

选矿厂设计勘误表

页	行	原 为	应 为
19	10	磁选厂主要生产车间一年工作日数为340天	磁选厂主要生产车间一年工作日数为330~340天
19	例14	破碎车间为18~21小时,	破碎车间一般为三班, 工作时数为18~21小时
22	正13	在选择粗碎和中碎流程时	在选择破碎流程时
23	正8	粗破和中破每段的破碎比如下	每段的破碎比如下
23	正10	第一段标准型圆锥破碎机	第二段标准型圆锥破碎机
25	图2-1中文字	粒度, 以破碎机排出口宽度的分数表示	矿石粒度与破碎机排出口宽度之比
"	图2-2中文字	— // —	— // —
26	图2-3中文字	— // —	— // —
26	图2-4中文字	粒度, 以破碎机排出口宽度的分数表示	— // —
33	表2-4		(此表移至32页§3的前面)
36	例2	计算流程时所需之原始资料	当计算流程(图2-6)时所需之原始资料
37	例8		“根据平衡关系”一句删去
38	正3		— // —
"	例10	$\frac{d}{\beta_{10}} = \frac{Q_9 \frac{d}{\beta_9} + Q_{13} \frac{d}{\beta_{13}}}{Q_9 + Q_{13}} = \frac{Q_1 \frac{d}{\beta_9} + Q_{13} \frac{d}{\beta_{13}}}{Q_{10}}$	$\frac{d}{\beta_{10}} = \frac{Q_9 \frac{d}{\beta_9} + Q_{13} \frac{d}{\beta_{13}}}{Q_9 + Q_{13}} = \frac{Q_1 \frac{d}{\beta_9} + Q_{13} \frac{d}{\beta_{13}}}{Q_{10}}$
"	例8	$\frac{d}{\beta_{11}} = \frac{Q_{10} \frac{d}{\beta_{10E_v}}}{Q_{10} \frac{d}{\beta_{10E_v}}} =$	$\frac{d}{\beta_{11}} = \frac{Q_{10} \frac{d}{\beta_{10E_v}}}{Q_{10} \frac{d}{\beta_{10E_v}}}$
"	例1	如果 $E_v = E_v'$	如果 $E_v = E_v'$
39	正6	如表18所示	如表2-8所示
"	例6	β_1 —100毫米级含量,	β_1 ——100毫米级含量,
41	正9	即等于45毫米	即等于45毫米
43	例2	=0.0635	=0.635
44	正1	见图2-19	见图2-9
44	正5	由两个或一个是近似的大数之间的差值来计算一个小数值	由两个近似的大数来计算一个小数值
"	正7	为0.83~1.0的级别含量的公式	为0.83~1.0的级别含量, 用公式
51	表2-9表头		(一段流程) 字样删去
53	正4	根据公式(2-13)得:	将 A_2 代入公式2-13中得:
57	正5	作业数目一致。	作业数目一致的三项中的一项或几项。

續表

頁	行	原	為	應	為
57	倒 5	图2—20r 为两段一循环流程。	图2—20r 为两段一循环流程。	图2—20r 为两段一循环流程，第	一段得出精矿、中矿、尾矿，中
"	倒 1	随着有用矿物的磨矿粒度	随着有用矿物的磨矿粒度	随着矿石的磨矿粒度	随着矿石的磨矿粒度
64	正 8	另外一部分脉石结合成连生体，	另外一部分脉石结合成连生体，	另外一部分与脉石结合成连生体，	另外一部分与脉石结合成连生体，
"	正 13	不同强度的砂、泥质物。	不同强度的砂、泥质物。	不同强度的砂——泥质物质。	不同强度的砂——泥质物质。
"	倒 3	弱磁性矿石为主的矿石	弱磁性矿石为主的矿石	弱磁性矿物为主的矿石	弱磁性矿物为主的矿石
66	图2-28			图内“图67B. —3类矿石的”去掉	图内“图67B. —3类矿石的”去掉
"	正 1	第一段选出部分最终精矿	第一段选出部分最终精矿	第一段选出部分最终尾矿	第一段选出部分最终尾矿
69	正 7	采用筛子和水力分收；	采用筛子和水力分收；	采用筛子和水力分级机；	采用筛子和水力分级机；
75	正 10	$N_n = N_r + N'_1 + N'_2 + N'_3 + N'_4 + \dots$	$N_n = N_r + N'_1 + N'_2 + N'_3 + N'_4 + \dots$	$N_n = N_r + N'_1 + N'_2 + N'_3 + N'_4 + \dots$	$N_n = N_r + N'_1 + N'_2 + N'_3 + N'_4 + \dots$
77	倒 15 倒 10	($N_r = 0$)	($N_r = 0$)	($N_r = 0$)	($N_r = 0$)
79	正 2	按公式 $Q_n = 2000\gamma_n$ 和 $P_n = 200\varepsilon_n$	按公式 $Q_n = 2000\gamma_n$ 和 $P_n = 200\varepsilon_n$	按 $Q_n = 2000\gamma_n$ 和 $P_n = 200\varepsilon_n$	按 $Q_n = 2000\gamma_n$ 和 $P_n = 200\varepsilon_n$
86	图2-34			由水至粗选的虚线上加“ $L_v = 0$ ”	由水至粗选的虚线上加“ $L_v = 0$ ”
88	正 3	11) $W_{12} = W_{\text{I}} - W_{\text{II}}$	11) $W_{12} = W_{\text{I}} - W_{\text{II}}$	11) $W_{12} = W_{\text{I}} - W_{11}$	11) $W_{12} = W_{\text{I}} - W_{11}$
88	正 13	15) $W_{21} = W_{\text{II}} = W_{22}$	15) $W_{21} = W_{\text{II}} = W_{22}$	15) $W_{21} = W_{\text{II}} + W_{22}$	15) $W_{21} = W_{\text{II}} + W_{22}$
89	正 3	表的形式和繪量流程时所用的一	表的形式和繪量流程时所用的一	表的形式和质量流程时所用的一	表的形式和质量流程时所用的一
"	表2-16 第 4 栏	205	205	2.5	2.5
90	表2-17第 1 栏第3行	分級过程中的水量 $L_{\text{II}} \cdot 3300$	分級过程中的水量 $L_{\text{II}} \cdot 3300$	分級过程中的水量 $L_{\text{II}} \cdot 2300$	分級过程中的水量 $L_{\text{II}} \cdot 2300$
92	倒 5	在过程的理論条件下和仅仅考虑	在过程的理論条件下和仅仅考虑	在过程的理想条件下和仅仅考虑	在过程的理想条件下和仅仅考虑
93	正 8	影响过程的主要因素，	影响过程的主要因素，	影响结果的主要因素，	影响结果的主要因素，
96	表 3-2 第六栏	数月多	数月多	数目多	数目多
97	正 2	130	130	135	135
99	倒 6	破碎比重为 δ 的矿石时	破碎比重为 δ 的矿石时	破碎比重为 r 的矿石时	破碎比重为 r 的矿石时
100	图 3-1 图注	亦可用上述公式計算	亦可用上述公式計算	亦可按 (3—10) 公式計算	亦可按 (3—10) 公式計算
103	表 3-6	預先篩分子检查篩分合一时	預先篩分子检查篩分合一时	預先篩分与检查篩分合一时	預先篩分与检查篩分合一时
103	表 3-3 第 5 栏			(4和5栏的表头“自动定心(振 动篩”	(4和5栏的表头“自动定心(振 动篩”
119	表3-24	25°~2°	25°~2°	应为“自动定心振动篩”中間不隔开)	应为“自动定心振动篩”中間不隔开)
120	倒 6			25°±2°	25°±2°
				(表內加一項	(表內加一項
				“赤鉄矿浮选精矿(0.4~0.5)”	“赤鉄矿浮选精矿(0.4~0.5)”
		直接加热圓筒型干燥、	直接加热圓筒型干燥、	直接加热圓筒型干燥机、	直接加热圓筒型干燥机、

續表

頁	行	原	為
122	倒 3	破碎車間工作的時數;	破碎車間多工作的時數;
124	正 4	選擇廠址時	選擇廠址時
124	正 9	地形和土坡質量	地形和土壤質量
125	倒 5	配置貯礦倉	配置貯礦倉
128	倒 1	平行的和斜的運輸皮帶都沒有	平行的和傾斜的皮帶運輸機都沒有
130	倒 11	$L = \frac{(H_1 + H_2) - (h_1 + h_2)}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$	$L = \frac{(H_1 + H_2) - (h'_1 + h_2)}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta}$
"	倒 7	h_1 ——第一機組的底部深度;	h'_1 ——第一機組的地面以上的提升高度;
131	倒 2	第二機組底部高度來實現	第二機組底部深度來實現
134	表 5-1 第三欄	分級機到浮選機的道流	分級機到浮選機的溢流
"	倒 6	受礦裝置和粗碎機的配置	受礦裝置和粗碎機組的配置
135	圖 5-1 圖注	4—運輸機	4—板式給礦機
136	正 7	礦石是由露天開采經翻斗車	礦石是由礦山經翻斗車
"	正 8	規格為1200毫米,給礦的最大塊為1000毫米。礦石破碎後卸入旋迴破碎機……	規格為1500毫米,給礦經棒篩,篩上礦石破碎後卸入旋迴破碎機……
136	倒 9	作為輸送和運出重型零件之用。	作為輸送和運出重型零件之用。
"	倒 1	粗碎前沒有礦倉	粗碎前設有礦倉
139	倒 4	其中5—42的流程	其中5—41的流程
140	正 10	……加以緩沖調整,第二段破碎機的設計生產能力可大大減少。	……加以緩沖調整,可防止過載現象,並且第二段破碎機的設備台數可減少。
141	倒 5	圖5—8表示帶有檢查篩分的第二段和第三段破碎機配置方案,其特點是第二段第三段破碎機設在一起,而篩子與破碎機有一定的距離。	圖5—7、5—8表示帶有檢查篩分的第二段和第三段破碎機兩種配置方案,圖5—7的特點是第二段第三段破碎機不設在一起,篩子與細碎機在一起;圖5—8中細碎破碎機在一起,而篩子與破碎機有一定的距離。
141	倒 1	圖5—8	圖5—9
143	正 1	礦不經第一段破碎後,	礦石經第一段破碎後,
"	正 4	直接用運輸機時,	直接用一台運輸機時,
144	正 3	圖5—7	圖5—8
"	倒 12	圖5—8	圖5—9
"	倒 5	自動裝倉車	自動裝倉跑車
"	倒 4	圖123上	圖5—11上

續表

頁	行	原 為	應 為
147	倒 2	車間寬度	車間跨度
"	"	可達24米	可達27米
"	倒 6	排成一列	排成一行
"	倒 1	排成一行	排成一行
"	倒 2	— 〃 —	— 〃 —
143	正 1	閉路的分級機排成一行、	閉路的分級機分別排成行
150	圖5-13 圖注	分配圖案	分配方案
152	正 4	以便使用二台共同的吊車	以便使用一台共同的吊車
157	正 15	勾鎖在左方時	勾鎖在右方時
"	正 16	勾鎖在右方時	勾鎖在左方時
"	倒 1	一律採用	一般採用
162	正 3	每計茲以噸/人及以班計之	計算以噸/人及以日計之
"	正 8	每人每班	每人每日

中等专业学校教学用书

选矿厂设计

鞍山冶金专科学校选矿教研组编



中国工业出版社

目 录

前言	5
緒論	6
§ 1 选矿厂設計的目的及其在国民經济中的意义	6
§ 2 社会主义国家与資本主义国家企业 設計原則的根本区别	7
§ 3 我国选矿事业的发展及选矿厂設計工作现状	7
第一章 总論	10
§ 1 选矿厂設計的内容和步骤	10
§ 2 設計用經原資料	14
§ 3 选矿流程合理方案的选择	16
§ 4 选矿厂及各車間生产能力的确定	18
第二章 工艺流程的选择和計算	20
§ 1 选择选矿流程的根据	20
§ 2 粗碎和中碎流程的选择	22
§ 3 粗碎和中碎流程的計算	32
§ 4 細磨流程中的分級作业种类、用途及 应用条件	44
§ 5 磨矿流程的分类和常用的流程类型 及其应用条件	47
§ 6 磨矿流程的計算	50
§ 7 浮选流程的选择	57
§ 8 黑色金属矿石选別流程的选择	63
§ 9 錫矿和鎢矿的重力选矿流程的选择	68
§ 10 浮选流程的計算	71
§ 11 矿漿流程的設計和計算	79
§ 12 水量平衡及选矿厂需要的总水量和 新鮮水量的决定	89

第三章	主要設備的選擇和工藝計算	92
§ 1	選礦廠設備選擇和工藝計算的一般原則	92
§ 2	粗碎、中碎和細碎設備的選擇和工藝計算	94
§ 3	篩分設備的選擇和工藝計算	100
§ 4	磨礦設備的選擇和工藝計算	104
§ 5	分級設備的選擇和工藝計算	109
§ 6	浮選設備的選擇和工藝計算	112
§ 7	磁選設備的選擇和工藝計算	113
§ 8	重力選礦設備的選擇和工藝計算	116
§ 9	脫水設備的選擇和工藝計算	117
§ 10	干燥機的選擇和工藝計算	120
§ 11	礦倉容量的選擇	122
第四章	廠址的選擇和總平面圖的設計	124
§ 1	廠址的選擇	124
§ 2	總平面圖設計	125
第五章	選礦廠車間設備的配置	132
§ 1	設備配置和組合的一般原則	132
§ 2	自流運輸溜槽的斜度	133
§ 3	受礦裝置和粗碎機的配置	134
§ 4	中碎工段和細碎工段的設備配置	136
§ 5	磨礦和選礦工段的設備配置	147
§ 6	濃縮工段和過濾工段的設備配置	156
§ 7	選礦廠的提升設備	156
§ 8	勞動保護措施	159
第六章	選礦廠設計技術經濟部分	161
§ 1	勞動生產率及產品成本	161
§ 2	技術經濟指標	164
	主要參考資料	164

前 言

为了进一步贯彻党的“教育为无产阶级政治服务，教育与生产劳动相结合”的教育方针，巩固三年連續大跃进的成果，满足教材的需要和进一步提高教学质量，编写了本門教学用书。

本书是根据1959年冶金工业部教育司制訂的冶金系統中等专业学校指导性計劃中专四年制“金属矿石精选专业”該課大綱編写的，該課讲授时数为36学时，亦可供該专业中专三年制使用。

在編写过程中力求在份量上少而精，反映該課的基本理論，另一方面也力求反映国内設計和生产方面的实际。在內容的深度和广度上力求符合中专学生的水平。

选矿厂主要設備的选择和工艺計算一章，应着重从設計角度进行讲授。在有色金属和黑色金属选矿厂設計方面的內容上，可以根据学校所在地区的不同和专业特点，选取不同內容作重点来讲授。

本书由鞍山冶专选矿教研組教师史奎元主編，并經教研組討論审查而成。由于編者政治水平、科学知識水平和教学經驗有限，編写時間仓促，錯誤不妥和遺漏之处在所难免，衷心地希望广大讀者給予指正。

鞍山冶金专科学校选矿教研組

1961年4月17日

緒 論

§ 1 选矿厂設計的目的及其在国民經济中的意义

选矿厂是利用机械加工的办法将由矿山采掘出来的矿石进行处理，使其变为商品的工业企业。根据选矿过程将选矿厂分为浮游选矿厂、重力选矿厂、电磁选矿厂、破碎筛分厂、联合选矿厂等等。

設計的目的是保証在企业建設期間，加快工程建設速度，確保工程质量，節約基建投資，在建設之后，迅速的正规的投入生产，并能尽快的获得最大的經济效果。正确的設計，能保証在技术經济方面选择最合理的工艺流程，保証选矿厂最适当的生产能力，使設備选择和設備配置合理和經济，保証連續地供应全厂以便宜的矿石、水、电能及材料，使选矿厂生产获得最大的經济效果。

选矿是采矿和冶炼的中間环节。随着社会主义建設对鋼鉄和有色金属需要量的迅速的增长，需要建立更多的規模巨大的选矿厂来处理貧矿，以滿足冶炼对矿石的需要。在选矿厂建設之前，必須做好設計工作。国家在工业方面的基本建設，不单是經济和技术問題，更重要的意义是它直接体现着国家在工业方面的政策和国家工业化的道路。国家从工业的基本建設中規定着工业发展的方針、步驟、速度与規模，規定着各种工业发展的比例，規定着将来工业的技术水平，規定着国家資源如何利用等等关系着国計民生的重大問題。而設計工作是基本建設的重要一环，是国家的基本建設計劃的进一步体现，因之設計工作不仅是經济技术工作，重要的是对貫徹党的經济建設的方針政策，对于今后国民經济的发展，負有重大的政治責任。

§ 2 社会主义国家与资本主义国家企业設計

原則的根本区别

我国是一个社会主义国家，我們社会主义革命和建設的目的，就是要不断的提高人民的物质生活和文化生活水平，社会主义的企业設計也完全遵循这一准則，除此之外設計还必须最合理地利用国家資源，減少基本建設投資，关心劳动者的劳动条件，降低經營費用等，因此对設計者提出下列具体要求：

1. 爱护并合理地利用国家的矿产資源。
2. 尽量地降低选矿的基建費用和經營費，即降低成本扩大再生产。
3. 使生产过程尽量地机械化和根据国家当前的技术水平相应的考虑自动化，以提高劳动生产率。
4. 根据国家計劃确定企业合理的生产能力。
5. 为工人創造良好的安全的工作条件和良好的生活条件。
6. 运用新技术和科学技术成果。

与此相反，资本主义国家企业設計原則是保証資本家投資获得最高限度的利潤，因此，它的設計特点是：

1. 掠夺式地开采矿和加工矿石。
2. 残酷地剝削工人劳动果实，以便获得最大限度的利潤。
3. 視当地劳动力的貴賤而确定机械化，自动化的程度。
4. 所設計企业的生产能力仅考虑自己矿区的矿石儲量，市场情况，資本家的財政能力。
5. 不关心工人的劳动条件，安全条件和生活条件。
6. 把新发明收买和隱匿起来，变为資本家的专利。
7. 由制造設備的公司包攬設計，以便推銷設備，謀取利潤。

§ 3 我国选矿事业的发展及选矿厂設計工作现状

解放前我国选矿工业的基础是十分薄弱的，磁选厂不过二、三处，日生产能力最大不过 2000 吨，浮选厂只有几个处理銅、

鋅、鋁的浮選廠，日生產能力最多只到5000噸左右。設備陳舊，流程簡單，不能綜合的收回有價金屬，各項技術經濟指標都很落后。

解放後選礦事業有了空前的发展，首先恢復了被敵人破壞了的選礦廠，在此基礎上進行了改建和擴建。在第一個五年計劃期間建立了一批大型現代化的選礦廠，使生產能力有顯著的增加，如以1952年生產能力為1，則到1958年鐵、銅、鉛、鋅、錫、鉬、錫等礦石生產能力增長到2—10倍。在選礦廠的生產規模上，目前我國有許多日生產能力高達幾萬噸的磁選廠和浮選廠。在選礦的主要指標方面也有顯著的變化，如以1950年為100%的話，1959年鐵精礦品位為103%，球磨機利用係數為163%，磨礦作業率為103%，采收率為100%。又比如以1952年與1958年有色金屬采收率相比，硫化銅由92%增至97%，硫化鉛由91%增至92%，硫化鋅由89%增至97%，錫礦由76%增至80%，這一切表明我國的選礦生產技術得到空前發展，已經達到先進的技術水平。

解放以來黨和國家也特別注意培養技術幹部的工作，解放後不久調整了院系，在高等學校中及中等專業學校中設立了選礦專業。1958年以後設立選礦專業的學校成倍的增长，現每年都有大批的選礦專業畢業生走向生產、科研、教育、設計等祖國所需要的崗位上去，從事於選礦事業。

幾年來研究工作也有極大的成效，如對赤鐵礦浮選進行了研究，並已正式投入生產。對低品位組織致密的白鎢礦採用浮選與水冶聯合流程，采收率達89%，對於某些難選的氧化銅礦，將用浮選與水冶進行處理，對於以含孔雀石及藍銅礦為主的氧化銅礦，用酸浸沉淀浮選進行處理，都獲得良好的效果。

與設計建廠密切相關的選礦設備製造業，也同樣獲得空前發展。如果說解放前選礦設備幾乎完全由國外進口，那末現在我國已完全能自製成套選礦設備。

由於黨的正確領導和蘇聯的無私援助，我國的選礦設計二

作，現在已經進入了能獨立的進行設計，日生產能力達數萬噸的大型選礦廠我們也可以自行設計。尤其是1958年大躍進以來，中小型選礦廠遍地開花，新設計的選礦廠就有一百多個，在1959年不到一年的時間，就建成了大批的小型銅選廠。這些廠都是在黨的鼓足干劲，力爭上游，多快好省地建設社會主義的總路線和一整套“兩條腿走路”的方針指導下進行設計和建廠的。

十年來我國選礦事業有了飛躍的發展，選礦廠設計工作是選礦事業重要的一環，它也同樣的得到飛躍的發展。由於黨的正確領導，在連續三年大躍進所獲得的經驗的基礎上，在三面紅旗的照耀下，選礦廠設計工作將隨着選礦事業的進一步發展獲得更廣闊的發展。

第一章 总 論

§ 1 选矿厂設計的内容和步骤

为了能做出质量好的設計，并在最短的时期內完成設計以及降低工程造价，需要制定完成設計的一定步骤。在进行設計之前，需有設計任务书。設計任务书必須符合于国家建設方針、任务及国家长期建設計劃之規定。

設計任务书应包括的内容有：产品种类及在国民經济中的重要性，生产規模及发展远景，建厂地点与有关工业的关系，建厂期限及与有关工业之配合，投資的估計，資源与經济条件，包括原材料供应与产品的銷售。

設計工作的阶段

工业企业的設計可分两段或三段进行。两段設計要包括有財務概算书的初步設計和施工图。三段設計要包括有財務概算书的初步設計，包括有預算书的技术設計和施工图。

当設計的企业的生产是新的，过去未曾掌握，或过程复杂，不可能用标准設計或現有同类的企业的設計时，設計分三段进行。当設計的企业，它的工艺过程已被掌握，并可以利用标准設計或現有同类企业設計时，則分两段进行。

根据上述規定，当选別流程复杂需要单独制定和生产能力大的选矿厂設計分三段进行，选別流程简单的中等生产能力选矿厂或生产能力小的选矿厂可分两段进行。在建設小选矿厂时可采用标准設計。

初步設計

它的目的，首先是闡明所进行的設計，在技术上的可能性和在經济上的合理性。在进行初步設計时，应先对設計工作所必需

的經濟及技術資料進行調查研究，在調查研究未詳細之前，不得草率進行設計。當一旦得出否定結論時，即發現技術上不可能實現或經濟上不合理時，則下一步設計應停止進行，或者做出決定，進行補充試驗，補充勘查。

初步設計主要內容如下：

1. 具體選定選礦廠的廠址。
2. 選礦廠生產能力的確定，工藝過程的決定和廠外運輸類型的選擇。水、動力、主要原料需要量及供應來源的決定，動力供應線，各主要設備。尾礦排除方法及尾礦池面積選定，需要工人和幹部數目及對其他工業企業的要求。

在兩段設計時，初步設計要繪出主要車間的平面圖及斷面圖，標明主要設備配置及定貨清單。在三段設計時，初步設計僅決定主要設備的數量概況，但不包括設備定貨清單。在初步設計中，要列舉所採用的標準設計或類似企業的設計，並簡述其特點。

3. 選擇主要建築物的建築材料和結構，指明建築物建築特性，主要建築物的草圖，選擇水源及排污水處所，選定供水、排水、采暖、通風系統及其主要設備。

4. 做出實施建築的初步計劃，規定建築期限，計算主要建築安裝工程量，建築所需要主要材料，機械、水、電的保證方法。施工組織的初步方案。

5. 全部工程的財務概算及主要工程部分的個別概算。

6. 按單位生產能力計算的基本建設費用，勞動生產率及工資，經營費用，每噸礦石的選礦費用，每噸精礦的價格，主要經濟技術指標與在經濟上相似企業的相應的比較。

在初步設計階段，解決問題的基本方法是作最合理方案的技術經濟比較。進行方案比較時，一般是儘可能提出全面能進行比較的、為達到同一目的而內容不同的方案，但對提出的方案不一定都做全面的比較，有些方案有嚴重缺點即可淘汰掉，然後將剩下的主要方案進行技術經濟計算，根據計算結果和分析，從主要

技术经济指标、基建费，年经营费等进行比较选出最合理的方案。比如厂址的选择和工艺过程及选矿流程的选择等要从几个方案中寻求，决定合理的方案，必须通过技术经济的比较。

技术设计

应在已批准的初步设计的基础上进行技术设计。技术设计的目的是，将初步设计中的工艺过程加以更详细的审查，确定设备的选择及其配备，同时决定建筑方案；车间的容积和面积以及基本建设费用和经营费用。

选矿厂的技术设计的内容包括如下部分：

1. 总论：系对设计的企业作一般的描述，如选矿厂的地理位置，产品规格及用户，各种原材料、水、电的供应来源，交通运输与本地区其他企业的联系等。

2. 工艺部分：系选矿厂设计的主要部分。

3. 建筑及总平面图部分：主要建筑物结构、简略平面图及断面图，总平面图包括有选矿厂主要建筑物，运输路线布置情况及其地形标高的联系。

4. 电工部分：有电源、供电系统及供电设备和电气设备等。

5. 采暖及通风：采暖通风系统及主要设施。

6. 供水及排水部分：水源及排污水处所，供水、排水系统及主要设施等。

7. 尾矿业务部分：尾矿输送、储存、尾矿池、尾矿坝等。

8. 调度及自动化部分：调度及自动化的措施及设备。

9. 预算部分：财政预算及建筑造价。

10. 技术经济部分：单位生产能力的基建费，劳动生产率及工资，管理费用，每吨原矿和每吨精矿的加工费，主要技术经济指标与经济上相似的设计或已建成的企业指标的比较。

选矿厂技术设计的工艺部分包括：

1. 矿床及矿石的特征；

2. 矿石可选性研究結果的分析和处理相似原料的选矿厂的工作結果分析；

3. 加工方法，工艺流程的选择，主要工艺流程指标选择的論証；

4. 质量流程和矿浆流程的計算；

5. 主要設備的选择和計算，及其配置方案；

6. 輔助設備，矿石及精矿矿仓及仓库的选择計算；

7. 生产排水系統，当生产发生故障时的排水措施；

8. 葯剂业务；

9. 工艺过程的取样、控制及工厂試驗室、化驗室規模及設施；

10. 检修組織及起重設備；

11. 原料、材料、設備、备用零件的运输。

在工艺部分中要列出設備清单，并标明技术規格和制造厂名称；还要提出开工一个时期內所需的葯剂、鋼球、衬板及其他主要原料清单。

在技术設計阶段要提出下列图紙：

1. 工艺部分包括：质量及矿浆系流程图、全厂机械联系图，主要車間的平面图及断面图，并指出确切的配置及設備的輪廓尺寸；

2. 尾矿业务部分包括：尾矿池面积和位置詳图、尾矿池及尾矿管道的平面图、尾矿管的断面图、尾矿壩平面图及纵断面图，堰壩建筑物，溢流井和泵房的断面图。

技术設計的其他部分的图紙包括：

1. 用于計算建筑工作体积的图样；

2. 用于編制建筑預算的图样；

3. 用于准备做施工图的图样。

施 工 图

施工图是依着技术設計制出供給施工时所必需的詳細图紙。

进行两段設計时，施工图是在批准初步設計的基础上进行的，而三段設計时，施工图是以批准的技术設計为基础制定的。两种情况的施工图都应根据訂购設備的技术数据来制訂。施工图的内容是：

1. 表示設備配置的总图；
2. 包括一定范围的詳图，以便进行建筑 and 安装之用。

§ 2. 設計用的原始資料

制訂选矿厂設計时需要下列基本原始数据和資料：設計任务书中的規定資料；厂址的技术和經濟資料；矿山設計部分的資料；矿石可选性研究資料；定額資料。

設計任务书中規定的資料

按原料或按成品計算的全厂年产量；原料的来源，原料中所含的主要有用成分和有害杂质；精矿用戶及其所在地；对精矿的有用成分、杂质含量、水份及粒度方面的要求；水、电及主要原料的供应来源；施工程序和建筑期限；設計时应注意的特殊条件和要求；設計工作机关的基本布置。

厂址的技术和經濟資料

决定厂址的技术資料包括：标明有建筑物、铁路及植物分布的地形图；土壤成分、物理性质、单位許可荷重，地下水位、地下水成分，冻结深度；气象資料；当地材料的性质；水源流量、水的成分；电源資料；地震資料；厂区下面有无矿藏。

决定厂址的經濟資料包括：建厂地区的工业发展特点及远景，居民密度燃料資源、运输条件、水电情况及价格；当地建筑材料供应情况及价格；經營选矿厂所需材料的来源及价格，特别是制造和儲备易磨損零件的条件；工人住宅区情况。

部分的資料

原矿石种类及各类矿石的开采比例及在不同开采时期开采各

类矿石的生产能力；各类矿石中的有用成分和杂质含量，在不同开采时期矿石性质的变化；采出矿石最大块尺寸和原矿石粒度特性；原矿的物理性质，尤其在一年內各季节的含水量、粘土含量、原矿的比重；每年、每周、每日原矿开采工作进程表；矿石运送到选矿厂的运输方式方法。

矿石可选性研究資料

在設計之前要研究矿石的可选性，以便根据研究結果进行工艺流程的选择和計算，及主要設備的选择和計算。

研究工作报告应包括下列数据和資料，以便有可能正确地选择选別流程：原料的物质組成，即原料的矿物分析和实用分析；主要矿物浸染特性及其粒度，形式和相互共生程度；原生矿泥含量及二次矿泥化的程度；含水量；原料最大块粒度及其粒度特性；处理該种矿石最有前途的各种工艺流程的可选性試驗結果所有必要的數據，以便比較这些流程，从而选出最合适流程；最合适流程方案的各工艺指标間关系，即产品产率，品位及采收率間关系。

为了計算数量流程和矿浆流程在研究报告中应标明：破碎該矿石原料的各种破碎机和磨矿机的排矿粒度特性；各作业的产品中有用成分含量；各作业的部分采收率及总采收率；各作业給矿最合适的浓度；各作业产品的浓度；給入各作业的新鮮水的单位消耗量；选矿产品的比重。

选別机械生产能力，仅在少数情况下，可以按理論或經驗公式或按产品目录上数据而得出相当精确的估計，多数机械的生产能力，要按单位体积、面积或长度的許可单位負載定額来决定。因之在研究工作中提出許可单位負載定額資料。某些机械（如浮选机；調整槽）的必要体积，要根据处理時間来决定，因之在研究工作中应指出各作业的处理時間。

在浮选的可选性試驗报告中，要包括葯剂方面的有关資料：葯剂名称及其消耗量、溶液浓度、加葯地点等。

研究工作的可靠性，在頗大程度上取决于試驗規模，按我国具体情况試驗規模作以下的規定：

重选厂及磁选厂不論大、中、小型选矿厂均为小型試驗报告，如有特殊需要可作工业性試驗。而浮选厂的大型厂要做連續試驗或半工业性試驗，如有特殊需要可作工业試驗。浮选厂的中、小型厂进行小型試驗或連續性試驗，小型厂进行可选性試驗或小型試驗。

§ 3 选矿流程合理方案的选择

选矿流程的选择，应根据設計前所作的研究工作进行。选择选矿方法和选矿流程应特別注意，要将原矿中全部有价值的成分加以綜合利用。当然，研究工作的結果可以确切表明处理这种矿物的最合理的方法。但是有这种情况，即原矿可用各种不同的选矿过程来处理。例如：硫化鉛鋅矿可直接用优先浮选的选别流程，也可先經全浮选。做初步設計时如果遇到上述类似情况，必須对各种待定的方案进行技术經濟比較，以选出最好的方案。合理方案的选择正是根据几个对比的方案进行技术經濟比較。对每个方案应掌握下列資料：

1. 每吨矿石所选出的精矿量及质量；
2. 經營生产所需要的电能、水和主要材料；
3. 建筑和安装的工程量及其完工期限；
4. 企业折旧期限；
5. 投資額；
6. 每吨矿石的加工費用；
7. 劳动力需要量及住宅建筑量；
8. 每一方案的安全措施与卫生条件。

編制每一对比方案的主要工艺过程，确定加工的工艺指标及处理单位原矿的电、水，主要材料和劳动力的消耗定額。然后概略算出建筑和安装的工程量，并且以扩大計算定額的方法算出每个方案投資額。依单位消耗定額确定出企业每年所需水、电、材

料及劳动力，依年消耗量算出一吨矿石的加工費用。

进行方案比較时，需取各方案的同一生产能力相对比，以精矿的同一生产能力对比为合适。

进行方案比較时每一方案必須有下列数据：

每年精矿量 Q ；

精矿的价格 P ；

精矿的成本 B ；

绝对赢利 $C = P - B$ ；

单位精矿赢利 $\frac{P - B}{Q}$ ；

投資額 A 。

假如 A_1, A_2, \dots, A_n 为各方案的基建費，且按基建費递增排列的，則任意一个方案之与第一个方案相比的赢利差表示每年的节约額（或亏损額）。即

$$M_i = C_i - C_1 = (P_i - B_i) - (P_1 - B_1) = P_i - P_1 - B_i + B_1 \quad (1-1)$$

式中 C_1 第一方案的绝对赢利；

C_i 第 i 方案的绝对赢利；

P_1 第一方案精矿价格；

P_i 第 i 方案的精矿价格；

B_1 第一方案的精矿成本；

B_i 第 i 方案的精矿成本。

如 $M_i \leq 0$ ，而第一方案的投資額又为最小，則第一方案最为經濟。

如 $M_i > 0$ ，則其他方案比第一方案經濟，在此情況下，应按附加投資額偿还年限进一步选取合理方案。

附加投資額与每年节约額之比为附加投資額的偿还年限 t_i ：

$$t_i = \frac{A_i - A_1}{M_i} \quad (1-2)$$

應該选取 t_i 小的方案，即偿还年限少的方案。因偿还年限

少，表示投資額的效果大。

在比較方案時，除了經濟的指標之外，尚須注意許多其他條件，這些條件有時對最終方案選擇起着決定性影響，其中包括：電源，水源，各種材料產地及供應；建築和安裝工作量及完成期限，衛生條件和工作安全程度；原料綜合利用程度和提高有用成分采收率的可能性。其中尤需特別着重考慮建廠速度，以求加速我國社會主義建設。

社會主義經濟條件下贏利並不是我們的目的，贏利只是鼓勵改善生產，降低成本，提高勞動生產率。生產的利潤，大部分進入國家銀行以後，可以再用於擴大再生產，文化生活的建設和其他需要，也就是說，歸根到底，用於滿足人民不斷增長的需要。

§ 4 選礦廠及各車間生產能力的確定

選礦廠年生產能力的確定

工業企業生產能力，通常用生產的成品數量來表示，但選礦廠生產能力一般用處理原礦量表示比較方便，因之都採用以處理原礦數量來表示生產能力。

選礦廠的年生產能力主要由兩個條件確定：即國民經濟對選礦產品的需要和礦床中有用礦物的儲量。有些礦床儲量是無限的，此時年生產能力只由國民經濟的需要來決定。礦石的儲量是有限的，則年生產能力由礦石儲量決定。

選礦廠年生產能力與礦石儲量及選礦廠作業期限有下述關係：

$$Q_{\text{年}} = \frac{R}{N} \quad (1-3)$$

式中 $Q_{\text{年}}$ ——選礦廠年生產能力，噸/年；

R ——礦石儲量，噸；

N ——選礦廠作業期限。

其中作業期限 N 考慮為 10 年。

選礦廠生產能力與礦石儲量相比較，過小過大都是不利的。

生产能力过小处理每吨矿石的生产费用就过大，因而精矿成本也要提高，但基建费用减少。选矿厂生产能力太大，需要很多的投资，使企业生产年限缩短，因此在规定生产年限内，基建费用不能完全折旧，但处理每吨矿石的生产费用却相对减小。因而生产能力不能确定过小和过大，应确定适合生产率，使二项费用之和为最小。

选矿厂及其各车间日生产能力及小时生产能力的确定。

选矿厂的日生产能力与主要车间的日生产能力相同。

日生产能力系由年生产能力被选矿厂一年中工作天数除之而得。浮选厂、磁选厂主要生产车间一年工作日数为340天，而重选厂为330天。

破碎车间原则上与采矿工作制度相同。一般为一年工作330~340天。为了选择和计算设备，要确定选矿厂各车间的小时生产能力，小时生产能力为日生产能力被工作时间除得之商。主要生产车间日工作时数为24小时，破碎车间为18~21小时，精矿处理车间日工作时数为24小时。

设备组数（或分区）的确定

所谓选矿厂设备的一个组是指厂中一些主要选矿机械，在同时运转情况下能独立的完成一个选矿工艺过程的一套组合起来的设备。

在下述情况下，选矿厂需按分组工作情况设计：

1. 有几种入厂的原料，需采用不同的工艺过程时必须为每种原料准备分组处理。

2. 选矿厂生产能力大，须分组安装和分组投入生产时采用，至于每组生产能力的大小，分多少组则可依各种方案技术经济比较解决。

组数的决定，是以分别处理矿石原料，选矿厂生产能力，同类型的主要选矿机械的台数，设备的配置及操作维护的便利而决定。

第二章 工艺流程的选择和计算

选择选矿流程的依据

許多条件影响选矿流程的选择，其中主要的有：原料的矿物組成和有用矿物浸染特性；在破碎过程中矿物过粉碎和泥化程度；矿石的风化程度和可溶性盐类含量；原矿的含泥量和含水量；原料中有用成分含量及其价值；用户对精矿质量的要求；原矿最大块尺寸及原矿粒度特性；选矿厂的生产能力及建厂地区的技术經濟条件。

矿物的浸染粒度、物理性质、物理化学性质及其矿物組成，决定着选矿方法和选矿流程的选择。当等沉降系数很大及粗粒浸染时应用重力选矿过程处理块状和粒状組織的矿物。如各組成矿物磁化系数差別大，用电磁选矿法分选粗粒、中粒、細粒浸染的矿物很有效。如物理化学性质差別足够大时，应用浮选法来分选。有用矿物的浸染特性及共生特性影响选矿原則流程的选择，特别是影响选别阶段数目的选择。处理粒度不均匀有用矿物时，流程的选别阶段应多于选别均匀浸染和共生形式簡單的有用矿物所采用的段数，如有用矿物具有微細的浸染特性及共生情况复杂的，应采用預先分出混合精矿的流程；因为在这种情况下，如直接从原料中分出每一种精矿，势必要把全部原料磨細，因而大量消耗动力。

矿物在破碎和磨矿作业中，过粉碎和泥化的程度也和浸染特性一样影响选别段数选择。矿物的过粉碎和泥化，使一切选矿过程的工艺指标变坏。所以，在处理容易磨碎和泥化的有用矿物原料时，为了防止泥化应增加选别段数。

二、矿石风化程度及原料的原生矿泥含量和可溶性盐类的含量，无论对选择选矿过程或选择选矿流程都有影响。例如，处理已

烈氧化的黑色金属矿石需进行洗矿或脫泥。在浮选含有大量矿泥和可溶性盐类的有用矿物时，必須单独处理原料的粗砂部分和矿泥部分。

原料的粘土和水分，無論对确定选矿过程或选择选矿流程都有影响。例如，未經過干燥的表面水含量达到一定程度时，細粒矿物就不能采用干选方法处理。因为細而湿的物料易結块，原料中含粘土会大大促使結块，含粘土很高时，須进行預先洗矿。

有用成分含量，各成分按价值而論的含量，对选择流程起重大的影响。选择流程基本要求之一，就是将原料中所有一切有价值成分全部的加以綜合回收。如因回收次要成分引起很复杂的流程，則流程的复杂程度以及因此而增加基建費和管理費，应与額外回收次要成分的經濟价值相适应。但又必須考虑其中有用成分間的价值关系和在国民經济中的使用价值和重要性。原料中主要有用成分的含量、它的价值及其在国民經济中的重要性，对选择选矿原則流程和主要选別作业中的精选次数，有极其重大的影响。为了改善工艺指标，特别是为了提高采收率，应采用較复杂的多段流程。当选矿厂年生产能力相同且提高采收率的数值相同，原矿品位不同，則原矿品位較高者，应用更复杂的流程較為合理。問題不仅取决于額外回收成份的含量，也要取决于該成份在国民經济中的重要性。

用戶对精矿质量所提出的要求，主要影响选择必要的精选次数。

原料最大块尺寸，主要影响破碎流程的选择。但对于选煤同样也影响选矿流程的选择。

在选择流程时，必須注意設計选矿厂的生产能力，生产能力大的选矿厂可以应用复杂的流程，反之，选矿厂生产能力小，用复杂的流程，在經濟上是不合算的。如果其他条件相同，选矿厂生产能力愈小，选矿流程應該愈简单。

建厂地区的技术經濟和气候条件，也影响选矿流程和选矿过程的选择。如在缺水地区和寒冷地区，干选就有很大的意义。需要

把精矿运送很远时必须送出品位高的精矿，因而要采用比较复杂的流程。

选矿流程选择计算系根据设计前所做的研究工作，和处理组成及性质相似的选矿厂实际资料进行，但具体设计时，仍会出现许多事前研究工作涉及不到的问题，因之为了正确的做出合理的决定，就应进行各种方案的技术经济比较之后才能做出决定。

§ 2 粗碎和中碎流程的选择

粗碎及中碎流程可以包括：破碎作业，预先筛分作业和检查筛分作业。

破碎作业和属于它的一切筛分作业，共同组成破碎段，破碎段的总合组成破碎流程。各破碎段可以包括各类筛分作业或一种筛分作业。

在选择粗碎和中碎流程时，必须解决破碎段数；在各破碎段中是否采用预先筛分作业；是否采用检查筛分作业三个问题。

破碎段数

破碎段数取决于破碎前的最大块尺寸及破碎最终产物粒度。

原矿的最大块尺寸，随采矿方法和矿山的产量有所不同，一般是1200到250~300毫米。在露天开采时，最大块尺寸因矿山年生产量、爆破方法及所用电铲大小不同，其最大块尺寸是600~1200毫米。井下采矿，最大块尺寸决定于设在坑口前面和矿车装矿仓上面的铁格筛的筛孔尺寸，一般为300~500毫米。

给入磨矿机的破碎产物粒度，在大多数的情况下，以6~0毫米到25~0毫米，在经济上是有利的。

因之破碎作业总破碎比的范围是：

$$S_{\text{最大}} = \frac{D_{\text{最大}}}{d_{\text{最小}}} = \frac{1200}{6} = 200;$$

$$S_{\text{最小}} = \frac{D_{\text{最小}}}{d_{\text{最大}}} = \frac{300}{25} = 12,$$

式中 S —— 破碎作业的总破碎比；

D 和 d ——原矿中及相应的破碎产物中的最大块粒度。

总破碎比等于各段破碎比的乘积。

$$S_{\text{总}} = S_1 \times S_2 \times S_3$$

式中 $S_{\text{总}}$ ——破碎作业总破碎比；

S_1 ——第一段破碎机破碎比；

S_2 ——第二段破碎机破碎比；

S_3 ——第三段破碎机破碎比。

粗破和中破每段的破碎比如下：

作粗碎用第一段破碎机， $S_1 = 2 \sim 5$ ；

第一段标准型圆锥破碎机，在沒有检查筛分条件下，

$$S_2 = 3 \sim 6；$$

第二段标准型圆锥破碎机，設有检查筛分成閉路条件下，

$$S_3 = 4 \sim 8；$$

短头型圆锥破碎机开路， $S_2 = 3 \sim 5$ ；

短头型圆锥破碎机閉路， $S_3 = 4 \sim 8$ 。

由于最小破碎比 ($S_{\text{最小}} = 12$) 不可能在一段破碎中达到，因此，在磨矿前的破碎段数不应少于两段。

最大破碎比 $S_{\text{最大}} = 200$ ，可用三段来完成，例如：

$$S_{\text{最大}} = S_1 \times S_2 \times S_3； \quad 200 = 5 \times 5 \times 8。$$

因此，湿法磨矿作业前的破碎段数显然等于 2 或 3。所以研究破碎段的问题，仅研究两段或三段的问题。

应用预先筛分作业的条件

预先筛分作业的任务是：通过除去細粒减少进入破碎作业的矿量。由于除去了細粒，以致增加了破碎机的排料能力。对于中碎用圆锥破碎机，应用预先筛分时排料能力增加得特别显著。当矿石含大量水分时，应当用预先筛分作业除去其中含水分多的細粒，以便提高破碎机工作效率。因此得出下列結論：应用预先筛分作业有益程度要看矿石中的細粒含量及矿石的水分而定。在叙述中的細粒系指小于該段破碎机排矿口宽度的矿粒，而大于排矿

口的矿粒，称为粗粒。

矿石中細粒的含量极限值即在技术上和经济上証明預先篩分是合算的細粒含量的极限值，与碎矿比有关。表2—1列出預先篩分有利的細粒极限含量，并列岀原矿的特性曲綫为直綫时的細粒含量做了比較。

表 2—1

細粒的极限含量与原矿的粒度特性曲綫为直綫时的細粒含量比較表

碎 矿 比 S	2	3	4	5	6	7
預先篩分有利时給矿中細粒級別的含量	28	26	21	17	15	14
原矿特性曲綫如直綫时細粒級別含量	50	33	25	20	16.7	14.2

在大多数情况下，原矿的特性曲綫常是凹的，所以第一破碎段以前的預先篩分，在经济上几乎总是有利的。但在某些情况下第一破碎段前不采用預先篩分，就是給矿块很大；空間不够，在高度上或面积上难于安装篩子；按最大块尺寸选择的破碎机有剩余生产能力时，不采用預先篩分。

第二破碎段給矿中的細粒含量，主要决定于前一段破碎机排矿粒度的特性曲綫。如图 2—1 ~ 2—4 为顎式破碎机、旋迴破碎机以及中碎、細碎用的圓錐破碎机粒度的典型特性曲綫。

在破碎机的排矿中，小部分的矿粒常成扁平状，这部分矿粒大大超过了排矿口的大小。略去这一小部分，把95%的物料通过的正方形篩孔大小的尺寸，看成是破碎产物中矿粒的最大尺寸。在图2—1 ~ 2—4上引一条相当于細粒含量百分数占95%的水平綫与粒度特性曲綫的交点上就可找出破碎产物的最大相对粒度 $Z_{\text{最大}}$ 。

經图2—1 ~ 2—4上A点和B点引一直綫，由图上可看出第一段及第二段破碎机排矿粒度特性曲綫無論矿石軟硬仍都位于直綫AB之下。这表明第二段以及第三段破碎前采用預先篩分也总是有利的。

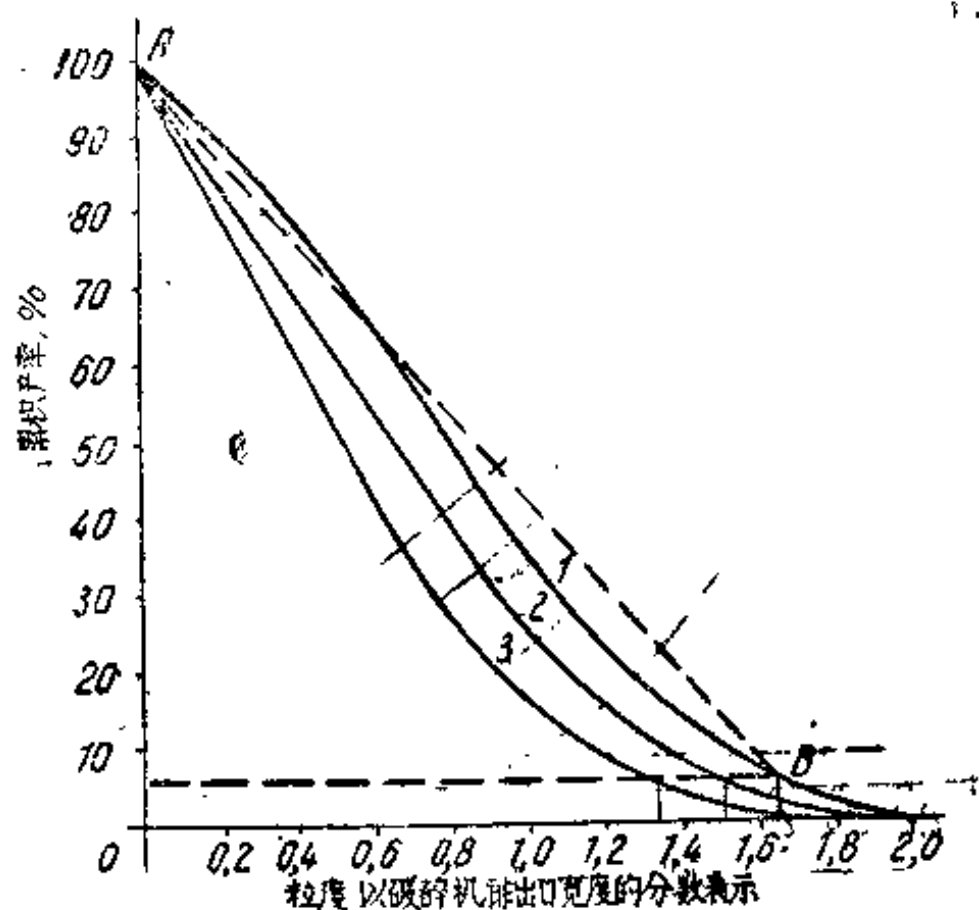


图 2—1 颚式破碎机破碎产物粒度的典型特性曲线
1—硬矿石；2—中硬矿石；3—软矿石

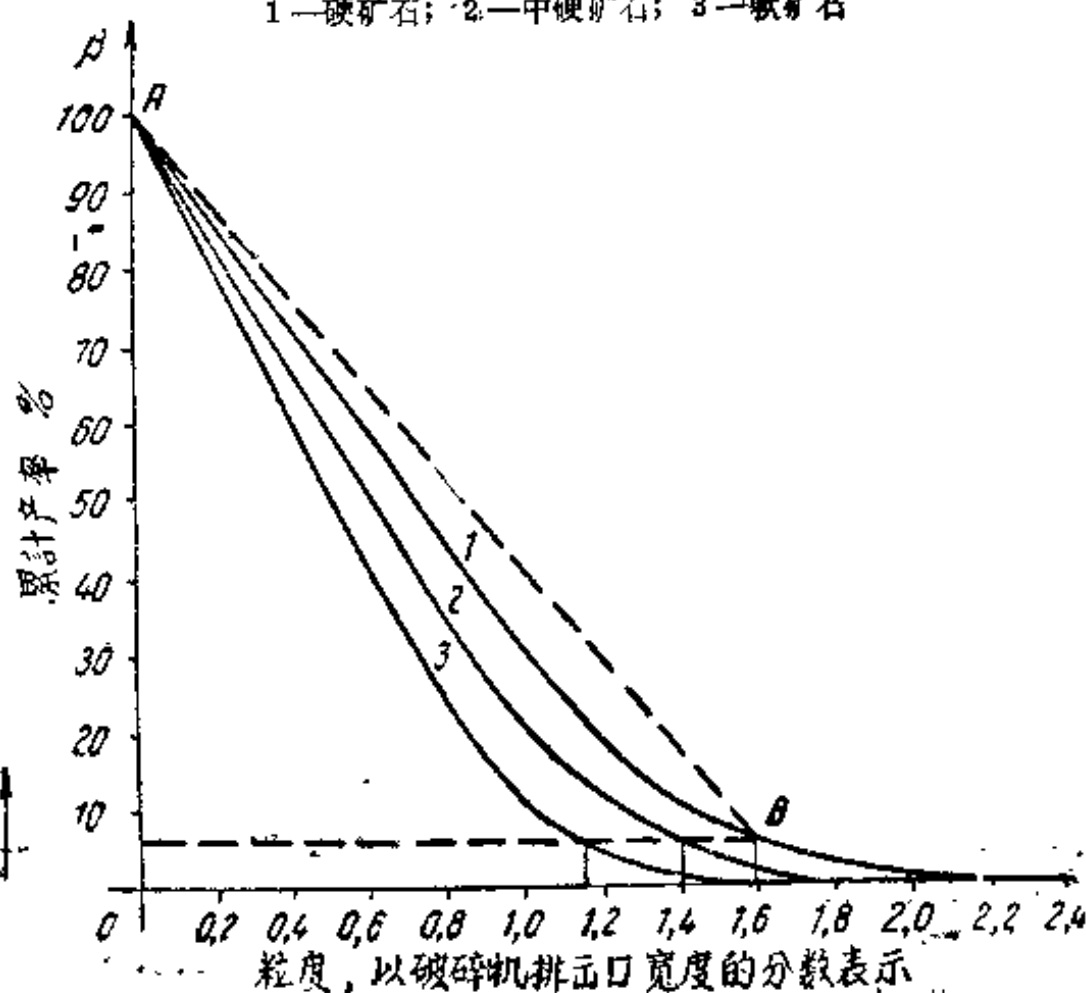


图 2—2 圆锥破碎机产物粒度的典型特性曲线
1—硬矿石；2—中硬矿石；3—软矿石

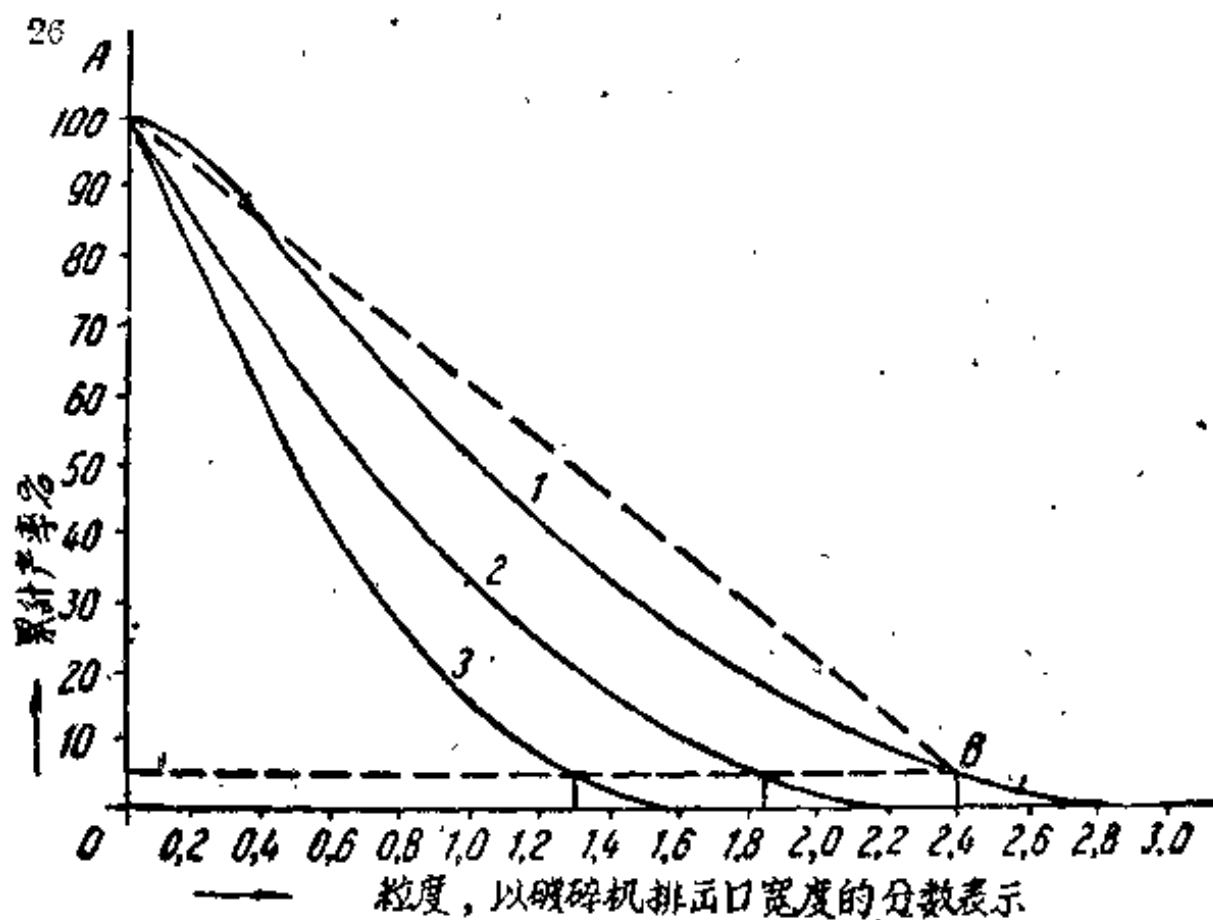


图 2-3 标准型中碎圆锥破碎机产物粒度的典型特性曲线
1—硬矿石; 2—中硬矿石; 3—软矿石

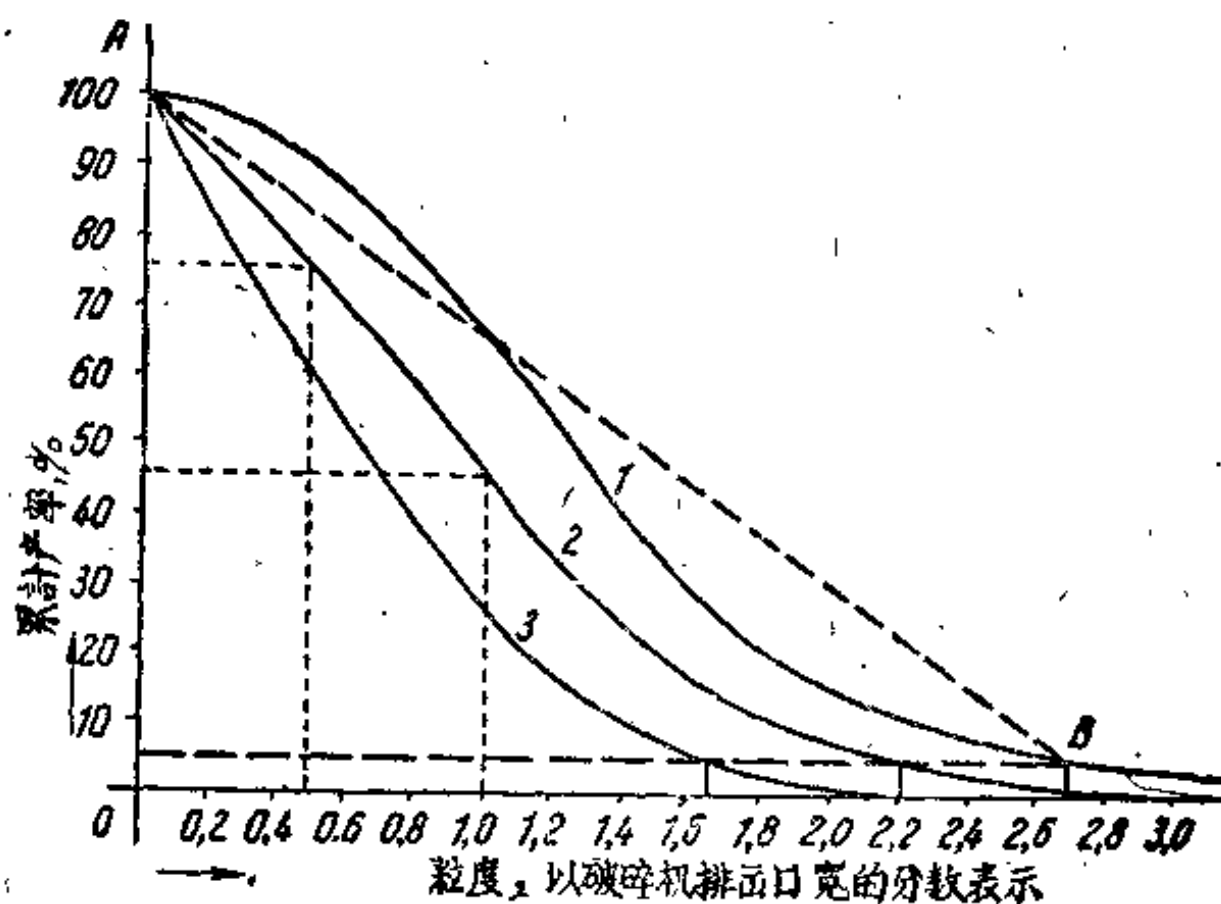


图 2-4 短头型圆锥破碎机产物粒度的典型特性曲线
1—硬矿石; 2—中硬矿石; 3—软矿石

应用检查筛分作业的条件

检查筛分的目的是：使被称为残余颗粒的不合格破碎产物返回破碎机。检查筛分一方面能降低破碎产物粒度，另一方面可改善破碎机的利用情况，后一目的是通过不合格的残余颗粒返回破碎机而达到的，这同磨矿与分级安装成闭路工作来提高磨矿效率的道理相似。

表2—2列举残余颗粒的含量 β ，与各种型式破碎机破碎各种硬度矿石所得的被破碎物的最大相对粒度 Z 最大。

表 2—2

颚式破碎机和圆锥破碎机中残余颗粒的含量和
最大矿块尺寸的相对粒度

矿 石 特 性	破 碎 机 型 式							
	粗 碎 用				中 碎 用			
	圆 锥 型		颚 式		标 准 型		短头圆锥型	
	β	Z 最大	β	Z 最大	β	Z 最大	β	Z 最大
硬	30	1.6	85	1.7	50	2.4	65	2.7
中硬	20	1.4	25	1.5	32	1.8	45	2.2
软	10	1.1	15	1.3	15	1.3	25	1.7

在使用检查筛分的情况下，破碎作业的全部最终产物应通过筛子，筛孔的大小应大于或接近于破碎机排矿口宽度。所以可使中碎圆锥破碎机和短头圆锥破碎机最终产物粒度降低到5/9~5/11。检查筛分常应用在最后一段或最后两段中。

但认为下列情况可不采用闭路碎矿：

1. 年生产能力小于10~30万吨的小型选矿厂的破碎流程；
2. 处理的原矿石中含泥量较多，含水量高的矿石，且没有预先脱泥设备时；
3. 当第一段磨矿采用棒磨机时。

除上述情况外，一般的都需要采用闭路流程，以保证磨矿的

最适宜的给矿粒度。

当采用闭路碎矿时，筛孔确定之后，破碎机的排矿口必须依计算闭路碎矿的循环负荷量公式加以确定。

计算循环负荷量经验公式：

$$C = 3.5 \left(\frac{S}{a} - \frac{S}{d_{\text{最大}}} \right) \% \quad (2-1)$$

式中 C ——循环负荷，%；

S ——短头型圆锥破碎机的排矿口尺寸，毫米；

a ——与破碎机成闭路工作的筛子的筛孔尺寸，毫米；

$d_{\text{最大}}$ ——破碎产物中最大块尺寸，毫米。

依苏联 K. A. 拉苏莫夫教授数据 $\frac{S}{d_{\text{最大}}}$ 的比值大约等于 (%)：

对于极硬矿石 22

对于硬矿石及岩石（石英）28

对于中硬岩石（石灰岩）35

对于软石料 40

由于 $\frac{S}{d_{\text{最大}}}$ 比值已知，当合适的循环负荷确定之后，则 $\frac{S}{a}$ 比值即可按公式求出。进一步按设计要求确定了筛孔尺寸，则 S 的大小即可确定。

通常循环负荷为原给矿的 150~200%。

粗碎和中碎流程的基本方案

从关于破碎段数和各段是否应用筛分作业的研究工作中得出：破碎段数为 2 或 3，一般的在各破碎段前进行预先筛分（只有在上面归纳一些条件下可不采用预先筛分），检查筛分时用于最后一段或最后两段，根据这一情况常用的合理破碎流程有下述七种：

按图 2—5 流程破碎时，最终产物的大概粒度如表 2—3。

供給磨矿的最适宜粒度及粗碎和中碎最終方案的选择。

在最后选择流程和送往細磨的破碎产物粒度时，必須考虑到，一方面因用細粒矿石供給磨矿会提高磨矿机的生产能力，而有所节约；另一方面，在粗碎和中碎車間如进行降低最終产物粒度将增加消耗。依苏联学者研究和分析，在經濟方面确立了用球磨机細磨干法破碎产物最有利粒度如表2—4。但必須提出，最后一段如安装短头型圓錐破碎机，破碎最終粒度实际上不能小于8毫米。

在第一磨矿段中采用开路棒磨时，磨矿車間的給矿粒度可提高到20~25毫米。这时可省去检查篩分作业，从而可大大簡化了破碎車間的构成形式和破碎車間的管理工作。所以，在技术条件允許情况下，选择破碎流程时必須考核下列两个基本方案：

1. 破碎到接近于表2—4所示的粒度，然后直接給入球磨机；
2. 破碎到20~25毫米，而在磨矿車間安設棒磨机。

需通过技术經濟比較从其中选择一个方案。

当已知最終产物的粒度时，选择破碎流程方案的步驟是：

1. 計算破碎作业需要的总破碎比；
2. 按表2—3选择保証滿足总破碎比的破碎流程方案；
3. 規定各段的破碎比，使总破碎比达到預定的数值，并規定破碎机的給矿口和排矿口的寬度，以选择破碎設備。

在流程的計算和最后选择破碎篩分設備的过程中。要进一步确定各段的破碎比和磨矿作业的給矿粒度。这是因为选择破碎机和篩子的尺寸时受到規格的限制。当按事先規定的各段破碎比选择了破碎机之后，其負荷系数（設計上要求的生产能力与所选择的破碎机可能处理最大生产能力之比的百分数）可能很不均衡，在这种情况下，应按着使破碎机負荷系数趋于均衡的原則来变动各段破碎比。減少破碎比，使破碎机的負荷系数降低，反之，会使負荷系数增大。如把各破碎段的破碎比均衡后，仍显得所选設備平均工作負荷过低，当不能选用規格小一些的設備时，就应把

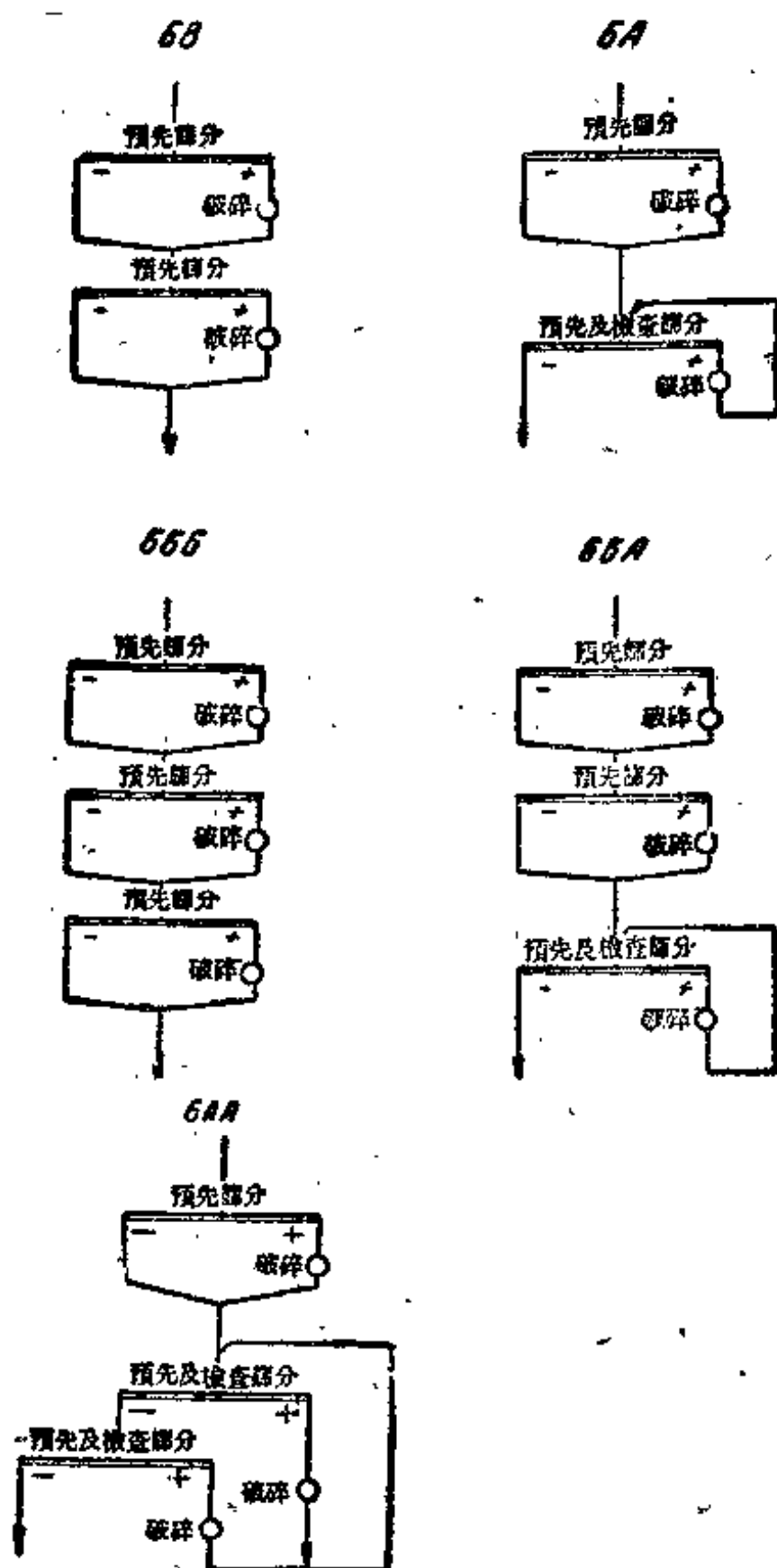
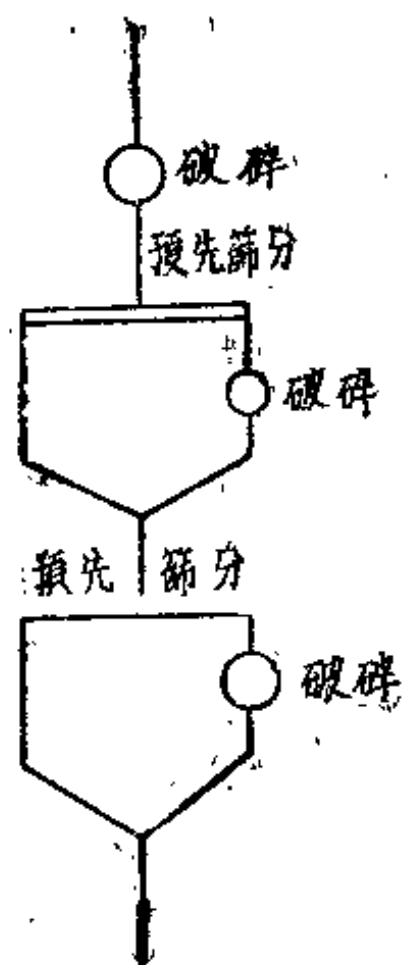
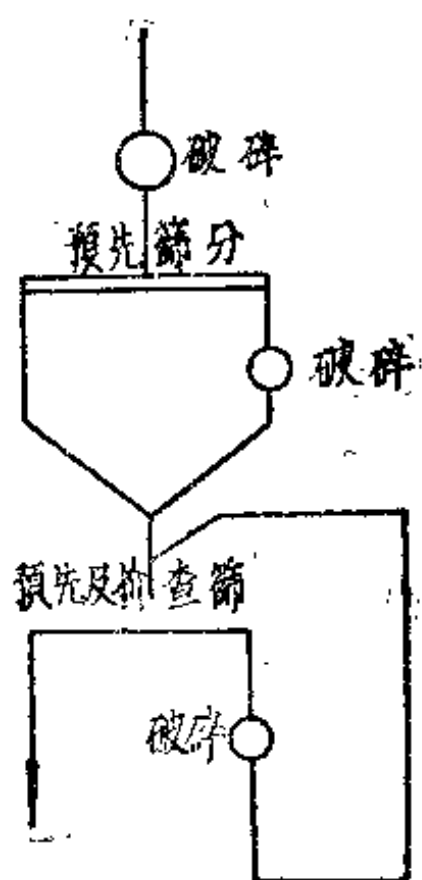


图 2—5 合理的



破碎流程

最終产物粒度减小一些；与此相反，如选的设备有很高的负荷系数，当不能选用规格大一些的设备时，应适当减少各段破碎比，而把磨矿机的给矿粒度增大一些。

表 2—3

按各种流程破碎矿石的最终产物的大概粒度

流 程	总 破 碎 比	原矿中矿块最大尺寸 (毫米)	
		1200	300
		最 终 产 物 的 粒 度	
BB	12~25	50~60	25~30
BA	20~40	不应用	8~15
BBB, ГBB	25~50	25~30	15~20
BBA, ГBA, BAA	50~150	8~15	8~12

采用跳汰过程选别粗粒浸垫的矿石时，为了用一定粒度的产物供给跳汰机，破碎硬矿石或中硬矿石时，破碎流程最后一段必须设有检查筛分，当跳汰机需处理预先分级的产物时，检查筛分更显得必要。

表 2—4

随着选矿厂生产能力而变的球磨机给矿最适宜的粒度范围
(据查赫瓦特金)

选矿厂的生产能力 (吨/日)	500	2500	10000	40000
球磨机给矿的最适宜粒度 (给矿的最大粒度)，毫米	10—15	6—12	5—10	4—8

§ 3 粗碎和中碎流程的计算

流程的计算：

1. 根据各个技术指标间的一般数学公式进行计算；
2. 列出并解平衡方程式。

在过程被确定时，进入每一作业的产物与从该作业中排出的

产物間应有下述关系：

1. 进入作业的产物的重量和，应等于从該作业中排出产物的重量和；
2. 进入作业的某一組成成分的重量和，应等于从該作业中排出的产物中該組成成分的重量和；
3. 各产物帶入作业的水量，加上加入作业的新鮮水量应等于作业中排出产物中的水量；
4. 进入作业产物体积，应等于排出产物的体积。

計算流程的原始指标

計算破碎流程的原始指标是：

1. 按原矿計算的生产能力；
2. 原矿的粒度特性；
3. 各段破碎机产物的粒度特性；
4. 各段篩分作业的总篩分效率。

原矿和各段破碎机排矿的粒度特性，由研究报告及处理相似原料的选矿厂实际数据中取得。如因某种原因沒有上述破碎产物粒度特性資料，可利用前述破碎机的典型特性曲綫进行粗略計算。

总篩分效率的选择

篩子的生产能力与篩孔大小及要求总篩分效率有关，篩孔愈大要求篩分效率愈低則篩子的生产能力愈大，故在需要大量篩子情况下正确选择最适宜的篩孔大小与总篩分效率，非常重要，选择得好可大量节省篩子，降低基建費及經營費。

一般在第一段之前用固定棒条篩作預先篩分，总篩分效率为60~70%。

振动篩的总篩分效率一般規定为80~85%。設在破碎流程的最后一段时，篩孔的大小可以等于磨矿机給矿的最大粒度，但这样并不能认为是合适的，不如将篩孔加大，总篩分效率降低。今

做比較如表2—5。

表 2—

在不同篩分制度下篩下產物的粒度特性

級別 粒 度 (毫米)	含 量 %	
	當篩孔為10毫米和總篩分效率為85%時	當篩孔為12毫米和總篩分效率為65%時
+10	0.0	1.0
10~2.5	60.6	58.
2.5~0	39.4	41.0
共 計	100.0	100.0
相對比表面	1.00	1.03

上表第一種制度，篩孔為10毫米，總篩分效率為85%；

第二種制度，篩孔為12毫米，總篩分效率為65%。

從表2—5看出，實際上篩下產物有着同一的比表面，即在兩種制度下產物在質量方面是等價的，也可以稱之為當量的，至于篩子的生產能力，在第二種制度下，由于篩孔尺寸的加大和總篩分效率的減少，篩子的生產能力將大大提高。

計算破碎中硬礦石的流程，進入篩分的原礦中，細粒（即小于篩孔的那部分顆粒）的粒度特性曲線常近于直線。當細粒級別呈微凹的和直的特性曲線時，在當量篩分制度條件下，篩孔相對尺寸與總篩分效率間的關係如表2—6所示。

當量篩分制度下（直的和微凹的細粒

表 2—6

特性曲線）篩孔的相對尺寸與總篩分效率之間的關係

篩 孔 的 相 對 尺 寸	1.0	1.1	1.2	1.3
在當量制度下的總篩分效率 (%)	85	73	65	60

為了減少篩子的安裝數目，篩孔尺寸比磨礦機給礦粒度上限大20~30%，而使總篩分效率降低到65~60%是合適的。

筛分累积效率 $\frac{X}{E}$ 之值与筛分条件的关系

表 2-7

总筛分效率 $E, \%$	以级别粒度与筛孔尺寸之比率表示的级别的相对粒度范围																					
	0—0.2		0—0.4		0—0.5		0—0.6		0—0.7		0—0.8		0—0.9		0—1.0							
	安德烈也夫特性方程式中参数 n 之值																					
	0.5	1.0	2.0	0.5	1.0	2.0	0.5	1.0	2.0	0.5	1.0	2.0	0.5	1.0	2.0	0.5	1.0	2.0				
85	99.1	99.8	100	98.1	99.4	100	97.2	99.0	99.6	96.1	98.4	99.6	94.6	97.4	98.8	92.2	95.6	97.7	89.0	92.1	94.7	85
80	96.8	99.0	100	95.2	98.3	100	93.7	97.4	99.7	92.1	96.3	99.2	90.1	94.6	98.4	87.3	91.7	93.6	83.8	87.3	92.1	80
75	93.8	98.0	100	91.6	96.5	99.4	89.7	95.4	98.8	87.6	93.7	98.1	85.3	91.1	96.5	82.2	87.5	93.6	78.7	82.2	87.8	75
70	90.7	97.0	99.5	87.6	94.7	98.8	85.3	93.0	98.0	82.9	90.3	97.0	80.2	87.1	94.5	76.9	82.8	90.6	73.6	76.9	83.2	70
65	87.2	93.0	98.8	83.3	92.0	97.5	80.6	89.6	96.6	77.8	86.3	94.6	74.8	82.4	91.3	71.5	77.5	85.9	68.3	71.6	77.4	65
60	82.7	92.6	97.5	78.5	88.0	95.6	75.4	85.0	94.0	72.5	81.2	90.9	69.3	76.9	87.2	66.1	71.8	80.9	63.0	66.1	71.7	60

	以级别粒度与筛孔尺寸之比率表示的级别的相对粒度范围																								
	0.2—1.0		0.4—1.0		0.5—1.0		0.6—1.0		0.7—1.0		0.8—1.0		0.9—1.0		1.0—1.0										
	累积筛分效率 $\frac{X}{E} (\%)$																								
85	73.5	31.3	84.4	62.7	77.5	48.2	15.5	27.1	0.30	1.1	16.7	64.9	76.9	36.3	56.0	71.7	23.5	42.5	62.5	9.4	21.0	43.7	0.0	0.0	0.0
80	68.1	25.3	79.2	54.1	67.8	76.2	46.6	62.6	73.5	38.2	15.5	56.7	22.9	0.46	0.62	4.1	18.0	33.0	50.6	7.0	14.0	28.3	0.6	0.0	0.0
75	59.6	19.3	74.0	46.8	60.7	70.4	39.0	54.7	67.1	31.5	17.1	62.0	23.0	0.37	3.51	3.13	8.25	0.41	9.5	0.10	0.20	0.0	0.0	0.0	0.0
70	53.0	13.2	68.8	40.0	53.5	64.5	32.7	17.0	60.7	25.6	39.5	54.8	18.2	0.30	0.46	5.1	4.18	7.33	3.4	0.7	5.13	0.0	0.0	0.0	0.0
65	46.8	17.5	63.6	33.7	47.0	58.8	26.8	10.4	54.5	20.8	33.0	48.4	15.2	24.3	39.7	9.5	15.0	27.8	3.0	5.5	12.1	0.0	0.0	0.0	0.0
60	41.5	11.9	58.4	28.5	41.3	53.2	22.2	35.0	48.7	17.1	28.1	42.7	12.7	20.5	33.9	8.0	12.7	22.8	2.4	4.5	10.0	0.0	0.0	0.0	0.0

部分篩分效率

为了計算篩分产物的粒度特性，不仅需知道总篩分效率，而且还要知道部分級別通过篩分机的效率即部分篩分效率。由于各級別通过篩子的难易程度不同，細粒級別的部分篩分效率大于总篩分效率，而难篩級別的部分篩分效率小于总篩分效率。計算开路作业的粒度特性，为了計算簡單化，可假設一切級別的部分篩分效率都相同，并等于总篩分效率。但在閉路篩分产物的粒度特性下，由于产物都經過篩分必須用更精确的方法进行計算。因之需要知道部分篩分效率。

表2—7为3个特性綫及6个总篩分效率数值下的累积篩分效率。而中間情况的累积篩分效率值可用插值法求出。表中的累积篩分效率是由近似积分法求得的部分篩分效率。

当应用表2—7求部分篩分效率时，需要知道，安德烈夫方程式中的参数 n 的值。

安德烈夫方程式为：

$$\beta = cd^n$$

式中 β ——产物中粒度小于 d 毫米的含量；

c, n ——該产物的参数。

参数 n 能表示粒度特性曲綫凸凹程度， $n = 1$ 是直綫； $n > 1$ 是凸綫； $n < 1$ 是凹綫。当計算实际特性曲綫时 n 可通过下式求出：

$$n = \frac{\lg \beta_s - \lg \beta_{s/2}}{\lg 2} \quad (2-2)$$

式中 β_s ——实际特性曲綫中小于篩孔尺寸級別的含量%；

$\beta_{s/2}$ ——实际特性曲綫中小于篩孔尺寸之半的級別含量%。

量流程图的計算步驟

計算流程时所需之原始資料：

1. 按原矿計算的生产能力；

2. 产物1、4、8、13的粒度特性曲线；

3. 作业I、II、V的总筛分效率。

计算任务是：

1. 算出一切产物的重量及重量百分数；

2. 求出产物5、9、10、11的粒度特性。

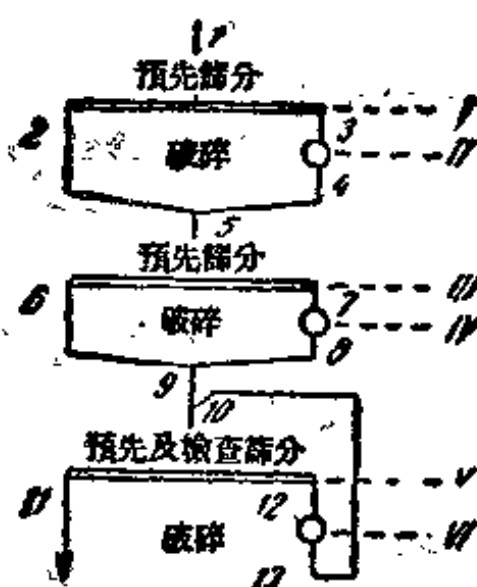


图 2-6 破碎流程计算

由流程已知： $Q_1 = Q_5 = Q_9 = Q_{11}$ ； $Q_3 = Q_4$ ； $Q_7 = Q_8$ ； $Q_{12} = Q_{13}$ 。

1. 求： Q_2 、 Q_3 、 Q_4 ：

$$Q_2 = Q_1 \beta_1 E_1, \quad (2-3)$$

β_1 为原矿中小于 a_1 级别之含量。

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2. \quad (2-4)$$

2. 求：产物5的粒度特性：

根据平衡关系

$$\begin{aligned} \beta_5^d &= \frac{Q_1 \beta_1^d E_1 + Q_4 \beta_4^d}{Q_5} = \beta_1^d E_1 + \frac{Q_4 \beta_4^d}{Q_1} \\ &= \beta_1^d E_1 + r_4 \beta_4^d. \end{aligned} \quad (2-5)$$

计算产物5的粒度特性时，为了简化步骤，可假设 $\beta_{E_1}^d = E_1$ ，即一切粒度的部分筛分效率等于总筛分效率来计算。

3. 求： Q_6 、 Q_7 、 Q_8 ：

$$Q_6 = Q_5 \beta_5 E_{\Sigma} = Q_1 \beta_5 E_{\Sigma}, \quad (2-6)$$

式中 β_5 ——产物5中小于 a_{Σ} 的级别含量。

$$Q_7 = Q_8 = Q_1 - Q_6 \quad (2-7)$$

4. 求：产物9的粒度特性：

根据平衡关系

$$\begin{aligned} \beta_9^d &= \frac{Q_5 \beta_5^d E_{\text{II}} + Q_8 \beta_8^d}{Q_9} = \frac{Q_5 \beta_5^d}{\beta_5 E_{\text{II}}} + \frac{Q_8 \beta_8^d}{Q_1} \\ &= \frac{Q_5 \beta_5^d}{\beta_5 E_{\text{II}}} + r_8 \beta_8^d \end{aligned} \quad (2-8)$$

可设 $\frac{Q_5 \beta_5^d}{\beta_5 E_{\text{II}}} = E_{\text{II}}$ 来进行计算。

5. 求 Q_{13} 、 Q_{12} ；

由下列条件决定产物13的重量：

$$(Q_9 \beta_9 + Q_{13} \beta_{13}) E_r = Q_{11};$$

式中 β_9 、 β_{13} ——产物9和13中小于 a_v 级别的含量。

以 Q_1 代替 Q_9 和 Q_{11} 并解 Q_{13} 得：

$$Q_{13} = \frac{Q_1 (1 - \beta_9 E_r)}{\beta_{13} E_v} \quad (2-9)$$

$$Q_{12} = Q_{13}$$

6. 求产物10之重量及粒度特性：

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{13} = Q_1 + Q_{13}; \quad (2-10)$$

$$\beta_{10}^d = \frac{Q_9 \beta_9^d + Q_{13} \beta_{13}^d}{Q_9 + Q_{13}} = \frac{Q_1 \beta_9^d + Q_{13} \beta_{13}^d}{Q_{10}} \quad (2-11)$$

7. 求产物11的粒度特性：

$$\beta_{11}^d = \frac{Q_{10} \beta_{10}^d E_v}{Q_{10} \beta_{10}^d E_v} = \frac{\beta_{10}^d E_v}{\beta_{10}^d E_v} \quad (2-12)$$

计算流程时，比较方便的是利用取自产物10的粒度特性曲线中细级别的累积含量。 β_{10}^d 值取自表2-7。用表时先决定 n 值和级别的相对粒度

$x = \frac{d}{a}$ 由已知的 n 和 x 值，根据表2-7找出 β_{10}^d 之值。

在图2-6上第三段的预先筛分和检查筛分是合一的。这两个作业可按图2-7所示流程图单独的进行。在相应作业中的筛分效率相同和破碎机排矿的细粒级别含量相同条件下，破碎机的负荷在图2-6和图2-7流程中都是相同的，这就是说，如果 $E_v = E_v^1$ 和 $\beta_{13} = \beta_{17}$ 那么 $Q_{13} = Q_{17}$ ，

$$Q_{10} = Q_9 + Q_{17}$$

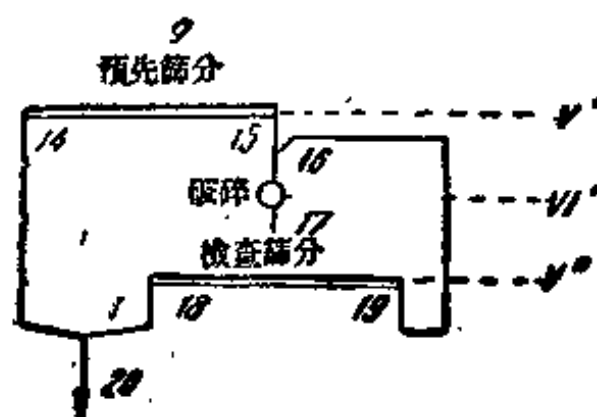


图 2—7 破碎流程计算

例题：破碎的量流程的计算 假定要在下列条件下计算图 2—6 所示的破碎的量流程：

1. 破碎车间的生产能力为 200 吨/时，破碎产物的最终粒度为 10~0 毫米。

2. 矿石和各段破碎产物的粒度特性如表 18 所示。

3. 各作业的筛孔尺寸：

$$a_I = 100 \text{ 毫米}; a_{II} = 30 \text{ 毫米}; a_V = 12 \text{ 毫米};$$

4. 各作业的破碎机的排矿口尺寸：

$$i_I = 100 \text{ 毫米}; i_{II} = 20 \text{ 毫米}; i_V = 10 \text{ 毫米};$$

5. 各作业的总筛分效率：

$E_I = 0.6$ (棒条筛); $E_{II} = 0.8$; $E_V = 0.65$ (在作业 II 和 V 中安设振动筛)。作业 V 降低筛分效率，其目的在于减少筛孔为 12 毫米的筛子的筛下产物中 +10 毫米级含量。

解：

1. 算出 Q_2 、 Q_3 、 Q_4 、 τ_2 、 τ_3 、 τ_4 ：

$$Q_2 = Q_1 \beta_1 E_I = 200 \times 0.4 \times 0.6 = 48 \text{ 吨/时};$$

β_1 ——100 毫米级含量，按表 2—8 或按产品 1 的粒度特性图中查出。

$$Q_3 = Q_4 = Q_1 - Q_2 = 200 - 48 = 152 \text{ 吨/时}。$$

$$\tau_2 = \frac{Q_2}{Q_1} = \frac{48}{200} = 0.24;$$

$$\tau_3 = \tau_4 = \tau_1 - \tau_2 = 1 - 0.24 = 0.76。$$

2. 算出产物 5 的粒度特性：

对 100~0、50~0、25~0 和 13~0 毫米级分别进行计算，对一切级别

表 2-8

产物的累积粒度特性

级别的粒度 (毫米)	产物的号数和名称			
	1 原矿	4. 第一段破碎机的排矿	8. 第二段破碎机的排矿	13. 第三段破碎机的排矿
	级别的含量 (%)			
+400	0 ^①	—	—	—
+200	33	—	—	—
+100	60	20 ^①	—	—
+50	77	57	—	—
+25	86	75	22 ^①	—
+13	92	88	52	18 ^①
+6	—	—	77	66
+3	—	—	87	86
小于最后的筛孔	8	12	13	14

① 产品中矿块的最大粒度: 1—400 毫米; 4—150 毫米; 8—45 毫米; 13—22 毫米。

取 $d_{E_I} = E_I = 0.6$; 这里, d_{β_n} 值在本例题中和下面都按表 2-8 或按粒度特性线来决定。按公式 (2-5) 进行计算:

$$d_{\beta_5} = d_{\beta_1} E_1 + r_4 d_{\beta_4};$$

1) 100~0 毫米级, $\beta_5 = 0.4 \times 0.6 + 0.76 \times 0.8 = 0.848$;

2) 50~0 毫米级, $\beta_5 = 0.23 \times 0.6 + 0.76 \times 0.43 = 0.465$;

3) 25~0 毫米级, $\beta_5 = 0.14 \times 0.3 + 0.76 \times 0.25 = 0.274$;

4) 13~0 毫米级, $\beta_5 = 0.08 \times 0.6 + 0.76 \times 0.12 = 0.139$ 。

产物 5 的粒度特性如图 2-8 所示。

3. 算出 Q_6 、 Q_7 、 Q_8 、 r_6 、 r_7 、 r_8 :

$$Q_6 = Q_1 \beta_5 E_{II} = 200 \times 0.32 \times 0.8 = 51 \text{ 吨/时。}$$

式中 β_5 ——产物 5 中—50 毫米级的含量, 由图 2-8 查出。

$$Q_7 = Q_8 = Q_1 - Q_6;$$

$$Q_7 = Q_8 = 200 - 51 = 149 \text{ 吨/时。}$$

$$r_6 = \frac{Q_6}{Q_1} = \frac{51}{200} = 0.255;$$

$$r_7 = r_8 = 1 - r_6 = 1 - 0.255 = 0.745。$$

4. 算出产物9的粒度特性：对25~0、13~0和6~0毫米级进行计算。

对一切级别取 $\frac{d}{F_{\Sigma}} = E_{\Sigma} = 0.8$ ，按公式2-8进行计算：

$$\frac{d}{\beta_9} = \frac{d}{\beta_5} E_{\Sigma} + r_8 \frac{d}{\beta_8}；$$

$$1) 25 \sim 0 \text{ 毫米级, } \beta_9 = 0.274 \times 0.8 + 0.745 \times 0.78 = 0.80；$$

$$2) 13 \sim 0 \text{ 毫米级, } \beta_9 = 0.139 \times 0.8 + 0.745 \times 0.48 = 0.468；$$

$$3) 6 \sim 0 \text{ 毫米级, } \beta_9 = 0.07 \times 0.8 + 0.745 \times 0.23 = 0.228。$$

产物9中的矿块最大粒度将等于产物8中的矿块最大粒度，即等于15毫米。产物9的粒度特性曲线如图2-9所示。

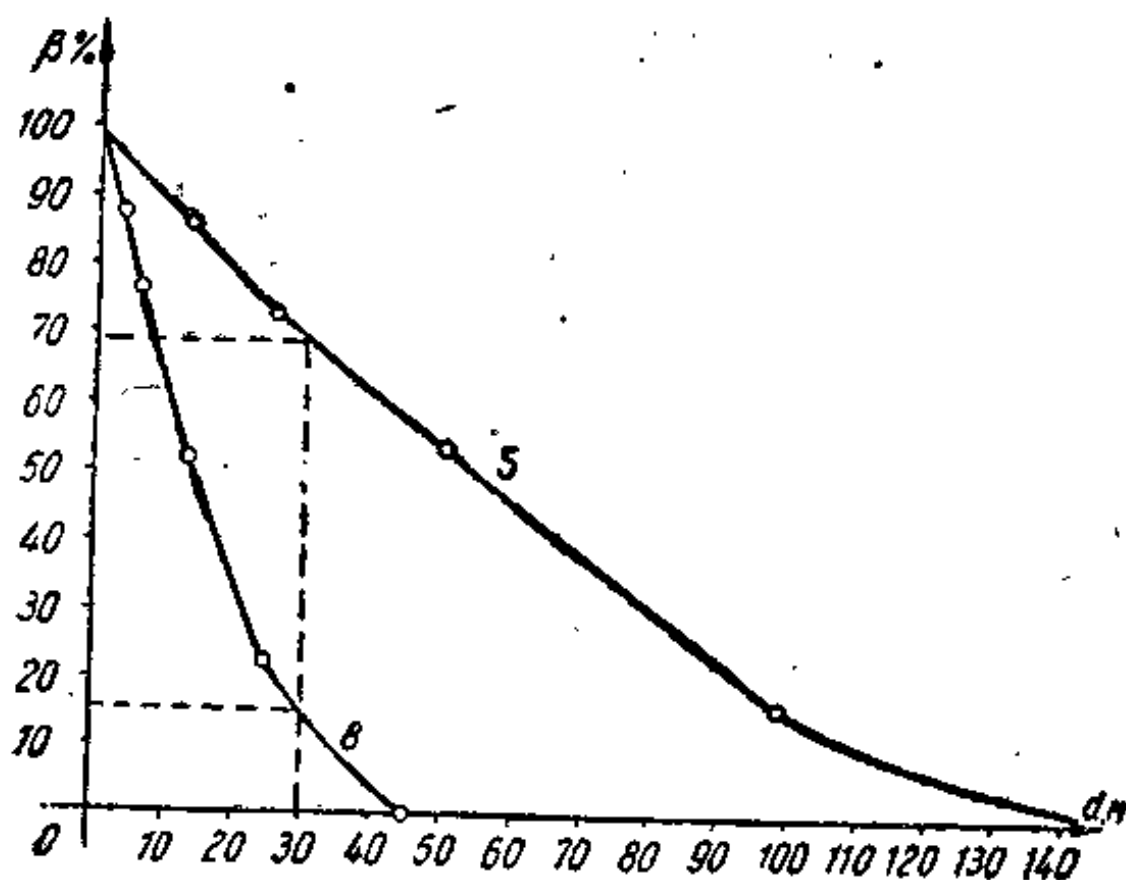


图 2-8 产物5和产物8的粒度特性曲线

5. 算出 Q_{13} 、 Q_{12} 、 r_{13} 、 r_{12} ：

$$Q_{13} = \frac{Q_I (1 - \beta_9 E_V)}{\beta_{13} E_V} = \frac{200(1 - 0.43 \times 0.65)}{0.79 \times 0.65} = 281 \text{ 吨/时；}$$

$$Q_{12} = Q_{13} = 281 \text{ 吨/时；}$$

$$\gamma_{13} = \frac{Q_{13}}{Q_1} = \frac{281}{200} = 1.405;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_{13} = 1.405.$$

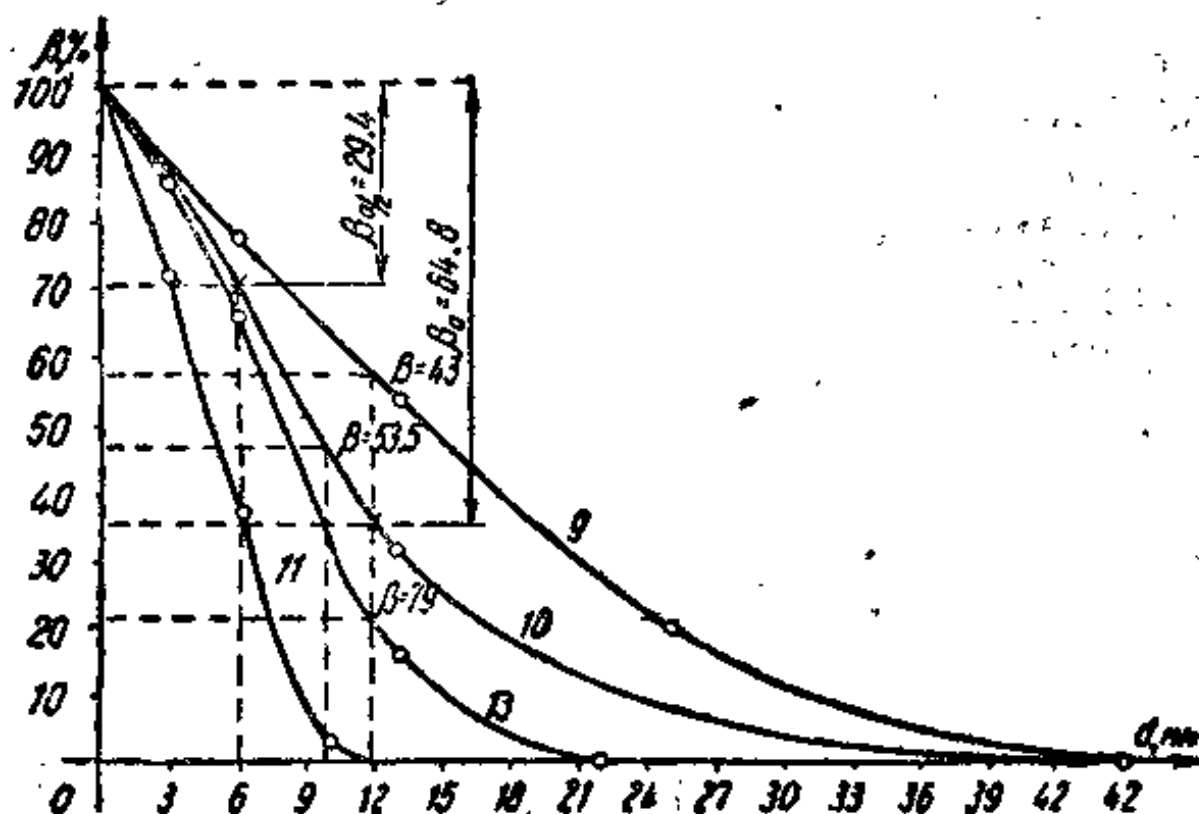


图 2-9 产物 9、10、11、13 的粒度特性曲线

6. 算出 Q_{10} 、 γ_{10} 和产物 10 的粒度特性:

$$Q_{10} = Q_1 + Q_{13} = 200 + 281 = 481 \text{ 吨/时};$$

$$\gamma_{10} = \frac{Q_{10}}{Q_1} = \frac{481}{200} = 2.405.$$

按公式 (2-11) 对 13~0、6~0 和 3~0 毫米各级进行计算产物 10 的粒度特性:

$$1) \text{ 13~0 毫米级, } \beta_{10} = \frac{200 \times 0.468 + 281 \times 0.84}{481} = 0.685;$$

$$2) \text{ 6~0 毫米级, } \beta_{10} = \frac{200 \times 0.228 + 281 \times 0.34}{481} = 0.294;$$

$$3) \text{ 3~0 毫米级, } \beta_{10} = \frac{200 \times 0.11 + 281 \times 0.14}{481} = 0.128.$$

产物 10 的最大粒度决定于产物 8 的最大粒度, 等于 45 毫米。图 2-9 所示是产物 10 的粒度特性线。

7. 算出产物 11 的粒度特性, 对 3~0、6~0 和 10~0 毫米级进行

計算：

1) 按公式 (2-2) 求出所用的篩下級別特性方程式中的参数 n ：

$$n = \frac{\lg \beta_a - \lg \beta_{a/2}}{\lg 2} = \frac{\lg 0.648 - \lg 0.294}{\lg 2} = 1.14。$$

式中 $\beta_{a/2}$ ——产物 10 中 小于篩孔尺寸一半的級別含量，即 6 ~ 0 毫米級含量；

β_a ——产物 10 中 小于篩孔尺寸的級別含量，即 12 ~ 0 毫米級含量。

2) 決定級別的相对粒度，即以級別粒度与篩孔尺寸的比率表示的粒度：

級別的粒度范围 (毫米)	粒度上限与篩孔尺寸之比	級別的相对粒度
3—0	3 : 12 = 0.25	0.25—0
6—0	6 : 12 = 0.50	0.50—0
10—0	10 : 12 = 0.83	0.83—0

3) 根据表 17，用插值法在 $n = 1.14$ 和总篩分效率等于 0.65 时，找出 3 ~ 0、6 ~ 0 和 10 ~ 0 毫米級的篩分效率 E_{Σ}^d ：

級別的粒度		篩分效率 E_{Σ}^d 值		
毫 米	相对粒度	$n = 1$	$n = 2$	$n = 1.14$
3—0	0.25—0	0.942	0.985	0.948
6—0	0.50—0	0.896	0.966	0.906
10—0	0.83—0	0.757	0.833	0.767

4) 按公式 (2-12) 求出产物 11 中各級別的含量：

$$\frac{d}{\beta_{11}} = \frac{\beta_{10} E_{\Sigma}^d}{\beta_{10} E_{\Sigma}}$$

$$3 \sim 0 \text{ 毫米級, } \beta_{11} = \frac{0.128 \times 0.948}{0.648 \times 0.65} = 0.288;$$

$$6 \sim 0 \text{ 毫米級, } \beta_{11} = \frac{0.294 \times 0.906}{0.648 \times 0.65} = 0.0635;$$

$$10 \sim 0 \text{ 毫米級, } \beta_{11} = \frac{0.535 \times 0.767}{0.648 \times 0.65} = 0.974。$$

产物II的粒度示性线见图2-19。

筛下产物中难筛级别12~10毫米级的含量按下列关系求出：

$$1 - 0.974 = 0.026, \text{ 或 } 2.6\%$$

12~10毫米级的含量与10~0毫米级的含量比起来是小数值。由两个或一个是近似的大数之间的差值来计算一个小数值，可能导致很大的相对误差。所以，如果要精确地知道筛分产物中难筛级别的含量，应直接算出10~12毫米级的含量，即直接算出相对粒度为0.83~1.0的级别含量的公式(2-12)来计算难筛级别的含量。

从图2-9中查出产物10中10~12毫米级的含量等于：

$$\beta_{10} = 0.648 - 0.535 = 0.113;$$

按表(2-7)用插值法找出在 $n = 1.14$ ，级别的相对粒度为0.83~

1.0时 $\frac{d}{E_v}$ 值为0.137；筛下产物中10~12毫米级含量是：

$$\beta_{11} = \frac{\frac{d}{\beta_{10} E_v}}{\frac{n}{\beta_{10} E_v}} = \frac{0.113 \times 0.137}{0.648 \times 0.65} = 0.037.$$

以 $\beta_{11} = 3.7\%$ 代替按差数求出的2.6%，则10~0毫米级含量将不等于97.4%，而等于98.3%。

§ 4 细磨流程中的分级作业种类、用途及应用条件

细磨流程中可包括下列分级作业：

1. 预先分级；
2. 完全闭路循环的检查分级；
3. 部分闭路循环的检查分级；
4. 溢流的控制分级。

预先分级

预先分级的目的在于：(1)除去给矿中粒度上合格的成品，从而增加磨矿机的生产能力；(2)把矿泥分出以便进一步进行处理。在这两种情况中，预先分级的合理性，首先要看给矿中的细粒含量多少。为了合理的进行预先分级，给矿中所含合格成品的数量不应少于14~15%，在机械分级机中进行预先分级时，为了

减少可能引起的机械损坏，给矿中最大粒度不应超过 6~7 毫米，

完全闭路循环中的检查分级

设有检查分级机与磨矿机成闭路工作的优点是：检查分级能控制成品的最大粒度；成闭路工作时，还能增加单位时间内通过磨矿机的矿石数量，即缩短了矿石通过磨矿机的时间。这就减少了过粉碎现象，提高了磨矿效率。在一段磨矿及二段磨矿的第二段，为了使磨矿机有效地进行工作，检查分级总是必要的。当采用两段流程时，选矿厂生产能力很大，第二段磨矿机的总容积大于第一段磨矿机总容积数倍，则第一段磨矿中即使没有检查分级仍能有效地工作。

局部闭路循环中的检查分级

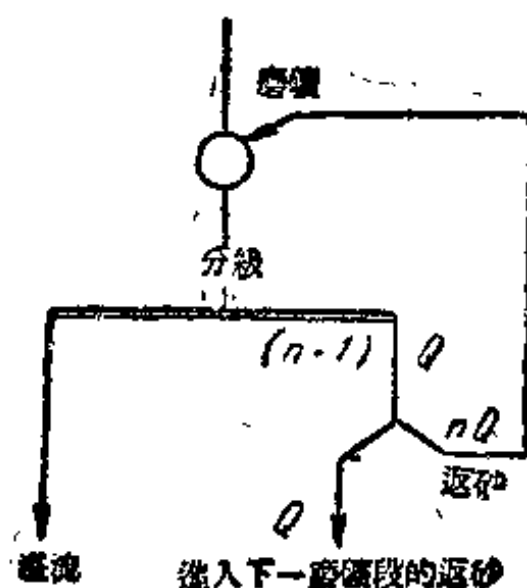


图 2—10 局部闭路的磨矿循环

两段闭路磨矿时第一段通过溢流将负荷转入第二段，如要改变负荷分配，需改变第一段分级机的溢流粒度。为了充分利用第二段磨矿机，必须使第一段溢流有较粗的溢流粒度，但这不是在

任何情况下都可能的。在局部閉路循环中（如图 2—10），第一段負荷是經過返砂轉交給第二段的，因此甚至在需要粗粒最終产物的条件下，也可能应用两段磨矿流程。这是局部閉路的第一个特点。

局部閉路流程的第二个特点是：轉交給第二磨矿段的返砂量是常数，不随 A 点分离返砂的比例而变。

由于上述特点給予了解决磨矿段間自动地分配負荷以可能性，从而在管理上使流程易于調整。

溢流的控制分級

控制分級是在一段磨矿时需要得到非常微細的最終产物或在一段磨矿中要进行阶段选別时用之。如图 2—11。溢流控制分級的缺点是：要有較大的分級面积；給入磨矿机的矿物粒度不均匀；由于被分出溢流量有很大变动，致使第一段分級机的工作不穩定。

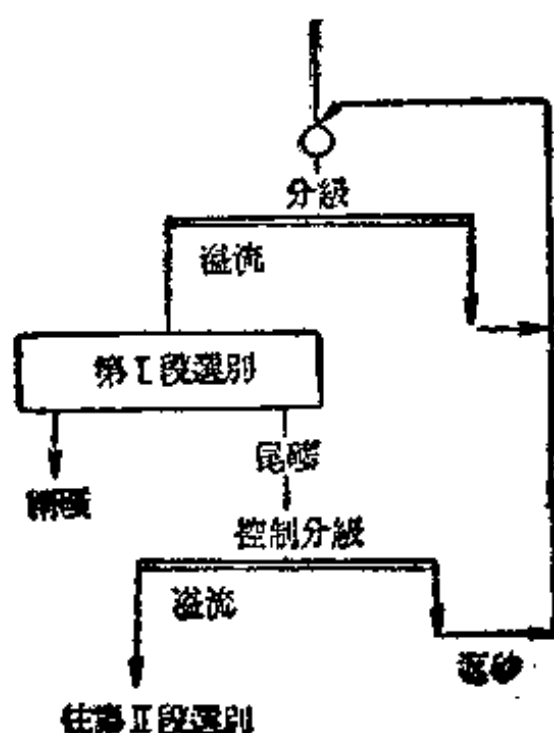


图 2—11 一段磨矿时的阶段选別

§ 5 磨矿流程的分类和常用的

流程类型及其应用条件

磨矿流程的分类

磨矿流程随着段数的不同分一段磨矿流程；两段磨矿流程及多段磨矿流程，但多段流程很少采用。

一段磨矿流程与两段磨矿流程相比，一段流程的优点有：分級机数目較少，因此基建費較低；流程的看管和調整簡單；設備布置簡單，許多磨矿机在同一水平上排成一行；設備停工現象較少；各組可安裝較大的机械。一段流程的缺点是：磨矿机給矿粒度范围很广时，由于合理装球困难，磨矿机的有效功較小；不易在最終产物中得到微細产物。当磨矿最終产物粒度要求不是很細微时应尽量采用一段流程，但当設計生产能力小的选矿厂，为了不使磨矿流程复杂，要求最終产物粒度微細时，也常采用一段流程。一段流程分級机溢流产物可达到60~75%—200目；中等生产能力和生产能力很大的选矿厂，常采用二段流程比較經濟，两段流程分級溢流产物可达到70~85%—200目。

常用的流程类型

一段流程最常采用的如图2—12中A—1方案，其他方案用的較少。

二段流程中常采用的有下列几种：

B—I組第一段开路的二段流程，負荷經第一段磨矿机排矿轉給第二段，因之，B—I組流程在管理上不会发生磨矿段間負荷分配問題，該流程調节不困难。B—I組流程比之B—II組流程能获得較粗的最終产品。B—I組流程安装开路工作的棒磨机，是有利的。B—I組流程缺点在于：为了使开路的磨矿机有效的工作，必須使第二段磨矿机的容积大大地超过第一段磨矿机的容积。因之只有在生产能力大，第二段安装了几台磨矿机时，才能滿足这一条件。由于第一段产物得自流运输且分給几个二段

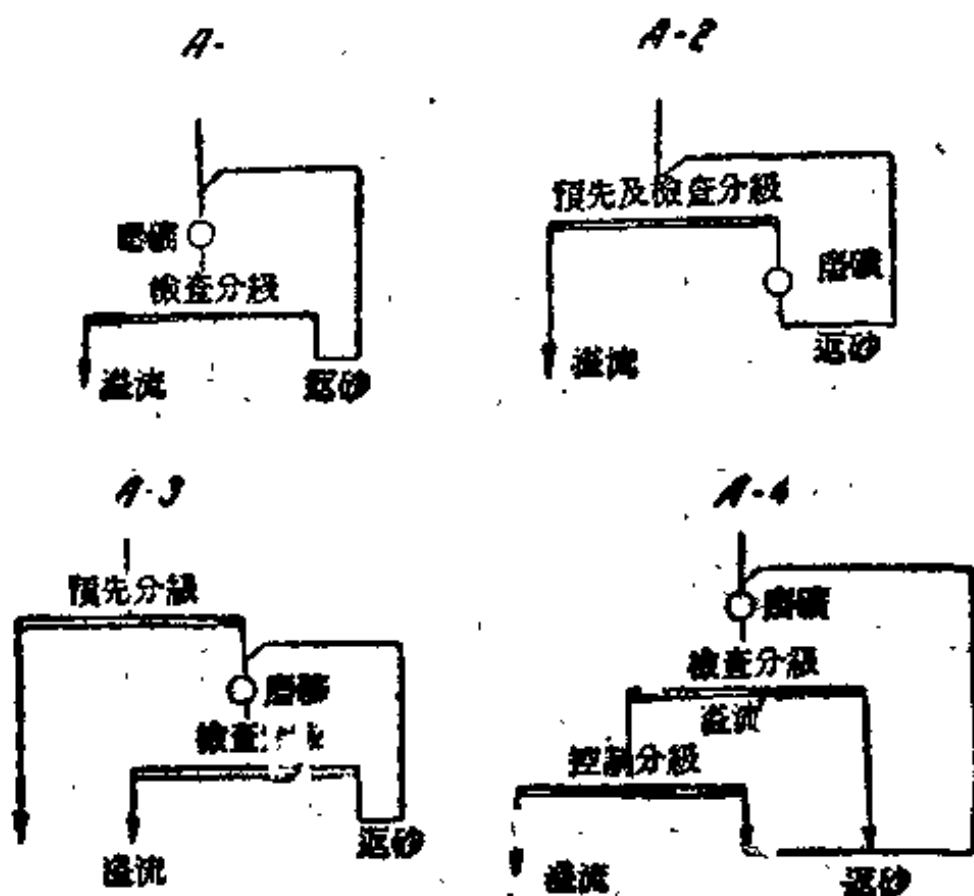


图 2-12 一段磨矿流程各种类型

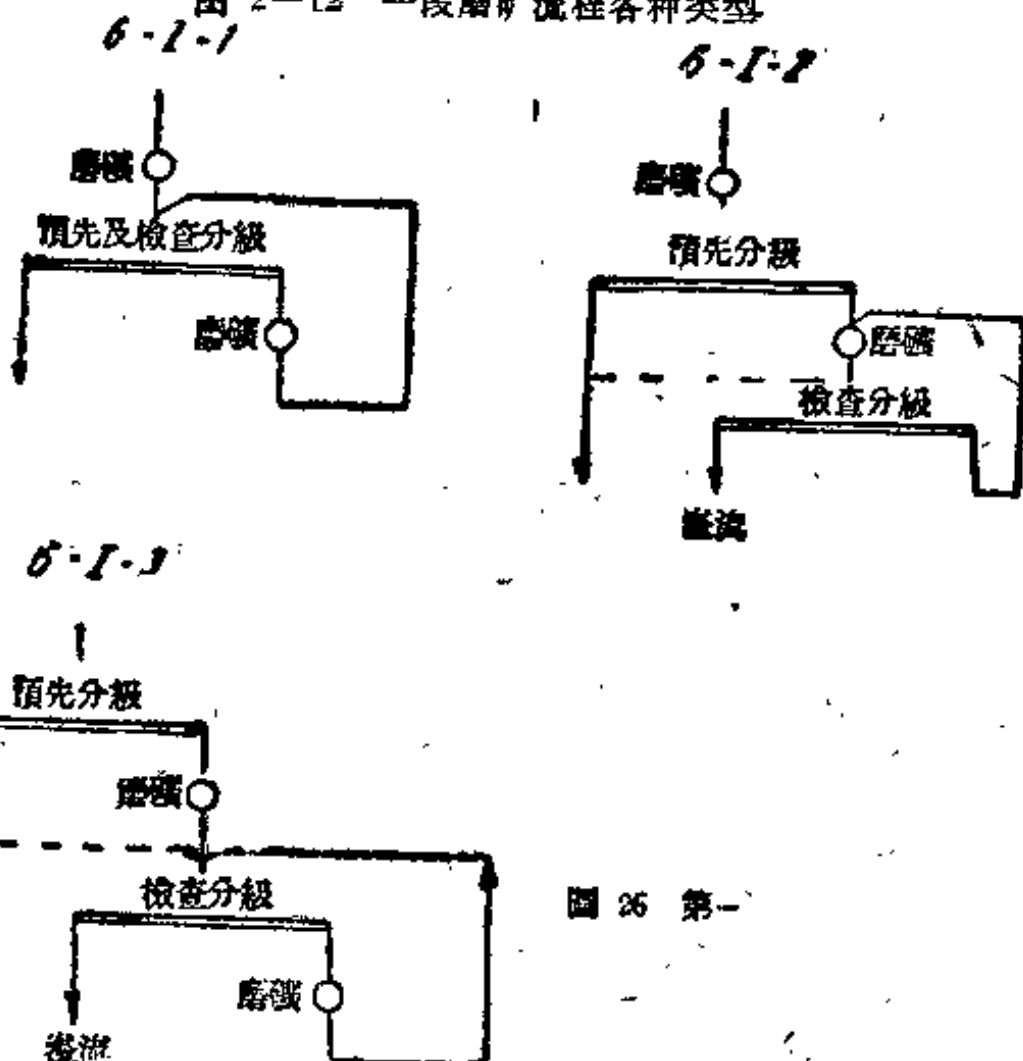


图 26 第一

图 2-13 第一段开路的两段流程的各种类型

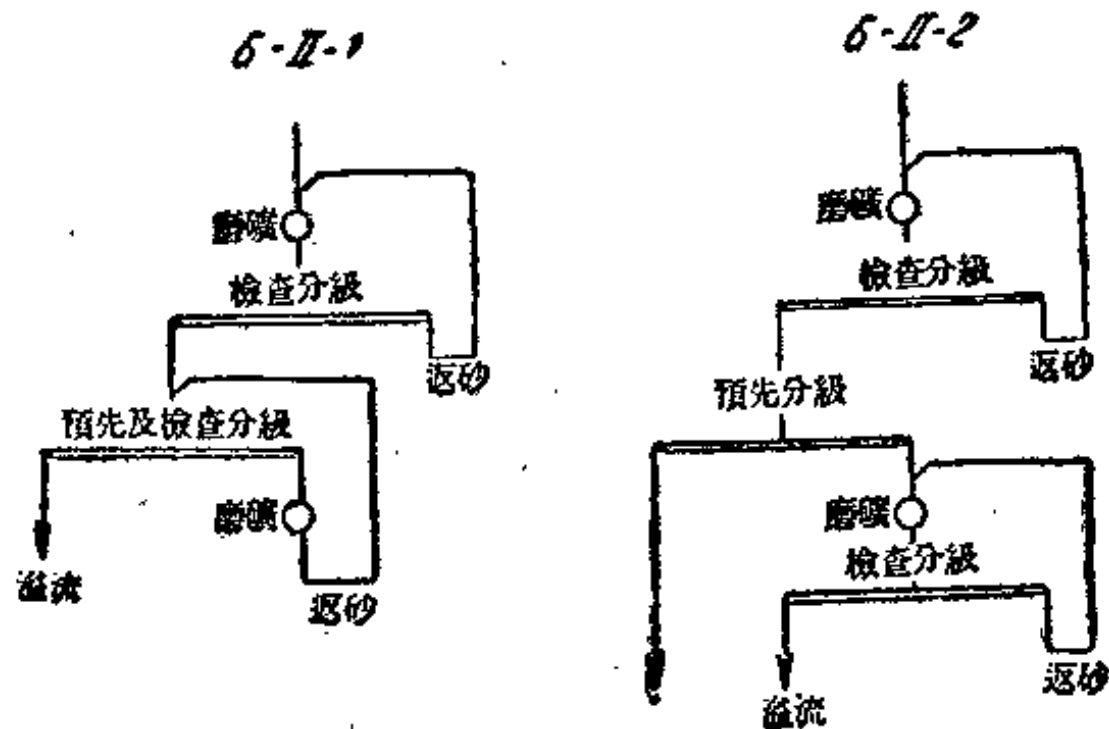


图 2-14 第一段完全閉路的两段流程的各种类型

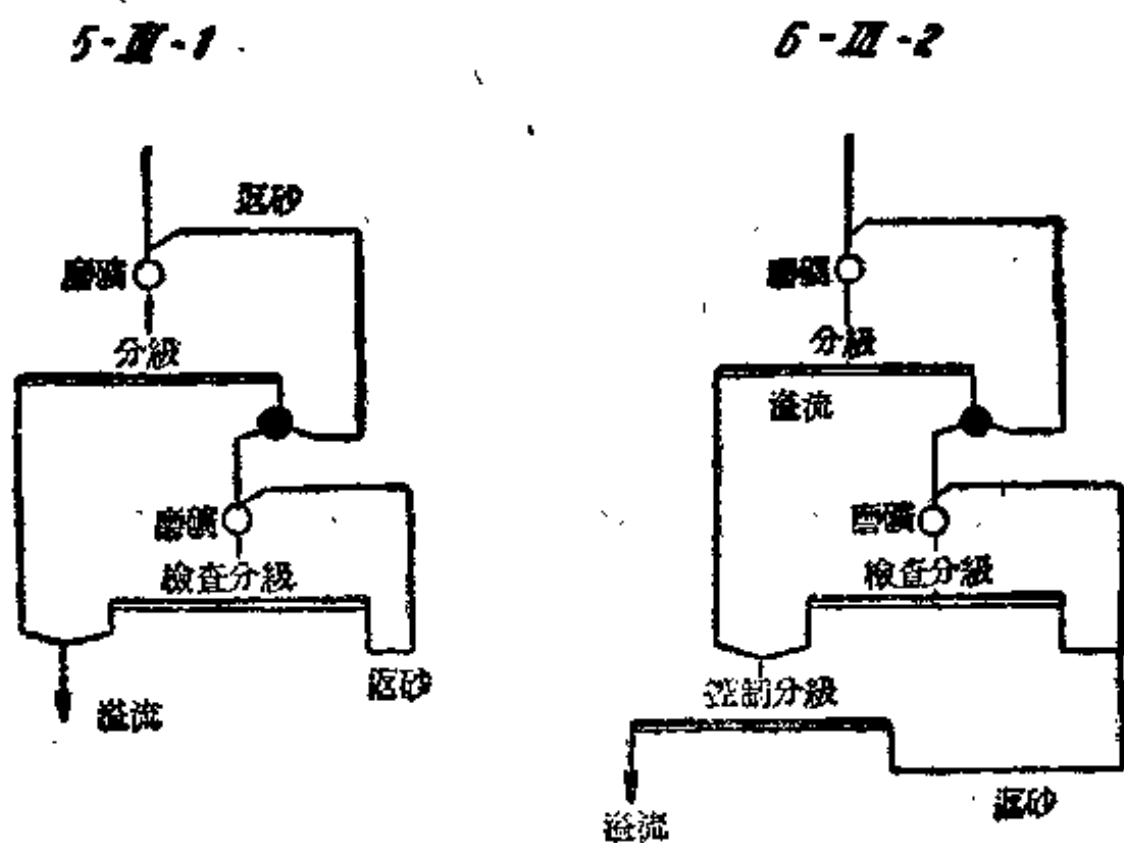


图 2-15 第一段局部閉路的两段流程的各种类型

磨矿机，对于粗大而稠密的第一段磨矿机溢流需用較陡的溜槽来运输，因而第一段和第二段磨矿机必須位于不同的水平上，在管理上不太方便。

Б—I—2型与Б—I—1型流程的区别在于：前者能把原生矿泥和在第一段磨矿易于破碎的矿石组分作为独立的产物分出，矿石中所含的可溶性盐类也进入此产物中。在浮选某些种类的矿石时，在单独的回路中处理含原生矿泥和易粉碎矿石组分的产品会提高选矿指标。

Б—I—3型流程中，原矿首先給入分級机。这仅在处理細粒原矿，或必須在单独循环中处理原生矿泥时，才可采用。

Б—I組流程較之Б—I組和Б—II組流程在两段間負荷分配上的操作調节是比較困难的。Б—I組流程設備基建費高于一段磨矿和第一段开路的两段流程，在磨矿車間結構上，Б—I組流程比一段复杂，比Б—I組流程簡單：需进行阶段选別时Б—I組流程是有利的。

在Б—I組流程中最常采用者如Б—I—1型流程，在Б—I—2型流程中，第二段磨矿作业的預先分級和检查分級是分开进行的。这时若第二段磨矿产生少量次生矿泥时，检查分級可能不稳定，以致降低了检查分級的工作效率。

Б—II組流程的优点是：調整工作簡單，第一段或第二段可得到任何的循环負荷，甚至在要求粗粒最終产品的情况下，也可以进行两段磨矿，避免单体金属积集于磨矿循环中。其缺点：返砂由第一段轉送給第二段需要坡度陡的溜槽或运输机械，第二段检查分級处理脫泥矿物，当处理产生次生矿泥少的結晶矿石时将会引起分級工作的困难。

§ 6 磨矿流程的計算

在計算閉路流程时，必須确定最合适的循环負荷，如无确切試驗資料可依公式計算，但比較复杂。現將最合适的循环負荷列于表2—9。

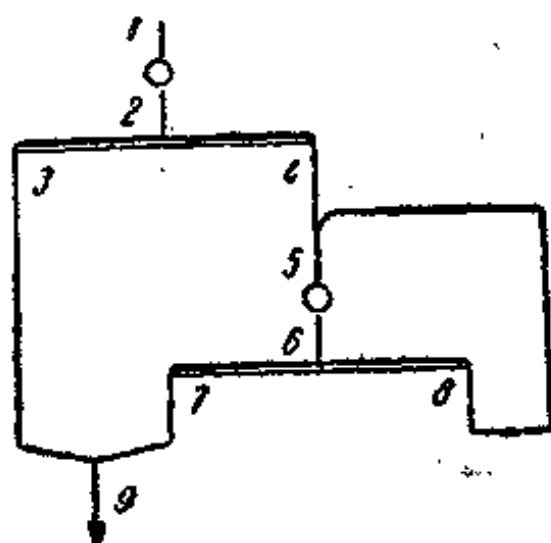


图 2—17 第一段开路的二段流程计算 (B—1—1)

量:

3. m ——第二段磨矿机容积与第一段磨矿机容积之比;

4. K ——第二段磨矿机新生计算级别的单位生产能力与第一段磨矿机新生同一计算级别的单位生产能力之比。

K 值变动范围不大, 平均值为 $k = 0.80 \sim 0.85$ 。

计算的步骤

1. 由流程中显然可知: $Q_1 = Q_2 = Q_9$; $Q_4 = Q_7$ 。

2. 决定第一段磨矿机溢流中的计算级别含量。设 A_I 和 A_X 分别是第一磨矿段和第二磨矿段中新生的计算级别的重量; 设 Q_1 和 Q_X 分别是按照新生的计算级别计算的第一段和第二段磨矿机的单位生产能力; V_I 和 V_X ——第一段和第二段磨矿机的容积。

则

$$\beta_2 = \frac{Q_1 \beta_1 + A_I}{Q_2} = \beta_1 + \frac{A_I}{Q_I}; \quad (2-13)$$

$$A_I = a_I V_I; \quad A_X = a_X V_X = k a_I m V_I;$$

$$\frac{A_I}{A_I A_X} = \frac{a_I V_I}{a_I V_I + k a_I m V_I} = \frac{1}{1 + km};$$

$$A_I = \frac{A_I + A_X}{1 + km}; \quad (2-14)$$

由图 2—17 中显然可以看出: $A_I + A_X$ ——新生计算级别的

总重 应等于:

$$A_{\text{I}} + A_{\text{II}} = Q_2 \beta_2 - Q_1 \beta_1 = Q_1 (\beta_2 - \beta_1);$$

因此
$$A_{\text{I}} = \frac{Q_1 (\beta_2 - \beta_1)}{1 + km}.$$

根据公式 (2-13) 得:

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_2 - \beta_1}{1 + km}. \quad (2-15)$$

3. 算出 Q_2 和 Q_4

$$Q_2 = Q_1 \frac{\beta_2 - \beta_1}{\beta_2 - \beta_4} = Q_1 \frac{\beta_2 - \beta_1}{\beta_2 - \beta_4};$$

$$Q_4 = Q_7 = Q_1 - Q_2. \quad (2-16)$$

β_4 值可从表 2-10 中查出。

第二磨矿段应当看作是原给矿为 Q_4 的一段磨矿流程。

表 2-10 对比重为 2.7~3 矿石适合, 对比重大的矿石 (如全部硫化矿), 则返砂中—0.075 毫米含量应比原来的增大 1.5~2 倍。以上对于预先分级和溢流控制分级来说, 在分级机给矿中小于 0.075 毫米含量超过 30~40 时, 应采用表中所列分级机返砂中小于 0.075 毫米级别含量的上限。

表 2-10

溢流产物粒度和分级产物中小于 0.075 毫米级别含量间的关系

分级机溢流产物粒度	小于 0.075 毫米级别的含量 %	
	分级机溢流中	分级机返砂中
95% 小于 0.4 毫米	35~45	3~5
95% 小于 0.3 毫米	45~55	5~7
95% 小于 0.2 毫米	55~65	6~9
95% 小于 0.15 毫米	70~80	8~12
95% 小于 0.1 毫米	80~90	9~15
95% 小于 0.075 毫米	95	10~16

例 計算的原始数据: $Q_1=20$ 吨/时; $\beta_1=7\%$ 小于 0.075 毫米; $\beta_2=\beta_7=\beta_9=70\%$ 小于 0.075 毫米; $K=0.82$; $m=2$ (第一段安装一台磨矿机, 第二段安装两台磨矿机)。茲按小于 0.075 毫米級进行計算。

1. 按公式 (2-15) 算出 β_2 :

$$\beta_2 = \beta_1 + \frac{\beta_9 - \beta_1}{1 + km} = 7 + \frac{70 - 7}{1 + 0.82 \times 2} = 30.8\%$$

2. 按公式 (2-16) 算出 Q_3 和 Q_4 , 按表 2-10 預先查出相应于 70% 小于 0.075 毫米的溢流的返砂 β_4 值为 10%,

則: $Q_3 = Q_1 \frac{\beta_2 - \beta_4}{\beta_2 - \beta_1} = 20 \times \frac{30.8 - 10}{70 - 10} = 6.9 \text{ 吨/时};$

$$Q_4 = Q_7 = Q_1 - Q_3 = 20 - 6.9 = 13.1 \text{ 吨/时}.$$

3. 算出 Q_8 和 Q_5 , 返砂重量按最合适的循环負荷来决定。为了在溢流中获得細粒产物, 并使磨矿机成自流循环工作, 可按表 2-9 取循环負荷为 500%。則:

$$Q_8 = Q_7 \cdot C_{\text{合适}} = 13.1 \times 5 = 65.5 \text{ 吨/时};$$

$$Q_5 = Q_8 = Q_4 + Q_8 = 13.1 + 65.5 = 78.6 \text{ 吨/时}.$$

第一段完全閉路的两段流程 B—II—I 的計算

計算 B—II—I 两段流程 (图 2-18 流程 a) 的原始数据是: Q_1 、 β_1 、 β_7 、 m 、 K 。計算时应求出:

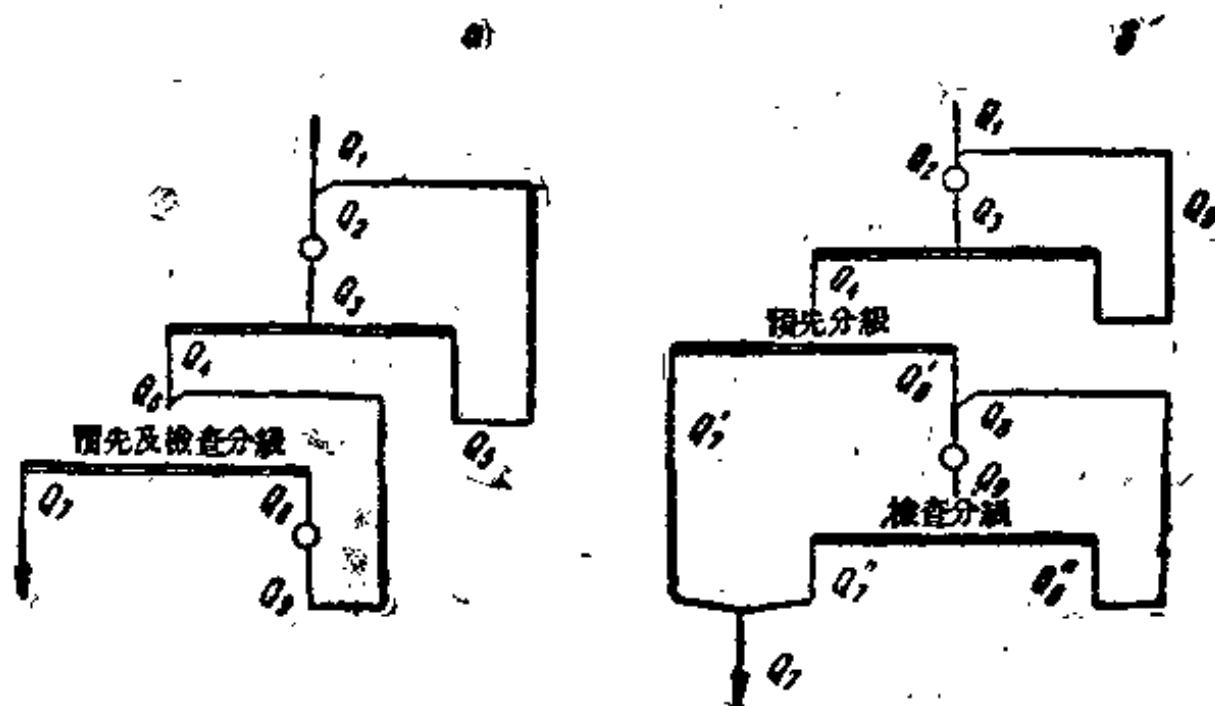


图 2-18 两段流程 B—II—I 的計算

1. 第一段分級机的溢流粒度;
2. 产物 2、3、5、6、8、9 的重量。

計算步驟。

1. 由图 2-18 可以看出: $Q_1 = Q_4 = Q_7$; $Q_2 = Q_3$;
 $Q_5 = Q_9$;

2. 算出 β_4 :

$$\beta_4 = \frac{Q_1 \beta_1 + A_{\text{I}}}{Q_4} = \beta_1 + \frac{A_{\text{I}}}{Q_1}.$$

按公式 (2-14) :

$$A_{\text{I}} = \frac{A_{\text{I}} + A_{\text{I}}}{1 + km}.$$

由图 2-18 显然可知:

$$A_{\text{I}} + A_{\text{I}} = Q (\beta_7 - \beta_1),$$

所以

$$A_{\text{I}} = \frac{Q_1 (\beta_7 - \beta_1)}{1 + km},$$

于是

$$\beta_4 = \beta_1 + \frac{Q_1 (\beta_7 - \beta_1)}{Q_1 (1 + km)} = \beta_1 + \frac{\beta_7 - \beta_1}{1 + km}, \quad (2-17)$$

根据第一段分級机溢流中粒度小于 0.075 毫米的含量, 按表 2-10 求出溢流产物的最大粒度。

3. 算出 Q_5 、 Q_2 和 Q_3 。第一段的返砂重量按最合适的循环负荷 C_{I} 来决定。

$$Q_5 = Q_{\text{I}} C_{\text{I}}; \quad Q_2 = Q_3 = Q_5 + Q_1 = Q_1 (1 + C_{\text{I}}).$$

4. 算出 Q_8 、 Q_9 和 Q_6 。在流程 a 中, 第二段預先分級作业和检查分級作业是合一的。为了求产物 8 的重量, 在图 2-18 中作出流程 6, 其中第二段預先分級与检查分級作业成展开的形式。由流程 6 中可以看出, 第二磨矿段可以看成原矿为 Q'_1 的一段流程。 Q'_1 之值可按下式决定:

設 $\beta'_1 = \beta_7$ 和 $\beta'_2 = \beta_8$:

$$Q'_8 = Q_4 \cdot \frac{\beta_4 - \beta'_7}{\beta'_8 - \beta'_7} = Q_1 \cdot \frac{\beta_7 - \beta_4}{\beta_7 - \beta_8} \quad (2-18)$$

产物 Q'_8 和 Q_8 按第二段合适的循环负荷 C_x 求出, 而 C_x 值视第二段分级机溢流产物的不同粒度确定。

$$Q'_8 = C_x Q'_8; \quad Q_8 = Q'_8 + Q'_8 = Q'_8 (1 + C_x)。$$

将公式 2—18 中的 Q'_8 值代入上面最后一个公式, 得:

$$Q_8 = Q_9 = Q_1 \cdot \frac{(\beta_7 - \beta_4) \cdot (1 + C_x)}{\beta_7 - \beta_8} \quad (2-19)$$

用 2—18 图流程 a 可以看出:

$$Q_8 = Q_4 + Q_9 = Q_1 + Q_9 \quad (2-20)$$

例 原始数据: $Q_1 = 20$ 吨/时; $\beta_1 = 5\%$ 小于 0.075 毫米; $\beta_7 = 75\%$ 小于 0.075 毫米; $m = 1$; $K = 0.82$ 。

1. 根据公式 (2-17) 算出 β_4 :

$$\beta_4 = \beta_1 + \frac{\beta_7 - \beta_1}{1 + km} = 0.05 + \frac{0.75 - 0.05}{1 + 0.82 \times 1} = 0.434;$$

$$\therefore \beta_4 = 43.4\%。$$

用表 2—10 求溢流中 43.4% 小于 0.075 毫米的相对粒度接近于小于 0.3 毫米。

2. 算出 Q_5 、 Q_2 和 Q_3 。为了在第一段获得很粗的溢流, 按表 2—9 取循环负荷值为 300%, 则:

$$Q_5 = Q_1 C_x = 20 \times 3 = 60 \text{ 吨/时};$$

$$Q_2 = Q_3 = Q_1 (1 + C_x) = 20 (1 + 3) = 80 \text{ 吨/时}。$$

3. 算出 Q_8 、 Q_9 和 Q_6 。为了细磨和使各磨矿机间成自流联结, 令第二段循环负荷为 600%, 则按公式 (2-19) 和 (2-20) 求得:

$$Q_8 = Q_9 = Q_1 \cdot \frac{(\beta_7 - \beta_4) \cdot (1 + C_x)}{\beta_7 - \beta_8};$$

$$Q_8 = Q_9 = 20 \times \frac{(0.75 - 0.434)(1 + 6)}{0.75 - 0.12} = 70 \text{ 吨/时}。$$

(β_8 值从表 2—10 中查出)

$$Q_6 = Q_1 + Q_9 = 20 + 70 = 90 \text{ 吨/时}。$$

§ 7 浮选流程的选择

单一金属浮选的原则流程方案

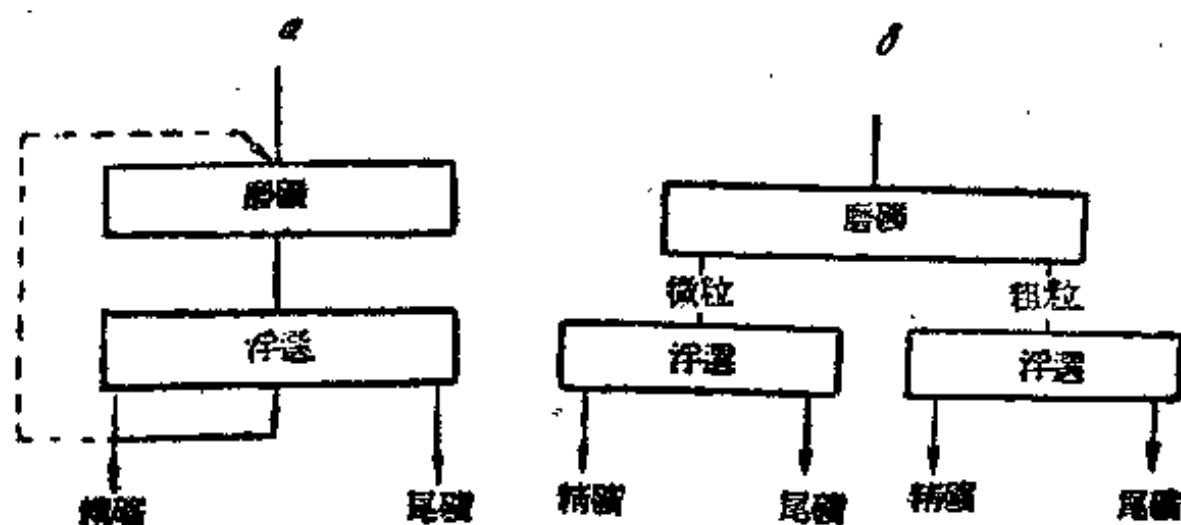


图 2-19 一段浮选流程的原则性方案

图 2—19 a 为一段一循环流程。选别循环是指选矿作业本身的总和，这些作业包括：工艺过程一致，原料性质一致，作业数目一致。

图 2—19 b 为分别处理矿泥和矿砂的一段二循环流程。

图 2—20 a 为第一段分出废弃尾矿和低品位精矿，然后将低品位精矿送入第二段处理。

图 2—20 b 为第一段分出合格精矿和富尾矿，然后将尾矿送入第二段处理。

图 2—20 B 为第一段分出合格精矿、废弃尾矿和中矿，然后将中矿交第二段处理。

图 2—20 r 为两段一循环流程。

处理有用矿物浸染特性不同的选别流程

当有用矿物为粗粒浸染，即在粗磨时（磨至 0.3 毫米）可以得到富的精矿和相当贫的尾矿。如将该矿石的浮选结果与磨细程度绘成曲线，则如图 2—21，随着有用矿物的磨矿粒度接近于浮选

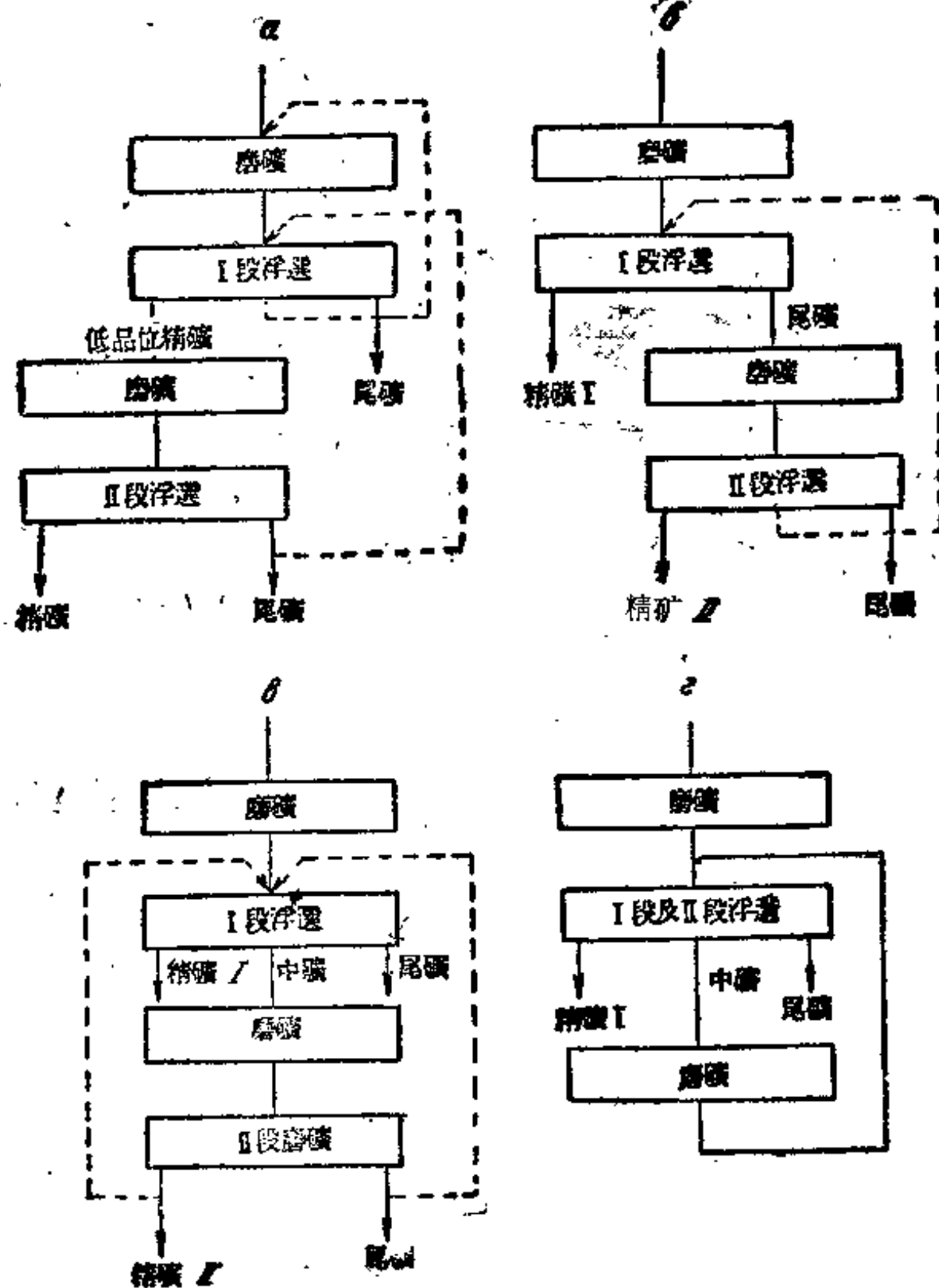


图 3-20 两段浮选流程的原则性方案

粒度，尾矿中损失很快降低，当磨至0.3—0.2毫米时，损失接近于最低限度。

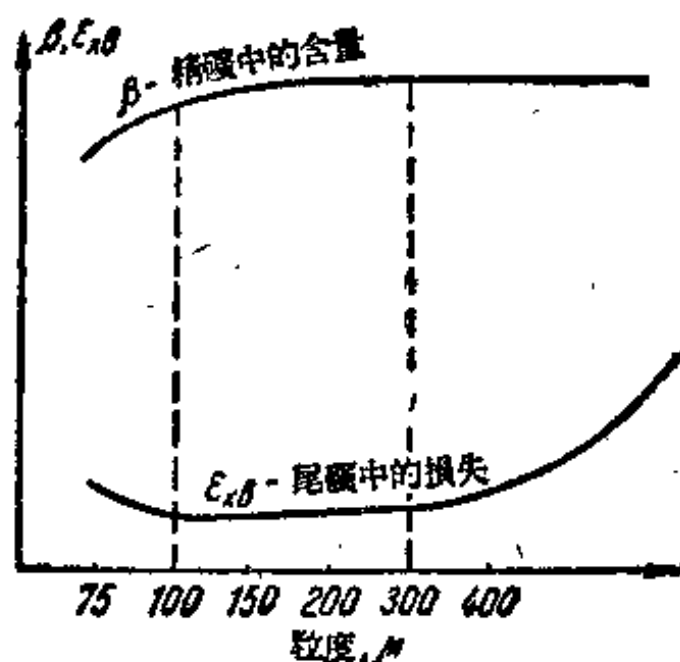


图 2—21 粗粒浸染矿石的选别曲线

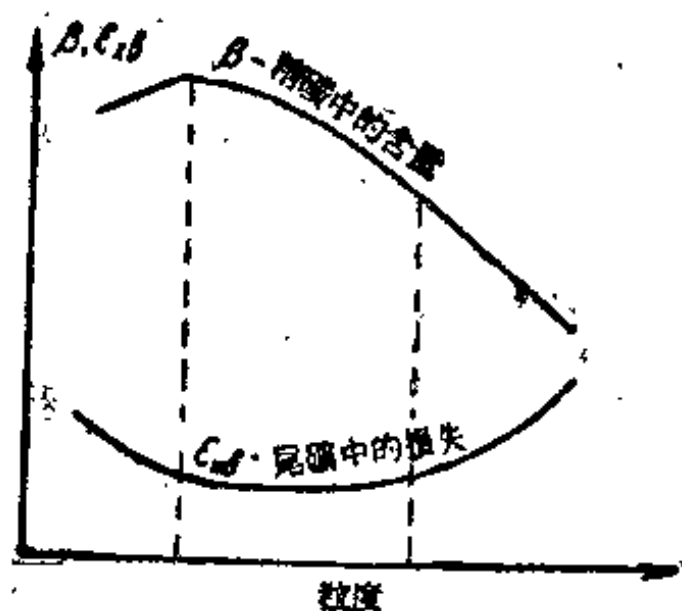


图 2—22 集合体浸染矿石的选别曲线

当磨至小于0.1~0.075毫米时，尾矿中损失增加，这是由于泥化的影响。处理该矿石时，浮选流程可采用图 2—19 a 流程。当该种矿石有用矿物或脉石很容易泥化时，可采用图 2—20 6 型流程。当有用矿物呈集合体浸染时，矿石的选别曲线如图 2—22。

該类矿石在粗磨后即可得到貧尾矿，和低品位精矿，欲破碎有用矿物集合体并获得富精矿，则需要很細的磨矿，因之将低品位精矿再磨矿后，方能获得富精矿。該类矿石应考虑采用图 2—20 a 型流程。不均匀浸染矿石的选别曲线如图 2—23 所示，为了得到貧尾矿，需要非常細的磨矿，富精矿可在較粗的磨矿条件下得到。适于采用阶段选别流程，可采用图 2—20 6 型流程。处理易

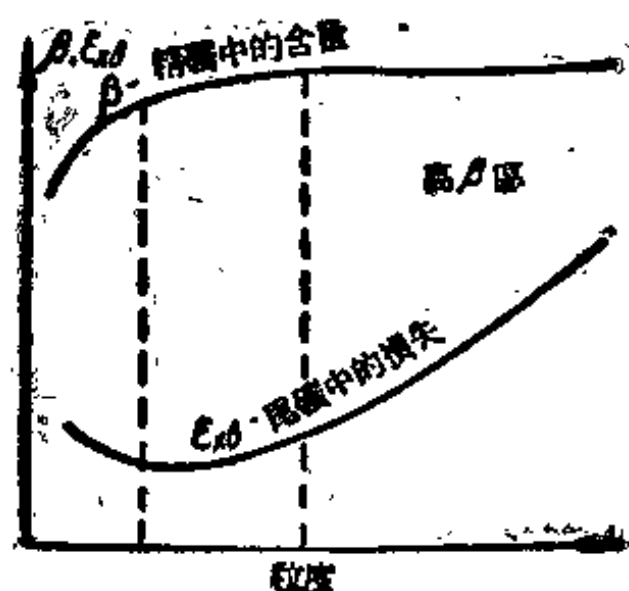


图 2—23 不均匀浸染矿石的选别曲线

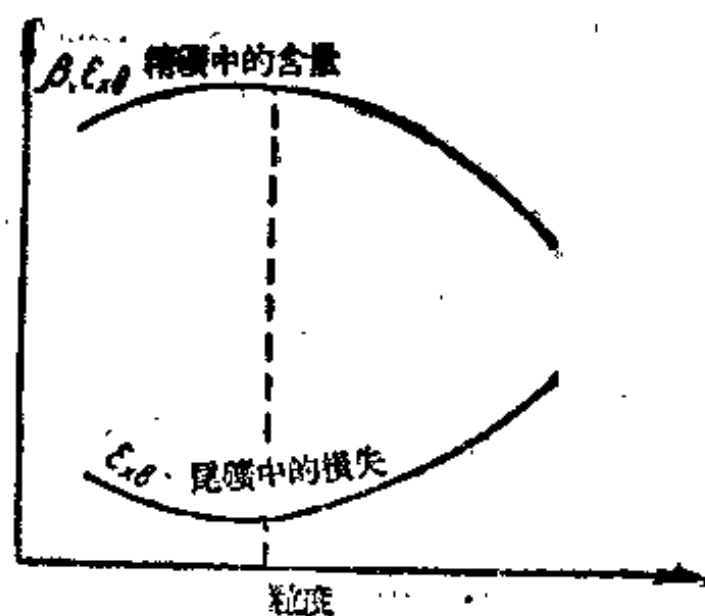


图 2—24 細粒均匀浸染矿石的选别曲线

泥化的矿石时，这种流程更显得必要。細粒均匀浸染的矿石选别曲线如图 2—24 所示，在曲线上尾矿损失有一个明显的最低点，因为磨得太粗，有不能浮起的低品位连生体存在，因而形成尾矿损失；但如磨得太細，随着矿石的泥化而造成的浮选困难，尾矿损失大大增加，对于这类矿石应一次磨至适当粒度，即磨至能够保证精矿品位而尾矿损失少的粒度，然后进行选别，因而可以采用图 2—19 a 型流程。实际上結晶粒度不可能完全呈均匀状态，另外即使是均匀的矿石，在磨矿过程中，有用矿物也是逐渐的解离为单体分离的顆粒。即有用矿物解离为单体分离的顆粒在一定的磨矿粒度范围内产生。因之为了节约磨矿費用，又可以采用两段流程，在第一段选出合格精矿废弃尾矿和中矿并将中矿再矿后选别如图 2—20 b 型流程。

多金属矿石浮选的原则流程方案

选别含有两种以上有用成分的矿石时，可以应用三种不同的原则流程方案：

1. 直接优先浮选流程，如图 2—25；

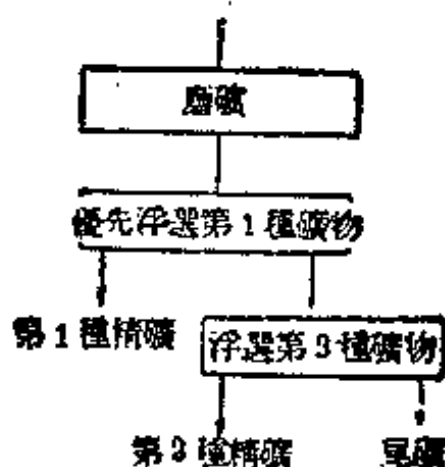


图 2—25 直接优先浮选流程

2. 先經全浮选然后将混合精矿用优先浮选处理，如图 2—26；

3. 用分別全浮选，然后将选出的精矿用优先浮选处理，如图 2—27。

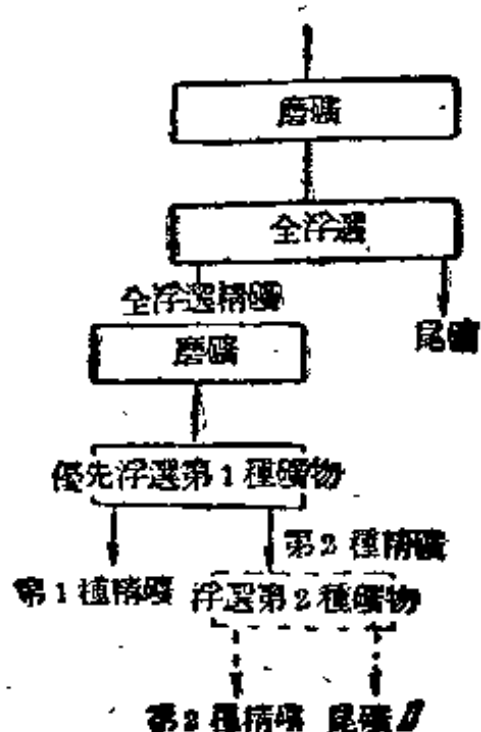


图 2-26 先經全浮選流程

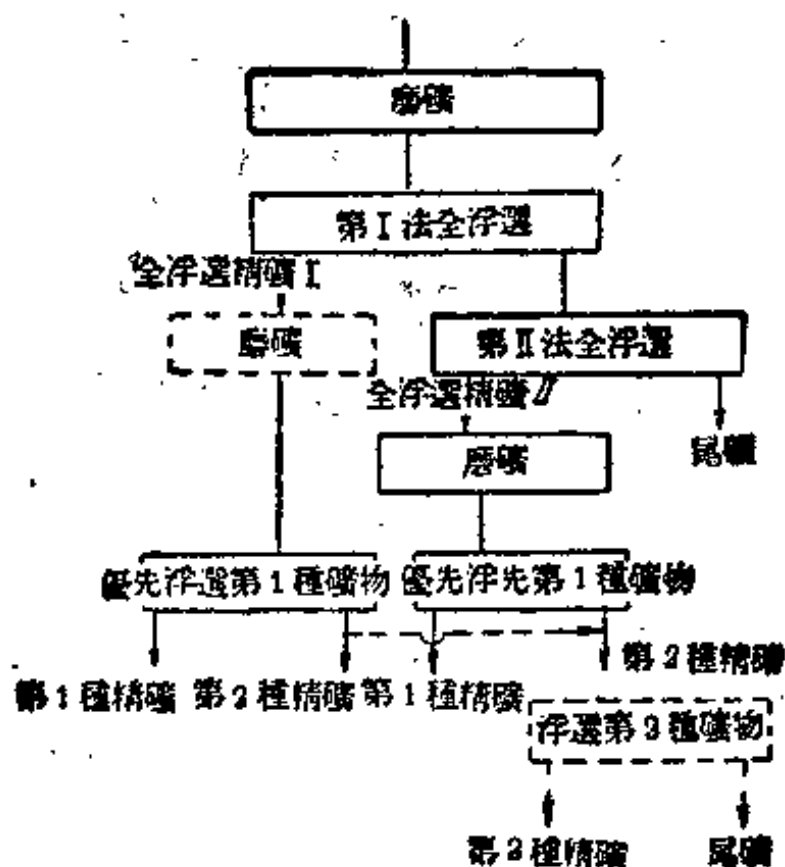


图 2-27 分別全浮選流程

浮选原则流程的结构

在确定了浮选原则流程之后还必须进一步解决其内部结构问题。即要解决粗选、精选和扫选及中矿返回地点问题。

当选别有用矿物含量高要求精矿质量不高的矿石时，可按粗选产物即为精矿的流程来处理。为了提高回收率，原矿应经过一次或多次的扫选，该种流程可处理脉石不可浮的高品位铜矿。处理难选的低品位矿石时也被采用，该类矿石除扫选外还必须使其尽快的选出。处理含易选矿物的低品位矿石，并必须得到高品位精矿时，应增加精选次数。如选别辉钼矿就是多次精选的典型例子。

在扫选和精选时得出的中矿，根据不同目的和要求可以返回不同的地点。中矿返回地点主要决定于矿物的可浮性，要求精矿的质量、中矿品位及单独处理中矿的必要性等。

对精矿质量要求高，有用矿物可浮性好及允许采用回收率降低一些来提高精矿质量时，所有的精选中矿可以合而为一，然后返回粗选或粗选前的作业。若有用矿物可浮性低，对精矿质量要求低，或唯恐在精选过程损失有用矿物，就应该选用每一精选尾矿返回前一作业。在选择中矿会合点时，有时使其返回与其品位大致相同的地点，但金属含量还不能确定产物在浮选过程中的行为，所以不能单以含量作依据。此外中矿中含有大量水、药剂、难选颗粒时，或处理细粒浸染而含有大量连生的矿石体时，中矿若返回粗选流程，将会破坏工艺过程，从而降低回收率，在这种情况下中矿应单独进行处理。

§ 8 黑色金属矿石选别流程的选择

处理脉石已完全碎散的黑色金属矿石原则流程

在这种类型的矿石中，脉石主要以粘土和砂的形式出现，有时脉石胶结着赭土。这种矿石在未破碎之前没有连生体，或仅有

少量的連生体。但是为了防止洗矿机械受到损坏并获得合乎粒度要求的精矿，在选矿前通常进行粗碎，这类矿石已完全氧化，含硫很低。这类矿石中最普遍的是氢氧化鉄，即褐鉄矿和磁鉄矿的氧化物——假象赤鉄矿及半假象赤鉄矿。选别这类矿石主要方法为洗矿，洗矿产物进一步篩分 and 分級。粗粒有时进行手选，洗矿的細粒产物和分級返砂有时还要进行电磁选矿和重力选矿。

处理脉石部分碎散的黑色金属矿石原則流程

这类矿石中有用矿物一部分成单体分离存在，另外一部分脉石結合成連生体，不与有用矿物連生的脉石是細粒粘土和砂土，且有較粗的砂石及未碎散的矿石。处理該类矿石，必須破破、洗矿和用重选或磁选进行选别洗好的矿石。

像以軟錳矿、硬錳矿和水錳矿为主的錳矿石，最常見的脉石是不同强度的砂、泥质物。这些物质主要是由长石、石英和长石的碎散物所构成。

鉄矿床氧化带的脉石部分碎散的矿石也属于此类。这种矿物中有用矿物可能是磁鉄矿、半假象赤鉄矿、假象赤鉄矿、赤鉄矿和褐鉄矿。矿石中的脉石，已部分碎散，这种矿石大都是由接触变质而成。位于矿床上部的矿石，受氧化作用，脉石完全碎散成砂及粘土砂矿，大部分磁鉄矿变成了假象赤鉄矿和褐鉄矿，矿石中的黄鉄矿被氧化。在砂矿带下面是原生矿石氧化带，这里硫化物被氧化，大部分磁鉄矿已变成无水氧化鉄和含水氧化鉄。脉石是粘土砂以及較粗矿块。在氧化带下面是未氧化的和未碎散的原生矿物。

处理脉石未碎散的黑色金属矿石原則流程

这类矿石包括大多数的鉄矿和一部分的錳矿、鉻矿。該类矿石中含有以弱磁性矿石为主的矿石；含强磁性矿物和弱磁性矿物的矿石；有用矿物以强磁性为主的矿石。

以弱磁性矿物为主的矿石可应用下列流程处理：

1. 純粹重选流程；
2. 磁化焙烧和磁选流程；
3. 包含重选和浮选的联合流程；
4. 浮选流程。

有用矿物呈細粒浸染，如細粒浸染的某磁鉄矿床氧化帶的赤鉄矿，或以赤鉄矿为主且含有一定量的假象赤鉄矿的矿石，采用了磁化焙烧和磁选流程是合适的。粗粒浸染或中粒浸染的，采用重选——浮选联合流程是合适的。对于非常微細的未浸染的矿石应采用浮选流程处理。

含有强磁性矿物和弱磁性矿物的矿石，比如含磁鉄矿、磁鉄矿-赤鉄矿的矿石和含假象赤鉄矿、赤鉄矿的矿石，当此类矿石呈粗粒或中粒浸染时，采用磁选和重选的联合流程是合理的。当矿石呈細粒浸染时，用磁选——浮选联合流程在技术經濟上是合理的。

有用矿物以强磁性矿物为主，由浸染微細的磁鉄矿組成，矿石中赤鉄矿含量不高，但在磁鉄矿的矿石中常遇到以磷酸鈣、硫化鉄、硫化銅等形式出現的杂质，所以矿石中常含有較多的硫和磷。这类矿石中，磁鉄矿的顆粒常呈細粒浸染，选別磁鉄矿主要的方法是磁选，磁选的原則流程的选择与浮选一样，主要是决定于磁鉄矿与脉石的浸染特性。

(一) 一段磁选原則流程

該流程处理均匀浸染磁鉄矿且不含有害杂质的矿石，在这种浸染特性时，高质量的精矿和低品位的尾矿是在将近同一磨矿比下选出的。

即使是均匀浸染的矿石，矿物在磨矿过程中也要在一定的范围内从連生体中分离出来，在磨矿較粗时，可分离出来一部分单体分离的磁鉄矿和一部分废弃的脉石，因之采用两段流程比較經濟，故一段流程較少应用。

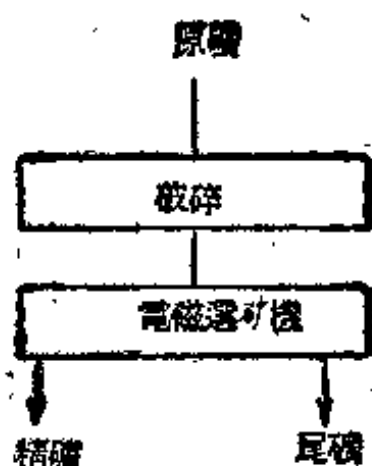


圖 67 B-3 類礦石的一

圖 2-28 处理脉石未碎散面有用矿物以磁铁矿为主的一段磁选流程

(二) 第一段选出部分最終精矿和 送往第二段再选的中矿之两段流程

图 2-29 中 a 和 6 流程所处理的矿石是其中含有較粗粒浸染的集合体，集合体是由細粒磁鉄矿和脉石的連生体組成，矿石中的集合体中含磁鉄矿物較之其他部分含磁鉄矿物为多，如某矿区条带状结构的矿石即属該类型。按二段流程处理該类矿石有两个方案，其中 a 方案用于处理細粒产物的流程。如粗粒矿石則采用 6 方案。

第一段选出部分最終精矿和送往第二段再选的中矿的两段流程，如图 2-29 B 流程，是处理矿石中除了粗粒純磁鉄矿外，还含有均匀浸染在整个脉石中的較細磁鉄矿，选别这种矿石第一段不能得出最終尾矿，但可得出一部分高品位的精矿。

(三) 在第一段选出部分最終精矿、部分最終 尾矿和送往第二段再选的中矿的两段流程

图 2-29 r 是处理矿石具有下列条件的流程：

1. 磁鉄矿純淨而不含微細浸染的有害杂质矿物；

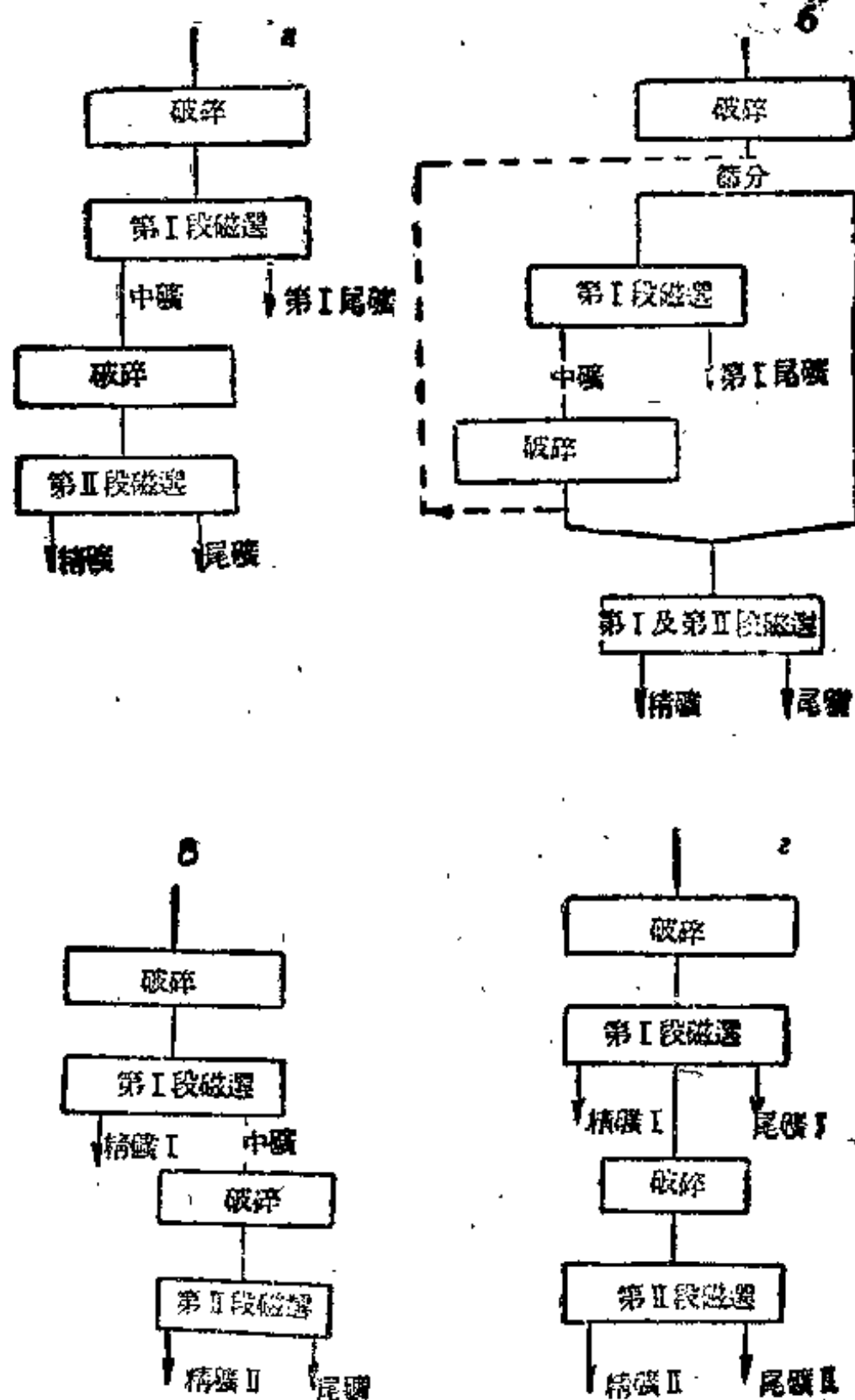


图 2-29 处理脉石未碎散而有用矿物以磁铁矿为主的两段磁选流程

2. 一部分磁鉄矿是浸染粒质較粗的；另一部分磁鉄矿是浸染較粗的集合体，这种集合体由細的磁鉄矿和細的脉石組成。該种矿石經粗碎后，粗粒純磁鉄矿被选为精矿，磁鉄矿和脉石的連生体是中矿，而完全沒有磁鉄矿的脉石是尾矿。

§ 9 錫矿和鎢矿的重力选矿流程的选择

錫矿床可以分为砂錫矿床和脉錫矿床。砂錫矿床是由原生的脉錫矿床經长期风化以来，其中的錫石和其他有用矿物多少已部分解离。

在工业上有价值的鎢矿物，以黑鎢矿和白鎢矿为主，白鎢矿在矿石中呈粗粒或細粒浸染，呈粗粒浸染用重选——浮选联合流程，呈細粒浸染的一般采用浮选处理。黑鎢矿浸染粒度較粗，因之适于重选，黑鎢矿另一特点是比較脆，在破碎磨矿过程中容易泥化，因之多采用阶段破碎和阶段选别的流程。

在处理錫砂矿和鎢砂矿时，粗选循环的流程包括：分散作业，篩分作业以及以跳汰或摇床、溜槽为主的选别作业，如图 2—30。

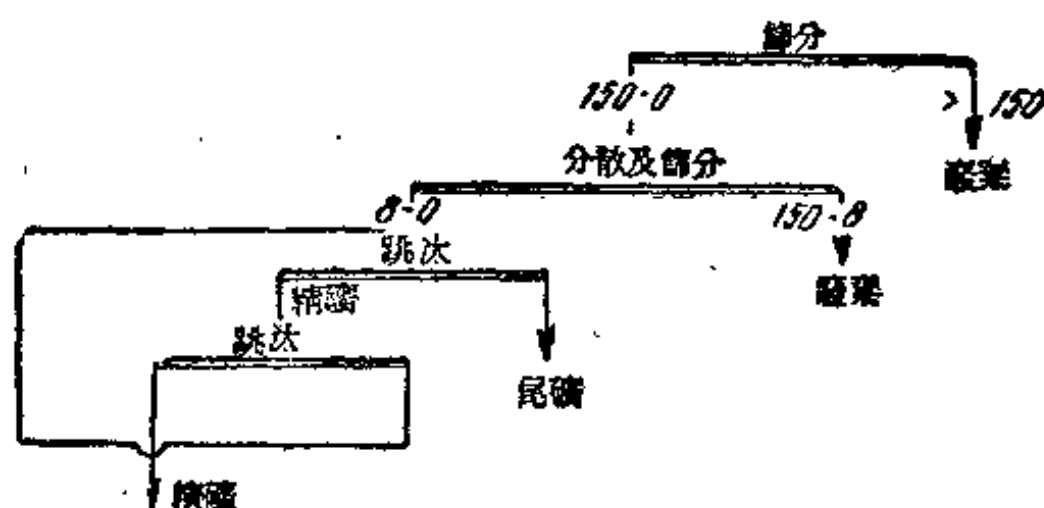


图 2—30 錫砂和鎢砂矿的选别流程

在精选錫石粗精矿时，常用摇床进行。鎢矿的精选流程，包括各种重力选矿以及磁选的作业。

錫、鎢原生矿石的选别很难用浮选使之与原矿所含的脉石分

开。因此，为了分出废弃尾矿，在粗选循环增设动力选别过程，设计这种工艺流程时，必须采取一切办法防止有用矿物的泥化，以减少金属的损失。通常用下述办法防止泥化：

1. 应用多段流程；
2. 在破碎和磨矿作业中主要采用按压碎原理工作的设备，特别在磨碎高品位产物时更应如此；
3. 在闭路磨矿中采用筛子和水力分收；
4. 在磨矿循环中添设跳汰机，按分离程度选出已单体分离的有用矿物和富连生体；
5. 随着跳汰过程的进行，快速而连续地排出跳汰机中的有用矿物。

除此之外，还应将进入跳汰过程的矿物很好地脱泥。在选矿厂生产能力很大时，用悬浮液选别方法处理粗粒矿物最为有效，在小型选矿厂中用水力跳汰过程最有利。矿泥则用自动排矿溜槽或矿泥摇床进行处理。但处理钨、钼、铁矿和锡石的最有前途的流程，是用重选处理粒状产物，而将矿泥和中矿用浮选处理后，供水冶的低品位精矿的流程。可采用浮选流程处理细粒浸染的钨、钼、铁矿矿石，但有时也可采用包括浮选及低品位精矿的水冶作业流程。

为了减轻泥化，细碎最好是在辊式破碎机中进行，然而，原矿和贫中矿作业实际上往往采用生产能力更大、运输更可靠的棒磨机。辊式破碎机仅用来破碎精选富中矿。棒磨机的过粉碎现象比短头圆锥破碎机大得多，为了防止泥化就尽量使一大部分的破碎工作由短头圆锥破碎机承担，而减少在棒磨机中磨矿。由此看来，干法破碎产物的粒度，以能保证分离大量废弃尾矿或部分需精选的低品位精矿为准。假如短头圆锥破碎机不能达到这种粒度，就应使最后一段干法破碎产物的粒度尽量减小(不大于6~8毫米)。

图2—31是粗粒不均匀浸染矿石的主要选别原则流程，流程中有3个循环：

1. 粗粒矿石选别循环，在该循环中用跳汰过程选出低品位精矿；

2. 粗选循环，包括水力分級、粗粒矿石的跳汰选别、細粒矿石的搖床（或高频率跳汰）选别和矿泥的溜槽选别过程；

3. 粗选尾矿的扫选循环，該循环包括的作业与粗选循环相同。大于2毫米的跳汰尾矿必須再磨到2毫米以下。磨矿应在与篩子成閉路的磨矿机中进行。这种流程的特征是細粒中矿采用水力分級和再磨，并且再磨过程在磨矿机与水力分級机和选矿机所构成的閉路循环中进行，从而解决了下列重要問題：

1) 保証粗砂部份的脫泥良好，以便于分出废弃尾矿，从而扩大了应用跳汰过程的可能性；

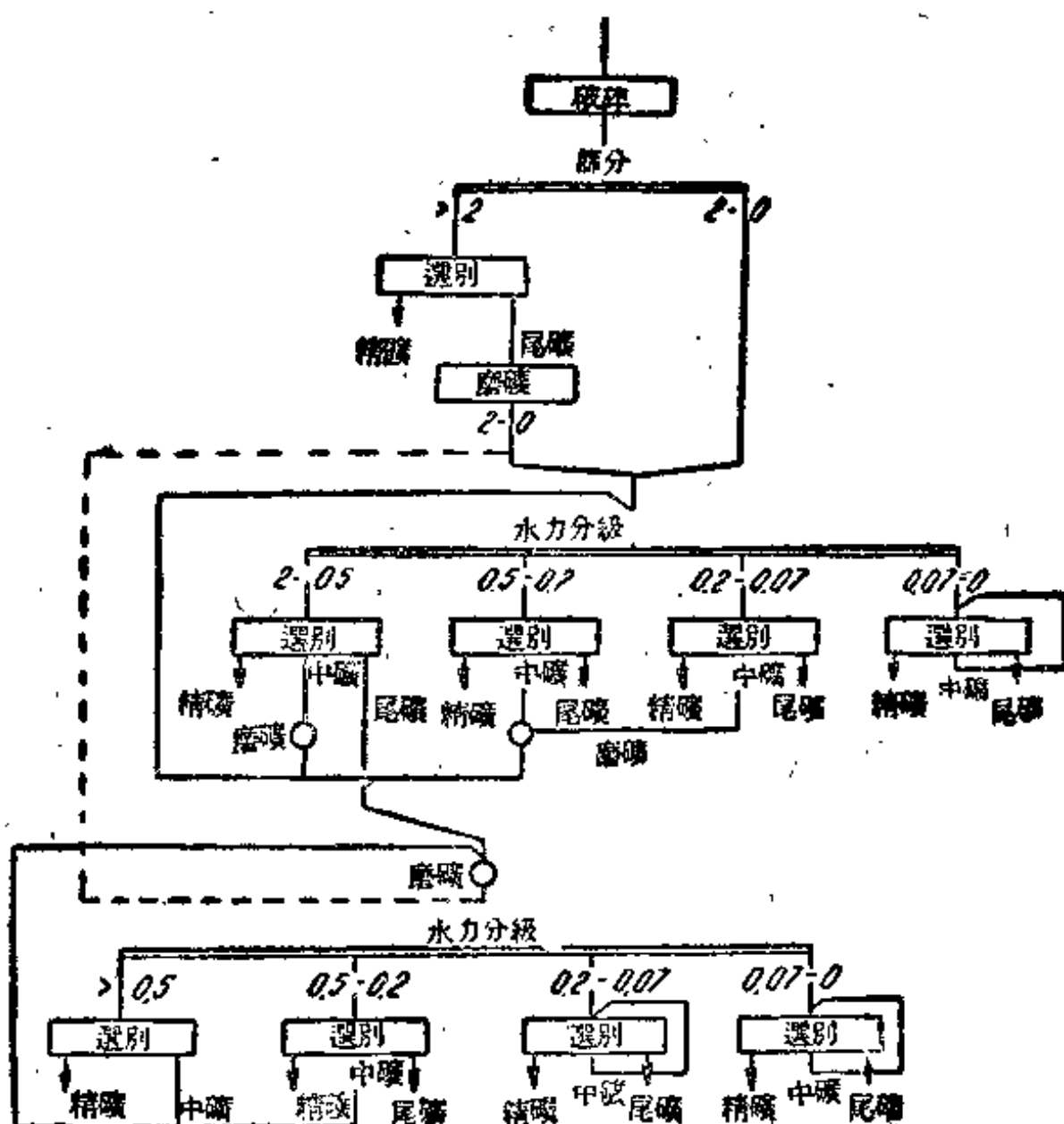


图 2—31 粗粒不均匀浸染錫石和鎢鐵礦的典型原則流程

2) 保証磨矿机給矿的脫泥良好和更完全地分出单体分离的矿粒和富連生体，以便最大限度地消除磨矿作业中泥化現象；

3) 可以不用細篩孔的篩子。

由于磨矿机是与高效率分級設備和选別設備成閉路工作，所以随着矿物的单体分离，可能由磨矿过程中連續地分出单体矿粒和富中矿，这就最大限度地运用了不过粉碎和尽量增多选別段数的原則。

§ 10 浮选流程的計算

电磁选矿流程和重力选矿流程与浮游选矿流程計算方法是一样的，且电磁选矿流程和重力选矿流程常成开路，而开路流程比閉路流程的計算簡單，因之只对浮选流程的計算加以討論。

計算流程的任务，是为了求出一切产物和作业的一系列指标也就是求出在性质上和数量上决定工艺过程特性的指标。这些指标包括产物的重量 Q 及产率 r ；有用成分的重量 P 、回收率 e 、 E 及有用成分的品位 β 。

供流程計算用的必需而充分的原始指标数目

随着要求的不同，流程的計算可根据一种成分进行，例如仅按固体重量来进行（破碎流程），也可根据数种成分来进行，如按固体重量和一种有用金属重量，或固体重量和两种有用金属的重量等进行。以后凡用于流程图計算的成分称为計算成分。

决定产物計算成分分配的各种指标，是用平衡方程式联系起来的，所以只要知道某几个原始指标，就可以进行流程的全部計算。設計用的原始指标，是根据研究工作的分析和选矿厂操作經驗的分析而确定的。当計算实际的选矿厂量流程时，原始指标系由取样得出。

量流程計算的任务，是要解决下列問題：

1. 确定計算全部流程所必要而充分的原始指标数目；
2. 选择原始指标；
3. 列出和解平衡方程式，以求出流程的其他指标。

計算实际选矿厂量流程时必须完成下列工作：

1. 决定必要而充分的取样地点数目，决定計算流程所需要的各試样量；
2. 取样和試样的化学分析；
3. 根据所得数据計算流程。

設量流程的計算成分数目为 C ，則对已知組成的一定矿石，只要知道 C 个指标，只要知道計算成分与任一对指标的关系，就可求出流程的任何一种产物的全部特征。例如，按两种成分——固体和有用金属計算单金属矿的量流程时，知道下列任何一对指标就可求出該流程中任何产物的全部特性： r_n, β_n ； r_n, ϵ_n ； r_n, P_n ； ϵ_n, β_n ； Q_n, β_n ； Q_n, ϵ_n ； Q_n, P_n ； P_n, β_n 。

如果知道原矿的品位和重量，就可根据上列任何一对指标算出該产物的其他任何指标。

如果計算流程中一切产物的全部特性所需要知道的工艺指标数目为 A ，則：

$$A = cn$$

式中 n ——流程中产物的数目；

c ——求出一种产物的全部特性所应知道的指标数目，即計算成分的数目。

如果根据选別流程所能列出的平衡方程数目为 B ，則計算全部流程需要知道的必要而充分的原始指标数目等于 $A - B$ 。

对每个作业，都可按每一計算成分列出一个平衡方程式，所以，整个流程所能列出的平衡方程式数目为：

$$B = ca$$

式中 a ——流程中的作业数目。

供計算流程用的必要而充分的原始指标数目是：

$$N = A - B = cn - ca; \quad N = C(n - a) \quad (2-21)$$

即，供計算整个流程用的必要而充分的原始指标数目，等于計算成分的数目，乘以流程的产物数目和作业数目之差。

流程的产物数目 n 包括：

1. 原矿；

2. 选别作业所得产物—— n_p ;

3. 混合作业所得产物—— n_c 。于是, $n = 1 + n_p + n_c$ 。

作业总数 a 包括各种选别作业 a_p 和混和作业 a_c :

$$a = a_p + a_c$$

由于每个混合作业只得到一种新的混合产物, 所以:

$$n_c = a_c$$

而 $n - a$ 将等于:

$$n - a = 1 + n_p + n_c - a_p - a_c = 1 + n_p - a_p$$

由上列各式得出:

$$N = C (1 + n_p - a_p) \quad (2-22)$$

公式(2-21)和(2-22)中的 N 已包括全部原始指标, 其中也包括原矿的指标。如果已知原矿的指标(矿石的重量和矿石中有用成分的含量), 则计算流程时必要而充分的原始指标数目就只包括被处理的产物, 而公式中产物的数目就应减少一个(原矿)。设 N_n 为只包括被处理的产物的必要而充分的原始指标数目, 则 N_n 等于:

$$N_n = C (n - 1 - a) \quad (2-23)$$

$$N_n = C (1 + n_p - 1 - a_p) = C (n_p - a_p) \quad (2-24)$$

即供已知原矿的流程全部计算用的必要而充分的原始指标数目, 等于计算成分的数目, 乘以选别产物数目与选别作业数目之差。

个别组成的数目 N_n

从流程计算的可能性来看, 原始指标的数目 N_n 可包括选别时应用的任何指标, 即: 产物重量、产率、产物中的有用成分重量、产物的品位、回收率、富矿比等。然而, 在计算流程和比较选别结果时, 采用相对数值 (r 、 β 、 ϵ) 比采用绝对数值 (Q 、 P) 方便些。例外的只是原矿, 对原矿应知道干矿重量 Q_1 和其他计算成分的含量。

假如流程仅用相对指标 (r 、 β 、 ϵ) 计算, 很明显, 单成分

的数目 N_{Σ} 的个别組成是：

$$N_{\Sigma} = N_r + N_s + N_o \quad (2-25)$$

式中 N_r ——計算流程时，作为計算用之原始指标的产物产率的数目；

N_s ——計算流程时，作为計算用之原始指标的产物含量的数目；

N_o ——計算流程时，作为計算用的原始指标的回收率的数目。

每个加工流程产物的产率可列出 a 个平衡方程式，产物中有用金属的回收率也可列出同样数目的平衡方程式。于是，为了不得出矛盾的联立方程式，必須保証下列条件：

$$N_r \leq n_{\Sigma} - a;$$

$$N_o \leq n_{\Sigma} - a_o$$

式中 n_{Σ} ——流程中产物的数目， $n_{\Sigma} = n - 1$ 。

以在数值上相等的 $n_p - a_p$ 代替 $n_{\Sigma} - a_o$ 。

经过换算， $n_{\Sigma} - a$ 可用 $n_p - a_p$ 代替，（因为 $n_{\Sigma} - a = n - 1 - a$ ，按公式(2-23)和(2-24)得知即为 $n_p - a_p$ ），即：

$$N_r \leq n_p - a_p;$$

$$N_o \leq n_p - a_p。$$

产率和回收率是简单的指标，因为产率和回收率中的任何一个都决定于一个計算成分的分配。

所以，作为流程計算的原始指标的任何計算成分的简单指标的数目，不能大于选别作业产物数目与选别作业数目之差。

所述矿石的含量指标 β ，是其余两个简单分配指标的函数；即：

$$\beta_o = \beta_1 \frac{\epsilon_n}{\gamma_n}。$$

所以，任何成分含量的原始指标最大数目，比該成分的产率指标或回收率指标的最大数目大一倍：

$$N_o \leq 2(n_p - a_p)。$$

由此可見，在处理单金属矿石（ $C = 2$ ）的场合，数目 N_{Σ} 及其个别組成应滿足下列条件：

$$N_{\Sigma} = C (n_p - a_p) = 2 (n_p - a_p) ; \quad (2-26)$$

$$N_r \leq n_p - a_p ; \quad (2-27)$$

$$N_s \leq n_p - a_p ; \quad (2-28)$$

$$N_s \leq 2 (n_p - a_p) 。 \quad (2-29)$$

由上类推，可得出有任意計算成分数目 C 的矿石的数目 N_{Σ} ，及其个别組成的数目应滿足的条件如下：

$$N_{\Sigma} = C \cdot (n_p - a_p) ;$$

$$N_{\Sigma} = N_r + N_s^I + N_s^{II} + N_s^{III} + N_s^{IV} + \dots + N_s^I + N_s^I + \dots + N_s^{c-1} + N_s^{c-1} ;$$

$$N_r \leq n_p - a_p ;$$

$$N_s^I \leq n_p - a_p ; \quad (2-30)$$

$$N_s^I \leq 2 (n_p - a_p) ; \quad (2-31)$$

$$N_r + N_s^I + N_s^I \leq 2 (n_p - a_p) 。 \quad (2-32)$$

选择供流程計算用的原始指标

在計算流程时，用相对指标比較方便，即选择产物产率、品位和回收率指标。选择原始指标时，应着重选择在选別操作中重要而稳定的指标。这类指标是精矿中的品位和回收率指标。而不选产率及尾矿中的品位作为原始指标。

矿石可选性試驗有开路和閉路之分，如試驗系按閉路进行則供計算用的原始指标，采用各作业的精矿对原矿的回收率和精矿品位（包括最終精矿）。如試驗系开路而設計閉路流程，則应采用最后精矿的品位和对原矿的回收率，各作出精矿的部分回收率作为原始指标。

根据上述原則选择原始指标（ $N_r = 0$ ）即能滿足所需的計算指标数目。

单成分矿石的量流程图计算顺序

流程计算顺序如下：

1. 按公式 (2-24) 定出供流程计算用的必要而充分的原始指标数目： $N_n = 2(n_p - a_p)$ ；

2. 按公式 (2-28) 定出可作为流程计算原始数值用的精矿的回收率指标的最大数目： $N_{\epsilon_{\text{最大}}} = n_p - a_p$ ；

3. 按公式 (2-25) 定出含量指标数目 N_r 作为原始指标，且应在 $N_r = 0$ 和 $N_r = N_{\epsilon_{\text{最大}}} = n_p - a_p$ 的条件下计算流程（其数目应少于规定的最大值），即：

$$N_n = N_r + N_{\epsilon} + N_{\beta} = 0 + N_r + N_{\epsilon} ;$$

$$N_r = N_n - N_{\epsilon} = 2(n_p - a_p) - (n_p - a_p) = n_p - a_p ;$$

4. 根据研究工作的分析和选矿厂的实际操作数据，决定流程中各作业精矿的原始指标 ϵ_n 、 E_n 和 β_n 的数值；

5. 列出并解平衡方程式，算出流程的所有其余产物的数值 ϵ_n （由于数目 N_r 常选最大值，则列出供计算 ϵ_n 的平衡方程式时，除了回收率指标外，不会得出其它数值）；

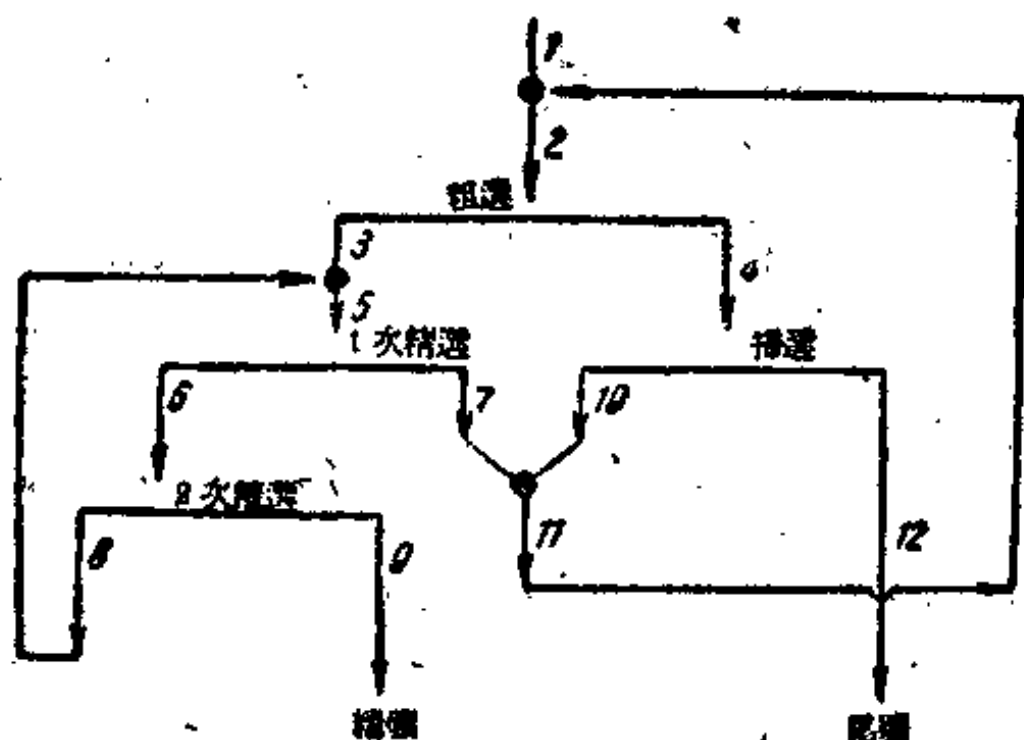


图 2-32 单金属矿石浮选量流程的计算

6. 根据公式 $r_n = \beta_1 \varepsilon_n / \beta_n$ 算出 β_n 数值已知的产物的产率;
7. 列出并解平衡方程式, 以计算流程的其余产物的产率 r_n ;
8. 按公式 $\beta_n = \beta_1 \varepsilon_n / r_n$ 算出流程的所有其余产物的含量, 即全部作业的尾矿的含量;
9. 按公式 $Q_n = Q_1 r_n$ 和 $P_n = P_1 \varepsilon_n$, 并利用平衡方程式算出流程所有产物的 Q_n 和 P_n 。

流程计算例题 计算图 2-32 所示的单金属矿石选别流程。在该流程中共有 7 个作业, 其中, 4 个为选别作业, 3 个为混合作业。流程中有 12 种产物, 其中一个是原矿, 其余 8 种产物由选别作业选出, 3 种产物由混合作业得出。计算按两个成分 (固体含量及有用金属) 进行。于是:

$$n = 12; n_p = 8; a = 7; a_p = 4; c = 2。$$

1. 按公式 (2-24) 求处理产物的必要而充分的原始指标数目

$$N_n = c (n_p - a_p) = 2 (8 - 4) = 8$$

对矿石来说, 可作为原始指标的有: 生产能力 Q_1 和金属含量 β_1 。根据开路流程试验, 选取下列各指标作为处理产物的原始指标: 最后精矿按原矿计算的回收率、各作业所产精矿的部分回收率及含量。各产物的产率不包括在原始指标数目内 ($N_r = 0$)。

2. 按公式 (2-28) 求回收率指标的最大数目:

$$N_{\text{最大}} = n_p - a_p = 8 - 4 = 4。$$

N_s 采用最大的数目为 4。

3. 按公式 (2-25) 求出含量指标数目:

$$N_n = N_r + N_s + N_s; \text{ 即 } 8 = 0 + N_s + 4; \therefore N_s = 4。$$

4. 根据研究工作结果的分析 and 选矿厂的实践取用的原始指标数值如下:

- 1) 最后精矿按原矿计算的回收率 $\varepsilon_9 = 90\%$;
- 2) 二次精选精矿的部分回收率 $E_9 = 92\%$;
- 3) 一次精选精矿的部分回收率 $E_8 = 90\%$;
- 4) 粗选精矿的部分回收率 $E_3 = 85\%$;
- 5) 最后精矿中的含量 $\beta_9 = 60\%$;
- 6) 一次精选精矿中的含量 $\beta_8 = 50\%$;
- 7) 粗选精矿中的含量 $\beta_3 = 40\%$;

8) 尾矿扫选精矿的含量 $\beta_{10} = 10\%$ 。

此外, 根据任务得知有关原矿的指标: 生产能力 $Q_1 = 2000$ 吨/班, 原矿含量 $\beta_1 = 10\%$ 。试解出表明每一产物的全部特性所需要的一切指标, 即:

τ 、 β 、 ϵ 、 Q 、 P 。

5. 求出对原矿计算的回收率:

$$1) \epsilon_6 = \frac{\epsilon_9}{E_9} = \frac{0.9}{0.92} = 0.978, \text{ 即 } \epsilon_6 = 97.8\%;$$

$$2) \epsilon_8 = \epsilon_6 - \epsilon_9 = 97.8 - 90 = 7.8\%;$$

$$3) \epsilon_5 = \frac{\epsilon_8}{E_8} = \frac{0.978}{0.90} = 1.087, \text{ 即 } \epsilon_5 = 108.7\%;$$

$$4) \epsilon_3 = \epsilon_5 - \epsilon_8 = 108.7 - 7.8 = 100.9\%;$$

$$5) \epsilon_7 = \epsilon_5 - \epsilon_6 = 108.7 - 97.8 = 10.9\%;$$

$$6) \epsilon_2 = \frac{\epsilon_3}{E_3} = \frac{1.009}{0.85} = 1.189, \text{ 即 } \epsilon_2 = 118.9\%;$$

$$7) \epsilon_{11} = \epsilon_2 - \epsilon_1 = 118.9 - 100 = 18.9\%;$$

$$8) \epsilon_4 = \epsilon_2 - \epsilon_3 = 118.9 - 100.9 = 18\%;$$

$$9) \epsilon_{10} = \epsilon_{11} - \epsilon_7 = 18.9 - 10.9 = 8\%;$$

$$10) \epsilon_{12} = \epsilon_4 - \epsilon_{10} = 18 - 8 = 10\%;$$

$$\text{校核: } \epsilon_{12} = \epsilon_1 - \epsilon_9 = 100 - 90 = 10\%。$$

6. 求产率。按公式 $\tau_n = \beta_1 \epsilon_n / \beta_n$ 求出含量及回收率。已知的产物 3、6、9、10 的产率。算出这些产率的数值是: $\tau_3 = 25.2\%$ 、 $\tau_6 = 19.6\%$ 、 $\tau_9 = 15\%$ 、 $\tau_{10} = 8\%$ 。

7. 按平衡方程式求出其余产物的产率:

$$1) \tau_8 = \tau_6 - \tau_9 = 19.6 - 15 = 4.6\%;$$

$$2) \tau_5 = \tau_3 + \tau_8 = 25.2 + 4.6 = 29.8\%;$$

$$3) \tau_7 = \tau_5 - \tau_6 = 29.8 - 19.6 = 10.2\%;$$

$$4) \tau_{11} = \tau_7 + \tau_{10} = 10.2 + 8 = 18.2\%;$$

$$5) \tau_2 = \tau_1 + \tau_{11} = 100 + 18.2 = 118.2\%;$$

$$6) \tau_4 = \tau_2 - \tau_3 = 118.2 - 25.2 = 93\%;$$

$$7) \tau_{12} = \tau_4 - \tau_{10} = 93 - 8 = 85\%。$$

$$\text{校核: } \tau_{12} = \tau_1 - \tau_9 = 100 - 15 = 85\%。$$

8. 求产物中的含量。

按公式 $\beta_n = \beta_1 \epsilon_n / \beta_n$ 可求产物 2、4、5、7、8、11 和 12 的含量。

计算流程的这些产物的含量应等于:

$$\beta_2 = 10.1\%; \beta_4 = 1.94\%; \beta_5 = 36.5\%; \beta_7 = 10.7\%;$$

$$\beta_8 = 16\%; \beta_{11} = 10.4\%; \beta_{12} = 1.18\%.$$

9. 按公式 $Q_n = 2000T_n$ 和 $\rho_n = 200\%$ 求出产物重量及产物中的金属重量。

这些计算结果均列于表 2—11 中。

量流程的形式

算出的量流程按一定表格登记并绘成图表表示(表 2—11)。

破碎和磨矿作业纪录可按相似方式作出, 但表格中的 5、6、7 三栏不必填写。

图 2—33 表示将量流程注入质流程中的质量流程图。

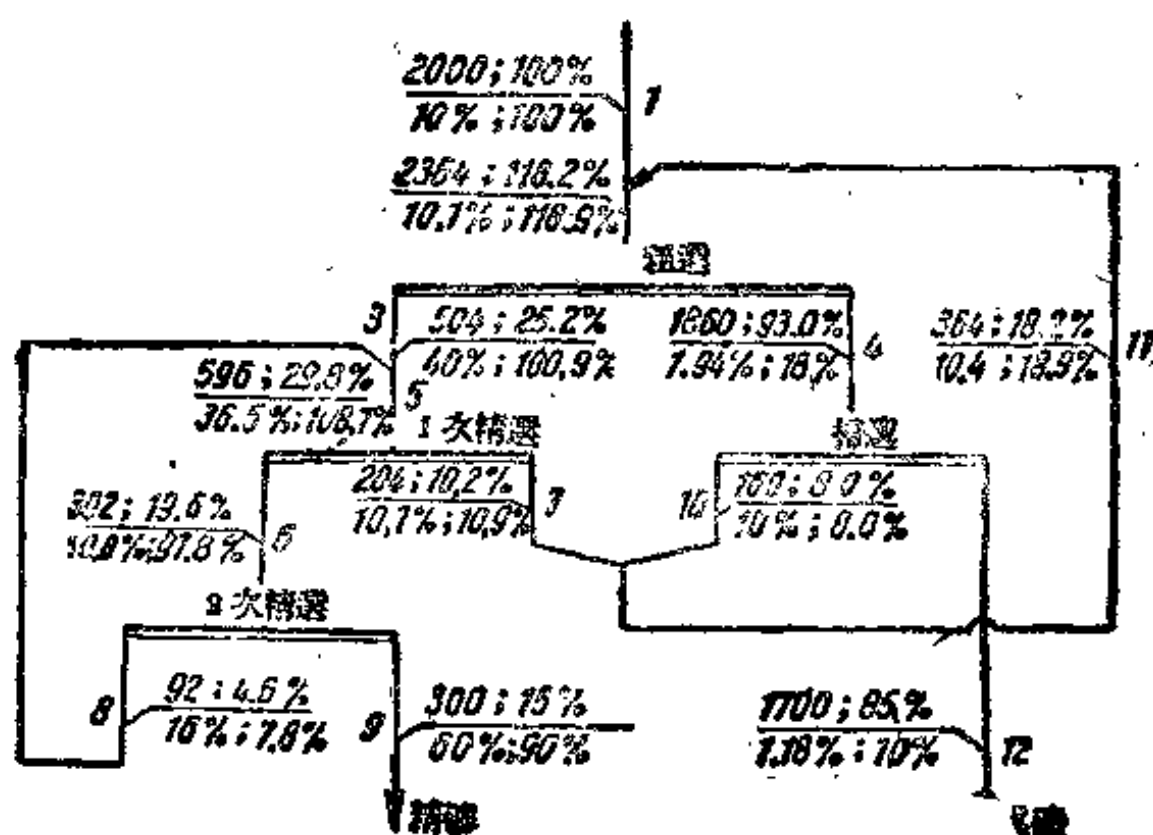


图 2—33 质量流程图

§ 11 矿浆流程的设计和计算

为了设计和计算矿浆流程, 对每一产物和每一作业需要确定下列因素:

選別作業量流程的記錄格式

表 2-1'

作業及產物 號碼	作業及產物名稱	Q (噸/班)	γ (%)	β (%)	ε (%)	P (噸/班)
1	2	3	4	5	6	7
I	粗 選					
	進入該作業產物:					
	1 分級機溢流 (矿石)	2000	100	10	100	200.0
	11 中礦返回	364	18.2	10.4	18.9	37.8
	共 計	2364	118.2	10.1	118.9	237.8
3	由該作業排出的產物:					
	4 粗選精礦	504	25.2	40	100.9	201.8
	粗選尾礦	1860	93.0	1.94	18.0	36.0
II	共 計	2364	118.2	10.1	118.9	237.8
	一 次 精 選					
	進入該作業產物:					
	3 粗選精礦	504	25.2	40	100.9	201.8
	8 二次精選尾礦	92	4.6	16	7.8	15.6
6	共 計	596	29.8	36.5	108.7	217.4
	由該作業排出的產物:					
	7 一次精選精礦	392	19.6	50.0	97.8	195.6
	一次精選尾礦	204	10.2	10.7	10.9	21.8
	共 計	596	29.8	36.5	108.7	217.4
9	二 次 精 選					
	進入該作業產物:					
	6 一次精選精礦	392	19.6	50	97.8	195.6
	由該作業排出的產物:					
	9 最后精礦	300	15	60	90.0	180
8	二次精選尾礦	92	4.6	16	7.8	15.6
	共 計	392	19.6	50	97.8	195.6
IV	掃 選					
	進入該作業產物:					
	4 粗選尾礦	1860	93.0	1.94	18.0	36.0
	由該作業排出的產物:					
	10 掃選精礦	160	8.0	10	8.0	16.0
12	最后尾礦	1700	85.0	1.18	10.0	20.0
	共 計	1860	93	1.94	18.0	36.0

1. 液体和固体的重量比;
2. 水量;
3. 矿浆体积;
4. 各作业中补加的水量, 或脱水作业时由各产物中分出的水量。茲采用下列符号:

R_n —— 各作业中或产物中液体和固体的重量比;

W_n —— 单位时间内各作业中或产物中的水量, 用吨或米³表示;

L_n —— 单位时间内补加到各作业中或产物中的水量, 吨;

S_n —— 产物的含水量, 以分数表示;

δ_n —— 产物中固体物质的比重;

V_n —— 单位时间内产物的矿浆容积, 米³ (符号右下角的数字 n 表示产物或作业的号码)。

于是将产生下列关系:

$$W_n = R_n \cdot Q_n; \quad R_n = \frac{W_n}{Q_n}; \quad (2-33)$$

$$R_n = \frac{S_n}{1 - S_n}; \quad (2-34)$$

$$S_n = \frac{R_n}{1 + R_n}; \quad (2-35)$$

$$V_n = W_n + \frac{Q_n}{\delta_n} = R_n \cdot Q_n + \frac{Q_n}{\delta_n};$$

$$V_n = Q_n \left(R_n + \frac{1}{\delta_n} \right). \quad (2-36)$$

每一作业要获得最高的选别指标, 就要有一定的液固比, 即要有一定的 R 值。矿浆流程的设计和计算的目的, 首先就是要保证获得各作业的最合适的 R 值。这可根据矿物可选性试验的分析和选矿厂实际经验的统计来确定。规定了 R 值以后, 在计算流程时 R 值就是原始已知量。因为任何产物的稀释度可以用产物中加水或使产物脱水等方法加以改变, 所以在一切选别作业中, 原

則上可能形成最合适的稀釋度。但是，增大 R 值很容易用加水来达到，但减小 R 值就需使用占面积很大的机械进行脱水。所以，只有在提高工艺指标的场合才在流程中采用中间产物的脱水作业。

如具有一定 R 值的产物进入任何一个作业，且从该作业中排出几种产物，则计算这种作业时，应该根据研究工作和现厂经验选用两个稀釋度中的一个稀釋度。

在许多加工作业中，有些产物的水分不可能调节。例如，在机械分级时便不能用简单的方法调整返砂的水份。在浮选作业中，在规定的精矿质量和规定的药剂制度下，精矿水分的调节范围不大。同样，对摇床精选、跳汰、洗矿、磁选等作业也是如此。在上述一切再选作业中，改变加工产物中的稀釋度，对精矿水分的影响较小；与此相反，对尾矿的稀釋度影响颇大。由举例中可以看出，从选别作业中排出的部分产物具有相当稳定的水分，或者规定的水分仅有很小的变动。所以，若把水分稳定的（即较精确的规定水分）产物的 R 值作为计算的基础，则矿浆流程计算中发生错误的可能性将是很小的。

为了顺利地实现某些工艺作业，不仅需要保证给矿中的最适合的液固比，还需供给一定的新鲜水量（例如在跳汰、摇床精选、洗矿、水力分级等等作业中所加入的新鲜水量）。每吨矿石所消耗的新鲜水的定额，也是计算流程时的原始指标。

因此，计算矿浆流程的原始指标可分为三类：

1. 各加工作业的最适合的 R 值；
2. 加工作业中排出的一部分稀釋度不可以调节的产物的 R 值；
3. 实现工艺作业所必需的单位新鲜水消耗量。

第一类和第二类的 R 值由研究工作和实际操作数据的分析结果来规定。这两类 R 值的差别在于：第一类的 R 值可以调节，所以能够根据我们的意图来选择；第二类的 R 值不可以调节，它应取用在设备的规定工作条件下实际所得的 R 值。

作业中和产物中的液固比及新鲜水的消耗上，随着被加工物料的性质和处理产物的要求而不同。所以，计算每一个具体条件下的矿浆流程之原始指标，应根据研究工作的结果和按照与加工原料性质相似的选矿厂之实际数据来确定。但可以用表 2—12 和表 2—13 数据作概略的计算。应用表 2—12 和表 2—13 时，必须遵守下列假设：

1. 对于比重大的矿物，给矿中和产物中的固体含量，应高于比重小的矿物；
2. 对于块状和粒状矿物，给矿和产物中的固体含量在多数情况下应高于粉状和泥状矿物；
3. 浮选有易浮矿物的富产品，泡沫产物中的固体含量应高于相反条件下泡沫产物中的固体含量；
4. 在跳汰和水力分级时，处理粗粒矿物所消耗之新鲜水量将大于处理细粒矿物的新鲜水量；
5. 洗矿用水的消耗，决定于矿石的可洗性。

矿浆流程的计算和示例：

矿浆流程的计算步骤可归结如下：

1. 根据研究工作和实际数据规定 R 值，各产物和各作业的水量消耗定额；
2. 用公式 $W_n = Q_n \cdot R_n$ ，决定已知 R 值的产物和作业中的水量，并且从量流程中选取 Q_n 值；
3. 按平衡方程式决定各作业的补给水量和各产物的补给水量；
4. 按公式 $R_n = W_n / Q_n$ 计算未知 R 值的作业和产物中的液固比；
5. 按公式 $V_n = Q_n (R_n + \frac{1}{\delta_n})$ 计算每一产物的矿浆体积。

例：计算图 2—34 所示的细磨浮选和脱水作业的矿浆流程。各产物的重量已由量流程的计算中求出（表 2—14）。

1. 根据研究工作和实际数据决定原始指标的数值（表 2—15）。

表 2-12

某些作业和选别产物中的固体重量的大約含量

作 业 和 产 物 的 名 称	固 体 含 量, %	
	作 业 的 中 給 矿	产物中
在棒磨机和球磨机中磨矿	65—80	—
磨到0.3毫米以下时, 分級机的溢流	—	28—50
磨到0.2毫米以下时, 分級机的溢流	—	25—45
磨到0.15毫米以下时, 分級机的溢流	—	20—35
磨到0.10毫米以下时, 分級机的溢流	—	15—30
耙式分級机的返砂	—	75—85
螺旋分級机的返砂	—	80—85
两段粗选流程的粗选作业	30—50	—
一段浮选流程时的粗选和两段浮选流程时的第二段粗选作业	20—35	—
浮选精矿的精选作业	15—30	—
粗选精矿	—	25—45
粗选尾矿的扫选精矿	—	25—35
精选作业的精矿	—	30—50
跳汰作业	15—30	—
用脱水提升机排出的跳汰产物: 1. 粗粒	—	85—90
2. 細粒	—	75—85
經吊車、排矿管和溢流堰排出的跳汰产物	—	30—50
搖床精选作业	25—35	—
搖床的重粒群 (即精矿)	—	40—60
搖床的中矿	—	30—45
水力分級机	30—50	—
水力分級作业的沉砂	—	20—50
傾斜槽洗机的洗选产物 (洗砂)	—	90—85
在过滤前浓缩金屬矿精矿时, 浓缩机的排矿	—	50—70
在过滤前浓缩煤泥时, 浓缩机的排矿	—	25—35
未經浓缩的浮选精煤的过滤作业	30—40	82—76
浓缩煤泥的过滤作业	25—35	80—76
离心脱水机分离出来的細粒精煤	85—82①	93—91
粗粒精煤在脱水仓中的脱水作业	93—91①	94—95
选煤厂的矿石在脱水仓中的脱水作业	70—82	84—89

① 经过脱水篩脱水作业后。

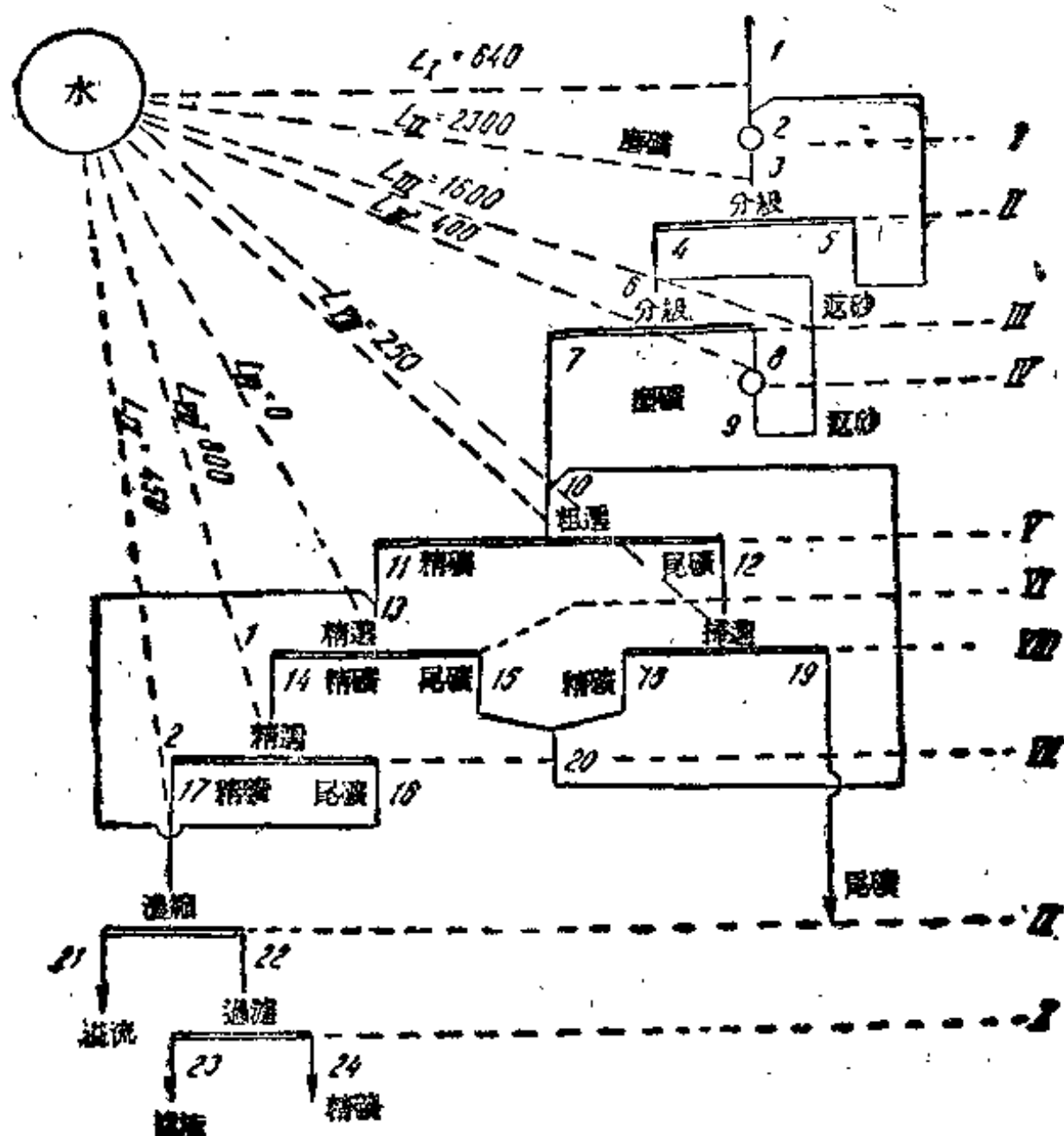


图 2-34 矿浆流程图

$$15) W_{18} = 200 \times 3.0 = 600 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$16) W_{19} = 300 \times 3.0 = 900 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$17) W_{20} = 300 \times 1.0 = 300 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$18) W_{24} = 300 \times 0.11 = 33 \text{ 米}^3/\text{昼夜}.$$

由流程中显然可知:

$$W_3 = W_1 = 1200 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$W_9 = W_{11} = 1600 \text{ 米}^3/\text{昼夜}.$$

3. 算出补给各作业中的水量和各产物的水量。

表 2-14

各产物的重量

产物编号	1	2	3	4	5	6	7	8
Q的重量, 吨/昼夜	2000	4000	1000	2000	2000	6000	2000	4000
产物编号	9	10	11	12	13	14	15	16
Q的重量, 吨/昼夜	4000	2400	500	1900	600	400	200	100
产物编号	17	18	19	20	21	22	23	24
Q的重量, 吨/昼夜	300	200	1700	400	0.0①	300	0.10	300

① 設脫水时沒有損失。

表 2-15

計算矿浆流程的原始指标

第一类 (必須保証的最合适的R值)		第二类 (不能調节的R值)	
$R_1 = 0.3$	$R_{II} = 4.0$	$R_1 = 0.03$	$R_{17} = 1.5$
$R_4 = 1.5$	$R_{II} = 4.0$	$R_5 = 0.25$	$R_{18} = 3$
$R_7 = 2.5$	$R_{II} = 3.0$	$R_8 = 0.30$	
$R_{II} = 0.4$	$R_{II} = 3.0①$	$R_{11} = 2.5$	
$R_Y = 3.0$	$R_{22} = 1.0$	$R_{14} = 2.0$	
	$R_{24} = 0.11$		

① 为便于用溜槽运输, 最終精矿稀至 $R_{II} = 3$ 。按作业 I 的水量平衡方程式求出 L_I :

$$1) W_1 + W_5 + L_I = W_I; \quad L_I = W_I - W_1 - W_5; \quad L_I = 1200 - 60 - 500 = 640 \text{ 米}^3/\text{昼夜}。$$

同样繼續計算 L 和 W :

$$2) L_{II} = W_4 + W_5 - W_3 = 3000 + 500 - 1200 = 2300 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$3) L_{II} = W_7 + W_8 - W_9 - W_4 = 5000 + 1200 - 1600 - 3000 = 1600 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$4) L_{II} = W_{II} - W_8 = 1600 - 1200 = 400 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$5) L_{II} = W_{II} - W_{14} = 1600 - 800 = 800 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$6) W_{16} = W_{II} - W_{17} = 1600 - 450 = 1150 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$7) L_{II} = W_{II} - W_{II} - W_{16} = 2400 - 1250 - 1150 = 0 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$8) W_{15} = W_{II} - W_{14} = 2400 - 800 = 1600 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$9) W_{20} = W_{15} + W_{18} = 1600 + 600 = 2200 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$10) L_{\Sigma} = W_{\Sigma} - W_7 - W_{20} = 7200 - 5000 - 2200 = 0 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$11) W_{12} = W_{\Sigma} - W_{\Sigma} = 7200 - 1250 = 5950 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$12) L_{\Sigma} = W_{\Sigma} - W_{12} = 5700 - 5950 = -250 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

L_{Σ} 之值是負的，这就是說，所研究的作业中有多余的水量，不需要补給水，反而要排出一部分水。如考虑到該作业的多余水量不大而对矿浆浓度影响不大时，則产物12的浓缩可以不再进行。

这时， $W_{\Sigma} = W_{12} = 5950 \text{ 米}^3/\text{昼夜}$ ，作业12的液固比将等于：

$$R_{\Sigma} = \frac{5950}{1900} = 3.13,$$

令 $R_{\Sigma} = 3.0$ 代替 3.13。

$$13) W_{19} = W_{\Sigma} - W_{18} = 5950 - 600 = 5350 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$14) L_{\Sigma} = W_{\Sigma} - W_{17} = 900 - 450 = 450 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$15) W_{21} = W_{\Sigma} = W_{22} = 900 - 300 = 600 \text{ 米}^3/\text{昼夜};$$

$$16) W_{23} = W_{22} - W_{24} = 300 - 23 = 267 \text{ 米}^3/\text{昼夜}。$$

如此，所有的 L 和 W 值都可以这样算出。

R_{Σ} 值按公式 (2-33) 計算，而矿浆的体积按公式 (2-36) 計算。

为了决定矿浆的体积，除了需要知道 Q_{Σ} 和 R_{Σ} 外，还需要知道产物中固体物质的比重 δ_{Σ} 。选別作业的产物比重不是一定的。但因固体的体积通常比矿浆的体积小得多，所以当計算 V_{Σ} 时，在大多数的情况下可认为固体比重为常数，这就可以达到足够的精确度。

采用了不正确的比重，計算矿浆体积所引起的相对誤差如下：

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{\Delta \delta}{(\delta + \Delta \delta)(R\delta + 1)},$$

式中 δ —— 固体的真比重；

$\Delta \delta$ —— 采用的固体比重和真比重之差；

R —— 产物中的液固比。

若 $\delta = 3$ ， $\Delta \delta = 1$ 和 $R = 3$ ，則

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3 + 1)(3 \times 3 + 1)} = \frac{1}{40} \text{ 或 } 2.5\%。$$

这就是說，在比重上的誤差为 33% 时，計算矿浆体积所引起的誤差总共不过 2.5%。

若 $R = 7$ ，其他条件同上，則誤差較大：

$$\frac{\Delta V}{V} = \frac{1}{(3+1)(1+3 \times 1)} = \frac{1}{16}, \text{或} 6.2\%.$$

矿浆流程图的形式： 矿浆流程可列成表，表的形式和繪量流程时所用的一样。

在表 2—16 中列有粗选的记录（产物的比重等于 3）。

表 2—16

矿泥流程的记录示例

产 物 和 作 业 号	作业和产物名称	Q (吨/昼夜)	R	W (米 ³ /昼夜)	V (米 ³ /昼夜)
V	粗 选				
7	进入該作业的产物：				
20	分級机溢流	2000	205	5000	5667
	混合中矿	400	5.5	2200	2333
	新鮮水	—	—	0.0	0.0
10	共 計	2400	3.0	7200	8000
	由該作业排出的产物：				
11	精矿	500	2.5	1250	1417
12	尾矿	1900	3.13	5950	6583
10	共 計	2400	3.0	7200	8000

其余的作业也按这种方法记录，矿浆流程表示方法，可按质量流程图形式表示。

§ 12 水量平衡及选矿厂需要的总水

量和新鮮水量的决定

有了矿浆流程就可以編制选矿厂的总水量平衡和新鮮水量平衡。显然，进入过程中的总水量应等于由各最終产物中排出的总水量。所以，总水量平衡用下列等式来表示：

$$W_1 + \Sigma L = \Sigma W_n, \quad (2-37)$$

式中 W_1 ——矿石中帶入的水量；

ΣL ——补加在处理过程中的总水量；

ΣW_k ——最终产物处理过程中排出的总水量。

表 2—17 中所列的是为了计算矿浆流程的总水量平衡。

表 2—17

某选矿厂中的总水量平衡

进入过程的水量, 米 ³ /昼夜	由过程中排出的水量, 米 ³ /昼夜
原矿带入的水量 W_1 60	尾矿中带出的水量 5350
进入第一段磨矿中的水量 L_I 640	浓缩机溢流中排出的水量 600
进入第一段分级过程中的水量 L_{II} 3300	滤液中的水量 267
进入第二段分级过程中的水量 L_{III} 1600	精矿中带出的水量 33
进入第二段磨矿中的水量 L_{IV} 400	
进入第二精选段的水量 L_{IIII} 800	总计排出 6250
进入最终精矿的水量 L_V 450	
总计进入 $W_1 + \Sigma L$ 6250	

由方程 (2—37) 可知, 选矿厂中的水量总消耗为:

$$\Sigma L = \Sigma W_k - W_1; \quad (2-38)$$

对于上列表中的情况说来:

$$\Sigma L = 6250 - 60 = 6190 \text{ 米}^3/\text{昼夜}。$$

如选矿厂利用回水, 则新鲜水量的消耗等于总消耗水量和返回水量之差:

$$L_{\text{新鲜}} = \Sigma L - \Sigma W_{\text{返回}}; \quad L_{\text{新鲜}} = \Sigma W_k - W_1 - \Sigma W_{\text{返回}}。 \quad (12-39)$$

式中 $L_{\text{新鲜}}$ ——选矿厂的新鲜水消耗量;

$\Sigma W_{\text{返回}}$ ——总的返回水量。

其余的符号同前。

就上例而论, 在利用浓缩机的溢流 (产物 21) 和滤液 (产物 23) 作返回水的条件下, 新鲜水量的消耗将等于:

$$L_{\text{新鲜}} = \Sigma W_k - W_1 - (W_{21} + W_{23}) = 6250 - 60 - (600 + 267)$$

5323米³ 昼夜。

上列一切計算是求出工艺中所需要的水量。选矿厂的总需水量，还要包括洗刷地板，洗滌設備（在該設備突然停工的情况下）和其他需要所消耗的水量。在設計时，所采用选矿厂消耗的总水量通常比工艺所需水量多10~15%。

第三章 主要設備的選擇和工藝計算

§ 1 選礦廠設備選擇和工藝計算的一般原則

選擇設備時，必須解決三個主要問題：

1. 選擇設備的型式；
2. 根據設備的尺寸及工作條件求出生產能力；
3. 按技術經濟條件決定合理的設備尺寸，從而定出設備數目。

在選擇設備時，通常不選擇電動機，因設備出廠時附有電動機，或已經指明了應選用的電動機的容量、型式等。但運輸機是例外的，因運輸機所需容量隨生產能力、提升高度、運輸機長度不同而有很大變化。

設計過程中，有很多場合在同一工序中可能採用幾種不同型式的機械設備。在這種情況下，就涉及到需要決定設備型式問題，根據各種型式設備的技術經濟評價，進行正確的選擇。進行設備選擇時，必須考慮到礦石特性、規定產品的質量標準、生產能力、工作的可靠性、基建費及經營費、設備配置條件及其他因素。在選擇上起着決定作用的是：與設計廠條件相似的現廠使用設備所積累的实际資料的計算、分析以及預先進行的工作的結果。

設備生產能力通常與很多因素有關。這些影響生產的因素，在某些設備可以包括在理論計算公式之內，但對某些設備又難以包括。即或理論公式能包括影響生產能力的因素，但一些設備所用的理論公式，是建立在過程的理論條件下和僅僅考慮影響過程的主要因素，因之計算所得數據也是近似的。但這不能認為理論公式沒有用，因它指出生產能力隨那些主要因素改變和理論公式中所考慮的各個因素是如何起作用的，其作用方向如何。這樣看來，理論公式指出如何按我們所需要的方向去影響選礦過程這一

点，具有非常重大的意义。此外在用理論公式計算虽不精确，但給予有根据的修正仍能計算出比較精确的生产能力。

可以使用各种方法計算选矿設備的生产能力，最常用的計算方法有：理論公式；經驗公式；按单位負荷定額；按电能单位消耗定額；按矿石在設備中的停留時間，按产品目录及手册資料进行。

需要設備的数目决定于选定設備的規格大小。应用小型設備，数月多，所需建筑面积也要增多，因而增加管理和检修工作的困难。采用大型設備，就要增加厂房的高度和起重运输設備的起重能力，并且每台机器停工时会影响較大的生产能力。因此設計时要确定恰当的設備規格。在大多数情况下，設備規格的大小，只决定于工艺方面的要求。例如，选择第一段碎矿机时，不仅生产能力是一个决定因素，且原給矿最大块也起决定作用。如果依原給矿最大块选一台顎式破碎机有一定剩余的生产能力，这时也不会采用安装几台小型顎式碎矿机的方案。

浮选中的粗选和扫选作业，总槽数不得少于 $6 \sim 8$ 个，而在精矿的每一精选作业中，槽数不得少于 $1 \sim 2$ 个。在某些情况下，单纯根据上述条件选定浮选槽尺寸。但在另外一些情况下，由于厂房面积的限制，又要扩大生产能力，只得安装大型設備。

根据工艺条件既可安装大型設備，又可安装小型設備时，只能根据几种方案的技术經濟比較来正确的选择設備尺寸和数目。作比較的主要指标是設備总重量、設備电动机总容量、設備总价格、車間需要的面积和体积。

在决定設備台数时，涉及到备用設備和設備負荷系数的問題。苏联选矿研究設計院經過研究，建議碎矿采用二班工作制，同时破碎机的負荷系数不得超过 75% ，如果破碎車間三班工作，則中細破碎机需要有备用設備，每 $2 \sim 3$ 台破碎机应备用一台，每 $3 \sim 4$ 台篩子要备用一台。又如，选矿生产能力較大，过滤与干燥車間与选矿車間同时进行工作，为了不使主要車間受到限制，在过滤車間，每 $3 \sim 4$ 台过滤机需备用一台。但在我国的情

况下，一般的不采用备用设备，并对设备的负荷系数作如下的规定：粗碎机不低于80%，中碎细碎机不低于90%。当来矿粒度较大，而破碎车间的规模又很小时，粗碎机可根据来矿最大块选择，选择之后可能低于上述规定的负荷系数。磨矿设备负荷系数不低于95%。精矿的过滤和干燥应设有备用的能力。在黑色金属选矿厂，过滤设备的备用系数不低于20%；有色金属选矿厂一般不设备用过滤机，但如生产上确须备用时，可依需要而设置。

在选矿车间和脱水车间中运送产品的砂泵，每一台备用一台或两台备用一台。

§ 2 粗碎、中碎和细碎设备的选择和工艺计算

破碎机的型式与尺寸的选择，是根据矿石的物理性质，破碎机的配置条件，生产能力及破碎产物粒度要求而定。矿石的物理性质是指矿石的坚硬性、粘性、粘土含量、水分及最大块的大小。矿石的硬度是根据矿石的抗压强度而定。抗压强度小于400公斤/厘米²的，是软矿石；400~800公斤/厘米²的是中硬矿石；超过800公斤/厘米²的是硬矿石。依普氏硬度系数分： $f = 1 \sim 5$ 的系软矿石； $f = 5 \sim 10$ 为中硬矿石； $f = 10 \sim 20$ 为硬矿石。

处理中硬矿石及硬矿石第一段破碎作业采用颚式破碎机或旋回破碎机。在破碎粒度符合设计要求的前提下，选定的破碎机首先要保证所需的处理能力及保证能够给入最大的矿块，给矿最大块为破碎机给矿口宽度的80~85%。选择第一段破碎机时需要按设备容量、价格及设备配置是否方便等方面进行技术经济比较，确定选择那种破碎机。

当给矿口宽度相等时，旋回破碎机的生产能力是颚式破碎机的生产能力的2.5~3倍。当原矿粒度很大而要求生产能力不高时，宜采用颚式破碎机，如条件相反，采用旋回破碎机比较合理。

在选择破碎机型式除了上述之外，也应考虑下述条件：颚式破碎机构造简单，易于修理，工作可靠，运输方便，制造成本低，

破碎比較大，所占高度小，适于破碎粘性矿石。另一方面，它要求給矿均匀，因此必須安裝給矿机。顎式破碎机不适于破碎板状矿石。旋迴破碎机破碎单位重量矿石消耗能量小，生产能力强，沒有很大的負荷变动，产物粒度較均匀，生产单位重量矿石成本較低。其缺点是构造比顎式破碎机复杂，制造与投資費較高，机体高，厂房投資大，在破碎同样块度矿石时，机体重量和体积都要比顎式破碎机大，因此，运输較比困难。

如果在选择粗碎設備时經技术經濟比較之后，并不如顎式破碎机优越多少时，則必須采用顎式破碎机。

中硬及硬矿石的中碎和細碎作业，一般都是采用圓錐破碎机，中碎一般采用标准型圓錐破碎机，細碎采用短头型圓錐破碎机。

表 3—1

中心排矿旋迴破碎机的技术规格

給矿口宽度 (毫米)	排矿口调节 范围 (毫米)	給矿块最大 尺寸 (毫米)	各种排矿口 宽度时生产 能力 (吨/时)	电动机的轉 数 (轉/分)	电动机功率 (瓩)	碎矿机重量 (电动机不 在內) (吨)
500	75	400	170	590	130	38.1
700	130	550	300	735	145	79.3
900	160	750	500	735	180	139.9
1200	180	1000	1000~1100	585	310; 350	218

目录中所載破碎机生产能力是指假比重 1.6 吨/米³ (真比重为 2.65 吨/米³) 时的生产能力。

破碎机的生产能力按下式計算：

$$Q_{\delta} = Q_{\kappa} \frac{\delta}{2.65} \quad (3-1)$$

式中 Q_{δ} ——矿石比重为 δ 时破碎机的生产能力；

Q_{κ} ——产品目录上的破碎机的生产能力 (破碎中硬矿石时)。

顎式破碎机的生产能力也可以用下式計算：

颚式破碎机的技术规格

给矿口尺寸(毫米)		给矿最大 粒度 (毫米)	排矿口调节 范围 (毫米)	各种排矿口 宽度生产能力 (吨/时)	电动机转 数 (转/分)	电动机功 率 (瓩)	外形尺寸(毫米)			碎矿机重量 (电动机不 在内) (吨)
宽	长						长	宽	高	
900	1200	650	150~200	140~200	170	110	4565	3760	2700	60.5
1200	1500	850	200~250	250~350	130	180~200	5580	4450	3840	142.8
1500	2100	1100	250~300	400~500	100	230	6600	5700	4270	214.0

单肘型颚式破碎机

175	250	150	45~13	6.4~1.6	330	10	950	950	1000	1.25
250	400	215	80~20	22.4~5.6	275	20	1400	1300	1450	2.6
400	600	340	100~40	35.0~13.6	250	28	1650	1750	1550	6.0
600	900	510	200~75	190.0~56.0	250	80	2250	2300	2450	16.0
120	600	100	40~12	12.8~4.0	350	14	1200	1500	1700	3.0
250	900	215	80~20	48.0~9.6	275	28	1400	2100	1350	5.9

$$Q = K \cdot q_0 \cdot L \cdot e \cdot r_0 \quad (3-2)$$

式中 Q ——破碎比重为 δ 的矿石时的破碎机生产能力，吨/小时；

q_0 ——破碎机排矿口单位面积上，以体积计算之单位生产能力，米³/米²（当处理硬矿石时 q_0 平均为 340 米³/米²）；

K ——被破碎矿石的硬度系数；

破碎硬矿石 $K = 1$ ；

破碎中硬矿石 $K = 1.25$ ；

破碎软矿石 $K = 1.5$ 。

L ——矿石通过的排矿口长度，米；

e ——排矿口的宽度，米；

r ——矿石的假比重，吨/米³。

侧面排矿旋迴破碎机又可依下式计算：

给矿口宽度为 1500 毫米的旋迴破碎机的生产能力：

$$Q_{1500} = qe \frac{r}{1.6} = 10e \frac{r}{1.6} \quad (3-3)$$

Q_{1500} ——给矿口为 1500 毫米的旋迴破碎机在处理矿石假比重为 r 时的生产能力，吨/时；

q ——给矿口为 1500 毫米的旋迴破碎机排矿口单位长度的生产能力（破碎矿石假比重 1.6 吨/米³时），吨/毫米；

e ——排矿口宽度，毫米；

r ——被破碎矿石的假比重，吨/米³。

给矿口宽度为 1200 毫米的旋迴破碎机的生产能力：

$$Q_{1200} = 5.9e \frac{r}{1.6} \quad (3-4)$$

给矿口宽度为 900 毫米的旋迴破碎机的生产能力：

$$Q_{900} = 3.3e \frac{r}{1.6} \quad (3-5)$$

給矿口寬度为 700 毫米的旋迴破碎机的生产能力:

$$Q_{700} = 2.7e \frac{\tau}{1.6} \quad (3-6)$$

給矿口寬度为 500 毫米的旋迴破碎机的生产能力:

$$Q_{500} = 2.5e \frac{\tau}{1.6} \quad (3-7)$$

中心排矿的旋迴破碎机的生产能力;也可按上式計算,但公式中之 q 值是按破碎机錐体直径和錐体每分钟摆动数而变化。当給矿口为 1200 毫米活动錐体直径为 1.8 米,每分钟摆动数为 100 次則 $q = 5.8$ 吨/毫米;

$$\text{則} \quad Q_{1200} = 5.8e \frac{\tau}{1.6} \quad (3-8)$$

如給矿口为 900 毫米活动錐体直径为 1.55 米,每分钟摆动数为 125 次,則 $q = 3.3$ 吨/毫米。

$$\text{即} \quad Q_{900} = 3.3e \frac{\tau}{1.6} \quad (3-9)$$

目录中的处理能力是指假比重为 1.6 吨/米³ (真比重为 2.65 吨/米³) 时的生产能力。

中碎和細碎圓錐破碎机亦按公式 (3-1) 計算其生产能力。但标准圓錐破碎机的生产能力又可按下式計算:

$$Q = Ke \frac{\tau}{1.6} \quad (3-10)$$

式中 Q ——处理假比重为 τ 的矿石的生产能力, 吨/时;

K ——系数, 对于 $\phi = 2100$ 毫米而言 $K = 14$;

$\phi = 1650$ 毫米时 $K = 7.7$;

$\phi = 1200$ 毫米时 $K = 3.5$;

$\phi = 2200$ 毫米时 $K = 15.6$ 。

e ——排矿口寬度, 毫米;

τ ——被处理物料的假比重, 吨/米³。

表 3-3

中碎及細碎圓錐破碎机的技术规格

	破 碎 机 的 型 式										
	标 准 型					中 型		短 头 型			
机头的底部直径(毫米)	900	1200	1650	2100	2200	900	1200	1650	1200	1350	2100
给矿口的宽度(毫米)	115	170	250	350	300	75	115	215	60	55	75
传动轴的轉数(轉/分)	735	735	735	485		735	735	725	735	735	485
电动机的容量(瓩)	40	50~60	110~130	200~230	260~280	40	80	110	60	110~130	200~230
破碎机的重量(电动机不在內)(吨)	4.47	24.8	38.9	63.6	82	9.88	17.7	38	0.92	39.5	664
最大零件的重量(吨)		5.45	7.4	15.0						7.4	15.0
不同排口宽度的生产能力(吨/时)											
5 毫米						19				32	60
8 毫米						27	42	90	54	96	160
10 毫米						33	56		68	122	215
13 毫米						40	72		90	158	270
15 毫米	50					50	84		105	175	290
20 毫米	62	110				62	110				
25 毫米	72	135	220								
30 毫米	77	150	360	500	450		135	260			
40 毫米	82	162	315	600							
45 毫米	84	165	330	650							
50 毫米	86	168	345	700							
55 毫米			360	750							
60 毫米			400	800	1000						

目录中的处理能力是指假比重为 1.6 吨/米^3 (真比重为 2.65 吨/米^3) 时的生产能力。

短头圓錐碎矿机的生产能力亦可用上述公式計算, 只是其中的系数 K 之数值不同。

当 $\phi = 2100$ 毫米时 $K = 28$;
 $\phi = 1650$ 毫米时 $K = 15.4$;
 $\phi = 1200$ 毫米时 $K = 7.0$;
 $\phi = 2200$ 毫米时 $K = 31.2$ 。

如短头破碎机与筛子成闭路工作时，应根据预先筛分的筛上级别重量，计算破碎机的生产能力。因此当采用预先筛分与检查分合一作业时，为了确定短头圆锥破碎机的生产能力，必须把流程展开如图 3—1 之 6 并按产物 4' 的重量来计算破碎机的生产能力。

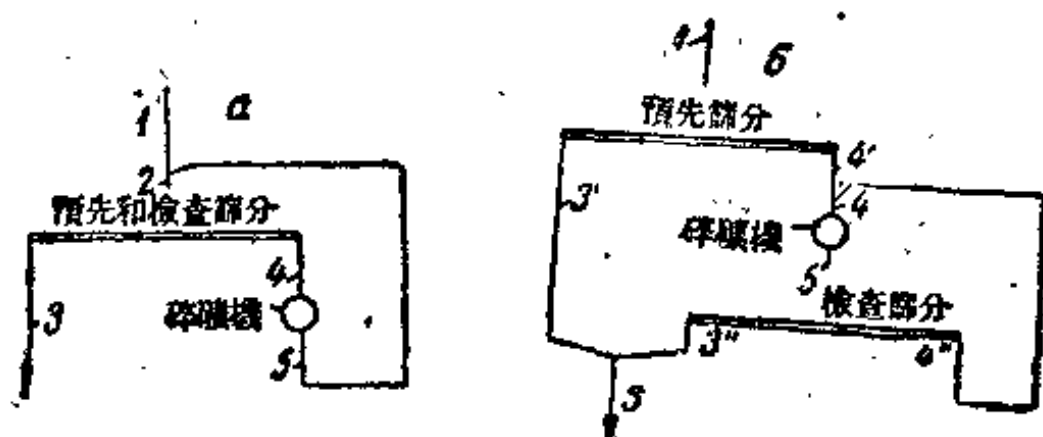


图 3—1 预先筛分子检查筛分合一时与分开时的破碎筛分闭路循环

§ 3 筛分设备的选择和工艺计算

筛分设备的选择

选择筛子型式的原始条件是：要求筛下级别最大粒度、筛分效率、原矿的含水量及含泥量、要求的生产能力、筛子的结构特性等。

固定棒条筛一般是用在粗碎及中碎之前。其筛分效率很低，在60~70%左右。筛孔小时易堵塞，故一般其筛孔尺寸不小于50毫米。其优点是构造简单，价格便宜。

振动筛振动次数高，能保证矿石很好的跳动，矿石能迅速的分层并能大大的减轻矿石塞孔。筛分效率高，一般在85~95%，但构造复杂，坚固性差一些，适用于中细矿石的筛分。

振动筛的型式有偏心振动筛，惯性筛，电振筛，可是目前金属矿石筛分几乎都是采用自定中心式振动筛，特别是新建的选矿厂。

篩分設備生產能力計算

篩子的生產能力由下列因素所決定：礦石中粗粒級別細粒級別及難篩級別的含量；篩孔尺寸；篩分效率；表面水含量；粘土含量；礦石比重；礦粒形狀；篩網的有效面積；篩孔形狀；篩子的運動性質；篩子給礦方式；給礦均勻程度以及給礦層厚度等。

固定棒條篩生產能力的計算：

$$F = \frac{Q}{2.4 \times a} \quad (3-11)$$

式中 F ——棒條篩的面積，米²；

Q ——按給礦量計算的篩子的生產能力，噸/時；

a ——棒條間的寬度，毫米。

同時要求篩子的寬度超過給礦最大塊直徑的 2 ~ 3 倍，以防止堵塞篩子。

$$\text{即 } B = (2 \sim 3) D_{\text{最大}} \quad (3-12)$$

式中 B ——篩子寬度；

$D_{\text{最大}}$ ——給礦最大塊直徑。

篩子的長度一般采用大於篩子寬度的一倍。即 $L = 2B$
振動篩生產能力計算：

$$Q = F \times q \times r \times K \times L \times m \times n \times O \times P, \quad (3-13)$$

式中 Q ——篩子的生產能力，噸/時；

F ——篩子的工作面積，米²；

q ——1米²篩面平均生產能力，米³/時；

r ——篩分礦石的假比重，噸/米³。

K 、 L 、 m 、 n 、 O 、 P 修正係數見表 3-5

單層篩面的有效工作面積：

$$F = 0.85 BL, \quad (3-14)$$

式中 B ——篩框的寬度，米；

L ——篩框的長度，米。

雙層篩的生產能力，既要按上層篩網計算，也要按下層篩網

表 3-4

每一平方米牆面的平均生产能力

篩孔尺寸(毫米)	0.16	0.2	0.3	0.4	0.6	0.8	1.17	2.0	3.15	5
q (米 ³ /米 ² ·时)	1.9	2.2	2.5	2.8	3.2	3.7	4.4	5.5	7.0	11
篩孔尺寸(毫米)	8	10	16	20	25	31.5	40	50	80	100
q (米 ³ /米 ² ·时)	17	19	25.5	28	31	34	38	42	56	63

表 3-5

振动筛计算生产能力的修正系数

系数	系数的条件	筛分条件及系数的数值										
K	细粒影响	给矿中尺寸小于筛孔之半的颗粒的含量 (%) K 值	0 0.2	12 0.4	20 0.6	30 0.8	40 1.0	50 1.2	60 1.4	70 1.6	80 1.8	90 2.0
L	粗粒的影响	给矿中过大颗粒的含量 (%) L 值	10 0.94	20 0.97	25 1.00	30 1.03	40 1.09	50 1.18	60 1.32	70 1.55	80 2.00	90 3.56
m	筛分效率	筛分效率 (%) m 值	40 2.3	50 2.1	60 1.9	70 1.6	80 1.3	90 1.0	92 0.9	94 0.8	96 0.6	98 0.4
n	颗粒形状及种类	颗粒的形状 n 值	各种破碎矿物 (除煤外) 1.0			圆形颗粒 (例如海砾石) 1.25			煤 1.5			
O	湿度影响	矿石的湿度 O 值	小于25毫米的筛孔			大于25毫米的筛眼						
			干的 1.0	湿的 0.75—0.85	结块的 0.2—0.6	随湿度而变的 0.9—1.0						
P	筛分方式	筛 分 P	小于25毫米筛眼			大于25毫米的筛眼						
			干的 1.0	湿的 (洒水) 1.25—1.40		任何方法 1.0						

表 3-6

惯性振动筛的技术规格

指 标	筛 子 型 号					
	TYH-1	TYH-2	自动定心	振动筛	BTJ-1	BTJ-2
筛网的工作尺寸 (毫米)	1200 × 2500	1250 × 4000	1500 × 3000	1800 × 3600	1250 × 2500	1500 × 3000
筛网数	2	2	1	1	2	1
筛孔尺寸 (毫米)	40, 55, 32, 25, 13, 10, 8, 6,	10, 55, 32, 25, 13, 12, 10, 8, 6,	14, 7, 11, 9,	20, 40	40, 25, 13, 10, 6,	40, 25, 13, 10, 10, 6,
全冲程 (毫米)	1~3	1~3	4	4~7	4	4.5
每分钟筛动数	1200	900	800	750—500	1140	1300
给矿的最大粒度 (毫米)						
筛框的坡度	15°~20°	15°~20°	20°~25°	25°~2°	15°~25°	15°~25°
电动机的容量 (瓩)	3.5	8	10	10	4.5	4.5
筛子的重量 (公斤)	1175	2321	—	4800	998	1191

計算。計算双层篩时，因下层篩网不能完全被利用，故設下层篩网的有效工作面积为 $0.7F$ 。 F 为上层篩网的有效工作面积。

§ 4 磨矿設備的选择和工艺計算

磨矿机型式的选择

在目前选矿厂中常用的磨矿机有棒磨机、格子型球磨机、溢流型球磨机、錐形球磨机，其中特别是格子型球磨机被采用的最为广泛。

棒磨机的产物比較均匀，泥化能力小，在某种程度上避免了过粉碎現象，棒磨机用于細碎或粗磨效率比較高，例如矿石較硬或規模大的选矿厂常用其作为第四段破碎或代替对滾机，特别是进行重选，而且泥化作用对选矿又特別有害时，应采用棒磨机。

格子型球磨机比溢流型球磨机矿浆面低，装球量多。矿浆面低；就可縮短矿浆在球磨机中停留時間，減少了矿石过粉碎和泥化現象。此外，在低矿浆面时球的冲击力，不会因受到厚矿浆层的阻碍而減弱，球的工作效率較高。这种球磨机不但可以装大球，也可装小球，因为球不会被矿液带出筒体。

根据实验証明，格子型球磨机比同規格的溢流型球磨机的生产能力高20~30%，电能可节省10~30%左右。它的缺点是构造复杂，設備重量大，投資較高，但是格子型球磨机在技术方面是很优越的，因此它被广泛使用。特别是将矿石粉碎到0.2~0.3毫米时，一段磨矿采用者更为普遍。

溢流型球磨机主要缺点是单位生产能力低和产品泥化較多。其优点是构造簡單，价格低。当过粉碎对于下一步处理有利时，可以采用。

錐形球磨机制造容易，設備重量輕，投資費低，因而在小型选矿厂設計中可以采用。

表 3—7

棒磨机的技术规格

主要尺寸 D×L (毫米)	有效容积 (米 ³)	每 分 钟 轉 数	电动机容量 (瓩)	重 量 (吨)	
				棒	不带棒的机体
900×1800	0.90	35—40	26	3.0	8.37
900×1800	0.90	30	20	2.2	4.92
1200×2400	2.28	28	33	5.5	15.92
1500×3000	4.62	20	10	11.96	16.7
2100×3000	8.94	15	155	24.0	46.3
2700×3600	18.36	12.5	370	35.0	72.0

表 3—8

格子排矿球磨机的技术规格

主要尺寸 D×L (毫米)	有效容积 (米 ³)	每 分 钟 轉 数	电动机容量 (瓩)	重 量 (吨)	
				球	不带球的机体
900×600	0.30	40	14	0.45	4.48
900×900	0.45	40	14	0.68	4.50
1200×1200	1.14	35	20	1.00	13.16
1500×1500	2.31	27	55	3.00	15.00
2100×1500	4.47	23	130	12.00	36.89
2100×2200	6.56	24	155	16.00	45.02
2100×3000	8.94	23.8	210	20.00	46.80
2700×2100	10.70	21.4	300	22.00	59.56
2700×3600	18.36	21.4	380	37.00	69.59
3200×3100	22.60	18	600	47.00	104.00
3600×4000	36.00	18.9	1100	80.00	147.60
4000×4000		17	1300	85.00	172.00

磨矿机生产能力计算

磨矿机的计算方法很多目前最常用的是按新生成的小于0.075毫米级别的含量计算的方法。计算的根据是现场实际磨矿条件和指标。当设计的磨矿条件和指标与现场的不同时，需乘一系列的修正系数加以修正，其计算步骤是：

表 3—9

溢流型球磨机的技术规格

主要尺寸 D × L (毫米)	有效容积 (米 ³)	每 分 钟 轉 数	电动机容量 (瓩)	重 量 (吨)	
				球	不带球的机体
900 × 1800	0.90	35	20	1.6	4.90
1500 × 3000	4.50	24	100	10.0	20
2300 × 2000	7.20	30.0	155	18.0	35
2100 × 3000	9.00	16	220	19.0	47
2700 × 3600	17.30	21	450	37.0	80
3200 × 4000	28.00	13.0	780	74.0	130

1. 依现场条件和指标, 计算出現厂运转着的磨矿机单位容积內按新形成級別計算的生产能力。

2. 为了要求出所設計的磨矿机单位容积按新形成級別計算的生产能力, 应按现场磨矿机的单位容积生产能力乘以一系列的修正系数。

3. 当求出設計的磨矿机的单位容积生产能力之后, 再根据磨矿机容积及磨矿机給矿与排矿中小于 0.075 毫米級別的含量, 求出所需的球磨机台数。

按新形成的計算級別計算的球磨机单位容积的生产能力为:

$$q = q_0 \times K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \quad (3-15)$$

式中 q ——所設計的磨矿机按新形成計算級別計算的单位容积生产能力, 吨/米³·时;

q_0 ——現厂磨矿机按新形成計算級別計算的单位容积生产能力, 吨/米³·时;

K_1 ——可磨性系数, (由試驗确定或按表3—10查取);

K_2 ——給矿粒度差別系数(按表3—11或表3—12查取);

K_3 ——排矿粒度差別系数(按表3—13查取);

K_4 ——磨矿机直径差別系数(按表3—14查取);

K_5 ——磨矿机型式差別系数(按表3—15查取)。

用公式3—15 求出球磨机单位生产能力后, 可按下式求出設計时所需磨矿机的台数。

表 3—10

矿石的可磨性系数

矿石特性	K ₁	矿石特性	K ₁
极软之矿石	2.00	硬矿石	0.75
软矿石	1.50	极硬矿石	0.50
中硬矿石	1.00		

表 3—11

球磨机的相对生产能力与给矿粒度的关系

给矿粒度 (毫米)	在最终产品中, 85%小于下列粒度(毫米) 的球磨机相对生产能力						
	0.5	0.4	0.3	0.2	0.15	0.1	0.075
40—0	0.70	0.70	0.8	0.84	0.90	0.91	0.93
25—0	0.77	0.77	0.87	0.90	0.94	0.93	0.95
20—0	0.83	0.83	0.90	0.92	0.96	0.96	0.96
13—0	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
5—0	1.13	1.08	1.04	1.03	1.03	1.02	1.02
5—0	1.36	1.20	1.19	1.12	1.09	1.07	1.07
2.5—0	—	—	1.28	1.19	1.14	1.10	1.09
1.5—0	—	—	1.32	1.23	1.15	1.13	1.12

表 3—12

球磨机相对生产能力与给矿粒度的关系

给矿粒度 (毫米)	磨矿机的相 对生产能力	给矿粒度 (毫米)	磨矿机的相 对生产能力
50—0	1	12—0	1.43
40—0	1.05	10—0	1.50
30—0	1.14	6—0	1.70
25—0	1.19	3—0	2.02
20—0	1.26	2—0	2.24
15—0	1.35		

$$n = \frac{Q(\beta_2 - \beta_1)}{qV} \quad (3-16)$$

式中 n ——球磨机台数；

Q ——所需处理的矿石量，吨/时；

β_2 ——磨矿产品中小于0.075毫米的含量，%；

β_1 ——磨矿机给矿中小于0.075毫米的含量，%；

q ——处理所设计的矿石时，按计算级别计算的磨矿机单位容积生产能力，吨/米³·时；

V ——每台磨矿机的有效容积，米³。

表 3-13

球磨机相对生产能力与最终产品粒度的关系

最 终 产 品 粒 度 (毫米)	0.4	0.3	0.2	0.15	0.1	0.075
产品中小于0.075毫米的级别含量	40	48	60	72	85	95
按新形成的小于0.075毫米 级别计算的相对生产能力	1.02	1.03	1.00	0.93	0.90	0.85

表 3-14

磨矿机直径的换算系数

D_1 (毫米)	900	1000	1200	1500	1800	2100	2400	2500	2700	3000	3200
D_2 (毫米)											
900	1.0	1.06	1.19	1.34	1.51	1.66	1.80	1.84	1.85	2.06	2.07
1000	0.94	1.00	1.12	1.26	1.46	1.56	1.69	1.73	1.81	1.86	1.86
1200	0.84	0.88	1.00	1.14	1.26	1.40	1.51	1.55	1.63	1.73	1.74
1500	0.74	0.79	0.87	1.00	1.12	1.22	1.33	1.36	1.46	1.51	1.52
1800	0.65	0.70	0.79	0.88	1.00	1.09	1.19	1.22	1.26	1.37	1.38
2100	0.60	0.65	0.71	0.81	0.91	1.00	1.08	1.12	1.17	1.24	1.25
2400	0.56	0.59	0.65	0.75	0.84	0.92	1.00	1.00	1.07	1.14	1.15
2500	0.54	0.56	0.64	0.74	0.82	0.88	1.00	1.00	1.05	1.12	1.13
2700	0.51	0.55	0.61	0.70	0.79	0.85	0.92	0.96	1.00	1.07	1.07
3000	0.48	0.54	0.56	0.65	0.74	0.81	0.87	0.89	0.94	1.00	1.03
3200	0.47	0.50	0.55	0.64	0.72	0.80	0.86	0.88	0.92	0.97	1.00

表 3—15

各种型式磨矿机相对生产能力

磨 矿 机 的 型 式	相 对 生 产 能 力
格子型磨矿机	1.0
溢流型磨矿机	0.9
棒磨机	0.85

§ 5 分級設備的選擇和工藝計算

分級機型式的選擇

機械分級機中使用得最廣泛的有螺旋分級機、耙式及浮槽式分級機。當要求返砂量小和給礦粒度很細(如小於0.1毫米或更小些)且需要分級的溢流量大時,才安裝浮槽式分級機。將洗礦機溢流分出廢泥時,或在分別處理礦砂與礦泥的流程中,把浮選給礦分成礦砂和礦泥時就會遇到上述情況。在其他情況下應該採用螺旋分級機或耙式分級機。這兩類分級機構造上比較簡單,操作也很可靠。

耙式分級機與螺旋式分級機的使用範圍大致一樣。但由於螺旋分級機優點較多:如分級區較平緩,溢流中不合格的粒度少,按同一粒度分級時,可以得到較濃的溢流,礦砂水分小,分級機容易停止和起動,分級機槽子角度大,能保證與球磨機自流聯結,構造簡單,工作可靠。故目前設計中皆採用螺旋分級機。尤其是設計大型磨礦車間更是如此。

在重力選礦時,可用螺旋分級機、耙式分級機進行原料的脫泥。粒狀產物脫水時,用螺旋分級機更好。

機械分級機生產能力計算

機械分級機溢流生產能力決定於:溢流粒度,原料比重,原料的粒度組成和礦漿的濃度等。特別是微細分散的部分及半膠狀

部分含量，因为这种成分对矿浆粘度有很大影响。耙式及浮槽式分級机的槽子每一米宽的返砂力量视溢流的粒度、耙子的冲程、冲次及耙齿高度而定。螺旋分級机按返砂计算的生产能力决定于螺紋的高度，螺距及螺旋轉数等。

耙式分級机的生产能力根据一定分級条件下的每一米溢流堰宽度的单位負荷定額計算。在其他条件下工作时，乘以溢流粒度、比重、矿石性质及溢流的稀释度的修正系数即可。耙式分級机按返砂計算生产能力时，是根据一定的分級条件下的每米槽宽返砂量定額計算，在其他条件下工作时，乘以溢流粒度、比重的修正系数。

浮槽分級机按每一平方米槽面的单位負荷定額計算生产能力。在其他条件下工作时，也像耙式分級机一样乘以一系列的修正系数。浮槽分級机按返砂計算的生产能力与耙式分級机一样。

螺旋分級机在矿浆浓度最适当的条件下处理微細分散成分含量中等的矿石时按溢流計算的生产能力可用下列經驗公式：

1. 高堰式螺旋分級机：

$$Q = mK_1K_2(94D^2 + 16D); \quad (3-17)$$

2. 浸入式分級机：

$$Q = mK_1K_2(75D^2 + 10D); \quad (3-18)$$

式中 Q ——按溢流中的固体重量計算的生产能力，吨/昼夜；

m ——分級机的螺旋数目；

K_1 ——所处环境矿石比重的系数（按表3—16）；

K_2 ——分級机溢流粒度的系数（按表3—17）；

D ——螺旋直径，米。

如果知道了生产能力求螺旋直径，可解上式。高堰式的分級机的螺旋直径是：

$$D = -0.08 + 0.103 \sqrt{\frac{Q}{mK_1K_2}} \quad (3-19)$$

浸入式分級机的螺旋直径是：

$$D = -0.07 + 0.115 \sqrt{\frac{Q}{m K_1 K_2}} \quad (3-20)$$

螺旋分級机按返砂計算的生产能力也用經驗公式計算:

$$Q = 135 m K_1 n D^3 \quad (3-21)$$

式中 Q ——按返砂計算的生产能力, 吨/昼夜;

n ——螺旋每分钟的轉数;

m 、 K_1 及 D 与公式 (3-17) 意义相同)。

表 3-16

按溢流計算及按返砂計算的分級机生产能力与物料比重的关系

比 重	2.7	3.0	3.3	3.5	4.	4.5
相 对 生 产 能 力	1	1.17	1.23	1.43	1.67	1.95

表 3-17

螺旋分級机的生产能力系数与溢流粒度的关系

分級机	不同溢流粒度时 (毫米) 生产能力系数 K_2 的值										
型 式	0.83	0.51	0.42	0.3	0.21	0.15	0.10	0.075	0.062	0.053	0.044
高堰式	2.38	2.15	1.95	1.70	1.46	1.0	0.66	0.46	—	—	—
浸入式	—	—	—	—	—	2.2	1.00	1.	0.77	0.57	0.35

水力旋流器的选择与工艺計算

水力旋流器是用作分級、濃縮和脫水的設備, 其特点是构造簡單, 占地面积小, 用起来很方便。其計算方法如下:

$$Q = K D d \sqrt{g H} \quad (3-22)$$

式中 Q ——按溢流体积計算的生产能力米³/秒;

D ——水力旋流器直径, 厘米;

d ——溢流口的直径, 厘米;

g ——重力加速度, 厘米/秒²;

H ——入口压力 (即刚要进入旋流器以前給矿管中矿液的

螺旋分級机的技术规格

螺旋直径 (毫米)	槽子长度 (毫米)	螺旋转数 转/分	螺旋纹数	螺旋距 (毫米)	坡度 (度)	电动机容量 (瓩)		提升用电动机 容量 (瓩)		总重 (吨)	螺旋数
						功率	轉/分	功率	轉/分		
750	5500	7.8	2	380	14—18	2.8	960	手动	—	2.9	1
750	5500	2.4—9.9	2	380	14—18	2.8	1000	手动	—	2.9	1
1000	6500	5	2	500	14—18	4.5	1400	手动	—	3.87	1
1000	6500	1.6—7.6	2	500	14—18	7.0	1500	手动	—	3.87	1
1000	6500	3—8	2	500	12	4.5	950	1.7	1420	7.90	1
1200	6500	5—7	2	600	12	4.5	950	1.7	1420	8.45	1
1500	8230	2.5—6	2	750	16	7.0	980	1.7	1420	13.24	1
2400	9185	2.5—5.2	2	1500	17	10.0	980	2.8	1420	23.45	1
*1200	8430	3—8	2	600	15	7.0	980	1.7	1420	19.67	2
1500	8230	2.5—6.1	2	750	16	14.0	980	1.7	1420	23.82	2
2000	8400	3.1—6.1	2	1250	18	20.0	1000	2.8	1420	33.60	2
2400	9065	2.48—5	2	1500	17	20.0	980	4.5	1440	40.76	2
*2000	13000	2.5—5	2	1250	16	20.0	980	2.8	1420	446093	2
*2400	11065	3.5	2	1500	18°30'	20.0	980	2.8	1420	50851	2
3000	12250	1.5—3.0	2	1800	18°30'	40.0	1470	2.8	1420	39820	2
						28.0	730				

注：有*符号者为沉入式螺旋分級机，其余为高堰式螺旋分級机。

压力)，毫米水柱；

K——流量系数，水力旋流器直径为125—600毫米，錐形角为38°时等于0.0276。

§ 6 浮选设备的选择和工艺计算

浮选机的选择和工艺计算

目前設計中所采用的浮选机都是机械攪拌式浮选机，有时在小型浮选厂或特殊情况下还采用气升式浮选机。

机械攪拌式浮选机的计算：

$$n = \frac{V_m \times t}{V_n \times K} = \frac{V_c \times t}{1440 \times V_n \times K} \quad (3-23)$$

式中 n ——所需安装的槽数；
 V_m ——每分钟进入作业中矿液流量，米³/分；
 t ——所研究作业的浮选时间，分；
 V_k ——选用的浮选机每槽的有效容积，米³；
 K ——浮选机内所装矿液体积与浮选机几何容积之比，
 一般此系数采用0.65~0.75；
 V_e ——每日所处理的矿液量，米³/日。

其中的浮选时间依实验资料和处理类似矿石的现场资料而定。

粗选与扫选作业合起来不能少于6~8个槽子，每一次精选至少是一个至二个槽子以上。如果计算出的粗选与扫选槽子少于6~8个，就需要改用小一号的槽子，处理含有有用成分低的矿石，精选槽应比粗选槽的尺寸小些。

搅拌槽的工艺计算

在浮选过程中为了得到满意的选别指标，在浮选前皆用搅拌槽，将药剂与矿浆进行搅拌，增加药剂与矿浆作用时间，达到良好接触，提高选别效率。

设计时所需搅拌槽的数目可按下式计算：

$$n = \frac{V_n \cdot t}{60 \cdot K \cdot V} \quad (3-24)$$

式中 n ——必需的搅拌槽数；
 V_n ——矿浆流量，米³/时；
 t ——搅拌时间，分；
 K ——槽子的容积系数（采用0.95）；
 V ——槽子容积，米³。

§ 7 磁选设备的选择和工艺计算

目前设计与生产中常用的是湿式磁选机。常用的湿式磁选机有两种型式：一为湿式选别强磁性矿石的带式磁选机，一为湿式

表 3-19

机械搅拌式浮选机的技术规格

指 标 名 称	浮 选 机 型 号						
	1A	2A	3A	4A	5A	6A	7A
槽子平面尺寸 (米)	0.5× 0.5	0.6× 0.6	0.7× 0.7	0.9× 0.9	1.1× 1.1	1.6× 1.75	2.2× 2.2
槽子高度 (米)	0.55	0.65	0.7	0.85	1.0	1.1	1.2
槽子容积 (米 ³)	0.13	0.23	0.35	0.62	1.3	3.0	6.0
按矿浆流量计算的生产能力 (米 ³ /分)	0.05— 0.16	0.12— 0.28	0.18— 0.4	0.3— 0.9	— 1.5	1.5— 3.0	3.0— 7.0
叶轴直径 (厘米)	200	250	300	350	530	600	700
叶轴每分钟转数	600	500	470	400	330	280	250
叶轴周速 (米/秒)	6.3	6.5	7.4	7.4	8.5	8.8	—
吸气量 (米 ³ /分)	0.25	0.35	0.5	1.0	1.0	2.5	—
每槽之电动机功率 (瓩)	1.7	2.8	1.7	2.8	4.5	10	20
泡沫刮板每分钟转数	17.5	17.5	17.5	16	15	15	15
每台槽数	4—18	4—18	4—18	2—20	2—20	2—20	2—20
					(偶数)	(偶数)	(偶数)

表 3-20

搅拌槽的技术规格

主 要 尺 寸 (毫米)		槽 容 积 (米 ³)	螺 旋 叶 轮		电 动 机 容 量 (瓩) /	重 量 (吨)
直 径	高 度		直 径 (毫米)	转/分		
1000	1000	0.8	480	320	2.8	0.291
1500	1500	1.76	520	275	2.8	1.090
2000	2000	5.4	575	250	4.5	1.770
2500	2500	8.8	640	225	4.5	2.480
3000	3000	17.58	720	200	7.0	3.450
3500	3500	31.30	820	175	7.0	4.270

圆筒型磁选机。由于处理相同粒度矿石时，在相同给矿宽度条件下，带式磁选机生产能力比圆筒型磁选机的生产能力大，故在大、中型磁选厂中常采用带式磁选机，在中、小型厂中选用圆筒型磁选机。

干式磁选机常用于弱磁性矿石磁选及精选作业。如用圆盘干

式磁选机处理以錫、錫为主的矿石。

在选用磁选设备时，常根据其实际资料进行生产能力的确定

湿选带式磁选机的技术规格

指 标	磁 选 机 型 号	
	128—CЭ	143—CЭ
生产能力 (吨/小时)		
选别粒度0.15~0毫米	9	12
选别粒度6~0毫米	35	45
给矿粒度上限 (毫米)	8	6
额定电流下的磁场强度 (奥斯特)		
第一区	1000	1000
其余区域	850~730	830~700
直流电压 (伏)	220/110	220/110
直流功率 (瓩)	3.5~4	4~4.5
额定电流 (安培)		
第一区	4~3	4~8
其余区域	7.3~14.6	7.3~14.6
皮带速度 (米/秒)	1.2	1.2
喷水管水压 (大气压)	2~3	2~3
传动选别带的功率 (瓩)	1.5	1.5
依给矿中固体与液体之比的水量消耗 (米 ³ /时)	15~25	10~17
给矿中的固液比	1:1~1:4	1:1~1:4
尾矿和中矿中的固液比	1:1.5~1:6	1:1.5~1:6
精矿中的固液比	1:1.6~1:0.9	1:1.6~1:0.9
总的固液比	1:2~1:4	1:2~1:4
机械外形尺寸 (毫米) 长×宽×高	4800×2050×2800	3800×2500×2600
机体重量 (吨)	6.8	6.5
最大件重量 (吨)	3.5	3.0
电动机型号	A—51—6	A—51—6
皮带宽度 (毫米)	1000	1400

圆筒型磁选机的规格与生产能力

国内有用 $\phi 770 \times 1780$ 毫米和 $\phi 770 \times 940$ 毫米圆筒型磁选机的厂子。

$\phi 770 \times 904$ 毫米磁选机的生产能力为（当给矿粒度为 0.125 毫米时）： $Q = 2.5$ 吨/时；

$\phi 770 \times 1780$ 毫米磁选机的生产能力为（当给矿粒度为 0.125 毫米时）： $Q = 5$ 吨/时。

磁力脱水槽

磁力脱水槽有着脱水、脱泥、磁选、重选等作用，对于磁铁矿或具有一定程度氧化的磁铁矿选别效果良好，故设计中被广泛采用，有时用它代替磁选机，这样节省投资。现有的磁力脱水槽及其生产能力如下：

$\phi 1600$ 毫米磁力脱水槽，处理粒度为 0.3~0 毫米、比重为 3.5 的磁铁矿时，生产能力为 18~25 吨/台·时；处理粒度为 0.1~0 毫米矿石的生产能力为 11~14 吨/台·时；做为精矿浓缩脱水用时生产能力为 16~18 吨/台·时。

§ 8 重力选矿设备的选择和工艺计算

跳汰机

跳汰机主要用于处理粗粒浸染的钨、锡、铁矿石和砂矿等。为了更好的用跳汰机来选别有用矿物，一般在跳汰前要将矿石进行预先分级（但在 5~6 毫米以下时可不必进行分级），同时每一级别中最大颗粒与最小颗粒之比不得超过等落系数。

跳汰机所处理的矿石粒度为 0.1~30 毫米，最适宜的粒度为 1.65~10 毫米。

跳汰机的主要优点是能获得较粗粒精矿从而减少了矿石过粉碎现象，提高选别效率，而且减少了磨矿费用。

跳汰机的生产能力，主要是依据现场实际资料确定。

摇床

摇床可以作为独立的选矿设备，亦可为浮选、跳汰及其他选矿过程的辅助选矿设备。该设备所处理的矿石粒度不得超过 4 毫

表 3-22

跳汰机技术规格

规格	重量 (吨)	工作条件			电 动 机		
		筛孔 (毫米)	冲次 (毫米)	供水 压力 (米)	型 式	容量 (T)	轉 数 (轉/分)
1000×1000毫米双室隔膜跳汰机	1.447	—	—	15	AO—42—6	1.7	930
300×150毫米双室隔膜跳汰机	1.60	—	—	15	AO—32—4	1.0	1410

米或小于0.01毫米，最适当的粒度为2~0.074毫米，可作为細粒級別的精选作业。搖床在选別錫、錫、錳、鉄及稀有金属矿时被广泛使用。

根据处理粒度不同搖床可分为粗砂搖床、細砂搖床和矿泥搖床三种，粗砂搖床处理2~0.5毫米矿石，細砂搖床处理0.5~0.1毫米矿石，矿泥搖床处理0.2毫米以下的矿石。

表 3-23

搖床技术规格

型 式	規 格 床长×給矿端宽度× 排矿端宽度(毫米)	重量 (吨)	冲程 (毫米)	冲 次 (次/分)	电 动 机		
					型 式	容量 (吨)	轉数 轉/分
仿CC—2单层	4400×1600×1600	1.5	8~30	230—360	AO—41—6	1	1000
仿CC—2双层	4400×1800×1600	1.5×2	8~30	230—360	AO—41—6	1.7	1000
6—B	4516×1823×1558	—	10~30	220 245' 286'	AO—41—6	1	1000

搖床主要缺点是占地面积大，为了节省建筑面积及投資費用，現已采用了双层搖床。

搖床的生产能力計算，可根据矿石可选性試驗过程中，确定搖床許可給矿量定額的办法进行計算。

§ 9 脫水設備的选择和工艺計算

濃縮机的选择和計算

濃縮机作为第一段含水精矿脫水或尾矿脫水之用。濃縮机分

为中心传动式和周边传动式两种，直径在15米以内浓缩机常采用中心传动，大于15米时采用周边传动。

所需浓缩机面积的計算可按下式进行：

$$A = \frac{1.33(F - D)}{24v} \quad (3-25)$$

式中 A ——24小时内浓缩一吨固体所需的面积，米²；

F ——送入浓缩的矿浆中液体与固体的重量比；

D ——浓缩产品中液体与固体的重量比；

v ——固体微粒自由沉落之速度，米/时。

亦可用試驗方法計算出所需的浓缩面积。当选定了浓缩机尺寸后，通常根据溢流速度再来加以校正。

上升水流速度按下列公式計算：

$$V = \frac{Q \cdot 1000}{S} \quad (3-26)$$

式中 V ——上升水流速度，毫米/秒；

Q ——浓缩机的溢流量，米³/秒；

S ——浓缩机的面积，米²。

按上式求得之速度不应超过浓缩机溢流中允許最大顆粒之沉降速度。

在实际設計中，一般常采用单位給矿量定額选定其尺寸。一般浮选精矿浓缩时单位給矿量定額如表 3—24 所示。

过滤机的选择与工艺計算

过滤机有各种型式，但在选矿厂中被广泛应用的有外滤式圓筒过滤机，內滤式圓筒过滤机、圓盘式过滤机。过滤机是作为含水精矿第二段脫水用的，鉄精矿的过滤常采用內滤式过滤机。外滤式过滤机目前在有色金属选矿厂被广泛应用。圓盘过滤机由于生产能力較大，占地面积小等特点，在要求产品含水量不严时，可以广泛采用。

过滤机生产能力的計算是按单位給矿量定額进行的。

表 3-24

浮选精矿浓缩时单位给矿量定额

精 矿 名 称	单位负荷定额 吨/米 ² ·日
氧化铅精矿和铅铜精矿	0.4~0.5
硫化铅精矿和铅铜精矿	0.5~0.8
铜精矿和含铜黄铁矿精矿	0.5~0.8
黄铁矿精矿	1~2.1
锌精矿	0.5~1.0
硫化钼精矿	0.4~0.6
白钨矿浮选精矿和中矿	0.4~0.7
萤石浮选精矿	0.8~1.0
重晶石浮选精矿	1.0~2.0

表 3-25

真空过滤机的概略生产能力

过 滤 的 物 料	产 品 粒 度 (毫米)	单位生产能力 (干矿吨/米 ² ·时)	给 矿 浓 度 %
浓缩后的浮选铜精矿	—	0.15	—
浓缩后的浮选铅精矿	—	0.20	—
浓缩后的浮选锌精矿	—	0.20	—
浓缩后的黄铁矿精矿	—	0.40	—
细的混合钨精矿	—	.10	—
磁选磁铁矿精矿	.20—0	1.1~1.4	—
浮选赤铁矿精矿	0.10—0	0.4~0.5	40—50
磁选磁铁矿精矿	0.10—0	0.9~1.1	40—50
焙烧磁选赤铁矿	0.50—0	0.9~1.1	40—50
锰精矿	0.5 —0	1.0	40—50
焙烧磁选赤铁矿	0.10—0	0.8~1.0	40—50

真空泵及空气压缩机的生产能力计算按下列经验数值。

圆筒过滤机 1 米² 过滤面积的真空泵定额为 0.5~1.5 米³/分, 空气压缩机定额为 0.1~0.4 米³/分。

圆盘过滤机 1 米² 过滤面积的真空泵定额为 0.4~0.8, 空气压缩机定额为 0.05~0.25 米³/分。

内滤式圆筒型过滤机技术规格

设备尺寸 (米) D × L	过滤面积 (米 ²)		真空压 力 (毫 米水银 柱)	真空表指示 压力 (公 斤/厘 米 ²)	风表压 力 (公 斤/厘 米 ²)	筒体转速 (转/分)		电动机功率 (瓩)	重量 (吨)
	计算	实际				最小	最大		
2.6 × 1.0	8	8	30~60	0.5~0.8	0.1	0.36	1.5	1.7; 1.0	6.64
2.8 × 1.6	12	12	30~60	0.5~0.8	0.1	0.35	0.71	2.8; 1.0	7.375
3.6 × 1.8	20	20	30~60	0.5~0.8	0.1	—	—	7.0; 1.7	4.464
3.6 × 3.0	25	25	30~60	0.5~0.8	0.10	—	—	4.5; 2.8	—
2.5 × 4.15	32	30	60	0.5~0.8	0.15	0.12	0.48	4.5; 2.1	25
3.6 × 3.7	40	40	60	0.5~0.8	0.15	0.355	0.395	7.0; 4.5	—

表 3-27

外滤式圆筒过滤机的技术规格

符 号	圆筒尺寸 D × L (米)	过滤 面积 (米 ²)	圆筒每分 钟 转 数	电动机容量 (瓩)	不算附 件的重量 (吨)	生产能力(米 ³ /分)	
						全苏国家标准 3748—51号	
						真空泵	压气机
B3—16/0.6	1.6 × 0.6	3	0.13~2.5	0.7 — 1.0	3.38	1.5~4.5	0.3~1.2
B5—1.75/0.9	1.75 × 0.9	5	0.13~2.0	0.75~1.2	4.03	2.5~7.5	0.5~2.0
B10—2.6/1.5M50	2.6 × 1.3	10	0.13~2.0	1.25~2.0	7.23	5~15	1—4
B10—2.6/1.3	2.6 × 1.3	10	0.13~2.0	1.25~2.0	9.91	5~15	1—4
B20—2.6/2.6M	2.6 × 2.6	20	0.13~2.0	2.5~2.0	—	10~30	2—8
B20—3/2.2	3.0 × 2.2	20	0.13~2.0	1.6~3.0	12.16	10~30	2—8
B40—30/4.4	3.0 × 4.4	40	0.29~2.0	4.5	17.50	16.50	4—10

§ 10 干燥机的选择和工艺计算

选矿厂中常用的干燥机有直接加热圆筒型干燥、间接加热圆筒型干燥机，直接加热的圆筒型干燥机，由于它效率高，一般有色金属选矿厂、黑色金属选矿厂被广泛采用，间接加热圆筒型干燥机，一般应用于大型稀有金属（如钨、锡钼等）选矿厂。因为这种干燥机不能污染精矿。

常用下述公式计算所需干燥机的总容积：

$$V = \frac{W_1 - W_2}{W} \quad (3-27)$$

式中 V ——所需干燥机的总容积，米³；

W_1 ——干燥前物料中水的含量，公斤/时；

W_2 ——干燥后物料中水的含量，公斤/时；

W ——每1米³容积的干燥机每小时蒸发水分能力，公斤/米³·时（按表3-29）。

表 3-28

圆盘过滤机的技术规格

指 标	过滤机尺寸规格					
	I—9— 1.8/4	I—18— 1.8/4	I—27— 1.8/6	I—34— 2.5/4	I—51— 2.5/6	I—69— 2.5/8
圆盘直径(米)	1.8	1.8	1.8	2.5	2.5	2.5
圆盘数	2	4	6	4	6	8
过滤面积	9.0	18.0	27.0	34.0	51.0	68.0
圆盘每分钟转数	0.13— 2.0	0.13— 2.0	0.13— 2.0	0.13— 2.0	0.13— 2.0	0.13— 2.0
电动机容量(瓩)	1.5 : 2.2	2.2 : 2.2	2.5 : 2.6	3.7 : 3.8	4.5 : 4.3	4.5 : 4.3
不带电动机及减速器的过滤机重量(吨)	2.72	3.64	4.23	6.00	7.87	9.42
按全苏国家标准5747—51号真空泵需要的生产能力(米 ³ /分)	3.6—7.2	7.0—14	11—22	13.5—27	20—40	27—54
按全苏国家标准5747—51号压缩空气机需要的生产能力, 米 ³ /分	0.44— 2.2	0.9—4.5	1.4—7.0	1.7—3.5	2.5— 12.5	3.4—17

表 3-29

水分蒸发量定额

干燥物料之种类	水分蒸发量定额 (公斤/米 ³ ·时)	备 注
鉄精矿	50	直接加热圆筒型干燥机
細粒氧化銅精矿	25~35	直接加热圆筒型干燥机
一般銅精矿	50左右	直接加热圆筒型干燥机
鉛精矿	35~40	直接加热圆筒型干燥机
鋅精矿	35~40	直接加热圆筒型干燥机
硫化鉄精矿	40~60	直接加热圆筒型干燥机
錫精矿	18~25	間接加热圆筒型干燥机
鉬精矿	25	間接加热圆筒型干燥机
鈾精矿	20~30	間接加热圆筒型干燥机

§ 11 矿仓容量的选择

承受矿仓

承受矿仓的容量决定于物料入厂的运输条件，选矿厂破碎车间的工作以及原矿最大矿块。当最大矿块超过400~500毫米时，建设大容量贮矿仓需要大量基建费，因之应设置小型贮矿仓。

决定贮矿仓容积时，可能有三种情况。当厂外运输和破碎车间同时工作，则厂外运输与破碎车间平均小时生产能力相等。在这种情况下，贮矿仓容积应根据两次列车到达之间的间隔内，破碎车间连续工作的条件确定，这时可用下式计算：

$$G = Q \times t_1 \times k, \quad (3-28)$$

式中 G ——矿仓容量，吨；

Q ——破碎车间的小时生产能力，吨/时；

t_1 ——卸车的间隔时间，时；

k ——备用系数。

当厂外运输平均小时生产能力小于破碎机小时生产能力时，厂外运输的工作时数应多于破碎车间的工作时数。这时，矿仓需要的容量用下式计算：

$$G = Q_r \times t_2 \times k, \quad (3-29)$$

式中 Q_r ——厂外运输平均小时生产能力，吨/时；

t_2 ——在破碎机停闲时间内，厂外运输多工作的时数；

k ——备用系数。

当厂外运输平均小时生产能力大于破碎车间生产能力时，则破碎车间在一昼夜中的工作时数应多于运输工作时数，这时承受矿仓容量用下式计算：

$$G = Q \times t_3 \times k \quad (3-30)$$

式中 t_3 ——在厂外运输工作时间内破碎车间工作的时数；

其余符号的意义与前式的相同。

承受矿仓，在具体设计中不作为贮矿之用，而只起缓冲之

用，其貯矿量一般作下述規定：

大型选矿厂，小于該厂 2 小时內的貯矿量；

中型选矿厂，小于該厂 3 小时內的貯矿量；

小型选矿厂，小于該厂 4 小时內的貯矿量；

中間矿仓，在具体設計中作如下規定：

1. 采用 1200 毫米或 1200 毫米以上的旋迴破碎机作粗碎时可設中間矿仓；其貯矿量与精矿仓貯矿量的总和不超过 48 小时。

2. 处理二种或二种以上的矿石，如生产中有必要时，可設置中間矿仓，其貯矿量依需要而定，但一般不超过 8 小时。

3. 粗、中、細碎不設在一起时，可設置中間矿仓作原料矿仓，其貯矿量視运输、气候等条件决定，但一般不应超过 3 昼夜。

主厂房的矿仓

不論大、中、小型选矿厂，貯矿量均为 16~28 小时。

成品矿仓

如果利用铁路运送成品，装車的成品矿仓應該这样决定，即作到选矿厂产物不輸送到貯矿场而直接装車，其容积如下式确定：

$$G_B = m \times (Z \times G + t \times Q - t' \times Q), \quad (3-31)$$

式中 G_B ——成品矿仓，吨；

m ——矿仓装料的不均衡系数 ($m \approx 1.15$)；

Z ——列車車皮数；

G ——車皮載重量，吨；

t ——发車可能迟誤時間，小时；

t' ——列車装車時間，小时；

Q ——选矿厂按成品計算的生产能力，吨/时。

成品矿仓，黑色金属选矿厂的成品矿仓一般为 1~2 昼夜；有色金属选矿厂的成品矿仓視具体情况而定。

第四章 厂址的选择和总

平面图的设计

接

§ 1 厂址的选择

选择厂址时必须考虑下列特点：

1. 原料、精矿以及选矿厂生产所需要的各项材料运输条件；
2. 选矿厂的供水条件；
3. 具有方便的尾矿堆置场地，尾矿运输及堆置条件；
4. 地形和土坡质量；
5. 选矿厂的供电条件；
6. 在保证不违反必要的卫生条件下，尽可能将工人住宅区、福利区设在离工厂较近的地方；
7. 矿藏量、选矿厂的生产能力和服务年限；
8. 选择厂址时应当考虑政治、经济、国防方面的需要；
9. 选择厂址尽量要少占面积；
10. 要考虑不受洪水威胁；
11. 选择的厂址一定要经过主要技术经济指标、基建费、经营费等方面的详细的比较。

就选矿厂对矿区和精矿用户位置而言，厂址的位置可用三个方案。

1. 选矿厂设在矿区；
2. 选矿厂设在矿区与精矿用户之间；
3. 选矿厂设在精矿用户附近。

其中第一方案运输费最经济，尤其是处理贫矿，而精矿产率较小时，更为经济。处理精矿产率很大的富矿时，将选矿厂设计在

精矿用户附近为合理，其原因是精矿的运价率高于矿石的运价率，运输粉精矿时贵重金属耗损大于运输矿石的耗损。选矿厂位于精矿用户厂区内可减少精矿贮矿仓和贮矿场容积；在有的情况下，可避免精矿干燥或增大精矿的含水量。

把选矿厂的厂址设置在矿山或精矿用户的厂区内，行政管理可以合并，供水、供电、设备修理、材料供应、工人福利都可以缩减。因此将选矿厂设在一个单独的地方是不经济的，如因地形、供水等条件所限，选矿厂厂址不能设于矿山或精矿用户的厂区内，也应当设于距离矿山或精矿用户较近的地方。由若干个分散矿区供矿的中央选矿厂，可能设于矿山与精矿用户之间，但具体设置何处，应以原料及精矿运输费最低的原则为准来考虑。

选矿厂的地形坡度无论对基本建设费用或对生产费用都有影响。当选矿厂设在倾斜的厂址上，可以大量运用自流运输，并可借此缩减基本建设费用与生产费用，但这时选矿厂厂房的造价就要增加。

供修建浮选厂的理想厂址，是地形有不同坡度，陡坡用来配置破碎筛分车间，缓坡（ $10^{\circ} \sim 15^{\circ}$ ）用来配置磨选车间。采用开路流程或返回产物量不大的重力选矿厂，以选择其能自流运输的坡度为宜。当地形平坦时，可建筑多层厂房，先把加工物料提升到最上层而后自流运输，经过选矿的各个作业进行加工，采用湿法电磁选矿时，其厂址坡度以由陡变缓为最有利。大型选矿厂的厂址，多选用平坦地形。

§ 2 总平面图设计

选矿厂包括很多车间、部门 and 辅助设施。属于直接处理原矿的生产车间及部门有：原矿贮矿段；粗碎车间；配置贮矿仓；原矿备用贮矿场；中碎及细碎车间；磨矿车间；选矿车间；脱水车间；干燥车间；精矿贮存场；装车车间；尾矿的排除及堆置车间。

选矿厂辅助车间、部门及管理设施有：供水；供电；药剂车间；修理车间；各种备用零件、材料及燃料贮存仓库；锅炉房；

包括科学研究及化学实验室的技术检查科；工厂管理及行政管理部門。

在某些情況下，有的車間很小或沒有，如很小可与其他車間合併。

設計总平面图的主要任务：

1. 將生产車間和輔助車間联合到总的厂房中，使各車間布置特別紧凑。

2. 在水与电的供应上应尽量与本地区其他企业合作，建筑共同的住宅区、下水道、运输、修理設備等以縮減輔助車間規模。

設計总平面图的原則为：

1. 应最合理的利用天然坡度，使生产料流的运行路線最短。

2. 鉄道路線和房屋的纵軸应尽量与地形的等高綫平行。

3. 矿石貯藏設備、成品装矿仓以及燃料和各种材料仓库应摆在适当的位置上，以尽量的縮短鉄路綫长度及建筑土方工程量。

4. 貨物装卸路線的长度及数量应能保証所需装卸工作綫及进行調車。

5. 装卸站上的鉄路綫应鋪設在水平地面上。

6. 装卸站上必須設有让車綫，以使停放的装卸貨物車輛不致妨碍其它車輛的运行。

7. 設計鉄路軌道时应遵守車輛与建筑物之間的距离的規定标准，遵守軌道允許坡度、曲率半径、軌道軸綫間的最小距离以及轉轍器和道岔等各部件的标准。

8. 机修厂应設置在主要車間及材料仓库附近。

9. 变电所和饋电变电所应尽量配設在主要用电設備附近。

10. 建筑物的平面結構应簡單，必須使建筑物的中心綫尽量互相垂直和平行，并且尽量使各建筑物正面排成一直綫。

11. 各个建筑物的間距及厂房和住宅区間的距离应合乎防火和卫生的要求。

12. 公路应便于交通运输, 保证防火道路并要求尽可能减小公路的长度, 以及严守公路允许坡度及曲率半径的规定。

13. 横交铁路和道路的交点, 应在平直的地段上, 并禁止在转辙器处交叉。

14. 选矿厂厂房应尽可能用捷径与消防处相连, 防火车道不要被停放的列车车辆所阻。

15. 设计总平面图时, 应考虑建筑程序, 如果设计任务书中预定要扩建选矿厂, 则应考虑扩建的可能性。

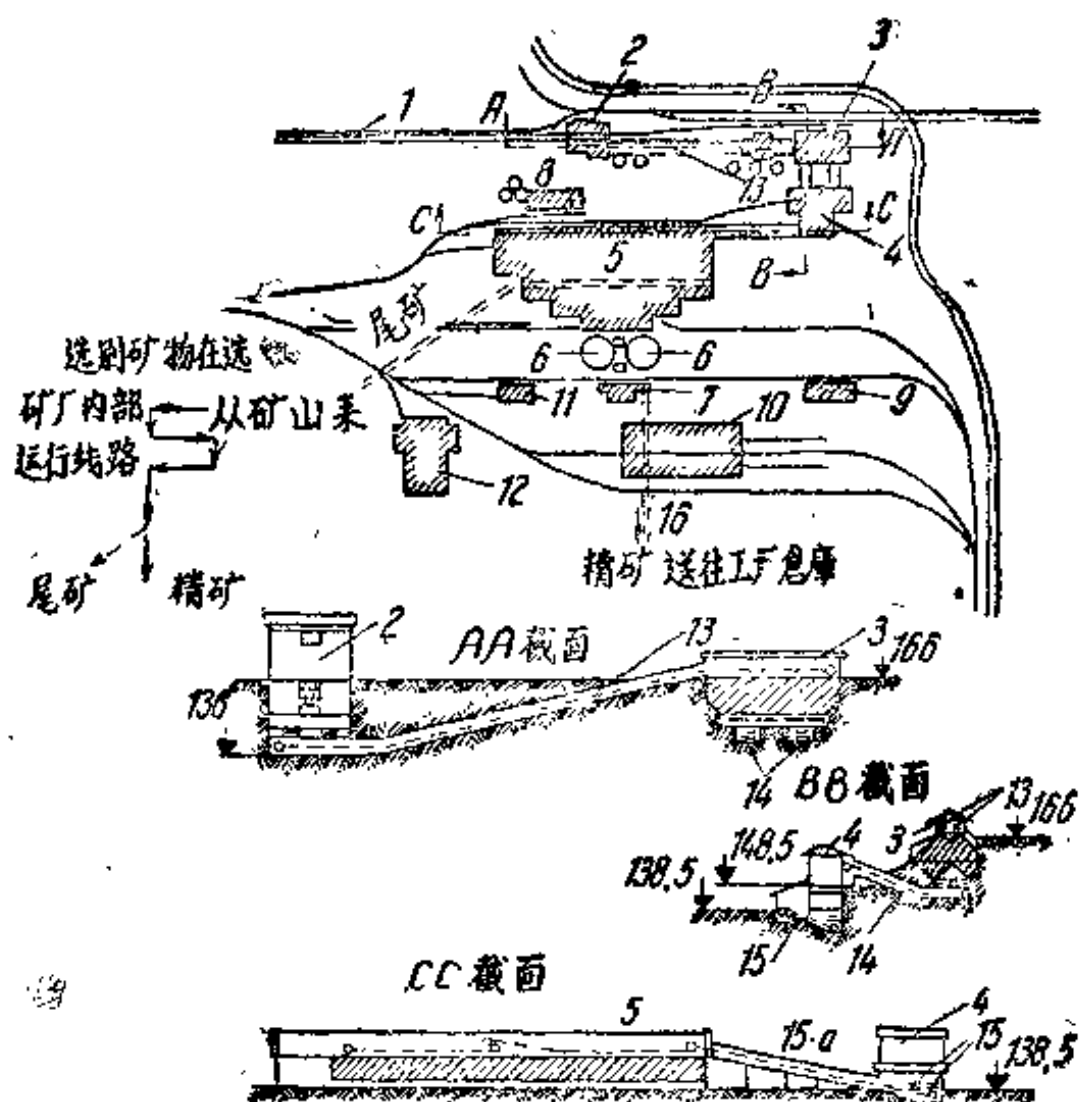


图 4-1 设在斜坡上的大型浮选厂的总平面图及系统图

- 1—专用线; 2—粗碎工段; 3—碎矿仓; 4—中碎和细碎工段;
 5—主选车间; 6—精矿浓缩; 7—过滤工段; 8—药剂室;
 9—木工厂; 10—机修厂; 11—电机修理厂; 12—发电厂;
 13~16—运输机通廊

16. 厂区用地应便于修砌围墙，通行的大门应设在适当的地方，保证住宅区到主要车间的路线最短。

17. 工厂办公室最好设在工厂围墙线上，使其一个门朝向厂区之外，另一个门朝向厂区之内，并设岗守卫。

图4—1表示一个大型浮选厂的总平面图及构筑物系统图。该厂建在冶炼厂附近的坡度逐渐变缓的斜坡地带。选矿厂各车间的布置如下：从粗碎车间向主要车间及冶炼厂，地形逐渐变缓，冶炼厂已处在平坦的地方。专用线及厂房的纵中心线与地形等高线平行。厂内物料沿地形斜线运行，即与厂房的长轴正交，厂房采用单层阶梯系统。

主要运输路线成“之”字形。在坡度渐缓的地形上，这种运输系统与直线运输系统比较，其优点如下：

1. 高度损失很大的粗、中碎车间都处于陡坡地段上，因而减小了两个复杂机组中，安装下面部分机械的挖下深度；

2. 总平面图沿倾斜线方向非常紧凑，尤其是总平面图（图4—1）上的主要车间距离粗碎车间很近，这在采用沿倾斜线的直线运输系统中所不能得到的；

3. 铁路通至主要车间比较容易，因厂房沿走向线错动时并不改变其标高。

布置系统的基本方案

选矿设备的布置系统视机械的空间配置和自流运输运用程度，采用三种方案：即垂直的、混合的和水平的。这些配置互相的区别，就是场地地形、车间内部运输方式和厂房的类型不同。

图4—2中的组成部份：1—旋迴破碎机；2—圆筒筛；3—第二段破碎机；4—双层筛；5和6—成品矿仓。中间运输设备以8~11的数字表示：

第一种方案（见图4—2a）中所有机器纯粹是按垂直配置方案安装的，传送物料是借重力自流运输，为了返回中间产物需要安装垂直提升机，平行的和斜的运输皮带都没有。第二种方案（见图4—

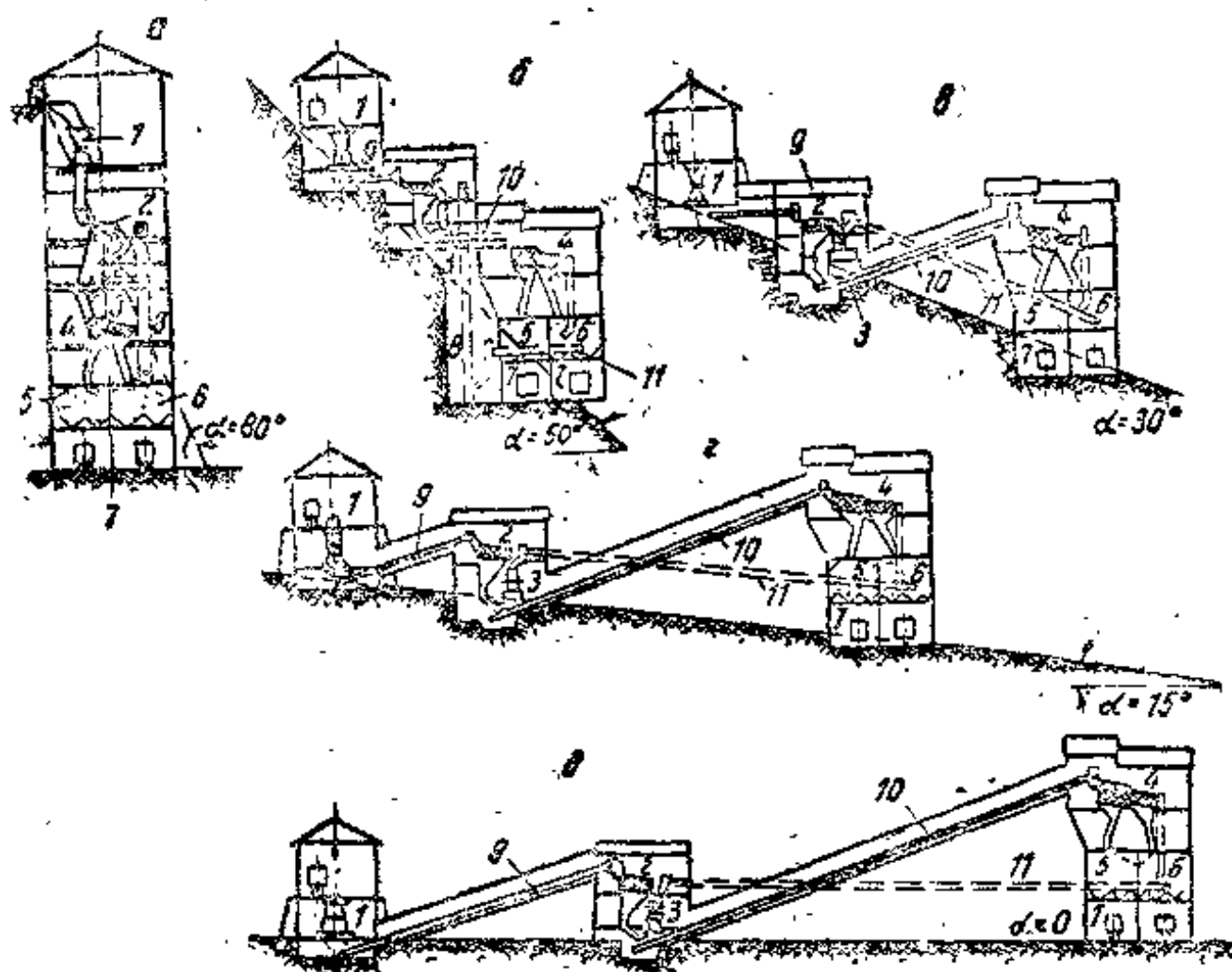


图 4-2 在各种坡度厂址上布置破碎筛分厂的方案

2 6、B、Г) 为混合式的配置方案。在图 4-2、6 中，将所有机器分成几段，安置在多阶段的厂房中，并保留有垂直提升机。图 4-2 B、Г 是图 4-2 6 方案的发展，在这种情况下，厂房分成 2—3 部分，这些部分用倾斜运输机通廊联接起来。垂直提升机为运输带所代替。图 4-2 Д 方案为水平式的，所有设备配置在水平场地上，这种方案带有长的皮带运输机通廊。

选择设备配置系统时，必须考虑下述条件：

1. 重型设备应直接安在原来的地基或在不与房壁连接的独立基础上。
2. 装有桥式起重机的跨度大的车间，应建筑单层厂房，因

为在不能建筑中間支柱的情况下，跨度大的楼板建筑費用大。

3. 設于选矿厂中的大量同类型的和占用面积很大的器械，一般都安設在单层厂房內，因为如果将这种机械設備設置于不同的楼层上，則不便于管理。此外采用閉路流程时，还須将中矿提升很高。如果将所有同类机械都設置在厂房中的底层，則在車間面积很大的情况下，由于多层厂房有中間楼板，使底层不能采用自然照明。

4. 用閉路流程处理被水稀释的細粒产物时，采用把器械分置于各层上的多层系統是不利的，因为車間內的运输費很大。

在任何布置系統中，整个机械系統都分为几个单个的机組，所謂机組，就是每組都有一定任务的机械，其中各个机械相距很近，由自流运输或由短距离运输机互相联系。如图 4—3 表示两个机組，其中第一个机組包括：

1. 貯矿仓 2；
2. 板式給矿机 3 和水平运输机 4。

第二个机組包括：固定篩 6，圓錐破碎机 7，运输机 8。两机組用中間运输机 5 联系，則两个机組間的水平距离可依图按下式求出：

$$L = \frac{(H_1 + H_2) - (h_1 + h_2)}{\operatorname{tg} \alpha + \operatorname{tg} \beta} \quad (4-1)$$

式中 L ——两机組間的水平距离；

H_1 ——物体通过第一机組的总高度損失；

H_2 ——物体通过第二机組的总高度損失；

h_1 ——第一机組的底部深度；

h_2 ——第二机組的底部深度；

α ——运输机与水平面夹角；

β ——地面坡度角。

当各个机組間的水平距不大，应把它們配置在一个厂房中，如果机組間的水平距离很大，可将机組分別布置于单独的厂房中，或用二段三段迂迴的运输机提升物料。

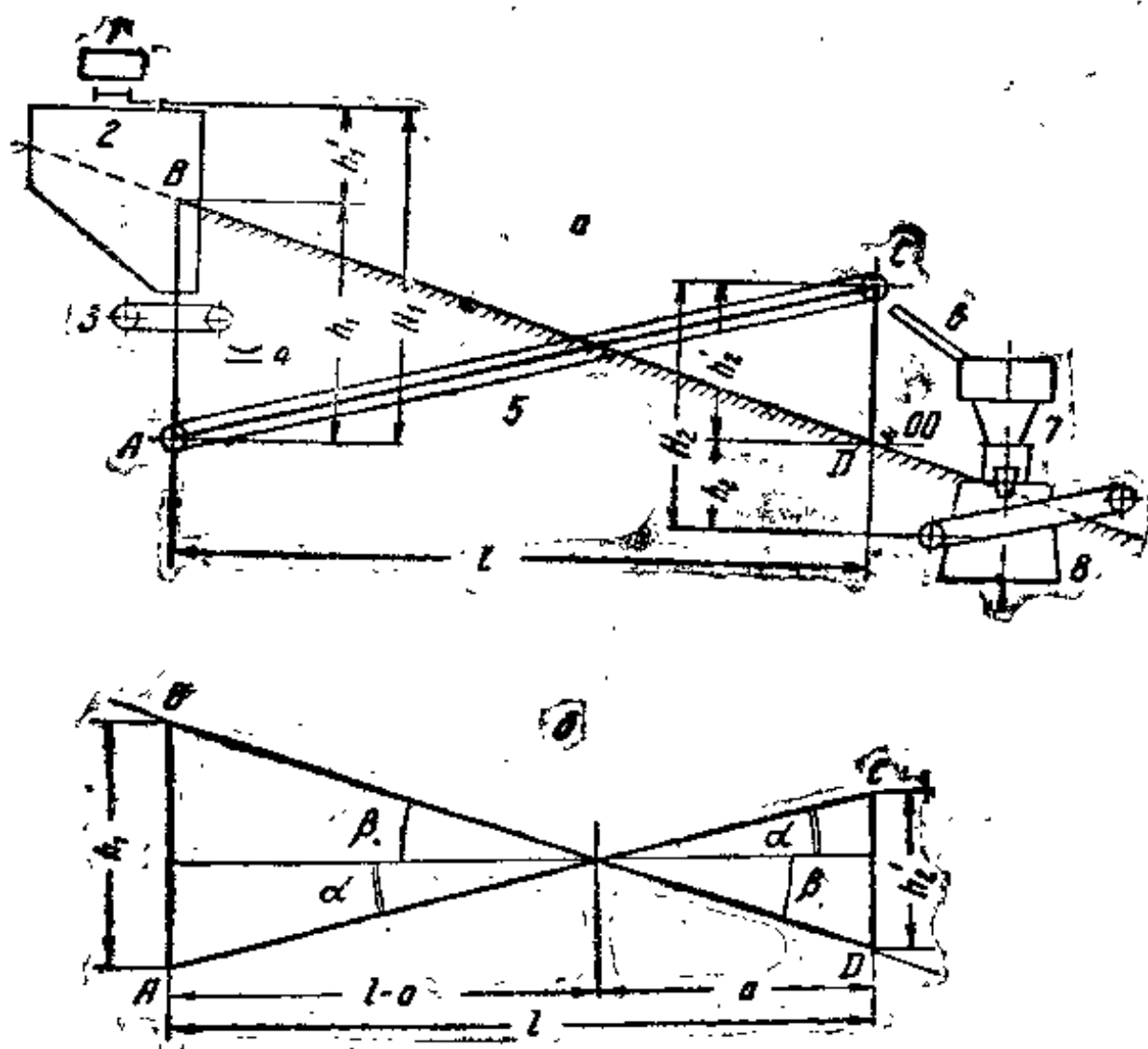


图 4—3 两个机组的布置图

公式 (4—1) 表明, 欲缩短二机组间距离, 可选择大的地形坡度, 但如果厂址一定可通过在一定限度之内增大运输机的倾角, 增大第一机组的提升高度, 或增大第二机组底部高度来实现。

第五章 选矿厂車間設備的配置

§ 1 設備配置和組合的一般原則

布置各車間的設備時，必須遵守下列原則。

1. 全部設備和每一種單獨設備的布置，必須保證便于管理全廠及每種設備的操作。
2. 應考慮各車間和各設備的安全技術操作規程。
3. 不允許有過剩的面積和容積，對於需要很大基建費用的各車間的設備，應特別注意布置緊湊，其中首先要注意磨礦車間。
4. 設備的布置應使所運輸的產物數量和運輸距離最小。
5. 避免用長的溜槽運輸干燥產物，以免造成很大的高度損失，而且溜槽也會劇烈地磨損。如各部分的高度損失都很大，會使選礦廠的總高度增加或使產物的總提升高度增加，這樣就要增加基本建設費用和經營費用。
6. 選礦廠的主要礦流應借重力自流的方案通過全廠。如根據地形條件不可能全部實現自流運輸，應把主要礦流提升到足夠的高度，並集中於某幾個地點，以使其主流和分流借重力自流通過全廠。
7. 布置設備時，應考慮各車間利用日光照明的條件。設計時，在許多情況下，照明條件不但決定某種設備的布置方法，而且還決定選礦廠各車間的外形和輪廓尺寸。
8. 為了便于維護和檢修，完成同一工序的各設備應集中在建築物的同一跨間或相鄰的跨間內，並盡可能裝設在同一標高上。
9. 完成重要工序和需要仔細看管的各設備（如磨礦機、分級機和選礦機等）。應設在照明條件良好和便于看管及修理的地點。

10. 布置設備时，应力求作到操作系統的灵活性和各相同型式設備的互換性，相同型式的設備如有一台或數台損坏，最好能使其他運輸正常的設備平均分担其工作。

11. 当同一种原料在几个平行的工作区中处理时，应力求使各区以及每一区中完成同一工序的全部設備达到工艺过程的同一性。

12. 凡排放含有有害物质的各車間和設備（特別是排放灰尘、蒸汽和烟雾的車間和設備），应与工作条件为害性較少的車間隔离开。

13. 布置和安装各种設備时，应保證安装工作和修理工作的便利（易于拆卸、便于供应新的备用零件和运出磨損的零件）。

§ 2 自流運輸溜槽的斜度

在选矿厂中，自流運輸用的溜槽的用途很广。在布置設備时，溜槽斜度的选择具有重大意义。溜槽的斜度不够，选矿时会发生很大困难，并需要經常看管；但也不需要溜槽的斜度过大，因为这样会使各設備間的落差增加，使物料发生过粉碎現象，在许多情况下（如选別动力煤和頁岩时），这是不允許的。

在所有情况下，溜槽的斜度应根据实际資料采用。实践证明，送干矿石的溜槽斜度应为 $40 \sim 45^\circ$ 。运送潮湿矿石、含有粘土的矿石以及来自过滤机的滤餅的溜槽斜度应增加到 60° 。

表 5—1 和表 5—2 中列举了利用自流法運輸某些矿石加工产物所需的溜槽斜度。

对于含重矿物（方鉛矿、錫石、鎢鋳鉄矿）的有色金属和稀有金属矿石，以及各种氧化鉄矿，应将表中的溜槽斜度增大 25%。

表 5—2 中列出溜槽斜度适用于比重为 2.85 和循环负荷为 500% 以內的矿石。磨重矿石时，溜槽的斜度必須增加 15—30%。

表 5-1

当液体：固体 = 2 : 1 及大于 2 : 1 时，运送铜矿、
 锌矿和黄铁矿加工产物所用的溜槽的平均斜度、

产 物 名 称	斜 度 (毫米/米)	产 物 名 称	斜 度 (毫米/米)
筛分产品		分级机到浮选机的道流	
+20毫米	420—500	—0.3毫米	40—60
—20+10毫米	340—420	—0.2毫米	20—40
—10+5毫米	250—340	浮选精矿	170—250
—5+2.5毫米	170—250	厂内各溜槽的浮选尾矿	20—40
—2.5毫米	125—170	主尾矿管道的浮选尾矿	15—20
摇床给矿—0.8毫米	100—125		
摇床尾矿—0.8毫米	125		
摇床中矿—0.8毫米	125		
摇床精矿—0.8毫米	210		

表 5-2

细磨和分级产物的溜槽斜度

最终磨 产品的粒度(毫米)	溜槽斜度 (毫米/米)	
分级机溢流	对磨矿机的溢流	对分级机的溢流
—0.075	100	250
—0.1	130	285
—0.15	150	315
—0.2	170	345
—0.3	200	375
—0.4	220	400
—0.6	235	480
—0.8	245	455

§ 3 受矿装置和粗碎机的配置

在破碎大块矿石时，常用下列两种方法向粗碎机给矿：

1. 直接从翻斗车给入破碎机；
2. 采用容量不大的贮矿漏斗和重型板式给矿机向破碎机给矿。

如粗碎采用大型旋迴破碎机（大于 900 毫米）常采用第一种

方法給矿。如破碎机直径較小及装备顎式破碎机时，通常采用第二种方法，即大块矿石破碎設備与受矿仓布置在一起。經過第一次破碎后的矿石經由傾斜运输机，运送給第二段破碎机。选择第一段破碎机大块矿石給矿方法时需考虑下列因素：

1. 利用給矿机可消除破碎机过载和負荷不足現象，改善破碎机的工作；

2. 用翻斗車直接向旋迴破碎机給矿，篩下产物和破碎产物不能直接卸到皮带运输机上，应在旋迴破碎机之下設置較小的矿仓，然后再由此小矿仓經給矿机卸到运输皮带上，以避免皮带运输机的过载；

3. 为縮減粗破碎机組高度，板式給矿机可以傾斜安装。

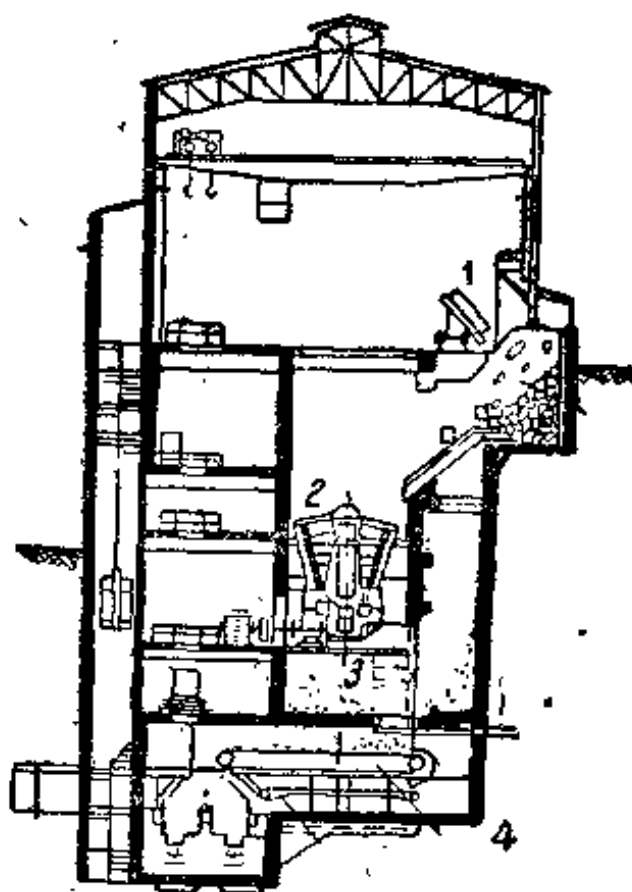


图 5—1 用翻斗車或矿車直接給矿的1200毫米粗
碎旋迴破碎机的配置

1—翻斗車；2—粗碎旋迴破碎机；3—緩冲用貯矿仓；
4—运输机

如原矿中最大块小于300—400毫米，可使用輕型給矿机和皮带运输机，这样就得建造足够容量的貯矿仓。必要时，也可将矿仓与第一段破碎机分开装設，在厂址呈水平或傾斜度很小，且破碎小块矿石时，常用这样的布置系統：先将原矿送入地下矿仓和半矿仓，矿仓中的原矿卸到水平集矿运输机上，然后用傾斜皮带运输机运至第一破碎段。

图5—1为大型选矿厂粗碎旋迴破碎机的配置，矿石是由露天开采經翻斗車运往选矿厂。旋迴破碎机的規格为1200毫米，給矿的最大块为1000毫米。矿石破碎后卸入旋迴破碎机下部的小矿槽中，然后給入傾斜的皮带运输机送往中碎段。

图5—2是裝有中型顎式破碎机（600×900毫米）的粗碎車間，矿石从矿車1給入容量不大的貯矿仓2，然后用板式給矿机3（宽度为1500毫米）把矿石送到格篩4上，篩上产物进入顎式破碎机5，然后再由破碎机卸到傾斜皮带运输机7上，篩下产物經矿斗6，也落在运输机7上。矿石从矿車中卸在矿仓的傾斜壁上，以防止板式运输机受到矿石的冲击。

图5—3是1500×2100毫米的顎式破碎机装置。破碎机1用傾斜板式給矿机2（尺寸为2400×12000毫米）給矿，在板式給矿机下設有寬为500毫米的运输机3，作为收集小块之用。矿石不进行預先篩分，因而減少地沟深度。破碎产物卸到傾斜皮带运输机上。有鉄路通到破碎工段，作为輸送和运出重型零件之用。破碎工段設于水平的厂址上，因而全部設備处于地面之下。

§ 4 中碎工段和細碎工段的設備配置

中碎工段和細碎工段的設備布置与下列因素有关：

1. 破碎流程；
2. 决定各段所需破碎机和篩子台数的选矿厂生产能力；
3. 地形坡度；
4. 在第一破碎段前有无帶配矿設備的矿仓。

在小型和中型选矿厂中，粗碎前沒有矿仓和給矿机时，其配

I-I 截面

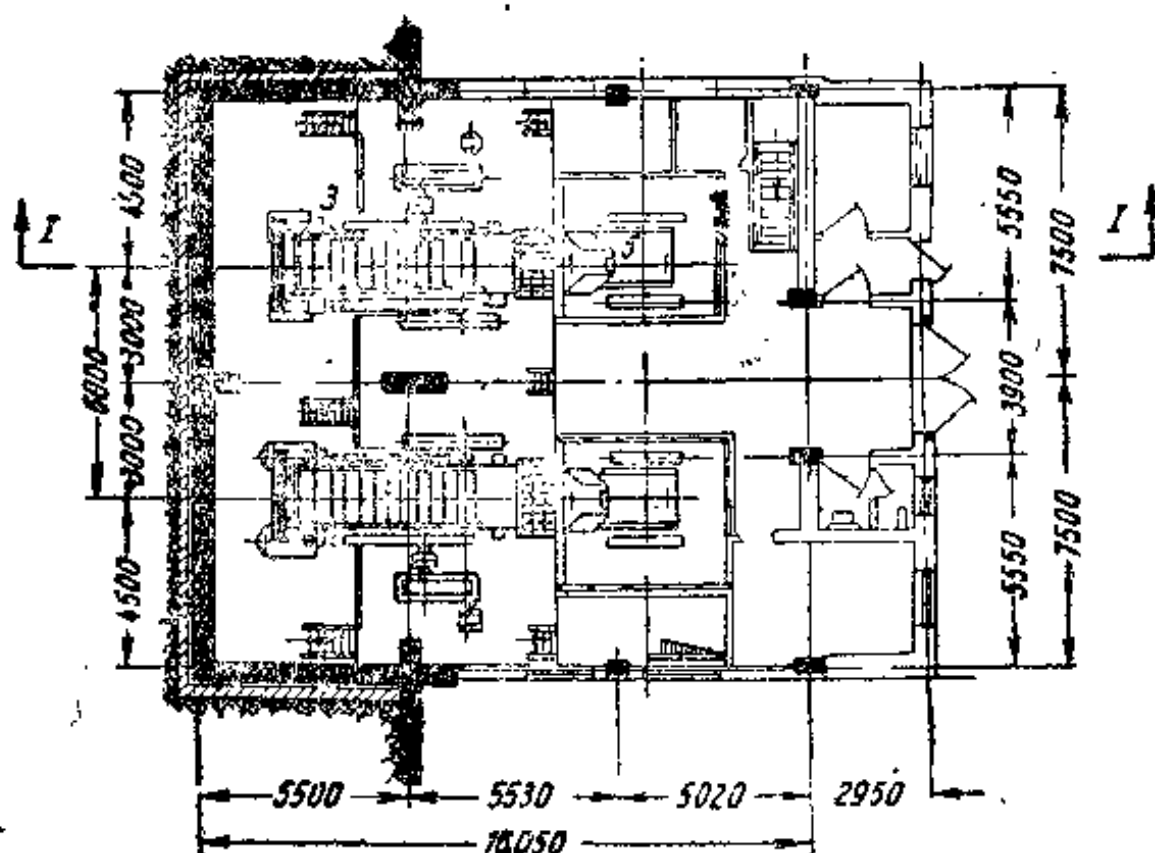
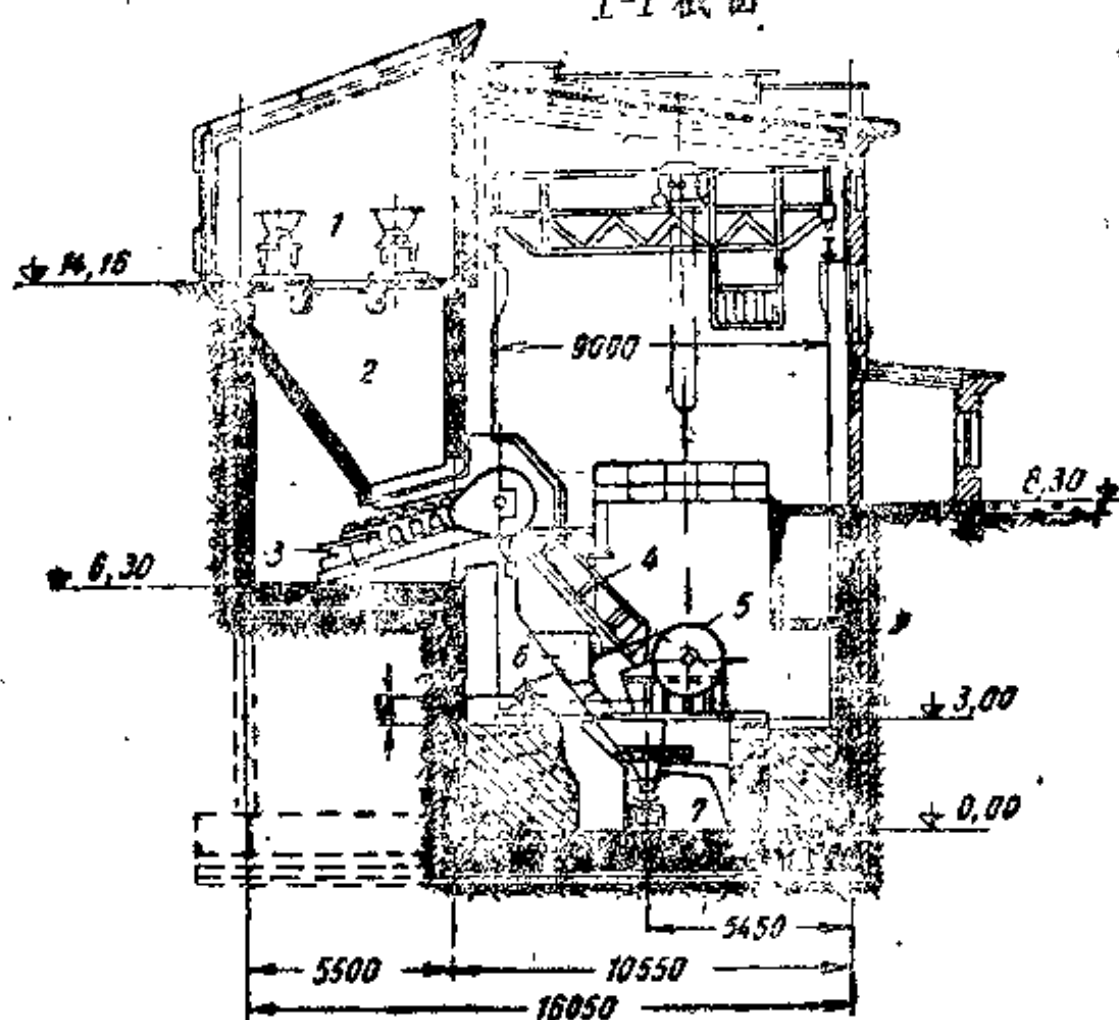


图 5-2 用肘矿机和板式给矿机的中型颚式破碎机的配置

A-A 截面

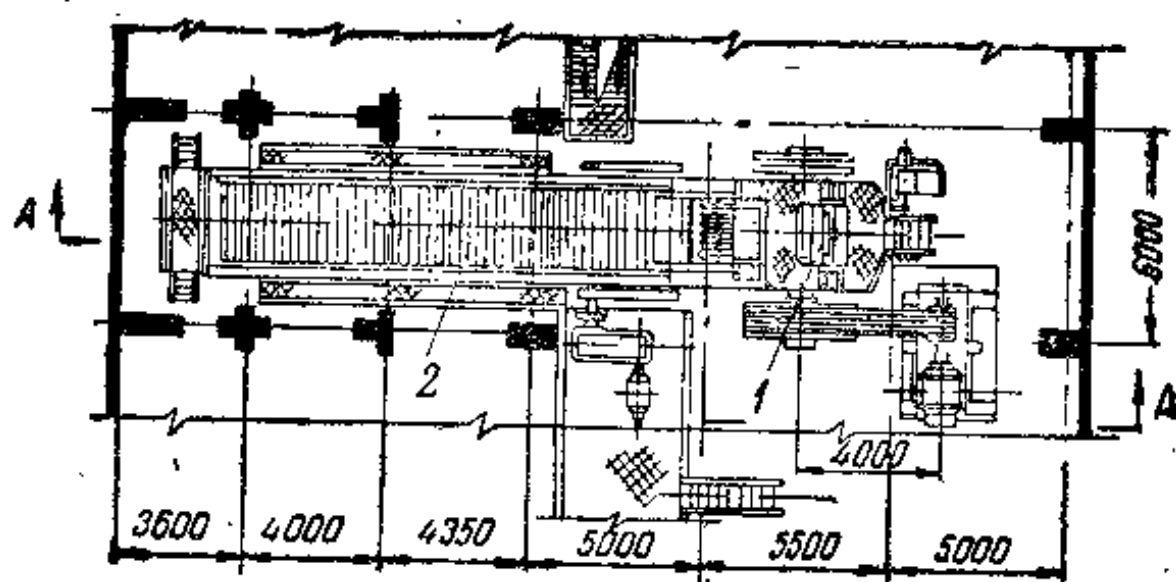
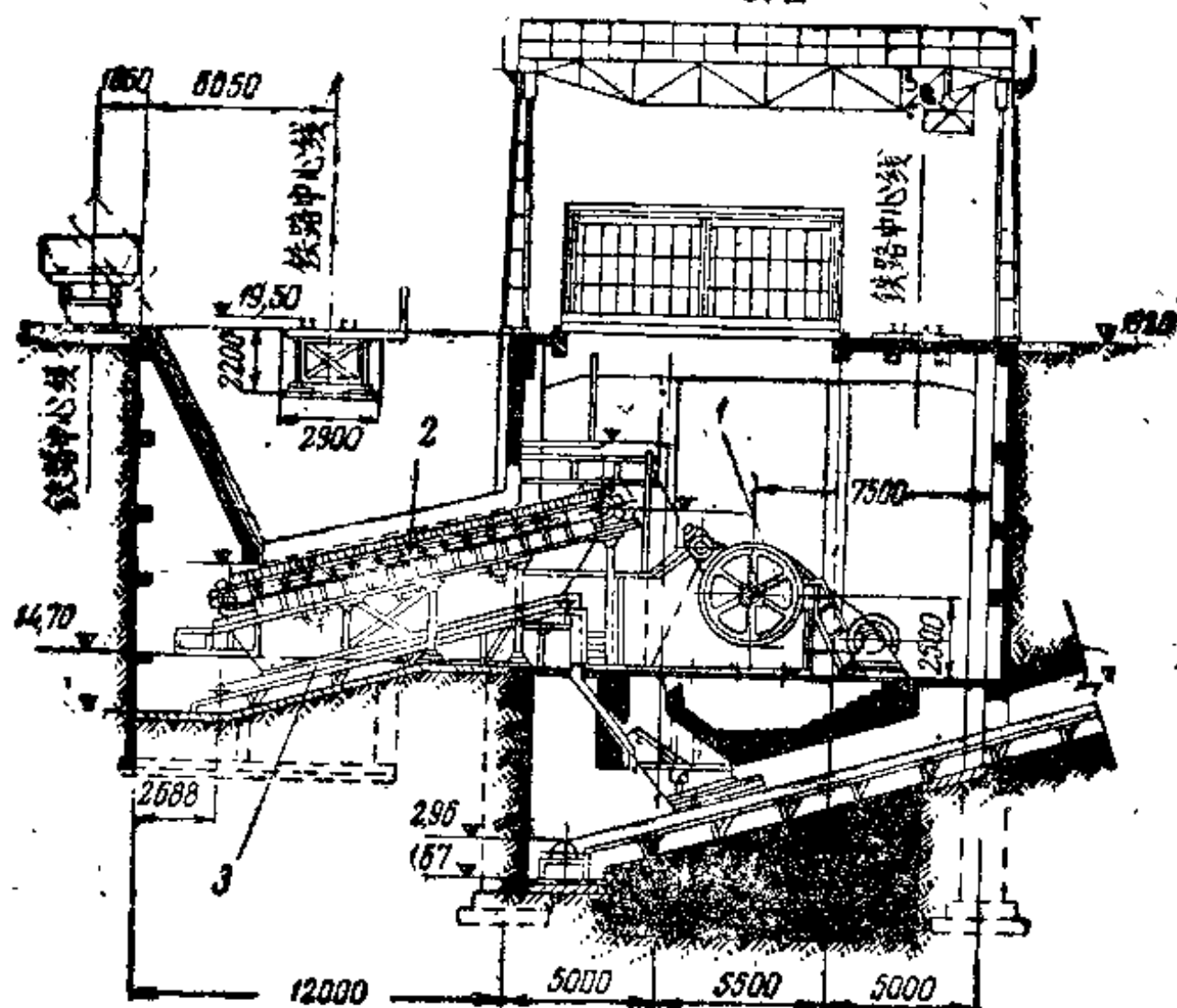


图 5-3 用贮矿斗和板式给矿机给矿的大型颚式破碎机的配置

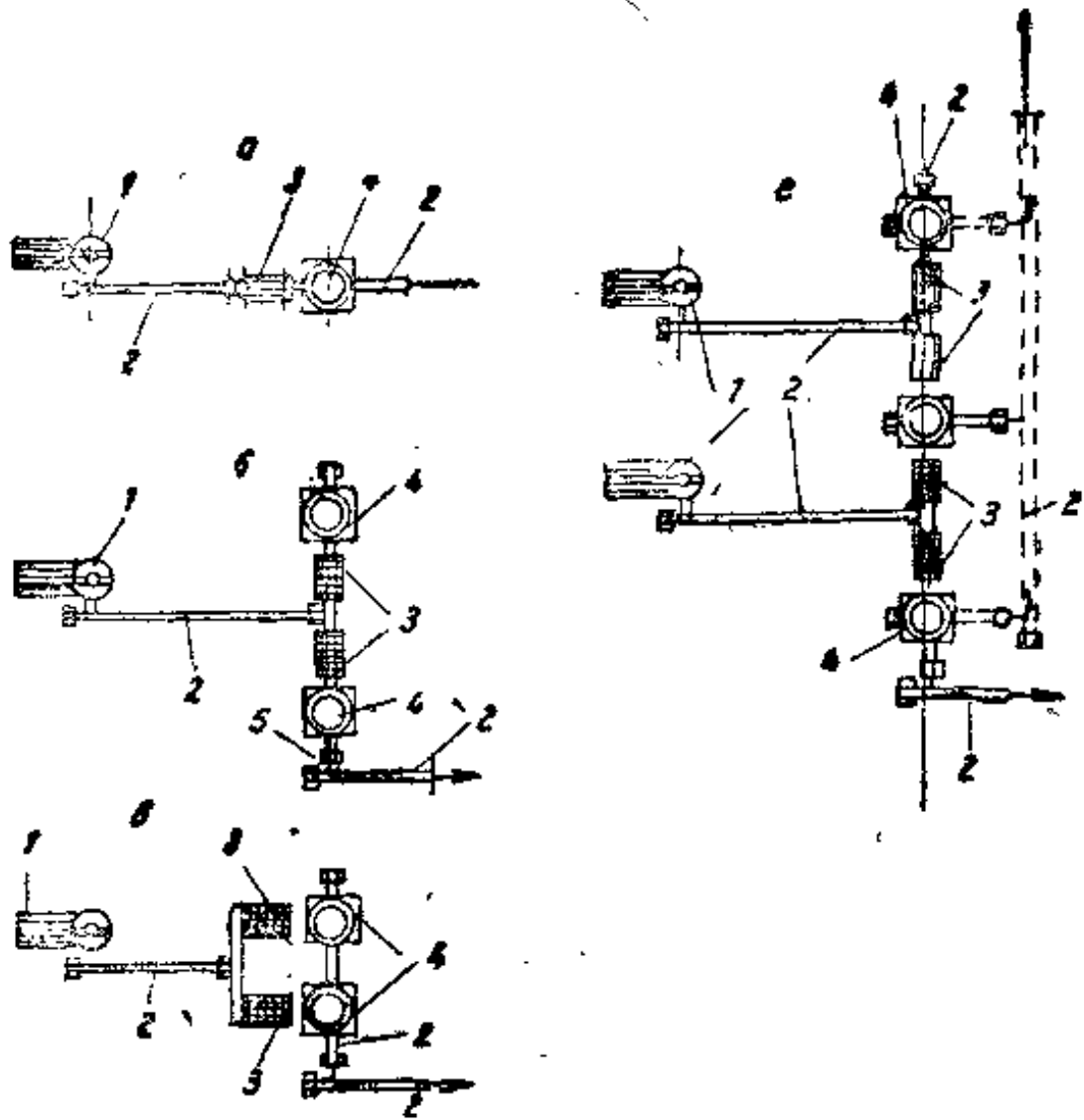


图 5—4 不用中间矿仓的第二段破碎机的配置方案
 1—第一段破碎机；2—运输机；3—筛子；4—第二段破碎机；
 5—集矿运输机

置方案如上图：

图5—4的配置方案适用于中小型选矿厂，其第一段破碎机为一台，第二段破碎机为一台最多为二台的布置。由于第二段的台数不多，第一段前有给矿机，因之可不装设中间矿仓。为使配置方便每台破碎机装设一台筛子。其中5—42的流程适用于第二段有备足破碎机的情况。第二段的各破碎机的排矿可卸到公用集矿运输机上，也可以分别卸到各破碎机的单独短运输机上，然后送到集矿运输机上；第一方案基建费较小。

在大型选矿厂第一段的每台破碎机，需要装设几台第二段破碎机。如果第二段破碎机多于二台，为了均匀分配矿石，在中碎工段前面必须设有中间分配仓。在某些情况下，中间分配仓存有大量矿石，则这种矿仓兼有贮矿和分配矿石的两种任务。

其次，第一段破碎机在工作时间内的生产能力大于第二段破碎机在相同时间内的生产能力时，在第二段破碎之前应安装中间矿仓。如按最大粒度和生产能力，第一段选择了大型旋迴破碎机，其有效工作时间每小时仅21分钟时，如不设中间矿仓，则第二段破碎机的生产能力必须与第一段旋迴破碎机相适应。设立了中间矿仓则可以利用中间矿仓加以缓冲调整，第二段破碎机的设计生产能力可大大减少。

图5—5是装有矿石分配仓的第二段破碎机配置流程。采用这种流程时，破碎机台数可以任意装设。如大型选矿厂中碎段常

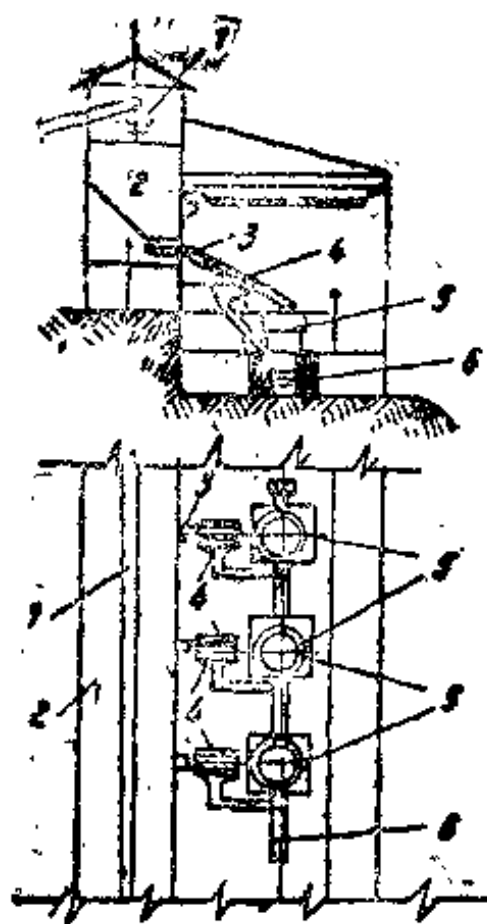


图 5—5 装设有中间矿仓的第二段破碎机的配置

1—位于矿仓上部的矿石分配运输机；2—矿仓；3—给矿机；

4—筛子；5—破碎机；6—集矿运输机

采用这种配置。

小型和中型选矿厂在第一段破碎前設有貯矿设备时，可用图5—6的无矿仓方案。为了达到比較紧湊的配置，每台破碎机前装設一台篩子。必要时在第二段破碎机前也可以設两台篩子。

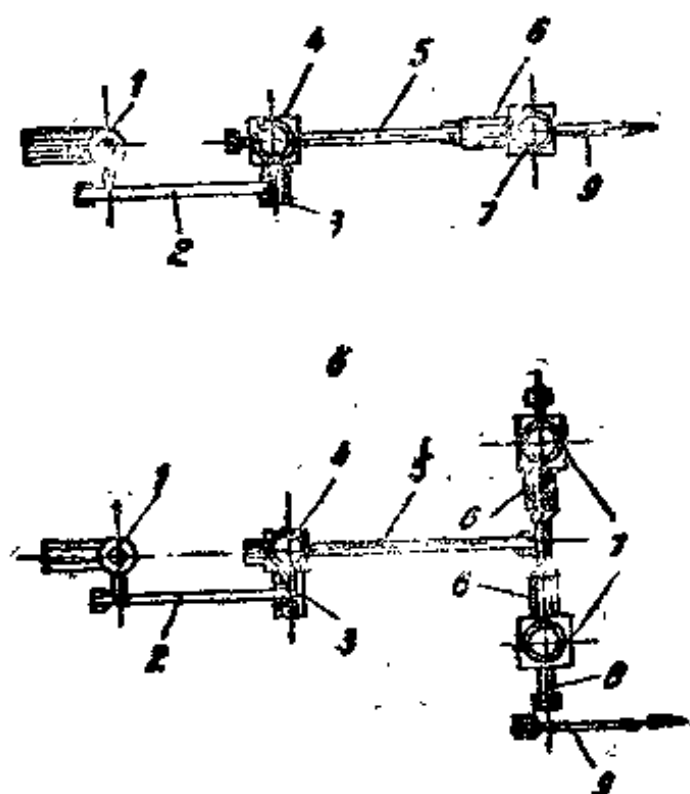


图 5—6 采用三段破碎而不設中間矿仓的破碎机的配置

1—第一段破碎机；2、5、9—中間运输机；3、6—篩子；
4—第二段破碎机；7—第三段破碎机；8—集矿运输机

最后一段为閉路的破碎流程，如生产能力不大，而最后一段的篩子数目又不多时，设备的配置可以不用中間矿仓，如图5—7、5—8。而在大型选矿厂由于装設很多台短头型圓錐破碎机以及与破碎机成閉路循环的篩子，因而在破碎机前和篩子前面就需要装設分配仓。

图5—8表示帶有检查篩分的第二段和第三段破碎机配置方案，其特点是第二段第三段破碎机設在一起，而篩子与破碎机有一定的距离。

在大型选矿厂中进行检查篩分的破碎作业，須設有很多台篩子和破碎机，在这种情况下，采用下述图5—8配置。

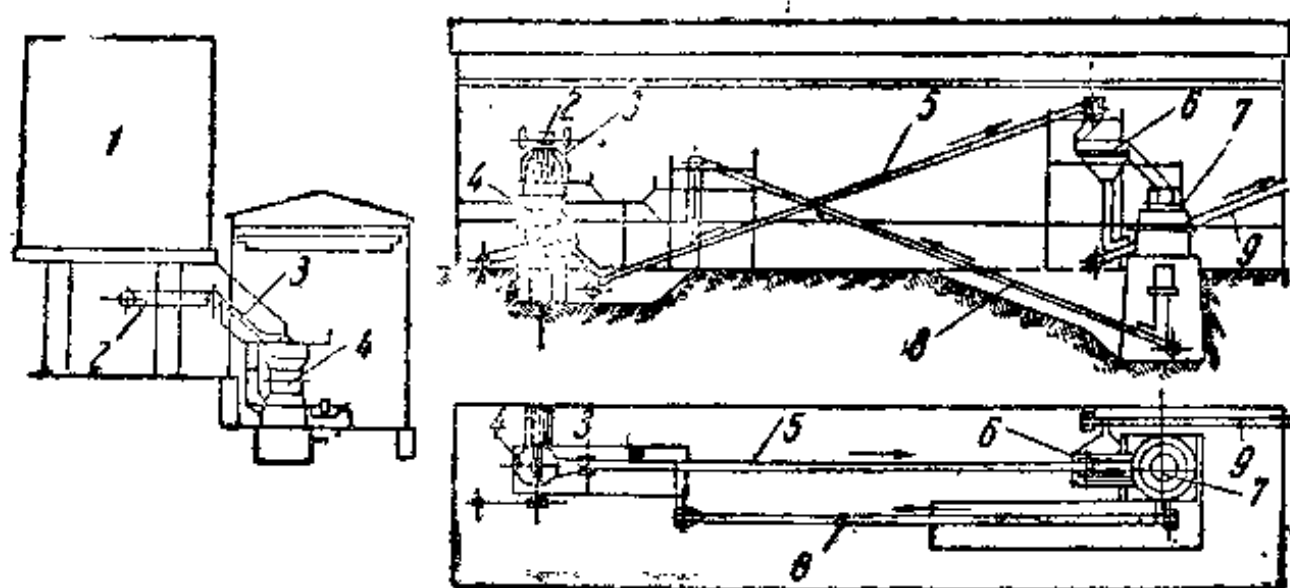


图 5 — 7 小型和中型选矿厂采用闭路流程的第二段碎矿的设备布置

- 1—矿仓；2—板式给矿机；3—格筛；4—第一段破碎机；
5—运输机；6—水平振动筛；7—短头型圆锥破碎机；
8—返回产物运输机；9—成品运输机

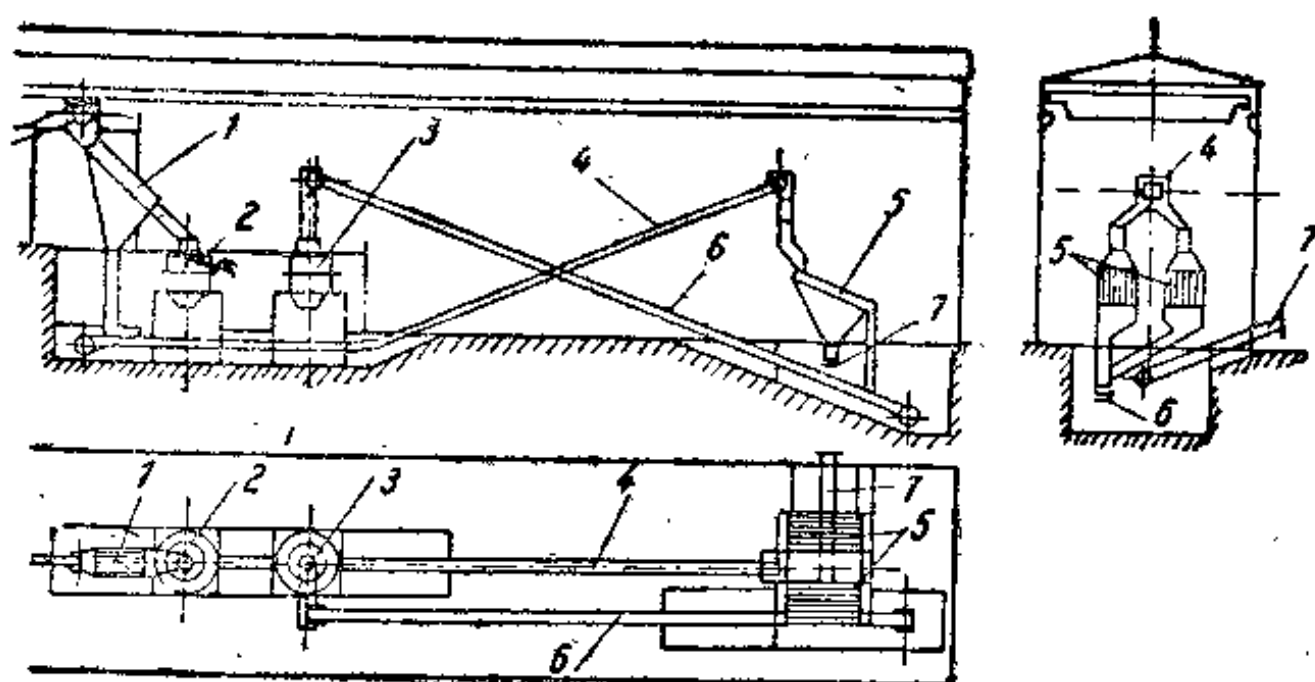


图 5 — 8 小型和中型选矿厂的第二段和第三段破碎机的布置

- 1—筛子；2—第二段破碎机；3—第三段破碎机；
4—中间运输机；5—振动筛；6—返回产品运输机；
7—成品运输机

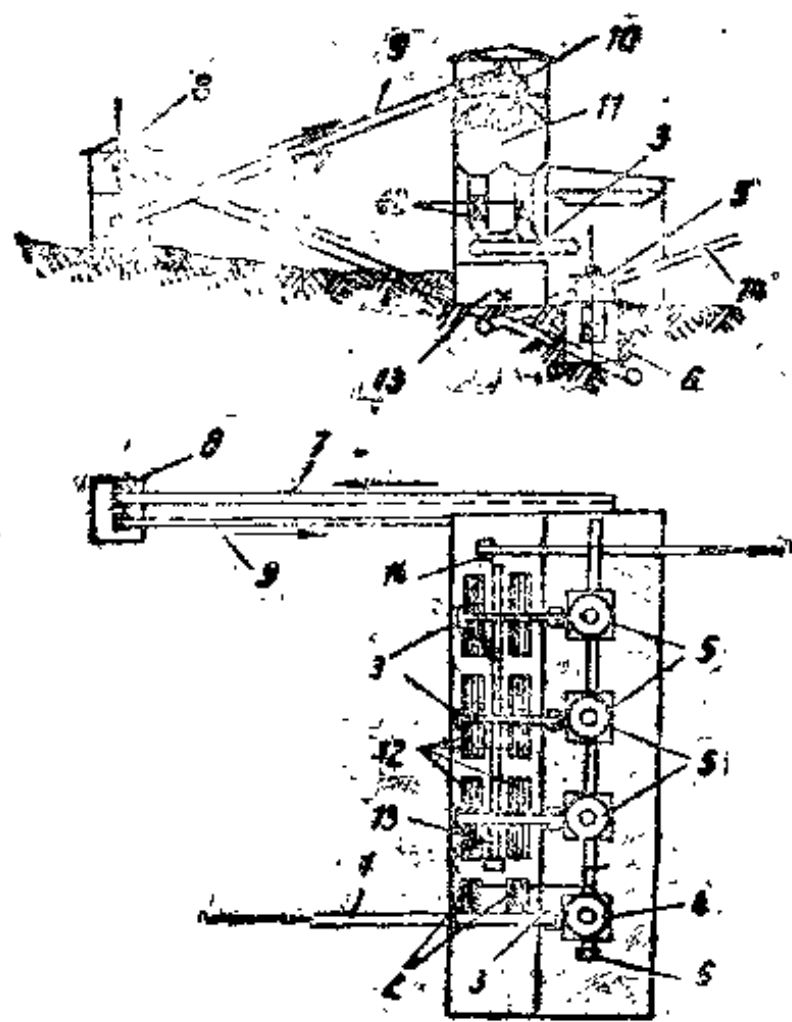


图 5—9 大型选厂内进行检查筛分的破碎作业时第二段和第三段破碎机的布置

图5—9方案，矿不经第一段破碎后，用倾斜运输机送给第二段破碎机4。第二段破碎机4可用如图5—9所示的矿仓、给矿机和筛子2给矿，也可以由运输机直接卸到筛子上。如用矿仓卸矿，可设数台破碎机，直接用运输机时，破碎机的数目不能超过两台。第三段破碎机5与第二段破碎机装设在一条线上，第二段第三段全部的破碎产物卸到公用运输机6上，然后经由转运站8，用两台倾斜运输机7、9和一台水平运输机10送到矿仓11中。在矿仓下面安设筛子12，筛上产物用运输机3送入破碎机，筛下产物卸到集矿运输机13上最后用运输机14送往磨矿车间。

图 5—10 表示中型选矿厂破碎车间的平面图和断面图。该厂分三段破碎矿石，并带有检查筛分。设备的布置大体上相当于图 5—7 的流程。第二段和第三段破碎机设在一起，已破碎的矿石卸在公用运输机上。在筛分机组和破碎工段之间，矿石用倾斜运输机运送。

矿石从貯矿仓用运输机 1 经格筛给入 500 毫米的圆锥破碎机 2。筛下产物和破碎机的排矿，用倾斜运输机 3 送到振动筛 4（ 1000×2000 毫米）上。振动筛的筛上产物再给入 1650 毫米的第二段破碎机 5。2100 毫米的短头型圆锥破碎机 6 与第二段破碎机安装在一起，这两台破碎机的全部排矿都卸在公用运输机 7 上。以后，矿石用倾斜运输机 8 送入筛分机组，筛上产物用倾斜运输机 9 再返回短头型圆锥破碎机中。

筛分机组向与地形倾斜线正交的方向延伸。这样的配置最便于在坡度很大的厂址上实现闭路循环。如筛分工段沿下坡往下移，必须把筛子设在距地面很高的地方。

图 5—11 是大型选矿厂中破碎车间的平面图和断面图。该车间分三段破碎矿石，并带有检查筛分。车间内设有 2100 毫米的破碎机 4 台，其中，一台作为第二段破碎用，另外三台作为第三段破碎之用。设备的布置相当于图 5—8 的流程。筛子、破碎机和矿仓都设在同一建筑物内。而且第三段每一台破碎机各装设 4 台 1000×3000 毫米的筛子。

矿石从粗碎车间用倾斜运输机 5 直接送到双层陀旋筛 3（ 1000×3000 毫米）上。大块从筛子上排出，并用运输机 6 给入第二段破碎机 1。短头型圆锥破碎机 2 与第二段破碎机设在一条直线上，破碎机的全部排矿都卸在一台公用水平运输机 7 上。运输机 7 上的矿石经倾斜运输机 8、15、16、9 和自动装仓车 10 卸入分配仓（运输机 16 在图 123 上未表示出来）。分配仓中的矿石经 12 台滚筒给矿机 14（ $D \times L = 1100 \times 540$ 毫米）卸到 12 台双层筛子 4（尺寸 $D \times L = 1000 \times 3000$ 毫米）上。上层筛网的用途是提高筛子的生产能力和防止下层筛子受到磨损。每四台筛子的筛上

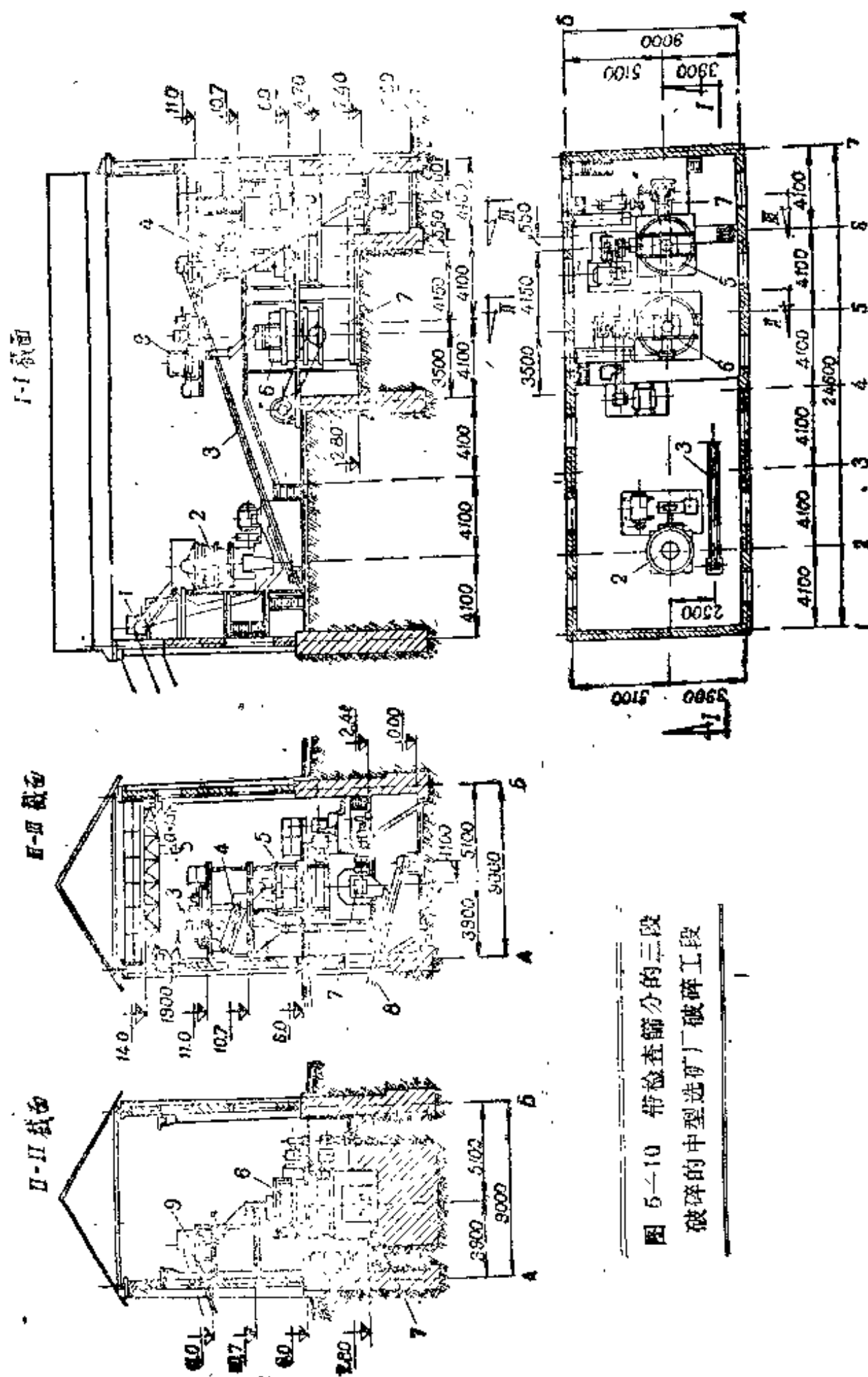


图 5-10 带检查筛分的三段破碎的中选选矿厂破碎工段

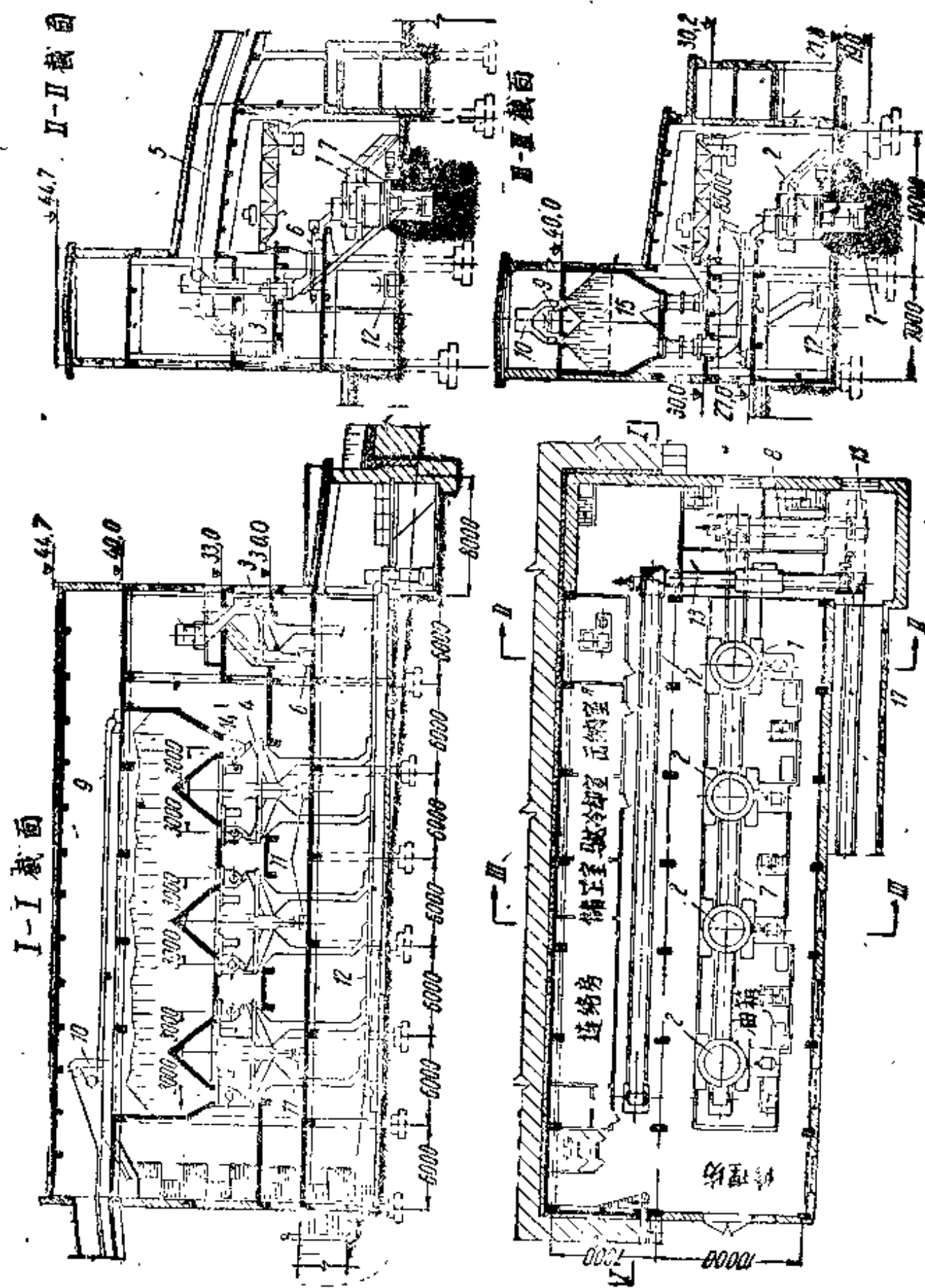


图 5-11 带检查筛分的三段破碎的大型选矿厂中碎工段

产物落到一台公用水平运输机11上，该运输机把矿石送入短头型圆锥破碎机。因此，每台短头型圆锥破碎机即安设4台筛子和一台给矿运输机11。全部筛子的筛下产物落到一台公用集矿运输机12上，之后，用倾斜运输机系统送至磨矿工段的矿仓中。这一套传送成品的倾斜运输系统，在图5—11中仅表示出其中的两台——13和17，并且运输机17位于运输机15的上方，因此，在投影平面内，这两台运输机重合在一起。

§ 5 磨矿和选矿工段的设备配置

磨矿工段的设备配置

在配置磨矿设备时，必须考虑下列几个因素：

1. 磨矿工段需要有一定长度，以保证在矿仓中贮存一定量矿石。
2. 磨矿工段是投资最多的一个工段，因而设备配置应尽量紧凑。
3. 减少跨度，可以减轻楼板及桥式起重机的建设费用。
4. 要减少磨矿产物的费用，应将磨矿机与其成闭路的分级机排列成行，并使两者在平面上和立面上不要有大的距离。
5. 在闭路磨矿中，应尽量使磨矿机与分级机形成自流的闭路。磨矿车间宽度通常是12~18米有可达24米。

根据上述情况磨矿工段设备配置有以下几种方案（图5—12）。

1. 磨矿机与分级机排成一行，磨矿机的中心线垂直于矿仓中心线（图5—12, a）。

2. 磨矿机与分级机分别排成一行，磨矿机中心线平行于矿仓的中心线（图5—12, b）。

3. 将磨矿机与分级机分别排成一行，磨矿机中心线与分级机中心线都垂直于矿仓的中心线（图5—12 B）。

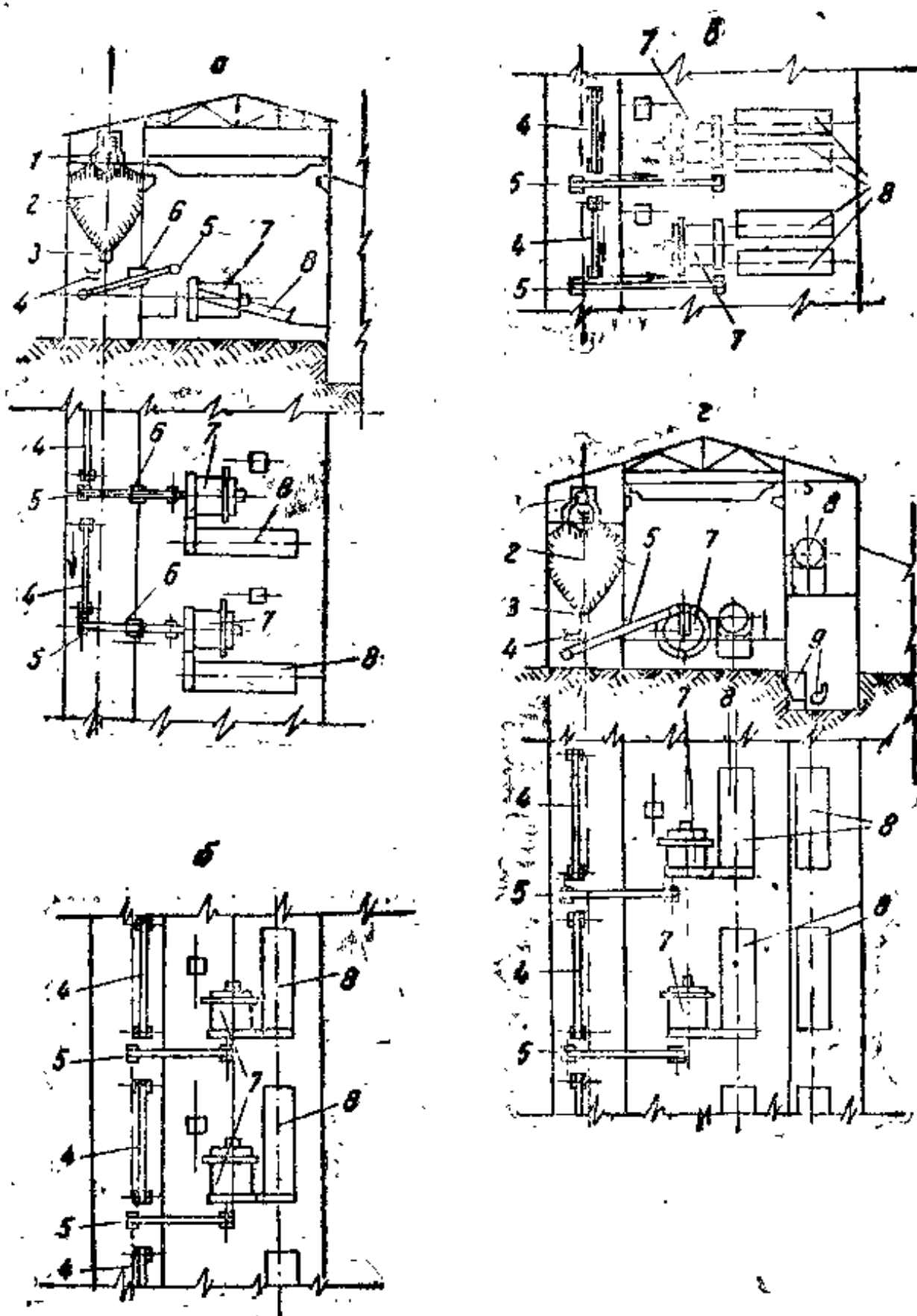


图 5-12 磨矿工段的设备配置

1—卸矿市； 2—矿仓； 3—给矿机； 4—集矿运输机； 5—倾斜运输机；
6—皮带秤； 7—磨矿机； 8—分级机； 9—泵

4. 将磨矿机及与其形成閉路的分級机排成一行，并且将控制分級或处理中矿用的分級机設在邻近的跨度（图5—12, r）。

在实践中最常用的方案为第一种。这种方案主要优点是：組成簡單而紧凑、車間跨度不大，看管方便。特別是一段磨矿时常采用此方案。在两段磨矿时，也常采用此方案，这时一段磨矿机分級机排成一行，二段磨矿机分級机配置排成一行，且低于第一磨矿段。当采用阶段选別时两磨矿段的設備配置可配置在同一水平上，使用砂泵提升矿液。設在樓上的第一段选矿机械的选別产物，經自流运输給第二磨矿段。

在配置設備时，应注意使磨矿机的傾斜給矿运输机有足够的长度，以便安装皮带秤（被动輪与自动秤之間的距离不得小于6~7米）。

图5—12, 6 中可以減少車間的寬度；电磁选矿两段磨矿，阶段选別常采用这种方案，第一段磨矿机分級机排成一行，第二段磨矿机分級机排成一行，用砂泵提升第一段溢流进行选別；同时也用砂泵提升第二段溢流进行再选。

图5—12, B 中磨矿机与分級机排成两个平行的行列，并且磨矿机的排矿口面向矿仓。在用螺旋分級机时，这样的配置可与磨矿机形成自流。这样配置方案可以应用于大型选矿厂，以增加車間寬度減少車間总长度。

图5—12, r 方案对分級机溢流进行控制分級的磨矿流程是合适的。在第二段磨矿中分別的进行預先分級和检查分級的两段磨矿流程，也可以采用这种配置方式。

处理中矿分級机和磨矿机可以安在磨矿工段或在下面的浮选工段。如果台数很多以及它們的尺寸与处理原矿所用的磨矿机尺寸相符合时，最好把全部磨矿机都設在一个跨度之內。反之，再磨矿仅有1~2台尺寸不大的磨矿机，通常設在浮选車間之內。

浮选工段的設備配置

設計浮选車間时，必須使設備配置很紧凑，看管方便而且尽

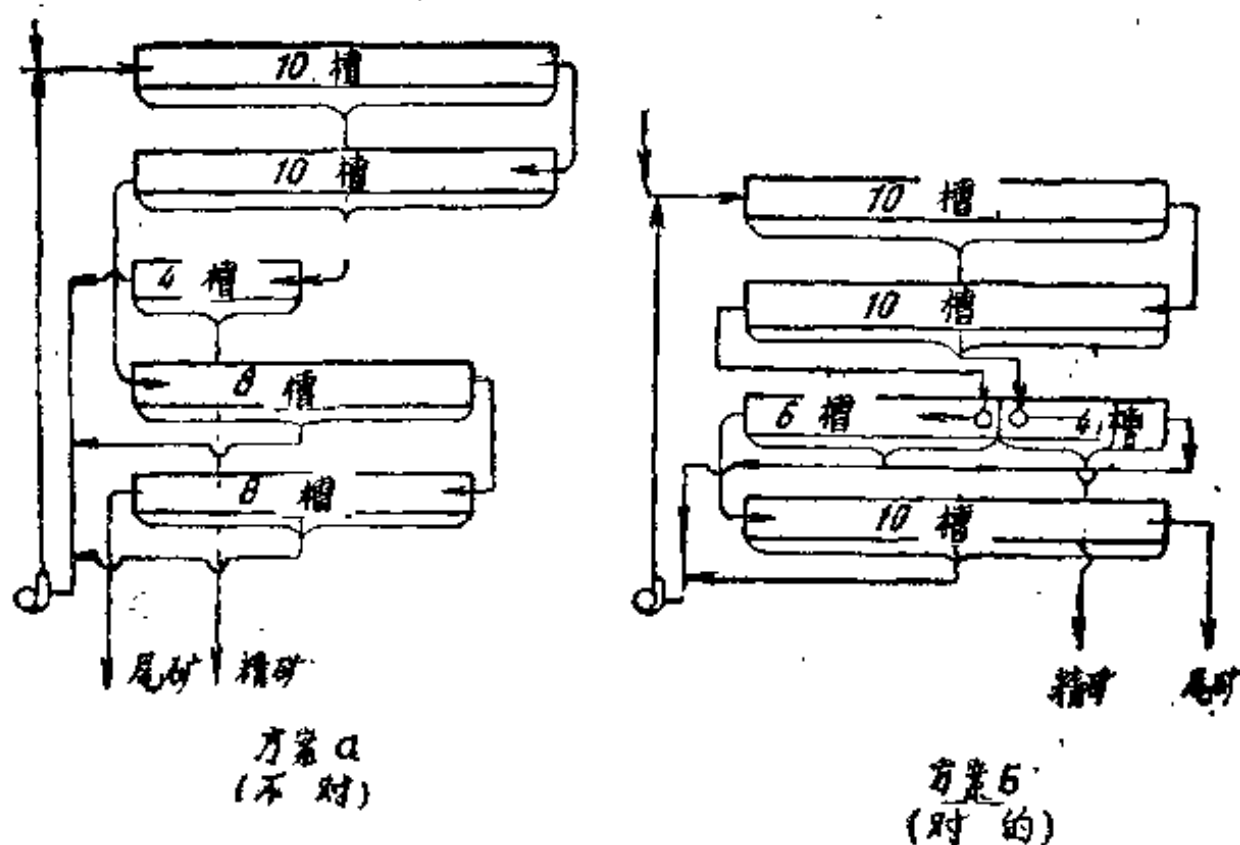
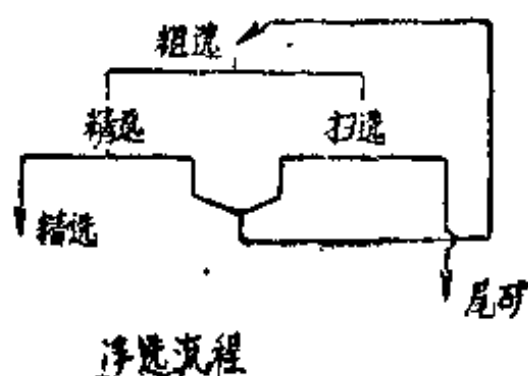


图 5—13 在同样的浮选流程中，浮选槽及作业的分配图案

量少用砂泵，同时尽量减少扬送产物的体积、提升高度及扬送的距离。浮选机在浮选车间有两种基本配置：第一种方案每列浮选机与矿仓中心线平行。在陡坡缓坡及水平厂址都可以采用。第二种方案是每列浮选机与矿仓中心线垂直，这种方案仅适用于稍微倾斜或水平厂址上。

为了设备配置紧凑，应使浮选区与矿仓的中心线平行，其长度等于磨矿车间的长度。假如浮选机一端不置调整槽，为了有效

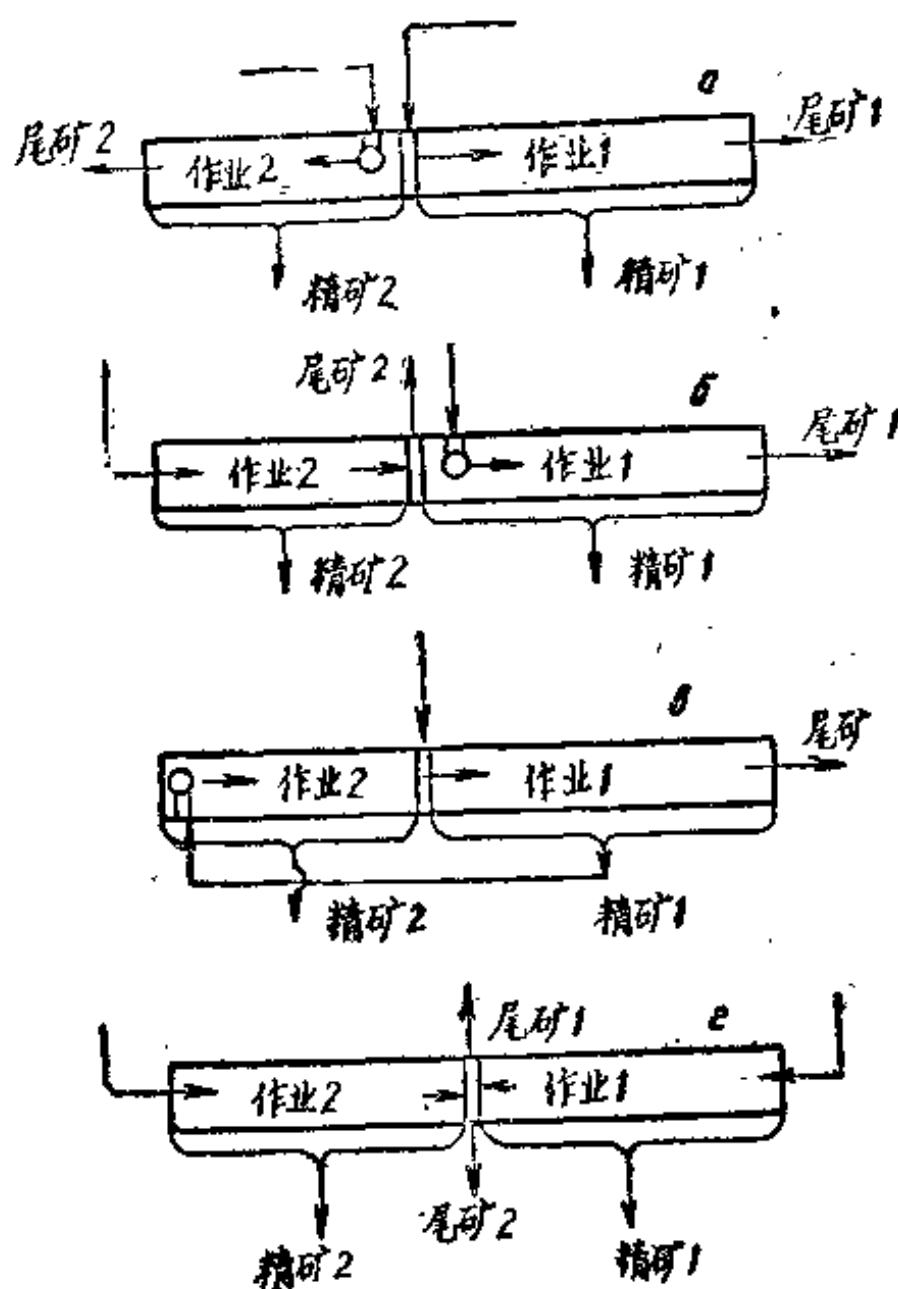


图 5—14 在一列浮选槽中进行两种工艺作业的典型示例

利用厂房面积，每列浮选机应都有同样多的槽数。

图5—13中的浮选槽：粗选—20槽，扫选—16槽，精选—4槽，总共需40槽。该图中a由5列浮选机组成，各列槽数不等，布置浪费面积，不如排成4列，每列10槽。像方案6那样，能有效的利用厂房面积。

图5—14表示用一种浮选机进行两种作业的各种方案。图中的各种排列型式完全不需要改变浮选机的配置或仅需要简单的改装，而这一点是很容易在安装机械时做到的。

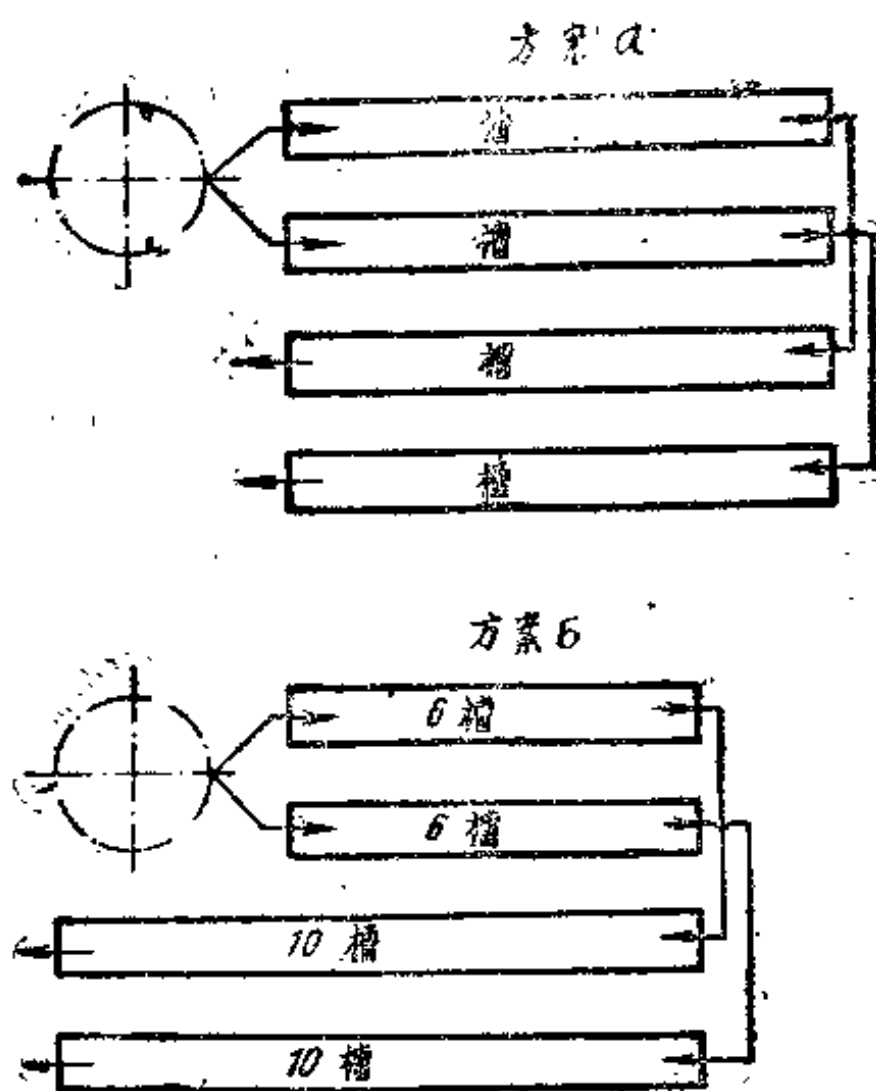


图 5—15 浮选槽的配置方案

图5—15 是在浮选槽端安装调整槽。两种方案中 b 方案配置紧凑。

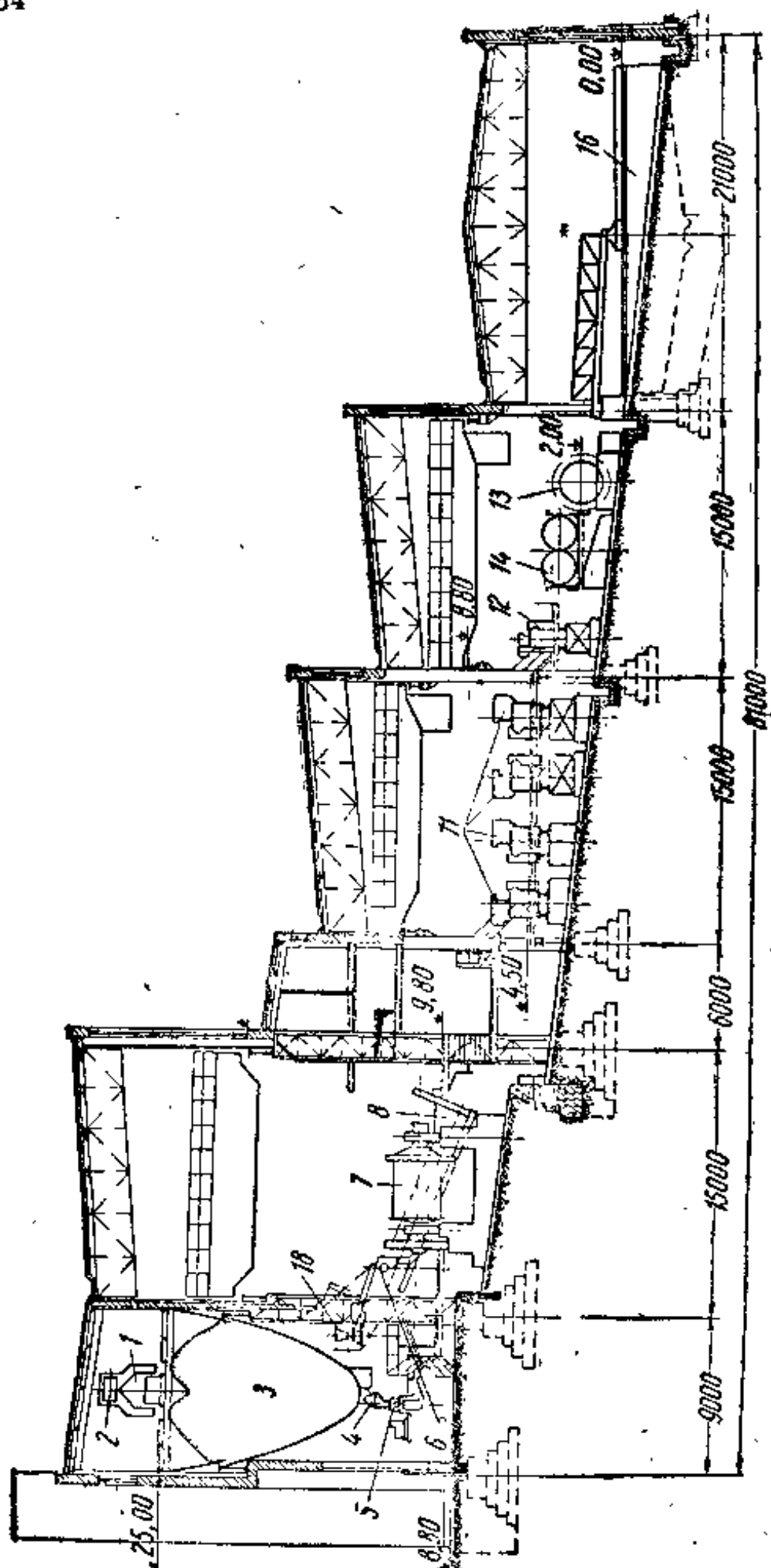
为了便于看管，最好将离心泵集中安设在一个地方或集中在几个地方，并且排成一列，以便使用二台共同的吊车。

磨矿及浮选工段的设备配置实例 图5—16 是大型选矿厂的磨矿及浮选车间的配置断面图及平面图。磨矿机安成一列。磨矿机与分级机的中心线和矿仓的中心线互相垂直，而浮选机的中心线则与矿仓的中心线平行。全厂共分 6 个跨间。第一跨间宽 9 米。在这个跨间内安设有给矿机、集矿运输机和倾斜运输机的矿

仓。第二跨間寬15米，其中安裝 2700×3600 毫米的球磨機及直徑為2000毫米的雙聯螺旋分級機。下一個寬6米的跨間中設有配電室、電動機操縱台、給藥箱與給藥機。第四跨間寬15米，設有粗選機。第五跨間與第四跨間的寬度相等，設有精選機，中礦再磨用 2100×3000 毫米的磨礦機，直徑為2000毫米的雙聯螺旋分級機和運送精礦或運送返回產物的離心泵。最後一跨間寬21米，安有濃縮中礦的直徑18米的濃縮機。選礦廠設在傾斜的場地上，因此，可使礦漿的主流不用砂泵運送。在磨礦車間中安設 $L = 14000$ 毫米、 $Q = 100/25$ 噸的橋式電動吊車。在粗選跨間中有起重重量為5噸的橋式吊車，精選與再磨跨間中設有起重重量為10噸的吊車。

圖5—17表示磨礦車間的 3200×3100 毫米的磨礦機和直徑為2400毫米的雙聯螺旋分級機的典型配置平面圖和斷面圖。磨礦採用向磨礦機直接給礦的一段磨礦流程。礦倉工段的跨距為10米，磨礦工段的跨距為18米。磨礦機中心綫間的距離為15米。在磨礦車間中設有下列設備：1—寬度為1000毫米的倉上運輸機；2—卸礦車；3—直徑為1500毫米的圓盤給礦機；4、5、6—寬度為650毫米的皮帶運輸機；7—皮帶秤；8—球磨機；9—雙聯螺旋分級機；10—起重重量為150/30噸的電動橋式吊車（起重重量這樣大的吊車，應用於裝有8~10台以上的球磨機的車間，球磨機台數少時，可按不包括球重在內的重量來選用吊車）；11—0.5噸的電葫蘆；12—運球小車。

安設其他尺寸的球磨機，且其配置情況與圖5—17相類似時，可將圖5—17中的尺寸及車間高度加以改變。例如，安裝 2100×3000 毫米的球磨機和直徑為1500毫米的雙聯螺旋分級機時，磨礦車間的主要配置尺寸如下：礦倉跨距—7.5米、磨礦車間的寬度—15米、球磨機各中心綫間的距離—12米、球磨機中心綫至吊車軌面的距離—7.5米。如安設8~10台以上的 2100×3000 毫米的球磨機，可採用起重重量為75/15噸的吊車，在磨礦機少的时候，則採用20/5噸的吊車。為使給礦量更加正確，現在通常採用圓盤



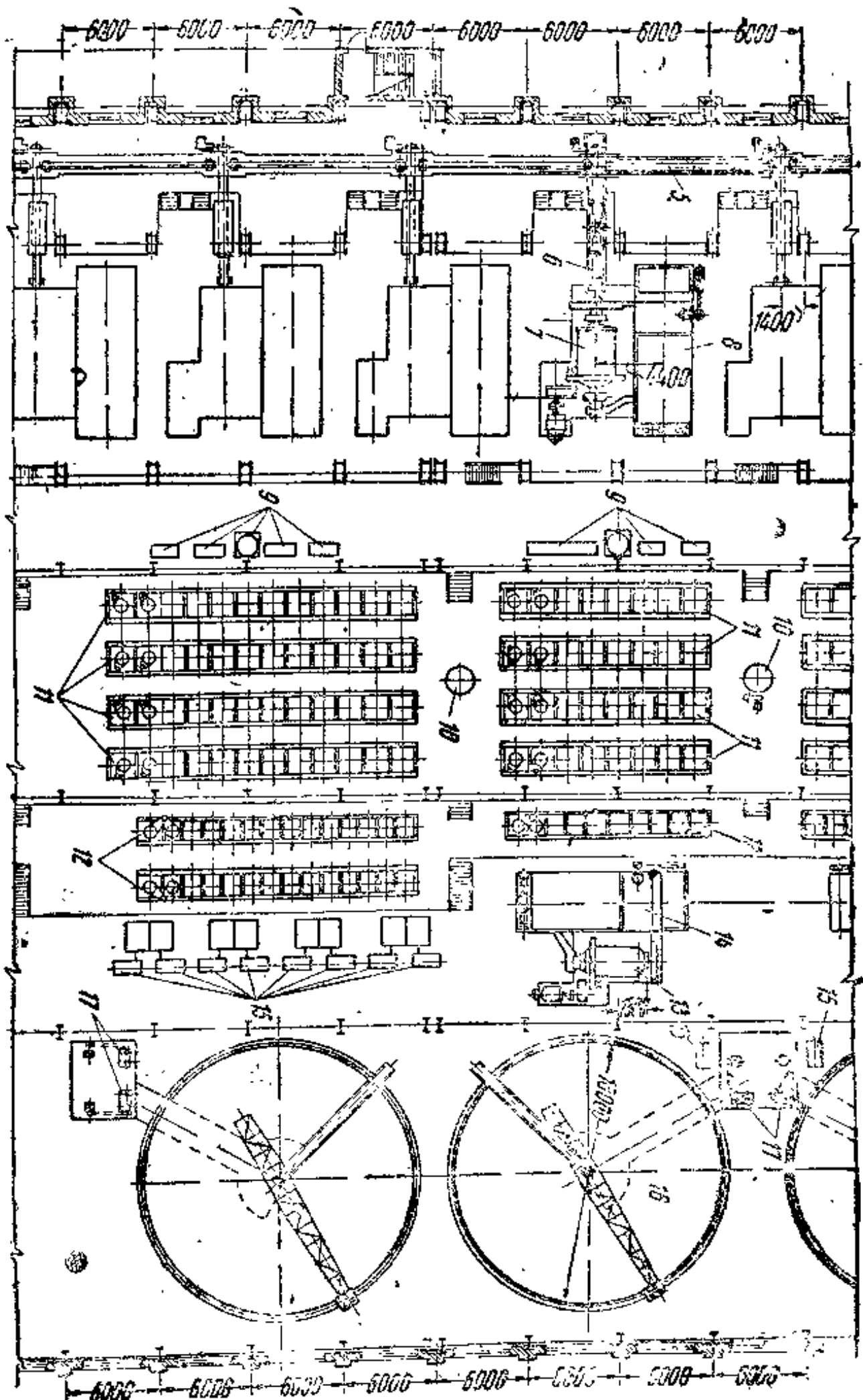


图 5—10 磨矿及浮选车间的设备配置图

1—矿仓上的运输机；2—卸矿车；3—矿仓；4—圆形给矿机；5—集矿运输机；6—皮带秤的倾斜运输机；7—球磨机；8—螺旋分级机；9—药剂桶及给药机；10—矿浆分配器；11—粗选及扫选浮选机；12—精选浮选机；13—中矿球磨机；14—螺旋分级机；15—离心泵；16—浓缩机；17—隔膜泵；18—装球吊车

給矿机，这对球磨机和分級机作业的自动化是很重要的。

設計干式电磁选矿厂，最常采用的为多层式布置系統。湿式电磁选矿厂的設備布置与浮选厂大致相同。湿法电磁选矿厂中沒有分配矿仓、球磨机，并用离心砂泵和緩傾斜的溜槽运输矿浆。

§ 6 浓缩工段和过滤工段的設備配置

設計金属选矿厂的脫水工段时，采用两种基本方案。第一种方案，浓缩工段和过滤工段与选矿工段配置在同一厂房中；第二种方案，浓缩与过滤工段单独用一个建筑物。大型选矿厂多半单独的建立过滤車間即采用第二方案。同时在配置上为二层，上层为过滤机，下层为过滤的附属設備。

設計精矿干燥时，应特別注意卫生条件，如果需干燥的精矿量很大，可設立单独的厂房。

§ 7 选矿厂的提升設備

桥式吊車的服务寬度及由地面到桥式吊車下軌路面的車間高度以及地板到建筑物結構下面的高度由图 5—18 的尺寸所决定。

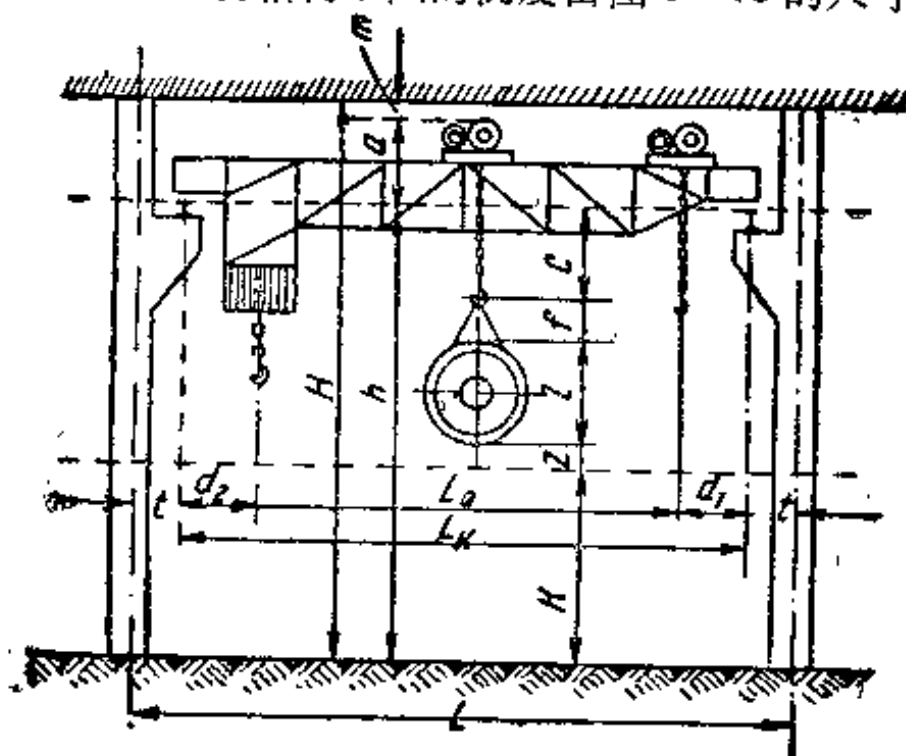


图 5—18 决定桥式吊車下軌道高度和桥式吊車服务区寬度略图

图中各种尺寸分别表示：

K — 由地板到車間設備或某种設施上部突出部分的距离；

Z — 所运設備与車間中設備的最小間隙（一般为0.5米）；

L — 所运設備高度的外形尺寸；

f — 由勾鎖到移运設備上緣的高度（ f 的最小值为1~1.5米）；

c — 由軌面到勾鎖最高位置的高度；

a — 由軌面到橋式吊車最上部的高度；

m — 吊車与建築物向下突出部分的間隙（導線在側面時， $m \geq 100$ 毫米；導線在索梁架下面時 $m > 400$ 毫米）；

t — 柱中心綫与吊車下軌道中心綫間的距離；起重量在15噸以內時， t 值等于0.5米，起重量為20~100噸時， t 值為0.75米；

d_1 — 勾鎖在左方時，軌道中心綫到勾鎖的距離；

d_2 — 勾鎖在右方時，軌道中心綫到勾鎖的距離；橋式吊車

a 、 c 、 d_1 和 d_2 可在橋式吊車產品目錄中查得。

由圖5—18中得出，從地板到起重機下軌道軌面高度 h 等于：

$$h = K + L + f + c;$$

從地板到樓板下部車間的總高度 H 應為：

$$H = h + a + m;$$

橋式吊車服務區寬度 L_0 應等于：

$$L_0 = L - 2t - d_1 - d_2.$$

選擇設備的原則是加快設備檢修，提高檢修效率，提高設備運轉率與保證設備安全運轉。根據上述原則，各種設備的吊車按以下規定選擇（見表5—3）。

浮選設備吊車選擇：

1 A，2 A，3 A，4 A 浮選機，不論台數多少，一律不設檢修吊車，5 A 及 6 A 浮選機，一般採用1噸電葫蘆或一噸電動單梁吊車；7 A 浮選機一律採用2噸電葫蘆或2噸單梁吊車。

表 5-3

各种破碎机检修吊车型式

起重量 (吨)	颚式破碎机	旋 转 破 碎 机		圆 锥 破 碎 机	
	台 数	台	数	台	数
	1~2	1	>2	1	>2
<3	手动单轨吊车	—	—	手动单轨吊车	手动单轨吊车
5	手动单梁吊车	手动单梁吊车	手动单桥吊车	手动单梁吊车	手动单梁吊车
1	手动桥式吊车	手动桥式吊车	电动桥式吊车	手动桥式吊车	电动桥式吊车
15	1 台手动桥式吊车 2 台电动桥式吊车	手动桥式吊车	电动桥式吊车	手动桥式吊车	电动桥式吊车
20	电动桥式吊车	电动桥式吊车	电动桥式吊车	—	电动桥式吊车

注：当有 4 台或 4 台以上 2100 毫米圆锥破碎机时，可选用 20 吨吊车，否则仍用 15 吨吊车。

表 5-4

各种主要破碎机所需检修吊车起重量

颚 式 破 碎 机		旋 转 破 碎 机		圆 锥 破 碎 机	
规 格	检修吊车起重量 (吨)	规 格	检修吊车起重量 (吨)	规 格	检修吊车起重量 (吨)
400×600	5	300	5	600	1
600×900	10	400	10	900	3
900×1200	30/5	500	15	1200	5
1200×1500	30/5	700	30/5	1650	10
1500×2100	50/10	900	50/10	2100	15
		1200	75/15		
		1500	125/20		

过滤设备吊车的选择：

5 台以下时，一律不设检修吊车；6 台以上时，一律采用 1 吨电葫芦或一吨单梁吊车。

表 5-5

磨矿设备检修吊车型式按下表选择

起重量(吨)	不同磨矿机台数时吊车型式		
	< 3	7~12	>13
< 3	手动单梁吊车	手动单梁吊车	手动单梁吊车
5	电动单梁吊车	电动单梁吊车	电动单梁吊车
>10	电动桥式吊车	电动桥式吊车	电动桥式吊车—电磁盘

表 5-6

三种主要磨矿机所需检修吊车起重量

设备规格	不同磨矿机台数时吊车的起重量(吨)			
	< 6	7~12	13~24	>25
2700×2100	15/3	15/3	—	—
2700×3600	10~20/5	30/5	30/5 5吨电磁盘	30/5, 10 5吨电磁盘
3200×3100	20/5~30/5	30/5	30/5 5吨电磁盘	30/5, 10 5吨电磁盘

注 当选用其他型式的磨矿机时, 吊车起重量一律按起重吊车, 不得选用安装吊车(检修吊车的起重量可从设备目录中查得)。

表 5-7

磁选设备吊车型式及起重量

磁选机型式	不同台数时检修吊车起重量(吨)			
	<50		> 5	
	型 式	起重量	型 式	起重量
带式磁选机	手动单梁吊车	5	电动单梁吊车	5
筒式磁选机	手动单梁吊车	3	电动单梁吊车	3

§ 8 劳动保护措施

我們設計的企业是社会主义的企业。在社会主义企业里的設計时必须采取必要的劳动保护措施, 以保证工人适当的劳动条件和生产操作的安全, 从而保证选矿厂生产的正常进行。

在选矿厂的设计中，应采取以下的劳动保护和安全措施：

1. 对机械的传动装置和较高的操作台应设置安全罩和栏杆，以保证工人操作安全；

2. 除尘问题应按卫生标准处理，对矿石中含尘量较多的选矿厂特别应采取妥善的措施，以保证工人健康；

3. 对有毒废水和有害气体，应按卫生标准加以处理。为了安全对工作台和通道有一定的要求。为了便于对机械的看管、调整、检修，应设安全的工作平台。需精心看管的重型设备，通道不应小于1.2~1.5米。需要看管的轻型设备附近，通道宽度应不小于1米。设备不动部分附近通道宽度为0.8米。皮带宽600毫米时，皮带机侧面通道净宽不得小于0.8米。皮带较宽时，不小于1.1米。皮带机传动端及尾轮端应有方便的通道每一面净宽不得小于1米。

梯子的宽度：主要坡道和各层间连接的梯子宽为1.2米以上，通向单人平台的梯子宽度不小于0.7米；在一般情况下，梯子的坡度应小于45°。

第六章 选矿厂设计技术经济部分

§ 1 劳动生产率及产品成本

在籍人员系数的计算

在籍人员系数是通过下式进行计算：

$$\text{在籍人员系数} = \frac{\text{每年需出勤日数}}{\text{每人每年实际出勤日数}}$$

其中每年需出勤日数：当企业为连续工作制时为 365 天。当企业为间断工作制时为 305 天。目前无论是采矿，破碎都已趋向连续工作。

间断工作每年工作日数：

$$365 - 52 - 7 = 306 \text{ 天,}$$

其中 52 天为一年内的星期天数，7 天为一年内的放假日数。

每人每年实际出勤天数：全年 365 天减去 52 个星期天，7 天节日，和病假及其他原因缺勤 10 天。因之我国目前每人每年实际出勤日数：

$$365 - (52 + 7 + 10) = 296 \text{ 天。}$$

其在籍人员系数：

$$\text{当为连续工作制时：} \frac{365}{296} = 1.24,$$

$$\text{当为间断工作制时：} \frac{306}{296} = 1.04。$$

应当指出，在计算在籍人员系数时仅与企业的连续工作或间断工作有关，而与企业的或车间的每昼夜的工作班次毫无关系。

上述连续工作制 1.24 的系数中包括了换班人员，故毋再列入换班人员。

劳动生产率的計算

一般按主要生产工人，輔助生产工人、全体职工来分別計算劳动生产率。時間以日、年作单位。每計算以吨/人及以班計之劳动生产率时用下述公式：

$$\frac{\text{年生产能力}}{\text{在籍人員} \times \text{每人每年实际工作天数}}$$

計算每人每年的生产量必須用在籍人数而不能用出勤人数去除年生产能力，选矿厂及燒結厂必須按主要生产工人，輔助生产工人和全体职工，每人每年及每人每班的生产能力計算出6个劳动生产率指标，而选矿厂还应将处理原矿的和生产精矿的分別进行計算，即需要12个指标。

产品成本計算

产品成品一般由下列項目构成：

1. 原料及主要材料；
2. 加工費：
 - 1) 輔助材料；
 - 2) 工艺过程用燃料；
 - 3) 工艺过程用动力；
 - 4) 生产工人工资；
 - 5) 生产工人附加工資；
 - 6) 折旧費；
 - 7) 修理費；
 - 8) 其他車間經費。

上面1、2項总和即产品成本（是以每吨精矿为单位計算的，如乘以年生产能力即为选矿厂的年經營費用）。

每年折旧費按投資費的5%計算，年修理費是按設備总价值的5%計算。應該着重指出：在計算成本时所有的消耗指标都应采用現在已生产的与設計类似的选矿厂先进的指标，关于車間經費

問題也應該採用生產現廠實際的，因為計算起來繁瑣而且往往與實際生產有出入，在取現廠實際數字時注意有的選礦廠已把折舊費和修理費單獨提出，計算在車間經費中，在這裡計算時，或將折舊費和修理費單獨提出計算或套用已有的指標應避免重複。

§ 2 技術經濟指標

表 6—1

每噸磁鐵礦精礦成本計算舉例

編 號	成 本 項 目	單 位	消耗定額	單 價 (元)	單位成本(元)
1	原材料礦石	噸	2.2905	3.7265	3.5357
2	輔助材料				
	鋼球	公斤	2.2905	0.3300	0.7558
	衬 板	公斤	0.6872	1.0800	0.7422
	油 灰	公斤	0.1000	1.4150	0.1415
	新 水	米 ³	6.8325	0.0125	0.0854
	环 水	米 ³	14.0980	0.0041	0.0578
3	工藝過程用燃料				
	煤	公斤	3.6648	0.0246	0.0900
4	電	度	40.1831	0.0261	1.0408
5	生產工人工資	工時	0.6102	0.3219	0.1964
6	生產工人附加工資				0.0285
7	折 旧 費				0.9057
8	修 理 費				0.4540
9	車間經費				0.9701
10	全部成本				14.0199

中小型磁选矿的技术经济指标

表 6—2

编 号	指 标 名 称	单 位	5 万~40万吨规范 的磁选矿	50~200万吨规范 的磁选矿
1	修理 1 吨原矿需:			
	1) 钢 球	公斤	2.0	2.0
	2) 衬 板	公斤	0.3	0.3
	3) 生产用水	米 ³	6.0	9.81~10.13
	新 水	米 ³	1.5	2.67~2.33
	环 水	米 ³	4.5	7.48
	4) 生产用电	度	12~15	10~11
	5) 油	公斤	0.02	0.03
2	生产 1 吨精矿成本	元	9.8	9.70
3	生产 1 吨精矿的加工费	元	4.1	4.2
4	1 吨原矿的单位投资	元	3	2.8~3.12
5	工作制度		連續工作	連續工作
	每年工作天数		340	340
	每天工作班次		3	3
	每班工作小时数		8	8

主要参考资料

1. 克·阿·拉苏莫夫著, 选矿厂设计, 煤炭工业出版社, 1980。
2. 依·尼·杜哈宁著, 选矿厂设计, 中南矿冶学院, 1958。
3. 維·阿·柯伊巴特等著, 选煤厂设计, 煤炭工业出版社, 1957。
4. C. H. 波立金著, 选矿学, 下册, 重工业出版社, 1955。

[G e n e r a l I n f o r m a t i o n]

书名=选矿厂设计

作者=鞍山冶金专科学校选矿教研组编

页数= 1 6 4

S S 号= 1 1 0 0 3 1 1 4

出版日期= 1 9 6 1 年 0 7 月第 1 版