
精矿	130	52.61	19.84	0.28	0.91	0.54	1.05	0.24		96.57	91.32
中矿	14	17.03	15.13	3.58	1.86	—	—	—		3.36	7.50
硫化矿 1	13	1.84	2.38	21.44	13.69	—	—	—		0.33	1.09
" 2	2.5	12.53	10.28	9.86	22.98	—	—	—		0.44	0.91

30~80目高錫錫砂 两段粒浮（全浮硫化矿，再浮黄鉍矿）
全浮硫化矿：

操作条件：

1. 药剂用量： 黄药 0.4 公斤/吨 （配成浓度10%的）
煤油 0.8 //
硫酸 0.35 // （配成浓度10%的）
2. 調浆時間： 5—6分鐘
3. 矿浆浓度： 92%
4. 粒浮時間： 17分鐘

分析結果

名 称	重 量 公斤	化 驗 成 分 (%)				回 收 率	
		Sn	WO ₃	S	Bi	Sn	WO ₃
原 矿	160	44.25	17.65	3.96	2.11	100	100
精 矿	131	52.51	19.76	0.365	2.08	97.16	91.67
中 矿	14	15.73	12.86	4.64	3.04	3.11	61.37
硫化矿	14.5	2.28	2.59	24.01	5.77	0.46	0.92

浮黄鉍矿：

操作条件：

1. 葯剂用量: 黃葯 0.35公斤/吨 (配成浓度10%)
 煤油 0.65 //
 硫酸 0.45 // (浓度10%)
 硫化鈉0.17 // (浓度5%)
 水 1.2公斤/吨
 硫酸銅 0.15 // (同时加入)
2. 調浆時間: 5分鐘
3. 矿浆浓度: 92%
4. 浮选時間: 20分鐘

分析結果

名 称	重 量 公斤	化 驗 成 份 (%)				回 收 率	
		Sn	WO ₃	S	Bi	Sn	WO ₃
原 矿	120	52.51	19.76	0.36	2.08	100	100
精 矿	111.5	54.86	19.96	0.16	0.70	97.07	93.86
中 矿	3	32.06	25.02	0.77	2.10	1.53	3.17
錫 矿	5.5	10.02	20.38	4.88	29.38	0.87	2.33

两段粒浮較一次全浮可獲得較高品位的錫精矿和合乎水冶条件的錫錫鉍矿，但消耗葯剂和人工較多。

乙、混合硫化优先浮选鉍銅矿

一、粗选:

1. 消除剩余油葯和捕收膜:

首先将硫化矿用20% Na₂CO₃溶液煮沸20分鐘 (固:液 = 1:1)，过滤再用清水洗滌二次 (固:液 = 1:15) 过滤。加 Na₂S (浓度10%) 4.5公斤/吨 浸泡攪拌10分鐘。

2. 葯剂:

石灰 (成乳状) 4公斤/吨 (浸泡20分鐘)

重鉻酸鉀 (10% 浓度) 0.3公斤/吨

煤油 1.5 //

黃葯 (10% 浓度) 0.2 //

黑藥 0.3 //

3. 調漿時間: 3—5分鐘

4. 礦漿濃度: 90%

5. 浮選時間:

第一次(按上述藥劑調漿浮選) 20分鐘,

第二次(按第一次油藥量之半調漿浮選) 30分鐘。

二、精選:

1. 將粗選出的粗鉬銅礦加熱至 230°C 約 20 分鐘, 再浸入水中冷卻至 27—30°C。

2. 加入煤油 2.5 公斤/噸。調漿浮鉬 20—30 分鐘後再加煤油 1.0—1.5 斤/噸 進行掃選, 分別得到鉬精礦和銅精礦。

分析結果

名 稱	重 量	化 驗 成 份 (%)					回 收 率 %	
		Cu	Mo	S	Fe	Pb	Cu	Mo
混合硫化礦	100	13.81	1.10	—	—	19.8	100	100
鉬精礦	1.98	1.02	50.12	22.73	1.13	1.65	0.13	90.33
銅精礦	25.4	26.01	0.06	29.61	21.32	7.30	47.86	1.36
中礦	13.9	10.75	0.20	25.09	17.74	24.72	10.78	2.52
尾礦	55.0	5.71	0.07	21.43	15.54	29.66	22.74	2.59

上述化驗結果表明銅的回收率不高, 一方面由於中礦尾礦含 Sn 太高, 應繼續進行第三次或第四次掃選, 另一方面銅的總回收率只有 81.51% 損耗不可能這麼大, 可能化驗有差誤。

从錫矿石中回收黑錫的磁力选矿經驗

我厂处理的錫矿有两类，一为高錫錫磁选后的錫尾砂；一为采出的脉錫矿略經矿山粗选后的毛錫砂。两者都含 WO_3 8~12%，但前者所含錫大部份是白錫，也有少許为未磁选干淨的黑錫；而后者所含錫絕大部份是黑錫。此外，均含有硫化矿、脉石等。大家知道錫錳鉄矿是弱磁性矿物（0.13公厘的矿粒，其磁化系数为 66×10^{-6} ）。錫石及大多数硫化矿是无磁性的（磁化系数低于 25×10^{-6} ），利用它們磁性差異很大的特性，并結合重力及慣性力等因素，采用磁选法，能有效地将黑錫自錫矿中分离出来，这就使錫矿品位能提高一步，回收了錫，成为精矿；在减少錫在錫精矿中的含量以后，避免了錫精矿在熔炼时錫的影响。

一、磁选设备

我們的磁选设备是滾輪式强磁选机。共有两部，一部綫圈較多，供毛錫砂初选用，一部綫圈較少，供精选錫精矿用。每台各有五个滾輪及由两个綫圈組成的磁极系統。用6仟瓦的直流发电机，作为发生磁力及传动滾輪所需的电力。关于此式磁选机的詳細构造，有专書論述，此处仅加簡單介紹。此机由原电磁鉄、保磁鉄及位于两者之間廻轉的滾輪所組成的。滾輪是由一定厚度（大約为2~4公厘）的間隔成层的鉄圓盘及銅圓盘所組成，它受磁极及保磁鉄被感应而磁化。給矿利用重力落入磁场时，无磁性矿物被滾輪冲下，而磁性矿物則吸引。因为滾輪表面的某一部份，由原磁鉄的磁场滾到保磁鉄的感应磁场的过程中，要变更一次极性。在轉变点时磁性很弱，不足以把磁性矿物吸着在滾輪上。故磁性矿物当通过轉变点时，即落入漏斗中了。这就是利用此机能进行錫錳分离的簡單原理。

此机的处理能力为：16~30目錫砂初选时1.0~1.1吨/时（耗电力为2.5~3度/吨），綜合錫砂初选及黑錫精选时的处理能力为0.2~0.4吨/时（耗电力为7.5~8度/吨），30~60目錫砂

初选时为 0.7~0.75 吨/时 (耗电为 4~4.6 度/吨), 综合锡砂初选及黑钨精选时则为 0.16~0.18 吨/时 (耗电力为 10~11 度/吨)。60~120 目锡砂初选时为 0.65~0.68 吨/时 (耗电力为 5~6 度/吨)。综合锡砂初选及黑钨精选时则为 0.12~0.14 吨/时 (耗电力为 12~15 度/吨)。

二、影响磁选作业的因素

影响磁选作业因素很多, 兹简述如下:

(1) 给矿粒度

磁力是和矿粒大小成正比例增加的。因此粒状矿物所受吸力小, 且粒度愈小距离磁极愈远, 吸力亦愈小。如果给矿粒度过大, 其本身重力及运动时的惯性力大于磁力, 矿粒容易自然落下, 难以分离, 使磁选发生困难。矿粒过大 (常因钨连生体存在), 影响磁选产品的质量, 或因通过空气隙时, 也会受到阻碍。因此, 要求获得优质的磁选产品, 提高回收率及减少动力的消耗, 磁选的给矿粒度, 就必须保持一个临界粒度范围。

进厂的毛锡砂, 粒度粗细不等, 又不进行处理, 就进行磁选, 不符合磁选作业的要求。根据我厂磁选机的特性, 磁选给矿最大粒度要保持为 -16 目, 最小粒度为 -120 目。事先将原矿通过 16 目, 30 目, 60 目, 120 目等网目的筛子, 凡大于 16 目的采用对滚机破碎至小于 16 目的粒度, 待筛分后, 分别按级进行磁选。但对于 -120 目的, 因颗粒小, 选别过程中矿尘飞扬引起损失, 我们原则上不经磁选, 直接送浮选。用焙烧酸浸法处理含锡高的锡精矿, 待用水冶法回收所含的钨。近来, 在焙烧以后, 进行磁选, 磁选出的钨尾砂再采用湿法浸出回收钨。选出锡矿含钨量有一定降低 (约 5% 左右), 经酸浸后, 即作为锡精矿产品。

(2) 给矿的干湿

给矿必须干燥, 如果含有水份, 则细粒磁性矿物附着于粗粒无磁性矿物上, 造成钨的损失。当细粒无磁性矿物附着于粗粒磁性矿物上时, 便降低了钨精矿的品位。我们进厂原矿是很干燥

的，偶尔遇到潮湿的原矿，須烘干后，再行篩分。但近来为着减少矿尘飞扬，原矿在篩分破碎作业时，推广湿式作业，故須控制給矿的湿度。

(3) 給矿的单体分离

給矿如有錫-錫連生体，当然影响磁选指标，故对顆粒大的加以破碎，使錫錫达到单体分离。前已講到：我們对于16目以上的粗顆粒，是进行破碎的。根据我們的磁选效果，凡破碎至小于16目后，錫錫已大部分分离。如果选出的高錫錫砂再經反复磁选含錫仍高（5%以上），为了爭取将錫含量再降低一些，我們采用酸浸作业，使錫石为氧化鉄薄膜所复盖的部份，为酸所溶出，創造錫錫分离条件。实践証明：采用此法是有效的。

(4) 給矿速度

磁选是連續作业，选別过程中，将矿粒运进磁场并同时运出磁场，矿粒受磁场作用，時間很短。并且在这么短的時間內，矿粒所受到的磁力是不相同的。我們給矿的方法，是将矿粒由給矿漏斗利用自重給入，因此給矿速度无法調节，只能控制下料开关大小。調节至最大限度，以不影响磁选为原则。如果开口太大，矿砂下降量多，来不及磁选，已落地面，所以磁性矿物磁选不淨。开关太小，影响工效，也不适合。矿砂落于第一滾輪时，錫砂磁性物即被吸着，来不及选出的，交留二、三、四、五等滾輪选別。

(5) 調节空气隙

磁极和滾輪面間的空隙，称为空气隙。矿砂磁选时，应調节空气隙的距离至最小限度，以增加磁场强度。但也須能讓矿粒自由通过不受阻碍。选大顆粒的矿砂时，空气隙应大点，选細顆粒的可以小一点，这样才能增加滾輪的磁选效能。

为着調节空气隙距离，各磁极备有二个調节螺絲柄，作为校准空气隙距离用。調节柄向左轉时，空气隙距离加大，向右轉則减少。校对时，用非磁性的量规核对，使滾輪两端与磁极之空隙完全相等。

滾輪与磁极間空气隙距离，依次漸漸减少，并且調节好以

后，不再經常变动。

(6) 控制磁场强度

磁场强度同电流大小及綫圈匝数成正比例增加的。由于矿物感磁性的强弱及顆粒大小不同，因此，磁场强度之控制，是很重要的，通常感磁性强之矿砂，磁场强度可較少，反之則大。顆粒大的，磁场强度要高，反之則小。如磁场强度所产生的磁力超过磁性矿物本身之重力，即需要场强过大，則因为带动滾輪的电动机正位于磁极之上，因而影响电动机的轉动，降低磁选效率。

磁选机所用电为直流电，直流电經总开关分两部份輸入磁选机。一部份經开关变阻器送入磁选机綫圈內发生磁性，一部份經开动器送入磁选机上的馬达，传动各滾輪。先开通入綫圈电流的开关，后开通馬达电流的开关。調整磁选机磁性的强弱，靠电流通入綫圈时所經過的变阻器控制，即于圓盘变阻器上，刻划为360等份，在 0° 时，电阻最大，經变阻器流出的电流最小。度数漸大时，則电阻漸小，电流輸出量亦大。前已談到，磁场强度决定于給矿的粗細及感磁性的强弱，并且通常磁选机的磁场强度是自上而下逐漸加强的。

(7) 分隔板的調整

每个滾輪之下，有一分隔板，以控制产品的质量，并装有指針表示其地位。如指針移向正号时，則分隔板向滾輪后方移动（以錫砂磁性出口为滾輪前方），所以收集錫砂面增大；如指針移向負号，分隔板向滾輪前方移动，則收集錫砂面减小，而收集錫砂面增大。調整时，先令指針停于 0° 处，再向两边移动，以覓得适当的位置。分隔板的适当位置，随矿砂所含磁性物及要求的产品质量而变更。原則上为：錫砂初选时，分隔板讀数較大，再选时，讀数較小，因为在初选时，是以尽量收回錫砂提淨錫砂为目的，所以增大錫砂收集面，故讀数較大。再选錫砂时，是以尽量收回其中的錫砂，提淨錫砂为目的，所以錫砂收集面小。

我們磁选机共有五个滾輪，上部四个滾輪，其下部都有磁性砂出口槽。最后一个滾輪分有磁性砂和非磁性砂两个出口槽，矿