第九篇

尾矿的综合利用

第一章　尾矿综合利用概述

第一节　尾矿综合利用的意义

一、尾矿的堆存与危害

尾矿是矿石经磨矿后进行选别，将有用矿物① 选出后，所排弃的残渣，它含有多种脉石矿物②。是冶金矿山的一种工业废料。它具有量大、集中、颗粒细小的特点。

国内外对于尾矿的处理，不论尾矿中有用矿物是否有回收价值，大都是在地面予以堆存。由于尾矿的产出量庞大，自然安息角小，如采用自然堆存的方法，则不能堆得太高，因而必须建坝堆存，占用大量田地。此外，由于尾矿的体重小、表面积大，遇水容易流走，而在原地干燥之后，遇风又容易飞扬，因此，必须进行防洪，尾矿堆表面覆土等措施，否则，被风吹扬，尾矿粉尘污染大气 被水冲走，流入农田，危害农业生产 流入江河，污染河水，破坏水质，填塞河道，造成公害 如建坝不稳固，防洪不周密，尾矿随洪泛滥，尾矿坝溃决造成淹没村庄，毁坏田地，甚至死伤人畜，所造成的灾害损失，更是无法估计。

随着现代工业的飞跃发展，钢铁和有色金属产量的不断增长，矿山选厂排出的尾矿量与日俱增，同时伴随着富矿资源的日益枯竭，贫矿资源开采比重的不断增大，金属矿山选厂的数目日益加多，选厂的规模日益扩大，因此，金属矿山选厂排出的尾矿量急剧增

① 矿物是指化学成分及物理性质上比较均一的固态，液态或气态的自然体，是由地质作用形成的一种或多种化学元素组成的化合物。能被人们利用的矿物叫做有用矿物。

② 不含有有用矿物的岩石叫做脉石．组成脉石的矿物称为脉石矿物。

加，在有的国家已堆积成山，造成灾害，据有关文献报导：美国 1965 年选矿厂排出的尾矿量约有 11 亿吨。苏联、加拿大、日本三个国家单在 1969 年生产铁、铜、铅、锌四种金属时，选厂所排出的尾矿量就达 5.6 亿吨。具有“铜矿之国”之称的赞比亚，从 1962 年至 1971 年的十年时间，所排出的铜尾矿量约为 1.6 亿吨。在这些国家中尾矿堆存所占用的田地是相当惊人的，如 1965 年美国选矿厂排出的尾矿竟占地 200 万英亩（折合 1200 万市亩），人口稠密、国土狭小的日本，迄今为止，尾矿堆积场就达 730 余个，目前已感到由于尾矿的堆存而购置土地是非常困难的了。在矿业开发较发达的一些国家中，因尾矿的堆存处理不善，而造成严重公害的则比比皆是：如 1933 年德国别尔鲍尔苏打厂尾矿坝坍陷，致使几万立方米的矿泥流入查阿拉河；1936 年 11 月日本尾去泽矿山中泽尾矿坝的后期坝采用内填式加高沉积法冲积，发生破坏后，死伤数人；1959 年 12 月苏联阿库尔斯克选厂尾矿坝发生坝体冲毁事故和马格尔尼托矿山的尾矿池初期坝发生溃决，均造成人身伤亡；1970 年 9 月 25 日赞比亚的穆富利拉铜矿的尾矿池，因位于矿体的上盘崩落区的岩层上，由于地下崩落法的开采，而导致了 71 万米^3 的尾矿涌入彼得森矿区坑内，死亡 89 人，在 435 米中段以下至 732 米中段“几乎全部彼得森矿区都被淹没，水平范围达 600 米”。“在坑内作业区的泥浆估计约 45 万米”；“大约还有 26 万米^3 的尾矿停积在上盘围岩内，必须着重指出的是，现在还没有确实证据表明这些尾矿本身已经滤干了或者已经稳定了，因此目前的局面仍然是非常危险的”①。1964 年英国威尔士北部的巴尔克铅锌矿尾矿池被洪水冲刷，尾矿流失后毁坏了大片肥沃的草原，其覆盖层厚达 0.5 米，在一般土壤中，铅锌含量超过 500ppm 就会严重毒害植物和牲畜，而覆盖的尾矿层中，有的铅锌含量高达 6～8 万 ppm，对土壤污染的严重性可以想见。美国由于选矿与选煤及尾矿池与废石堆所产生的化学与物理污染，使 900 英里（14480 公里）以上河流的水质恶化。美国佛罗里达州的磷酸盐矿，在开采和选矿过程中产出大量的呈悬浮状的胶质尾矿与矿泥，由于储存池的两座高坝倒坝，因而磷酸盐泥浆淹没周围地区，河流和平原地带矿泥泛滥成灾，造成了非常严重的大范围的环境污染；英国特罗根铅锌矿的尾矿粉尘被吹到弗林特撒尔地区，而弗龙勾茨铅锌矿的尾矿粉尘又被刮到威尔士中部地区，造成了大范围的空气污染。由此可见，由于尾矿的堆存不善而造成的危害是非常严重的。

综观国外尾矿堆存不善所造成的危害教训，如何正确认识、妥善堆存和综合利用尾矿，是具有重要意义的。

① 摘自赞比亚政府五人委员会“穆富利拉铜矿事故调查报告”。

二、尾矿综合利用的重大意义

我国对尾矿的处理，是利用荒地筑坝堆存，并采取一系列可靠的措施，同时进行维护管理。随着冶金工业的迅速发展，金属矿山选厂的处理量日益加大，相应排出的尾矿量日益增多，据长沙有色冶金设计院初步调查 50 余个矿山年排出的尾矿量约达数千余万吨，占田地上万亩，为了妥善堆存尾矿需要建坝。根据 32 个矿山的统计，建坝工程费约达 5370 万元。近年来，不少工矿企业和科研部门积极地对尾矿进行了综合利用的试验研究工作，如利用尾矿充填采矿空场，在尾矿堆积场上覆土造田，利用尾矿制造各种建筑材料等，已取得了一定的成绩。

尾矿的综合利用，不仅可以减少尾矿的堆存，节约建坝、防洪等工程费用，改善矿区的环境卫生，而且还能为国家创造财富。这不仅充分利用了国家资源，为人民兴利除害，而且还为建筑材料的原料开辟出了一条新的途径，对于积极发展材料工业，推动国民经济的迅速发展具有积极的作用。同时，尾矿的综合利用，还可少占地或采取占地还田的方式，这对于解决工业建设与农业争地的矛盾，体现工业支援农业，贯彻‘以农业为基础，工业为主导’的方针，加强工农联盟，是具有重要政治意义的。

第二节　尾矿的物理性质和化学成分

尾矿的物理形态和砂子相似，但矿物组分较砂子复杂，因它比砂子含有较多的金属矿物，同砂子一样，一般属惰性材料。

尾矿的比重取决于所含各种岩石的比例，岩石的比重一般为 2.7 ~ 3.0，干尾矿的容重和其粒级组成有关，大约为 1.0 ~ 1.7 吨/米^3。

尾矿的粒级组成取决于有用矿物在矿石中晶体嵌布粒度的大小以及使有用矿物与脉石分离所采用的选矿工艺。重选、磁选、浮选所排出的尾矿，一般粒度如下：

重选	小于 0.074 毫米	约占 10 ~ 60%
磁选	小于 0.074 毫米	约占 50 ~ 70%
浮选	小于 0.074 毫米	约占 40 ~ 80%

重选、浮选，磁选等湿法选厂所排出的尾矿，一般含水约 70 ~ 90% 的料浆。

尾矿的渗透系数是指水通过尾矿的渗透速度，单位以毫米/小时表示。尾矿在某种

状态下的渗透系数与尾矿的孔隙率、水力坡度等因素有关。当利用尾旷作充填材料时，该项指标非常重要。

尾矿一般由多种矿物组成，其主要化学成分为：SiO_2，CaO，Fe_2O_3，Al_2O_3，MgO，Na_2O，K_2O 等，至于各种化学成分所占的百分比与采出旷石中脉石的矿物组分密切相关。如脉石为火成岩类岩石，则以硅酸盐类矿物为主，其化学成分主要为 SiO_2，其次为 Al_2O_3 如脉石为沉积岩类岩石，则在砂岩中是以硅酸盐类为主，一般富含 SiO_2，在石灰岩或方解石中是以碳酸盐类矿物为主，一般富含 CaO，在高岭石中则富含 Al_2O_3 和 SiO_2，现将一些常见火成岩和沉积岩的平均化学成分列于表 9－1－1 和表 9－1－2。

表 9－1－1　常见火成岩的平均化学成分

岩石名称 / 含量(%) / 化学成分	各时代的花岗岩	正长岩包括碱性正长岩	霞石正长岩	石英闪长岩	闪长岩(石英闪长岩)除外	辉长岩(橄榄辉长岩除外)	橄榄辉长岩	辉长岩	橄榄岩
SiO_2	70.18	60.19	54.63	61.59	56.77	49.50	46.49	51.29	41.09
TiO_2	0.39	0.67	0.86	0.66	0.84	0.84	1.17	0.58	1.16
Al_2O_3	14.47	16.28	19.89	16.21	16.67	18.00	17.73	3.52	4.80
Fe_2O_3	1.57	2.74	3.37	2.54	3.16	2.80	3.66	1.82	3.96
FeO	1.78	3.28	2.20	3.77	4.40	5.80	6.17	6.00	7.12
MnO	0.12	0.14	0.35	0.10	0.13	0.12	0.17	0.13	0.10
MgO	0.88	2.49	0.87	2.80	4.17	6.52	8.86	21.06	32.25
CaO	1.99	4.30	2.51	5.38	6.74	10.64	11.48	13.88	4.42
Na_2O	3.48	3.98	8.26	3.37	3.39	2.82	2.16	0.30	0.49
K_2O	4.11	4.49	5.46	2.10	2.12	0.98	0.78	0.16	0.96
H_2O	0.84	1.16	1.35	1.22	1.36	1.60	1.04	1.20	3.53
P_2O_5	0.19	0.28	0.25	0.26	0.25	0.28	0.29	0.06	0.12

表 9－1－2　常见沉积岩的平均化学成分

岩石名称 / 含量(%) / 化学成分	页岩平均	高岭土	砂岩平均	石灰岩平均	建筑用石灰岩平均	方解石	白云岩
SiO_2	58.90	46.5	78.64	5.20	14.09		
Al_2O_3	15.63	39.5	4.77	0.81	1.75		
Fe_2O_3	4.07	—	1.08	0.54	0.77		
FeO	2.48	—	1.30				
MgO	2.47	—	1.17	7.92	4.49	—	21.90
CaO	3.15	—	5.51	42.74	40.60	56.04	30.4
Na_2O	1.32	—	0.45	0.05	0.62		
K_2O	3.28	—	1.32	0.33	0.58		
H_2O	3.72	14.0	1.33	0.56	0.88		
TiO_2	0.66	—	0.25	0.06	0.08		
P_2O_5	0.17	—	0.08	0.04	0.42		
CO_2	2.67	—	5.03	41.70	35.58	43.96	47.7
其　他	1.48	—	0.07	0.05	0.48		

第三节　尾矿的矿物组分与矿床成因的关系

金属矿山尾矿的矿物组分与送往选厂的矿石所含的脉石矿物大致相同，而脉石的矿物组分因矿床的成因类型而异。因此，研究矿床的成因、工业类型，分析研究脉石的矿物组分，这对于矿山开发前进行规划、考虑尾矿综合利用的有关工厂或其设施，是具有重大意义的。

对于不同成因、不同工业类型的矿床，其脉石的矿物种类及化学组成是不相同的，即使是同一成因和同一工业类型的矿床，也不完全相同。就是同一矿床，其上部和下部亦有差

异,因此,只能根据脉石所含的主要矿物组分来考虑利用和划分类别。兹就目前国内外对尾矿利用的研究情况和尾矿的矿物组分及矿床成因的关系等划分为下列几种类型:

一、脉石矿物以石英为主的矿床

在热液石英脉型矿床、伟晶花岗岩型矿床、残积、坡积砂矿床、机械沉积砂矿床、胶体沉积硅质砂岩型矿床以及变质沉积石英岩矿床中,主要脉石矿物一般都富含石英,这类矿床经开采选别后所排弃的尾矿中 SiO_2 的含量可达 60 ~ 90%,部分矿山实例见表 9 – 1 – 3。这类尾矿可用于生产蒸养(压)硅酸盐尾矿砖 ;蒸压加气混凝土制品 ;混凝土拌合时的掺和料 ;普通硅酸盐水泥的配料 ;当二氧化硅的含量在 90% 以上时,可作为玻璃或耐火材料的原料。

二、脉石矿物以长石、石英为主的矿床

在稀有金属花岗岩型矿床、稀有金属花岗伟晶岩型矿床、稀有金属细晶岩型矿床、稀有金属碱性岩型矿床、稀有金属碱性伟晶岩型矿床、稀有金属钠长石岩型矿床和稀有金属风化壳矿床中,主要脉石矿物一般都富含长石、石英,矿床实例见表 9 – 1 – 4 及表 9 – 1 – 5。这类矿床经开采选别后所排弃的尾矿中 R_2O($Na_2O + K_2O$)可达 4 ~ 9%。部分矿山实例见表 9 – 1 – 6,表 9 – 1 – 6 中所列的尾矿,可用作平板玻璃的配料(代替部分纯碱)生产平板玻璃。而表 9 – 1 – 4 和表 9 – 1 – 5 中的矿床,经开采选别所排弃的尾矿则可作为平板玻璃、瓶罐玻璃、纤维中碱球、低碱无硼玻璃以及结晶玻璃材料等的原料进行研究和利用。

三、脉石矿物以方解石、石灰石为主的矿床

热液碳酸盐型、胶体沉积和生物化学沉积碳酸盐型的矿床经开采选别后所排弃的尾矿,一般都富含方解石或石灰石,CaO 的含量可达 10 ~ 30%,有关矿山实例见表 9 – 1 – 7。这类尾矿可用作水泥生料的配料以烧制普通硅酸盐水泥。

四、脉石矿物以高岭土为主的矿床

热液蚀变型高岭土矿床,花岗岩风化壳高岭土矿床,蛇纹岩风化壳的含镍高岭土矿床和碱性岩风化壳的三水铝矿床,一般都富含高岭土,Al_2O_3 的含量在 20% 以上,在这类矿床中同时富含石英。热液蚀变高岭土矿床的矿山实例见表 9 – 1 – 8。这类尾矿可用作半硅耐火材料制品,或用作水泥生料的铝质校正原料。

表 9-1-3 脉石矿物以石英为主的矿山实例

序号	矿山名称	矿床成因	工业类型	脉石矿物		尾矿化学成分(%)			
				主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO
1	二道甸子矿	中温热液裂隙充填	合金石英脉金矿床	石英	方解石等	90	微	3.0	微
2	招远矿		热液石英脉型	石英	方解石、白云母	87.36	2.53		0.329
3	五龙矿	中高温热液充填含金石英脉	硫化物含金石英脉型矿床	石英、斜长石、绢云母、高岭土、方解石	绿泥石、黑云母、蛇纹石、磷灰石、角闪石、普通辉石、白云母、滑石、锆英石、柘榴子石	88.5	5.3		0.6
4	夹皮沟矿	高-中温热液石英脉型矿床	热液石英脉型矿床	石英	菱铁矿、绢云母、绿泥石、方解石				
5	大吉山矿	内生矿床中岩浆期后的汽化与高温热液裂隙充填矿床	高温热掖石英脉型黑钨矿床	石英	云母、电气石、萤石、绿柱石、长石、绿泥石、方解石、高岭土	72.44	9.69	5.91	
6	归美矿	高温热液充填矿床	高温热液石英脉型黑钨矿床	石英	透辉石、柘榴子石、透闪石、符山石、阳起石、斜长石、萤石、方解石	80			0.164
7	浒坑矿		热液石英脉型	石英		87.16			0.46
8	汝城矿	高-中温热液充填矿床	热液石英脉型黑钨矿床	石英		77.78	9.95	4.00	1.63
9	莲花山矿	中温热液矿床	热液网脉状硫化物——黑白钨矿床	石英	白云母、绢云母、绿泥石、黑云母、电气石、柘榴子石、红柱石、磷灰石、独居石	62.70			
10	大王山矿		热液石英脉型	石英		93.79	1.95		0.01
11	下垅矿		同上	石英		85.36			0.799
12	漂塘矿	高温热液石英脉矿床	热液石英脉型钨矿床	石英		78.15	4.14		3.09

序号	矿山名称	尾矿化学成分(%)							尾矿粒级组成(%)								
		MgO	K_2O	Na_2O	Fe	S	烧失量	其他	(16目) 0.991毫米	(32目) 0.495毫米	(60目) 0.246毫米	(80目) 0.175毫米	(100目) 0.147毫米	(150目) 0.104毫米	(200目) 0.074毫米	(400目) 0.038毫米	(400目以下) 0.038毫米以下
1	二道甸子矿					少量					10	50		40			
2	招远矿	0.0333			2.17						15.49	7.05	2.97	15.74	5.0	53.75	
3	五龙矿	0.7			1.89	0.3									34.98	65.02	
4	夹皮沟矿										4.63	13.27	15.61	12.10	5.26	49.17	
5	大吉山矿					0.19		0.195		33.17	35.20		9.27	7.32	6.5	8.54	
6	归美矿				3	0.067			40.49	26.51		13.14		18.16			
7	浒坑矿				0.56	0.19			0.8	1.88	54.77	0.8	4.76	21.96	14.83		
8	汝城矿	0.69	2.96	0.27		0.13				30.08	24.65			14.87	12.41		
9	莲花山矿				4.57	0.77											
10	大王山矿	0.17			1.08				33.27	20.00	2.51	6.44	10.86		10.05		
11	下垄矿				1.23	0.032			10.81	43.38	16.75	5.80	8.96	6.06	4.42		
12	漂塘矿		0.57	1.82	1.085	0.061				11.1	9.34		20.86	11.93	46.76		

表 9－1－4　脉石矿物以长石、石英为主的矿床实例

矿床类型	类型名称	产地	主要脉石矿物
一、稀有金属花岗岩矿床类型	Ⅰ. 磷钇矿独居石黑云母花岗岩型矿床	中南	钾长石(条纹长石,微斜长石),奥纳长石,石英,黑云母,角闪石,白云母
	Ⅱ. 褐钇铌矿铌铁矿黑云母花岗岩型矿床	中 南	钾长石,斜长石,石英,黑云母,角闪石
	Ⅲ. 褐钇铌矿锆石钠闪石化碱性花岗岩型矿床	西 南	钠长石,霓石,条纹长石,正长石,钠长石,石英
	Ⅳ. 硅铍钇矿氟碳钇钙矿钾长石化(白云母化)花岗岩型矿床	华 东	微斜长石,钠长石,白云母,黑云母
	Ⅴ. 铌铁矿(锆石)钠长石化黑鳞云母化(天河石化)花岗岩型矿床	中南、华东 华北	钾长石,钠长石,石英,黑云母,黑鳞云母(铁锂云母)
	Ⅵ. 黄钇钽矿钇钽铁矿钠长石化云英岩化花岗岩型矿床	华 东	钾长石,钠长石,钠奥长石,石英,白云母(锂云母)
	Ⅶ. 铌钽铁矿细晶石锰钽矿钠长石化云英岩化(锂云母化)花岗岩型矿床	中南、华东	钠长石,钾长石,石英,锂云母,含锂白云母
	Ⅷ. 绿柱石钠长石化云英岩化花岗岩型矿床	西北、西南 华东、中南	钠奥长石,微斜长石,白云母,(含锂白云母),钠长石
二、稀有金属花岗伟晶岩矿床类型	Ⅰ. 铌稀土矿物黑云母奥长石微斜长石伟晶岩	华北、东北	奥长石,微斜长石,石英,黑云母,白云母
	Ⅱ. 绿柱石铌铁矿白云母微斜长石伟晶岩	华北、东北 西 南	微斜长石,奥钠长石,石英,白云母(黑云母)
	Ⅲ. 绿柱石钽铌铁矿钠长石(散斜长石)伟晶岩	中南、西南 西北、华东	钠长石,钠奥长石,微斜长石,石英,鳞片白云母
	Ⅳ. 钽铌铁矿锂辉石钠长石伟晶岩	西南、西北	钠长石,石英,锂辉石,锂白云母
	Ⅴ. 铌钽铁矿细晶石铪锆石白云母微斜长石钠长石伟晶岩		钠长石,钠奥长石,石英,白云母,微斜长石
	Ⅵ. 绿柱石锰钽矿细晶石铯榴石铪锆石锂云母钠长石	中南、西北	钠长石,石英,锂云母,含锂白云母,绿磷云母
	云母钠长石伟晶岩	西 北	
三、稀有金属细晶岩型矿床	铌钽化细晶岩型矿床	中 南	长石,石英
四、稀有金属碱性岩型矿床	稀有金属碱性岩型矿床	东 北	长石,石英
五、稀有金属碱性伟晶岩型矿床	稀有金属伟晶岩型矿床	西 南	长石,石英
六、稀有金属钠长岩型矿床	稀有金属钠长岩型矿床	西 南	长石,石英
七、稀有金属风化壳矿床	稀有金属风化壳矿床	中 南	长石,石英

表 9-1-5 脉石矿物以长石、石英为主的矿山实例

序号	矿山名称	矿床工业类型	脉石矿物		原矿化学成分(%)									
			主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	MnO	烧失量
1	广西某稀有矿*	花岗岩型	长石、石英	绢云母、高岭土	75.31	15.34	0.41	0.54	0.11	0.17	2.86	4.20		
2	广东某稀有矿*	风化壳型	长石、石英		72.05	15.40	2.56		0.33	0.11	4.37			4.92
3	江西某稀有矿*	花岗伟晶岩型	长石、石英	电气石	68.70	15.70	2.83		—	—	3.50	2.62	0.09	

* 表中所列为原矿的化学成分,对于稀有矿山,一般说来,其原矿中稀有元素的含量均在1%以下,因此,原矿的化学成分与尾矿大致相近。

表 9-1-6 脉石矿物以长石、石英为主的矿山实例

序号	矿山名称	矿床工业类型	脉石矿物		尾矿化学成分(%)								尾矿粒度组成(%)			
			主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	Fe	(150目)0.104毫米	(200目)0.074毫米	(400目)0.038毫米	(400目以下)0.038毫米以下
1	江西某稀有矿	花岗伟晶岩型	钠长石 钾长石 石英	锂云母	72.98	14.08		1.835	0.056	1.90	4.70	0.543	35.70	21.76	21.75	20.79
2	湖北某稀有矿	花岗伟晶岩型	长石 石英		80.26~80.92	11.28~11.54	0.07~0.12	0.04~0.17	0.09~0.12	4.03~4.44	2.99~3.50					

表 9-1-7 脉石矿物以方解石为主的矿山实例

序号	矿山名称	矿床成因	工业类型	脉石矿物		尾矿化学成分(%)			
				主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO
1	凡口	形成于中深条件下的中—低温热液交代矿床	碳酸盐岩石中矿物组分比较简单的似层状透镜状热液交代矿床	方解石、石英	高岭土、云母	24.52	4.59	3.57	32.01
2	水口山	中温中深热液矿床	石灰岩中形体复杂的中温交代矿床	方解石、石英	绿泥石、柘榴子石、透辉石、符山石、云母、石膏等	30.98	6.09	21.03	17.63
3	黄沙坪	高温到中温中深热液矿床	碳酸盐岩石中的裂隙充填交代矿床	方解石、石英	萤石、白云母、绢云母、绿泥石	39.12	5.49		9.71

序号	矿山名称	尾矿化学成分(%)						尾矿粒级组成(%)								
		MgO	K_2O	Na_2O	Fe	S	烧失量	(16目) 0.991毫米	(32目) 0.495毫米	(60目) 0.246毫米	(80目) 0.175毫米	(100目) 0.147毫米	(150目) 0.104毫米	(200目) 0.074毫米	(400目) 0.038毫米	(400目以下) 0.038毫米以下
1	凡口	2.79			4.97	4.72	27.27						22.62	77.38		
2	水口山	0.83				10.67	10.74				26	10.84		10.84	52.21	
3	黄沙坪				6.26	2.45				2.77		16.04	12.94	19.30	24.49	25.69

注:广西融县和湖南的慈利铅锌矿床,属石灰岩中的层状及脉状的超低温热液矿床。脉石矿物主要为方解石、石英。

东川铜矿属石灰岩中的中温热液交代充填矿脉。脉石矿物主要为方解石、石英。

表 9－1－8　江苏某热液蚀变型高岭土矿床

序号	项目名称		内　　容
1	矿床成因		热液蚀变型矿床
2	矿物种类	主要	高岭石
		次要	石英、褐铁矿、玉髓、绢云母、明矾石、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿
3	尾矿的化学成分%		SiO_2　Al_2O_3　Fe_2O_3　SO_2　烧失量 69～71　19～21　1.5～2　1　6～8
4	尾矿粒度		粒径大于 0.25 毫米占 37% 粒径小于 0.25 毫米占 63%

注：该矿床的特点是，矿石含 SiO_2 高，含 Al_2O_3 低，与一般沉积－风化型矿床有很大差别，矿石须经漂泥后才能作为陶瓷配料，故产出的尾矿中富含石英、高岭土。

五、脉石矿物的种类较复杂的矿床

在超基性和基性的岩浆矿床中，脉石矿物主要为橄榄石、辉石、角闪石、蛇纹石、基性斜长石、柘榴子石等。

在肢体沉积和机械沉积钙、镁质砂岩型矿床中，脉石矿物主要为白云石、石灰石。

有关矿山实例如表 9－1－9。

这类矿床经开采选别后所排弃的尾矿中矿物组分较复杂，尾矿的化学成分中 SiO_2、CaO、Al_2O_3 的含量低，而 MgO、Cr_2O_3、TiO_2、Fe_2S、Fe_2O_3、MnO_2 等的含量较高，对于这种类型的尾矿可用作铸石的配料，试制铸石制品，或用于烧制陶粒。

表 9－1－9　脉石矿物较复杂的矿山实例

序号	矿山名称	矿床成因	工业类型	脉石矿物		尾矿化学组分(%)		
				主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3
1	901 矿	岩浆晚期熔离矿床	铜镍硫化矿床	辉石、橄榄石	蛇纹石、长石、闪石、柘榴子石、黑云母	39.69	4.79	
2	886 矿	岩浆矿床	铜镍硫化矿床	蛇纹石、橄榄石	辉石、滑石	33.67	1.33	
3	铜官山	岩浆期后矽卡岩型铜官山式	矽卡岩型	柘榴石、透辉石	透角闪石、阳起石、矽灰石、方柱石、符山石、绿泥石、蛇纹石、滑石、石英、方解石、白云石	39.22	5.03	

序号	矿山名称	矿床成因	工业类型	脉石矿物		尾矿化学组分(%)		
				主要的	次要的	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3
4	程潮	矽卡岩热液交代矿床	矽卡岩型铁矿床	方解石、金云母、透辉石、长石、绿帘石	蛇纹石、石膏、绿泥石、石英、阳起石	46.12	12.20	
5	鞍山某铁矿	变质沉积矿床(部分受热液作用的影响)*	前震旦纪条带状及层纹状变质沉积铁矿床(鞍山式)*	石英、角闪石类矿物	柘榴石、黑云母、方解石	62.00	1.02	17.50
6	綦江	化学的沉积矿床*	上侏罗纪成层鲕状赤铁矿床(綦江式)*	石英	其他非金属矿物……	55.16	3.99	
7	彭县	高温热液矿床	高温热液透镜体	石英		50.7	9.9	
8	攀枝花	晚期岩浆矿床	钒钛磁铁矿床	斜长石、辉石	磷灰石……	34.57	13.26	
9	立新			石英……		76.83	0.87	18.33

序号	矿山名称	尾矿化学成分(%)								尾矿粒级(%)				
		CaO	MgO	TiO_2	Cr_2O_3	Fe	S	其他	烧失量	(80目) 0.175毫米	(150目) 0.104毫米	(200目) 0.074毫米	(400目) 0.038毫米	(400目以下) 0.038毫米以下
1	901矿	8.41	20.27		0.35	10.29			5.4		17.79	31.86	9.37	40.88
2	886矿	1.19			0.52	11.25	1.7					36.86	14.83	48.33
3	铜官山	15.45	3.82	0.292	0.005	18.66	2.55							
4	程潮	10.06	8.38			5.53	0.56	P 0.21		28.82	11.55	7.7	18.23	34.7
5	鞍山某铁矿	1.99	0.72				0.031		1.27					
6	綦江	1.60	1.69				0.70		2.4	57.69	6.8	12.79	3.89	18.83
7	彭县	7.22	8.14			10.66	3.12			16.7		42	41.3	
8	攀枝花	7.41	11.64	9.82		13.23	1.16			22.77	10.5	25.56	10.41	30.76
9	立新	0.45	0.59	0.23					1.40	4.7		57.45	36.8	

* 根据程裕淇的中国铁矿床成因类型的划分。见"矿床学上册,地质出版社,朱熙人编著"p169～170页。

第四节　尾矿综合利用的途径及其要求

目前国内外对于尾矿的利用大致可以概括为下列几种途径：

(1)用作矿山地下开采采空场的充填料：水砂充填材料或胶结充填的集料。

(2)用作建筑材料的原料：制作水泥、硅酸盐尾矿砖、瓦、加气混凝土、铸石、耐火材料、陶粒、玻璃、混凝土集料、微晶玻璃、溶渣花砖、泡沫材料和泡沫玻璃等。

(3)在尾矿堆积场上覆土造田，种植农林作物。此外，还有用于修筑公路、路面的集料、防滑材料、海岸造地等。

尾矿的综合利用应立足于：尾矿用量大、产品销路广、燃料用量省、生产周期短、基建投资省、上马快、经济效果显著。在此应指出的是，尾矿综合利用还是一项新兴事业，应考虑到将来工艺过程的不断革新和改进，产品用途的逐渐推广，经营管理的提高，目前虽少盈利，但能做到少占地，不危害农业，达兴利除害之目的，就应大力探索研究，并兴建相应的工厂，以期将来的发展。

至于矿山的尾矿怎样利用，首先应根据尾矿的物理化学性质和矿物组分，选择适宜的利用途径，同时根据矿山的开发和建设的需要，矿区附近对建筑材料的需要情况，并考虑矿山的交通运输、电力、材料、燃料等的供应条件合理确定。例如某矿的井下需充填，而该矿的尾矿不易风化水解、不产生有毒有害气体、粒级大部分在0.037毫米以上时，则可将尾矿用作井下充填材料；对于尾矿中含石英很高，当地对建筑材料的需用量大，则可考虑利用尾矿生产蒸压硅酸盐砖、瓦，当尾矿中的石英含量高，同时有害组分(硫、铁、钛、铬等)的含量又很微时，还可用作玻璃的原料；又如当矿山产出的尾矿中含CaO较高，而MgO的含量又很低时，则可用作水泥的原料；再如当矿山产出的尾矿中富含Al_2O_3和SiO_2，则可考虑用作耐火材料的原料。此外，对于成分复杂的尾矿，当尾矿中的矿物组分和化学成分符合生产铸石制品的原料要求时，则可用来试制铸石制品，或用于烧制陶粒。总之，尾矿的综合利用应根据矿山的具体条件，全面考虑确定。

但是不论将尾矿利用于那种途径，必须注意下列几点：

(1)尾矿中有用金属或有用矿物的含量很微，预计在较长年限内在选矿技术上难以回收。

(2)尾矿中不含有放射性元素或含量极微，如用以制作建筑材料，其放射剂量不致危

害人体健康。

(3)尾矿的物理化学性质和矿物组成(包括有用矿物和微量有害元素)基本符合于利用途径的要求。

(4)在利用尾矿之前,对其所含选矿药剂和油类,应采取适当措施妥善处理。

(5)利用尾矿制作建筑材料时,必须注意回收尾矿中所含微量的有用金属和稀、贵金属。

为此,在利用尾矿时,应对尾矿进行化学成分的全分析、粒级组成的分析、药剂和油类含量的分析,并对其比重、容重、孔隙率、压实系数、渗透率、水解难易度等进行测定。

第二章　利用尾矿回收有用金属与矿物

尾矿再选是尾矿利用的两个主要内容之一，它包括老尾矿再选利用，还包括新产生尾矿的再选以大力减少新尾矿的堆存量，还包括改进现行技术减少新尾矿的产生量。

尾矿再选使其成为二次资源，可减少尾矿坝建坝及维护费用，节省破磨、开采、运输等费用，还可节省设备及新工艺研制的更大投资，因此受到越来越多的重视，尾矿再选已在铁矿、铜矿、铅锌矿、锡矿、钨矿、钼矿、金矿、铌钽矿、铀矿等许多金属矿的选矿尾矿再选方面取得了一些进展及效益，虽然其规模及数量有限，但取得的经济、环境及资源保护效益是明显的，前景是良好的。

尾矿再选的难题在于弱磁性铁矿物和共、伴生金属矿物和非金属矿物的回收。而弱磁性铁矿物，其伴生金属矿物的回收，除少数可用重选方法实现外，多数要靠强磁、浮选及重磁浮组成的联合流程，需要解决的关键问题是有效的设备和药剂。采用磁－浮联合流程回收弱磁性铁矿物，磁选的目的主要是进行有用矿物的预富集，以提高入选品位，减少入浮矿量并兼脱除微细矿泥的作用。为了降低基建和生产成本，要求采用磁选设备最好具有处理量大且造价低的特点。用浮选法回收共、伴生金属矿物，由于目的矿物含量低 为获得合格精矿和降低药剂消耗，除采用预富集作业外，也要求药剂本身具有较强的捕收能力和较高的选择性。因此今后的方向是在研究新型高效捕收剂的同时，可在已有的脂肪酸类、磺酸类药剂的配合使用上开展一些研究工作，以便取长补短，兼顾精矿品位和回收率。对于尾矿中非金属矿物的回收，多采用重浮或重磁浮联合流程，因此，研究具有低成本、大处理量、适应性强的选矿工艺、设备及药剂就更为重要。

第一节　铁尾矿的再选

每选出 1t 铁精矿要排出 2.5～3t 尾矿，我国铁矿选矿厂尾矿具有数量大、粒度细、类型繁多、性质复杂的特点。根据 1996 年黑色冶金矿山统计年报，全国铁矿选矿厂入选原矿量为 2.15 亿 t，排出的尾矿量达 1.3 亿 t，占入选矿石量的 60.46%；全国重点铁矿选矿厂入选原矿量为 1.10 亿 t，排出的尾矿量达 5802.6 万 t，占入选矿石量的 52.75%。目前，我国堆存的铁尾矿量高达十几亿吨，占全部尾矿堆存总量的近 1/3。因此，铁尾矿再选已引起钢铁企业的重视，并已采用磁选、浮选、酸浸、絮凝等工艺从铁尾矿中再回收铁，有的还补充回收金、铜等有色金属，经济效益更高。

一、铁尾矿的类型

我国铁矿选矿厂的尾矿资源按照伴生元素的含量可分为单金属类铁尾矿和多金属类铁尾矿两大类。

(一)单金属类铁尾矿

根据其硅、铝、钙、镁的含量又可分为：

1. 高硅鞍山型铁尾矿

该类铁尾矿是数量最大的铁尾矿类型，尾矿含硅高，有的含 SiO_2 量高达 83%，一般不含有价伴生元素，平均粒度 0.04～0.2mm，属于这类尾矿的选矿厂有本钢南芬、歪头山、鞍钢东鞍山、齐大山、弓长岭、大孤山，首钢大石河、密云、水厂，太钢峨口，唐钢石人沟等选矿厂。

2. 高铝马钢型铁尾矿

该类尾矿年排出量不大，主要是分布在长江中下游宁芜一带，如江苏吉山铁矿、马钢姑山铁矿、南山铁矿及黄梅山铁矿等选矿厂。其主要特点足 Al_2O_3 含量较高，多数尾矿不含有伴生元素和组分，个别尾矿含有伴生硫、磷，－0.074mm 粒级含量占 30%～60%。

3. 高钙镁邯郸型铁尾矿

这类尾矿主要集中在邯郸地区的铁矿山，如玉石洼、西石门、玉泉岭、符山、王家子等选矿厂。主要件生元素为硫、钴及微量的铜、镍、锌、铅、砷、金、银等，－0.074mm 粒级含量占 50%～70%。

4. 低钙、镁、铝、硅酒钢型铁尾矿

这类尾矿中主要非金属矿物是重晶石、碧玉，伴生元素有钴、镍、锗、镓和铜等，尾矿粒度为 -0.074mm 占 70%左右。

(二)多金属类铁尾矿

主要分布在我国西南攀西地区、内蒙古包头地区和长江中下游的武钢地区，特点是矿物成分复杂、伴生元素多，除含有丰富的有色金属，还含有一定量的稀有金属、贵金属及稀散元素。从价值上看，回收这类铁尾矿中的伴生元素，已远远超过主体金属——铁的回收价值。如大冶型铁尾矿(大冶、金山店、程潮、张家洼、金岭等铁矿选矿厂)中除含有较高的铁外，还含有铜、钴、硫、镍、金、银、硒等元素；攀钢型铁尾矿中除含有数量可观的钒、钛外，还含有值得回收的钴、镍、镓、硫等元素；白云鄂博型铁尾矿中含有 22.9%的铁矿物、8.6%的稀土矿物以及 15.0%的萤石等。

二、铁尾矿中铁矿物的回收

(一)武钢程潮铁矿选矿厂

武钢程潮铁矿属大冶式热液交代矽卡岩型磁铁矿床，选矿厂年处理矿石 200 万 t，生产铁精矿 85.11 万 t，排放尾矿的含铁品位一般在 8% ~ 9%，尾矿排放浓度 20% ~ 30%，尾矿中的金属矿物主要有磁铁矿、赤铁矿(镜铁矿、针铁矿)；其次为菱铁矿、黄铁矿；少量及微量矿物有黄铜矿、磁黄铁矿等。脉石矿物主要有绿泥石、金云母、方解石、白云石、石膏、钠长石及绿帘石、透辉石等。尾矿多元素分析见表 9-2-1，尾矿铁矿物物相分析见表 9-2-2，尾矿粒度筛析结果见表 9-2-3。

表 9-2-1　尾矿多元素分析结果　(%)

成　分	Fe	Cu	S	Co	K_2O	Na_2O	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2	P
质量分数	7.18	0.018	3.12	0.008	2.86	2.17	13.52	11.48	9.00	37.73	0.123

表 9-2-2　尾矿铁物相分析结果

相 态	磁性物中铁	碳酸盐中铁	赤褐铁矿中铁	硫化物中铁	难溶硅酸盐中铁	全 铁
品 位/%	1.75	0.45	3.75	1.20	0.03	7.18
占有率/%	24.37	6.27	52.23	16.71	0.42	100.00

表 9－2－3　尾矿粒度筛析结果

粒　度/mm	产 率/%		品 位 (TFe)/%	回收率/%	
	部 分	累 计		部 分	累 计
+0.9	1.27	1.27	5.54	0.89	0.89
−0.9～+0.45	6.06	7.33	4.46	3.57	4.46
−0.45～+0.315	5.95	13.28	4.40	3.31	7.77
−0.315～+0.18	14.00	27.28	4.94	8.75	16.52
−0.18～+0.125	7.63	34.91	6.32	6.10	22.62
−0.125～+0.098	2.54	37.45	7.28	2.34	24.96
−0.098～+0.090	2.39	39.84	7.52	2.27	27.23
−0.090～+0.076	6.16	46	8.18	6.37	33.60
−0.076～+0.061	4.89	50.89	8.66	5.36	38.96
−0.061～+0.045	7.13	58.02	8.93	8.05	47.01
−0.045	41.98	100.00	9.98	52.99	100.00
小　计	100.00		7.91	100.00	

由表 9－2－1、表 9－2－2、表 9－2－3 可知，程潮铁矿选矿厂尾矿中，磁性物中含铁量为 1.75%，占全铁的 24.37%；赤褐铁矿中含铁量为 3.75%，占全铁的 52.23%。而磁铁矿多为单体，其解离度大于 85%，极少与黄铁矿、赤褐铁矿及脉石连生；赤褐铁矿多为富连生体，与脉石连生，其次是与磁铁矿连生，在尾矿中尚有一定数量的磁性铁矿物，它们大部分以细微和微细粒嵌布及连生体状态存在。

程潮铁矿选矿厂选用一台 JHC 120－40－12 型矩环式永磁磁选机作为尾矿再选设备进行尾矿中铁的回收。选矿厂利用现有的尾矿输送溜槽，在尾矿进入浓缩池前的尾矿溜槽上，将金属溜槽 2 节(约 2m)拆下来，设计为 JHC 永磁磁选机槽体，安装一台 JHC 型矩环式永磁磁选机，将选矿厂的全部尾矿进行再选，再选后的粗精矿用渣浆泵输送到现有的选别系统继续进行选别，经过细筛一再磨、磁选作业程序，获得合格的铁精矿；再选

后的尾矿经原有尾矿溜槽进入浓缩池，浓缩后的尾矿输送到尾矿库。尾矿再选工艺流程如图 9－2－1 所示。

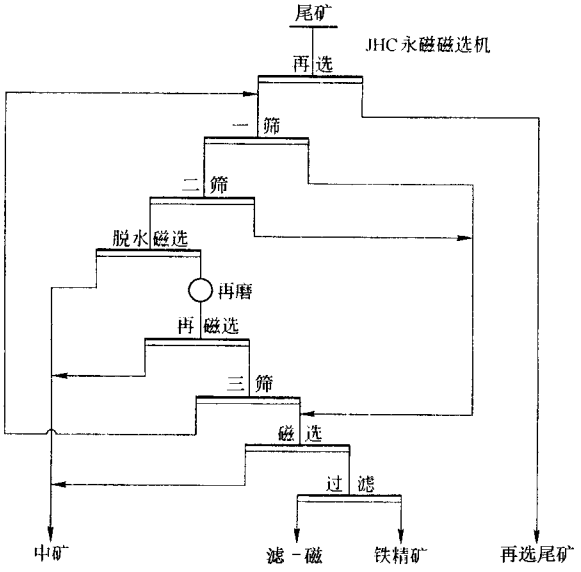


图 9－2－1　尾矿再选工艺流程图

程潮铁矿选矿厂尾矿再选工程于 1997 年 2 月份正式投入生产，通过取样考查，结果表明，选厂尾矿再选后可使最终尾矿品位降低 1% 左右，金属理论回收率可达 20.23%，每月可创经济效益 10.8 万元，年经济效益可达 124.32 万元。尤其所选用的 JHC 型矩环式永磁磁选机具有处理能力大、磁性铁回收率高、无接触磨损的冲洗水卸矿、结构简单、运行可靠、作业率高、成本造价低、使用寿命长等优点。

（二）冯家峪铁矿选矿厂

冯家峪铁矿属鞍山式沉积变质矿床，选矿厂设计年处理原矿 80 万 t，选矿厂采用阶段磨矿磁选细筛闭路工艺流程。尾矿含铁品位一般在 7% ~ 8%，排放浓度 5% ~ 6%，尾矿中的铁矿物为单一的磁铁矿及其贫连生体，脉石矿物主要为石英、云母、角闪石及斜长石等。

为完善工艺流程，充分利用铁矿资源，选矿厂采用 HS－ϕ1600mm×8 盘式磁选机直接从尾矿中回收粗精矿。将原 ϕ426mm 铸铁管改为明槽，利用厂房现有尾矿排放高差，使再选后的粗精矿自流至细筛筛上泵池，给入二段 ϕ2.7m×3.6m 球磨机进行再磨。磨矿及选别、过滤作业均利用原工艺流程的设备。尾矿再选工艺仅增加一台 HS－ϕ1600mm×8 盘式磁选机及 60m^2 厂房，增加尾矿再选后的工艺流程如图 9－2－2 所示。

HS－ϕ1600mm×8 盘式磁选机性能见表 9－2－4。

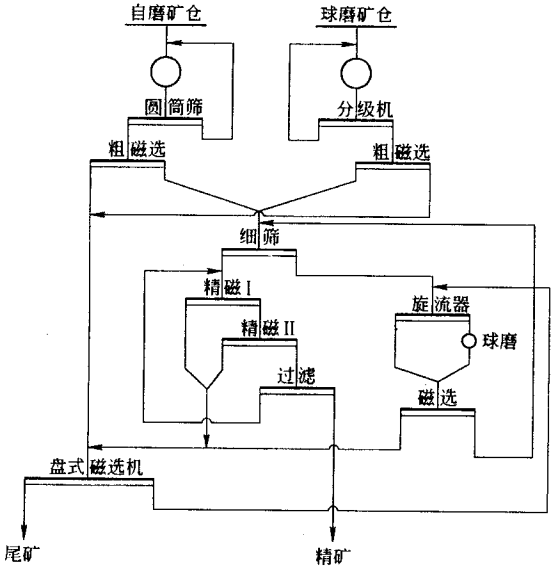


图 9－2－2　增加尾矿再选工艺流程图

表 9－2－4　磁选机性能列表

选槽型式	逆 流	圆盘转速/r·min^{-1}	1.5(可调)
给矿粒度/mm	0.5～0	原矿处理量/t·h^{-1}	75～100
盘面磁感应强度/kA·m^{-1}	97.27	电机功率/kW	5.5
盘数/个	8	机重/kg	5100
圆盘直径/mm	ϕ1600	外形尺寸/mm	1900×2150×1725

生产实践表明，尾矿再选可使选厂最终尾矿品位降低 0.81%，每年可从排弃的尾矿中，多回收合格铁精矿约 7200t。年创利润可达 70 万元。

(三)歪头山铁矿选矿厂

歪头山铁矿亦属鞍山式沉积变质岩，矿石性质与冯家峪铁矿矿石性质相近，选矿厂设计年处理原矿石 500 万 t，排出的尾矿中主要金属矿物为磁铁矿，脉行主要为石英、阳起石、绿帘石及角闪石，同时尚含有细粒单体铁矿物及贫连生体，含铁品位一般在 7%～8%，排放浓度 5%～6%。尾矿化学分析、铁物相分析、筛水析及磁性分析分别见表 9－2－5、表 9－2－6、表 9－2－7。

表 9－2－5　多元素化学分析结果　（%）

成 分	TFe	SFe	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P	K_2O	Na_2O	烧减
质量分数	7.91	5.96	4.63	72.42	3.32	3.93	4.67	0.092	0.095	0.73	0.66	2.63

表 9－2－6　铁物相分析结果　（%）

相 态	磁铁矿	假象赤铁矿	赤褐铁矿	碳酸铁	黄铁矿	硅酸铁	全铁
铁的质量分数	3.00	0.55	0.13	0.22	0.09	3.86	7.85
分布率	38.21	7.01	1.66	2.80	1.15	49.17	100.00

表 9－2－7　粒度分析结果

粒 级/mm	产 率/%	铁品位/%	铁分布率/%
+0.2	10.22	4.47	5.78
−0.2+0.1	30.16	6.24	23.62
−0.1+0.076	7.06	8.33	7.41
−0.076+0.050	13.50	10.09	17.08
−0.050+0.038	8.18	9.90	10.18
−0.038+0.030	1.94	9.05	2.26
−0.030+0.019	8.28	13.00	13.57
−0.019+0.010	8.90	6.77	7.54
−0.010	11.76	8.53	12.56
合　　计	100.00	7.96	100.00

选厂也选用 HS－ϕ1600mm×8 盘式磁选机作为尾矿再选的粗选设备，再选后的粗精矿经弱磁选－球磨－磁力脱水槽－双筒弱磁选工艺，工艺流程见图 9－2－3，可获得产率 2.46%、铁品位 65.76%、回收率 21.23% 的优质铁精矿，年实现产值 587.75 万元，利税 302.88 万元。

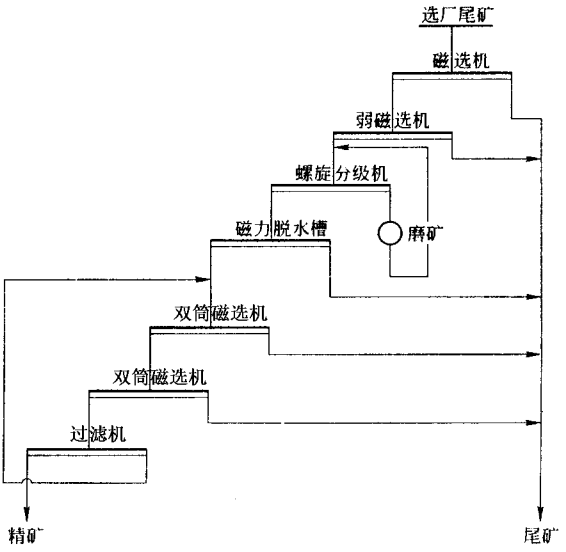


图 9－2－3　尾矿再选工艺流程图

(四)本钢南芬选矿厂

选矿厂设计年处理原矿石 1000 万 t,尾矿含铁品位一般在 7%～9%,总尾矿排放浓度 12%左右。尾矿中的铁矿物主要为磁铁矿,其次为黄铁矿、赤铁矿;脉石矿物主要为石英、角闪石、透闪石、绿帘石、云母、方解石等。尾矿铁物相分析见表 9－2－8。

由表 9－2－8 可知,南芬选矿厂尾矿中除 SiO_2 外,TFe 为 8.60%,而铁矿物呈磁性铁状态的铁含量为 7.41%,占全铁的 86.16%,且铁分布率－0.125mm 占 95.16%。

表 9－2－8　尾矿铁物相分析结果　　(%)

相 态	黄铁矿	磁铁矿	赤铁矿	全 铁
质量分数	0.61	7.41	0.58	8.60
分布率	7.10	86.16	6.74	100.00

南芬选矿厂尾矿再选工艺于 1993 年 11 月投入生产运行。尾矿再选厂选用 HS 回收磁选机和再磨再选加细筛自循环弱磁选流程回收尾矿中的铁矿物,工艺流程见图 9－2－4。生产实践表明,采用该流程可获得品位 64.53%、回收率为 7.56%的低硫低磷的铁精矿,1994～1995 年处理尾矿 225 万 t,获得铁精矿 8.6 万 t,创效益 1032 万元以上。

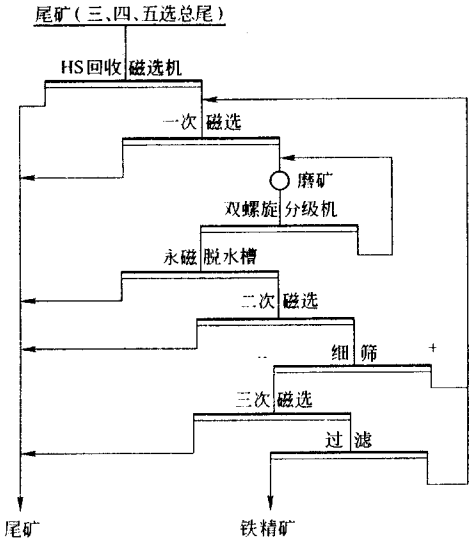


图 9－2－4　再选厂工艺流程图

（五）威海铁矿选矿厂

威海铁矿是胶东半岛最大的铁矿山，年处理原矿 25～30 万 t，年产铁精矿 8～10 万 t，每年向尾矿库排放尾矿 12 多万 t。尾矿经取样分析知，尾矿品位为 5.92%，主要金属矿物为磁铁矿，其次为黄铁矿、磁黄铁矿，再其次为赤铁矿、褐铁矿、闪锌矿、黄铜矿、辉铜矿 脉石矿物以蛇纹石、透辉石、透闪石为主，其次为橄榄石、金云母，再次为斜长石、石英、滑石、绢云母、绿帘石、绿泥石。尾矿中有部分非磁性和弱磁性矿物及连生体存在，其构成见表 9－2－9，尾矿粒度筛析结果见表 9－2－10。

表 9－2－9　尾矿中铁构成　（%）

项目	非磁性矿物	弱磁性矿物	精矿场流失	工艺设备不正常	合计
质量分数	2.64	1.82	1.40	0.06	5.92
比 例	44.59	30.74	23.56	1.02	100.00

表 9－2－10　尾矿粒度筛析结果

粒度/mm	产率/%	品位/%	粒度/mm	产率/%	品位/%
+0.5	4.70	3.52	0.074～0.042	16.26	5.94
0.5～0.35	4.54	3.76	－0.042	15.23	5.47

粒度/mm	产率/%	品位/%	粒度/mm	产率/%	品位/%
0.35～0.10	46.05	6.23	合 计	100.00	5.80
0.10～0.074	13.22	5.94			

选矿厂根据铁矿原生产工艺特点，在原有最终尾矿输送前增设一台尾矿再选回收设备回收尾矿中的铁，同时把精矿场回水用返矿泵也打入尾矿再选设备。改造后的工艺流程如图 9－2－5 所示。

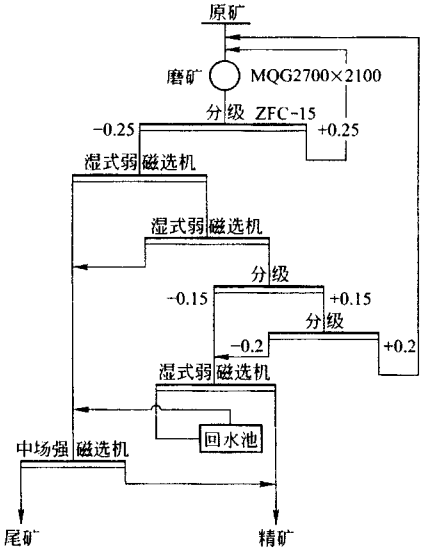


图 9－2－5　改造后的工艺流程

实际生产表明，通过尾矿再选工艺，可使尾矿品位降低 2.63%，金属回收率提高 5.63%。按年处理原矿 20 万 t 计，可多回收铁精矿 4931h，增加经济效益 150.9 万元。

(六)齐大山铁矿选矿厂

齐大山铁矿选矿厂的综合尾矿是用管道输送到周家沟尾矿坝堆存，日排放尾矿约 1.4 万 t，通过对 2 号泵站收取的尾矿样品进行产品粒度化学分析结果为：尾矿中含铁 11.47%～13.75%，尾矿浓度 14.2%～17.1%，尾矿中尚有数量可观的铁矿物处在螺旋溜槽的有效回收粒度范围内。

齐大山选厂对该尾矿进行了再选的工业试验，其工艺流程是：选矿厂排放的尾矿浆，通过两条 ϕ800mm 尾矿输送管路(一条生产、一条备用)经泵站加压后，扬送到尾矿坝内，再从二泵站泵房前 30m 处的尾矿主管道的侧下方，分别引出直径为 108mm 的尾矿分管

路，经技术处理后，利用矿浆余压和助推力，把矿浆送至距地面 7m 高的矩形矿浆分配器中，矿浆经螺旋溜槽浓缩和脱泥后，再进行两段重选，选别设备分别为 ϕ1200mm 四节距和五节距的螺旋溜槽，最后分离出三种产品，精矿和中矿自流到各自的泵池，自然脱水后再运到料场待售。尾矿用 4PNJ 胶泵强制送入后面的尾矿总管路中。考虑连续运转的必要性，线流管路、三段矿浆泵均有备用设备。为了保证连续排矿，修建了容积为 $17m^3$ 的 5 个高位贮矿槽，分别堆存精矿和中矿，并修建了面积约 $400m^2$ 的露天料场。

通过 1 年多的工业试验表明，尾矿经再选后可获得含铁 57% ~ 62% 的冶金用铁精矿和含铁 35% ~ 45% 的建材工业用水泥熔剂，最终综合尾矿品位为 9.52% ~ 12.47%。

(七)昆钢上厂铁矿选矿厂

上厂铁矿厂目前尾矿库已堆积尾矿近千万吨，含铁品位大于 20%，铁金属的损失量巨大。经分析尾矿中有用矿物主要由赤铁矿和褐铁矿组成，另有少量的磁铁矿、碳酸铁、硫化铁及硅酸铁，另外尾矿中矿泥含量很大。尾矿的多元素分析、铁的化学物相分析及尾矿的矿物组成及其单体解离度分别见表 9 - 2 - 11、表 9 - 2 - 12、表 9 - 2 - 13。

表 9 - 2 - 11　尾矿多元素化学分析结果　(%)

成 分	TFe	SiO_2	Al_2O_3	S	P	Na_2O	K_2O	CaO
质量分数	22.60	37.05	12.84	< 0.05	0.044	0.075	2.12	0.78

表 9 - 2 - 12　铁的化学物相分析结果　(%)

相 态	碳酸铁	磁铁矿	硫化铁	赤褐铁矿	硅酸铁	合 计
铁的质量分数	0.58	0.87	0.87	15.98	4.48	22.78
分布率	2.23	3.34	3.34	73.86	17.23	100.00

表 9 - 2 - 13　尾矿中主要矿物含量及解离度测定结果　(%)

矿 物	赤铁矿	褐铁矿	磁铁矿	脉 石
矿物的质量分数	31.28	2.80	微量	65.92
解离度	41.93	47.72		82.01

为了回收尾矿中的铁矿物，上厂铁矿于 1999 年 5 月在其洗选车间安装了 3 台 Slon - 1500 立环脉动高梯度磁选机用于尾矿再选，并于 1999 年 7 月份投产进行工业生产试验。生产流程见图 9 - 2 - 6。

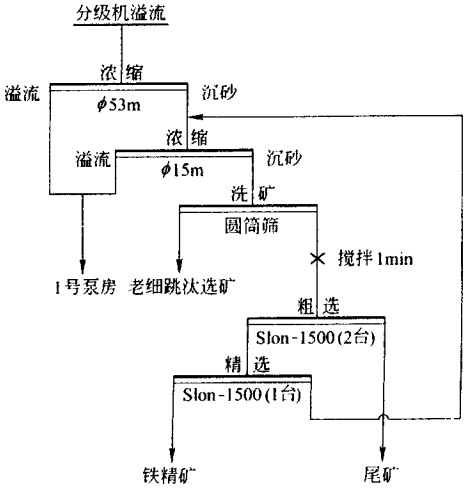


图 9-2-6　生产工艺流程

上厂铁矿试验洗选车间原生产流程(处理栈桥原矿)是通过二段槽洗机槽洗,使矿泥分离。+2mm 返砂经振动筛分级,+11mm 进入大粒跳汰机;-11mm 经 φ1200mm 单螺旋分级机,溢流丢弃,返砂经小振动筛分级,-6mm 进入 CS-1 感应辊式强磁选机一次粗选、一次扫选;+6mm 进入 CS-2 感应辊式强磁选机一次粗选、一次扫选。而一段槽洗机溢流(-2mm)进入 φ1500mm 双螺旋分级机,其溢流丢弃,返砂经 φ1200mm 单螺旋分级机,溢流丢弃,返砂进入细粒跳汰机。现在 Slon-1500 立环脉动高梯度磁选机生产流程是以洗选车间原生产流程中 φ1500mm 双螺旋分级机溢流和 φ1200mm 单螺旋分级机溢流,经 φ53m 高效浓密机浓缩,并经 φ15m 浓密机脱去部分泥后给入 Slon-1500 立环脉动高梯度磁选机。

操作条件:脉动冲程粗选 16mm、精选 20mm;脉动冲次粗选 220 次/min、精选 270 次/min;背景场强粗选 0.94T、精选 0.74T。

生产试验结果表明,对含 Fe22%左右的给矿,经 Slon-1500 立环脉动高梯度磁选机一次粗选、一次精选全磁选流程选别,可获铁精矿品位 55%以上,精矿产率 13%以上,回收率 34%以上,经济效益可观。

(八)梅山铁矿选矿厂

梅山铁矿选矿厂是年设计处理原矿 250 万 t,实际为 165 万 t 的大型选矿厂,每年大约有 22%~23%尾矿从矿石中分离出来,这些尾矿主要是来自重选作业中振动溜槽和跳汰机的抛尾。其中 +0.3mm 是干式粗粒级尾矿(通称废石);-0.3mm 为湿式细粒尾矿(称尾砂),主要来自 2~0mm 粒级原矿的浓缩锥斗溢流;2~0mm 粒级跳汰重选前浓缩斗

溢流;磁选精矿永磁脱水槽溢流;12～0mm 粒级精矿分级机溢流;尾矿分级机溢流。尾砂产率在 7%(占原矿)左右,含铁量在 20%～23%,主要成分为磁铁矿、菱铁矿、石英、方解石、黄铁矿和高岭土,尾砂矿物组成见表 9－2－14。其中－0.074mm 粒级占 80%左右,铁主要分布在－0.074mm 粒级中,磁性铁和碳酸铁含量分别为 28.73%和 35.35%。

表 9－2－14　尾砂矿物组成　(%)

矿物	磁铁矿	菱铁矿	赤铁矿	黄铁矿	方解石	高岭石	石英	长石	磷灰石	白云石
质量分数	10.3	16.05	5.6	5.2	13.42	13.72	15.42	7.0	1.0	9.7

1991 年 8 月选矿厂建立了尾砂再选系统,利用磁选法回收细粒尾矿中的铁矿物,用强磁选机(场强为 191kA/m)对尾砂进行再选(1 次)。经生产可获得含铁 57.8%、含硫 0.4%的合格铁精矿,尾矿品位可降至 19.39%以下,总尾矿品位降低了 2%。按年处理原矿 180 万 t 计,每年可从抛弃的尾矿中回收 0.9 万 t 铁精矿,年经济效益 150 多万元。

(九)刘岭铁矿选矿厂

刘岭铁矿选矿厂于 1978 年建成投产,现年处理能力达 30 万 t,到 1996 年选矿尾矿排放总量已达 400 万 t。原设计尾矿库服务年限为 12 年,自 1990 年开始尾矿库超期服役。为了减轻库容小的压力,充分利用资源,提高企业经济效益,选矿厂进行了尾矿综合利用的工业试验,取得了良好的效果。

刘岭铁矿所处理的矿石为鞍山式贫磁铁矿。尾矿中主要含有石英、普通角闪石、铁闪石、褐铁矿、黏土、云母等。尾矿的多元素分析及矿物组成,分别见表 9－2－15、表 9－2－16,尾矿的粒度组成见表 9－2－17。

表 9－2－15　尾矿多元素分析　(%)

成分	TFe	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	P_2O_3	S	灼减
质量分数	14.20	48.64	12.34	6.24	4.82	4.12	3.64	0.23	0.31	3.00

表 9－2－16　尾矿矿物组成　(%)

矿物名称	磁铁矿	褐铁矿	石英	角闪石	铁闪石	石榴石	碳酸盐	磷酸盐	其他
质量分数	2.70	16.0	15.6	29.4	8.1	4.0	2～4	3.0	少量

表 9－2－17　尾矿粒度组成

粒 度/mm	产 率/%	品 位/%	占有率/%
+1.00	4.01	11.28	3.10
−1.00+0.495	9.31	12.41	7.91
−0.495+0.295	10.46	13.76	9.86
−0.295+0.147	14.47	13.76	13.64
−0.147+0.074	17.78	14.04	17.10
−0.074+0.043	17.96	15.01	18.46
−0.043	26.01	16.80	29.93
合　　计	100.00	14.60	100.00

根据小型试验结果，结合现场生产流程，确定的尾矿综合回收的工艺流程为：将原流程的尾矿经 0.5mm 的筛子进行检查筛分，+0.5mm 的物料脱水后另行存放，−0.5mm 的矿浆由泵输送到 ϕ2m、高 4m 的立式浓密箱脱水，溢流清水到高位水槽进厂房为磁选冲洗水；底流浓度控制在 22%～25%，自流到分矿箱，给入 9 台 ϕ1000mm 的螺旋选矿机，螺旋选矿机分 3 组为星形布置。选别后，含铁物料脱水风干后为产品，送水泥厂，尾矿泵至尾矿坝。

生产结果表明，用螺旋选矿机能从尾矿中获得 TFe 含量大于 22%的含铁物料，含铁物料的平均回收率为 11.21%，全铁的综合回收率达到 84.62%，可使近 30%的尾矿得到利用；最终尾矿产率只有 43.52%，减少了尾矿排放，增加了尾矿库的服务年限。生产所得的含铁物料脱水风干后可代替 60%～65%的黏土用于硅酸盐水泥生料配料，能节省铁粉（TFe=50%）用量 40%，同时减化了配料工艺，降低了磨料能耗。

（十）太钢峨口铁矿选矿厂

太钢峨口铁矿属鞍山式条带状大型贫磁铁矿床，矿石中的铁矿物虽然以磁铁矿为主，但含有一定数量的碳酸铁矿物（约占全铁的 20%左右）。目前，选矿厂年处理原矿近 400 万 t，采用阶段磨矿－三段弱磁选工艺，只能回收强磁性铁矿物，含碳酸铁矿物等弱磁性矿物流失在尾矿中，因此铁回收率低（60%左右），造成大量资源的浪费。因此回收利用尾矿中的含铁、钙、镁等碳酸盐矿物就具有十分重要的意义。马鞍山矿山研究院针对该尾矿的特点，提出了细筛－强磁－浮选工艺回收尾矿中的碳酸铁，扩大连选试验取得

了较好的效果。该试验研究已于 1997 年 4 月通过了冶金部组织的专家评审。

选厂尾矿为现生产流程中的弱磁选综合尾矿，尾矿的多元素化学分析、铁物相分析及粒度组成分析结果分别见表 9－2－18、表 9－2－19、表 9－2－20。

表 9－2－18　尾矿多元素化学分析结果　（%）

名 称	TFe	SFe	FeO	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	P	S	K_2O	Na_2O	烧损
质量分数	14.82	13.15	11.13	60.11	2.22	3.04	2.70	0.078	0.26	0.23	0.38	9.37

表 9－2－19　尾矿铁物相分析结果　（%）

铁相名称	碳酸铁	赤(褐)铁	磁铁矿	硅酸铁	硫化铁	全 铁
质量分数	5.93	4.96	0.78	2.94	0.19	14.80
占有率	40.07	33.51	5.27	19.87	1.28	100.00

表 9－2－20　尾矿粒度分析结果

粒 级/mm	产 率/%	品 位/%	金属分布率/%
+0.15	11.93	10.48	8.40
−0.15+0.076	31.35	9.75	20.50
−0.076+0.010	49.54	17.66	58.80
−0.010	7.18	25.46	12.30
合　　计	100.00	14.88	100.00

由于尾矿中铁品位较低，含硅较高，但钙、镁含量也高，因此碳酸铁回收技术的关键是含铁碳酸盐矿物与含铁硅酸盐矿物的高效分离。

根据小型试验结果，拟定连选试验工艺流程为筛分－强磁选－浮选。其中筛分作业目的为筛除不适于浮选的 +0.15mm 的粗粒部分，强磁选的磁场强度为 800kA/m，浮选为一次粗选、三次精选、中矿顺次返回前一作业，以水玻璃作为分散抑制剂，以 Ps－18（石油磺酸盐为主的混合捕收剂）作为主要捕收剂，辅以少量脂肪酸类捕收剂，以硫酸作为 pH 值调整剂，即浮选为弱酸性正浮选，各种药剂的用量分别为：水玻璃 128g/t，Ps－18 630g/t，脂肪酸 50g/t，硫酸 585g/t，浮选浓度以 30%～40% 为宜，矿浆温度控制在 25～

30℃为好。最终推荐的碳酸铁回收工业实施的工艺见图 9－2－7。

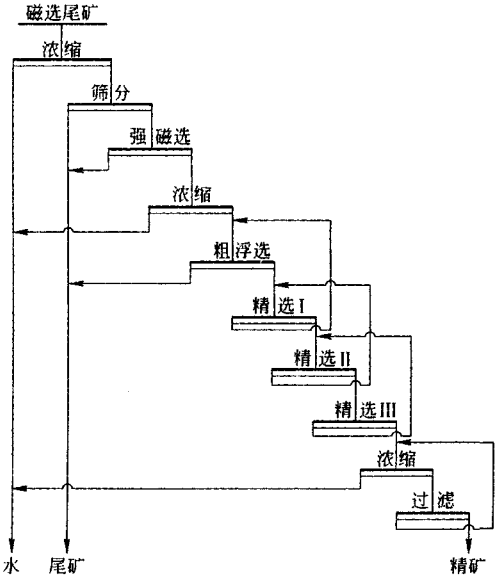


图 9－2－7　碳酸铁回收工业实施推荐工艺

试验结果表明，可以获得铁品位 35%以上（烧后 52%以上），SiO_2 含量小于 5%、碱比大于 3 的铁精矿，总的铁的回收率可提高 15 个百分点以上，经初步技术经济分析，该矿年处理原矿 380 万 t，原产含铁 64.5%的精矿 98 万 t，排尾矿 282 万 t，尾矿经再选可增产含铁 35.3%的超高碱度铁精矿 53 万 t，可使选矿厂年增产值约为 8662.38 万元，年增效益额约为 4018.59 万元。

（十一）安钢李珍铁矿选矿厂

已堆存的铁尾矿部分用于填沟造田，为提高利用率，采用 ϕ1050 型半溢流型永磁磁选机处理品位 11.34%的尾矿，在 143～191kA/m 下磁选获得铁精矿品位 58.94%～59.87%、回收率 51.96%～55.29%、最终尾矿品位 5.8%～6.14%的好结果，10 年增加收益 598.8 万元。

（十二）国外选矿厂

在国外，日本、德国、瑞典的选铁尾矿已得到全部利用。俄罗斯中央采选公司堆存 700 万 t 含铁 29.7%、磁性铁 12.8%的尾矿，在 95kA/m 下磁选，中矿再磨再选，可获得品位 63.5%、产率 26%～16%的铁精矿。

三、铁尾矿中多种有用矿物的综合回收

(1)铁山河铁矿为白云岩水热交代磁铁矿床,可回收利用的矿物除磁铁矿外,还有含钴黄铁矿。由于建厂时伴生的含钴黄铁矿未考虑回收,选厂的磁选尾矿经筛析 -0.074mm 含量为 47.5%,其中含硫 3.6%、含钴 0.065%,钴绝大多数以类质同象形式存在于黄铁矿中,另一部分存在于褐铁矿、赤铁矿、磁赤铁矿中。黄铁矿中的钴约占 60%,铁矿物中的钴约占 15%、其他脉石中的钴约占 25%。纯黄铁矿单体中,钴含量最高者为 0.79%。一部分黄铁矿氧化为褐铁矿。光片下,在褐铁矿中尚有黄铁矿的残余。因此经研究考查后采用重磁重联合选别工艺流程(见图 9-2-8)回收磁选尾矿中的含钴黄铁矿,先采用大处理量的 GL600 螺旋选矿机丢尾,再用磁选除去带磁性的磁铁矿和磁赤铁矿,以利于后续的摇床选别,同时减少铁精矿中夹杂的黄铁矿。按年处理 4.5 万 t 磁选尾矿计,一年可产含钴大于 0.5%的硫钴精矿 2500t 以上,含钴金属 12.5t 以上,年利税 100 万元以上。

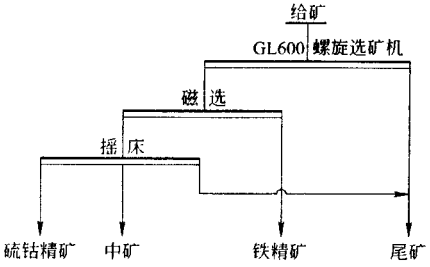


图 9-2-8　选别工艺流程图

(2)广西北部湾海滨钛铁矿矿砂矿床中伴生有锆英石、独居石、含铁金红石等可综合利用的有用矿物。钦州、防城等地的小型选矿厂采用干式磁选生产单一的钛铁矿产品,尾矿中仍含有大量的有用矿物:细粒级的钛铁矿 10%~20%,含铁金红石与锐钛矿 1%~3%,锆英石 7%~22%,独居石 1%~5%;其次尾矿砂中含有大量石英砂、极少量的电气石、白钛石、石榴子石、黑云母等矿物。对尾矿砂进行筛析表明,粒度大都在 -0.2+0.05mm 之间,矿物的单体解离度十分理想,连生体仅偶见。为了达到综合利用的目的,选厂采用重-浮-磁的联合生产工艺流程对选钛尾矿进行分离回收,只在选厂原有的 PC3×600 型干式磁选机基础上,增加 1 台 6-S 型细砂摇床及 1 台 3A 单槽浮选机。选厂生产工艺流程见图 9-2-9。

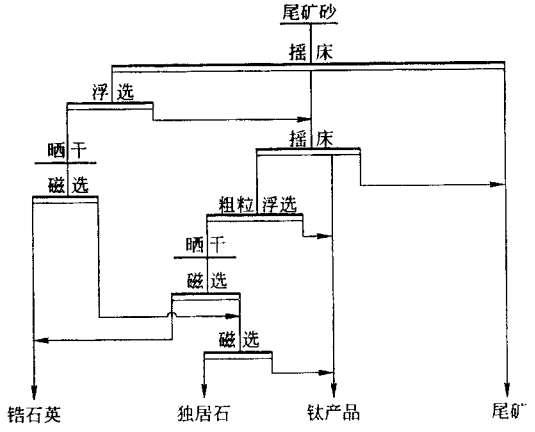


图 9－2－9　生产工艺流程

尾砂经摇床选别抛掉大部分脉石矿物，使重矿物得到富集，同时，经过摇床选别，包裹在重矿物上的黏土被排除，让矿物暴露出原来的新鲜表面，为后续的浮选作业提供条件。

浮选作业将锆英石、独居石一同混浮，作为下一步磁选给矿，钛铁矿和含铁金红石则基本被留在浮选尾矿中。入浮的粗精矿粒度在 0.2mm 以下，矿浆浓度按入浮品位高低控制在 50% 左右，浮选在常温下即可进行。正常的药剂制度为：pH 调整剂碳酸钠 0.31kg/t、市售肥皂(配制成浓度为 20% 的溶液) 0.15 ~ 0.03kg/t、捕收剂煤油 0.05 ~ 0.01kg/t，浮选时间 搅拌 7min、粗选 12min、扫选 5min。浮选尾矿与摇床中矿合并，进行第二次摇床选别，回收较粗粒的锆英石、独居石。

晒干的混合精矿进入 PC3 × 600 型干式三盘磁选机进行磁选分离，经一次磁选可获得(ZrHf)O_2 大于 60% 的锆英石合格精矿，而磁性产品经再一次磁选尾矿即为独居石产品(TR51%)。

利用该工艺选别民采毛矿选钛后的尾砂中的重矿物，在获得合格锆英石精矿产品同时，产出含钛产品和独居石两种副产品，而且锆英石精矿回收率高，技术指标较好，提高了矿石的综合利用率，明显地提高了选厂的经济效益。

(3)马钢南山铁矿属高温热液型矿床，矿石自然类型复杂，各类型矿石中含有不同程度的磷灰石、黄铁矿。南山铁矿凹山选厂生产能力为年处理原矿量 500 万 t，每年尾矿排放量 290 万 m^3，尾矿中磷、硫平均含量较高，选厂建立了选磷厂采用浮选工艺回收尾矿中的硫磷资源。其矿浆准备工艺流程及浮选工艺流程分别见图 9－2－10、图 9－2－11，其中选磷工艺为一粗二精一扫，所得磷精矿含磷量 14% ~ 15% 选硫工艺为一粗二精，所得

硫精矿含硫量为33%～34%。每年可从尾矿中回收磷精矿30万t，硫精矿9万t，相当于一个中型的磷、硫选厂的精矿产量。

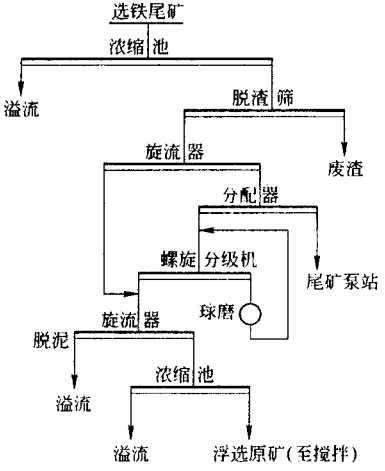


图9－2－10　矿浆准备工艺流程图

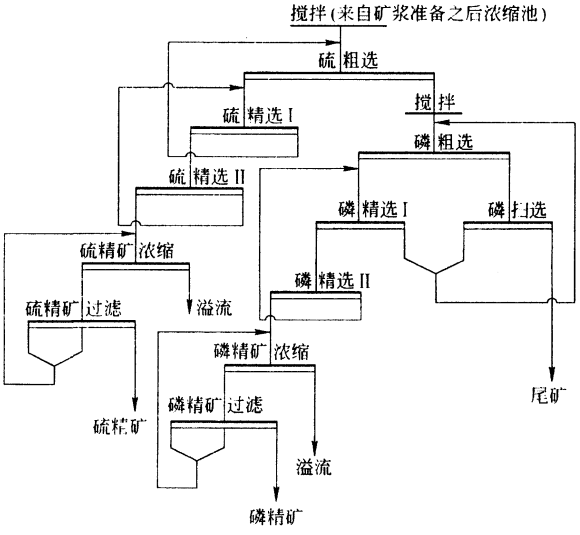


图9－2－11　选别工艺流程图

(4)包头铁矿是世界上罕见的大型多金属共生矿床，富含铁、稀土、铌、萤石等多种有价成分，稀土储量极为丰富。包钢选矿厂自投产以来主要回收该矿石中的铁矿物，其次回收部分稀土矿物，大部分稀土矿物作为尾矿排入尾矿坝中。为了加强稀土回收，包钢稀土三厂利用现有工艺、设备、人员，在1982年组建了新的选矿车间，开始从包钢选矿厂

总尾矿溜槽中回收稀土精矿的生产。近十几年来，生产工艺流程不断改进，大大地提高了稀土精矿选别指标，降低了生产成本，增加了产品种类，并能够根据市场需求灵活生产产品，所产的稀土精矿不仅能满足本厂需要，还可向市场提供部分商品精矿，获得了显著的经济效益。

包钢选厂总尾矿中稀土矿物以氟碳铈及独居石为主，脉石矿物主要为铁矿物、萤石、重晶石、磷灰石、云母、石英、长石以及碳酸盐等。稀土含量为 4% ~ 7%，矿浆浓度为 2% ~ 5%，粒度 - 0.074mm 占 50% ~ 70%，稀土单体为 50% ~ 70%，含大量的矿泥、残药及其他混入的杂质，主要成分见表 9 - 2 - 21。

表 9 - 2 - 21　入选原料及其成分　(%)

成 分	REO	TFe	SFe	F	P	CaO	BaO	SiO_2
质量分数	4 ~ 7	20 ~ 30	20 ~ 30	10 ~ 15	0.7 ~ 2	20 ~ 25	2 ~ 5	10 ~ 20

经过工艺流程的改进，精选车间采用混合浮选和分离浮选生产工艺(见图 9 - 2 - 12)回收稀土精矿，从尾矿槽吸取的矿浆经浓缩分级后，进入混合浮选选别作业，以氧化石蜡皂作捕收剂，碳酸钠、水玻璃作调整剂和抑制剂，在 pH9 ~ 10 的碱性介质中进行浮选，使萤石、重晶石、磷灰石等含钙、钡矿物及稀土矿物与铁硅酸盐矿物分离，经过一粗多扫作业获得萤石、稀土混合泡沫产品 混合泡沫经脱泥脱药后进入稀土粗选作业，稀土粗选以 $C_5 \sim C_6$ 烷基异羟肟酸作稀土矿物的捕收剂，碳酸钠为 pH 调整剂，氟硅酸钠为稀土矿物的活化剂以及作为某些脉石矿物的抑制剂，在 pH9 ~ 9.5 时浮选稀土矿物，稀土粗选泡沫加入上述药剂后直接进入精选。该生产操作稳定，流程结构简单紧凑，适应性强，分选效果好，选别指标高，经济效益显著。在原料可选性较差的情况下，最终仍可获得含 REO≥50%的合格稀土精矿，使稀土精矿产率平均提高 2% ~ 3%，回收率增加 15% ~ 20%。

(5)四川攀枝花密地选矿厂每年可处理钒钛磁铁矿 1350 万 t，年产钒钛铁精矿 588.3 万 t。磁选尾矿中还含有有价元素 Fe13.82%、$TiO_2$8.63%、S0.609%、Co0.016%。为了综合回收利用磁选尾矿中的钛铁和硫钴，又采用粗选——包括隔渣筛分、水力分级、重选、浮选、弱磁选、脱水过滤等作业 还有精选——包括干燥分级、粗粒电选、细粒电选、包装等作业处理加工磁选尾矿。每年可获得钛精矿($TiO_2$46% ~ 48%)5 万 t，以及副产品硫钴精矿(硫品位 30%，钴品位 0.306%)6400t。

(6)莱芜矽卡岩型铁矿的磁选尾矿含有金、铜、钴等有价金属，经重 - 浮联合流程再选，获得金和铜的精矿，年处理铁尾矿 22 万 t，获利 137.56 万元。

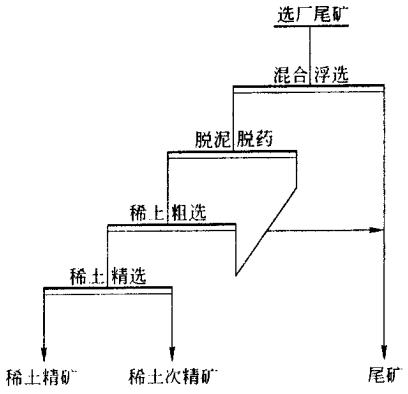


图 9－2－12　回收稀土矿物原则流程

第二节　有色金属尾矿的再选

一、铜尾矿的再选

铜矿石品位日益降低，每产出 1t 矿产铜就会有 400t 废石和尾矿产生，从数量庞大而含铜低下的选铜尾矿中回收铜及其他有用矿物，既有重要的经济和环境意义，又有不少困难。根据尾矿成分，从铜尾矿中，可以选出铜、金、银、铁、硫、萤石、硅灰石、重晶石等多种有用成分。

(1)江西铜业公司下属的银山铅锌矿每年可产尾矿 50 万 t 左右，尾矿中绢云母含量仅次于石英，它在铅锌尾矿、铜硫尾矿、尾矿库尾矿中的含量分别为 33%、34%和 29%，绢云母储量达 360 万 t。选厂采用浮选法从铅锌尾矿和铜硫尾矿中回收绢云母，原则流程见图 9－2－13，选别结果为铜硫尾矿的绢云母回收率为 63.79%。

精矿Ⅰ和精矿Ⅱ的绢云母品位分别为 96.70%和 64.50%；铅锌尾矿中的绢云母回收率为 58.12，精矿Ⅰ和精矿Ⅱ的绢云母品位分别为 96.2%和 62.5%。

(2)安庆铜矿矿石类型分为闪长岩型铜矿、矽卡岩型铜矿、磁铁矿型铜矿及矽卡岩型铁矿等四类，矿石的组成矿物皆为内生矿物。主要金属矿物为黄铜矿、磁铁矿、磁黄铁矿、黄铁矿，经浮选、磁选回收铜、铁、硫后，仍有少量未单体解离的黄铜矿进入总尾矿；磁黄铁矿含铁和硫，磁性仅次于磁铁矿，在磁粗精矿浮选脱硫时，因其磁性较强，不可避免

地夹带一些细粒磁铁矿进入尾矿。选矿厂的总尾矿经分级后，+ 20μm 粒级的送到井下充填储砂仓；- 20μm 粒级的给入尾矿库。尾砂的化学分析见表 9 - 2 - 22。

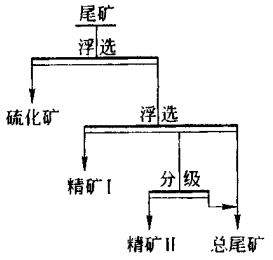


图 9 - 2 - 13　回收绢云母原则流程

表 9 - 2 - 22　尾砂化学分析结果　（%）

产　品	Cu	S	Fe
粗尾砂（+ 20μm）	0.143	2.36	9.76
细尾砂（- 20μm）	0.07	1.67	13.45
总 尾 砂	0.119	2.13	11.00

为了从尾矿中综合回收铜、铁资源，安庆铜矿充分利用闲置设备，因地制宜地建起了尾矿综合回收选铜厂和选铁厂。铜矿物主要富集于粗尾砂中，所以主要回收粗尾砂中的铜。选厂尾砂因携带一定量的残余药剂，所以造成在储砂仓的顶部自然富集含 Cu、S 的泡沫。选铜厂是在储砂仓顶部自制一台工业型强力充气浮选机，浮选粗精矿再磨后，经一粗二精三扫的精选系统进行精选，最终可获得铜品位 16.94% 的合格铜精矿。因此，投资 30 万元在充填搅拌站院内，就近建成 25t/d 的选铜厂。

表 9 - 2 - 22 的数据还表明，铁主要集中于细尾砂中，实验室的研究表明，细尾砂中的铁主要是细粒磁铁矿和磁黄铁矿。选铁厂是针对细尾砂中的细粒磁铁矿和磁黄铁矿，利用主系统技改换下来的 CTB 718 型弱磁选机 3 台，投资 10 万元，在细尾砂进入浓密机前的位置，充分利用地形高差，建立了尾矿选铁厂，采用一粗一精的磁选流程进行回收铁。为了进一步回收选厂外溢的铁资源，又将矿区内各种含铁污水、污泥，以及尾矿选铜厂的精选尾矿通通汇集到综合选铁厂来。最终可获得铁品位 63.00% 的铁精矿。

选铜厂和选铁厂的生产流程见图 9 - 2 - 14。两厂年创产值 491.95 万元，估算每年利税 421.45 万元，取得较好的企业经济效益和社会效益。

(3)武山铜矿属含黄铁矿型高硫矿床，原矿平均含硫 25% 以上，目前选矿厂处理的是

次生富集带向原生带过渡的矿石。原矿中含铜矿物以蓝辉铜矿、辉铜矿等次生硫化铜矿物为主(约占 55% ~ 60%)。这些次生铜矿物容易过磨和氧化产生铜离子,强烈活化黄铁矿。虽经洗矿,但铜离子的脱除率一般只有 50%左右,其余的随洗矿后的矿石和矿浆进入磨矿作业,给铜硫分离带来很大困难,直接影响选矿指标。在原设计和生产中,均采用抑硫浮铜的原则流程,为抑制被铜离子活化的黄铁矿,确保优先浮铜的精矿品位,在磨矿过程中添加 15kg/t 的石灰,铜粗选 pU 高达 12,在强碱高钙的作用下,黄铁矿被强烈抑制(可浮性较差的铜矿物也受到不同程度的影响),加之 A 型浮选机充气搅拌效率不高,较粗粒级难选上来而损失于尾矿中,因此,铜、硫选别指标均不高,浮选尾矿中仍含有 22% ~ 26%的硫。

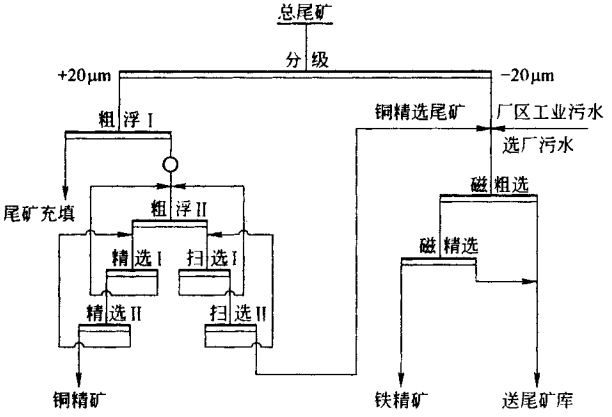


图 9 - 2 - 14　尾矿综合回收选铜厂和选铁厂的生产流程

根据现场实际,通过小型试验、设备选型、工业试验和生产实践,选厂采用重选流程回收浮选尾矿中的硫铁矿,生产流程为:从生产上的最后一槽选硫浮选机中引出矿浆,筛除木屑后,由 3 号沃曼泵扬至固定式矿浆分配器,再由旋转式矿浆分配器均匀地分别给入 20 台螺旋选矿机。重选尾矿自流进入尾矿取样和输送系统;硫精矿由 2 号胶泵扬入生产主系统的硫精矿取样和脱水系统中,中矿返回 3 号沃曼泵。重选回收硫工程于 1989 年 6 月正式投产,每年可从选硫尾矿中回收 1.6 ~ 1.7 万 t 硫精矿,使硫的总回收率提高 6.23% ~ 12.24%,每年实际净增利税 60.38 ~ 105.03 万元。

(4)江苏溧水县观山铜矿自投产以来,历年尾矿的产率约为 90% ~ 95%,尾矿的主要矿物含量为:菱铁矿 54.61%、重晶石 9.32%、黄铁矿 3.26%、赤铁矿 1.04%、石英 30.99%,考虑到菱铁矿和重晶石两者可浮性相近的特点,采用强磁选回收菱铁矿和浮选回收重晶石,回收重晶石的浮选流程见图 9 - 2 - 15,试验最终获得 $BaSO_4$ 95.3%、回收率

77.48%的优质重晶石精矿。

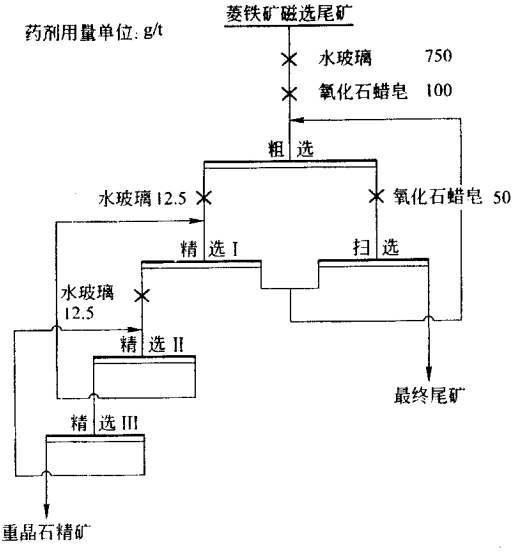


图 9－2－15　重晶石浮选流程

(5)铜录山铜矿系大型的矽卡岩型铜铁共生矿床,钢铁品位高,储量大,并伴生金、银。矿石分氧化铜铁矿和硫化钢铁矿,两种类型的矿石进入选矿厂,分两大系统进行选别,选矿厂采用浮选－弱磁选－强磁选的工艺流程生产出铜精矿和铁精矿,产出的强磁尾矿总量约 300 余万 t,其中铜金属量 2.5 万 t,铁 132 万 t。强磁尾矿中铜矿物有孔雀石、假孔雀石、黄铜矿,少量自然铜、辉铜矿、斑铜矿,极少量蓝铜矿和铜蓝;铁矿物主要有磁铁矿、赤铁矿、褐铁矿和菱铁矿,非金属矿物主要有方解石、玉髓、石英、云母和绢云母,其次有少量石榴子石、绿帘石、透辉石、磷灰石和黄玉。尾矿的多项分析及物相分析见表 9－2－23 至表 9－2－26。

表 9－2－23　强磁尾矿多项分析结果　(%)

成 分	Cu	Au(g/t)	Ag(g/t)	Fe	CaO	MgO	SiO_2	Al_2O_3	Mn
质量分数	0.83	0.97	11	22.59	13.73	2.32	33.99	3.74	0.24

表 9－2－24　铜物相分析　(%)

相　　态	游离氧化铜	原生硫化铜	次生硫化铜	结合氧化铜	总　　铜
质量分数	0.25	0.10	0.18	0.26	0.79
占有率	31.65	12.66	22.78	32.91	100.00

表 9－2－25　铁物相分析　　(%)

相　　态	磁性铁	菱铁矿	赤褐铁矿	黄铁矿	难溶硅酸铁	总 铁
质量分数	7.38	2.39	11.95	0.10	0.51	22.53
占有率	32.76	11.50	53.04	0.44	2.26	100.00

表 9－2－26　金、银物相分析

相　　态	单体金	包裹金	总金	单体硫化银	与黄铁矿结合银	脉石矿中银	总银
含量/$g \cdot t^{-1}$	0.26	0.62	0.88	3.0	7.0	1.0	11.0
占有率/%	29.56	70.43	100.00	27.27	63.64	9.09	100.00

在试验的基础上，选矿厂设计建立了日处理 1000t 的强磁尾矿综合利用厂，采用常规的浮－重－磁联合工艺流程综合回收铜、金、银和铁。强磁尾矿经磨矿后，添加硫化钠作硫化剂，丁黄药和羟肟酸作捕收剂，2 号油作起泡剂进行硫化浮选回收铜、金、银，浮选尾矿采用螺旋溜槽选铁(粗选)，铁粗精矿用磁选精选得铁精矿，见图 9－2－16，其中工艺条件为：磨矿细度－0.074mm60%，Na_2S2000g/t，丁黄药 175g/t，羟肟酸 36g/t，2 号油 20g/t。最终获得含铜 15.4%、金 18.5%、银 109g/t 的铜精矿，含铁 55.24%的铁精矿，铜、金、银、铁的回收率分别为 70.56%、79.33%、69.34%、56.68%。按日处理 900t 强磁尾矿，年生产 300 天计算，每年可综合回收铜 1435.75t、金 171.26kg、银 1055.92kg、铁 33757t。经初步经济效益估算，年产值可达 1082 万元，年利润约 1000 万元，具有显著的经济和社会效益。

(6)永平铜矿属含铜、硫为主，并伴生有钨、银及其他元素的多金属矿床。目前永平铜矿选厂日处理量达万吨，尾矿口排出量约 7000t，对尾矿中 WO_3 及 S 含量分析，月平均品位为 0.064%及 2.28%，其 WO_3 含量波动范围为 0.041%～0.093%，每年约有 2000 多吨氧化钨损失于尾矿。

永平铜矿选铜尾矿中的钨主要呈白钨产出，其次为含钨褐铁矿，钨华甚微，白钨矿相含钨占总量的 82.05%，褐铁矿物含钨在 0.14%～0.18%之间。白钨矿主要与石榴石、透辉石、褐(赤)铁矿、石英连生，粒径 0.076～0.25mm，石榴石中有小于 6μm 的白钨，褐铁矿含钨是高度分散相钨。主要脉石矿物是石榴石和石英，矿物量分别占 32%和 36%，此外还含有重晶石和磷灰石，这两种矿物的可浮性与白钨矿相似，增加了浮选中分离的难度。白钨矿粒度细，单体分离较晚。呈粗细不均匀分布。0.076～0.04mm 粒级解离率

才达 69%，连生体中 80%以上是贫连生体。尾矿的多元素分析及粒度分析分别见表 9－2－27、表 9－2－28。

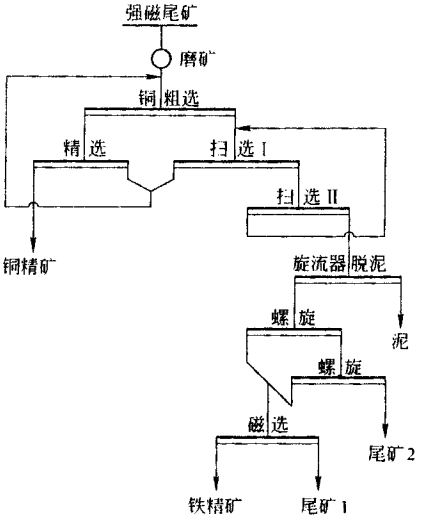


图 9－2－16　工艺流程

表 9－2－27　多元素分析　　(%)

成　分	WO_3	Cu	Mo	Bi	Sn	TFe	Mn	Ca	Au
质量分数	0.061	0.15	0.003	0.001	0.0082	7.71	0.098	6.99	<1g/t
成　分	Ag	S	P	SiO_2	Al_2O_3	Mg	K_2O	Na_2O	烧失量
质量分数	8g/t	1.14	0.033	56.88	8.60	0.62	2.0	0.054	3.14

表 9－2－28　粒度分析

粒度/mm	质量分数/%	品位(WO_3)/%	占有率/%	白钨矿单体分离检查				
				白钨矿单体	连生体①	连生体体积(D)分布		
						$D \geqslant 3/4$	$3/4 > D > 1/4$	$D \leqslant 1/4$
+0.076	41.07	0.034	21.67	29.09	70.91	6.91	2.55	61.45
0.076+0.04	20.86	0.065	21.03	69.33	30.67	3.30	2.02	25.34
−0.04	38.07	0.097	57.30					
合　计	100.00	0.064	100.00					

①主要与石榴石、透辉石、褐铁矿、石英连生。

为综合回收尾矿中的白钨，选厂采用重选－磁选－重选－浮选－重选的工艺流程（见图 9－2－17）进行尾矿的再选，即首先采用高效的螺旋溜槽作为粗选段主要抛尾设备，抛弃 91.25% 的尾矿，进一步采用高效磁选设备脱除磁性矿物和石榴子石，使入选摇床尾矿量降至 4%～5%，最大限度节省摇床台数。通过摇床抛尾只剩 1% 左右尾矿进入精选脱硫作业，最终获得 WO_3 含量 66.83%、回收率 18.01% 的钨精矿，含硫 42%、回收率 15% 的硫精矿以及石榴子石、重晶石等产品，按日处理 7000t，年 330 天计，年利润总额可达 170 万元。

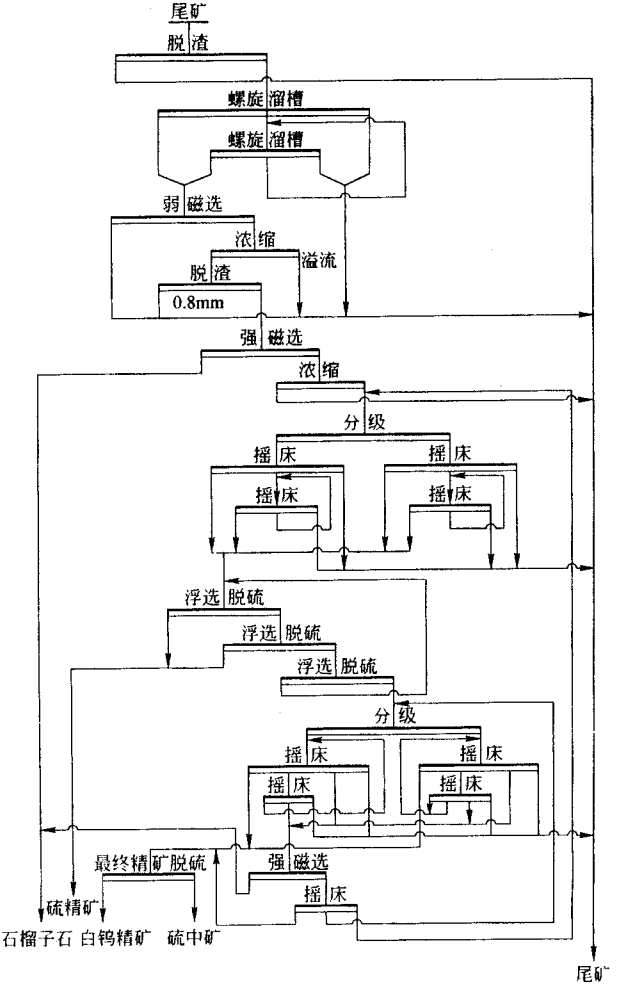


图 9－2－17　重－磁－重－浮－重工艺流程

(7) 国外广泛采用选冶联合流程对铜尾矿进行再选。美国密执安州将铜尾矿再磨和

浮选(或氨浸),处理 8200 万 t,产出铜 33.8 万 t;美国还采取一种类似炭浸法提金的工艺,将浸渍有萃取剂的炭粒加到铜尾矿矿浆中回收铜,关键是萃取剂要廉价。俄罗斯阿尔马累克选厂将尾矿磨至 -74μm 占 50%左右浮选,可以将尾矿中 80%的铜再选回收。哈萨克巴尔哈什选厂经浮选、再磨 精选工艺从贫斑铜矿的尾矿中回收了铜和钼。

目前,用浸出法从铜尾矿回收铜获得很大成功,一般认为,用硫酸浸出铜尾矿建厂投资少、时间短、污染小、可利用冶金企业副产的硫酸,成本低,尾矿数量大时更为经济。美国亚利桑那州莫伦西铜厂即用硫酸处理堆存的氧化铜尾矿,铜回收率 73.8%,年产 5 万 t 阴极铜,占该厂铜产量的 13%。智利丘基卡马采用大浸出槽硫酸浸出 - 电解,以每年产出 5.25 万 t 铜的速度从堆存多年的大量老尾矿中已累计回收了 90 万 t 铜。俄罗斯、西班牙采用细菌浸出工艺从尾矿中回收铜也有良好效果。

国外也再选铜尾矿回收除铜以外的其他组分。例如印度从浮选铜的尾矿中先用摇床重选,后用湿法回收铀;南非弗斯克公司从选铜尾矿中用浮选再选获得含 P_2O_5 36.6%、回收率 65.6%的磷精矿;日本赤金铜矿从选铜尾矿中再选回收铋和钨。

二、铅锌尾矿的再选

我国铅锌多金属矿产资源丰富,矿石常伴生有铜、银、金、铋、锑、硒、碲、钨、钼、锗、镓、铟、铊、硫、铁及萤石等。我国银产量的 70%来自铅锌矿石。因此铅锌多金属矿石的综合回收工作,意义特别重大。从铅锌尾矿中综合回收多种有价金属和有用矿物,是提高铅锌多金属矿综合回收水平的重要举措。

(一)从铅锌尾矿中回收萤石

湖南邵东铅锌矿是一个日采选原矿石 200 余吨的矿山,矿床属中 - 低温热液裂隙萤石 - 石英脉型铅锌多金属矿床。选厂采用铅锌优先浮选的选矿工艺回收铅锌两种金属,年排尾矿量 6.0 ~ 6.3 万 t,尾矿矿物组成较简单,主要为石英、板岩屑、萤石,少量的方解石、长石、重晶石、白云母等,其中主要矿物石英、板岩屑、萤石含量达 90%左右,尾矿主要元素含量及矿物组成分别见表 9 - 2 - 29、表 9 - 2 - 30。

表 9 - 2 - 29　尾矿主要元素含量　(%)

成 分	SiO_2	CaF_2	Al_2O_3	$BaSO_4$	K_2O	TFe	P	CaO	Na_2O	Fe_2O_3	Pb	Zn
质量分数	73.09	13.92	3.74	2.86	1.09	0.63	0.69	2.72	0.12	0.17	0.43	0.18

表 9－2－30　尾矿矿物组成及含量　　(%)

矿物	石英	扳岩屑	萤石	重晶石	方解石	氧化铁矿物	长石	白云母	方铅矿	闪锌矿	白铅矿	合计
质量分数	52.5	25.0	13.5	3.0	2.0	0.8	1.5	0.5	0.2	0.3	0.2	99.5

长沙有色金属研究所对铅锌选别后的尾矿进行利用研究，根据原料性质，采用分支浮选流程(见图 9－2－18)回收萤石，试验结果表明，得到的萤石精矿品位为 CaF_2 98.78%、$CaCO_3$ 0.46%、SiO_2 0.64%，达到了化工用萤石要求，按年产尾矿量 6 万 t 计，可年回收萤石 4500 余吨，利润 60 余万元。

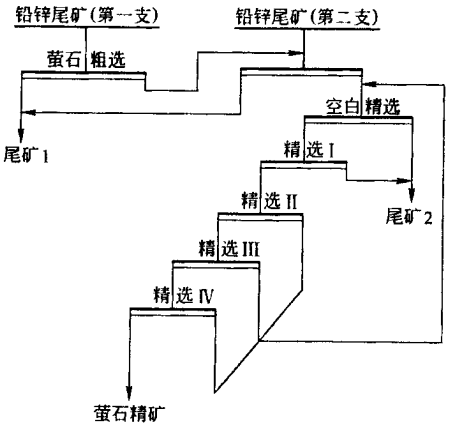


图 9－2－18　分支浮选流程

(二)从铅锌尾矿中用重选法回收硫

广东粤西和粤北地区多处铅锌浮选尾矿采用螺旋溜槽重选回收尾矿中的黄铁矿。粤北、粤西铅锌浮选尾矿的矿物组成、硫铁矿单矿物分析、铅锌尾矿多项分析、筛分分析分别见表 9－2－31 至表 9－2－34。

表 9－2－31　矿物组成

粤北铅锌尾矿	粤西铅锌尾矿
黄铁矿及少量方铅矿、闪锌矿；脉石以绢云母、石英、方解石、绿泥石为主，次有白云石等	黄铁矿、少量铅锌矿物及赤、褐铁矿；脉石矿物为石英、长石、高岭石、绢云母、白云石、方解石等

表 9－2－32　粤北硫铁矿单矿物分析　（%）

成 分	S	Fe	Pb	Zn	Cu	合 计
质量分数	52.73	43.35	0.49	0.071	0.005	96.85

表 9－2－33　粤北铅锌尾矿多项分析　（%）

成 分	S	As	SiO_2	Al_2O_3	CaO	Ag(g/t)
质量分数	30.5	0.21	16.33	2.80	7.21	64.0

表 9－2－34　筛分分析结果　（%）

粒 级/mm	粤 北			粤 西		
	产率	品位	分布率	产率	品位	分布率
+0.2	7.06	14.85	3.73	—	—	—
−0.20+0.10	27.00	23.22	22.31	7.16	2.32	0.71
−0.10+0.076	12.25	33.54	14.62	30.18	14.37	18.68
−0.076+0.043	18.87	35.92	24.12	24.55	31.85	33.68
−0.043+0.030	6.08	38.85	8.41	17.65	32.85	24.96
−0.030	28.74	26.21	26.81	20.46	24.93	21.97
合　计	100.00	31.46	100.00	100.00	23.22	100.00

经试验，铅锌尾矿经螺旋溜槽一次选别（流程见图 9－2－19）可获得品位 39.75%～44.08%、回收率 58%～74%的硫铁矿精矿。

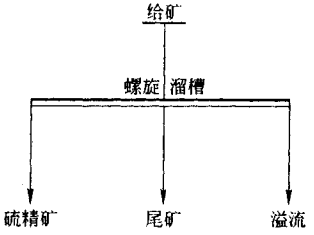


图 9－2－19　粤北铅锌尾矿试验流程

(三)从铅锌尾矿中回收重晶石

高桥铅锌矿是中国有色金属工业总公司扶持的地方小型有色企业,该矿经改扩建,目前日采选铅锌原矿石的能力为 200t,属中温热液充填硫化矿床,现以回收铅、锌两种金属为主,年产尾砂 6 万 t 左右。经考查尾矿中重晶石的含量为 7.4%,且已基本单体解离。选厂采用重、浮流程对尾矿进行再选,回收重晶石,同时,铅锌在重晶石精矿中也有明显富集,故通过二次回收,达到了资源综合利用的目的。

回收重晶石的生产流程见图 9-2-20。通过再选高桥铅锌矿每年可从尾矿砂中获重晶石精矿约 3000t,年利润约 30 万元,回收的重晶石精矿含 $BaSO_4$ 为 97.8%,符合橡胶填料Ⅱ级产品要求。目前重晶石主要用于石油钻井的泥浆加重剂,也可作为橡胶、油漆中的锌钡白原料以及生产金属钡和各种钡盐的原料,产销前景乐观。

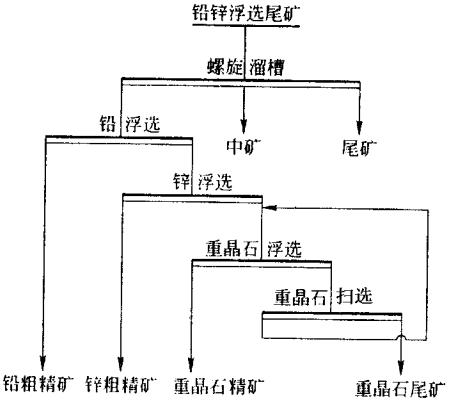


图 9-2-20　重晶石回收生产流程

柴河铅锌矿堆存尾矿数百万吨,该矿先将尾矿用螺旋溜槽重选,再将重砂作浮选处理,获得了合格的锌、铅、硫精矿,并使银得到综合回收。按年处理尾矿 85 万 t 计,浮选的重选精矿 15 万 t,每年可综合回收品位为 46% 的铅精矿 1890t,含硫 35% 的硫精矿 10542t,含锌 45% 的硫化锌精矿 5840t,含锌 35% 的氧化锌精矿 18991t。另外铅精矿中含银 3212kg。总产值 1227 万元(不含硫精矿价值),利润 330 万元。

国外,俄罗斯别洛乌索夫铅锌选厂的锌浮选尾矿含有锌、铅、铜、铁的硫化物及重晶石,采用浮选再选,产出含铜、锌、铅的硫化物混合精矿;含铁 39% ~ 40%、回收率 87.8% 的黄铁矿精矿以及含 $BaSO_4$ 88% ~ 90%、回收率 48.2% ~ 61.6% 的重晶石精矿。

(四)从铅锌尾矿中回收银

八家子铅锌矿选矿尾矿堆存量 300 万 t 以上,其中银含量较高,达 69.94g/t,将其再磨至 -0.053mm 91.6% 解离银,用碳酸钠作调整剂(3000g/t),丁铵黑药(53g/t)和丁黄药

(63g/t)作捕收剂,2 号油(8g/t)作起泡剂,栲胶(100g/t)作抑制剂,浮选出含银精矿,品位达 1193.85g/t,回收率 63.74%。按尾矿处理量 800t/d,年生产天数 250 天计,每年可回收银 8.92t,产值约 223 万元。

(五)从铅锌尾矿中回收钨

宝山铅锌银矿为一综合矿床,选矿厂处理的矿石分别来自原生矿体和风化矿体。矿石中的主要有用矿物为黄铜矿、辉钼矿、方铅矿、闪锌矿、辉铋矿、黄铁矿、白钨矿、黑钨矿等;主要脉石矿物为钙铝榴石、钙铁榴石、石英、方解石、辉石、角闪石、高岭土等。选厂硫化矿浮选尾矿中含有低品位钨矿物,主要是白钨矿。原生矿浮选铅锌后的尾矿中含 0.127%的 WO_3,其中白钨矿约占 81%,黑钨矿占 16%,钨华占 3%。白钨矿的粒度 80%集中在 -0.074mm+0.037mm 内;黑钨矿的粒度 65%集中在 -0.037mm+0.019mm 内。原生矿浮选尾矿中的主要矿物含量及粒度组成分别见表 9-2-35、表 9-2-36。

表 9-2-35　原生矿浮选尾矿主要矿物含量　(%)

矿物名称	钙铝榴石	钙铁榴石	钙铁辉石	方解石	白云母	石英	褐铁矿	白铁矿	赤铁矿	其他
质量分数	39.2	7.1	13.1	12.5	11.4	8.2	3.2	0.06	0.3	4.98

表 9-2-36　原生矿浮选尾矿粒度组成与金属分布

粒度/mm	产率/%	品位(WO_3)/%	WO_3 占有率/%
+0.074	31.74	0.12	30.23
-0.074+0.037	22.61	0.13	23.32
-0.037+0.019	8.34	0.13	8.60
-0.019+0.010	12.97	0.12	12.35
-0.010	24.34	0.13	25.50
合　计	100.00	0.126	100.00

风化矿石浮选尾矿的性质与原生矿类似,WO_3 含量为 0.134%,但黑钨矿的含量比原生矿的稍高,约占 25%。白钨矿的粒度较细,大部分集中在 -0.074mm+0.019mm 之间。脉石矿物以钙铁辉石为主并有较多的长石和铁矿物。

试验研究表明,选用旋流器、螺旋溜槽及摇床富集浮选尾矿中的钨矿物,可减少白钨浮选药剂消耗和及早回收黑钨矿。即尾矿先用短锥水力旋流器分级后用螺旋溜槽选出

粗精矿，粗精矿用摇床选出黑钨矿然后再浮选白钨矿，见图 9－2－21，可获得 WO_3 含量为 47.29%～50.56%、回收率为 18.62%～20.18%的精矿，同时选出产率为 26.95%～34.027%的需再进行白钨浮选的粗精矿，与单一浮选相比，浮选白钨的矿量减少了 73.05%～65.97%，从而可大量节省药剂用量，降低选矿成本。

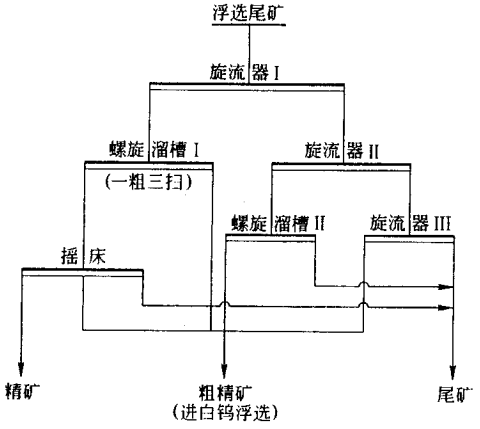


图 9－2－21　试验流程

三、钼尾矿的再选

(一)从钼尾矿中回收铁

金堆城钼业公司日处理原矿 2.1 万 t，采用优先浮钼、再浮硫、后丢尾，钼粗精矿集中再磨、多次精选，钼精选尾矿再选铜后再丢尾的原则流程，共有钼精矿、硫精矿、铜精矿三种产品，其中钼硫尾矿占原矿总量的 95%，矿浆浓度 28%～32%，－0.074mm 含量 50%～60%。含铁品位 5.7%～8.3%，MFe 平均为 0.8%，硫品位 0.4%～0.6%，铁矿物物相分析见表 9－2－37，粒度分析结果见表 9－2－38。

表 9－2－37　铁矿物物相分析结果　(%)

相　态	硫化铁	磁铁矿	赤铁矿	硅酸铁	全 铁
质量分数	2.51	0.77	0.84	3.78	7.90
分布率	31.77	9.75	10.63	47.85	100.00

表 9－2－38　选铁原矿粒度分析结果

粒级/mm	产 率/%	MFe/%	铁分布率/%
+0.28	17.40	0.453	10.97
−0.28+0.154	16.50	0.560	12.72
−0.154+0.098	8.05	1.013	12.22
−0.098+0.076	5.60	1.693	13.05
−0.076	52.45	0.707	51.04
合　　计	100.00	0.727	100.00

为综合回收磁铁矿，金堆城钼业公司与鞍钢矿山研究所合作，采用磁选－再磨－细筛选矿工艺，成功地回收了钼硫尾矿中的磁铁矿，生产工艺流程见图 9－2－22。采取的技术措施为：

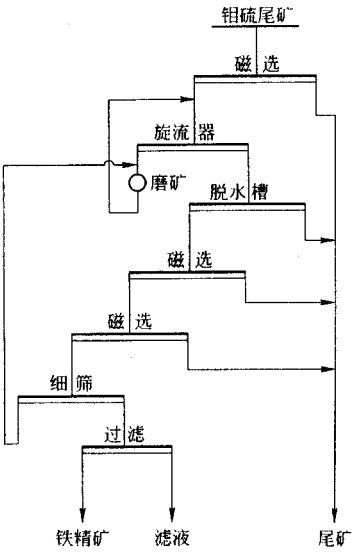


图 9－2－22　铁精矿生产工艺流程

(1)利用生产厂房场地空隙，将一段磁选机配置在选硫浮选机和尾矿溜槽之间，利用高差使钼硫尾矿自流给入磁选机选别，磁选尾矿再自流到尾矿溜槽，而将产率不到 2%的磁选粗精矿用砂泵扬送到另一厂房再磨再选，可节省磁选原矿尾矿流量约 3000m^3/h 的扬送费用。

(2)借用闲置的 $\phi 2.1m \times 4.5m$ 球磨机及厂房作为磁铁矿的再磨再选厂房,可节省投资 70 万元,缩短期 6 个月,工程总投资仅花 230 万元。

(3)为了减少中间产品砂泵扬送,将细筛改为选别的最后一道工序,安装在较高的位置,实现筛上、筛下产品自流,确保最终精矿品位。

从 1993 年 10 月到 1994 年底,累计生产铁精矿 1.5 万 t,铁精矿品位累计平均为 63.70%,选铁总回收率为 50% ~ 55%,其他各项含杂量均符合国家标准。如果钼硫尾矿全部回收,可年产铁精矿 4 万 t,创效益 200 万元左右。

(二)从钼尾矿中回收钨及其他非金属矿

河南栾川某钼矿属斑状花岗岩型,浮选钼后的尾矿中还含有白钨矿和其他非金属矿,用磁 – 重流程再选,获得品位 71.25%、回收率 98.47% 的钨精矿;再选钨后的尾矿中主要含钾长石和石英,它们分别占尾矿量的 40% 和 33%,矿物质地很纯,经脱泥后,在酸性介质中采用优先浮选工艺(见图 9 – 2 – 23)处理浮选尾矿,选出产率为 45% 的长石精矿和产率为 33% 的石英精矿,再分别采用磁选除铁后作玻璃和陶瓷原料。

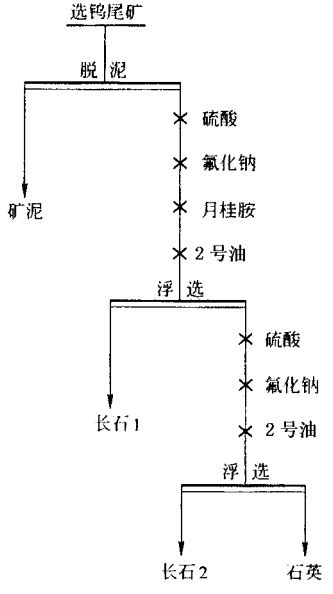


图 9 – 2 – 23　长石、石英分选流程

美国克莱马克斯钼矿选钼后的尾矿含 WO_3 0.03%,用螺旋选矿机预富集,精矿再浮选脱硫,摇床精选,获得含 WO_3 40% ~ 50% 及 72% 的两种钨精矿,使之不仅是世界六大钼矿之一,而且也成为美国第二大钨矿。

四、锡尾矿的再选

(一)从锡尾矿中回收砷

平桂冶炼厂精选车间是一个集重选、磁选、浮选于一体,选矿设备较为齐全,选矿工艺灵活多变的精选厂。随着平桂矿区锡矿资源的枯竭,精选厂大部分时间处于停产状态,企业的生产和经济效益受到严重影响。为了充分地利用矿产资源,综合回收多种有用金属,充分利用现有的闲置设备,增加企业的经济效益,精选厂对锡石－硫化矿精选尾矿进行了多金属综合回收的生产。

该尾矿是锡石－硫化矿粗精矿采用反浮选工艺,在酸性矿浆中用黄药浮选的硫化物产物,长期堆积,氧化结块比较严重。其中金属矿物主要有锡石、毒砂(砷黄铁矿)、磁黄铁矿、黄铁矿,其次有闪锌矿、黄铜矿及少量的脆硫锑铅矿,脉石为石英及硫酸盐类。锡石主要以连生体的形式存在,与脉石矿物关系密切,并多呈粒状集合体,硫化物中锡石主要与毒砂、闪锌矿结合较为密切,个别与黄铁矿连生。粒度越细锡品位越高,含砷、含硫高。

根据试验研究情况,最终采用重选－浮选－重选原则流程对尾矿进行综合回收,即先破碎、磨矿,再用螺旋溜槽和摇床将锡和砷进行富集,得混合精矿,丢掉大量的尾矿,然后用硫酸、丁基黄药和松醇油进行浮选,选出砷精矿,浮选尾矿再用摇床选别得出锡精矿和锡富中矿。生产指标见表 9－2－39。

表 9－2－39　生产指标　(%)

产品名称	品 位	回收率	原矿品位
砷精矿	28	65.0	As 14.82
锡精矿	34.5	35.20	Sn 0.97
锡富中矿	2.6	15.60	

通过生产,获得了锡品位为 34.5%、回收率为 35.2%的锡精矿和含锡为 2.6%、回收率为 15.6%的锡富中矿及砷品位为 28%、回收率为 65%的砷精矿的好指标,达到了综合利用矿产资源,增加锡冶炼原料的目的,取得了良好的经济效益和社会效益。

(二)从锡尾矿中回收锡

云南云龙锡矿所处理的矿石为锡石－石英脉硫化矿,尾矿矿物组分较简单,以石英为主,其次为褐铁矿、黄铁矿、电气石、少量的锡石、毒砂、黄铜矿等。尾矿含锡品位

0.45%，全锡中氧化锡中锡占 96.26%，硫化锡中锡占 3.74%，铁 3.71%，其他含量较低，锌 0.051%、铜 0.08%、锰 0.068%，影响精矿质量的硫、砷含量较高，硫 1.88%、砷 0.1%。

1992 年云龙锡矿在原生矿资源已日趋枯竭的情况下，开始在 100t/d 老选厂处理老尾矿，为了在短期内取得更好的社会效益和经济效益，又提出在选厂基础上改扩建为 200t/d，采用重选－浮选流程，于 1994 年 4 月正式生产，在生产过程中不断地改进工艺流程，最终确定的生产工艺见图 9－2－24。

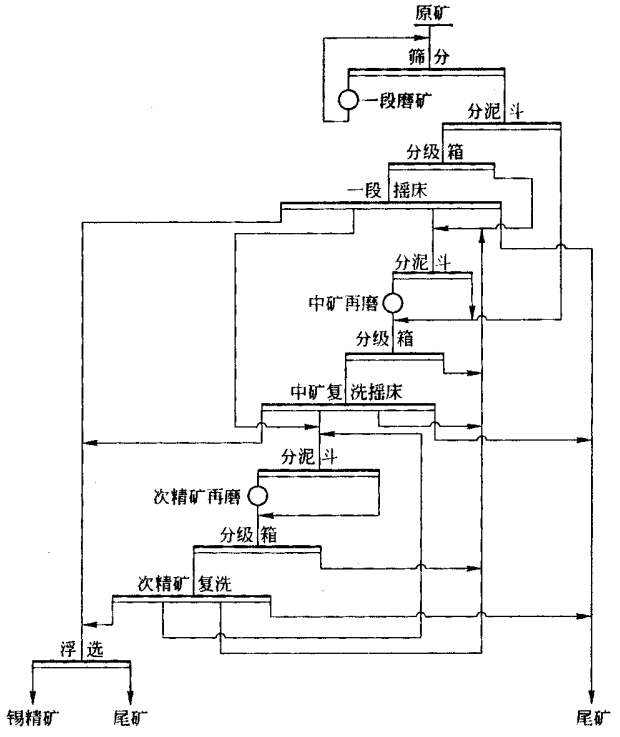


图 9－2－24　云龙锡矿尾矿选矿生产流程

为适应生产，其中筛分所用筛面前半部分为 0.8mm，后半部分为 1mm。分泥斗为 ϕ2500mm 分泥斗，利用该工艺可获得含锡 56.266%、含硫 0.742%、含砷 0.223%、锡回收率 68.3% 的锡精矿和含硫 47.48%、含锡 0.233%、含砷 4.63% 的硫精矿。

云锡公司有 28 个尾矿库、35 座尾矿坝，现有累计尾矿 1 亿多吨，含锡达 20 多万吨，还有伴生的铅、锌、铟、铋、铜、铁、砷等。公司有一个 50t/d 试验车间和两个选矿工段专门处理老尾矿。1971 年到 1985 年间再选处理尾矿 112 万 t，回收了锡 1286t，选出铜精矿含

铜 443t。

栗木锡矿用重－浮流程从老尾矿中回收锡。该矿积存尾矿 650 多万 t，尾矿中主要含锡、钨、铌、钽及硅质和长石等矿物。再选流程包括重选、硫化矿浮选和锡石浮选。经重选后得到的精矿含 SnO_2 26.84%、WO_3 9.6%、Ta_2O_5 2.7%、Nb_2O_5 2.04%，重选回收率 SnO_2 32.99%、WO_3 24.05%、Ta_2O_5 42.47%、Nb_2O_5 24.77%。硫化矿物浮选流程为一次粗选、二次扫选，精矿品位 Cu10.8%、SnS_2 6.57%，回收率 Cu 78%、硫化物 52.66%。硫化矿物经抑制砷浮铜产出含 Cu > 20%、Sn > 18%、As < 1.5% 的铜－锡精矿。锡石浮选产出的精矿含 SnO_2 6.107%，锡石回收率 63.11%

东坡矿野鸡尾选厂建有 300t/d 规模的重选车间，从尾矿中回收锡石。尾砂含 Sn 0.2% ~ 0.25%，精矿品位 Sn 42.93%、回收率 18.66%，每年回收精矿锡量 40 ~ 50t。

大义山矿 1982 年建成日处理 70 ~ 100t 选矿厂，从可利用的 3.3 万 t 老尾矿（含 Sn 0.297%）中 1 年回收锡精矿 31t，品位为 55% ~ 61%，回收率 34% ~ 35%。

国外，英国、加拿大和玻利维亚开展从含锡老尾矿中再选锡的工作。英国巴特莱公司用摇床和横流皮带溜槽再选锡尾矿，从含锡 0.75% 的尾矿获得含锡分别为 30.22%、5.53% 和 4.49% 的精矿、中矿和尾矿。英国罗斯克罗干选厂选别含锡 0.3% ~ 0.4% 的老尾矿获得含锡 30% 的锡精矿。加拿大苏里望选厂从浮选锡的尾矿，用重－磁联合流程选出含锡 60%、回收率 38% ~ 43% 的锡精矿。玻利维亚一个选厂再选含锡 0.3% 的老尾矿和新尾矿，产出含锡 20%、回收率 50% ~ 55% 的锡精矿。

五、钽铌尾矿的再选

宜春钽铌矿选矿尾矿经浮选回收锂云母，重选回收长石，成为我国最大的锂云母产地，其尾矿再选的产品产值已占生产总产值的 52.4%，产出的锂云母供全国不少地方生产锂及其他锂产品，获得多种应用，长石也用于玻璃、陶瓷。

六、钨尾矿的再选

钨经常与许多金属矿和非金属矿共生，因此选钨尾矿再选，可以回收某些金属矿或非金属矿。我国作为主要的产钨国，已有 8 个钨选厂从选钨尾矿中回收钼。如漂塘钨矿重选尾矿含 0.0992% MoO_3，磨矿后浮选获得含 47.83% MoO_3 的钼精矿，回收率 83%，回收钼的产值占选厂总产值的 18%；再选铋的回收率达 34.46%。湘东钨矿选钨尾矿含 0.18% Cu，再磨后浮选铜获得含 Cu 14% ~ 15% 的精矿。荡平钨矿白钨矿选矿尾矿含 17.5% 萤石，经浮选产出含 CaF_2 95.67%、回收率 64.93% 的萤石精矿。九龙脑黑钨矿重

选尾矿含 BeO 0.05%，占原矿含铍量的 92.96%，采用碱法粗选、酸法精选，浮选产出含 BeO 8.23%、回收率 63.34%的绿柱石精矿。

我国石英脉黑钨矿中伴生银品位很低，一般为 1～2g/t，高者也只有 10g/t 多，虽品位很低，但大部分银随硫化矿物进入混合硫化矿精矿中，分离时有近 50%的银丢失于硫化矿浮选尾矿中。铁山垅钨矿对这部分硫化矿尾矿进行浮选回收银试验，可获得含银品位 808g/t、回收率为 76.05%的含铋银精矿，采用三氯化铁盐酸溶液浸出，最终获得海绵铋和富银渣。

(一)从钨尾矿中回收钨、铋、钼

棉土窝钨矿是以钨为主的含钨铜铋钼的多金属矿床，在棉土窝钨矿每年选钨后所产生的磁选尾矿(选厂摇床得到的钨毛砂，经抬浮脱硫、磁选选钨后的尾矿)中，含 Bi 20%、WO_3 10%～20%、Mo 1.45%、SiO_2 30%～40%，铋矿物以自然铋、氧化铋、辉铋矿及少量的硫铋铜矿、杂硫铋铜矿存在，其中氧化铋占 70%；而钨矿物主要是黑钨矿的白钨矿；其他还有黄铜矿、黄铁矿、辉钼矿、褐铁矿以及石英、黄玉等。镜下鉴定表明，钨铋矿物互为连生较多，钨矿物还与黄铜矿、褐铁矿及脉石连生，也见有辉铋矿被包裹在黑钨矿粒中，极难实现单体解离。尾矿取样测定的粒度组成和单体解离度见表 9－2－40、表 9－2－41。从表中可以看出，试样中 +0.074mm 的产率仍占 75.55%，且 3 种主要矿物也主要分布在 +0.074mm 的粒级中。

表 9－2－40　试样粒度筛析结果

粒　级/mm	产率/%		品位/%		占有率/%			
	个别	累计	Bi	WO_3	Mo	Bi	WO_3	Mo
－0.63 +0.32	18.63	18.63	23.54	20.84	1.27	19.10	18.47	17.76
－0.32 +0.16	34.25	56.88	22.58	19.61	1.39	33.67	31.95	35.73
－0.16 +0.074	24.67	77.55	22.03	21.00	1.37	23.66	24.65	25.37
－0.074 +0.04	9.46	87.01	23.95	23.03	1.33	9.87	10.37	9.44
－0.04	12.99	100.00	24.22	23.56	1.20	13.70	14.56	11.70
原　矿	100.00		22.96	21.02	1.33	100.00	100.00	100.00

表 9－2－41　试样单体解离度测定

粒级/mm	解离度/%	
	黑钨矿	铋矿物
－0.63＋0.32	59.9	69.4
－0.32＋0.16	62.8	71.5
0.16＋0.074	82.2	82.0
－0.074＋0.04	91.5	89.8
－0.04	98.5	96.4

选厂根据小型试验结果在生产实践中采用重选－浮选－水冶联合流程(见图 9－2－25)处理磁选尾矿,综合回收钨、铋、钼。考虑到磁选尾矿中含硅高达 30%～40%,远远超过了铋精矿的含硅标准(小于 8%),故在选铋作业前先用摇床重选脱硅,重选精矿经磨矿分级后,进入浮选作业,先浮易浮的钼和硫化铋,后浮难浮的氧化铋;为进一步回收浮选尾矿中的微粒铋矿物及铋的连生矿物,在常温下对得到的浮选尾矿(钨粗精矿)进行浸出,再通过置换而得到合格的铋产品和剩下的钨粗精矿产品。生产实践表明,通过该工艺可得到含铋分别为 36%和 71%的硫化铋精矿和氯氧铋,铋的总回收率高达 95%,还得到了含钨 36%、回收率 90%的钨粗精矿,使选钨厂的总回收率提高了 2%。

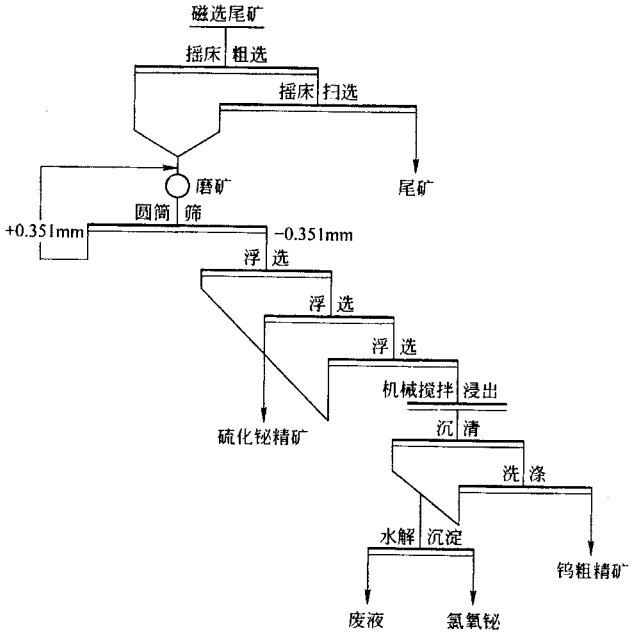


图 9－2－25　铋钨综合回收流程

（二）从钨尾矿中回收铜、钼

赣州有色金属冶炼厂钨精选车间建于1954年，1958年投产，主要采用干式磁选、重力抬浮、白钨抬浮、浮选和电选加工处理江西南部中小型钨矿及全省民窿生产的钨锡粗精矿、中矿，设计能力为30t/d，回收钨、锡、钼、铋、铜五种金属。在几十年的生产过程中，每天都有大量的尾矿排入尾矿坝贮存，尾矿内仍含有多种有用金属矿物，为充分利用矿产资源，实现老尾矿的资源化，精选车间对尾矿坝的尾矿进行了综合回收铜、钨、银等有用金属的研究并在生产实践中获得成功。

尾矿中主要金属矿物有黄铜矿、辉铜矿、辉铋矿、黑钨矿、白钨矿、辉钼矿、黄铁矿、毒砂、磁黄铁矿等，非金属矿物有石英、方解石、云母、萤石等，尾矿含泥较多，矿物表面有轻微氧化。各矿物间铜铋连生且可浮性相近，黑钨和锡石、石英连生，贵金属银伴生在铅铋硫等矿物中。铜矿物以黄铜矿为主，呈致密状，部分解离。尾矿物料粒径为 $-0.043mm+0.010mm$，有用矿物基本解离。物料松散密度 $1.8g/cm^3$，密度 $2.76g/cm^3$。尾矿多元素分析结果见表9－2－42，物料筛析结果见表9－2－43。由表9－2－43可看出矿物粒度特性，细粒级较多，其中 $-0.104mm+0.074mm$ 占49.92%，且有用金属三氧化钨、铜在该粒级中分别占55.41%、56.08%，物料中含砷、铁、硫、铋高且和铜矿物可浮性相近，以至于浮选铜品位难以富集提高。

表9－2－42　尾矿多元素分析结果　（%）

成分	Cu	WO_3	Sn	Zn	Bi	白 WO_3	As	Ag	Fe	SiO_2	S
质量分数	2.02	5.47	1.06	3.67	1.35	2.22	2.15	0.025	8.9	30	24.08

表9－2－43　物料筛析结果

粒级/mm	产率/%		品位/%		金属分布率/%	
	个别	累计	WO_3	Cu	WO_3	Cu
+0.495	3.89	3.89	3.27	0.74	2.32	1.44
−0.495+0.351	5.54	8.43	3.91	0.81	3.25	1.83
−0.351+0.246	7.46	15.89	3.99	1.28	5.45	4.77
−0.246+0.175	11.34	27.23	3.56	2.04	7.40	11.55
−0.175+0.124	11.02	38.25	3.20	1.78	6.46	9.80

粒级/mm	产率/%		品位/%		金属分布率/%	
	个别	累计	WO_3	Cu	WO_3	Cu
-0.124+0.104	2.92	41.17	3.20	2.01	1.70	2.93
-0.104+0.074	49.92	91.09	6.05	2.25	55.41	56.08
-0.074+0.043	4.86	95.95	9.54	2.15	8.50	5.21
-0.043	4.05	100.00	12.81	3.16	9.51	6.39
合　计	100.00		5.49	2.01	100.00	100.00

在小型试验和工业试验的基础上，确定尾矿再选的生产流程（见图 9-2-26）为尾矿进行脱渣脱药后进入分级磨矿，浮选中采用一粗二扫三精得出铜精矿，浮选尾矿经摇床丢弃石英等脉石后经弱磁除铁再送湿式强磁选机选别得出黑钨细泥精矿和白钨锡石中矿，黑钨细泥送本厂钨水冶车间生产 APT，铜精矿外销。

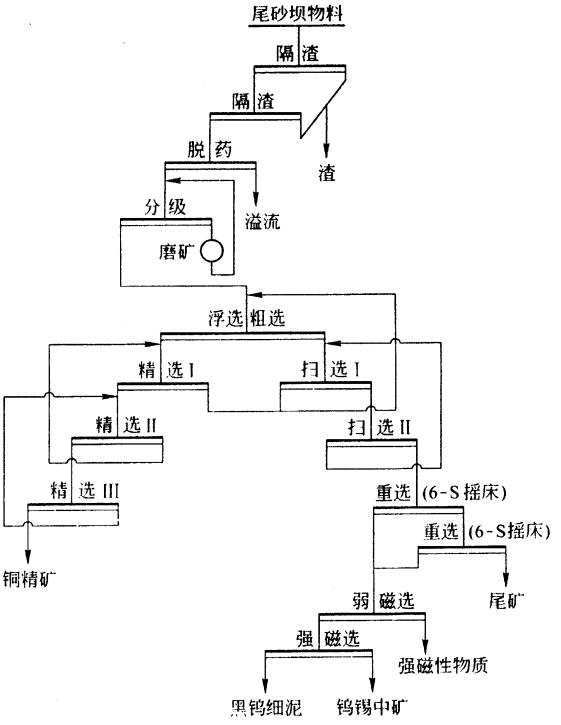


图 9-2-26　尾矿再选生产实践流程图

生产流程中的工艺条件见表 9－2－44，生产指标见表 9－2－45。

由统计财务报表查得，自 1994 年 7 月至 1996 年 7 月两年时间共回收铜金属 56.2t，钨细泥金属 47.6t，银 292kg，价值 138.32 万元，取得效益 52.96 万元。

表 9－2－44　生产测定工艺条件

作业名称	工艺条件（药剂用量单位 g/t 原矿）
脱 药	硫化钠 3600
磨 矿	质量分数 58%，－0.074mm 占 77%，石灰 3800，水玻璃 2000
浮选搅拌	质量分数 30%，亚硫酸钠 1400，硫酸锌 1400，丁基黄药 120，丁黄腈酯 50
浮选粗选	煤油 30，松醇油 60，pH8.5～9
浮选精选Ⅱ	亚硫酸钠 1600，硫酸锌 1600，石灰 1000
浮选扫选Ⅱ	丁基黄药 60，丁黄腈酯 20
重选丢尾	质量分数 20%，冲程 12mm，冲次 310r/min
弱磁除铁	质量分数 30%，磁场强度 1.15×10^5 A/m
湿式强磁选	质量分数 28%，背景场强 11.94×10^5 A/m，磁间隙 1.45mm

表 9－2－45　生产测定结果　（%）

原矿品位			精矿品位			回收率		
Cu	Ag	WO_3	铜精矿		钨细泥精矿	Cu	Ag	WO_3
			Cu	Ag	WO_3			
1.99	0.032	5.57	13.41	0.1479	23.64	83.88	58.23	41.16

第三节　金尾矿的再选

由于金的特殊作用，从选金尾矿中再选金受到较多重视。实践证明，由于过去的采金及选冶技术落后，致使相当一部分金、银等有价元素丢失在尾矿中了。据有关资料报

道，我国每生产 1t 黄金，大约要消耗 2t 的金储量，回收率只有 50% 左右，也就是说，大约还有一半的金储量留在尾矿、矿渣中。国外的实践表明，金尾矿中有 50% 左右的金都是可以再回收的。

在我国 20 世纪 70 年代前建成的黄金生产矿山，选矿厂大多采用浮选、重选、混汞、混汞 + 浮选或重选 + 浮选等传统工艺，技术装备水平低，生产指标差，金的回收率低。尾矿中金的品位多数在 1g/t 以上，有些矿山甚至达到 2 ~ 3g/t；少数矿石物质组分较复杂的矿山或高品位矿山，尾矿中的金品位达 3g/t 以上。随着近年来选冶技术水平的提高，特别是在国内引进并推广了全泥氰化炭浆提金生产工艺后，这部分老尾矿再次成为黄金矿山的重要资源。选矿成本如按照全泥氰化炭浆生产工艺计算，在尾矿输送距离小于 1km 的条件下，一般盈亏平衡点品位为 0.8g/t。因此尾矿金品位大于 0.8g/t 者，均可再次回收。同时，金尾矿中的伴生组分，如铅、锌、铜、硫等的回收也应得到重视。

一、从金矿尾矿中回收铁

(一)磁 - 重联合回收工艺

陕南月河横贯安康、汉阴两市县，沿河有五里、安康、恒口、汉阴 4 座砂金矿山，9 条采金船，3 个岸上选厂。月河砂金矿经采金船和岸上选厂处理后所得尾矿中共有 21 种矿物，矿物以强磁性矿物为主，弱磁性矿物为辅，夹杂有微量的非磁性矿物，目前可利用的只有 4 种：磁铁矿(42%)、赤铁矿(18%)、钛铁矿(18%)、石榴石(17%)，其中石榴石以铁铝石榴石为主。以磁铁矿为主的铁精矿作为强磁性矿物，在砂金尾矿中含量最多，一般为 60%，小于 1mm 粒级中含量达 90% 以上。

考虑到选厂尾矿中的粉尘已被重选(砂金矿山均采用重选法)介质——水浸洗过，故可采用干式分选工艺分选铁精矿，既可简化工艺设备，又可减少脱水、浓缩和过滤作业，减少占地面积和选矿用水。

安康金矿根据选厂尾矿特性，通过实践，采用 ϕ600 × 600(214.97kA/m)永磁单辊干选机和 CGR - 54 型(1592.36kA/m)水磁对辊强磁干选机顺次从尾矿中分选磁铁矿、赤铁矿(合称铁精矿)及钛铁矿与石榴石连生体的两段干式磁选工艺，见图 9 - 2 - 27，在流程末还增加了两台 XZY2100 × 1050 型摇床，用来分选泥砂废石中的金。利用该工艺，安康金矿每年可从选厂尾矿中获得铁精矿 1700t，回收砂金 2.187kg，铁精矿以保守价 136 元/t、黄金以 96 元/g 计算，年共创产值 44.12 万元。

陕南恒口金矿采用单一的 ϕ600mm × 600mm(87.58kA/m)永磁单辊干选机从选厂尾矿中分选铁精矿，精矿产率达 31.2%，选得铁精矿的品位为 65% ~ 68%，从尾矿中可

产铁精矿 1100t/a，借助摇床从中可选砂金 1.5309kg，共创产值近 30 万元。

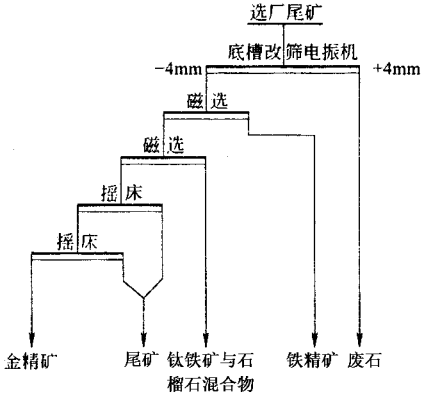


图 9－2－27　安康金矿分选铁精矿工艺

（二）磁选－焙烧－磁选回收工艺

汉阴金矿依照尾矿性质，选择了场强为 135.35kA/m 的湿式磁选机从尾矿中分选铁精矿，分选铁精矿后的尾矿再采用焙烧－磁选的工艺分选出钛铁矿和石榴石，生产工艺见图 9－2－28。据初步估算，可年产钛铁矿 360t、石榴石 468t 和选铁时未选净的磁铁矿 216t，从中分选细金屑 1.218kg，共创产值可达 170 万元。

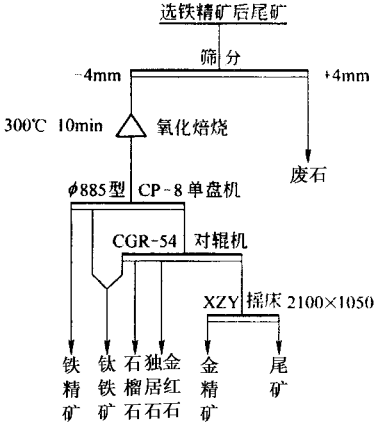


图 9－2－28　汉阴金矿分选钛铁矿及石榴石等工艺

二、用炭浆法从金尾矿中回收金银

银洞坡金矿于 1981 年建成投产了 100t/d 的选矿厂，1985 年以后选矿工艺为炭浆工

艺，生产能力提高到 250t/d。在 1992 年新尾矿库建成之前，老尾矿库堆存了达 90 万 t 左右含金较高的可回收尾矿资源，含金量约 1665kg，含银 25t。

选矿厂于 1996 年开始利用原有的 250t/d 的炭浆厂进行处理尾矿的工业实践，采用全泥氰化炭浆提金工艺回收老尾矿中的金、银。生产工艺流程为：尾矿的开采利用一艘 250t/d 生产能力的简易链斗式采砂船，尾矿在船上调浆后由砂泵输送到 250t/d 炭浆厂，给入由 ϕ1500mm × 3000mm 球磨机和螺旋分级机组成的一段闭路磨矿。溢流给入 ϕ250mm 旋流器，该旋流器与 2 号（ϕ1500mm × 3000mm）球磨机形成二段闭路磨矿，其分级溢流给入 ϕ18m 浓缩池，经浓缩后浸出吸附，在浸出吸附过程中，为了扩大处理能力，更进一步提高指标，用负氧机代替真空泵供氧，采用边浸边吸工艺，产出的载金炭，送解吸电解后，产成品金。其选冶工艺原则流程图见图 9－2－29。

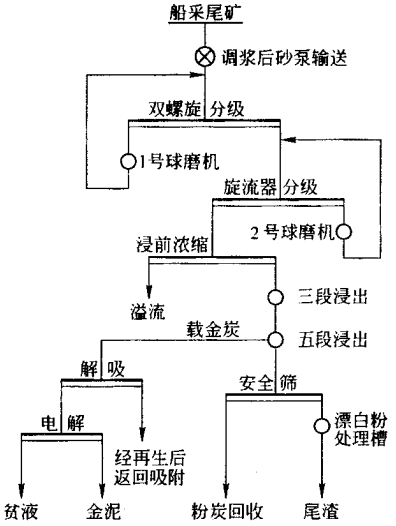


图 9－2－29　尾矿炭浆法提金选冶流程

经过工业生产实践，主要指标达到了比较满意的结果。生产能力为 250t/d 以上，尾矿浓度为 20%左右，细度为 －0.074mm 占 55%左右，双螺旋分级机溢流为 －0.074mm 占 75%，旋流器分级溢流 －0.074mm 占 93%，浸出浓度为 38%～40%，浸出时间为 32h 以上，氧化钙用量 3000g/t，氰化钠用量 1000g/t，五段吸附平均底炭密度为 10g/L。各主要指标如下：浸原品位：金 2.83g/t、银 39g/t，金浸出率为 86.5%，银浸出率为 48%，金选冶总回收率为 80.4%，银选冶总回收率为 38.2%。

据老尾矿库尾矿资源的初步勘察，含金品位大于 2.5g/t 的尾矿约 38 万 t，可供炭浆厂生产 4～5 年，按工业生产实践推，则可从尾矿中回收金 760kg，银 5t，创产值 7000 多万

元。同时指出，由于处理尾矿的自接成本较低，因而处理大于 1g/t 的尾砂也稍有盈利，它不仅增加了黄金产量，也可降低企业的生产费用，因此处理 1g/t 以上的尾矿也是有利的。

三、从金尾矿中回收硫

山东省七宝山金矿矿石类型为金铜硫共生矿，金属硫化物以黄铁矿为主，另有少量黄铜矿、斑铜矿，含金矿物主要有自然金、少量银金矿；金属氧化物以镜铁矿、菱铁矿为主，脉石矿物主要有石英、绢云母等。选别工艺流程采用一段磨矿、优先浮选流程，一次获得金铜精矿产品。1995 年以来，从选金尾矿中回收硫精矿，最初采用硫酸活化法回收硫，但由于成本太高，于 1996 年下半年采用了旋流器预处理工艺，使选硫作业成本降低了 45%，取得了很好的效果。

对优先浮选的尾矿进行分析发现，矿浆不仅 pH 值高，而且含有许多细小的石灰颗粒，同时由于矿石中黄铁矿的散布粒度粗，密度比脉石矿物大，因而采用旋流器对选金尾矿矿浆进行浓缩脱泥，丢掉细泥部分，沉砂加水搅拌擦洗可以恢复黄铁矿的可浮性，通过下一步的浮选作业，获得硫精矿。ϕ350mm 旋流器安装在搅拌槽上方，沉砂进入搅拌槽，同时补加清水，选硫浮选中采用一次粗选、一次扫选流程，加黄药 60g/t、松醇油 40g/t。

该工艺不使用硫酸，使选硫精矿成本降低，获得的硫精矿品位达 37.6%，回收率 82.46%，且精矿含泥少，易沉淀脱水，可年增加效益约 120 万元。

四、金尾矿堆浸

三门峡市安底金矿对混汞 - 浮选尾矿进行小型堆浸试验，共堆浸 1640t 尾矿，尾矿含金品位为 4 ~ 5g/t，堆浸后取得了最终尾渣含金品位 0.7g/t，浸出率 80.56%，炭吸附率 99.30%，解吸率 99.30%，总回收率为 79.44% 的技术指标。

五、国外从尾矿中回收金

南非是世界上最大的黄金生产国，也是最早开始大规模地从尾矿中回收金的国家。在南非估计有 34 亿 t 含金品位在 0.2 ~ 2g/t 的金矿尾矿，同时每年还产出约 8000 万 t 的尾矿，目前南非的 19 个浮选厂中有 12 个处理尾矿，其中 6 个处理回收老尾矿，6 个处理生产过程中的尾矿，从中回收金。南非于 1985 年建成了世界上最大的尾矿再处理工程（Anglo - American 公司的 Ergo 尾矿处理厂），每月能处理 200 万 t 尾矿。

第三章　利用尾矿烧制水泥

第一节　概　　述

前面已介绍了金属矿山选矿厂排出的尾矿是一种磨细的、量大的工业废料，其粒径细小，与水泥生料的颗粒略同。因此，研究并利用以方解石、石英为主的尾矿作为水泥生料的配料，烧制水泥是有着重要意义的。

一般金属矿山产出的尾矿为全粒级尾矿，亦称原粒级尾矿。所谓全粒级尾矿是指从矿山选厂产出的、不经分级处理的、自然级配状态的尾矿。当矿山井下采用水砂充填时，常将全粒级尾矿进行分级，粒径在 30～37μ 以上的尾矿称为粗粒级尾矿，而粒径在 30～37μ 以下的尾矿称为细粒级尾矿。

矿山通常是把全粒级尾矿或细粒级尾矿排弃于尾矿库中堆存。因此，研究这两类尾矿作为水泥的原料，对解决尾矿的堆存及为建筑材料开辟了原料的新途径等，都具有重要的意义。

1966 年北京建筑材料科学研究院、凡口矿、长沙矿山研究院、长沙有色冶金设计院、原北京水泥工业设计院等单位①，对凡口尾矿进行了试验研究工作，并获得了优异的成果，试验研究证明：

(1)利用含适宜组分的全粒级(或细粒级)尾矿可烧制成质量良好的井下胶结充填的低标号水泥，产品 28 天的强度可达 100～200 公斤/厘米，其强度基本上能满足井下胶结

① 利用尾矿为原料烧制水泥是北京建筑材料科学研究院承担的试验研究项目，其他单位参加了试验。

充填的要求。

(2)含适宜组分的尾矿经一定的温度煅烧后,可作硅酸盐水泥的混合材,其用量可达15~55%。掺入15%的尾矿熟料作混合材时,水泥标号仍能维持600号;掺入30%时,水泥标号可达500号;掺入50%时,水泥标号达400号。其掺入量为15~30%时,水泥性能良好,凝结、安定性正常。

(3)利用含适宜组分的全粒级(或细粒级)尾矿,作为硅酸盐水泥的原料代替粘土,可烧制出品质优良的尾矿硅酸盐水泥,其标号在400号以上,水泥性能良好,凝结、安定性正常。

所谓尾矿硅酸盐水泥是指用适宜成分的尾矿与适量的石灰石混磨后,烧至部分熔融,得以硅酸钙为主要成分的熟料,再加入适量的石膏磨成细粉而制成的水硬性胶凝材料。

第二节　烧制水泥对于尾矿原料的技术要求

一、烧制低标号水泥对于尾矿成分的要求

根据试验,用全粒级尾矿或细粒级尾矿为原料,烧制井下胶结充填用的低标号水泥,其尾矿的矿物组分应以石英、方解石为主,化学组分应为:

$$\frac{CaO}{SiO_2} > 0.5 \sim 0.7\%$$

其中:

$$CaO > 18 \sim 25\%$$

$$Al_2O_3 > 5\%$$

$$MgO < 3\%$$

$$S < 1.5 \sim 3\%$$

当尾矿中的CaO含量低于18%,而$\frac{CaO}{SiO_2}$小于0.5时,则可采取外配石灰(或石灰石)的方案,以调节尾矿生料中CaO的含量,满足上述要求。

二、烧制普通硅酸盐水泥对于尾矿成分的要求

用于烧制(400号以上的)普通硅酸盐水泥的尾矿原料,按其原料的矿物组分划分,可分为以方解石为主和以石英为主这两类尾矿。用作硅酸盐水泥的尾矿原料,对于化学组

分有一定的要求：

(一)有益组分

氧化钙(CaO)：是水泥原料的主要成分，对于尾矿来说，氧化钙含量越高，钙硅比$\left(\frac{CaO}{SiO_2}\right)$越大，则石灰石的用量越小。

氧化硅(SiO_2)：也是水泥原料的主要成分，对于以石英为主的尾矿，由于 CaO 含量低，故 SiO_2 应大于 55～60%。而对于以方解石为主的尾矿，由于 CaO 含量增加，因而可按$\frac{CaO}{SiO_2}$比进行水泥生料的配料计算工作。

氧化铝(Al_2O_3)：一般尾矿中 Al_2O_3 的含量不高，因而可在水泥生料配料时，用铝质校正原料来调节。

氧化铁(Fe_2O_3)：增加水泥熟料中氧化铁的含量，能降低水泥熟料的烧成温度。当在水泥生料配料时，尾矿中氧化铁的含量不够，则可用铁质校正原料来调节。而当尾矿中铁质含量过高时，则应采取选矿方法予以降低。

(二)有害组分

氧化镁(MgO)：是水泥原料中的不良杂质，在煅烧过程中呈游离状态。含量多时，使水泥安定性不良。故要求尾矿中 MgO 的含量应小于 3%。

氧化钛(TiO_2)：尾矿中要求不高于 3%，含量高时，会引起水泥强度降低。

碱分(K_2O，Na_2O)：尾矿中要求 $Na_2O + K_2O < 4\%$，含量高时会引起水泥不定期的凝结并发生风化。在水工混凝土中，如骨料里含有矽质页岩，蛋白石或其他各种无定形的硅酸时，碱分将和这些物质发生作用，在混凝土内引起膨胀，产生裂缝。

硫(S)：尾矿中要求小于 3～5%，而且含量愈低愈好，(最佳在 1%以下)，当尾矿中硫的含量过高时，应采取选矿及其他措施(将硫化物)降低或除去，避免在煅烧过程中产生大量的 SO_2，污染环境。同时对于水泥熟料，要求 SO_3 的含量要低，过高了将破坏水泥的体积安定性。根据国家标准，对于硅酸盐水泥、矿渣硅酸盐水泥来说，其三氧化硫的含量不得超过 3%。

总的原则，对于以方解石为主或以石英为主的尾矿，当和石灰质原料配合使用以生产硅酸盐水泥时，须保证制成熟料中：

石灰饱和系数	$KH = 0.8 \sim 0.95$
硅率	$n = 1.7 \sim 3.5$
铁率	$p = 1.0 \sim 2.5$
有害杂质	$MgO < 4.5\%$

$$SO_3 < 1.5\%$$

$$K_2O + Na_2O < 1.0 \sim 1.2\%$$

其石灰饱和系数、硅率、铁率的计算公式将在本章第三节中介绍。

三、烧制高或低标号水泥对于尾矿粒度的要求

生料的粉磨细度对于煅烧反应和水泥熟料的强度有很大影响。这是因为，生料粉磨得较细时，颗粒的比表面积增加，增加了组分间的接触面积，同时表面的质点自由能增大，易于参加反应，因而细度增加时就加速了反应速度。而且生料易于均匀混合，从而增加各组分的良好接触，这对于加速固相反应的进行，是非常有利的。

根据利用尾矿烧制高标号或低标号水泥的试验资料，并参照普通水泥生料对于原料的细度要求，尾矿细度应为 4900 孔/厘米^2 筛（相当于 170 号筛）筛余不大于 10%（其粒径约为 88 微米），超过此数值时，应在混料粉磨中解决。然而对于细粒级尾矿，由于粒径在 37 微米以下，已经满足要求，故不需粉磨。

第三节　水泥的矿物组成

一、尾矿熟料的矿物组成

（一）尾矿熟料的化学成分

含适宜组分的尾矿经一定的温度煅烧后，称为尾矿熟料，可作为井下胶结充填用的低标号水泥，同时还可以作为普通硅酸盐水泥的混合材。尾矿经煅烧后，其熟料是由氧化钙（CaO）、氧化硅（SiO_2）、氧化铝（Al_2O_3）及氧化铁（Fe_2O_3）所组成，这四种氧化物的含量在熟料中约占 85～90%。此外还含有氧化镁（MgO）、硫酐（SO_3）及其他微量的金属氧化物（如 PbO、ZnO、TiO_2、CuO）等。

（二）尾矿熟料的矿物组成

尾矿熟料并不是一种均匀的产物，而是多种矿物的集合体。而且随着煅烧温度的不同，其矿物的组成和含量也不相同。据北京建筑材料科学研究院对凡口尾矿在 800℃、900℃、1000℃、1100℃及尾矿熔点下，所煅烧的尾矿熟料，用岩相鉴定与 X－射线分析结果（如图 9－3－1）证明，其主要矿物组成为：

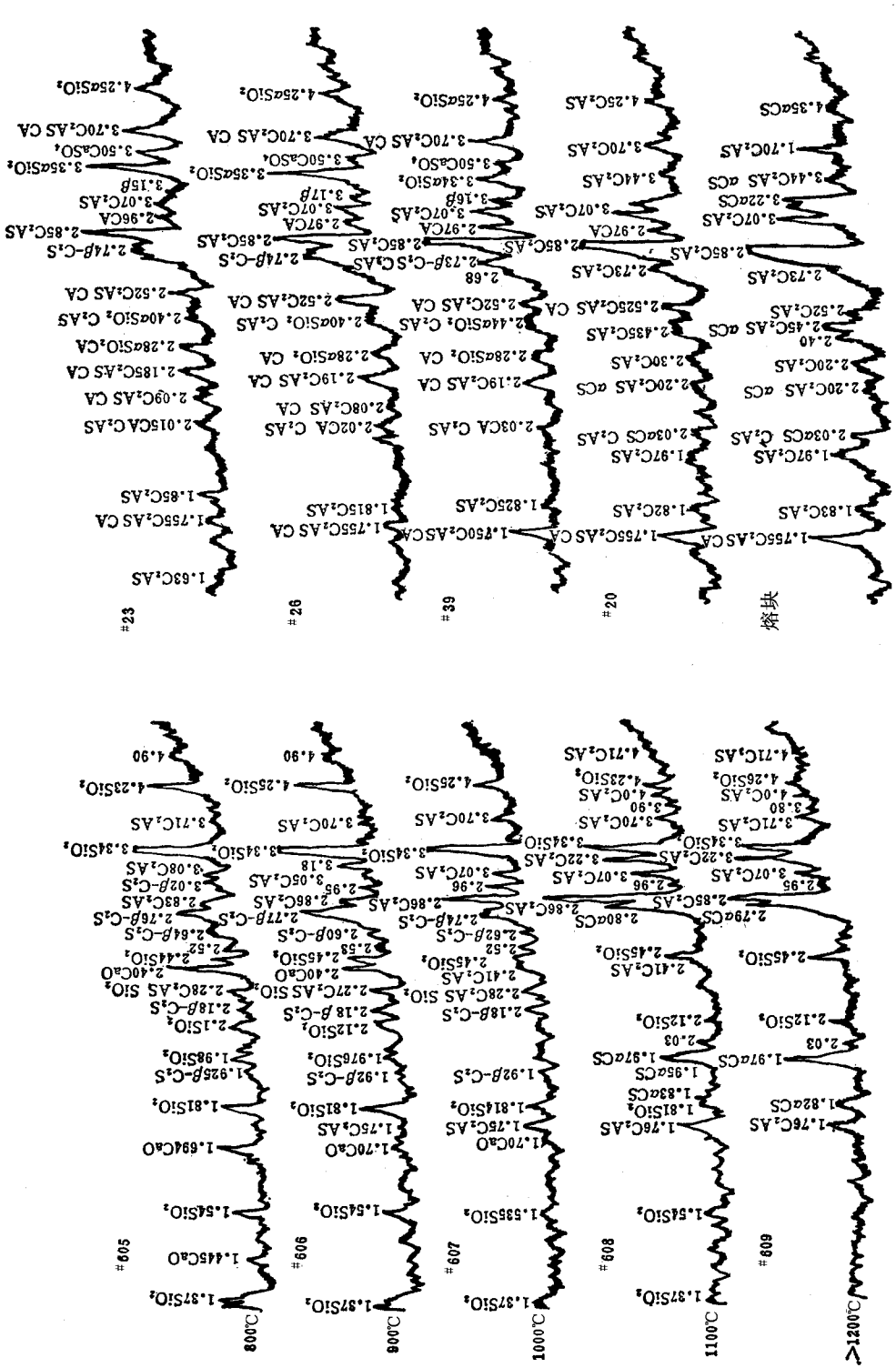


图 9-3-1　尾矿熟料 X- 射线分析
a—全粒级　b—细粒级

1. 硅酸二钙(亦称贝利特,其分子式为 $\beta-2CaO\cdot SiO_2$ 缩写 $\beta-C_2S$)

尾矿分别经 800℃、900℃、1000℃煅烧后其尾矿熟料中均可见到 $\beta-C_2S$,以 900℃煅烧下的尾矿熟料中 $\beta-C_2S$ 含量最高,经反光观察(HF 蒸气侵蚀 20 秒)矿物呈单个出现,一般为圆粒及不规则的圆粒 ;或椭圆形,长 40μ,宽 32μ。有较明显的交叉双晶。但边缘的侵蚀凹陷很严重,内部包裹石英颗粒等。而在 1000℃煅烧下的尾矿熟料中,$\beta-C_2S$ 亦呈单个出现,但形状多呈叉枝形,更不规则。

2. 铝酸 - 钙(其分子式为 $CaO\cdot Al_2O_3$ 缩写为 CA)

尾矿经 900℃或 1000℃煅烧后,尾矿熟料中有铝酸 - 钙生成,但含量较微。尾矿熟料中矿物均以不规则的长短形或短形细粒晶体出现,有时同 Fe_2O_3 固熔,结晶体中有时能见到明显的解理。

3. 黄长石($2CaO\cdot Al_2O_3\cdot SiO_3+2CaO\cdot MgO\cdot 2SiO_2$)

在 800℃、900℃、1000℃、1100℃和熔点的尾矿熟料中黄长石普遍存在。据油浸薄片中观察的结果,有明显的(001)解理,平行消光,干涉色为一级灰白色 $N_o\approx1.667$。矿物含量最多均系以细粒集晶形式存在。以不规则的细长条形,长圆形最多,矿物颗粒大小均一,分布一般均匀。特别在较高温度下煅烧的熔块,其黄长石含量较多。

4. 假硅灰石(分子式为 $\alpha CaO\cdot SiO_2$,缩写为 $\alpha-CS$)

在 1000℃、1100℃及熔块的尾矿熟料中均可见到 $\alpha-CS$ 存在,随着煅烧温度的增高,$\alpha-CS$ 含量急剧增加。在 1000℃煅烧的尾矿熟料中偶见(含量甚微),在 1100℃煅烧的尾矿熟料中含量较多,特别是在熔块中能普遍见到。其矿物的折光率 $N_o\approx1.615$,有明显的一轴晶正光性,高级干涉色达二级蓝红并有色环 ;清晰的闪凸起($N_g-N_p=0.044$)和四方形及长方形粒状。在熔块中 $\alpha-CS$ 一般尺寸为长 30/μ,宽 15μ,小颗粒 9 ~ 12μ,有时 5 ~ 6 个小颗粒紧合在一起形成晶堆。

5. 钙长石(分子式为 $CaO\cdot Al_2O_3\cdot 2SiO_2$ 缩写 CAS_2)

出现在 1100℃的尾矿熟料及熔块中。

6. 无水石膏($CaSO_4$)

在 800℃、900℃、1000℃煅烧的熟料中有 $CaSO_4$ 存在。据岩相鉴定结果,等粒状 $N_g=1.612\pm0.03$,$N_f=1.572\pm0.03$。X - 射线分析结果,衍射图上亦出现 $CaSO_4$ 的特征峰($d=3.5,2.85,2.325$)。

7. 方解石($CaCO_3$)

仅在 800℃煅烧的熟料样品中见到。

8. 游离石灰（$f-CaO$）

仅在 800℃及 900℃煅烧的熟料中出现。

9. 石英（SiO_2）

为残存的矿物，在所有的尾矿熟料中均存在，但随着煅烧温度的升高，其石英的含量逐渐减少。

此外，还有含铁的固熔体及玻璃质。

根据上述结果，尾矿熟料的形成过程概括为：

800℃——$CaCO_3$ 已部分分解，CaO 与 SiO_2 化合开始形成 $\beta-C_2S$，同时 C_2AS 也开始形成。大量的 SiO_2 仍呈游离状态存在，仍含有多量的游离 CaO。

900～1000℃——$CaCO_3$ 已大部分分解。在此温度下得到的高分散度的 CaO 具有较高的活性，而且由于温度的提高，加速固相反应的进行，形成较多的 $\beta-C_2S$。同时出现少量的 CA。

1100℃以上——固相反应 $\beta-C_2S+S\rightarrow 2\alpha-CS$ 得以进行，因而 $\alpha-CS$ 取代 $\beta-C_2S$，同时 CA 消失，CAS_2 代替 CA 而出现。

各种煅烧温度下的尾矿熟料经岩相鉴定出现的矿物情况见表 9-3-1。

表 9-3-1　各种煅烧温度下的尾矿熟料中所出现的矿物

煅烧温度℃	800	900	1000	1100	熔块 > 1100
$\beta-C_2S$	△	△	△	⊗	⊗
CA	⊗	△	△	⊗	⊗
$\alpha-CS$	⊗	⊗	⊗	△	△
CAS_2	⊗	⊗	⊗	△	△
C_2AS	△	△	△	△	较多
$CaCO_3$	△	⊗	⊗	⊗	⊗
CaO	△	△	⊗	⊗	⊗
$CaSO_4$	△	△	△	⊗	⊗
SiO_2	△	△	△	△	△
C_3A	⊗	微量	⊗	⊗	⊗
CF	⊗	微量	微量	⊗	⊗

注：△表示存在，⊗表示不存在。

二、硅酸盐水泥熟料的组成

(一)硅酸盐水泥熟料的化学组成

硅酸盐水泥主要是由氧化钙(CaO)、氧化硅(SiO_2)、氧化铝(Al_2O_3)及氧化铁(Fe_2O_3)四种氧化物所组成。在水泥熟料中,这四种氧化物的含量、通常在 95% 以上。根据现代所生产的硅酸盐水泥熟料的化学成分统计,这四种氧化物的含量,波动在下列范围内:

CaO	62 ~ 67%
Al_2O_3	4 ~ 7%
SiO_2	20 ~ 24%
Fe_2O_3	2 ~ 5%

此外,氧化镁(MgO)及硫酐(SO_3),其含量一般共约 2 ~ 3%。其次还可能含有少量的氧化钛(TiO_2)、氧化锰(Mn_2O_3)、五氧化二磷(P_2O_5)、碱(Na_2O 和 K_2O)等。

据用全粒级尾矿和细粒级尾矿作配料烧制硅酸盐水泥熟料的试验结果可以看出,标号在 600 号以上的熟料的化学成分为:

CaO	63.98 ~ 65.49%
Al_2O_3	3.25 ~ 5.46%
SiO_2	21.81 ~ 22.79%
Fe_2O_3	4.13 ~ 4.86%
MgO	1.45 ~ 3.28%

此外,还含有少量的氧化锌(ZnO)、氧化铅(PbO)等。

(二)硅酸盐水泥熟料的各率

水泥熟料中各氧化物的含量,对水泥的性质有十分重大的影响,从氧化物的含量,可以大致推测水泥的性质。而用率(模数、系数)来表示水泥熟料的成分比单独用氧化物的含量来表示水泥熟料成分,更能表示出水泥的性质。因为在水泥熟料中,并不是以单独的氧化物存在的,而是以两种或两种以上的氧化物结合而成的化合物存在的。因此各氧化物之间的相对含量就极其重要。其各率的计算公式如下:

$$\text{硅率 } n = \frac{\%SiO_2}{\%Al_2O_3 + \%Fe_2O_3}$$

$$\text{铁率 } p = \frac{\%Al_2O_3}{\%Fe_2O_3}$$

石灰饱和系数

$$KH = \frac{CaO - (1.65Al_2O_3 + 0.35Fe_2O_3 + 0.7SO_3)}{2.80SiO_2}$$

目前在我国水泥工业中，上述各率被广泛应用着。

（三）硅酸盐水泥熟料矿物组成的确定

硅酸盐水泥熟料主要是由硅酸三钙（C_3S）、硅酸二钙（C_2S）、铝酸三钙（C_3A）及铁铝酸四钙（C_4AF）四种矿物组成。同时，这四种矿物也决定了硅酸盐水泥的各种主要性质。

在绝大多数水泥工厂所生产的水泥熟料中，这四种矿物的含量达 95～96%，而其中硅酸盐（C_3S 和 C_2S）占 75～82%，熔剂性矿物（C_3A 和 C_4AF，在水泥熟料煅烧过程中，这两种矿物一度变成液相，故称熔剂性矿物）占 18～25%。

通常成分的硅酸盐水泥熟料，其矿物组成波动于下列范围：

C_2S	37.5～60%
C_3S	15～37.5%
C_3A	7～15%
C_4AF	10～18%

根据用凡口尾矿作配料烧制硅酸盐水泥熟料的试验结果，其熟料标号为 600 号，矿物组成为：

C_2S	18.84～21.58%
C_3S	58.02～58.23%
C_3A	0.37～7.37%
C_4AF	12.74～14.74%

其中硅酸盐（C_3S 和 C_2S）占 77.07～79.6%，熔剂性矿物（C_3A 和 C_4AF）占 15.11～20.11%，四种矿物的总含量达 94.71～97.18%。

从上述结果可看出，尾矿硅酸盐水泥熟料的矿物组成是符合普通硅酸盐水泥熟料矿物组成要求的，故用尾矿作配料是可烧制出品质优良的普通硅酸盐水泥熟料。

关于水泥熟料矿物组成的确定有直接测定法和根据化学分析的结果利用计算的方法。

直接测定法中有岩相分析法、X－射线法及化学分析法。岩相分析法是利用水泥熟料磨片在偏光显微镜下直接数出单位面积中各矿物所占的面积，然后根据各矿物的密度计算出各矿物的重量百分含量。这种方法的优点是结果可靠，符合实际情况。利用 X－射线法来测定水泥熟料的矿物组成时，由于 X－射线法对各种矿物有一定的灵敏度，故要求熟料中，各矿物的含量不少于下列数值：

C_3S	8%	C_4AF	15%
$\beta-C_2S$	15%	CaO	2.5%
C_3A	6%	MgO	2.5%

此外，还根据硅酸二钙和铝酸三钙在硼酸及醋酸中的溶解度的不同，所制定的直接定量的化学方法。

除上述方法外，水泥熟料的矿物组成还可以根据熟料的化学分析资料计算出其矿物成分，这种方法是为制得某种设计成分的熟料而计算生料的唯一可行的方法。因为这时熟料尚未制得，不可能用直接法来确定，虽然计算的矿物组成与实际的有些出入，但是，根据计算结果，一般已能说明矿物组成对水泥性质的影响。因此，这种方法，在水泥工业中，仍然得到广泛的应用。

关于计算方法有好几种，下面仅介绍 B.A. 金德法计算各矿物含量的公式：

熟料中 C_3S 和 C_2S 含量的计算式：

$$\%C_3S = 3.8(3NH-2)S_C$$

$$\%C_2S = 8.61(1-KH)S_C$$

式中　S_C——水泥熟料中氧化硅的总百分含量减去游离氧化硅的百分含量；

KH——水泥熟料的石灰饱和系数；

对普通成分的熟料，即 Al_2O_3/Fe_2O_3 的分子数比大于 1，或 Al_2O_3/Fe_2O_3 之重量比（即铁率 p）大于 0.64 的熟料，其饱和系数（KH）之值采用下式计算：

$$KH=\frac{CaO-CaO_{游}-1.65Al_2O_3-0.35Fe_2O_3-0.70SO_3}{2.80(SiO_2-SiO_{2游})}$$

在 Al_2O_3/Fe_2O_3 的分子数比小于 1，或在 P 值小于 0.64 的熟料中，将不生成铝酸三钙，而是将全部氧化铝和氧化铁与氧化钙结合成铁铝酸四钙，而多余的氧化铁则生成铁酸二钙。这时、石灰饱和系数 KH 之值应以下式计算：

$$KH=\frac{CaO-CaO_{游}-1.1Al_2O_3-0.70Fe_2O_3-0.70SO_3}{2.8(SiO_2-SiO_{2游})}$$

熔剂性矿物（铝酸三钙、铁铝酸四钙或铁酸二钙）的计算公式如下：

当 $p=\frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3}\geqslant 0.64$，

$$\%\quad C_4AF = 3.04F$$

$$\%\quad C_3A = 2.65(A-0.64F)$$

当 $p=\frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3}\leqslant 0.64$，

$$\%\quad C_4AF = 4.77A$$

$$\%\quad C_2F = 1.70(F - 1.57A)$$

式中　A、F——熟料中 Al_2O_3 及 Fe_2O_3 的百分含量。

硫酸钙的百分含量，用下式计算：

$$\%\quad CaSO_4 = 1.7\%SO_3$$

用尾矿作配料烧制硅酸盐水泥熟料，其矿物组成的计算实例如下：

例 在 $\phi 1 \times 20.5$ 米的回转窑上，用全粒级尾矿作配料烧制尾矿硅酸盐水泥熟料，其尾矿硅酸盐水泥熟料的化学成分为：

氧化物	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	其他	总和
百分含量	21.58	4.31	3.75	63.08	2.90	4.38	100

求 熟料的矿物组成

解：

$$p = \frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3} = \frac{4.31}{3.75} = 1.15$$

$\because$

$$p = \frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3} > 0.64$$

$$\text{其 } KH = \frac{CaO - 1.65Al_2O_3 - 0.35Fe_2O_3 - 0.70SO_3}{2.80SiO_2}$$

$$= \frac{63.08 - 1.65 \times 4.31 - 0.35 \times 3.75}{2.80 \times 21.58} = 0.905$$

$$\%\quad C_3S = 3.8 \times 21.58(3 \times 0.905 - 2) = 58.5\%$$

$$\%\quad C_2S = 8.61 \times 21.58(1 - 0.905) = 17.76\%$$

$$\%\quad C_3A = 2.65(4.31 - 0.64 \times 3.75) = 5.06\%$$

$$\%\quad C_4AF = 3.04 \times 3.75 = 11.4\%$$

$$\%\quad MgO = 2.90\%$$

$$\text{其他} = 4.38\%$$

$$\text{总和} = 100\%$$

第四节　硅酸盐水泥生料的配料计算

水泥生料的配料计算是为了确定原料各组分（尾矿、石灰石、调节性原料）的数量比

例，以得到成分和质量合乎要求的水泥熟料，要得到高质量的水泥，首先配料必须符合要求，否则是不可能的。

在进行水泥生料的配料计算时，不仅应当从希望得到所需矿物组成的熟料的愿望出发，而且应当考虑到原料的矿物组分和实际可行的煅烧制度。例如，在生料中，$C_3S:C_2S$ 的比值过高，即饱和系数 KH 值过高，可能使水泥熟料中形成大量的游离石灰，而使水泥的安定性不良，或水泥的强度显著下降，减少熔剂性矿物（C_3A 及 C_4AF），而提高硅酸盐矿物（C_3S 及 C_2S）之含量，即提高硅率 n 之值，迫使熟料烧成温度升高，窑的产量降低，衬料的耐久性也降低。过于提高熟料中 C_3A 的含量，即提高铁率 p 之值，能使液相粘度增加，使煅烧发生困难 过于提高熟料中 C_4AF 的含量，即过于降低铁率 p 之值，能使液相粘度过低，因而形成了大块熟料，甚至引起窑中结圈。因此，四种矿物间的相互比例关系，应当是同时保证成品的优良品质和熟料的易于烧成。

苏联国立水泥工业科学研究设计院曾对水泥熟料矿物组成对水泥性质和熟料烧成的影响进行了研究以后，建议在配料时，采用下列数值。

饱和系数 KH　0.87 ± 0.2，即 $0.85\sim0.89$

硅率 n　2.1 ± 0.3，即 $1.8\sim2.4$

铁率　$p=1.3\pm0.3$，即 $1.0\sim1.6$

其相应的矿物组成为：

$$C_3S+C_2S=75\pm3\%，即\ 72\sim78\%$$

$$C_3S=51\pm4\%，即\ 47\sim55\%$$

$$C_3A+C_4AF=22\pm2\%，即\ 20\sim24\%$$

$$C_3A=8\pm2\%，即\ 6\sim10\%$$

表 9－3－2 列出了几个水泥工厂熟料各率的控制范围。

表 9－3－2　几种主要窑形的熟料矿物组成和各率控制数值

窑　型	C_3S	C_2S	C_3A	C_4AF	KH	n	p
湿法长回转窑	49～59	17～25	6～11	10～16	0.87～0.9	2.0～2.4	1.1～1.8
干法回转窑	46～57	19～28	6～11	11～18	0.86～0.89	2.0～2.75	1.0～1.6
立波尔窑	45～55	21～30	6～11	11～18	0.85～0.88	1.9～2.3	1.0～1.6
立　窑	33～53	22～41	6～12	10～14	0.80～0.89	1.9～2.8	1.1～1.3

在进行水泥生料的配料计算时，可以采取首先肯定一个或几个率的办法，也可以首先确定部分或全部矿物组成。但必须指出确定率或矿物组成愈多，则所需原料组分也愈

多，在生产过程中配料也就愈复杂。表 9－3－3 列出确定率的数目与所需原料组分数的关系。

表 9－3－3　水泥生料配料时所确定率的数目与所须原料组分数的关系

编　号	规定的率	规定的矿物组成	必要的和足够的原料组分数
1	KH、n 及 p	$C_3S:C_2S:C_3A$(或 C_2F)$:C_4AF$	4
2	KH 及 n	$\%C_3S$ 及 $\%C_2S$	3
3	KH 及 p	$\%C_3S$ 及 $\%C_3A$	3
4	KH	$C_3S:C_2S$	2

在大多数水泥工厂中，生料是由三种原料组分配成，在个别工厂中，也有利用五种原料组分配成水泥生料的，这当然是在不得已的情况下才采用。

现将水泥生料的配料计算公式叙述如下：

一、不考虑煤灰掺入时的两种原料组分的配料公式

在进行水泥生料配料时，如果不考虑煤的灰分掺入，则计算要比考虑煤灰掺入时简单得多。在煅烧水泥熟料时，如果采用气体或液体燃料时，则将没有灰分掺入熟料。其次将煤灰掺入量的因素预先考虑在决定各率中，则虽然煅烧时有灰分掺入水泥熟料，但配料时仍可按不掺入煤灰时的公式计算。

在采用两种原料组分进行配料时，都是首先确定饱和系数 KH 值。然后再计算第一组分和第二组分的配合比。

倘饱和系数 KH 已确定，拟生料由 x 分(按重量计)第一组分(石灰石)和 1 分第二组分(尾矿或粘土)所组成。其两种原料配合时的比值计算式为：

$$x=\frac{2.8KHS_2+1.65A_2+0.35F_2-C_2}{C_1-(2.8KHS_1+1.65A_1+0.35F_1)}$$

式中符号见表 9－3－4。

表 9－3－4　主要氧化物重量百分含量的简写

氧　化　物	在第一组分中	在第二组分中	在第三组分中	在熟料中	在生料中
CaO	C_1	C_2	C_3	C	C_0
SiO_2	S_1	S_2	S_3	S	S_0

氧　化　物	在第一组分中	在第二组分中	在第三组分中	在熟料中	在生料中
Al_2O_3	A_1	A_2	A_3	A	A_0
Fe_2O_3	F_1	F_2	F_3	F	F_0

两种原料的配比用百分数表示的计算式为：

石灰石：
$$Q_1 = \frac{x}{x+1} \cdot 100\%$$

尾矿(或粘土)：
$$Q_2 = \frac{1}{x+1} \cdot 100\%$$

二、不考虑煤灰掺入时的三种原料组分的配料公式

(1)已确定熟料的 KH 及 n 值：

假设生料由 x 分为第一组分，y 分为第二组分及 1 分第三组分组成，则生料的组成计算式为：

$$x = \frac{\begin{vmatrix} c_1 & b_1 \\ c_2 & b_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 \\ a_2 & b_2 \end{vmatrix}} = \frac{c_1 b_2 - c_2 b_1}{a_1 b_2 - a_2 b_1}$$

$$y = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & c_1 \\ a_2 & c_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 \\ a_2 & b_2 \end{vmatrix}} = \frac{a_1 c_2 - a_2 c_1}{a_1 b_2 - a_2 b_1}$$

式中　$a_1 \approx (2.8KHS_1 + 1.65A_1 + 0.35F_1) - C_1$；

$a_2 = n(A_1 + F_1) - S_1$；

$b_1 = (2.8KHS_2 + 1.65A_2 + 0.35F_2) - C_2$；

$b_2 = n(A_2 + F_2) - S_2$；

$c_1 = c_3 - (2.8KHS_3 + 1.65A_3 + 0.35F_3)$；

$c_2 = S_3 - n(A_3 + F_3)$。

三种原料配合时用百分比表示其计算式为：

第一组分(石灰石)：
$$Q_1 = \frac{x}{x+y+1}$$

第二组分(尾矿或粘土)：　$Q_2 = \dfrac{y}{x + y + 1}$

第三组分(其他调节性原料)：　$Q_3 = \dfrac{1}{x + y + 1}$

(2)已确定熟料的 KH 及 p 值：

计算公式与上同,唯一不同之点为 a_2、b_2、c_2 之值被下式所代替。

$$a_2 = p\mathrm{F}_1 - \mathrm{A}_1$$

$$b_2 = p\mathrm{F}_2 - \mathrm{A}_2$$

$$c_2 = \mathrm{A}_3 - p\mathrm{F}_3$$

三、不考虑煤灰掺入时的四种原料组分的配料公式

当水泥生料由四种原料组分配成时,则熟料的三个率(KH、n 及 p)应该完全被确定。

计算四组分的配料公式为：

$$x = \frac{\begin{vmatrix} d_1 & b_1 & c_1 \\ d_2 & b_2 & c_2 \\ d_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}} = \frac{d_1(b_2c_3 - b_3c_2) - d_2(b_1c_3 - b_3c_1) + d_3(b_1c_2 - b_2c_1)}{a_1(b_2c_3 - b_3c_2) - a_2(b_1c_3 - b_3c_1) + a_3(b_1c_2 - b_2c_1)}$$

$$y = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & d_1 & c_1 \\ a_2 & d_2 & c_2 \\ a_3 & d_3 & c_3 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}} = \frac{a_1(d_2c_3 - d_3c_2) - a_2(d_1c_3 - d_3c_1) + a_3(d_1c_2 - d_2c_1)}{a_1(b_2c_3 - b_3c_2) - a_2(b_1c_3 - b_3c_1) + a_3(b_1c_2 - b_2c_1)}$$

$$z = \frac{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & d_1 \\ a_2 & b_2 & d_2 \\ a_3 & b_3 & d_3 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 & c_1 \\ a_2 & b_2 & c_2 \\ a_3 & b_3 & c_3 \end{vmatrix}} = \frac{a_1(b_2d_3 - b_3d_2) - a_2(b_1d_3 - b_3d_1) + a_3(b_1d_2 - d_2b_1)}{a_1(b_2c_3 - b_3c_2) - a_2(b_1c_3 - b_3c_1) + a_3(b_1c_2 - b_2c_1)}$$

四种原料配合时用百分比表示其计算式为：

第一组分(石灰石)：　$Q_1 = \dfrac{x}{x + y + z + 1}$

第二组分(尾矿或粘土)：　$Q_2 = \dfrac{y}{x + y + z + 1}$

第三组分(调节性原料Ⅰ)：　$Q_3 = \dfrac{z}{x + y + z + 1}$

第四组分(调节性原料Ⅱ)：　$Q_4 = \dfrac{1}{x + y + z + 1}$

四、计算生料时，不考虑燃料灰分掺入的例子

为了计算方便及便于检查，宜将原料的化学分析数据换算成 100%。当化学分析数据的总和超过 100%时，用普通的方法将所有分析的原料成分量均按比例减少，当化学分析数据总和低于 100%时，则在化学成分中加入其他化合物，以得到 100%。

实例 在 $\phi 1 \times 20.5$ 米回转窑上，用广东某矿的尾矿作为水泥生料的配料，煅烧普通硅酸盐水泥熟料，其生料的配比计算如下：

原料的化学分析数据列于表 9－3－5。

表 9－3－5　原料的化学成分

序号	名称	化学成分(%)											
		SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	PbO	ZnO	烧失量	其他	总计	n	p
1	石灰石	2.39	0.60	0.18	53.68	0.97	—	—	42.07		99.89		
2	全粒级尾矿	24.52	4.59	3.57	32.01	2.79	0.45	0.36	27.27		95.56		
		换算成 100% 以后											
3	石灰石	2.39	0.60	0.18	53.68	0.97	—	—	42.07	0.11	100	9.93	3.33
4	全粒级尾矿	24.52	4.59	3.57	32.01	2.79	0.45	0.36	27.27	4.44	100	3	1.28

用烟煤作燃料时，由于煤灰掺入熟料中，故计算水泥生料的成分时，将煤灰掺入量的因素预先考虑在所决定的各率中进行配料计算。

熟料的饱和系数 $KH = 0.97$，求配合比。

将表 9－3－5 中的化学分析数据代入二组分配料公式中，得

$$x = \frac{2.80KH\mathrm{S}_2 + 1.65\mathrm{A}_2 + 0.35\mathrm{F}_2 - \mathrm{C}_2}{\mathrm{C}_1 - (2.80KH\mathrm{S}_1 + 1.65\mathrm{A}_1 + 0.35\mathrm{F}_1)}$$

$$= \frac{2.80 \times 0.97 \times 24.52 + 1.65 \times 4.59 + 0.35 \times 3.57 - 32.01}{53.68 - (2.80 \times 0.97 \times 2.39 + 1.65 \times 0.60 + 0.35 \times 0.18)}$$

$$= 0.94$$

要制备饱和系数为 0.97 的熟料，其生料应当由 0.94 分第一组分及 1 分第二组分所组成，以百分比表示为：

石灰石：　$Q_1 = \frac{x}{x+1}100\% = \frac{0.94}{0.94+1}100\% = 48.5\%$

全粒级尾矿：　$Q_2 = \frac{1}{x+1}100\% = \frac{1}{0.94+1}100\% = 51.5\%$

即生料的配比为：

全粒级尾矿∶石灰石 = 51.5∶48.5

为了检查计算结果是否正确，可采用表 9－3－6。

表 9－3－6　用于校对计算正确与否的数据

序号	组　成	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	PbO	ZnO	烧失量	其他	总量
1	48.5 分石灰石	1.16	0.29	0.08	26.00	0.47	—	—	20.40	0.05	48.45
2	51.5 分全粒级尾矿	12.63	2.37	1.84	16.50	1.44	0.23	0.19	14.05	2.30	51.55
3	100 分生料	13.79	2.66	1.92	42.5	1.91	0.23	0.19	34.45	2.35	100
4	换算成 100 分熟料后	21.10	4.05	2.92	64.8	2.91	0.35	0.29	—	3.58	100

表中数据可以用来计算水泥生料的化学成分，也可以用来计算水泥熟料的化学成分。

用表中熟料成分计算 KH 值如下：

$$KH = \frac{c - 1.65A - 0.35F}{2.80S} = \frac{64.8 - 1.65 \times 4.05 - 0.35 \times 2.92}{2.80 \times 21.10}$$

$$= 0.97$$

所得 KH 值，与原先确定之值相等，故计算结果是完全正确的。

再计算熟料的硅率及铁率

$$n = \frac{SiO_2}{Al_2O_3 + Fe_2O_3} = \frac{21.10}{4.05 + 2.92} = 3.02$$

$$p = \frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3} = \frac{4.05}{2.92} = 1.39$$

五、考虑燃料灰分掺入时的两组分原料的配料公式

在用烟煤作燃料煅烧水泥时，有煤灰掺入熟料中，在计算水泥生料成分时，可以采用两种方法来消除掺入灰分对熟料成分所引起的影响，即

(1)把掺入的灰分考虑在计算中；

(2)把生料的各率(KH、n、p)作适当的调整。

当工厂是用成分比较固定及燃料灰分波动不大的燃料，并用喷管煅烧时，第二种方法是完全可以采用的，因为这时燃料灰分的成分一定，掺入熟料的灰分数量也就保持一定。

由于不考虑燃料灰分掺入的配料计算，要比考虑燃料灰分掺入时的配料计算简单得多，故有可能的话，最好采用预先调整生料各率的办法来进行配料计算，这时可以直接应用上面所列的配料公式。

考虑燃料灰分掺入时的配料计算，必须知道下列数据：

(1)燃料的消耗量，以占熟料的百分数表示，P 公斤/100 公斤熟料；

(2)燃料的灰分含量，以百分数表示，A 公斤/100 公斤煤；

(3)灰分的掺入量，以百分数表示，B 公斤/100 公斤灰分。

灰分的掺入量，首先决定于水泥煅烧设备的类型。对立窑(特别是黑生料球煅烧时)，实际上可达 100%，对回转窑，这个数值波动在 30 ~ 100%之间。波动范围由生料的制备方法(干法或湿法)、回转窑的规格、喂料方式、煤粉细度等因素所决定。

要正确的确定回转窑中灰分的掺入量，只有将入窑时的生料、窑灰、成品和燃料灰分进行系统的化学分析，在此结果的基础上，才能正确地计算出燃料灰分掺入量的数量。

考虑灰分掺入时的配料计算，按下列程序进行。

设熟料中灰分的掺入量为 q，则

$$q=\frac{P\cdot A\cdot B}{100\cdot 100}\text{公斤灰分}/100\text{ 公斤熟料}$$

100 分熟料(按重量计)是由 x 分第一组分，y 分第二组分及 q 分灰分组成。

其生料的组成计算式为：

$$x=\frac{\begin{vmatrix} c_1 & b_1 \\ c_2 & b_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 \\ a_2 & b_2 \end{vmatrix}}=\frac{c_1b_2-c_2b_1}{a_1b_2-a_2b_1}$$

$$y=\frac{\begin{vmatrix} a_1 & c_1 \\ a_2 & c_2 \end{vmatrix}}{\begin{vmatrix} a_1 & b_1 \\ a_2 & b_2 \end{vmatrix}}=\frac{a_1c_2-a_2c_1}{a_1b_2-a_2b_1}$$

式中　$a_1=2.80KH\mathrm{S}_1+1.65\mathrm{A}_1+0.35\mathrm{F}_1-\mathrm{C}_1$；

$b_1=2.80KH\mathrm{S}_2+1.65\mathrm{A}_2+0.35\mathrm{F}_2-\mathrm{C}_2$；

$c_1=[c_3-(2.80KH\mathrm{S}_3+1.65\mathrm{A}_3+0.35\mathrm{F}_3)]q$；

$a_2=1$；

$b_2=1$；

$c_2=100-q$。

六、考虑燃料灰分掺入时的三组分原料的配料公式

考虑燃料灰分掺入时的三组分原料配料公式与不考虑燃料灰分掺入时的四组分原料的配料公式相同，唯 x、y、z 表示的意义不同，方程式的系数亦略有不同。即

x 为第一组分在熟料中所占的百分数；

y 为第二组分在熟料中所占的百分数；

z 为第三组分在熟料中所占的百分数；

q 为燃料灰分在熟料中所占的百分数。

$$x+y+z+q=100$$

$a_1=2.80KH\mathrm{S}_1+1.65\mathrm{A}_1+0.35\mathrm{F}_1-\mathrm{C}_1$；

$b_1=2.80KH\mathrm{S}_2+1.65\mathrm{A}_2+0.35\mathrm{F}_2-\mathrm{C}_2$；

$c_1=2.80KH\mathrm{S}_3+1.65\mathrm{A}_3+0.35\mathrm{F}_3-\mathrm{C}_3$；

$d_1=q[\mathrm{C}_4-(2.80KH\mathrm{S}_4+1.65\mathrm{A}_4+0.35\mathrm{F}_4)]$；

$a_2=n(\mathrm{A}_1+\mathrm{F}_1)-\mathrm{S}_1$；　　$a_2=p\mathrm{F}_1-\mathrm{A}_1$；

$b_2=n(\mathrm{A}_2+\mathrm{F}_2)-\mathrm{S}_2$；**或**　$b_2=p\mathrm{F}_2-\mathrm{A}_2$；

$c_2=n(\mathrm{A}_3+\mathrm{F}_3)-\mathrm{S}_3$；　　$c_2=p\mathrm{F}_3-\mathrm{A}_3$；

$d_2=q[\mathrm{S}_4-n(\mathrm{A}_4+\mathrm{F}_4)]$；　　$d_2=q(\mathrm{A}_4-p\mathrm{F}_4)$；

$a_3=1$；　$b_3=1$；　$c_3=1$；　　$d_3=100-q$。

第五节　生料的制备

从矿山选厂排出的尾矿，除少数矿山用干磨干选法产出的尾矿接近原矿自然含水状态外，一般湿法选厂所排出的尾矿，均为含水 70～90% 的料浆。

根据尾矿的产出状态和全粒级尾矿或细粒级尾矿的脱水特性，用尾矿烧制水泥，其生料制备方法可分为干法和湿法两种。

一、干法生料制备

烧制井下胶结充填用的低标号水泥，或烧制普通硅酸盐水泥的掺合材，其干法的生料制备，以利用干磨干选厂排出的干尾矿粉或湿选厂排出的堆积于尾矿堆积场中的尾矿粉为优，根据窑型的不同，有将尾矿粉直接入窑煅烧，也有将尾矿粉加水制粒成球入窑煅烧。干法生产时，生料的煅烧可在回转窑中进行，也可在其他适宜的窑型中进行。

烧制普通硅酸盐水泥时，用干法制备的生料是将原料干燥后，磨成细粉，即为生料粉。因此，利用尾矿烧制 400 号以上普通硅酸盐水泥时，用干法制备生料的方法是将干磨干选厂排出的干尾矿粉，或尾矿堆积场中所堆积的尾矿粉经过干燥后，再与石灰石等掺配料一起混磨成细粉，即得生料粉。干法煅烧时，可将生料粉直接入回转窑中煅烧，或将生料粉经制粒成球后入回转窑或立窑中煅烧。

尾矿的制粒，可用机械的方法，其设备有成球盘或成球筒。据尾矿半工业性制粒试验表明，对于纯尾矿，当细度为 4900 孔/厘米^2 筛筛余 5～10%，采用成球盘，可制得粒径为 2～4 毫米和 5～16 毫米的料球，含水分约 10%，经烘干后料球强度可达 1000～2000 克/个，可满足干法回转窑或沸腾炉粒矿焙烧的要求。但必须指出的是，随着尾矿中含硫量的增加，煅烧时硫化物的分解，料球碎裂得厉害，故要求尾矿中含硫量越低越好。

二、湿法生料制备

湿法制备生料适用于利用湿选厂排出的全粒级尾矿，或井下水砂充填时溢流排弃的细粒级尾矿以烧制普通硅酸盐水泥。其湿法制备，是将尾矿浆与石灰石等配料一起混磨制成一定浓度的生料浆入窑煅烧。湿法生产时，由于料浆含水分高，故生料的煅烧只能在回转窑中进行。

对于利用湿法选厂排出的尾矿，由于料浆含水很高，故生料制备方法的选择，必须通过技术经济比较，以确定合理的脱水方式。影响生产方法的主要因素是尾矿的粒度组成。

对于全粒级尾矿，一般说来可用浓密机浓缩的脱水方式，但脱水效果，则视尾矿的粒度组成而异，试验表明，+30 微米占 66% 的全粒级尾矿，经过浓密机脱水，料浆含水可由 81～88% 降至 30～45%。

对于 40 或 30 微米以下的细粒级尾矿，由于颗粒细小，特别是 5～10 微米的极细颗粒，在较长时间内仍呈悬浮状态，给浓密脱水带来极大的困难，因而细粒级尾矿的脱水问题，目前尚未取得良好的结果。试验表明，对于 40 微米以下的细粒级尾矿，经浓密后其料浆含水分为 55～60%。再经过圆筒真空过滤，滤饼水分达 25～28%，此时滤饼粘结力强，给运输和进一步干燥带来困难。

用粘土为原料烧制普通硅酸盐水泥时，其生料的制备是：将含水分为 60～70% 的黄泥浆与破碎后的石灰石碎块，共同加入生料磨中粉磨，出磨料浆经调节后，泵入窑中煅烧。因此，利用细粒级尾矿或全粒级尾矿烧制 400 号以上的尾矿硅酸盐水泥，可将细粒级尾矿或全粒级尾矿经过浓密，使尾矿浆所含水分降至 55～70%，然后与尚需加入的石灰石等配料一起粉磨，再将料浆浓度调节至入窑浓度的要求。根据湿法回转窑工业生产的实践，经济的入窑料浆，含水分控制在 32～35% 时，所获得的经济指标为优。

在此应特别指出的是，上述的生料制备方法，对于解决细粒级尾矿的脱水问题，达到满足烧制水泥在料浆浓度上的要求，从而在根本上解决占分级尾矿总量约 30～40% 的细粒级尾矿的堆存问题是具有重大意义的。

对于烧制普通硅酸盐水泥来说，其干法或湿法的生料制备方法的选择是关系着生产工艺和窑型的，故合理地选择制备方法是很重要的。影响选择生料制备方法的是尾矿脱水的难易程度和化学成分的均匀性。当尾矿脱水困难（如细粒级尾矿），而且化学成分不均匀，或在外配多种校正原料时，为了获得均一的入窑生料，则用湿法是比较合理的。当干磨干选厂产出的尾矿，或尾矿堆积场中的尾矿为含自然水分时的松散状态，用于干燥及煅烧尾矿所需之热量小于湿法生产时煅烧生料浆所需的热量，此时采用干法生产是比较经济的。

湿法制备水泥生料的主要优点是容易获得成分均匀的生料浆，卫生条件好，缺点是用于煅烧水泥生料所需的热耗量大。干法的优点是用于煅烧水泥生料所需的热量一般较湿法生产时为低，缺点是不易获得成分均匀的生料，机械设备较多，劳动卫生条件差。

第六节　煅烧工艺与窑型

一、尾矿的煅烧性质

矿石经磨细，然后进行选别，所排弃的尾矿，经活性测定和物相鉴定，一般属于惰性材料，必须经过高温煅烧处理才具有胶凝性。

据凡口尾矿的煅烧试验表明：尾矿的烧成范围较窄，温度达 1100℃时就易结大块，此时窑内易出现结圈。温度达 1160℃时已接近尾矿的熔点，当煅烧温度大于 1250℃时尾矿已被烧熔而失去胶凝性。由试验结果（如图 9－3－2 和图 9－3－3）可以看出，凡口尾矿的适宜煅烧温度为 900～1000℃，温度过高或过低均对强度有不良影响。温度过低，煅烧不完全，具有胶凝性的物质尚未生成。而煅烧温度过高，接近尾矿的熔点，此时，水硬性高的矿物 $\beta-C_2S$ 和 CA 转化为水硬性低的 $\alpha-CA$ 和 C_2AS，从而使胶凝性大大降低，因此，应根据尾矿的化学成分和矿物组成，经煅烧试验后确定适宜的煅烧温度。

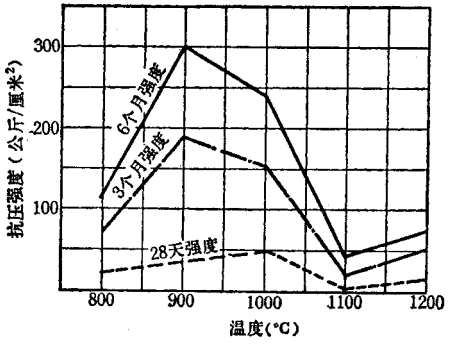


图 9－3－2　煅烧温度和水泥强度的关系

二、煅烧工艺与窑型

就当前水泥工业的窑型来说，有回转窑和立窑两种，近年来还试验了沸腾炉。对于用尾矿烧制水泥来说，根据尾矿的煅烧特性，按烧制水泥的标号与炉型的关系划分如下：

烧制低标号（井下胶结充填用）水泥，其炉型有：干法回转窑；湿法回转窑；沸腾炉。

烧制高标号(400 号以上普通硅酸盐)水泥,其炉型有:干法回转窑、湿法回转窑、立窑。

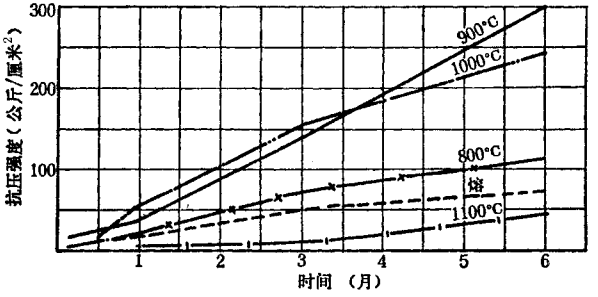


图 9－3－3　不同煅烧温度下的尾矿熟料后期强度增长情况

现将烧制低标号水泥和高标号水泥时的工艺和窑型分述如下:

(一)烧制低标号水泥时的工艺和窑型

根据凡口尾矿烧制井下胶结充填用的低标号水泥或烧制普通硅酸盐水泥的混合材的试验,其烧成温度为 900°～1000℃,因而适宜的窑型为回转窑,也试验了沸腾炉。

1. 回转窑

回转窑可分为干法和湿法两种。

干法回转窑,其生料的制备为干法,尾矿经制粒后呈料球状入窑煅烧,或者以尾矿粉直接入窑煅烧,工艺过程如图 9－3－4 所示。为减少窑灰损失和保证烧成质量,以用制粒煅烧为好。

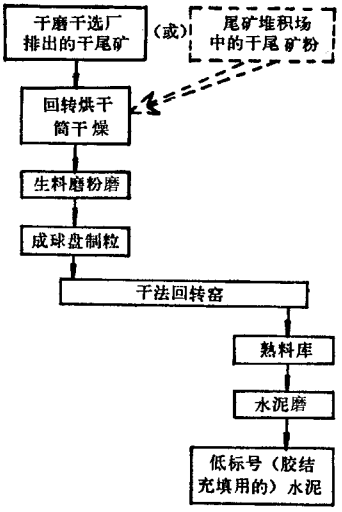


图 9－3－4　干法回转窑烧制低标号(胶结充填用的)水泥工艺流程

湿法回转窑，其生料的制备为湿法，尾矿以料浆状态入窑煅烧，工艺过程如图 9－3－5 所示。由于回窑内悬挂有热交换装置的链条，料浆入窑后水分逐渐蒸发，出链条带后即为粒状，而后在窑内煅烧。为降低热耗，在保证料浆可泵性的前提下，应尽量将入窑料浆的含水分降低。对于用尾矿烧制井下胶结充填用的低标号水泥来说，以用干磨干选厂排出的干尾矿粉和湿选厂排出的堆积于尾矿堆积场中的尾矿粉，采用干法回转窑煅烧为好。

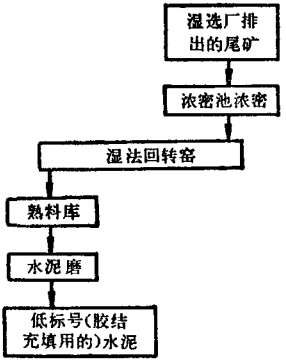


图 9－3－5　湿法回转窑烧制低标号(胶结充填用的)水泥工艺流程

根据半工业性 1×20.5 米回转窑煅烧凡口尾矿，采用干法和湿法两种方案的煅烧试验结果说明，无论是湿法料浆(入窑含水 38～47%)，或干法料球入窑(含水分小于 10%)煅烧，均可烧制出井下胶结充填用的低标号水泥。其窑的生产能力，干法回转窑的产量比湿法回转窑的产量增大 15%，而窑的飞灰损失，干法回转窑比湿法回转窑降低 20%。由于尾矿烧制低标号水泥时的烧成温度(900～1000℃)比烧制普通硅酸盐水泥时的温度(1300～1450℃)低，故其煤耗也降低 20～25%，同时窑的产量也有所提高。煅烧试验证明，凡口尾矿的煅烧温度较窄，温度超过 1050℃时就易结大块，结圈，而且温度越高结成的圈越结实，越难处理，当尾矿生料含硫量大于 5%时，窑的结圈更为频繁。

湿法回转窑煅烧尾矿料浆时，由于入窑料浆含水分高(38～47%)，而烧成温度(900～1000℃)又低，因而窑的干燥带负荷特别大。试验表明，当入窑料浆含水分为 47%时，其干燥带的长度占窑全长的 70%，而烧成带仅占 5～8%，故碳酸盐的分解与熟料的烧成是在较短的时间内完成的。

尾矿低标水泥熟料的煅烧过程，可简单概括为：

自由水分的蒸发；

尾矿中各矿物结晶水烧失；

碳酸盐($CaCO_3$ 和 $MgCO_3$)类和硫化物(FeS_2、ZnS、PbS)的分解；

具有胶凝性矿物($\beta 2CaO \cdot SiO_2$、$CaO \cdot Al_2O_3$)和其他矿物($CaSO_4$、$2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$、$2CaO \cdot SiO_2$、$CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ 等)的生成。

用湿法回转窑煅烧尾矿低标号水泥熟料时，其物料沿窑长的温度变化如图 9－3－6 所示。煅烧物料的性能如表 9－3－7。

表 9－3－7　尾矿生料煅烧时沿窑各取样点的气流温度与煅烧物料的性能

名　称	各　取　样　点							
	窑头	4#	5#	6#	7#	8#	9#	10#
气流温度(℃)	1180	720	540	500	320	300	280	260
物料温度(℃)	1050	400	240	190	130	110	100	57
物料含水分(%)	—	—	7.1	15.0	17.4	20.8	—	28.8
物料烧失量(%)	1.94	20.52	20.35	20.45	20.49	19.51	19.34	19.24
物料含 SO_3(%)	2.39	3.83	3.76	3.53	3.38	3.50	3.39	4.37

用回转窑烧制尾矿低标号水泥熟料时，其煅烧过程如下：

(1)干燥带：温度范围在 20～200℃。当湿法煅烧时，料浆入窑后温度增高，粘度降低，失去水分之后逐渐变稠。在挂链条的窑内，最易形成泥巴圈，此后继续失去水分，物料从链条上脱落而成球，在窑内继续干燥。而干法煅烧时，物料是在窑内干燥和预热。在此带内，尾矿中水分蒸发和选矿药剂挥发。

(2)预热带：温度在 200～750℃时，尾矿中的选矿药剂与有机物质分解；尾矿的脱水变成无定形的 SiO_2 和 Al_2O_3；尾矿中碳酸镁分解。在此带内料球已开始物理化学变化。

(3)煅烧带：750～900℃，在这一带中碳酸镁和碳酸钙部分分解，由于尾矿中含有硫，故一部分与 CaO 生成 $CaSO_4$，另一部分变成 SO_2 的气体逸出。在这一带内，分解产物之间开始产生固相反应。开始时形成低碱性的铝酸盐(CA)和硅酸二钙(βC_2S)，也可能有铁酸盐(CF)，同时黄长石(C_2AS)也开始形成。

(4)放热反应和烧成带：如前所述，由于碳酸钙的分解与熟料的烧成是在较短的时间内形成的，故将放热反应带和烧成带合为一带，此带的火焰温度约 1050～1150℃，其物料温度为 900～1000℃，在这一带内碳酸钙已大部分分解，在此温度下得到的高分散度的 CaO 具有较高的活性，由于温度的提高，因此加速了生料组分间的固相反应的进行，此时产生放热反应，同时具有胶凝性的物质贝利特(βC_2S)已较多的形成，并出现少量的铝酸－钙(CA)。当火焰温度为 1200℃，物料温度达 1050～1100℃，已接近尾矿的熔点，故此

时容易烧结，烧熔结圈，温度越高，结圈越严重。当物料的温度达 1100℃以上时，此时物料已被烧熔，具有胶凝性的物质 βC_2S 已逐渐转化为 αCS，同时 CA 消失，而被 C_2AS 所代替，从而失去胶凝性。

(5)冷却带 经 900～1000℃煅烧后的熟料颗粒往前滚动，而落入冷却机中。

应该特别说明的是，上述各带的划分是根据低温(900～1000℃)煅烧条件下划分的，故与高温(1350～1450℃)煅烧普通硅酸盐水泥时在窑的各带上划分是不同的。

凡口尾矿在煅烧时当温度过高或者过低，均对其水泥熟料的质量有不良影响，随着煅烧温度的不同，其熟料颜色变化敏感，如在 800℃煅烧时的熟料颜色为土灰色，900℃煅烧时的熟料颜色为棕褐色，1000℃煅烧时的颜色为浅黑色，以 900℃煅烧下的熟料质量较好。因此，可根据煅烧熟料的颜色来鉴别烧成的质量，因而有利于烧成时的生产操作。

尾矿原料在加热煅烧过程中所发生的物理化学变化有吸热反应和放热反应。各反应发生的温度和热性质如表 9－3－8。

表 9－3－8　尾矿煅烧过程中的温度和热性质

反　应	温　度	热 变 化
自由水分的蒸发	100℃以上	吸　热
尾矿中各矿物结晶水烧失	500℃以上	吸　热
硫化物(FeS_2、ZnS、PbS)的燃烧	325～647℃	放　热
碳酸镁的分解	550～750℃	吸　热
碳酸钙的分解	(600℃开始，800～850℃加快) 900℃及以上	吸　热 放　热
尾矿中无定形脱水产物结晶	900℃及以上	从总的平衡来看 可能是吸热*
具有胶凝性矿物的形成	900℃～1000℃	

* 在 900～1000℃煅烧下，部分矿物的形成为放热，而煅烧物料的变化主要为吸热，因此，从总的热平衡来看可能是吸热。

尾矿在窑内不单纯是升高温度，而且是会发生一系列的物理化学变化，因此就会出现接近于等温的吸热过程，甚至也出现放热过程，所以物料在窑内各带的升温情况就大不相同。根据尾矿物料在湿法回转窑内的煅烧试验结果，如图 9－3－6 所示，在 OA 段是水分蒸发，故温度升高较慢，接近等温吸热过程，在 AB 段升温较快，这一段碳酸盐分解吸热和硫化物的燃烧为放热，其反应如下：

$$MgCO_3 \xrightarrow{550\sim750℃} MgO + CO_2\uparrow \qquad \text{吸热}$$

$$CaCO_3 \xrightarrow{900℃及以上} CaO + CO_2\uparrow \qquad \text{吸热}$$

$$4FeS_2 + 11O_2 \xrightarrow{\text{(着火点 325～472℃)}} 2Fe_2O_3 + 8SO_2 + 815\ \text{千卡} \qquad \text{放热}$$

$$2ZnS + 3O_2 \xrightarrow{\text{(着火点 554℃以上)}} 2ZnO + SO_2 + 121\ \text{千卡} \qquad \text{放热}$$

$$2PbS + 3O_2 \xrightarrow{\text{(着火点 647℃以上)}} 2PbO + 2SO_2 \qquad \text{放热}$$

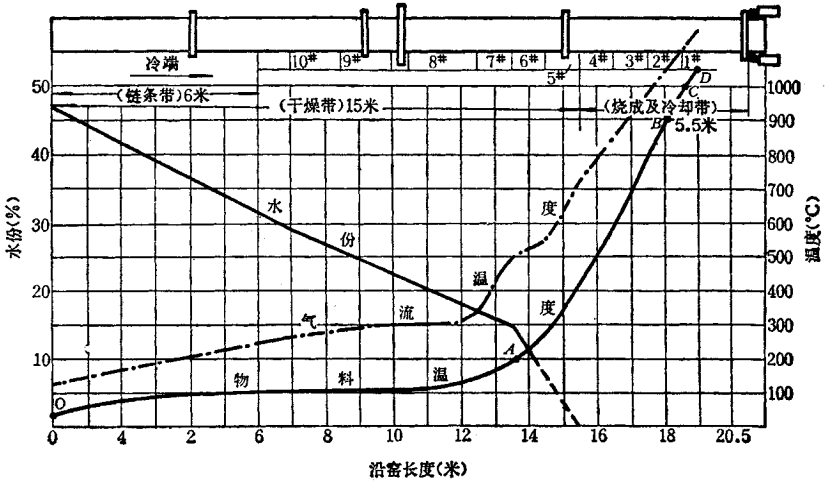


图 9－3－6　物料在窑中的温度和水分变化

由于窑内为氧化气氛，故在氧化焙烧的条件下，一部分二氧化硫被氧化为 SO_3 即：

$$SO_2 + O_2 \xrightarrow[\text{(Fe 作用下)}]{\text{(500℃)}} SO_3 + 46.4\ \text{千卡} \qquad \text{放热}$$

游离态的 CaO 和 SO_3 作用生成硫酸盐即：

$$CaO + SO_3 \rightarrow CaSO_4 \qquad \text{放热}$$

在 *BC* 段升温最快，在这一段一部分碳酸钙继续分解吸热，与此同时大部分具有胶凝性矿物及其他矿物的生成（如 $\beta 2CaO \cdot SiO_2$、$CaO \cdot Al_2O_3$、$CaSO_4$、$2CaO \cdot Al_2O_3 \cdot SiO_2$、$2CaO \cdot SiO_2$、$CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ 等）放热，因此升温较快。

回转窑与单纯的加热炉不同，在加热炉内只考虑燃料的燃烧发热，但在回转窑的煅烧条件下，一方面燃料在窑内燃烧，同时尾矿也在窑内进行热加工。因此在考虑燃料的燃烧时，要特别注意，使其能改善尾矿的热加工条件，以改善熟料的质量。因此，对于火焰的位置、形状、长短的选择很重要。据试验证明，低温煅烧尾矿时，宜加大排风，拉大火焰，以避免温度过度集中，造成物料烧熔结圈，从而达到保证熟料的烧成质量。

回转窑是煅烧水泥熟料的主要设备，但其主要缺点是热效率低。在湿法回转窑中煅烧硅酸盐水泥熟料时，实际热利用率只有 30％左右。其热量主要消耗于蒸发水分，废气

带走和散热损失。因此采用降低入窑料浆的水分，在窑内加装热交换装置（如链条或金属热交换器等），对于采用湿法回转窑用尾矿烧制低标号水泥，在干燥带负荷很重的情况下，是具有重大意义的。

2. 沸腾炉

沸腾层式焙烧炉简称为沸腾炉或称为流态化床焙烧炉。

在沸腾焙烧时，常用气体来使固体颗粒流态化，由于在流态化床中常出现固体颗粒分布不均匀的现象，瞬间地观察床层，固体一部分较浓密地聚集在一起，一部分较稀疏地聚集在一起，稀疏的这部分带有更多气体，在整个床层中形成许多的气泡（图 9－3－7）。这些‘气泡’相继涌出，从现象上看与水沸腾时很相似，故称之为沸腾层式焙烧。

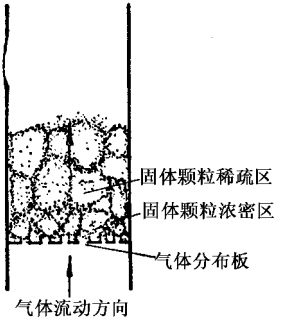


图 9－3－7　气体－固体颗粒流态化床沸腾示意图

沸腾焙烧是尾矿固定料层被空气从下面吹起，尾矿颗粒在气体中湍动，并进行物理化学变化的过程。

往尾矿料层鼓风时，固体颗粒所占的体积大大增加，随着气流速度的增大，体积继续增加，到流化点时，物料开始沸腾。沸腾焙烧时，粉状的尾矿颗粒或经制粒后的尾矿料球，在一定高度的沸腾层内处于湍流状态，运动很激烈，为气体分子向固体传递创造了极好的条件，因此，许多被传递速度所控制的化学反应过程，在流态床中都被大大地加强了，由于反应过程的加快，这对于提高生产强度是非常有利的。

沸腾焙烧时，沸腾的尾矿颗粒和空气中的氧良好接触和在炉内较长时间的停留，故使物料的反应充分，同时，也使尾矿中的硫化物较完全氧化。

沸腾炉是柱形或矩形竖式炉，炉膛空间有扩散的与不扩散的两种，目前应用较多的是圆柱形扩散炉膛。炉体由钢壳内衬保温砖和耐火砖所构成（见图 9－3－8，图 9－3－9 和图 9－3－10），由下往上炉体可分为四个部分：①风室；②分布板；③沸腾层；④沸腾层上部燃烧空间。另在炉体的一侧有加料机，另一侧为焙烧产品的排料口。

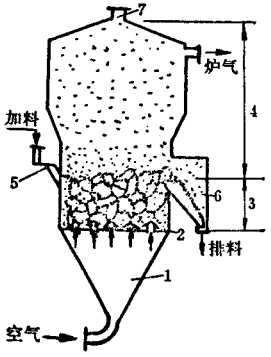


图 9－3－8　沸腾炉示意图

1—风室；2—分布板；3—沸腾层；4—上部燃烧空间；

5—加料机；6—排料口；7—放空口

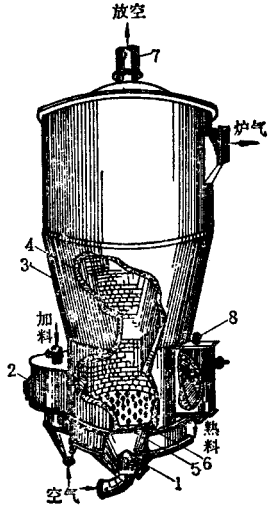


图 9－3－9　沸腾炉

1—风室；2—前室；3—壳体；4—耐火砖；

5—耐热混凝土；6—风帽；7—放空烟囱；8—清理口

沸腾炉的炉床为空气分布板，(由带孔的金属板及插在孔中的金属风帽)组成，空气经炉床风帽的孔送入炉中，使物料沸腾，物料在炉内从进料口的一端移到另一端，然后由卸料口排出。

用尾矿烧制井下胶结充填用的低标号水泥的试验，所用的沸腾炉和工艺示意图见图 9－3－11、图 9－3－12 和图 9－3－13。

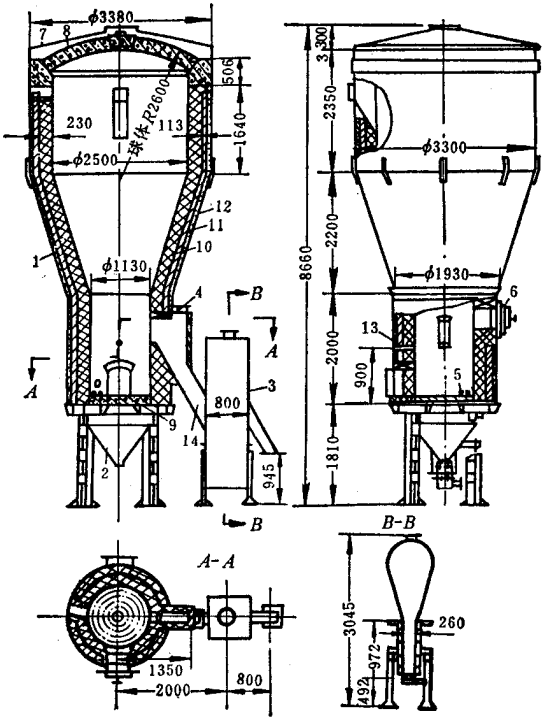


图 9－3－10　1 米² 沸腾炉

1—壳体；2—风斗；3—沸腾冷却箱；4—清理口；5—风帽；
6—操作门；7—顶盖；8—拱顶；9—分布板；10—粘土砖；
11—轻质粘土砖；12—填料；13—进料口；14—排料口

1 米² 沸腾炉技术特性：炉底面积 1 米²；床能力 6～12 吨/米昼夜；沸腾层温度 900～950℃，沸腾层高度 900～1100 毫米；鼓风量 360 标米³/时；炉底压力 500～700 毫米水柱；沸腾冷却箱床面积 0.2 米²；冷却面积 1.6 米²；冷却箱鼓风量 70～90 标米³/时；冷却箱炉底压力 500～700 毫米水柱；冷却箱沸腾层高度 900 毫米；焙烧排出温度小于 200℃

尾矿用沸腾炉焙烧时，生料的制备方法为干法（其制备方法见前述），尾矿以粉状（粒度为 4900 孔/厘米² 筛筛余 8～18%）或尾矿制粒成料球（粒径为 0～4 毫米），经干燥后，由下料口入炉焙烧。其尾矿粒度（制粒或粉状）直接关系到沸腾层所需的风速和炉床的生产能力及烟尘量的大小。平均粒度越大，需要风速越大，否则不能正常沸腾，粒度变大（如尾矿粉经制粒后），需要风速大了，相应地可增加单位面积上的原料处理量，因而，这对于提高床的能力和降低烟尘率是极其有利的。而粒度变小（如尾矿粉焙烧时），则所需风速变小，炉床能力降低，而被气流带出的烟尘量增多，因而会增加除尘设备的负荷。由此可见，尾矿经制粒后入炉焙烧，其优越性是很大的。尾矿由加料机经加料孔进入炉内，

经沸腾焙烧后，由卸料口排出。对于沸腾焙烧，其层内同一截面上的各点温度都十分接近。混合均匀，温度均匀，传递过程快，这是流态化床焙烧的特点。焙烧过程中发出的热量一部分被炉气带出炉外，另一部分被烧成水泥熟料带出炉外。尾矿沸腾焙烧时，其炉内为氧化气氛。

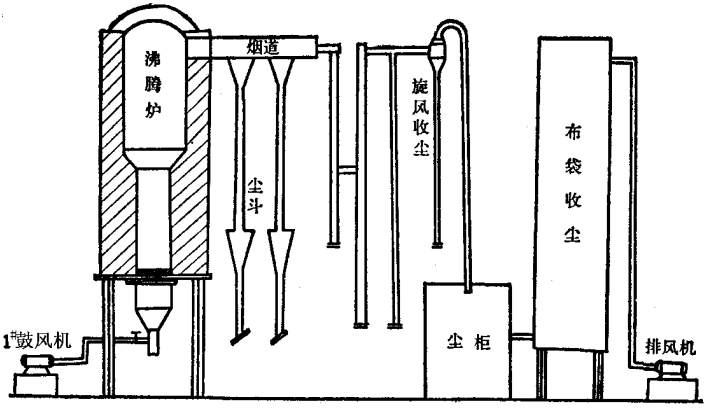


图 9－3－11　0.2 米^2 沸腾炉工艺

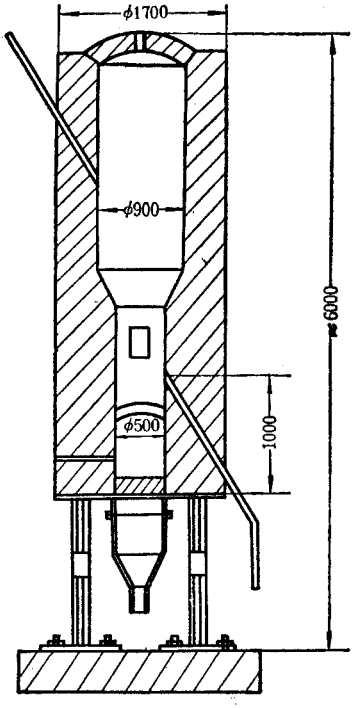


图 9－3－12　0.2 米^2 沸腾炉

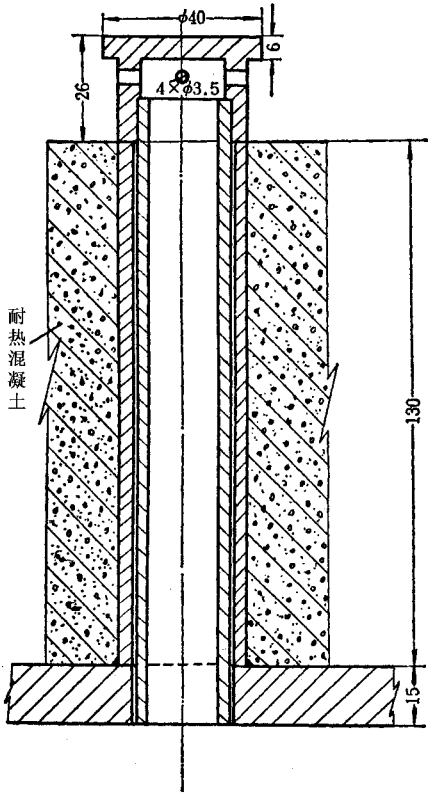


图 9－3－13　0.2 米^2 沸腾炉风帽装配

试验表明：粉状尾矿或制粒后的尾矿料球，经沸腾焙烧后，其水泥熟料的质量良好（28 天的抗压强度可达 100～200 公斤/厘米^2），尤以制粒后的料球，水泥熟料强度最佳。适宜的焙烧温度仍为 900～1000℃。温度过低，则反应不够完全，温度过高接近尾矿的熔点，物料易被烧熔结块，从而导致料层沸腾不均，严重时会被迫停炉。因此，沸腾层内的温度以控制在 900～950℃为宜。

粉状尾矿煅烧试验表明：加料不均匀，煅烧温度波动较大，易造成沸腾不均，料层出现沟流、穿孔和部分沉积的现象（如图 9－3－14a、b），沉积区局部低温、穿孔区局部高温，因而产生烧熔结块，并继续发展，终至死炉。而且，炉壁不光滑，高温煅烧易产生炉壁粘性挂料现象（如图 9－3－15），导致炉膛面积缩小，同时炉壁挂料也易掉块，从而造成沸腾不均等。因此，根据煅烧的尾矿物料的特点，选择设计适宜的炉型和风帽结构，扩大上部炉膛空间和炉壁光滑，这显然是非常重要和必要的。

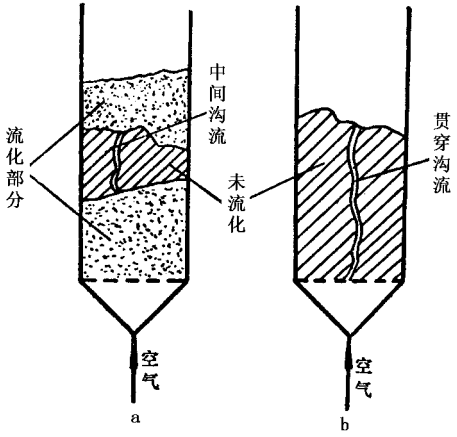


图 9－3－14　固体床中的沟流现象

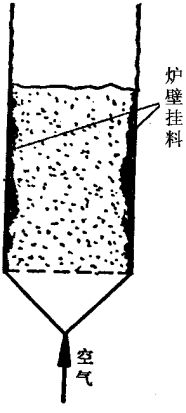


图 9－3－15　沸腾层中炉壁挂料现象

根据 0.2 米^2 沸腾炉煅烧试验的结果，尾矿的粒度为 4900 孔/厘米^2 筛筛余 8～18%，粉煤的粒度为 0～3 毫米时，其沸腾层的线速度为 0.42～0.46 米/秒，床能率为 10～15 吨/米^2·日，烟尘率为 15～20%。空气的单位消耗约为 860 标米/吨尾矿，熟料的产出率约 65%，煤耗（视尾矿含硫量的不同而增减，当尾矿含硫量 7%时）为 50～60 公斤/吨熟料。

沸腾炉具有结构简单，基建投资费低，基建时间短，上马快的优点。同时沸腾炉还具有占地少，厂房少，操作管理简单，温度条件的变化反应灵敏和易于控制，劳动强度低，劳动条件好，开停工都快的优点。其缺点是，烟尘量大，焙烧工序的动力费用大，由于煅烧尾矿是干法入窑，故生料制备工艺较为复杂。

最后应指出的是，尾矿用沸腾炉焙烧，虽然获得了一定的成果，水泥熟料的质量良好，但对于焙烧尾矿，还存在着炉子运转周期（炉龄）短，烟尘量大和水泥熟料煅烧过程的物理化学变化与熟料的矿物组分等问题，还待继续试验研究解决。

（二）烧制高标号水泥时的工艺和窑型

如前所述，烧制（400 号以上）普通硅酸盐水泥时，其生料的制备方法分为湿法和干法。窑型有回转窑和立窑。湿法生产时，生料的煅烧只能在回转窑中进行，而干法生产时，生料的煅烧可在回转窑中进行，也可在立窑中进行。

湿法烧制普通硅酸盐水泥：生料制备为湿法，它适用于尾矿组分不均的全粒级尾矿或细粒级尾矿，特别适用于 37 微米以下难于脱水的细粒级尾矿。尾矿采用湿法回转窑烧制普通硅酸盐水泥的工艺流程如图 9－3－16。曾用 $\phi 1 \times 20.5$ 米回转窑进行了湿法煅烧试验，用凡口尾矿作配料与适量的石灰石掺配后入生料磨一起混磨，所制备的入窑料浆含水分 30～32%，经湿法回转窑煅烧后，水泥熟料的质量良好，凝结安定性正常，水泥标号达 600 号。试验还表明，用尾矿作配料与用粘土作配料烧制普通硅酸盐水泥，其窑的生产能力基本接近，同时尾矿生料好烧成，煅烧操作较好控制。用尾矿作配料与用粘土作配料烧制普通硅酸盐水泥时的熟料升重和游离 CaO 见表 9－3－9，从表中可看出，其前者所烧成的熟料之升重比后者低些，同时游离态的 CaO 含量也约低 0.5～1.0%。

干法烧制普通硅酸盐水泥：生料的制备为干法，干法烧制普通硅酸盐水泥适用于干磨干选厂产出的干尾矿，或用尾矿堆积场中沉积的尾矿粉，用 $\phi 0.38 \times 3.5$ 米回转窑的干法进行了煅烧试验，证明：用全粒级尾矿（或细粒级尾矿）作普通硅酸盐水泥生料的配料，与石灰石混磨后，经制粒，入窑煅烧，其熟料的质量良好，水泥标号仍达 600 号以上。干法回转窑烧制尾矿硅酸盐水泥熟料的工艺流程如图 9－3－17 所示。致于用立窑煅烧尾矿硅酸盐水泥，则尚需进行试验。但据制粒试验表明，当尾矿用量为 39～52%，外配石灰石量为 48～61%，所制得的料球性能良好。此外，还可考虑再掺配粘土，以改善和提高料球的强度，达到能用立窑煅烧之目的。

（三）合理的选择煅烧工艺和窑型

煅烧工艺和窑型的选择是关系到熟料的质量与产量和技术经济指标的优劣，因而合理的选择确定是很重要的。

如前所述，用尾矿为原料烧制水泥，其窑型有回转窑、立窑以及沸腾炉。兹将各特点与适用条件简述如下：

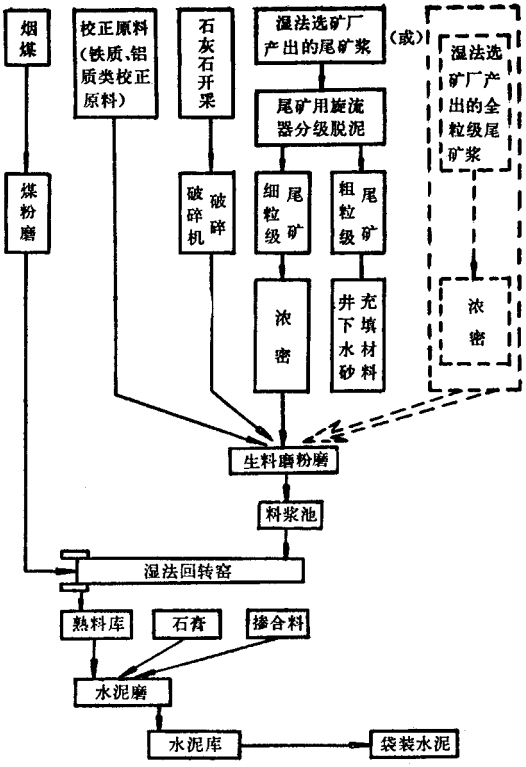


图 9－3－16　湿法回转窑烧制尾矿硅酸盐水泥工艺流程示意图

表 9－3－9　熟料的升重和游离 CaO

方　案	试验日期	班　次	升　重（克/升）	游离 CaO %
尾矿硅酸盐水泥	16/6	1	1189	1.28
		2	1370	0.97
		3	1349	1.28
	17/6	1	1337	1.26
		2	1322	1.12
		3	1355	1.49
普通硅酸盐水泥	10/6	1	1457	1.61
		2	1452	1.87
		3	1460	1.09
	11/6	1	1455	1.60
		2	1449	1.37
		3	1459	1.18

注 本表系 1×20.5 米回转窑煅烧试验结果。

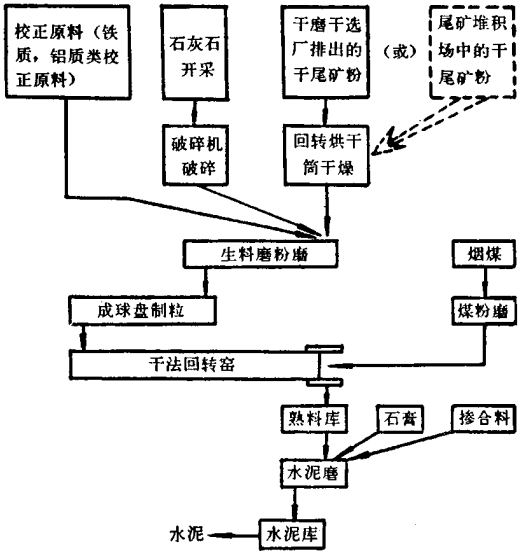


图 9－3－17　干法回转窑烧制尾矿硅酸盐水泥工艺流程

回转窑具有生产能力大、产品质量高、成本低、生产易操作和温度易控制的优点。但基建投资费大、基建时间长，钢材用量大，同时大型设备不易运输。因此对于大中型矿山，当要求尾矿处理量大或地区需用水泥量大时，则采用（干法或湿法）回转窑是适宜的。干法回转窑适用于干磨干选厂排出的干尾矿粉，或用尾矿堆积场中的尾矿粉，将其尾矿粉用作配料以烧制普通硅酸盐水泥；或将尾矿粉烧制普通硅酸盐水泥的混合材；或用尾矿粉烧制井下胶结充填用的低标号水泥。湿法回转窑适用于尾矿成分变化较大的全粒级尾矿或难于脱水的 37 微米以下的细粒级尾矿，将尾矿用作配料烧制普通硅酸盐水泥。

立窑具有基建投资费用低、钢材少、基建时间短、投产快的优点。但其产量低、质量差、劳动强度大。因此，立窑适用于中小型矿山，但用尾矿作配料选用立窑煅烧普通硅酸盐水泥，尚需进行试验。

如前所述，沸腾炉具有结构简单、基建投资低、上马快、产品质量好等优点，但用于烧制（井下胶结充填用的）低标号水泥时，还存在着炉龄短和烟尘量大的问题，尚待继续试验解决。

第七节　尾矿水泥的性质

一、井下胶结充填用的低标号水泥

(一)强度

含适宜组分的尾矿,经一定的温度煅烧后,所制成的水硬性材料,具有较好的强度,可用于井下作胶结充填。试验表明,尾矿的化学成分为:CaO 大于 18～25%,CaO/SiO_2 大于 0.5～0.7,MgO 小于 3%时,经 900～1000℃煅烧后,制成的井下胶结充填用的低标号水泥,其水泥熟料的抗压强度 7 天为 30～40 公斤/厘米^2,28 天为 80～100 公斤/厘米^2,三个月为 150～300 公斤/厘米^2。28 天至三个月龄期强度增长较大,是尾矿烧制低标号水泥的一大特点。

(二)水泥熟料的凝结时间

水泥的凝结时间对于井下胶结充填体的施工和加快回采循环是有着重要意义的,时间过长,使胶结充填体的强度形成较慢,增长了一个循环的充采时间,时间过短,给施工带来困难不利于操作。因此,对于凝结时间的控制和调整是很重要的。

用尾矿所煅烧的胶结充填用的低标号水泥熟料,其明显特征为凝结较快,一般可分为急凝(初凝在 10 分钟以内)、正常凝结(初凝 30 分钟以上,终凝在 20 小时以内)、慢凝(初凝超过 3 小时,终凝超过 20 小时)。影响水泥熟料凝结时间快慢的因素是多方面的,一般来说,熟料中 SO_3 低于 2%时,凝结时间就慢;若 SO_3 超过 3～4%则往往是快凝;而当煅烧温度过高,接近尾矿的熔点(熟料粘结成大块)时,则凝结时间显著增长。其凝结的快慢可能与熟料中铝酸盐矿物的存在及含有无水石膏的形态有关。在温度较低时有 CA 存在,使熟料凝结快;随着温度提高,CA 转化为 C_2AS,从而使凝结减缓。此外,低温时无水石膏活性大,凝结硬化快。随着温度的升高,无水石膏活性显著减少。

试验表明,用尾矿煅烧的低标号水泥熟料的凝结时间不能用掺加二水石膏来调节,但可采用改变稠度增加水量或在胶结充填时外掺填充性集料的办法调节,可是对其强度有一定影响。例如用凡口尾矿所煅烧的水泥熟料中有快凝,当采用上述办法后其试验结果如表 9－3－10 所示。从表中可看出,加入集料或增加用水量使凝结时间显著减慢。

表 9－3－10　调节尾矿水泥熟料凝结时间的试验结果

序号	配料比（尾矿水：尾矿泥熟料：集料）	加水量（%）	凝结时间（时：分）		抗压强度（公斤/厘米²）			
			初凝	终凝	7天	28天	3个月	6个月
1	100:0	26～27	0:15～0:50	0:20～1:30	30～40	80～100	150～200	
2	100:0	46.6	2:35	3:10	25	78	138	164
3	100:0	50	5:23	8:38	10	37	72	102
4	80:20	44	4:21	5:36	35	82	110	154
5	80:20	45	6:18	10:38	13	68	83	97
6	60:40	44	>12:00	25:35	15	52	80	78
7	60:40	45	—	—	6	40	72	78

（三）熟料的安定性

安定性是水泥在硬化时体积变化的均匀性，不产生龟裂的性质。水泥粉在调水硬化的过程中，一般有体积变化。但如果这种变化不很显著，或在水泥石硬化以前完成，则对构筑物的质量没有什么影响，但如果在水泥硬化以后，产生剧烈的不均匀的体积变化，会降低构筑物的质量，甚至产生崩溃事故，这对于井下胶结充填来说是不允许的。

体积变化的安定性是水泥的重要性质。图 9－3－18 为水泥安定性试验。

根据试验，煅烧尾矿所得的水泥熟料，一般安定性正常，但有个别样品的安定性不良，这可能与尾矿中含过量的硫有关，因为在 900～1000℃煅烧的过程中，熟料中生成过多的 $CaSO_4$ 或含过量的 SO_3，由于水泥硬化后可能生成含水硫铝酸钙（$3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 3CaSO_4 \cdot 31H_2O$），因其体积膨胀，故产生安定性不良。因此，对于用尾矿烧制的水泥，要严格控制其含硫量是非常重要的。

（四）熟料的容重和细度与易磨性

煅烧尾矿所得熟料升重小，波动在 700～1100 克/升。试验还表明，熟料的质量与升重之间无一定规律，因此在熟料烧成时尚不能用升重来控制熟料的质量。

水泥的细度是指水泥颗粒的粗细程度。水泥的细度对于水泥的凝结硬化过程和早期强度的形成都有很大的影响。对于用尾矿所煅烧的水泥，要求粉磨细度为 4900 孔/厘米² 筛筛余量小于 10%。试验表明，尾矿熟料易于粉磨，磨机的台时产量比粉磨普通硅酸

盐水泥时为高。

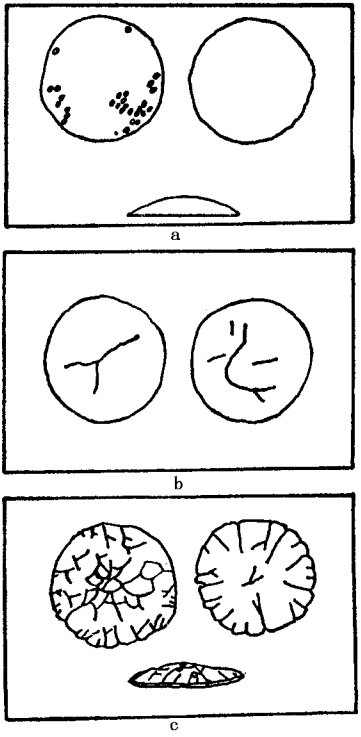


图 9－3－18　水泥安定性试验图解

a—安定性良好之水泥试饼；

b—安定性良好之水泥试饼(有收缩裂纹)；c—安定性不良之水泥试饼

(五)现场胶结充填试验

在广东某矿的井下胶结充填采矿法中，曾用三百余吨全粒级尾矿烧制的尾矿水泥熟料，进行了现场胶结充填试验。

胶结充填前曾进行了室内的胶结充填强度配比试验。试验所用的尾矿水泥熟料的化学组分如表 9－3－11。集料用 30 微米以下的细粒级尾矿、卵石和碎石等，砂浆稠度按输送条件控制在 10～19 厘米，其胶结充填的强度配比试验结果见表 9－3－12 和表 9－3－13。试验结果表明：掺加 40%细粒级尾矿后，胶结充填体 28 天的抗压强度可达 52 公斤/厘米^2，3 个月后可达 70～80 公斤/厘米^2；而以卵石为集料，当掺加量达 50%时，其胶结充填体，28 天的抗压强度达 20～40 公斤/厘米^2，3 个月以后都达 100 公斤/厘米^2 以上，符合胶结充填对水泥强度的要求。

表 9－3－11　尾矿水泥熟料的化学成分(%)

编　号	烧失量	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	PbO	ZnO	SO_3	S
F_1	1.47	36.00	8.80	8.14	34.71	3.06	0.48	0.25	6.05	0.33
F_2	0.83	37.95	9.51	7.49	35.01	3.18	0.54	0.30	3.43	0.08

表 9－3－12　细粒级尾矿与尾矿水泥熟料的强度配比

编号	配　合　比 尾矿水泥熟料:细粒级尾矿生料	加水量(%)	砂浆稠度(厘米)	凝结时间(时:分)		抗压强度(公斤/厘米²)			
				初　凝	终　凝	7 天	28 天	3 个月	6 个月
T_{1-1}	100:00	46.6	11.80	2:35	3:10	25	78	138	164
T_{1-2}	80:20	44.0	10.50	4:21	5:36	35	82	110	154
T_{1-3}	60:40	44.0	10.50	>12:00	25:35	15	52	80	78
T_{2-1}	100:00	50.0	12.70	5:23	8:38	10	37	72	102
T_{2-2}	80:20	45.0	10.60	6:18	10:38	13	68	83	97
T_{2-3}	60:40	45.0	10.70	—	—	6	40	72	78

表 9－3－13　胶结充填体的强度

编　号	配　合　比 尾矿水泥熟料:水:卵石	坍　落　度(厘米)	抗压强度(公斤/厘米²)		
			7 天	28 天	3 个月
1	1:0.35	—	17	74	216
2	1:0.45	—	10	45	148
4	1:0.5:1	—	5	20	91
5	1:0.45:1	19.5	10	40	143
6	1:0.45:1.5	9.5	10	21	118
7	1:0.50:1.5	19.0	7	31	120
8	1:0.45:2	6.5	12	20	154
9	1:0.50:2	14.0	8	29	114

现场的胶结充填是在 3 号采场进行的,充填地点是 3 号采场的东西两帮隔墙(如图 9－3－19),充填所构成的人工混凝土矿柱为 1.2 米。充填西帮隔墙时的配比为尾矿熟料:水:卵石 = 1:0.6:1,坍落度为 15 厘米,充填的混凝土体积为 37 米³,充填时留制的试块

抗压强度 7 天为 12 公斤/厘米^2，28 天为 75 公斤/厘米^2，60 天为 77 公斤/厘米^2。充填东帮隔墙时的配比为尾矿熟料∶碎石∶水 = 1∶1∶0.65，充填时用混凝土搅拌机拌和之后，经天井下料管送至 3 号采场，再由压气罐用 1.0 ~ 1.5 公斤/厘米^2 压力输送至东帮隔墙。此外，还充填了北帮回风巷道约 7 米。

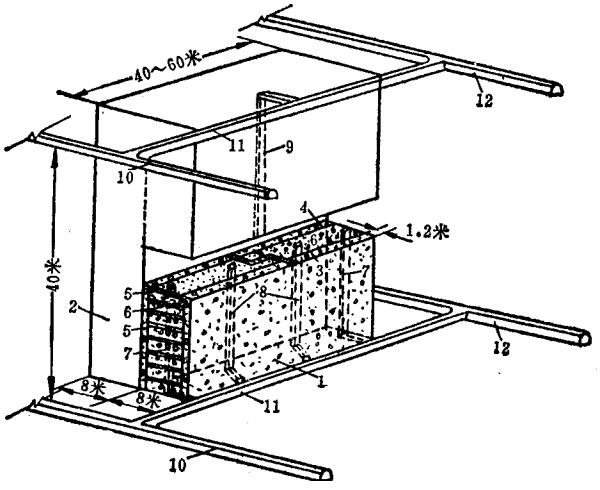


图 9 - 3 - 19　胶结充填采矿法

1—矿柱胶结充填(第一步骤)；2—矿房尾砂充填(第二步骤)；
3—尾矿水泥胶结充填东帮隔墙；4—尾矿水泥胶结充填西帮隔墙(厚 1.2 米)；
5—分层胶结充填面(运矿底板厚 10 厘米)；6—充填尾砂；7—顺路人行天井；
8—矿石溜子；9—通风天井；10—运输平巷；11—穿脉平巷；12—回风平巷

充填试验经一年后进行现场回采(经爆破)揭露，其充填体坚实、完整无损。证明用尾矿所烧制的胶结充填材料能满足井下充填的要求。

二、尾矿硅酸盐水泥

(一)强度

含适宜组分的尾矿，作为普通硅酸盐水泥生料的配料，可烧制出质量良好的尾矿硅酸盐水泥熟料。据用凡口尾矿所作试验证明，水泥性能(表 9 - 3 - 14)符合国家标准(表 9 - 3 - 15)，其标号可达 600 号。

(二)凝结时间和安定性

根据国家标准规定，普通硅酸盐水泥的初凝时间不小于 45 分钟，终凝时间不超过 12 小时。尾矿作配料所烧制的尾矿硅酸盐水泥的凝结时间(表 9 - 3 - 14，初凝为 1 ~ 4 个小时，终凝时间不超过 6 个小时)符合国家标准，同时安定性合格。

表 9－3－14　尾矿硅酸盐水泥的物理性能

名称	班次	比面积	稠度	安定性	凝结时间（时:分）		抗拉强度（公斤/厘米²）			抗压强度（公斤/厘米²）		
					初凝	终凝	3 天	7 天	28 天	3 天	7 天	28 天
尾矿硅酸盐水泥	1	2870	23.25	合格	1:31	3:49	24.0	25.9	29.8	338	518	>600
	2	3090	23.25	合格	2:00	3:45	23.4	28.4	32.5	413	560	>600
	3	3080	23.0	台桔	1:40	3:37	24.8	27.5	35.7	410	558	>600
	4	2940	22.5	合格	1:25	2:40	19.4	19.9	27.8	329	482	592
	平均样	2960	24.25	合格	4:06	5:41	25.1	30.5	35.5	343	507	705

注：平均样在建材院物理室测定。其余各样均在琉璃河中间试验厂检验，抗拉强度偏低 2 公斤，由于压力机所限，耐压强度超过 600 公斤/厘米² 无法测定。

表 9－3－15　普通硅酸盐水泥的强度指标

水泥标号	抗压强度（公斤/厘米²）			抗拉强度（公斤/厘米²）		
	3 天	7 天	28 天	3 天	7 天	28 天
200	—	100	200	—	12	18
250	—	140	250	—	12	18
300	—	180	300	—	15	22
400	160	260	400	15	19	24
500	220	350	500	19	23	27
600	260	420	600	21	27	32

（三）熟料的升重

用尾矿作配料所烧制的尾矿硅酸盐水泥的特点是，其熟料的升重（1189～1355 克/升）比普通硅酸盐水泥熟料的升重（大于 1400 克/升）小。

（四）水泥的粉磨细度

尾矿硅酸盐水泥经粉磨后，采用比表面积测定，其数值为 2870～3080 厘米²/克，与普通硅酸盐水泥的细度（比表面积 2500～3500 厘米²/克）一致。

（五）标准稠度的需水量

需水量是指水泥所需要加入水的数量，是以满足水泥的水化和水解反应及具有一定的流动度来控制，对于普通硅酸盐水泥而言，标准稠度的需水量为 24～30%，而尾矿硅酸盐水泥标准稠度的需水量为 22～24%，与普通硅酸盐水泥的需水量相接近。

三、煅烧尾矿作为硅酸盐水泥的混合材

(一)尾矿混合材的化学成分

如前所述,含适宜组分的尾矿经一定温度煅烧后,称为尾矿熟料,可用作普通硅酸盐水泥的混合材。凡口矿的全粒级尾矿和细粒级尾矿经 900～1000℃煅烧后的尾矿熟料化学成分如表 9－3－16 所示 ;国内高炉矿渣化学成分如表 9－3－17 所示。

表 9－3－16　煅烧尾矿熟料的化学成分

尾矿熟料名称	熟料编号	化学成分(%)											各率数值			
		烧失量	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	S	SO_3	f－CaO	PbO	ZnO	CaO/SiO_2	碱性率 M_o	活性率 M_a	质量系数 K
全粒级尾矿熟料	Ⅰ	0.99	36.05	7.24	5.22	42.59	3.95		1.31	3.16	0.43	0.64	1.18	1.08	0.201	1.49
	Ⅱ	－3.30	35.00	7.40	10.44	38.94	3.72		1.86	0.87	0.15	0.96	1.11	1.00	0.211	1.43
	Ⅲ	－0.54	35.78	7.43	10.09	38.58	3.33		2.36	0.23	0.18	0.62	1.08	0.995	0.208	1.38
	Ⅳ	0.22	36.08	7.56	6.50	40.87	3.73		2.72	0.79	0.20	0.97	1.13	1.02	0.210	1.44
细粒级尾矿熟料	1#	0.65	35.89	9.49	7.84	33.68	2.73		3.42		0.69	0.56	0.94	0.8	0.267	1.28
	2#	1.47	36.00	8.80	8.14	34.71	3.06	0.33	6.05	微	0.48	0.25	0.96	0.87	0.244	1.29
	3#	0.83	37.95	9.51	7.49	35.01	3.18	0.08	3.43	微	0.54	0.30	0.925	1.02	0.25	1.25
	7#	－0.07	37.83	9.14	7.93	36.18	3.07	0.03	1.84	微	0.35	0.18	0.96	1.06	0.24	1.28

表 9－3－17　国内各地高炉矿渣化学成分

序号	高炉矿渣产地	化学成分(%)							碱性率 M_o	活性率 M_a	质量系数
		SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Fe_2O_3	MnO	S			
1	鞍山	38.9	8.02	46.43	1.96	0.68	0.1	0.75	1.023	0.205	1.45
2	本溪	38.26	9.04	49.06	1.96	0.46	0.98	1.04	1.08	0.236	1.60
3	石景山	37.42	14.97	39.89	8.05	—	0.872	0.85	0.915	0.45	1.70
4	武汉	34.06	15.02	43.45	5.35	0.68	0.21	0.66	0.99	0.44	1.88
5	太原	37.00	10.99	45.10	3.025	1.00	0.27	0.088	1.00	0.295	1.59
6	故县	43.4	19.03	30.05	3.79	1.464	1.686	0.0157	0.543	0.438	1.25
7	新乡	40.4	11.1	40.06	4.73	3.88	0.075	0.69	0.865	0.275	1.38
8	郑州	30.92	21.59	42.21	1.44	1.45	0.11	0.48	0.83	0.698	2.15

由表 9－3－16 和表 9－3－17 可看出，尾矿熟料的化学成分和高炉矿渣的化学成分相近。尾矿熟料的碱性率 $M_o \approx 1.00$，活性率 $M_a > 0.2$。符合我国 1956 年对急冷却的高炉矿渣用作胶凝材料的技术条件规定(如表 9－3－18)。

表 9－3－18　制造水泥用高炉矿渣化学成分的要求标准

序号	类别 / 技术指标	酸性矿渣	碱性矿渣
1	碱性率 $M_o = \frac{\%CaO + \%MgO}{\%SiO_2 + \%Al_2O_3}$ 不小于	0.65	1.0
2	活性率 $M_a = \frac{\%Al_2O_3}{\%SiO_2}$ 不小于	0.33	0.20
3	氧化亚锰含量(%MnO)不大于	4.0	4.0
4	硫化物含量(%S)不大于	不规定	3.6

(二)尾矿熟料掺入量与水泥强度的关系

在硅酸盐水泥熟料中，加入一定数量的尾矿熟料作混合材，同时再掺入适量的石膏，磨成细粉所制成的水硬性材料，称为尾矿混合材硅酸盐水泥。

尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料的质量，明显地影响到所生产的尾矿混合材硅酸盐水泥的性能。当尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料为既定原料时，则尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料的掺合比例决定着所生产的尾矿混合材硅酸盐水泥的质量、标号。根据试验结果(图 9－3－20 和 9－3－21)：随着尾矿熟料掺入量的增加，其水泥的抗压强度显著下降，而抗拉强度却有显著的改善。从试验结果(表 9－3－19)可以看出，当掺入 15% 的尾矿熟料时，水泥的标号仍能维持 600 号；掺入 30% 的尾矿熟料时，水泥的标号为 500 号；掺入 50% 的尾矿熟料时，水泥的标号为 400 号。掺加尾矿熟料后的凝结时间如图 9－3－22 所示，随着尾矿熟料掺入量的增加，其凝结时间显著缩短。掺入 15～55% 的尾矿熟料时，水泥的凝结时间、安定性符合硅酸盐水泥的国家标准。

掺入尾矿熟料的水泥，其特点是：初期的强度较低，而后期的强度增进率较大，特别是抗拉强度的增进率更大。

(三)掺入尾矿熟料的水泥特性

1. 水泥水化热

水泥与水的作用为放热反应，随着硬化过程的进行，不断放出热量，这种热量即为水化热。

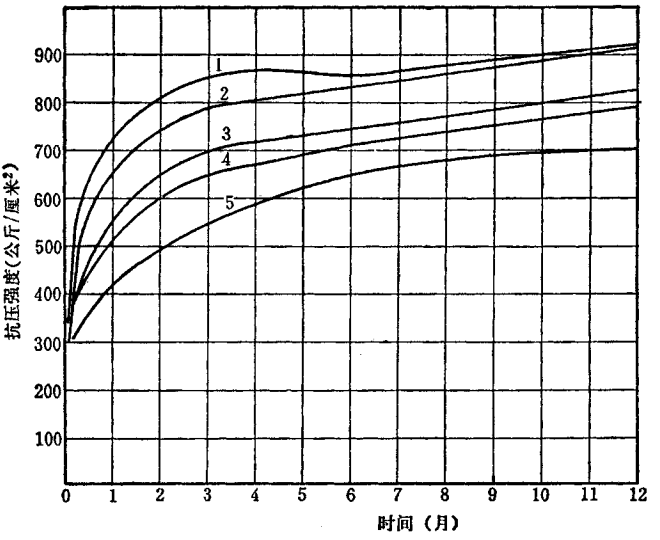


图 9－3－20　尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料不同配合比时的抗压强度

1—硅酸盐水泥熟料；2—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 15%；

3—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 30%；4—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 45%；

5—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 55%

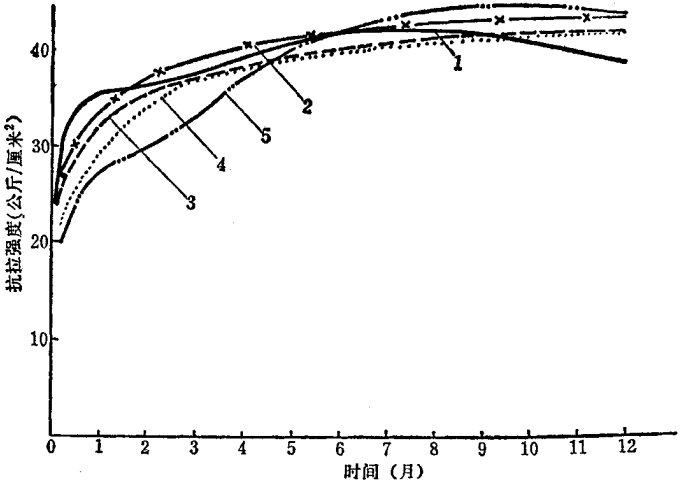


图 9－3－21　尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料不同配合比时的抗拉强度

1—硅酸盐水泥熟料；2—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 15%；

3—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 30%；4—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 45%；5—硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量 55%

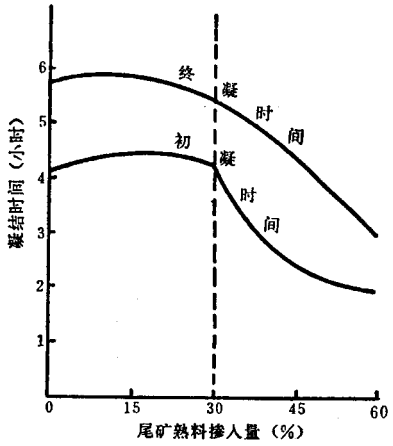


图 9－3－22　硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料的掺入量和凝结时间的关系

对于掺入尾矿熟料的硅酸盐水泥，用直接法测定的结果见表 9－3－20。从表中可以看出，随着尾矿熟料掺入量的增加，其水泥的水化热逐渐降低。

表 9－3－19　尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料不同配比时的水泥物理性能

水泥样品编号	配合比（%）			粉磨细度 4900 孔/厘米² 筛筛余（%）	标准稠度（%）	安定性		凝结时间（时:分）		抗压强度（公斤/厘米²）						抗拉强度（公斤/厘米²）					
	硅酸盐水泥熟料	尾矿熟料	石膏			蒸煮	浸水	初凝	终凝	3天	7天	28天	3月	6月	1年	3天	7天	28天	3月	6月	1年
C－1	97	0	3	3.0	24.25	合格	合格	4:06	5:41	343	507	705	861	862	917	25.1	30.53	35.45	37.63	41.80	38.68
C－2	82	15	3	2.0	24.50	合格	合格	4:24	5:49	314	466	638	791	830	915	24.43	27.60	33.30	39.35	42.25	43.45
C－3	67	30	3	3.2	26.25	合格	合格	4:15	5:23	—	402	550	703	710	833	—	25.60	31.68	36.80	40.03	42.25
C－4	52	45	3	2.6	27.50	合格	合格	2:23	4:19	—	378	500	651	745	790	—	22.2	28.95	37.30	39.88	42.68
C－5	42	55	3	2.0	28.25	合格	合格	1:52	3:02	—	308	416	547	650	705	—	19.88	27.00	33.18	40.73	43.73

表 9－3－20　尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料不同配比时水泥的水化热*

水泥品种编号	配合比（%）			水化热（卡/克）	
	硅酸盐水泥熟料	尾矿熟料	石膏	3天	7天
硅酸盐水泥	97	0	3	58.46	67.16
C－2	82	15	3	53.83	63.72
C－3	67	30	3	43.24	49.23
C－4	52	45	3	42.35	50.68
C－5	42	55	3	38.57	46.17

* 系按照标准 TC139—67 水泥水化热试验方法测定。

在硅酸盐水泥熟料中掺入尾矿熟料后的水泥，其优点是水泥的水化热（表 9－3－20）比其他品种的硅酸盐水泥的水化热（表 9－3－21）为低。

表 9－3－21　各种硅酸盐水泥水化热

水泥品种	水化热（卡/克）	
	3 天	7 天
500 号硅酸盐水泥	55.7	72.2
400 号矿渣硅酸盐水泥	55.5	60.5
400 号混合硅酸盐水泥	50.5	63.4
400 号凝灰岩硅酸盐水泥	52.1	59.2
300 号矿渣硅酸盐水泥	（57.1）	53.3

2. 水泥抗硫酸盐侵蚀性能

硅酸盐水泥熟料中掺入尾矿熟料后，能改善水泥的抗侵蚀性能。从表 9－3－22 中可以看出，对于掺入 45％尾矿熟料的水泥在 3％ Na_2SO_4 溶液中具有良好的抗蚀性能。

表 9－3－22　尾矿熟料与硅酸盐水泥熟料不同配比时水泥的抗硫酸盐侵蚀性能

水泥品种及编号	配合比（％）3％ Na_2SO_4						（％）8000 毫克/升 Na_2SO_4		
	硅酸盐水泥熟料	尾矿熟料	石膏	K_c^1	K_c^3	K_c^6	K_c^1	K_c^3	K_c^6
硅酸盐水泥	97	0	3	0.87	0.65	0.61	0.94	0.89	0.77
C－2	82	15	3	0.86	0.83	0.69	0.95	0.89	0.87
C－3	67	30	3	0.88	0.74	0.64	0.88	0.87	0.81
C－4	52	45	3	0.91	0.96	0.85	0.95	0.96	0.78
C－5	42	55	3	0.86	0.85	0.85	0.94	0.89	0.88

注：①水泥的抗硫酸盐侵蚀性能，系按照 GB749—65 水泥抗硫酸盐侵蚀试验方法测定。

②表中 K_c^1，K_c^3、K_c^6 分别为水泥的 1 个月、3 个月、6 个月稳定性系数。

3. 水泥的胀缩性

普通水泥在水中硬化时，体积稍有膨胀，但在空气中硬化时，却产生体积收缩。若收缩过大时，可能引起裂缝。特别是在水泥中掺活性的矿渣等混合材后，水泥的干缩性大，易产生裂缝。而在硅酸盐水泥中掺入尾矿熟料后，其胀缩性能与普通水泥接近，如表 9－3－23 所示。

表 9－3－23　水泥的胀缩性能

水泥名称	尾矿熟料掺入量（%）	胀缩率（%）					
		空气中			水中		
		7天	14天	28天	7天	14天	28天
普通水泥	0	－0.057	－0.067	－0.077	0	0	0.004
尾矿混合材硅酸盐水泥	30	－0.044	－0.058	－0.066	0	0	0
尾矿混合材硅酸盐水泥	50	－0.034	－0.082	－0.089	0	0	0

注 水泥的胀缩性能，系按照标准 GB751—65 水泥胶砂胀缩试验方法测定。

4. 存放时间对水泥强度的影响

掺入尾矿熟料的水泥存放时间过长，对水泥强度的影响较大。这是因为水泥在空气中长时间放置时，受了水分和碳酸气作用，则水泥中的 $Ca(OH)_2$ 含量会降低，使水泥产生不凝结和损失部分强度。试验结果如表 9－3－24 所示。存放半年后，其水泥的强度下降约一个标号。而且所配制的混凝土的强度也低，钢筋粘结力也差。

表 9－3－24　混凝土的性能

水泥名称	尾矿熟料掺入量（%）	水灰比	坍落度（厘米）	水泥用量（公斤/厘米²）	容量（公斤/厘米³）	抗压强度（公斤/厘米²）			28天龄期钢筋粘结力（公斤/厘米²）	钢筋锈蚀	
						7天	28天	6个月		28天	6个月
普通水泥	0	0.6	7.0	302	2500	226	439	575	41	无	无
尾矿混合材硅酸盐水泥*	30	0.6	7.0	296	2450	101	171	350	21	无	无
尾矿混合材硅酸盐水泥*	50	0.6	6.0	293	2425	75	146	2.83	13	无	无

* 表中尾矿混合材硅酸盐水泥系存放半年后的水泥。

5. 混凝土的性能

在硅酸盐水泥熟料（化学成分和矿物组成如表 9－3－25）中掺入 30% 的尾矿熟料和 2% 的石膏，经粉磨后，所制得的尾矿混合材硅酸盐水泥的物理性能良好（如表 9－3－26）。所配制的混凝土性能如下：

（1）水灰比对混凝土强度的影响

现场施工试验表明：用尾矿混合材硅酸盐水泥所配制的混凝土，其强度与水灰比的关系是符合一般规律的，在水灰比为 0.7 时，水泥用量为 240 公斤/米³，可配制成 200 号

混凝土 水灰比为 0.6 时，水泥用量为 284 公斤/米^3，可配制成 300 号混凝土，其配比如表 9－3－27 所示。混凝土的和易性好，后期强度也有较大的增长。

表 9－3－25　硅酸盐水泥熟料的化学成分和矿物组成

硅酸盐水泥熟料	化学成分（%）						
	烧失量 0.32	SiO_2 21.88	Al_2O_3 6.27	Fe_2O_3 4.55	CaO 65.16	MgO 1.64	f－CaO 0.27
硅酸盐水泥熟料	矿物组成（%）				率值		
	C_3S 49.22	C_2S 24.62	C_3A 8.90	C_4AF 13.83	$K \cdot H$ 0.864	$S \cdot M$ 2.02	$I \cdot M$ 1.38

表 9－3－26　尾矿混合材硅酸盐水泥的物理性能

水泥名称	尾矿熟料掺入量（%）	粉磨细度 4900孔/厘米^2 筛筛余（%）	稠度（%）	凝结时间（时:分）		抗压强度（公斤/厘米^2）						抗拉强度（公斤/厘米^2）					
				初凝	终凝	1天	3天	7天	28天	3月	6月	1天	3天	7天	28天	3月	6月
尾矿混合材硅酸盐水泥	30	7.0	22.5	2:01	2:58	224	476	561	689	779	828	17.6	24.23	29.65	34.6	39.4	42.05

表 9－3－27　混凝土的性能

水泥名称	尾矿熟料掺入量（%）	水灰比	砂率	配合比 水泥:砂:石子	坍落度（厘米）	抗压强度(公斤/厘米^2)			
						3天	7天	28天	3月
尾矿混合材硅酸盐水泥	30%	0.5	39.1	1:2.35:3.66	7	208	340	483	536
		0.6	39.3	1:2.76:4.27	9	162	261	382	444
		0.7	42.0	1:3.46:4.78	5.5	110	202	297	347

(2)混凝土的抗冻性和钢筋粘结力

尾矿混合材硅酸盐水泥所配制的混凝土经 25 次、50 次冻融循环后(结果见表 9－3－28)，其强度下降不超过 25%，耐冻性标号为 M50。28 天龄期钢筋粘结力达 38.8 公斤/厘米^2。

(3)养护条件对混凝土强度的影响

混凝土硬化过程中，强度的发展与养护的温度和湿度的关系很大。北京市房屋建筑综合装配公司对用尾矿混合材硅酸盐水泥所配制的混凝土，进行了试验，其结果见表 9－3－29。这种混凝土在较低气温下的强度发展仍然较快，宜采用蒸气养护来加速硬化，但蒸养制度要控制合适，温度太高，升温太快都是不利的。

表 9－3－28　混凝土的抗冻性、钢筋粘结力

水泥名称	硅酸盐水泥熟料中尾矿熟料掺入量（%）	抗冻性				28天龄期钢筋粘结力（公斤/厘米²）
		25次		50次		
		抗融试件强度	检验试件强度	抗融试件强度	检验试件强度	
尾矿混合材硅酸盐水泥	30	399	407	332	426	38.8

表 9－3－29　不同养护条件下的混凝土强度

	水灰比	坍落度（厘米）	混凝土抗压强度（公斤/厘米²）									
			标准养护				自然养护				蒸养	
			3天	7天	14天	28天	3天	7天	14天	28天	第一次	第二次
尾矿混合材硅酸盐水泥	0.56	5.5	103	174	228	238	93	137	203	237	88	184
备注			按工厂制造一般预制构件所用制度				在室外养护，最高气温7～8℃，最低气温10～11℃				成型后六小时置入蒸箱，一小时升温到90～100℃恒温10小时，降温3小时	成型后8小时放入蒸养池，升温12小时，80℃恒温36小时，降温12小时

(4)现场浇注圈梁与预制过梁

在北京市综合建筑装配公司的汽车库工程上，利用尾矿混合材硅酸盐水泥配制的混凝土浇制圈梁（断面为 240×180 毫米）和过梁（尺寸为 240×240×3180 毫米），成型时水灰比为 0.56，混凝土配合比为 1∶2.26∶3.54，集料用碎石（粒径 5～20 毫米）和粗砂。成型时留制的混凝土试块，经标准条件养护 28 天，其抗压强度为 216 公斤/厘米²。

现场施工说明，用尾矿混合材硅酸盐水泥所配制的混凝土和易性好，易于施工，没有出现泌水现象，拆模时试件表面完整。无论是混凝土的早期强度或 28 天强度，均能满足制作构件的要求。但其耐久性，尚待长期观察。

第八节　尾矿生料含硫与窑的技术作业状况和尾矿硅酸盐水泥质量的关系及其二氧化硫的净化处理

在生产普通硅酸盐水泥时，所用的粘土或页岩中，常含有少量的硫或者硫化铁、硫酸盐或其他有机硫化合物。但在烧制普通硅酸盐水泥时，对于粘土中 SO_3 的含量要求须小于 1%。而用尾矿（代替粘土）作为配料烧制普通硅酸盐水泥时，由于尾矿中通常含有（FeS_2、ZnS、PbS 等）硫化物，因此，要注意尾矿中硫的含量。对于用含硫量大于 1% 的尾矿所配制的水泥生料在煅烧时，硫的挥发程度与生产工艺的关系；烧成过程中的问题；窑的技术作业状况；热工参数和技术经济指标以及对硅酸盐水泥熟料质量的影响和废气的净化处理等，均应予以查明，为此，北京建筑材料科学研究院和原北京水泥工业设计院，专门为尾矿的含硫问题，在上海水泥厂 $\phi 3.1/2.8 \times 78$ 米回转窑上，进行了模拟试验。试验是在粘土中掺加硫铁矿，按尾矿含硫 3～5%，与石灰石掺配时的用量为 30%，所配制的水泥生料含硫为 1.5% 时的煅烧试验，现将煅烧试验所获得的结果叙述如下。

一、窑的技术作业状况

（一）窑的技术经济指标

试验所获窑的技术经济指标如表 9－3－30。从表中可以看出，煅烧高硫水泥生料与煅烧普通水泥生料时，技术经济指标相差不大，在料耗、煤耗、熟料的热耗等方面略有差异，这是由于生料中硫铁矿（FeS_2）的加入，在煅烧时硫呈 SO_2 挥发逸出，从而使生料料耗增加，而使熟料热耗降低的缘故。据电收尘废气含尘率测定结果，其含尘率没有显著增加，因而说明料耗增加不是很大的。

表 9－3－30　窑的技术经济指标

序　号	项　目	单　位	普通水泥生料	高硫水泥生料
1	窑的小时产量	吨/时	8.49	8.45
2	窑的单位面积产量	公斤/米^2·时	15.12	15.10
3	窑的单位容积产量	公斤/米^3·时	25.2	25.15

序　号	项　目	单　位	普通水泥生料	高硫水泥生料
4	窑的单位截面积产量	公斤/米^2·时	1870	1860
5	烧成原煤耗	吨/吨	0.263	0.276
6	原煤热值	大卡/公斤·煤	5546	5320
7	烧成热耗	大卡/公斤·熟料	1455	1468
8	燃烧带截面热强	$\times 10^6$ 大卡/米^2·时	2.07	2.08
9	窑的发热能力	$\times 10^6$ 大卡/时	12.32	12.4
10	干燥生料消耗量	吨/吨·熟料	1.485	1.525
11	理论生料消耗量	吨/吨·熟料	1.46	1.47
12	料浆水份	%	32	33.2
13	电收尘回灰量	公斤/时	572	525
14	飞灰量	公斤/时	75	104
15	一次风量	标米^3/时	3890	3990
16	一次风	%	25.75	24.8
17	喷煤嘴出口风速	米/秒	40	43
18	二次风量	标米^3/时	9450	10700
19	二次风	%	65.15	66.8
20	二次风温度	℃	420	400
21	熟料进冷却机温度	℃	1180	1195
22	热料出冷却机温度	℃	234	215
23	出窑废气温度	℃	200	214
24	排风机进口温度	℃	162	150
25	出电收尘废气温度	℃	130	120
26	电收尘出口废气量	米^3/时	48200	47500
		标米^3/时	32700	33000
27	窑体表面热损失	大卡/公斤·熟料	229.8	174.0
28	冷却机表面热损失	大卡/公斤·熟料	91.2	92.0

序　号	项　目	单　位	普通水泥生料	高硫水泥生料
29	水冷却水量	公斤/时	27930	27930
30	电收尘出口含尘	克/米^3	1.49	2.2
31	窑尾废气量	标米^3/时	25700	26370
32	窑尾到电收尘出口漏风	标米^3/时	6000	6630

(二)窑与冷却机表面的热损失

试验所获的窑与冷却机表面的热损失如图 9－3－23。从图中可以看出,煅烧高硫水泥生料与煅烧普通水泥生料时,其窑与冷却机表面的热损失略有差异,如 AB 段其高硫水泥生料的热损失比普通水泥生料的略小些,而 BC 段又要比普通水泥生料要大些。从窑与冷却机表面的热损失测定结果(表 9－3－31 和表 9－3－32)可以看出,在窑体表面的热损失上,煅烧高硫水泥生料比煅烧普通水泥生料要小,而在冷却机表面的热损失上,高硫水泥生料与普通水泥生料却接近。

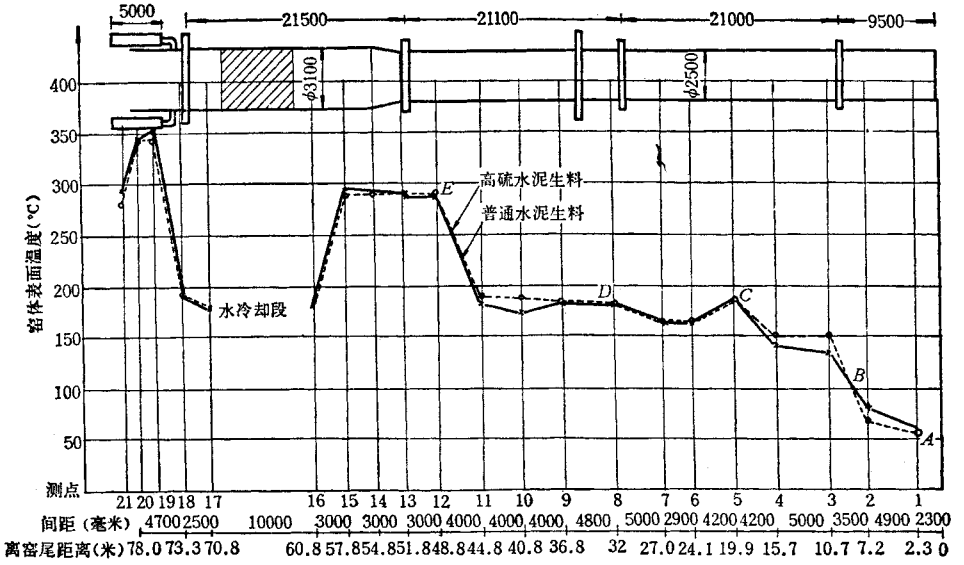


图 9－3－23　窑与冷却机表面热损失测定和计算结果

－－－－为段烧高硫水泥生料时窑与冷却机表面热损失结果;

————为煅烧普通水泥生料时窑与冷却机表面热损失结果

表 9－3－31　普通水泥生料窑与冷却机表面的热损失

测点	测定数据					计算结果					
	距窑尾长（米）	表面温度（℃）	大气温度（℃）	大气风速（米/秒）	段长（米）	段面积（米²）	段温度（℃）	散热系数		散热量（千卡/时）	
								α_1	α_2	1	2
1	2.3	55	5	3.7	2.3	18.2	50	23.7	23.7	21600	21600
2	7.2	75	5	3.7	4.9	38.55	60	21.5	21.5	49600	49600
3	10.7	130	5	3.7	3.5	27.55	98	24.7	24.7	66500	66500
4	15.7	140	5	3.7	5.0	39.30	130	26.5	26.5	135500	135500
5	19.7	180	6	3.7	4.2	33.00	154	28.2	28.2	143400	143400
6	24.1	160	9	3.1	4.2	33.00	161	28.3	28.3	150000	150000
7	27.0	160	8	1.2	2.9	22.80	152	20.2	23.2	67000	80400
8	32.0	180	10	1.2	5.0	39.30	160	20.5	23.2	129000	146000
9	36.8	180	11	1.2	4.8	37.75	160	21.0	23.2	134000	143500
10	40.8	170	13	1.2	4.0	31.25	162	20.6	23.2	104500	117500
11	44.8	180	13	1.2	4.0	31.25	162	20.6	23.2	104500	117500
12	48.8	285	13	0.4	4.0	31.25	220	19.5	24.0	134500	165000
13	51.8	285	13	0.4	3.0	23.60	272	21.1	24.8	135500	159300
14	54.8	290	14	0.4	3.0	26.40	274	21.1	24.8	153000	179500
15	57.8	290	12	0.4	3.0	29.30	278	21.1	24.8	172000	203000
16	60.8	180	11	0.4	4.5	43.90	169	16.2	18.4	120000	136500
17	70.8	180									
18	73.3	190	22	0.4	5.0	48.70	168	16.2	18.4	132500	150500
19	1.5	350	29	0.6	1.5	55.20	289	21.1	24.8	338000	396000
20	2.5	340	29	0.6	2.0	73.50	316	21.1	24.8	490000	576000
21	3.5	290	29	0.6	1.5	55.20	286	21.1	24.8	333000	392000
合计										3114100	3529300
扣除冷却筒热损三分之一										2727100	3142300
每公斤熟料的单位热损失（千卡）										321	370

表 9－3－31 和表 9－3－32 的计算未包括水冷却的散失热量，该损失测定和计算结

果如表 9－3－33。

计算结果说明 水冷却热损失为 34.1 千卡/公斤·熟料。

表 9－3－32　高硅水泥生料窑与冷却机表面的热损失

测点	测定数据					计算结果					
	距窑尾长（米）	表面温度（℃）	大气温度（℃）	大气风速（米/秒）	段长（米）	段面积（米²）	段温度（℃）	散热系数		散热量（千卡/时）	
								α_1	α_2	1	2
1	2.3	50	23	0	2.3	18.2	27	8.4	8.4	4130	4130
2	7.2	60	23	0	4.9	38.55	32	8.4	10.45	10350	12900
3	10.7	150	23	0	3.5	27.55	87	11.0	13.2	26400	31700
4	15.7	150	24	0.8	5.0	39.30	126	18.5	21.5	91500	107500
5	19.9	180	25	0.8	4.2	33.00	140	15.0	23.2	69300	107400
6	24.1	160	25	0	4.2	33.00	145	15.0	17.2	71700	82200
7	27.1	160	25	0	2.9	22.80	135	14.1	16.0	43400	49200
8	32.0	180	25	0	5.0	39.30	145	15.0	17.2	85300	97800
9	36.8	180	25	0	4.8	37.75	155	15.0	17.2	87500	101000
10	40.8	185	25	0	4.0	31.25	158	15.6	17.2	77100	85000
11	44.8	185	25	0	4.0	31.25	160	15.6	17.2	78000	86000
12	48.8	285	25	0.5	4.0	31.25	210	18.0	20.2	118500	131500
13	51.8	285	28	0.5	3.0	23.10	257	21.0	23.2	125000	138000
14	54.8	285	25	0	3.0	26.60	260	21.0	23.2	145200	160500
15	57.8	285	25	0	3.0	29.30	260	21.0	23.2	160000	177000
16	60.8	180	31	0	4.5	43.90	202	18.0	20.2	161600	181500
17	70.8	180	31	0							
18	73.3	190	31	0	5.0	48.70	154	15.0	17.2	112700	129100
19	1.5	340	34	0	1.5	55.20	306	21.0	23.2	354000	392000
20	2.5	340	34	0	2.0	73.50	306	21.0	23.2	471000	521000
21	3.5	280	34	0	1.5	55.20	246	21.0	23.2	285000	315000
合计										2577680	2910430
扣除冷却筒热损失三分之一										2244680	2541430
每公斤熟料的单位热损失（千卡）										266	301

表 9－3－33　窑水冷却的热损失

水冷却段别	测定数据						计算结果	
	测定孔数	测定时间（秒）	接水量（公斤）	冷水温度（℃）	热水温度（℃）	本段总孔数	总淋水量（公斤/时）	淋水热损失（千卡/时）
Ⅰ	4	15	3.95	13	25	52	125000	150000
Ⅱ	5	15	4.57	13	22	51	11200	101000
Ⅲ	5	15	3.52	13	22	25	4230	38100
合计							27930	289100

（三）窑的热平衡

煅烧高硫水泥生料与普通水泥生料时，窑的热平衡如表 9－3－34。从表中可以看出，煅烧高硫水泥生料时，其热量的支出比煅烧普通水泥生料时低，这是由于煅烧高硫水泥生料时，熟料的形成热、熟料的带走热、窑灰的带走热、窑体的散失热等均比煅烧普通水泥生料时低的缘故。但在料浆的水分上比煅烧普通水泥生料时高，因而蒸发水分所需支出的热量比普通水泥生料时大。由于高硫水泥生料中含硫，因而其热含量比普通水泥生料时高。从总的热平衡来说，由于煅烧高硫水泥生料时热量的总收入比煅烧普通水泥生料时要大，而热量的总支出却又小，因此煅烧高硫水泥生料时，热耗的收支相差比煅烧普通水泥生料时高。

表 9－3－34　窑的热平衡及物料平衡表

一、热量的支出

序号	项目	单位	普通水泥生料	高硫水泥生料
1	熟料的形成热	大卡/公斤	390.3	376.0 （因生料中含硫，故使形成热减少 28.8 大卡/公斤·熟料）
2	蒸发水份带走的热	大卡/公斤	416	452
3	废气带走热损失	大卡/公斤	230	232
4	熟料带走热损失	大卡/公斤	48.4	46.5
5	窑灰带走热损失	大卡/公斤	13	11.6
6	窑体散热损失	大卡/公斤	386.1	300.2
7	热量总支出	大卡/公斤	1483.7	1418.3

序　号	项　　目	单　　位	普通水泥生　料	高硫水泥生料
	二、热量的收入			
1	燃料的化学能	大卡/公斤	1455	1468
2	燃料的热含量	大卡/公斤	3.7	3.9
3	生料的热含量	大卡/公斤	30	32.1
4	空气的热含量	大卡/公斤	17.6	23.2
5	热量的总收入	大卡/公斤	1506.3	1527.2
	收支相差	大卡/公斤	22.6	109.2
	为热耗的	%	1.55	7.7
	三、窑的物料平衡			
	收入物料			
1	煤	公斤	0.263	0.276
2	干生料	公斤	1.485	1.525
3	物理水	公斤	0.698	0.759
4	一次风	公斤	0.593	0.614
5	二次风	公斤	1.49	1.647
6	窑头漏风	公斤	0.21	0.21
7	窑尾漏风	公斤	0.915	1.06
	物料总收入	公斤	5.654	6.091
	物料支出			
1	熟　　料	公斤	1.00	1.00
2	废　　气	公斤	4.63	4.80
3	飞　　灰	公斤	0.009	0.012
4	大烟囱气体和飞灰若干物料总支出	公斤	5.640	5.902
	收支误差	%	1.4	3.20

序　号	项　　目	单　　位	普通水泥生　料	高硫水泥生料	
	四、电收尘的物料平衡和效率				
序　号	项　　目	单　　位	普通水泥生　料	高硫水泥生料	
			11月10日	11月23日	11月24日
1	进电收尘气体温度	℃	150	150	150
2	出电收尘气体温度	℃	130	130	120
3	出电收尘风量	米³/时	48500	47500	49500
4	电收尘内风速	米/秒	0.51	0.548	0.545
5	实际料耗	公斤/公斤	1.485	1.525	—
6	理论料耗	公斤/公斤	1.460	1.470	—
7	出窑飞灰	公斤/公斤	0.025	0.055	—
8	电收尘回灰	公斤/时	572	525	504
		公斤/公斤	0.076	0.062	0.064
9	出电收尘含尘率	克/米³	1.49	2.25	1.37
10	出电收尘飞灰	公斤/公斤	0.009	0.012	0.0085
11	电收尘效率	%	88.5	83.7	88.1

煅烧高硫水泥生料与煅烧普通水泥生料时，窑的物料平衡如表 9－3－34，从表中看出，其物料的收支相差比普通水泥生料时大，这显然是因生料中含硫铁矿，而在煅烧时 SO_2 挥发逸出的缘故。

二、废气中的 SO_2 浓度和露点温度

由于尾矿中含有硫化物（FeS_2、ZnS、PbS 等），当作为硅酸盐水泥原料时，在高温煅烧下，尾矿中的硫化物则被分解为 SO_2：

$$4FeS_2 + 11O_2 \longrightarrow 2Fe_2O_3 + 8SO_2 \uparrow$$

$$2ZnS + 3O_2 \longrightarrow 2ZnO + 2SO_2 \uparrow$$

$$2PbS + 3O_2 \longrightarrow 2PbO + 2SO_2 \uparrow$$

据试验，当含硫量为 1.34～1.61% 的高硫生料在正常煅烧操作情况下，生料中的硫大部分以 SO_2 形态逸出，废气中 SO_2 的浓度随煅烧条件而波动在 0.1～0.5%。因此，随

着生料中含硫量的增加，其废气中 SO_2 含量增大。同时，废气中 SO_2 的含量还与燃料的含硫量有关。如果生料含硫量一定、而使用的燃料含硫量不同，则废气中 SO_2 的含量差异极大。例如在煅烧含硫量为 1.5% 的高硫水泥生料时，用枣田的煤，含硫量为 3.4%，废气中 SO_2 的含量为 0.3～0.5%；而用大同的煤，含硫量为 1.1%，废气中 SO_2 的含量却降低到 0.06%。因此，烧制水泥时，选用含硫量低的燃料，对于降低废气中 SO_2 的浓度仍然是重要的。

煅烧高硫水泥生料时，尾矿中的硫化物被分解为 SO_2 逸出，据文献介绍，硫铁矿煅烧时形成 SO_2，其中一部分 SO_2 可能转化为 SO_3，微量的 SO_3 可以使废气的露点温度降低。如果废气的温度低于或接近于露点温度则可能引起低温腐蚀。根据对生料含硫量为 1.34～1.61%，废气中 SO_2 含量为 0.04～0.37%所测得的结果如表 9－3－35，露点温度为 77～84℃，与废气温度 145～151℃相差 60～70 度，因此，预计这样的气体不致于对设备有低温腐蚀的影响。

表 9－3－35　废气的露点温度

项　　目	试　验　测　定　编　号		
	B－1	B－3	C－1
生料中含　S(%)	1.34	1.61	1.41
废气中　SO_2(%)	0.32	0.37	0.04
测定点废气温度　(℃)	151.2	151.0	145.2
露点温度　(℃)	84.1	77.3	79.0
室　　温	24.5	23.0	26.0

三、二氧化硫的净化吸收处理

如上所述，用含硫 3～5%的尾矿所配制的水泥生料含硫量为 1.5%，在正常煅烧情况下，生料中的硫大部分成 SO_2 逸出，排出的废气中 SO_2 浓度在 0.1～0.5%，对这种低浓度 SO_2 的处理，北京建筑材料科学研究院曾在上海化工研究院进行了净化吸收处理及综合利用的试验研究。

试验流程如图 9－3－24。用 Ca(OH)溶液净化废气中的 SO_2，试验结果如表 9－3－36。从表中可以看出，含 SO_2 浓度为 0.12～0.15%的废气，经 $Ca(OH)_2$ 吸收净化处理后，废气中的 SO_2 浓度降低到 0.003～0.013%，其吸收效率达 90%。另外，根据国外文献介绍，西

德曾用石灰与白云石粉在窑尾废气中去除二氧化硫，效果显著，美国的燃烧工程公司，在5000 标米^3/时的试验工厂中，用石灰石粉喷射湿式洗涤法，湿式吸收，副产品为 $CaSO_4$，脱硫率达 95%，因此，对低浓度的 SO_2，用 $Ca(OH)_2$ 吸收净化处理，可取得良好的效果。

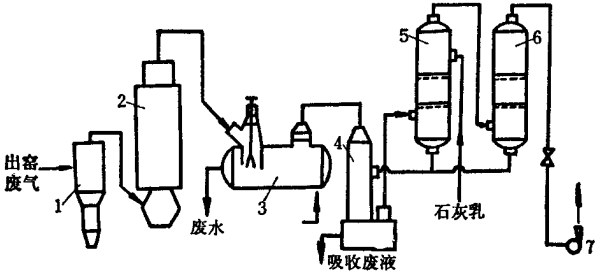


图 9－3－24　废气中 SO_2 净化吸收流程

1—旋风除尘器；2—旋流除尘器；3—冲击式洗涤器；

4—新型塔；5—1# 泡沫塔；6—2 # 泡沫塔；7—排风机

表 9－3－36　各装置的吸收效率

序号	冲击式洗涤器				新型塔			1# 泡沫塔			2# 泡沫塔		总吸收率
	吸收液 pH 值	进口 SO_2 (%)	出口 SO_2(%)	吸收率 (%)	吸收液 pH 值	出口 SO_2(%)	吸收率 (%)	吸收液 pH 值	出口 SO_2(%)	吸收率 (%)	出口 SO_2(%)	吸收率 (%)	(%)
1	7～8	0.12～0.15	0.05～0.08	40～60	7～8	0.03～0.05	35～45	8～10	0.007～0.020	75～85	0.003～0.009	40～60	93～99
2	6～7	0.12～0.13	0.07～0.10	21～41	6～7	0.05～0.09	9～27	7	0.0167～0.0254	62～81	0.0127	24～50	90～90.2

其吸收产物的化学成分如表 9－3－37，X－射线分析和差热分析结果列于图 9－3－25 和 9－3－26。

表 9－3－37　吸收产物的化学成分(%)

样品编号	结晶水	烧失量	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO
G－1	4.02	3.16	0.52	3.86	0.52	43.10
G－2	7.03	2.40	0.99	0.69	0.29	43.51
G－3	5.80	13.02	1.22	0.83	0.25	47.31

样品编号	MgO	P_2O_5	SO_2	SO_3	备注
G－1	0.45	2.98	—	44.24	小时瞬间样
G－2	微	—	37.38	49.25	小时瞬间样
G－3	0.06	—	23.63	31.67	混合样

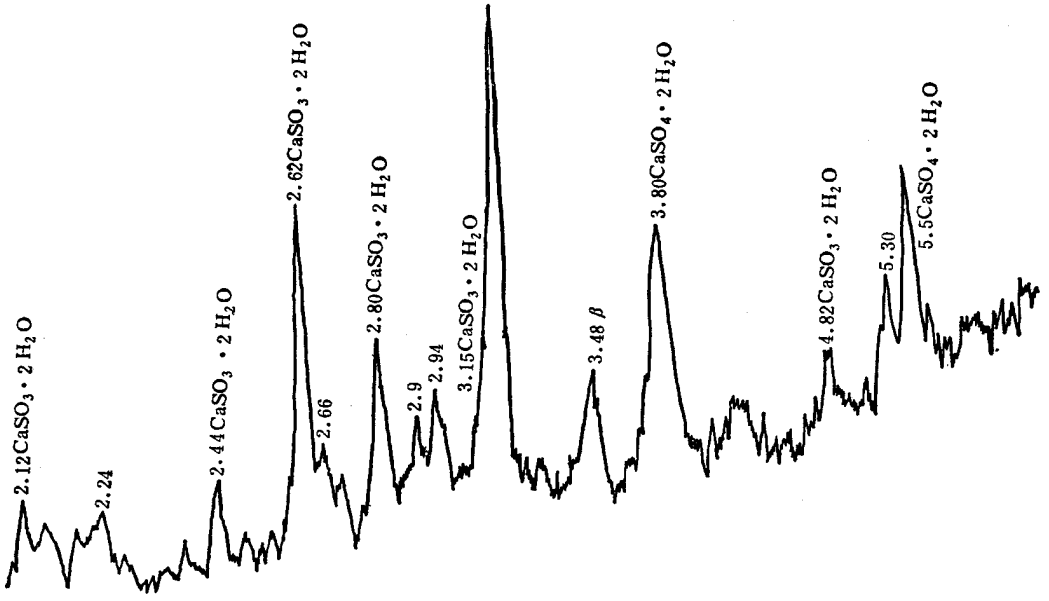


图 9－3－25　吸收产物 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$ 的 X－射线分析

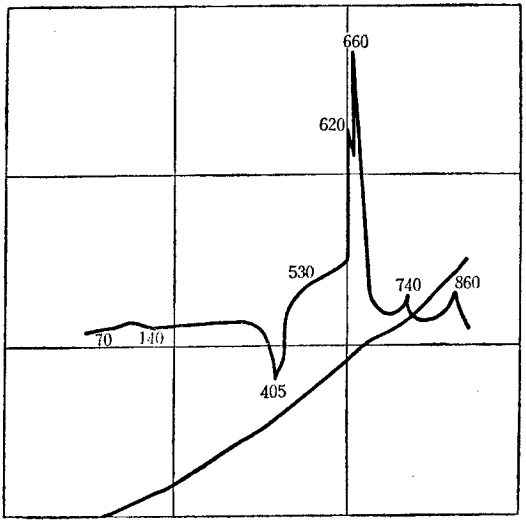


图 9－3－26　吸收产物 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$ 的差热分析

从 X－射线分析结果看出，吸收产物的主要组成为 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$（d = 3.15A、2.62A、5.5A）。差热图上 405℃时出现一吸热效应，这是由于吸收产物中残存的 $Ca(OH)_2$ 的分解所致，而在 620～660℃间有显著的放热效应，这可能与 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$ 的转化有关。

吸收产物的利用问题，根据试验可用作水泥的缓凝剂。将吸收产物沉淀，经 60～70℃干燥后，用作水泥缓凝剂的试验结果如表 9－3－38。根据试验，吸收产物 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$ 作为缓凝剂掺量 2% 时可起到缓凝效果，水泥的凝结、安定性正常，但掺入量过大时，会引起快凝。掺加 $CaSO_2 \cdot 2H_2O$ 后，其水泥的强度会有所降低，特别是早期强度的降低较大。

表 9－3－38　水泥物理性能试验结果

样品编号	配合比（%）			SO_2（%）	比面积（厘米²/克）	凝结时间（时:分）		安定性
	硅酸盐水泥熟料	大原二水石膏	吸收产物 $CaSO_3 \cdot 2H_2O$			初凝	终凝	
C－1	97.0	3.0	—	1.38	2600	2:50	4:12	合格
C－2	98.0	—	2.0	0.62	3510	4：16	6:46	合格
C－3	95.5	—	4.5	1.39	3680	0:16	0:26	合格
C－4	93.0	—	7.0	2.10	4020	0:11	0:29	合格
C－5	90.0	—	10.0	3.10	4100	0:31	9:16	合格

样品编号	抗压强度（公斤/厘米²）				抗拉强度（公斤/厘米²）			
	1 天	3 天	7 天	28 天	1 天	3 天	7 天	28 天
C－1	182	455	662		21.58	31.63	34.30	
C－2	80	369	544		9.95	25.68	28.28	
C－3	38	348	545		5.35	27.78	29.75	
C－4	58	409	630		8.28	26.08	28.89	
C－5	61	347	519		5.63	23.43	27.55	

四、水泥生料含硫对硅酸盐水泥熟料质量的影响

用来生产硅酸盐水泥的原料中，硫的来源有二，一是粘土或页岩中常含有少量硫，或者硫铁矿、硫酸盐或其他有机硫化合物。硫的第二个来源是燃料。当生料进入回转窑后，在通常的氧化气氛中，含硫化合物最终都被氧化成为三氧化硫。由于水泥生料为碱性，当其进入回转窑时就会吸收煤燃烧所产生的气态硫化物，于是生料中含硫化合物逐渐增多，当生料进入高温区时，所有存在的硫酸钙都会部分分解，因而生料中的含硫量是

先增至最大值，然后再降低。相当数量的硫最终随飞灰离窑而去。

利用含 FeS_2 或 ZnS、PbS 等硫化物的尾矿作配料烧制普通硅酸盐时的反应情况与上述相同。

尾矿含硫量为 3～5%，如果与石灰石掺配时尾矿用量为 30%，则所配制的高硫水泥生料含硫量为 1.5%。用高硫生料烧制水泥时，熟料中残存的 SO_3 含量与煅烧操作控制有关。例如用含硫量为 1.34～1.61%的水泥生料，同时用含硫为 3.4%的煤煅烧时，由于操作控制较好，因而熟料中残存的 SO_3 含量仅 0.56～0.68%，硫 0.23～0.35%；然而在水泥生料含硫量不变，当燃料改用含硫量为 1.1%的煤时，由于煅烧操作控制不好，因而熟料中的 SO_3 含量增高达 0.78～1.2%，硫 0.92～0.98%。由此可见，其熟料中的含硫量可由煅烧操作来控制。

高硫生料烧制水泥时，对于熟料中 SO_3 的含量应严格控制，过高了对水泥的强度不利。根据试验，当生料（化学成分如表 9－3－39）含硫量为 1.34～1.58%时，经回转窑煅烧后，生料中的硫大部分以 SO_2 形态逸出，残留在熟料中的 SO_3 为 0.6～0.78%，个别达 1.2%，这符合普通硅酸盐水泥熟料中 SO_3 含量需小于 1.5%的要求。而对 SO_3 含量为 0.56～1.2%的水泥熟料（化学成分见表 9－3－40）的物理性能试验结果（表 9－3－41）说明，虽然所有水泥熟料的凝结、安定性正常，但当水泥熟料含硫量较高（S＞0.92%）时，其水泥熟料的强度较低，28 天的抗压强度约低 50～100 公斤/厘米^2，而且特别是早期抗拉强度的降低较大。因此，用高硫生料烧制水泥时，正确的操作以严格的控制熟料中 SO_3 的含量是非常重要的。

表 9－3－39　入窑生料的成分

样品编号	烧失量	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	S	率　值		
								KH	*SM*	*IM*
S－1	32.26	12.34	3.21	3.87	43.10	0.93	1.34	1.08	1.74	0.82
S－2	31.63	11.34	3.0l	4.17	43.33	0.83	1.61	1.16	1.58	0.72
S－3	31.95	12.02	3.27	3.87	43.04	0.62	1.23	1.08	1.68	0.84
S－4	31.40	11.84	3.01	4.08	43.04	0.72	1.41	1.10	1.67	0.74
S－5	31.29	11.76	3.14	4.29	43.04	0.72	1.58	1.10	1.58	0.73

表 9－3－40　硅酸盐水泥熟料的化学成分(%)

样品编号	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	$f-CaO$	SO_3	S	K_2O	Na_2O	率值			矿物组成			
											KH	*SM*	*IM*	C_3S	C_2S	C_3A	C_4AF
S－1	21.12	5.31	6.29	64.86	1.55	0.60	—	—	—	—	0.90	1.82	0.82	56.18	18.18	3.39	19.12
S－2	20.48	6.29	6.82	64.29	1.14	0.90	0.60	0.25	0.40	0.22	0.88	1.56	0.92	49.81	21.16	2.84	17.33
S－3	20.28	5.24	6.83	63.71	1.14	1.32	0.68	0.35	0.42	0.23	0.89	1.86	0.77	51.63	19.21	2.30	20.76
S－4	20.68	5.34	6.71	64.14	1.45	0.96	0.56	0.23	0.35	0.20	0.89	1.71	0.88	52.65	19.59	2.86	20.40
S－5	20.16	5.24	6.66	63.57	1.35	1.92	0.78	0.92	0.27	0.15	0.89	1.69	0.79	51.33	19.09	2.60	20.25
S－6	19.84	5.44	6.87	63.42	1.24	1.42	1.20	0.98	0.49	0.23	0.90	1.61	0.79	52.77	17.08	2.76	20.88

表 9－3－41　水泥的物理性能

样品编号	硅酸盐水泥熟料中含		比面积	标准稠度	凝结时间(时:分)		安定性	抗拉强度(公斤/厘米²)			抗压强度(公斤/厘米²)		
	SO_3(%)	S(%)	(厘米²/克)	(%)	初凝	终凝		3天	7天	28天	3天	7天	28天
S－1	—	—	3007	24.75	2:12	3:19	合格	31.1	32.3	33.4	465	632	757
S－2	0.6	0.25	3027	24.75	1:36	2:41	合格	29.4	30.9	34.9	441	622	766
S－3	0.68	0.35	3003	24.75	1:35	2:45	合格	29.2	30.6	32.2	472	605	702
S－4	0.56	0.23	3003	24.50	2:19	3:04	合格	30.2	31.7	33.7	470	590	760
S－5	0.78	0.92	3018	24.75	1:48	3:03	合格	25.6	26.2	32.1	416	518	633
S－6	1.20	0.98	3029	24.50	2:18	4:26	合格	24.6	26.5	30.6	386	486	616

第九节　拟建的尾矿水泥厂

某矿用尾矿作配料烧制普通硅酸盐水泥,水泥标号为 500 号,部分用于井下作胶结充填,其余由国家统一调拨,该矿拟建的水泥厂建厂设计有关资料如下:

一、产品品种

设计用 30 微米以下的细粒级尾矿与石灰石一起粉磨以烧制尾矿硅酸盐水泥熟料。尾矿用量约占 30%。

二、窑型选择

选用两台 $\phi 3/\phi 2.5\times 90$ 米湿法回转窑。

三、生料制备

(一)所用原料及其配比

(1)石灰质原料：自矿区 57 公里处的产地运进厂。

(2)粘土质原料：采用分级后的细粒级尾矿，含水约 60%，粒径在 30 微米以下。

(3)原料配比：石灰石与 30 微米以下的细粒级尾矿的配料比为：

石灰石：细粒级尾矿 = 65 ~ 70%：35 ~ 30%

(二)尾矿浆的输送和入窑料浆的浓度

分级后的细粒级尾矿经泵扬送至水泥厂内的 50 米浓密机，经浓密后，含水量为 60% 的细粒级尾矿浆可用泵扬送，与石灰石一起粉磨后制备含水量为 33 ~ 35% 的料浆入窑。

四、生产工艺流程

生产工艺流程示意图如图 9 - 3 - 27。

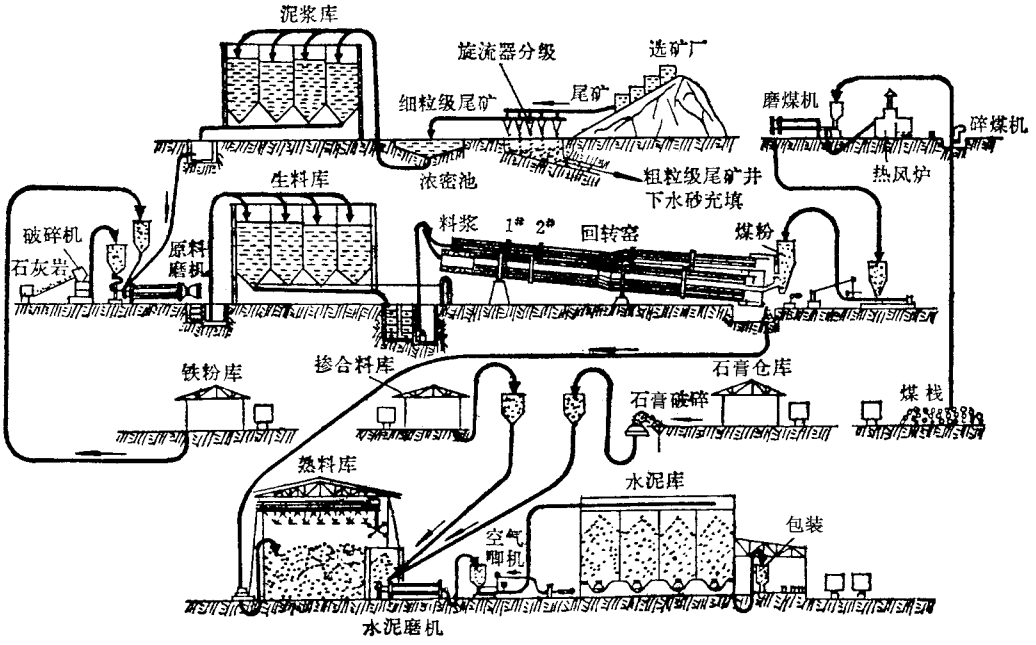


图 9 - 3 - 27　生产工艺流程

熟料的煅烧 经调整后的料浆由泥浆泵送至窑尾小池，然后经勺式喂料机送入窑内煅烧。

水泥熟料的煅烧采用两台 $\phi3/\phi2.5\times90$ 米回转窑，当入窑料浆水分为 35～37%时，其生产能力为 10 吨/时，两台窑的年利用率均为 90%。

熟料由冷却筒出来后，大块经锤式破碎机破碎，小块则与碎熟料经斗式输送机入卸料机，然后由抓斗送入联合储库中分堆储存。

为净化烟气，窑尾设置 20 米^2 电气除尘器，窑灰经螺旋输送机、提升机至窑尾喂料小仓后与料浆共同入窑重行煅烧。

水泥运输 :充填用水泥用散装水泥汽车运往采矿工业场地。外销水泥包装后铁路运出。

五、主要设备

主要设备见表 9－3－42。

表 9－3－42　主要设备表

序号	设　备　项　目	数量	技　术　性　能
	一、主要设备		
1	回转窑 $\phi3/\phi2.5\times90$ 米	2 台	产量 10 吨/时
2	生料磨 $\phi2.4\times13$ 米	1 台	产量 30 吨/时
3	水泥磨 $\phi2.4\times13$ 米	1 台	产量 24 吨/时
4	煤磨 $\phi2.2\times4.4$ 米	1 台	产量 8～8.5 吨/时
5	6 嘴回转式包装机	1 台	产量 40～55 吨/时
	二、辅助设备		
6	颚式破碎机 400×600 毫米（破碎石膏用）	1 台	当入料粒度为 350 毫米，出料粒度为 400～100 毫米，此时生产能力为 20 吨/时
7	锤式破碎机 521～1000×800 毫米（中碎煤与石膏用）	1 台	115 千瓦当入料粒度小于 200 毫米，出料粒度小于 20 毫米时，生产能力为 40～70 吨/时
8	窑尾主风机 $Y_4-73-11$ 排风机 20 号	2 台	动力 80 千瓦，风压 120 毫米水柱，风量 157000 米^3/时

六、回转窑规格及技术性能

(1) $\phi3/\phi2.5\times90$ 米回转窑见图 9－3－28。

(2) $\phi3/\phi2.5\times90$ 米回转窑的技术性能见表 9－3－43。

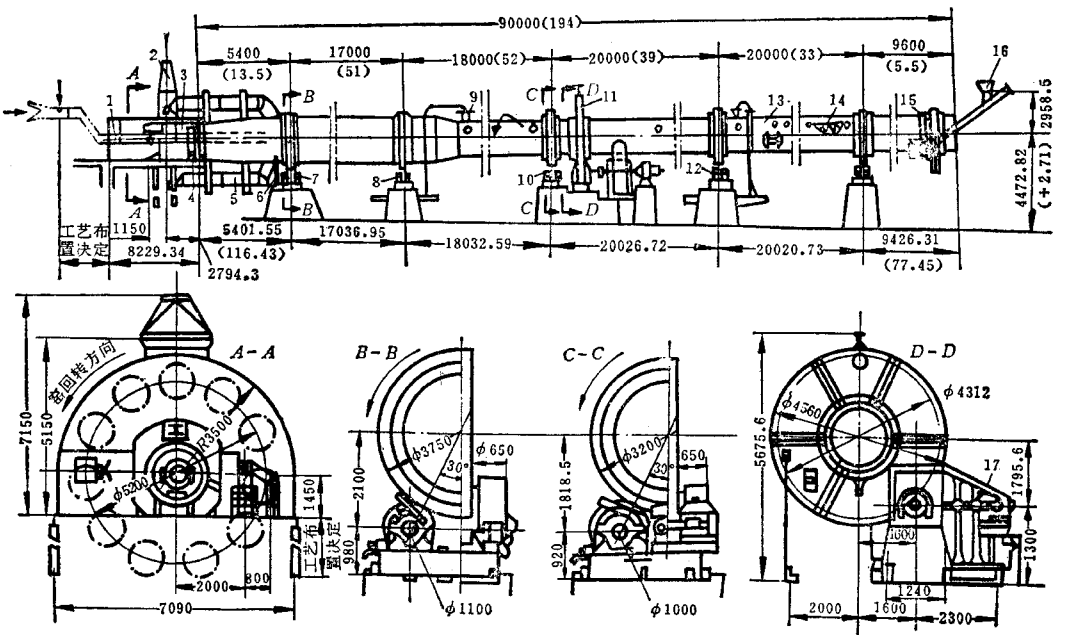


图 9－3－28　$\phi 3/\phi 2.5\times 90$ **米回转窑**

1—喷煤管装置；2—下料溜子；3—防灰防热罩；4—窑门；
5—多筒冷却器；6—遮热板；7—第一档支承装置；8—第二档支承装置；
9—热电偶环装置；10—第三档支承装置；11—传动装置；
12—第四、五档支承装置；13—筒体部分；14—链条装置；
15—窑尾密封装置；16—下料管；17—2SN215 减速器润滑管路

表 9－3－43　$\phi 3/\phi 2.5\times 90$ **米回转窑技术性能**

型式	湿法生产热端扩大带多筒式冷却器	
规　格	$\phi 3/\phi 2.5\times 90$ 米	
斜　度	3.5%	
产　量	10 吨/小时	
料浆水份	35%	
废气温度	200～220℃	
热　耗	1500 千卡/公斤·熟料	
料　耗	1.5 公斤/公斤·熟料	
窑体转速	用主传动	0.43～1.28 转/分
	用辅助传动	4.06 转/小时
支座数	5 档	

型式	湿法生产热端扩大带多筒式冷却器		
链条装置	链条带长		18.5
	挂法		二重迭斜花环热端先起
	密度		4.03
	总面积		558.9 米^2
	链环节距与规格		t = 64 毫米　　d = 22 毫米
主传动装置	电动机	型号	Z_2 – 111
		额定功率	75 千瓦
		额定转速	750 转/分
		额定电压	220 伏
		调速范围	300 ~ 880 转/分
	测速发电机	型号	ZYS – 3
		功率	23.1 千瓦
		测速范围	0 ~ 1900 转
		最高电压	110
	减速机	型号	ZSN215 – 75.816 – Ⅱ
		总中心距	2150 毫米
		总速比	75.816
		铜热电阻温度计	WZG – 210，L = 300 毫米插入深度 150 毫米
辅助传动装置	电动机	型号	JQO_2 – 51 – 4
		额定功率	7.5 千瓦
		额定转速	1450 转/分
		额定电压	380 伏
	减速器	型号	ZL50 – 14 – 1
		总中心距	500 毫米
		总速比	31.16
		低速轴键	A14 × 110 两个成 180°配置
	液压推杆制动器	YWZ – 220	（附加一根慢松制动块用的手柄）

型式	湿法生产热端扩大带多筒式冷却器	
开式齿轮传动	模　数	$m=28$
	齿　数	$Z_1=17$，$Z_2=154$
	速　比	$i=9.06$
冷却筒	规　格	$\phi 1.1\times 5$ 米
	个　数	11 个

(3)煤喷嘴规格尺寸为：

喷嘴 $\phi 210\times 7360$ 毫米和喷煤管装置见图 9－3－29、9－3－30。

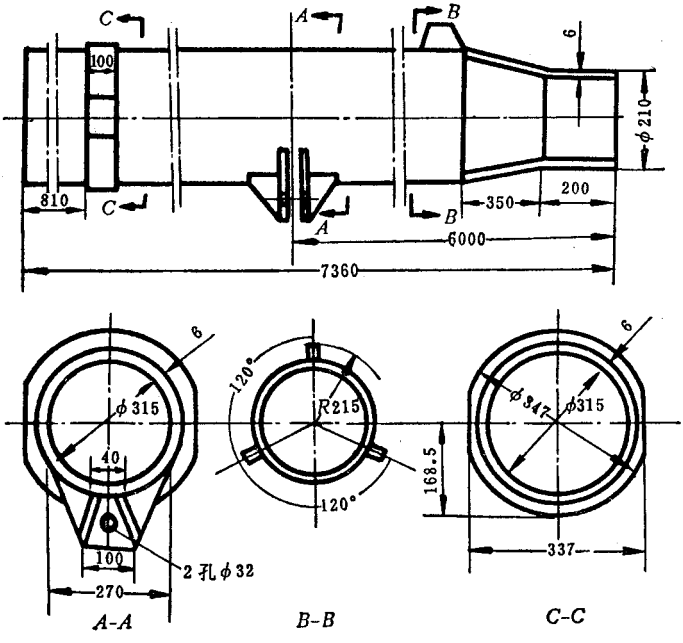


图 9－3－29　喷嘴

(4)回转窑链条带及其装置

各段链条挂法参见表 9－3－44。

其技术要求为：

该链条挂法为二重迭斜花环，在链条互相穿插时应不影响链条的自由下垂。

(5)冷却筒

冷却筒的规格为 $\phi 11\times 5$ 米，数量 11 个。

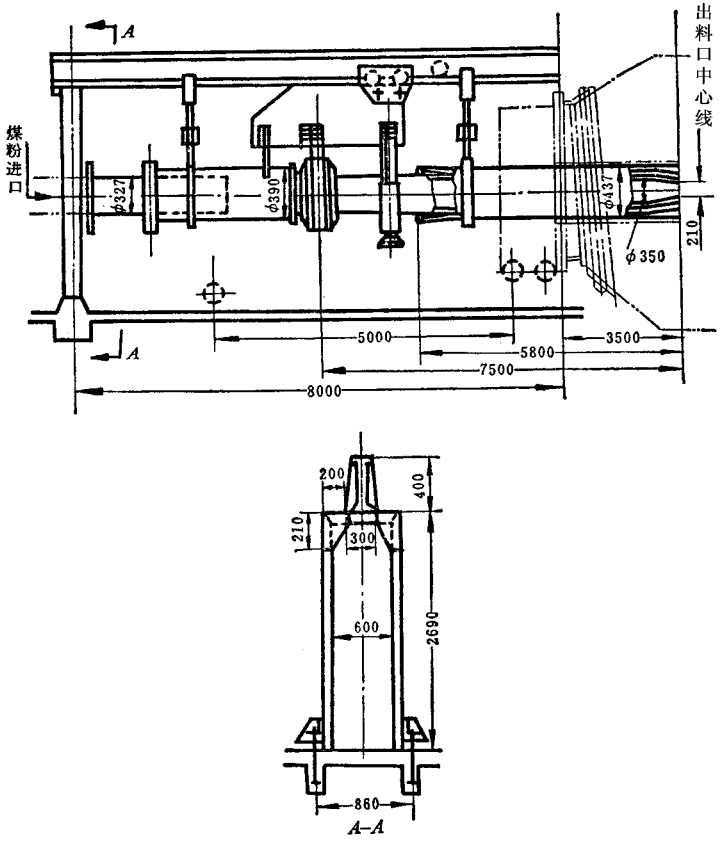


图 9 – 3 – 30　**喷煤管装置**

表 9 – 3 – 44　**各段链条挂法**

序号	项　　目	平挂	第Ⅰ段	第Ⅱ段	第Ⅲ段	全链条
1	各段跨号		1 ~ 3	4 ~ 13	14 ~ 19	1 ~ 19
2	圆周结点数(个)	32				
3	花环重选数		2			
4	中心角(度)	135		101.25	135	
5	跨距(米)	间距 0.5	1.8			
6	空洞高(米)	0.75		1.0	0.9	
7	链环规格(毫米)	ϕ22				
8	链环节距(毫米)	64				
9	链条长度(包括首环)(米/根)	3.212	3.66	3.34	3.212	
10	链条节数(不包括首环)(米/根)	47	54	59	47	

序号	项　　目	平挂	第Ⅰ段	第Ⅱ段	第Ⅲ段	全链条
11	各段长度(米)	0.5	3.15	9.00	5.85	18.5
12	各段排数(排)	2	3	10	6	21
13	各段链条面积(米^2)	51.2	87.6	266.5	153.6	558.9
14	各段密度	13.0	3.54	3.93	3.64	4.03
15	各段链条根数(根)	64	96	320	192	672
16	链条重量(包括首环)(公斤/根)	34.3	39	35.7	34.3	
17	链条重量(吨)	2.2	3.75	11.4	6.6	23.95

冷却筒内为高铝耐热钢扬料板,其材料的化学成分为：

C0.6～0.8%　　Si0.6～0.8%

Mn0.6～0.65%　　A128～30%

S≤0.015%　　P≤0.02%

七、投资估算

投资估算约 1800 **万元。**

水泥厂工艺设施平面布置见图 9－3－31。

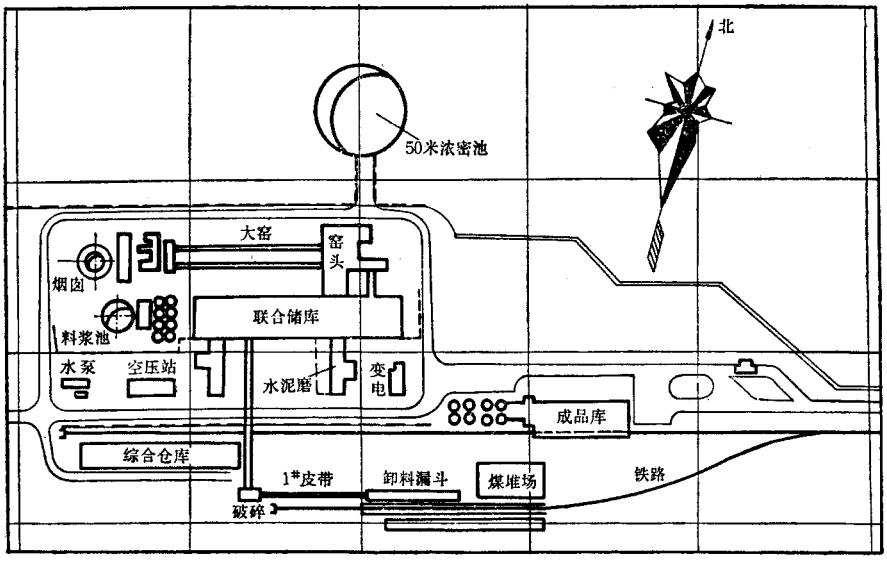


图 9－3－31　**水泥厂工艺设施平面布置**

第十节　合理确定水泥厂的规模

表 9－3－45　有色金属矿山的规模和尾矿的产出量

矿山类型	矿山规模		矿山选矿厂尾矿产出量		矿山服务年限
	年产矿量（万吨/年）	日产矿量（吨/日）	年产出量（万吨/年）	日产出量（吨/日）	（年）
大　型	> 1000	> 3000	> 90	> 2700	> 30
中　型	20 ~ 100	600 ~ 3000	18 ~ 90	540 ~ 2700	> 20
小　型	< 20	< 600	< 18	< 540	> 10 ~ 15

注：表中尾矿产出率是按 90% 计算。

由于有色（或黑色）金属矿山，尾矿产出量极大（见表 9－3－45），因而，倘若要求尾矿不堆存，将日产出的尾矿全部用作水泥原料的配料烧制 400 号普通硅酸盐水泥，按尾矿掺配量为 30 ~ 50% 计算，则所建立的水泥厂规模是相当庞大的，投资额既大，服务年限又短，这显然是不合理的。因此，应根据矿山的规模、对水泥的需用量、建厂的具体条件和尾矿允许堆存的情况等诸因素综合考虑，从而合理的确定水泥厂的规模和投资。

不同规模窑型水泥厂概略的建厂技术经济指标见表 9－3－46。

表 9－3－46　不同规模窑型水泥厂概略的建厂技术经济指标

指标名称		单位	一台窑 ϕ2.5×78 米	二台窑 ϕ2.5×78 米	二台窑 ϕ3.5×145 米	一台××立窑	一台塔式立窑
1. 工厂规模	熟　料	万吨/年	5.8	11.6	40	3.7	5.6
	水　泥	万吨/年	6.5 ~ 7.5	13 ~ 15	40 ~ 50	4.1 ~ 5	6.2 ~ 7.5
	（混合材掺合比）	%	10 ~ 23	10 ~ 23	10 ~ 20	10 ~ 25	10 ~ 25
2. 原料	石灰石	万吨/年	8	16	54	5	7.5
	粘　土（含水 15%）	万吨/年	2	4	14	1.3	1.9
	铁　粉（含水 5%）	万吨/年	0.25	0.5	1.7	0.16	0.25
	石　膏	万吨/年	0.26 ~ 0.3	0.52 ~ 0.6	1.8 ~ 2.0	0.16 ~ 0.2	0.25 ~ 0.3
	混合材（干料）	万吨/年	0.7 ~ 1.7	1.4 ~ 3.4	5 ~ 10	0.4 ~ 1.3	0.6 ~ 1.9

指　标　名　称	单　位	一台窑 ϕ2.5×78米	二台窑 ϕ2.5×78米	二台窑 ϕ3.5×145米	一台××立窑	一台塔式立窑
混合材(30%水份)	万吨/年	1~2.4	2~4.8	7~14	0.57~1.9	0.86~2.7
3. 燃料(标准)	万吨/年	1.3~1.45	2.6~2.9	9~10	0.55~0.70	0.75~1.0
原煤(5800大卡/公斤,10%水份)	万吨/年	1.6~1.75	3.2~3.5	11~12	0.66~0.85	0.9~1.2
4. 供电:耗电量	万度/年	680~750	1300~1500	4000~4500	400~450	600~680
电动机设备电容量	千瓦	3000~3500	5200~5800	11000~12000	1200~1600	1600~2000
最大负荷	千瓦	1500~2000	3000~3500	7000~8000	700~1000	1600~1500
5. 供水:用水量	米^3/天	2000~2500	2500~3000	3500~5000	500~700	600~800
其中:生活水	米^3/天	150~200	200~300	400~500	100~150	100~150
6. 全厂职工人数	人	370~420	500~550	1000~1200	300~350	370~420
其中:生产工人	人	300~350	400~450	800~900	250~300	300~350
7. 占地面积						
厂　区(围墙内)	公顷	5~6	6~7	13~16	3	3~4
工人村	公顷	1.5~2	2~3	4~7	1.2~2	1.5~2
8. 全厂设备重量	吨	1200~1400	2300~2500	5000~5500		700~800
9. 全厂总投资	万元	700~900	1300~1600	3600~4500	350~400	500~600
10. 水泥全部成本						
普通水泥	元/吨	35~45	32~38	27~35	35~45	32~40
400号矿渣水泥	元/吨	35~42	30~35	23~30	33~40	30~38

第四章　利用尾矿制造砖

普通墙体砖是建筑业用量最大的建材产品之一，而国家为了保护农业生产，制定了一系列保护耕地的措施，因此制砖的黏土资源愈来愈显得紧张，利用尾矿制砖则不失为一条很好的途径。利用尾矿制砖应从砖体结构和加工工艺上开展研究，尽早生产出经济、耐用、轻质的产品。

第一节　铁尾矿制砖

一、铁尾矿制作免烧砖

马鞍山矿山研究院采用齐大山、歪头山铁矿的尾矿，成功地制成了免烧砖，这种免烧墙体砖是以细尾砂（$SiO_2 > 70\%$）为主要原料，配入少量骨料、钙质胶凝材料及外加剂，加入适量的水，均匀搅拌后在 60t 的压力机上以 19.6～114.7MPa 的压力下模压成型，脱模后经标准养护（自然养护）28 天，成为成品，工艺流程见图 9－4－1。齐大山、歪头山两种尾矿砖经测试，各项指标均达到国家建材局颁布的《非烧结黏土砖技术条件》规定的 100 号标准砖的要求。

大连理工大学与鞍钢大孤山铁矿协作，利用铁尾矿和石灰为主要原料，加入适量改性材料及外加剂，研制成的蒸养尾矿砖，物理力学性能都比较好，其标号可以达到 100 号以上标准砖的要求。

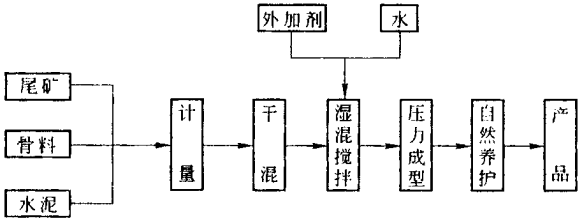


图 9－4－1　尾矿免烧砖生产工艺流程

梅山铁矿选矿厂利用梅山尾矿加入一些中砂(矿∶砂 = 3∶1),再加入 3% 水泥,8% ~ 10% 水和 2% ~ 3% 的 F－1 外加剂,制成 240mm × 115mm × 53mm 的标准砖样,然后进行抗折、抗压强度和耐火性能等多项测试。主要技术指标均达到《非烧结黏土砖技术条件》的要求,标号可达 75 号以上。

二、铁尾矿制作墙、地面装饰砖

马鞍山矿山研究院利用齐大山和歪头山铁矿的细粒尾矿,加入少量的无机胶凝材料、普通硅酸盐水泥、白色硅酸盐水泥和适量的水,经均匀混合、搅拌后,采用二层(基层、面层)做法,加工成装饰面砖,其生产工艺见图 9－4－2。产品经测试证明,其抗压强度平均为 19.6MPa,抗折强度为 5.0MPa,耐碱性、耐腐蚀性均较强。铁尾矿制作装饰面砖,工艺简单,原料成本低,物理性能好,表面光洁、美观,装饰效果相当于其他各类装饰面砖(如水泥地面砖、陶瓷釉面砖)。

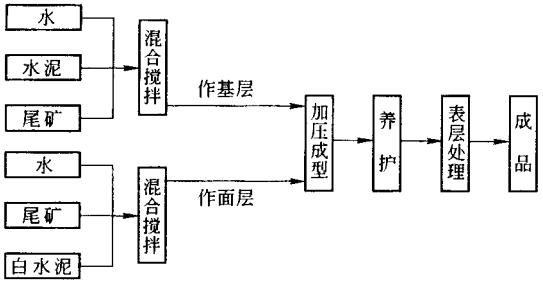


图 9－4－2　装饰面砖生产工艺流程

同济大学与马钢姑山铁矿合作,利用粒度为 0.15mm 以下的尾矿粉为主要原料,掺入 10% ~ 15% 的生石灰粉,压制成各种规格和外形的砌墙砖、地面砖。生产的砖块在不加任何颜料的条件下为褐色,色彩均匀,且不褪色,适宜于砌筑清水墙。如采用硅酸盐水泥作胶合料,则效果更佳,可进一步简化工艺。生产的装饰面砖,更适合作外墙贴面砖,也可在已制成砖的表面采用不饱和聚酯树脂处理,调入不同色彩的颜料,做成单色或仿

天然大理石花纹的彩色光滑面砖，也可不加任何颜料，单用树脂或其他涂料做成深褐色的光面砖，可代替普通瓷砖、人造大理石等作室内装饰用。采用常压蒸汽养护处理的尾矿砖，测其抗压强度为 12.4MPa，抗折强度为 3.0MPa。当混合料中加入适量的粉煤灰及少量石膏后，强度可提高到 20.0MPa 以上。而且，经测试该种尾矿砖还是一种能耐大气作用的材料。

三、铁尾矿制作机压灰砂砖

金岭铁矿选厂结合矿山的特点，利用尾矿生产机压灰砂砖，该砖是以铁尾矿为主，加入适量水泥，经干搅拌均匀，再加入少量粘结材料进行碾压，提高其表面活性，经压砖机压制成型后，自然养护而成。该工艺流程简单，不用火烧，不用蒸养，既节约能源（每万块砖比黏土砖节约标煤约 0.16t），又无污染，所生产的灰砂砖尺寸准确，棱角分明，外观齐整，砖体平直，可节省抹面灰浆用量，提高工效，降低造价。该矿于 1989 年 10 月建成了生产线，生产的灰砂砖经测试，各项物理性能指标均达到机压灰砂砖 100 号标准的技术要求。

四、铁尾矿制作碳化尾矿砖

玉泉岭铁矿从 1986 年研制利用尾矿做碳化尾矿砖，已经取得成果。碳化尾矿砖，是以尾矿砂和石灰为原料，经坯料制备，压制成型，利用石灰窑废气二氧化碳（CO_2）进行碳化而成的砌体材料。

（一）原理

碳化灰砂砖的半成品系在生石灰水化硬固作用下，首先生成氢氧化钙结晶，再利用石灰窑废气二氧化碳（CO_2）进行碳化，最后生成碳酸钙晶体（$CaCO_3$），结合水从水化物中蒸发，制品获得最终的碳化强度。其化学反应过程如下：

$$CaO + H_2O \longrightarrow Ca(OH)_2$$

$$Ca(OH)_2 + nH_2O + CO_2 \longrightarrow CaCO_3 + (n+1)H_2O$$

（二）工艺

将 80%～85%的尾矿砂与 15%～20%的生石灰粉按比例配合，加水 9%左右搅拌溶解，然后，用八孔压砖机成型，入窑前烘干或自然干燥，含水率 4%以下，再进入隧道窑进行碳化，碳化的二氧化碳含量 20%～40%，碳化的深度 60%以上，出窑后即可得成品。

这种砖生产工艺简单，机器设备土洋皆可，不存在难以掌握的技术问题，凡是有尾矿砂和石灰岩处，均可大量生产。

五、蛇纹石釉面砖、瓦

威海市铁矿排放的尾矿主要是蛇纹石矿渣，年排放量为 10 万～15 万 t，为解决蛇纹石矿渣的综合利用，1987 年 5 月至 7 月进行了蛇纹石矿渣釉面砖制作工艺可行性试验。蛇纹石矿渣的主要矿物成分为蛇纹石、橄榄石、透辉石、透闪石、角闪石等硅酸盐类矿物。其磨矿粒度细而均匀，一般为 -0.256mm，含量为 85%，就其矿渣的矿物成分、化学成分、粒度等物理化学特性而言，可直接用于制作砖、瓦等普通民用建筑饰面材料的主要原料。

(一)蛇纹石矿渣釉面砖、瓦制作原理

蛇纹石矿渣釉面砖、瓦制作原理主要是根据其矿物的熔融－结晶特性。矿物由固相转化成固液相的高温熔融过程中，物料中各分子间的斥力增加，分子间键的结合力减小；而由固液相转化成固相的结晶过程中，物料中分子间的吸引力增加，分子间键的结合力增强。以富含 SiO_2、Al_2O_3、CaO、MgO、Fe_3O_4 为化学特征的蛇纹石矿渣釉面砖瓦型坯，经高温熔融结晶，完成固相→固液相→固相的物理化学反应过程，使其物料分子间的结合力增强，导致烧成的砖瓦在硬度、强度、耐蚀性、浸水性等方面发生变化，改善了原有的各种物理性能。

(二)制作工艺

蛇纹石矿渣釉面砖、瓦的主要制作工艺是：原料配备、毛坯成型、釉面加工、热气干燥、熔融结晶。

原料配备：主要根据矿渣化学成分及物理特征，制备出高于普通砖瓦耐火度及细度的制坯原料。制坯原料一般应满足下列要求：化学成分为 SiO_2 60%～70%、Al_2O_3 10%～25%、CaO + MgO 0～25%、Fe_2O_3 3%～15%，粒度大于 0.25mm 的占 2%，0.25～0.05mm 的占 40%，0.05～0.005mm 的占 45%，小于 0.005mm 的占 12%。可塑性指数小于 7(按液限塑限)，干燥线收缩小于 12%，烧成线收缩小于 8%。

毛坯成型：制备好的原料经搅泥机调配成可塑状，并切割成坯料，将坯料送入模具用压力机压制成毛坯送干燥室干燥。

釉面加工：近干毛坯经表面光洁度处理后，喷涂釉料，即根据需要喷涂基釉、彩釉等。经干燥室热气干燥，使其水分含量低于 1%后入窑。

熔融结晶：干燥好的毛坯入窑，一般采用耐火材料特制多孔窑、隧道窑等。第 0～14h 可平均每小时升温 50℃，第 14～20h 可平均每小时升温 30℃，恒温烧至 25～28h，窑内温度达 1000～1050℃，物料呈固熔态时，停火 4～6h，降温结晶。

这种釉面砖制作工艺简单，原料广泛，成本低廉，具有广阔的利用前景。

六、三免尾矿砖

鞍钢以铁矿尾矿粉为主要原料制作出了免压、免蒸、免烧的三免尾矿砖，这种砖经测试完全符合 JC153—75MU10 标准的要求，已通过省级技术鉴定。

(一)主要原料及质量要求

该砖的主要原材料是以铁尾矿粉为主要材料，石灰为固化剂，水泥为黏结剂。

铁尾矿粉 鞍山地区三烧选矿厂生产的铁尾矿，其化学成分、物理性质及颗粒级配见表 9－4－1、表 9－4－2。密度为 2.85g/cm^3，堆积密度为 1480kg/m^3，含泥量不大于 3%，含水量不大于 2%。

表 9－4－1　铁尾矿粉化学成分

化学成分	SiO_2	FeO	MgO	Al_2O_3	CaO	$FeCO_3$	S	P	烧矢量	具他
质量分数/%	70.53	4.07	2.74	1.06	2.44	8.17	0.1	0.033	3.68	3.11

表 9－4－2　铁尾矿粉颗粒级配

筛孔尺寸/mm	0.6	0.4	0.3	0.15	0.1	0.08	+0.076	−0.076
分计筛余/%	0.26	1.6	9.0	33.8	26.5	0.43	10.01	18.41

石灰 :生石灰粉为固化剂，其有效 CaO 含量不小于 65%，松散容重为 1100kg/m^3，其颗粒级配见表 9－4－3。其合适的掺量为 10%～20%。

表 9－4－3　生石灰粉的颗粒级配

筛孔尺寸/mm	0.6	0.3	0.08	+0.076	−0.076
分计筛余/%	14.6	27	25.6	0.25	32.51

掺合料粉煤灰 :粉煤灰是来自广泛的工业废渣，其密度为 2.2g/cm^3，松散容重为 1000kg/m^3、细度 0.08mm 方孔筛的筛余不大于 8%，烧失量不大于 7%，三氧化硫含量不大于 3%。化学成分见表 9－4－4。其合适的掺量为 15%左右。

表 9－4－4　粉煤灰化学成分

化学成分	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	S
质量分数/%	48.74	35.76	5.30	3.06	1.19	0.26

激发剂与复合外加剂：激发剂为半水石膏（$CaSO_4 \cdot 1/2H_2O$），复合外加剂为自配的 K 剂。其掺量为 0.5%～1.0%为宜。

水泥：325 号或 425 号硅酸盐水泥，普通硅酸盐水泥或矿渣硅酸盐水泥均可。其掺量由造价控制，一般水泥掺量不大于 15%。

（二）机理

实现尾矿粉砖免压，免蒸，免烧，必须以其原料在常温下形成硅酸盐、铝酸盐及水化硫铝酸盐水化物为前提。经光衍射分析表明：砖坯中含有较多 C—S—H 托勃莫来石凝胶或晶体，并有少量水化硫铝酸钙针状晶体存在。因为制砖中加入的复合外加剂为一种高效的表面活性剂，分散、吸附效应使水泥水化点增加，改善了水泥、石灰、尾矿粉、粉煤灰微粒的界面状况，水化反应得以加速，并在常温下硬化产生相当的强度。水泥水化产生的 $Ca(OH)_2$ 进一步与尾矿粉、粉煤灰中活性 Al_2O_3、SiO_2 反应，形成低碱性硅酸盐、铝酸盐水化物，促使砖坯结构致密、强度提高。

（三）工艺过程

主要包括配料、搅拌、陈化、成型、养护。

按尾矿粉：水泥：粉煤灰：石灰 = 6∶1.5∶1.5∶1 或 7∶1∶1∶1 的比例配料，再加入激发剂（石膏），干拌均匀。将水和 K 剂加入，人工搅拌均匀。其中用水量一般为尾矿粉重的 20%～30%。搅拌后静置 20～30min，陈化后装入模具，抹平表面，24h 后拆模，在空气或水中养护一个月即可。在水中其强度要比在空气中高约 20%～30%。

利用该工艺制砖可大量应用工业废渣，有利于开辟材料资源、节约能源，成本比现有灰渣砖降低近 10%。

七、玻化砖

北京科技大学进行了利用大庙钒钛磁铁矿型尾矿制作玻化砖的试验研究，利用大庙铁矿的全尾矿制成了各项性能指标均符合商品玻化砖要求的实验室制品。

（一）原料

大庙铁矿尾矿：主要矿物为斜长石、辉石、绿泥石、绿帘石等脉石矿物。将尾矿磨细后做化学分析，其结果见表 9－4－5。

表 9－4－5　尾矿化学分析结果

化学成分	$Fe_2O_3 + FeO$	Al_2O_3	MgO	K_2O	Na_2O	CaO	TiO_2	P_2O_5	MnO	SiO_2
质量分数/%	16.48	16.26	3.62	1.02	3.02	6.79	4.28	0.62	0.15	43.02

黏土：主要矿物成分为蒙脱石，化学成分如下：SiO_2 68.04%、Al_2O_3 16.46%、K_2O 0.22%、Na_2O 2.31%、CaO 0.29%、MgO 6.20%、Fe_2O_3，烧失量 5.92。其掺入量为 10%。

(二)工艺过程

将尾矿按一定比例与黏土混合，混合物料磨至 -0.043mm 不小于 98%，再将烘干后的物料加入 5% 水造粒，将此粒料在 38MPa 压力下制成圆柱体湿坯，然后在 1145～1150℃煅烧，烧成的试样经抛光后即可得咖啡色玻化砖，经检测，其各项性能指标均符合商品玻化砖的要求。

如在还原气氛下煅烧，即把砖坯与木炭粉放入同一匣钵中，密封起来，而砖坯与炭粉不直接接触，否则与炭粉直接接触的部分磁铁矿被还原成氧化亚铁和金属铁而发生熔流现象。结果得到的是黑色坯体，抛光后具有亮黑颜色。

大庙铁矿的原尾矿可以制成质量符合商品玻化砖标准的咖啡色玻化砖和黑色玻化砖。从生坯强度和烧成温度范围看，可以进行扩大实验和工业实验。

第二节　铅锌尾矿制砖

一、耐火砖与红砖

湖南邵东铅锌选矿厂尾矿在利用分支浮选回收萤石的生产流程中，第一支浮选尾矿经水力旋流器分级的部分溢流的主要成分为二氧化硅和三氧化二铝，其耐火度为 1680℃。利用该溢流产品，再配加部分 2.362mm 黏土熟料和夹泥，这些原料经混炼成型后自然风干，在 80℃和 120℃条件下烘干，然后在重烧炉中烧成即得到最终产品，其性能经测试可达到国家高炉用耐火砖标准。

在回收萤石的浮选流程中精选产生的部分尾矿富含二氧化硅和氟化钙。

若返回萤石浮选回路将会影响萤石精矿质量，故作为一部分单独尾矿产出。为使该部分尾矿得到合理应用，进行了烧制红砖试验。将尾矿与黏土按 3∶2 的比例进行混合，然后经烘干(120℃，4h)、烧制(1000℃，3h)，即可得到成品。

二、蒸压硅酸盐砖

江西铜业公司下属的银山铅锌矿尾矿化学成分比较稳定，主要成分为：SiO_2

58.52%、Al_2O_3 11.42%、Fe_2O_3 8.74%、CaO 0.23%、MgO 0.42%、烧失量 1.3%～1.5%，粒级组成比较理想，其粒级与占有率为：+0.175mm 占 18.50%、+0.124mm 占 7.25%、+0.074mm 占 17.00%、+0.048mm 占 10.50%、-0.048mm 占 46.75%，适宜用来生产蒸压硅酸盐砖，其生产工艺流程见图 9-4-3。

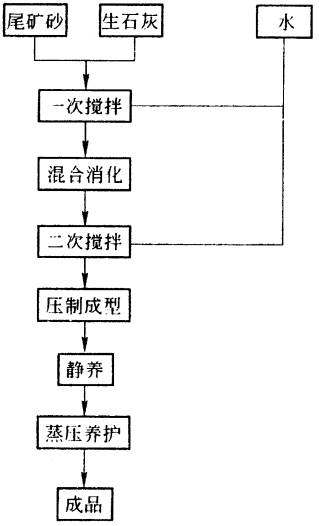


图 9-4-3　银山铅锌矿蒸压硅酸盐砖生产工艺流程

工艺流程的技术要求：

配比：尾矿 85%，石灰 15%；

氧化钙含量：65%以上；

消化温度：80℃以上；

消化时间：6h；

蒸汽压力：0.8MPa；

蒸汽温度：170℃以上。

生产的成品砖强度高，色泽美观。经检测，其抗压强度为 18～21MPa，抗折强度为 3.7～5.5MPa，抗冻性能良好（17 次冻融合格），其他物理力学性能全部满足使用要求，测定结果为国标 150 号砖，比普通黏土砖标号要高，可在一般工业与民用建筑中广泛使用。

目前，银山铅锌矿已建成一个年产 1000 万块砖的尾矿砖厂，每年可消耗尾矿 3 万 t，且产品质量好，用户满意，销路广，估计年产值 160 万元，利税 17 万元。

第三节　铜尾矿制砖

一、灰砂砖

月山铜矿每年生产排出的尾砂达 7.5 万 t，目前堆存量达 110 多万 t，本矿铜尾砂是以石英为主的由十多种矿物构成的细砂，经技术分析，证明无综合回收价值。该矿进行了利用尾矿制砖的扩大试验，已取得成功。

(一)原料性质

从国内灰砂砖厂用砂的资料看，其主要成分二氧化硅含量一般不低于 65%，有害成分云母不宜过高。而本矿尾砂的主要化学成分为：SiO_2 60.43%、Al_2O_3 14.27%、Fe_2O_3 4.69%、CaO 6.22%、MgO 1.40%、K_2O 3.4%、Na_2O 3.86%，基本符合制砖用砂要求。

(二)生产工艺

以尾砂和石灰为原料(可加入着色剂掺加料)，经坯料制备，压制成型，饱和蒸压养护而成。

所制灰砂砖经检验，质量均达部颁标准，按外观指标为一等砖，其技术指标均超过红砖。其利用前景广阔。

第四节　金尾矿制砖

一、陶瓷墙地砖

山东建材学院利用焦家金矿尾砂，添加少量当地的廉价黏土研制出符合国家标准的陶瓷墙地砖制品。

(一)主要原料

主要原料为金尾砂和坊子土。尾砂选自焦家金矿的尾砂，其主要矿物有：SiO_2、$NaAlSi_3O_8$、$KAlSi_3O_8$、NaCl、$Al_2O_3 \cdot SiO_2$(红柱石)。坊子土为当地的一种黏土，如来源有

困难时，可用其他同类黏土代替。

（二）生产工艺

生产工艺流程为 配料→加水搅拌→轮碾打粉→困料→100t 摩擦压机成型→60min 辊道干燥器干燥→辊道窑素烧（90min）→素检→上釉→辊道窑釉烧（90min）→检选包装。其中配料中坊子土占 18%，尾砂含水量约为 8% ~ 17%，生产中可根据实际需要调整加水量。素烧与釉烧均采用 50m 煤烧辊道窑，烧成周期均为 90min，烧成温度为 1140 ~ 1180℃。釉料配方见表 9 - 4 - 6。

表 9 - 4 - 6　釉料配方　（%）

名称	长石	石英	高岭土	石灰石	萤石	烧 ZnO	锆英砂	熔块	烧滑石
1	40	21	12	4	5	4	5	3	6
2	46	11	5	5	3	3	10	11	6

表中 1 为底釉，2 为面釉。在实际生产过程中，厂方可根据市场现状及用户的要求而选择不同的彩色釉和艺术釉，从而提高产品的附加值。

烧成的制品经测试，其物理力学性能符合有关的国家标准，外形尺寸及外观质量也符合有关国家标准。

用金尾砂生产陶瓷墙地砖产品，同生产水泥免烧砖相比，成本低、售价高，为尾矿的利用开辟了一条新途径。

二、蒸压标准砖、榫式砖

山东省教委科技发展计划课题 TM94J5 项目‘利用选金尾矿开发系列新型墙体材料研究’于 1996 年 5 月通过了技术鉴定，该课题利用选金尾矿为主要原料研制生产出蒸压标准砖、榫式砖。

（一）生产工艺

本课题选用的主要原料为岩金矿山的选金尾矿，生产蒸压标准砖的工艺流程见图 9 - 4 - 4。

蒸压选金尾矿榫式砖的生产工艺流程与图 9 - 4 - 4 相同，只是在压砖工序上，不是采用转盘式压砖机，而是采用 HQY 型液压地砖机，并应配备不同规格的制砖模具。

（二）工艺条件

为了保证制品的强度，一般要求尾矿中可溶于水的 SiO_2 与石灰中可溶的 CaO 之摩尔比约等于 1∶1。生产时的物料配合比为：

尾矿：89%～91%；

生石灰：8%～9%；

石膏：0.5%～1%；

晶坯：0.2%～0.5%。

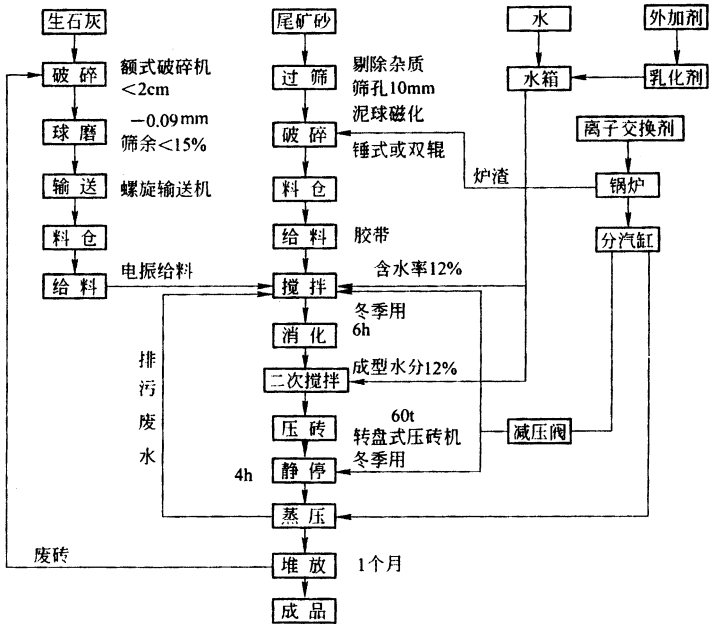


图 9－4－4　选金尾矿砖厂工艺流程图

在相同成型压力条件下，尾矿越粗，制品越致密，强度越高。其主要原因是由于物料在拌合时，必然会混入大量空气，当受压时，这些空气被迅速压缩，而压力退去后又会反弹，致使砖坯结构受到损害。然而，当物料颗粒较粗时，部分空气可以通过颗粒间的空隙而逸出，从而使上述反弹效应减弱。

(三)护养制度

所谓的蒸压养护制度，主要包括升温时间和升温速度、最高温度及恒温时间、降温速度以及后期堆放环境等。通过试验研究及经济技术比较，确定尾矿砖的养护制度见表 9－4－7。

表 9－4－7　尾矿砖最佳养护制度

养护过程	温度区间/℃	养护时间/h
静　　停	25～45	4

养护过程	温度区间/℃	养护时间/h
升　温	25～191	0.5
恒　温	191	2.5
自然降温	191～120	2.5
降　温	120～60	1.5
常温养护	>0	720

生产的成品经测试满足 FB11945—89 质量标准。

三、饰面砖

丹东市建材研究所利用金矿矿渣为主要原料，加入部分塑性较好、并显示颜色的黏土原料，经烧结而制成一种新型建筑装饰材料——废矿渣饰面砖。这种面砖可用于外墙和地面装饰，具有吸水率低、强度高、耐酸碱度、耐急冷急热性能和抗冻性能优良等特点，经小试产品性能达到并优于饰面砖的技术标准。

(一)原材料

废金矿渣：选用五龙金矿废渣，细度为 $-0.074mm > 97\%$，其化学组成为：SiO_2 79.11%、Al_2O_3 8.92%、Fe_2O_3 3.5%、CaO 0.60%、MgO 3.16%、烧失量 2.0%。

紫土：因废矿渣塑性差，颜色不理想，采取掺加部分黏土来解决废矿渣作饰面砖的不足。选用喀左县小营子的紫土作原料，来料需经球磨粉碎，使细度达到 $-0.074mm > 97\%$，其化学成分如下：SiO_2 60.7%、Al_2O_3 15.5%、Fe_2O_3 6.02%、CaO 3.45%、MgO 1.21%、烧失量 9.67%。

经试验，废矿渣饰面砖的理想配方为：废矿渣∶紫土 = 60～65∶35～40。

(二)生产工艺

废矿渣饰面砖试制工艺流程见图 9－4－5。

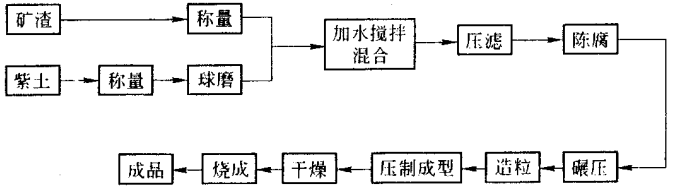


图 9－4－5　废矿渣饰面砖试制工艺流程图

(三)工艺条件

混合料造粒必须要有合理的颗粒级配和密实性。颗粒细度控制在 -0.074mm 97%~98%,陈腐好的坯料经碾压后过筛,形成团粒,其大小为 0.25~2mm,团粒中粗、中、细的比例要适当。

加水量应控制在 5%~7%,并且水分要均匀分布。

合理控制成型压力和加压时间,必须保证空气的顺利排出。

干燥制度:干燥温度控制在 60~80℃,一般干燥时间 3~4h;坯体各部位在干燥时受热必须均匀,以防止收缩不均而造成开裂;坯体放置要平稳,以防产生变形。

烧成制度:在烧成阶段的低温阶段,升温速度可快些;在氧化分解阶段,为了使碳氧化和便于盐类分解,在 600~900℃采取强氧化措施和适当控制升温速度;在瓷化阶段,从 900℃到烧成温度(1100~1120℃)需低速升温,提高空气过剩系数,采用氧化保温措施;在高温保温阶段,保温时间为 1.5h;在冷却阶段,不过快冷却。

经烧结制成的饰面砖,密度为 2.19g/cm^3,吸水率为 6.07%,抗折强度为 26.85MPa,抗冻性、耐急冷急热性、耐老化等性能都超过规定标准。

第五节　钨尾矿制砖

西华山钨矿的钙化砖厂在 1989 年建成,1990 年投入批量生产,利用尾矿与石灰生产钙化砖,年生产砖达 1000 万块,每年创利 20 多万元。

一、主要原料及质量要求

钙化砖又名灰砂砖,它的主要原料是尾砂和石灰,尾砂为西华山钨矿生产的尾砂,其化学组成及粒度分布见表 9-4-8、表 9-4-9。

表 9-4-8　尾砂粒级组成表

粒级/mm	1.651	0.833	0.351	0.246	0.175	0.147	0.097	0.074	-0.074
质量分数/%	2.05	26.15	21.82	14.77	7.65	6.42	7.12	4.54	9.48
累计/%	2.05	28.2	50.02	64.79	72.44	78.68	85.98	90.52	100.0

表 9－4－9　尾砂的化学组成表　　(%)

化字组成	WO_3	Mo	Bi	Fe	Mn	CaF_2	CaO	K_2O	Na_2O	SiO_2	As	S	Sn
质量分数	0.04	0.01	0.01	1.69	0.09	0.53	0.53	3.14	1.88	71.16	0.01	0.108	0.004

尾矿在钙化砖中占其总量的 80%以上，必须保证尾矿中二氧化硅的含量大于 65%，另外，尾矿中不容许含有成团的泥土块，均匀分散的细粒泥土含量应小于总量的 10%；水溶性钾、钠氧化物的含量不得大于 2%；其粒度要求为 0.3～1.2mm＞65%，＋1.2mm＜5%，－0.15mm 不超过 30%，同时尾砂绝不容许有大小卵石、炉渣、草根、树皮等杂物存在。

石灰：石灰必须是新鲜(块状)的生石灰，且其中有效氧化钙的含量应大于 65%，氧化镁含量应是小于 5%的低镁石灰，同时，生石灰中的过烧和欠烧石灰应分别低于 5%和 15%为最佳，其细度要求为－0.097mm＞95%。

二、生产工艺

将石灰加工粉碎后与去除杂质的尾砂混合一起加水搅拌，再入仓消化，压制成型，经蒸汽养护后成为成品。

在灰砂混合过程中，为使灰砂相互分散达到均匀混合，应采用机械充分搅拌以扩大灰与砂的接触面，控制好加水量，使石灰得到充分的消解，生成尽可能多的水化产物。理论加水量为有效氧化钙含量的 33.13%，在敞开容器中消化时，实际加水量为理论加水量的 1～2 倍；混合消解时间一般在 30min 之内，温度需控制在 55℃以上。

砖坯成型是保证钙化砖质量的重要手段，钙化砖是采用半干法压制成型，含水率仅 8%～10%。要保证砖坯重量达到 2.75～2.89kg/块，极限成型压力必须达到 20MPa(或 200kg/cm^2)以上，填料深度 80～85mm，成品尺寸 240mm×115mm×53mm。

蒸压养护一般采用压力为 0.8MPa(或 8kg/cm^2)的饱和蒸气压，蒸压 6h。

经检测，该成品各项指标均达国家 150 号标准砖的要求，符合国家建材放射卫生防护标准，可在建筑业上普遍使用。

第五章　利用尾矿制造其他建筑材料

第一节　铸　　石

一、概述

铸石是硅酸盐的结晶材料之一，是一种新型工业材料，性能如表 9－5－1 所示，其耐磨性比锰钢高 5～10 倍，比一般碳素钢高 10 多倍；耐腐蚀性比不锈钢、铝和橡胶高得多，除氢氟酸和过热磷酸外，其耐酸碱度几乎接近百分之百。此外，铸石还具有良好绝缘性和较好的机械性能。在一定条件下，它是钢铁、有色金属、合金材料、橡胶等较为理想的代用材料。可用作风力和水力输送管、槽和贮酸、碱槽的衬板、衬管等。

表 9－5－1　铸石的主要性能

项　　目	单　　位	数　　据
容重	克/厘米^3	2.8～3.0
抗压强度	公斤/厘米^2	4700～5500
抗折强度	公斤/厘米^2	600～700
抗拉强度	公斤/厘米^2	180～290
硬度	莫氏硬度	7～8
抗冲击强度	公斤·厘米/厘米^3	49～86

项　目	单　位	数　据
磨损率	克/厘米^2	0.30～0.77
热稳定性	100℃水冷至13℃(或180℃至常温)	5次(3次)
热膨胀系数	1/℃	24～100℃
		6.4×10^{-6}
		100～630℃
		8.57×10^{-6}
耐酸碱度	20% H_2SO_4	99.54%
	20% HCl	99.4%
	20% HNO_3	99.5%
	20% NaOH	99.16%

目前我国已有三十多个铸石厂生产板材、管材、溜槽和设备的衬里,耐酸粉等四千余种,为国内五百多个企业提供了铸石制品,节约代用各种金属材料近百万吨,解决了生产中不少问题。

国内外除利用辉绿岩、玄武岩、角闪石生产铸石外,目前还利用工业废渣或选厂尾矿进行生产和试制铸石制品。

二、制造铸石的原料

铸石是利用天然基石和工业废渣经配料熔融,浇铸、结晶、退火等工序制成。

铸石的一般化学成分是:

二氧化硅(SiO_2)	47～49%
三氧化二铝(Al_2O_3)	15～21%
三氧化二铁和氧化亚铁(Fe_2O_3+FeO)	14～17%
氧化钙(CaO)	8～11%
氧化镁(MgO)	6～8%
氧化钠和氧化钾(Na_2O+K_2O)	2～4%
三氧化二铬(Cr_2O_3)	1%左右

铸石的主要原料为辉绿岩、角闪石、玄武岩,附加原料为石灰石、白云石、蛇纹石、菱镁矿、萤石等,其作用为调整铸石的化学成分,铬铁矿或铬铁渣作结晶剂。

按大连辉绿岩铸石厂的生产经验，对原料的要求如下：

辉绿岩：	SiO_2	45～51%
	$Al_2O_3 + TiO_2$	15～20%（TiO_2 5%左右）
	Fe_2O_3	12～17%
	CaO	9～11%
	MgO	4～7%
	$K_2O + Na_2O$	<3%
角闪石：	SiO_2	46～49%
	$Al_2O_3 + TiO_2$	6～12%
	Fe_2O_3	8～12%
	CaO	5～12%
	MgO	18～25%
	SO_3	0.13～0.2%
白云石：	MgO	>18%
	CaO	>30%
萤　石：	CaF_2	>85%
铬铁矿：	Cr_2O_3	>10～20%
	SiO_2	<10%

因此，对于尾矿中含石英、角闪石、橄榄石、辉石、斜长石、蛇纹石、白云石、方解石、萤石等的矿物组分则可考虑作为铸石的原料，进行铸石制品的试制工作。

但不论那种原料制造铸石，各种原料配合后的化学成分应符合铸石的一般化学组成之要求，不可过高或过低，否则，影响制品质量。

三、利用尾矿试制铸石

（一）利用铁尾矿试制铸石

国外某企业利用77%铁尾矿（主要矿物为角闪石）为主要原料，附加20%石英砂和3%的铬铁矿制成铸石。铁尾矿和铸石的化学成分见表9－5－2。

制成的铸石用显微镜观察其矿相组成为：3～5微米的铬铁矿菱面体的结晶核心，铸石成隐晶结构，颜色褐色，是辉石骸晶。制品的物理和化学性能如下：

表 9－5－2　铁尾矿和铸石化学成分(%)

项目 \ 化学成分	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	$K_2O + Na_2O$
铁尾矿	44～46.7	18.7～19.7	6.3～8.4	11.8～14.9	0.6
铸石	49～53	10～15	12～16	8～11	1.5～2.0
项目 \ 化学成分	FeO	Fe_2O_3	TiO_2	Cr_2O_3	MnO
铁尾矿	3～6	4.0～6.3	1.0	—	0.12～0.23
铸石	10～15	2～3	未化验	1～1.5	未化验

抗压强度：　1998～2683 公斤/厘米^2

抗折强度 粗组织结构　300～400 公斤/厘米^2

细组织结构　593～649 公斤/厘米^2

耐 磨 性 粗组织结构　0.01～0.02 克/厘米^2

细组织结构　0.004～0.006 克/厘米^2

耐 酸 性：良好

我国重庆市建筑科学研究所利用綦江铁矿重选尾矿，加配重庆大溪沟页岩及重庆东风化工厂生产红矾钠的下脚料铬渣试制成铸石。

1. 配料

原料的化学成分及配比见表 9－5－3。

表 9－5－3　铁尾矿铸石原料配比

	原料种类	化学组成 \ 配比(%)	烧失量	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Cr_2O_3	其他
原料化学组成	铁尾矿	100	8.91	48.5	4.09	33.66	1.44	0.86		
	页　岩	100	6.03	60.34	17.34	5.04	4.67	0.48		
	铬　渣	100	6.46	12.63	6.94	8.33	36.76	13.20	2.73	
	萤　石		$CaF_2 = 82.88$							
炉料化学成分	铁尾矿	25	2.22	12.12	1.02	8.42	0.36	0.22		
	页　岩	50	3.02	30.17	8.67	2.52	2.34	0.24		
	铬　渣	25	1.62	3.11	1.73	2.08	9.19	3.33	0.68	
	萤　石	外加								
	合　计	100	6.86	45.40	11.42	13.02	11.89	3.76	0.68	6.97
扣除浇失量后理论上计算的铸石成分				48.70	12.27	14.00	12.78	4.04	0.73	7.46

将页岩磨细到 1.0 厘米以下，铬渣到 1.0 毫米以下，按表 9－5－3 配比均匀混合后，装入坩埚。

2. 熔化

采用 $\phi 48 \times 80$ 厘米直筒型坩埚窑，用焦粉作燃料，一次装入 50 公斤，用 700 瓦吹风机吹风。熔化周期，从装入坩埚到出炉一般需 2.5 ~ 3 小时，开始熔化温度在 1350 ~ 1400℃，完全熔化温度为 1450 ~ 1500℃，熔化时间 1 ~ 1.5 小时，在熔化过程中加强搅动，以保证三种原料互相扩散，达到均化和脱氧。

3. 浇铸

熔化好的岩浆出窑后，稍停片刻，用瓢除去面上的渣，即可浇铸。浇铸的速度不要太快，以免底部铁水冲出、混入制品，影响质量。浇铸的温度一般为 1300 ~ 1350℃，此时，岩浆流动性较好。低于 1300℃，则岩浆粘度大，成型困难，制品表面不平整，有时还产生玻璃线，影响浇铸数量和制品质量 如浇铸温度太高，浇铸后又马上放入结晶炉，则因岩浆散热慢，入炉后仍处于软化状态，导致结晶缓慢，甚至出现不结晶的产品，因此当浇铸温度过高时，浇铸后就不忙立即送入结晶炉，待开始凝固后再放入炉内结晶。

4. 结晶

在 12 千瓦箱型电阻炉进行，加热室尺寸 200 × 300 × 500 毫米，结晶温度控制在 860 ~ 900℃，结晶时间为 20 ~ 40 分钟，结晶制度控制是否合理，将影响制品的质量，根据试验，制品厚度每增加 1 ~ 2 厘米，结晶温度可降低 10 ~ 20℃，结晶时间可增长 5 ~ 10 分钟。至于结晶过程是否已经完成或结晶制度是否合理，可间隔一定时间后，从结晶炉内取出一块制品，打断后，观察断面来判断，如断口为瓷状，则表示结晶良好 如断口很粗或呈暗亮色，略具玻璃光泽，则需分析原理，调整结晶制度。

5. 退火

退火在马弗炉中进行，开始退火温度为 660 ~ 700℃，冷却速度为 10 ~ 20℃/小时，250℃以下在炉内自然降温，至 50 ~ 60℃出炉，全部退火时间为 40 ~ 50 小时，按这样的退火制度，一般都能防止产品发生炸裂。

6. 产品

试制铁尾矿铸石化学组成：

二氧化硅（SiO_2）	45.86%
三氧化二铝（Al_2O_3）	14.14%
三氧化二铁（Fe_2O_3）	8.57%
氧化钙（CaO）	16.81%

氧化镁（MgO）　8.39%

三氧化二铬（Cr_2O_3）　1.29%

铸石的断面为紫灰色、断口呈细瓷状，肉眼观察结晶很好，矿物相经 X－射线粉末法鉴定为普通辉石。

试制铸石的物理和化学性能：

容重　3 克/厘米^3

抗压强度　6600～8500 公斤/厘米^2

抗折强度　675～800 公斤/厘米^2

抗拉强度　288 公斤/厘米^2

抗冲击强度　64.4 公斤厘米/厘米^3

磨损率　0.262 克/厘米^2

耐酸碱度　99%以上

（二）利用铜尾矿试制铸石

安徽省基本建设局科学研究所利用铜官山的铜尾矿为主要原料，附加铝矾土、蛇纹石、白云石、硅石、萤石、铬铁矿试制成铸石板材。

1. 配料

各种原料的化学成分见表 9－5－4。

表 9－5－4　铜尾矿铸石的原料化学成分

原料名称	产地	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Cr_2O_3	CaF	烧失量
铜矿原尾矿	安徽铜官山	39.22	5.03	18.66	15.45	3.82			15.00
铜矿螺旋尾矿	安徽铜官山	44.58	7.02	11.43	11.83	4.48			15.00
铝矾土	河南	9.11	73.28	2.11	1.40	0.60			14.12
蛇纹石	安徽屯溪	43.40	1.95	8.35	0.15	36.43			11.08
铬铁矿	安徽歙县						35.00		
萤石	安徽庐江				0.98			91.15	
白云石	安徽	1.12	0.27	0.73	32.45	22.60			40.0
硅石	安徽	95.00							4.00

试制铸石的原料采用了表 9－5－5 三种配比。

表 9－5－5　原料的配比(%)

编号	铜矿原尾矿	铝矾土	蛇纹石	铬铁矿	萤石
1	100	—	—	—	—
2	90	10	—	—	2
3	78	10	8	4	2

2. 试制工艺

各种原料都破碎到 2.5 毫米以下(但铬铁矿需碎到经 4900 孔筛,筛余量 20%),按配合比称料拌匀后装入坩埚、入炉。

炉子用扇形耐火砖砌,内径 40 厘米,高 70 厘米,炉箅用铁丝网制成,可以从炉子的上口装入或取出,在炉内用三块红砖支炉箅,灰膛高 20 厘米,炉子下部有直径 15 厘米小孔,用白铁皮管与 0.75 千瓦的鼓风机相连。燃料用焦炭,炉子最高温度可达 1600℃。

坩埚每次装料 5～8 公斤,熔化时间约 30～50 分钟,熔化后用钳子夹出,放入有柄的铁筒运到浇铸地点,将坩埚装在能转动的铁框子里,倾斜坩埚向标准板材的铁模中浇铸,浇铸温度约 1300℃。

浇铸后立即转入高温炉中结晶,结晶温度 850℃左右约 20 分钟,经脱模后再移入另一高温炉中退火。从 680℃开始至 50℃取出板材。

3. 铸石成品的物理和化学性能

铜尾矿铸石制品的化学成分见表 9－5－6。

表 9－5－6　化学成分(%)

编　　号	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO
2(三种配料)	46.10	18.26	13.59	18.06	4.06
3(五种配料)	47.24	16.21	12.79	15.71	8.08

耐酸碱腐蚀性能见表 9－5－7。

表 9－5－7　耐腐蚀性能

编　　号	耐　酸　度 (硫酸比重 1.84)	耐　碱　度 (烧碱浓度 20%)
1	接近　100%	98.63%
2	99.92%	98.00%
3	99.36%	98.30%

物理性能见表 9－5－8。

表 9－5－8　物理性能

编　号	抗压强度（公斤/厘米²）		抗折强度（公斤/厘米²）		抗冲击值（公斤·厘米/厘米³）		耐磨率（克/厘米²）		容　重（克/厘米³）
	平　均	最　高	平　均	最　高	平　均	最　高	平　均	最　高	
1	—	—	—	107	—	—	—	—	—
2	1630	2400	241.6	319.6	68.1	80.8	0.231	0.177	3.06
3	1470	1843	325.7	367.7	90.3	133.6	0.127	0.096	2.94

试验中曾以铜矿螺旋尾矿（即提出少量金属后的铜尾矿）代替原尾矿，仍按 3 号配合比做过一次试验，从所得板材敲击声音和外观来看，并不次于用原尾矿按 3 号配合比所制的板材。

另以铜尾矿 67%、白云石 8%、硅石 15%、铝矾土 10%、铬铁矿（外加）4%，按图 9－5－1 工艺流程试制 180×110×20 毫米铸石板材。

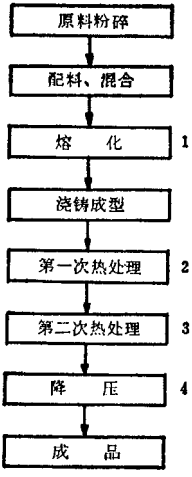


图 9－5－1　工艺流程图

1—熔化温度约 1400℃；2—第一次热处理析出晶核 700～740℃小时；

3—第二次热处理结晶化 850℃，3 小时；4—在高温炉中自行降温

制品的抗折强度见表 9－5－9。

以铜尾矿为主料的铸石制品与玄武岩铸石制品的物理性能对比见表 9－5－10，耐急热、急冷的情况见表 9－5－11 和 9－5－12。

表 9－5－9　以铜矿为主料的铸石抗折强度

编号	断面尺寸		热处理情况		抗折强度（公斤/厘米²）	附　注
	宽	厚	第一次	第二次		
10	10.6	1.65	700℃，1.5 小时	850℃，3 小时	545.9	未做加工的原板材试验跨距为 10 和 15 厘米
11	2.25	1.50	700℃，1.5 小时	850℃，3 小时	1140.7	已加工的板

表 9－5－10　物理性能

名　称	抗折强度（公斤/厘米²）	抗压强度（公斤/厘米²）	抗冲击值（公斤·厘米/厘米³）		耐磨率（克/厘米²）	容重（克/厘米³）	第二次热处理（小时）
			平　均	最　高			
以铜尾矿为主料的铸石	545.9	3045.0	69.3	147.2	0.086	—	3
嘉山厂玄武岩铸石	355.0	3605.0	66	—	0.184	2.85	—

表 9－5－11　耐急热情况

名　称	热处理	试件尺寸（毫米）	耐急热温度（℃）	变化情况
玄武岩铸石	一次	4.5×4.5×2.2	1200	软化
铜尾矿铸石	二次	4.3×4.3×1.5	1200	面包状

表 9－5－12　耐急冷情况

温　度（℃）	玄武岩铸石	铜尾矿铸石	备　注
100	未发现裂缝	未发现裂缝	热稳定性能试验参照《铸石》一书，试验水温为 19.5℃
200	发丝裂纹	未发现裂缝	
300		发丝裂纹	

第二节　玻　　璃

一、概述

玻璃是一种由熔融物过冷而获得的无定形非结晶体的均质同向的固体材料。它具

有良好的机械性能：抗压强度达 5000～20000 公斤/厘米^2，抗弯强度不低于 450 公斤/厘米^2，容重 2500 公斤/米^3，导热系数 0.6～0.75 之间，硬度在 5 度以上。玻璃同时又是一种化学稳定性很高的材料，除氢氟酸以外，对其它酸类的安定性相当好，碱类溶液甚至纯水虽能损坏玻璃的表面，但作用不强，进度极为缓慢。

玻璃用途很广，除用于工业技术方面，一般建筑物都需要玻璃，不少日用器皿也可用玻璃制作。

玻璃是硅酸钾、钠、钙、镁、铝等的络合物，其化学成分主要是：二氧化硅（SiO_2）、其次是：氧化钠（Na_2O）、氧化钾（K_2O）、氧化钙（CaO）、氧化镁（MgO）和三氧化二铝（Al_2O_3）等。

制造玻璃的主要原料为石英砂或石英砂岩；其次为：长石、石灰石、白云石、萤石、纯碱、芒硝、硼酸、重晶石、钾碱、红丹、锌白等。除上述原料外，目前国内外还利用以石英或长石为主的尾矿作为玻璃的主要原料或添加配料，进行熔制玻璃的试验研究，并且有的已用于生产。

为便于选用与玻璃原料接近的尾矿作为玻璃的主要原料或添加配料以熔制玻璃，下面介绍生产玻璃所用的主要原料之质量要求：

（一）石英或石英砂岩

石英或石英砂岩的质量要求见表 9－5－13。

表 9－5－13　质量要求

品　级	SiO_2（%）	Al_2O_3（%）	Fe_2O_3（%）	Cr_2O_3（%）	TiO_2（%）
一类玻璃要求	>99	<0.5	<0.05	<0.001	<0.05
二类玻璃要求	>98	<1	<0.1	—	—
三类玻璃要求	>96	<2	<0.2	—	—

注：氧化铁（Fe_2O_3）、氧化铬（Cr_2O_3）、氧化钛（TiO_2）均为有害杂质组分，它们使玻璃带上颜色。

石英砂和石英砂岩的颗粒大小在 0.1～0.75 毫米之间。最好 70～80%在 0.1～0.5 毫米。

（二）添加料

1. 白云石

一级品：$MgO>20\%$；$Fe_2O_3<0.1\%$。

二级品：$MgO>19\%$；$Fe_2O_3<0.2\%$。

颗粒大小：0.75～1.0 毫米。

2. 石灰石

一级品：$CaO > 54\%$；$Fe_2O_3 < 0.15\%$。

二级品：$CaO > 47\%$；$Fe_2O_3 < 0.2\%$。

做玻璃适用白云质石灰岩及硬度不大的石灰岩。颗粒大小 0.75～1.0 毫米。

3. 长石

$Al_2O_3 > 18\%$；$Fe_2O_3 < 0.2\%$；$SiO_2 < 70\%$。

颗粒大小：0.1～0.5 毫米。

4. 萤石

$CaF_2 > 80\%$；$Fe_2O_3 < 0.2\%$。

5. 芒硝

$Na_2SO_4 > 94\%$；不熔残渣 $< 3\%$；$NaCl < 1.2\%$；$CaSO_4 < 1.5\%$；$Fe_2O_3 < 0.2\%$。

颗粒大小：1.0～1.5 毫米。

制造高级玻璃要求原料的质量要好，不仅对原料中 SiO_2，Al_2O_3，K_2O，Na_2O，CaO，MgO 等各组分有一定的要求，而且含量还要求稳定，同时 Fe，Cd 等有害组分要低。否则，玻璃产生着色、气泡、玻筋或斑痕。然而，在制造某些普通玻璃和日用器皿，对原料的质量可以适当放低时，则如下类型矿山的尾矿可考虑利用：①富含二氧化硅的石英脉型金矿、钨矿；②富含石英、长石的伟晶岩型钽铌矿；③富含方解石、白云石或萤石的碳酸盐矿床等。当其有害杂质的含量很低时，则可根据质量不同的尾矿，用以制造不同用途的玻璃。

二、利用尾矿熔制玻璃

(一)以长石为主的尾矿作玻璃生产的原料

株洲玻璃厂现生产三种质量较高的玻璃，其产品成分见表 9－5－14。

表 9－5－14　株洲玻璃厂三种玻璃产品成分

化学组分(%) / 产品种类	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	R_2O	SO_3
平板玻璃	> 2.0	2.3		6.45	4.2	14.75	0.3
压花玻璃	71.8	1.20		11.0	1.5	14.20	0.3
玻璃球	67.3	6.60	< 0.4	9.5	4.2	12.0	

该厂所用石英原料，除广东的海砂，湖南雷子排石英砂岩外，还利用中南 03 矿的尾矿，该尾矿主要矿物为石英、长石。化学成分见表 9－5－15。

表 9－5－15　中南 03 矿尾矿化学成分

化学组分	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	Na_2O	K_2O
含量(%)	80.26～80.92	11.28～11.54	0.09～0.12	4.03～4.44	2.99～3.50

现将利用中南 03 矿的尾矿生产平板玻璃的情况简介如下。

1. 配料

各原料的化学成分如表 9－5－16，各种配料用量及其计算的化学成分见表 9－5－17。

表 9－5－16　原料化学成分表

原料名称	产地	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	Na_2CO_3	Na_2SO_4	C
海砂	广东	98.40	1.20	0.06	0.01						
砂岩	湖南雷子排	98.72	0.48	0.08	0.08	0.05					
长石尾矿	中南 03 矿	80.80	11.13	0.10	0.10	0.10	7.61				
白云石	湖南临湘	1.87	0.36	0.07	30.62	20.43					
石灰石	湖南东安	1.27	0.14	0.06	54.12	0.68					
纯碱	辽宁大连								99.01		
芒硝	山西运城				0.38	0.04				94.75	
焦炭	本厂										86.59

表 9－5－17　玻璃配料化学成分表

原料名称	生成 100 公斤玻璃需用原料	SiO_2 (%)	Al_2O_3 (%)	Fe_2O_3 (%)	CaO (%)	MgO (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	SO_3 (%)
海砂	30.16	29.68	0.36	0.20					
砂岩	30.12	29.73	0.14	0.02	0.02	0.02			
长石尾矿	15.36	12.41	1.71	0.02	0.02	0.02	1.17		
白云石	20.36	0.38	0.07	0.01	6.23	4.16			
石灰石	0.31				0.17				
纯碱	20.32						11.71		
芒硝	3.92				0.01		1.62		
焦炭	0.25								
合计	120.70	72.20	2.28	0.07	6.45	4.20	14.50		0.30
计算玻璃成分指标		72.20	2.35		6.45	4.20	14.50		0.30

2. 生产工艺

将表 9－5－17 中各种原料破碎(并筛分)到要求粒度,分别用空气管路输送入库,并按表中配比分别称量,混合后,送入池窑中熔化成玻璃融体,然后沉清、冷却、送入压延机成型,再冷却后,切割成板。

此外,最近上海化工学院为了节约制玻璃时纯碱的消耗,对利用花岗岩类型尾矿作为玻璃原料进行了有关厂矿的调查工作,并对两个矿山的尾矿做了初步熔制玻璃的试验。从所调查的矿山尾矿矿物组成来看,其主要矿物为长石、石英、其次为云母族类矿物,化学成分大都很接近。而合肥玻璃厂利用瓷石作原料生产了瓶罐玻璃,上海日用器皿公司所属玻璃六厂和八厂也用瓷石和宿迁砂生产了棕色药用瓶和食品罐头瓶。因而指出利用花岗岩类型尾矿作某些玻璃用品的原料是完全可能的。各矿花岗岩型的原矿和尾矿化学成分见表 9－5－18。

表 9－5－18　各矿花岗岩型的原矿和尾矿化学成分

名　称	产地	化学组成									
		SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	CaO	MgO	K_2O	Na_2O	烧失
锂云母化钠长石花岗岩原矿	江西	67.94	17.35	0.07	0.22	0.14	0.14	—	2.51	6.15	1.74
尾矿(甲)	江西	74.20	15.01	0.26			0.57	—	1.61	6.20	
尾矿(乙)	江西	71.36	15.60	0.37			0.55		2.46	4.79	
尾矿(丙)	江西	69.62	15.72	0.095			0.38	—	2.56	5.00	
白云母花岗岩原矿	广西	75.31	15.34	0.41	0.54		0.41	0.17	2.86	4.20	
白云母花岗岩原矿	广西	76.28	13.09	0.74	0.66		0.48	0.16	4.53	2.27	
伟晶花岗岩原矿	江西	68.70	15.70	2.83		0.09	—	—	3.50	2.62	
粗粒花岗岩风化壳	广东	72.05	15.40	2.56			0.33	0.11	4.37		4.92
瓷石(Ⅰ)	安徽	77.08	12.62	0.45			0.15	0.17	8.69		
瓷石(Ⅱ)	安徽	77.24	13.07	0.23			0.53	0.20	7.56		
宿迁砂	江苏	83.3	9.1				0.30		6.20		

在利用长石类的尾矿生产玻璃时,为避免因尾矿含铁量过高而使玻璃着色、产生气泡、玻筋或斑痕,因此,须研究尾矿中含铁物质与共生或伴生矿物的关系,晶体嵌布粒度等,以便能选别分离,降低尾矿中的含铁量。对于含铝较高的尾矿,可用来制瓶罐玻璃,纤维中碱球,低碱无硼玻璃等,从发展新品种建筑材料方面来看,利用尾矿来制造有色微

晶平板玻璃、彩色微晶玻璃‘马赛克”,彩色微晶玻璃饰面砖,以及其他微晶玻璃建筑材料等都有广泛的应用前途。

(二)铁矿的尾矿试做玻璃器皿

鞍山焦耐设计院利用鞍山一个选矿厂的尾矿试制玻璃器皿,进行了初步的探索试验,尾矿的化学成分见表 9－5－19。

表 9－5－19　鞍山某选厂尾矿化学成分(%)

成份	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	S	烧减
含量	6.87	17.50	62.00	1.99	0.72	1.019	0.031	1.27

(1)采用 84%尾矿加 16%的碳酸钠用石墨小坩埚置于焙烧炉中加热,原料在 1200℃时开始熔化,到 1380℃时将坩埚取出,把玻璃液倾倒出来。玻璃为墨黑色,组织较密实,在玻璃中含有未熔的小颗粒,有时其中夹有较多的气泡。

(2)采用硝酸钠和氯化钾来助熔和脱色,试用下列三种配料方案:

①尾矿:碳酸钠:氯化钠:硝酸钠 = 100:25:11:7,将混合料在温度为 1300℃以下的坩埚内烧制。

②尾矿:碳酸钠:硝酸钠:熟石灰 = 100:25:10:15,将混合料在炉温能达 1380℃的坩埚内烧制。

③尾矿:碳酸钠:硝酸钠:熟石灰 = 100:25:18:20,将混合料在炉温能达 1380℃的坩埚内烧制。

试验结果:第①种配料方案所烧出的玻璃呈咖啡色,不透明,并含有很多细小未熔化的砂粒。第②种配料方案,在 1240℃时玻璃呈淡黄色,到 1380℃时则呈绿色,透明性较好,但玻璃仍留有砂的微粒和气泡。第③种配料方案结果较差,熔化物类似炼铁矿渣。

此后,又在鞍山某厂内进行较大型试验,熔炼在坩埚窑内进行,坩埚容量为 400 公斤,原料分三次加入,4 小时后,温度为 1230℃,取出之样品呈茶色,未发现气泡和未化颗粒;再经 9 小时,温度到 1270℃样品呈深咖啡色;又经 4 小时,温度至 1320℃,样品颜色更深且转黑。在温度为 1270℃时,进行了人工吹制和机械吹制玻璃瓶,在空气中和冷却窑内冷却后,结果尚好,只是颜色呈黑色。

由此看来,利用尾矿熔制玻璃,对尾矿中所含有害组分,特别是氧化铁和硫等的含量不能太高,因氧化铁在熔化过程中,使热量不易传至熔融体的中部,原料难以烧透,同时使玻璃的颜色深。如用选矿方法将尾矿中的铁、硫、钛、铬等杂质去掉,再加适当的其它配料,烧制日用玻璃器皿是完全可能的。

第三节　耐火材料

一、概述

耐火材料是主要用于热工设备中抵抗高温作用的结构材料和用作其他高温容器或部件的无机非金属固体材料。

工业炉窑等热工设备对耐火材料的性能要求是：

耐火度须在 1580℃以上；

常温耐压强度和高温荷重变形温度(或称荷重软化点)高，一般炉窑建筑荷重不超过 0.5～1 公斤/厘米^2，为了使用安全，对耐火材料的要求超过此指标；

热稳定性高，热膨胀系数小；

化学稳定性高，抗渣性强；

外形整齐，尺寸准确。

耐火材料按照耐火基体的化学矿物组成可以分为多种，为了更好地使用尾矿，下面介绍两种与尾矿化学成分较接近的耐火材料。

(一)硅砖

硅砖是含 SiO_2 93%以上的耐火材料，是以富含石英的硅石或石英岩为原料，加入少量石灰作结合剂，经高温煅烧使石英转变为鳞石英和方石英与残余的石英以及高温形成的玻璃质共存的变相组织，属酸性耐火材料。

对用于制造硅砖原料的基本要求见表 9－5－20。

表 9－5－20　各级硅砖原料的基本要求

级别	SiO_2(%)	Al_2O_3(%)	K_2O(%)	耐火度(℃)
Ⅰ	>97	≤1.2	≤0.25	>1750
Ⅱ	>96	≤1.6	≤0.25	1750～1730
工业原料	>95	≤2.1	≤0.25	>1730

原料要求纯净，杂质分布均匀。不能局部集中，否则，使烧成后的制品产生熔洞和熔疤，使用时就从这些熔洞和熔疤侵蚀深入内部而损坏。原料中必须含 Al_2O_3 和 TiO_2 低，

因为少量的 Al_2O_3 或 SiO_2 能与 SiO_2 形成 1545℃的共熔点，严重降低硅砖的耐火度和高温强度。原料如含有泥土，应洗涤干净。

（二）半硅砖

半硅砖是含 $Al_2O_3 + TiO_2 < 30\%$ 而 $SiO_2 > 65\%$ 的耐火材料，属半酸性制品。

制造半硅砖可以利用天然的含石英杂质的粘土和高岭土资源，在耐火粘土、高岭土或石英岩选矿时所得到的尾矿也可以用作半硅砖。

我国冶金焦炉用粘土质及半硅质耐火制品的标准见表 9－5－21。

表 9－5－21　冶金炉用粘土质及半硅质耐火制品部颁标准（YB402—63）

序号	制品理化指标	牌号及数值	
		（JN）－35	（JB）
1	Al_2O_3 含量，不小于	35	
2	SiO_2 含量，不小于		60
3	耐火度℃，不低于	1690	1670
4	2 公斤/厘米^2 荷重软化开始温度℃，不低于	1300	1320
5	重烧线收缩%，1350℃2 小时，不大于	0.5	
6	显气孔率%，不大于	24	25
7	常温耐压强度，公斤/厘米^2，不小于	200	150

苏联对半硅砖分为三级，质量指标见表 9－5－22。

表 9－5－22　苏联半硅砖的质量指标

指标	А级	Б级	В级
耐火度℃，不低于	1710	1670	1610
残存收缩或膨胀%，不大于	0.5（1400℃）	0.5（1350℃）	1.0（1250℃）
荷重变形温度℃，2 公斤/厘米^2，不低于	1400	1300	
耐压强度，公斤/厘米^2，不小于	100	150	100
气孔率/%，不大于	27	30	

二、利用尾矿制造耐火材料

一般工业国家的耐火材料约有 60～70% 是用于冶金工业，其中 55～65% 是用于钢

铁工业。因此,在发展冶金工业的同时必须发展耐火材料工业。不断革新耐火材料,可为提高冶金技术创造条件。制造高质量的耐火材料必须从选用优质原料着手。但是,也有某些热工设备对耐火材料的技术性能要求不是很高,可以考虑利用工业废渣制作,如金属矿山的尾矿当其矿物组分基本符合某种耐火材料的组分时,可以利用作为原料。

鞍山焦耐设计院曾利用鞍山某选厂尾矿和鞍山附近粘土在硅砖窑内试烧耐火砖。

尾矿和粘土的物理性质及化学成分列于表 9－5－23、9－5－24。

表 9－5－23　尾矿物理性质及化学成分

物理性质	颜色灰色,粒度通过 4900 孔/厘米^2 筛的筛余量为 0～40%一般在 20%以下。比重 2.61～2.97 容重 850～1330 公斤/米^3 一般为 1100 公斤/米^3 左右。								
化学成分	TFe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	CaO	MgO	Al_2O_3	S	烧失量
性质含量(%)	21.88	6.87	17.50	6200	1.99	0.72	1.019	0.031	1.27

表 9－5－24　鞍山附近粘土物理性质及化学成分

物理性质		颜色红黄色,颗粒坚硬,可塑性好。			
化学性质	成分	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO
	含量(%)	65.20	20.19	—	—

采用 9－5－25 的四种配比将尾矿与粘土混合,用摩擦式压砖机按国家规定的标准砖尺寸压制成型,送入硅砖窑内煅烧,烧成温度在 1300℃以上。据初步试验结果,用尾矿与粘土配比为 90∶10 较好。但还不够理想,主要原因是尾矿中含铁太高。

表 9－5－25　尾矿与粘土的配比和耐火砖的理化指标

序号	配合比		常温抗压强度(公斤/厘米^2)	常温抗折强度(公斤/厘米^2)	耐火度(℃)	荷重软化点		湿孔隙率(%)	吸水率(%)	真比重(克/厘米^3)
	尾矿	粘土				开始点(℃)	破裂点(℃)			
1	95	5	174.0	83.2	1580～1610	1480	1480	45	—	2.88
2	90	10	367.6	115.2	<1580	1520	152.0	38.8	17.4	2.74
3	88	12	346.3	110.5	<1580	1490	149.0	33.4	10.1	2.76
4	85	15	308.0	100.5	<1580	1280	1380	—	—	—

江苏某瓷土矿利用选厂尾矿配以适量的焦宝石、4 号瓷土自烧熟料等原料烧制成耐火砖,其试验结果如下:

该瓷土矿系热液蚀变矿床,其主要矿物为高岭石,其次为石英、玉髓、绢云母、明矾

石、褐铁矿、黄铁矿、方铅矿、闪锌矿等。淘选瓷土后尾矿的化学成分：

SiO_2	69～71%
Al_2O_3	19～21%
Fe_2O_3	1.5～2%
SO_2	1%
烧失量	6～8%

尾矿粒度：最大颗粒0.5毫米、细粒0.2～3毫米，最细颗粒小于10微米。以65孔筛(0.25毫米)过筛，筛上量占37%，筛下量63%。尾矿的耐火度为1690～1710℃，软化温度为1469℃，体积缩小率20%。

4号瓷土和自烧熟料化学成分如表9－5－26。

表9－5－26　4号瓷土和自烧熟料化学成分

原料种类	化学成分(%)				
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	SO_2	烧失量
4号瓷土	52.00	28.00	<3.00	<3.00	13.00
自烧熟料	64.03	2.69	33.78	—	—

试验选择了四个方案，其结果如表9－5－27。

表9－5－27　江苏某瓷土矿利用尾矿烧制耐火砖试验

试验方案	原料配比(%)					烧成温度(℃)	气孔率(%)	耐火度(℃)	荷重软化温度(℃)	抗压强度(公斤/厘米^2)	备注
	尾矿	焦宝石	自烧熟料	4号瓷土	自烧废火砖						
第一方案	100	—	—	—	—	1500	20	1690	1490	299	成型时，可塑性差，成型困难
第二方案	70	—	—	30	—	1370	—	—	—	100	强度低，同时烧结性能差
第三方案	30	20	20	30	—	1380	29.7	1690	1350	160	生产了300吨耐火材料制品
第四方案	15	—	15	35	15	—	26～28	1700～1710	1380～1440	200～220	

表9－5－27中，三、四方案的耐火材料制品，已基本达到了国家标准(见表9－5－21)。

该矿已利用所排出的高岭土尾矿生产了三百余吨耐火砖，而且还建成了两座倒焰窑，一座为 20 米^3，另一座为 30 米^3。其生产工艺流程见图 9－5－2。

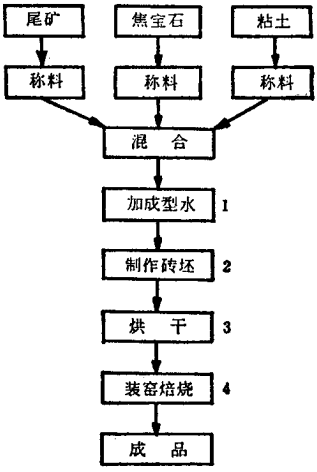


图 9－5－2　生产工艺流程

1—加水成型：手工成型水分 10～11%，机器成型水分 6～8%；2—制作砖坯用夹板打砖机；3—烘干利用烟道余热；4—装窑焙烧控制温度 1370～1380℃，保温四小时

第四节　陶　　粒

一、概述

陶粒是一种质量较轻而强度较高的球状轻集料，其作用与浮石、火山凝灰岩、火山熔岩、石灰凝灰岩、冶金炉渣，燃料炉渣等相似，可掺合于水泥中制成轻质混凝土。

轻混凝土具有重量轻和导热性低的特点，用作保暖建筑物和高层建筑物的墙板和楼板具有一定的优越性。上海于 1965 年用粉煤灰陶粒混凝土建成了 10000 米^2 的五层楼试点住宅。

陶粒可分为轻、重两种：轻陶粒的容重为 400～600 公斤/米^3，块状抗压强度极限 25～100 公斤/厘米^2；重陶粒的容重为 700～800 公斤/米^3，块状抗压强度极限 50～200 公斤/厘米^2。

在城市，冶金炉渣和燃料炉渣是易得的集料，在矿山则有大量的尾矿可利用于烧制陶粒，作为轻质混凝土的集料。

二、利用尾矿烧制陶粒

1973 年沈阳市第一建筑工程公司和辽宁工业建筑设计院，利用沈阳地区的尾矿粉掺配煤矸石制成，容重为 640～1000 公斤/米^3，松散容重为 420～700 公斤/米^3 的陶粒。陶粒的外壳坚硬，内部有均匀细小而互不连通的蜂窝状孔洞，可用作配制各种用途的轻集料混凝土。

（一）原材料

1. 尾矿粉

采用沈阳立新铁矿排渣场的废料。尾矿化学成分见表 9－5－28，颗粒组成见表 9－5－29。

表 9－5－28　尾矿粉化学成分（重量%）

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	TiO_2	CaO	MgO	烧失量	K_2O	Na_2O	MnO	SO_3	P_2O_5
76.83	0.87	18.33	0.23	0.45	0.59	1.40	0.20	0.05	0.05	0.02	0.11

表 9－5－29　尾矿粉颗粒组成

筛孔尺寸（毫米）	1.2	0.6	0.3	0.15	0.075	－0.075
累计筛余（%）	0	2.1	4.7	9.25	62.15	98.95

2. 煤矸石

煤矸石是煤矿生产中排出的废料。所用煤矸石系沈阳煤矿前屯二井所排出的泥质矸石，其化学成分见表 9－5－30。

表 9－5－30　煤矸石化学成分

SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	烧失量	含碳量
46.99	29.79	6.21	0.66	0.44	1.49	0.89

（二）工艺流程

工艺流程示意图见图 9－5－3

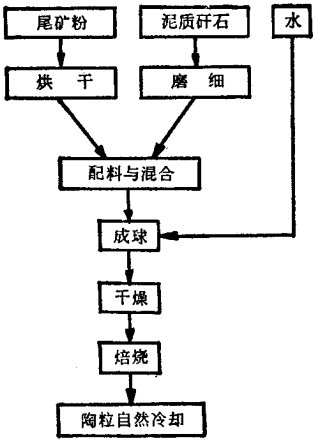


图 9－5－3　工艺流程

(三)试验结果

1. 实验室试验

通过多次试验,得出了一些比较理想的工艺操作参数,见表 9－5－31。

表 9－5－31　工艺操作参数

序　号	名　称	参　数　值
1	泥质矸石细度	＜0.25 毫米
2	原料配比(重量比)	尾矿粉:矸石 = 4～6:6～4
3	料球粒径	φ5～20 毫米
4	料球干燥温度	200～400℃
5	料球干燥时间	20～40 分
6	焙烧温度	波动于 1050～1250℃,对于前屯二井泥质矸石以 1120～1150℃为宜。
7	焙烧时间	8～12 分
8	最佳膨胀温度范围	20～30℃
9	焙烧气氛	氧化
10	膨胀倍数	2～3
11	陶粒颗粒容重	640～900 公斤/米^3

2. 回转窑焙烧试验

利用回转窑焙烧陶粒,回转窑内径 600 毫米,窑长 12000 毫米,安装斜度 2%,窑转数

2.16 转/分。

尾矿粉用干燥坑烘干，矸石用球磨机磨细，人工配料与混合，圆盘成球机成球。所成料球强度高，含水 15%，再用干燥坑干燥，入窑前料球水分 5%。燃料用重柴油，燃烧器用高压喷嘴使油雾化，进行了两次试验，结果列于表 9－5－32。

表 9－5－32　回转窑焙烧试验结果

试验序号	原料配合比（%）			下料速度（公斤/时）	室内停留时间（分）	高温带长度（米）	窑内温度（℃）			陶粒松散容重（公斤/米³）	备注
	尾矿粉	矸石	粘土				火焰	高温带物料	窑尾		
Ⅰ*	40	40	20	300	50～57	3～4	1330～1340	1050～1070	120～150	420～550	连续试烧 15 小时
Ⅱ**	57	43		260～300	50～57	3～4		1120～1140	160～200	630～700	连续试烧 8 小时

* 所用矸石是沈北砖厂制砖用的混合煤矸石，它与尾矿粉配料成球焙烧，其粘土是沈阳立新铁矿附近的红粘土。

** 采用前屯二井泥质矸石

3. 烧结机焙烧试验

用 18 米² 烧结机试烧陶粒。点火器燃料为重油。

曾采用料球内掺煤粉、外掺小煤块（含煤量分别占料球重量的 6%、8%、10%），料层厚度为 150、180、200 毫米，试烧都未获得成功。主要原因是由于料层厚，料球膨胀时无力使料层整体上升，只得向料球的空隙处膨胀，从而使阻力大大增加，造成通风不良，致使上层物料过烧和粘结，下层物料久烧。

后采用料球内外不掺煤，减薄料层厚度，在点火器下直接焙烧，获得了较好的效果。结果见表 9－5－33。

表 9－5－33　烧结机焙烧试验结果

原料重量配合比		料球粒径（毫米）	料层厚度（毫米）	点火器						台车速度（米/分）	陶粒松散容重（公斤/米³）
				预热段			焙烧段				
尾矿粉	矸石			长×宽（毫米）	温度（℃）	时间（分）	长×宽（毫米）	温度（℃）	时间（分）		
1	1	10～15	50～80	500×1500	800～900	2	1000×1500	1250～1270	3	0.3	560～700

注 *陶粒无粘结现象，整个料层上升 3 厘米左右。

（四）陶粒物理力学性能

1. 吸水率

见表 9－5－34。

表 9－5－34　试验陶粒吸水率

序号	试验类型	陶粒松散容重（公斤/米³）	吸水率（%）				
			15 分钟	30 分钟	1 小时	1 天	7 天
1	回转窑焙烧	395	7	9	13	22	31
2	烧结机焙烧	635	6.6	8.3	8.3	14	
3	烧结机焙烧	700	6.6	8.3	8.3	14	

2. 容器强度

见表 9－5－35。

表 9－5－35　试烧陶粒容器强度

序号	试验类型	陶粒松散容重（公斤/米³）	容器强度（公斤/厘米²）			
			压入深度			
			2	3	4	5
1	回转窑焙烧	395	3.6	4.6	5.7	7.6
2	烧结机焙烧	561	9.5	13.0	16.2	23.6
3	烧结机焙烧	635	14.7	19.8	26.4	36.3
4	烧结机焙烧	700	26.7	35.3	47.1	71.3

第五节　型　　砂

一、概述

造型用砂历来都是用硅砂。因其 SiO_2 含量高达 98% 以上，在铸造过程中产生大量高浓度的游离 SiO_2 粉尘，对工人的身体危害极大。1970 年以来研究采用了石灰石加工的“七○砂”大大减少了矽肺的危害，“七○砂”成功后，旅大市劳动卫生研究所和辽宁某石棉矿加工铸造试验了一种新型的造型材料。1974 年以来，大连有四个单位进行了铸钢

试验，有六个单位进行了铸铁试验。试验表明：它在保护工人身体健康和简化铸铁造型工艺、提高铸件质量等方面都取得了较好的效果。

采用白云质石棉尾矿作型砂，大大简化了造型工艺，白云质石棉尾矿中加入5%的膨润土和3%左右的水，经混砂机搅拌5分钟后就可直接造型，可节约圆钉95%以上。芯模不须干燥，只要用喷灯将表面干燥约10毫米厚，再用稠液铅粉涂刷两遍，就可以合箱浇铸（即潮模浇铸），其质量高，表面光滑，便于清砂。有的单位在同种工件硅砂造型时废品率曾高达70%，改用白云质石棉尾矿造型时废品率却下降到5%以下。白云质石棉尾矿与硅砂用同样的操作方法造型，白云质石棉尾矿的透气性好，而且，白云质石棉尾矿，可以多次使用，复用性比“七〇砂”好，80%以上可以再用，吃砂量占5%左右，白云质石棉尾矿可以长期保存，不怕风化，不怕水浸。且成本比“七〇砂”低。

二、白云质石棉尾矿的技术性能

（一）白云质石棉尾矿的化学成分

见表9－5－36。

表9－5－36　白云质石棉尾矿化学成分

名称	烧失量	SiO_2	CaO	MgO	$Al_2O_3 + Fe_2O_3$
含量（%）	34.7	12	31	20	2.3

（二）白云质石棉尾矿的物理性质

硬度：莫氏4～5度；

形状：多角形；

耐火度试验：1000℃无烧结，

1050℃变色，

1100℃玻璃化开始，

1160℃玻璃化

发气温度：750℃；

发气量：34.7%；

成型抗压试验：湿压强度0.2公斤/厘米^2；

干压强度：3～5公斤/厘米^2。

白云质石棉尾矿与“七〇砂”、硅砂的性能及造价比较见表9－5－37。

表 9－5－37　白云质石棉尾矿与“七○砂”、硅砂的性能造价比较

项目 / 名称	结合 SiO_2 含量（%）	游离 SiO_2 含量（%）	形状	硬度（莫氏）	发气温度（℃）	发气量（%）	耐火度（℃）	成本（元/吨）
硅砂	96～98	90	似圆形	7		4.3	1730	100
七○砂	5～10	2	多角形	3	530	44	920	50
白云质石棉尾矿	11～12	2	多角形	4～5	750	34.7	1160	20

三、粒度要求

根据试验的要求，曾分别生产过：10/20、16/30、20/30、30/70、40/70、50/100 及－70 目七个粒级的品种，造型成功后，把多品种合为单一品种仍能满足造型要求，但小于 70 目的产物不应过多，否则会影响铸件质量。其粒级分析如表 9－5－38。

表 9－5－38　粒级组成

粒级（目）	－10＋20	＋30	＋70	－70
%	0.6	18.8	75	5.6

据两年来生产试验结果，白云质石棉尾矿是铸铁造型很有前途的一种新材料，但因熔点较低，因而直接用于铸钢还需进行一些研究工作。

第六节　混凝土的掺合料

一、概述

有不少混凝土建筑物、构筑物和混凝土预制件，要求标号为 140、110、90、70 就可以满足强度要求，至于某些工程的混凝土垫层或基础，要求标号可低到 70～50，而当前国内生产的水泥、大多数标号为 400，在确保工程质量安全可靠的前提下，为了节约水泥用量，可在现场施工拌制混凝土时，掺以适量的活性的（水硬性的）或填充性的（非活性的）材料。使水泥的标号达到不超过混凝土标号的 2～2.5 倍，这不但可提高混凝土的和易性，并可增加混凝土的密实性。特别对于蒸压或蒸养的混凝土，加以适量的掺合料时，可以加速混凝土硬化并提高混凝土的标号。

二、利用尾矿作混凝土的掺合料

填充性的材料一般为河砂或山砂，只要其中硫化物和硫酸盐中的 SO_2 含量不超过1%，有机质含量用比色法试验不深于标准色，粒度65%在4900孔/厘米^{2}以下，就可作为掺合料。但是，如果某些混凝土工程，当取用河砂或山砂的运距较远，而就地有符合上述标准的尾矿，则可利用尾矿作为河砂或山砂的代用品。例如鞍山建筑公司，于1957年曾利用尾矿作混凝土的掺合料，该尾矿含 SiO_2 70%，含 SO_3 很低，用量在200公斤/米^{3}以内的混凝土，效果甚好。掺尾矿粉的混凝土使用范围较广，该公司曾用于工业建筑的厂房基础，瓦斯管道基础，烟囱基础以及民用住宅的板、梁等工程上。施工时混凝土的和易性与保水性是良好的，而且在混凝土硬化以后经较长时间的观察，其表面亦无不良的迹象。至于使用在浸水或循环潮湿的冻结的结构中，还没有作系统的试验，在未明确它的结果前暂以不使用为妥。

尾矿作为掺合材料掺用时，可以采用湿法或干法，要求严格掌握配合、拌和、浇捣、养护等操作技术，这样就可以做出品质优良的混凝土。

须特别指出的是，根据苏联一般《土建工程施工验收技术规范》中规定，细添料的掺入，只限用于普通水泥的混凝土内，其它水泥不得掺入。

由于在水泥厂中掺混合材制造低标号水泥并不是最经济的，所以我国水泥生产趋向高标号，而在一般民用建筑工程上140号，110号、90号、70号等低标号混凝土又用得很多的情况下，在现场掺加就地取材的掺合材料降低水泥标号的措施，合理地使用和节约烧结性胶结材料，相对地增加水泥产量，降低工程造价，是具有重大意义的。

第六章　利用尾矿作采空场的填充材料

第一节　概　　述

近十多年来，我国应用充填采矿法的金属矿山日益增多，在充填料制备、输送技术、充填材料开发和充填回采工艺技术等方面均取得了长足的发展，加之井下无轨自行设备的广泛应用，充填采矿现已成为我国一种高效的开采方法。随着现有探明的矿产资源的不断消耗，采矿向深部发展，地温地压的增加，环保要求的日趋严格，充填采矿法在 21 世纪将会得到更大的发展。

一、充填采矿技术发展简介

我国金属矿山地下开采充填采矿技术，概括地说，大致经历 3 个发展阶段。

(一)第一阶段(20 世纪 60 ~ 70 年代)

我国金属矿山使用浅孔留矿法的鼎盛时期是 20 世纪 60 年代初，当时东北、内蒙古、山东、河北等 60 年代以前开发的矿山，几乎清一色使用此法开采，但到 60 年代末期出现充填采矿法。内蒙古红花沟金矿 60 年代初建矿，60 年代末期，留矿采矿法采矿量只占矿山的一半，其余则为削壁与干式充填采矿法生产。该矿改变采矿法的原因是：由于围岩不稳固而使上盘及顶板经常冒落，造成大量贫化；矿体沿走向及倾向脉幅变化大，混采留矿采矿法出矿品位低；大放矿时围岩冒落堵塞漏斗，采下矿石不能放出而损失；回采过程中采场不安全，曾发生两起死亡事故。当时内蒙古 4 大岩金矿还有金厂沟、撰山子、东风

金矿，各矿也于 70 年代初期开始使用干式充填采矿法。

招远金矿灵山分矿开采 5 号脉，矿脉最大厚度 16m，平均品位 15.94g/t，倾角 55°。矿体和围岩节理发育，不稳固易冒落。上部中段使用浅孔留矿法，回采时损失、贫化严重，采空区陷落造成地表塌陷破坏农田，雨季洪水涌入井下。为解决此问题，于 1967 年试验并应用分级尾砂充填采矿法，这是我国岩金矿山最早使用的水力充填技术。

（二）第二阶段（20 世纪 80 年代）

典型蚀变岩中厚矿床开采的焦家、新城金矿均于 1980 年投产。由于储量大、品位高、矿岩不稳固及地表不许陷落，所以利用上向水平分级尾砂充填法生产。这是我国岩金矿山首次应用立式砂仓自流输送充填技术，使充填技术提高到一个新水平。此技术有利于控制地压活动，防止地表大面积陷落，选厂分级尾砂得到充分利用，减少尾矿工程投资，使不稳固的蚀变岩矿体回采成为可能，并使矿山取得很大经济效益。

由此而带动一大批矿山使用尾砂或尾砂胶结充填采矿法。比如，仓上、金城、河东、河西、尹格庄、岭南等金矿均采用此法。在此期间，灵山分矿、大水清金矿试验成功下向胶结充填采矿法，东坪金矿试验成功上向块石胶结充填采矿法，使回采工艺适应矿床开采条件，充填技术更具多样性。20 世纪 80 年代初期统计，岩金地采矿山空场采矿比例仅占 67%，充填采矿法已高达 31%。

（三）第三阶段（20 世纪 90 年代）

这是岩金矿山充填采矿技术提高与创新阶段。其主要特点是矿山自觉使用充填法并开发出一种新型充填材料。

20 世纪 80 年代末期，我国开发出一种新型工程材料——高水速凝材料（简称高水材料）。它由甲、乙两种固体粉料组成，甲料包括铝酸盐或硫铝酸盐、缓凝剂及调整剂，乙料由石膏、石灰、黏土配以促凝剂组成。甲、乙料分别加入一定量的水制成灰浆，按 1∶1 混合后，30min 即可凝结成固体。其强度增长极快：1h 强度达 0.5～1.0MPa，1 天为 3.0～4.0MPa，2 天终凝强度 5.0～8.0MPa。此种新型材料首次在焦家金矿应用，并开展高水固结尾砂充填采矿新工艺研究，进行上向与下向进路回采试验并取得成功。在此基础上，又开发成功由生石灰、石膏、矾土和适量添加剂组成的一种固体粉料单管输送的新材料，并在鸡冠嘴等金矿进行充填采矿法试验研究。

二、尾砂充填技术

（一）采场隔墙技术

开采蚀变岩型中厚且矿岩较稳固矿床一般用分级尾砂充填采矿法。矿体平均厚度

较大，采场垂直矿体走向布置，采场之间间隔回采，所以，采场之间须有足够强度的隔墙。其目的有三：一是使相邻采场回采成为可能，并减少矿石损失；二是尽可能提高后采采场作业的安全性；三是减少后采采场充填尾砂混入，降低矿石贫化，提高出矿品位。我国岩金矿山先后使用过下述几种隔墙技术。

1. 袋装尾砂隔墙技术

蚀变岩型矿床早期开采时，是用于式充填采矿法，其隔墙用块石与水泥砂浆构筑。当使用分级尾砂充填法时，是用尼龙编织袋来装尾砂垛筑隔墙。当采场充填一定高度时，清出需筑隔墙处尾砂，并装袋垛高，再充填，再垛高，直达设计要求。此种方式构筑简单，但需大量人力，并费时，也不能抗爆破矿石冲击。

2. 胶结充填隔墙技术

针对上述隔墙技术的缺点，有的矿山为了降低充填成本，在继续使用尾砂充填技术基础上，于先采采场每充填一定高（如 1.0～1.5m）并脱水后，工人进入采场在采场两侧用铁锹挖出 1.0～1.5m 宽、深度以见到底板（或胶结充填体）为止，再用 1∶10 水泥尾砂胶结充填至原尾砂高度，如此循环，直到满足要求时，使采场分级尾砂包裹在高强度的胶结充填体中，形成隔墙。

3. 柔性隔墙技术

柔性隔墙是一种技术创新，在尹格庄、望儿山等金矿应用。此种隔墙在采场两侧帮，用直径 6.5mm 钢筋编织成 0.25m×0.25m～0.3m×0.3m 的网格，再挂上 1～2 层苇箔，若采场长度过大，中间还需用直径 50mm 钢筋作立柱，网格在上下帮用锚杆固定。钢筋横竖拉紧，并用电焊焊牢。此技术简化施工工序，有利采场脱水，且成本低，质量有保证，苇箔使用寿命达 1 年以上。

（二）泄水构筑物

分级尾砂充填，其质量分数最高仅 65%，所以有大量水需从采场渗滤出去，采场必须有泄水构筑物。最早使用钢板围成直径 1.0m 圆筒，里面焊上角钢或圆钢，外面钻孔，并包裹麻袋片，当作采场泄水井并兼作行人通风井。此外，有的矿山用方木架设方形泄水井。

由于钢质圆筒泄水井成本高，泄水速度慢，效果差，尹格庄金矿研制成功增强塑料泄水桶外缠 2 层土工布，并在 2 层土工布之间包一层苇箔。这样，既增大泄水面积，又提高了泄水效果。其原材料成本仅是钢质成本的 1/9，经济效益显著，申请了实用新型发明专利。该种泄水井，材质轻便，利于安装，角度可调，机动灵活。

（三）负压脱水技术

分级尾砂充填采场使用负压脱水，可大大加快脱水速度，减少密闭墙静水压力，提高

充填能力和尾砂利用率。

此技术其原理是利用水射流过程，由于改变管径而形成负压，从而带动采场多余的水快速流出。负压脱水装置包括负压器、负压箱、渗滤管、水泵、供水管、压风管、排水管等。用水泵向负压器供水时，所形成的负压带动负压箱、渗滤管加速采场脱水；当停止供水，向负压器供高压风时，可把负压器与渗滤管吹洗干净，不因细泥堵塞而降低脱水速度。故此，该装置有3个功能：一是自然脱水；二是负压脱水；三是过滤材料清理。

此装置由长春黄金研究院研制，并在五龙金矿四道沟分矿应用。该装置具体应用介绍如下：来自选厂的质量分数20%左右的尾砂，经分级、浓缩并补充一定水量后，直接用管路输送到采空区。充填系统不设尾砂仓，原则上与选厂同步运行。采空区走向长度58m，宽度38m，高度20m，倾角50°左右。在采空区设置了负压强制脱水系统以后，在充填初期，1～2天开动一次，每次1.5h左右，充填料充填到一定高度以后，可以数天开动一次，每次1～2h。一般情况下，在自然脱水状态下，脱水量为7.88～11.27m^3/h。为监测充填过程中充填料对空区底部和密闭墙的压力，考核脱水效果，试验中在采空区底部和密闭墙分别安装了压力监测仪器。压力监测结果表明，由于脱水效果好，空区底部和密闭墙的压力值分别为41.4kPa和2.91kPa，远远低于密闭墙设计的最大承压能力(100kPa)。由此结果表明，最大脱水量可达41.7～59.8m^3/h，为自然脱水量的3.7～7.6倍，并申请了国家发明专利。

(四)压缩空气清洗充填管道技术

高浓度砂浆自流输送充填在每次开始或停止充填作业时，都要注入大量的水进行引流和刷洗充填管道，以保证充填管道的畅通。通常这些水都被注入到充填采场中，这样削弱了高浓度充填的意义。多数矿山充填过程中非正常停充次数频繁。根据部分矿山统计，平均不足3h停1次。为从根本上解决充填工艺中存在的问题，提高充填体的质量，金川二矿区研制了压风喷射器。该装置串联于充填管上，利用射流原理，使高压风以一定的方向作用于充填砂浆，在压风强有力的冲击下，砂浆获得动力而向前移动，使之达到引流和清刷充填管道的目的。喷射器主要由单向逆止阀、喷嘴、喷射管组成，其特点是：作用线路长，在平直水平管路上，每个喷射器的有效工作距离可达200m左右；工作风压小，一般为3×105Pa以上，启动风压仅为0.8×105Pa；结构简单，工作安全可靠，可有效防止返浆；操作简单，喷射器间隔安装在充填管道上，只需开启总阀门便可使喷射器自动地顺序启动，检查维修方便。金川二矿区东部和西部充填管上安装了喷射器，在引流和刷管上取得了良好的效果，在处理充填堵管和砂浆助推方面也获得了满意的效果。

(五)充填搅拌站造浆控制技术

近十多年来，计算机技术在充填搅拌站得到了广泛的应用。金川二矿区西部充填搅

拌站采用了先进的计算机集散控制系统。该系统以计算机为主体、以智能化仪器仪表为骨干，操作人员通过 SCC－CRT 操作站上的键盘和显示器可对搅拌过程中的砂量、水量、灰量、制浆浓度、料浆流量、搅拌桶液位等工艺参数进行集中监视和控制，可根据生产工艺要求，对搅拌过程中的各参数进行调整。该系统除自动控制外，还配备有手动控制和用于事故处理的强制执行功能，并在表盘、操作站上分别配有声光报警系统，提高了搅拌系统运行的可靠性。

三、充填材料

20 世纪 80 年代末，我国开始研制与开发用于矿山充填的新型胶结材料，其中在高水材料、高炉矿渣、赤泥和灰煤等胶凝材料的研究与应用方面取得了较大的进展。

（一）高水速凝全尾砂胶结充填材料

高水速凝固化胶结充填的最大优点是能以很小的体积固液比（$cv = 0.1 \sim 0.5$）在较短时间内凝固、硬化，最终形成一种有一定强度的高含水固体。我国从 1986 年开始试验研究高水充填材料及其充填工艺，试验获得成功后，在煤炭矿山广泛推广应用。其充填工艺为：用甲料（高铝水泥、缓凝剂）和乙料（膨润土、二水石膏、生石灰、速凝剂）分别加水制成胶结料浆，经双活塞往复式充填泵以 1∶1 等量分别输送，在管道出口处，由多孔板混合器混合进行袋式充填。招远金矿 1989 年率先采用高水充填技术进行高水速凝全尾砂充填试验。该矿在高水充填中加入全尾砂，其工艺流程为：在选厂到尾砂库的输砂管上引出一根内径为 30mm 的尾砂分流管，将质量分数为 30％左右的尾砂浆输送到井下充填站的贮砂池中。充填时由 2PNL 渣浆泵将贮砂池中砂浆供给 ϕ1400mm × 1400mm 单层叶轮式制浆桶，分别加入甲、乙两种高水固化材料搅拌制浆，由双活塞泵等量压送到采场充填。根据 1992 年玲珑金矿的充填试验，当全尾砂浆质量分数为 25％、固化剂掺量为 250kg/m^3、充填料浆的质量分数为 39％时，2h 后充填体强度达 0.35MPa，8h 后的强度达到 1.7MPa。充填成本为 20.76 元/t。高水充填料浆浓度低、输送方便，采场不脱水，不污染井下作业环境。

（二）高炉矿渣胶凝材料

1994 年，济南钢铁公司张马屯铁矿为降低充填成本，进行了高炉矿渣取代水泥作胶凝材料的胶结充填试验研究。试验结果表明，采用尾砂∶水泥＋炉渣为 7∶1 的配比，用磨细的高炉矿渣替代胶结充填料中的部分水泥，充填体强度不仅不会降低，反而随着炉渣替代水泥量的增加，充填体强度提高。张马屯铁矿现已建立了高炉矿渣充填系统。目前，铜陵公司安庆铜矿和南京铅锌银矿推广应用了该技术。安庆铜矿采用以矿渣胶结剂

全面取代水泥的胶结充填技术。矿渣胶结剂由磨细的矿渣和石灰组成。矿渣研磨粒度为 +0.074mm，所占比例不超过 12%，矿渣胶结剂中的石灰作为激化剂，矿渣与石灰的最优配比为 0.825∶0.175。安庆铜矿室内试验表明，矿渣胶结剂与尾砂结合能力强，在相同条件下，矿渣胶结剂与分级尾砂形成的试块强度是水泥的 1.5～2.5 倍。表 9－6－1 是用矿渣胶结剂与用水泥形成的充填体试块的强度对比。安庆铜矿高炉渣细磨采用工艺简单的湿磨方案。充填工艺：先用矿渣、尾砂、石灰 3 种组分各自造浆（造浆比例分别为：矿渣 72%，尾砂 68%，石灰 25%），然后按设计配比（料浆流量分别为：矿渣 5.83m^3/h、尾砂 58.8m^3/h、石灰 5.37m^3/h）连续向搅拌桶给料浆，3 种料浆在搅拌桶内搅拌均匀后，浓度达 66%～70%，流量 70m^3/h，然后通过充填钻孔及井下管道输向采场充填。

表 9－6－1　矿渣胶结剂与水泥充填体试块强度对比表

充填材料	灰 砂 比	质量分数/%	单轴抗压强度/MPa	
			R_{28}	R_{60}
矿渣胶结剂＋分级尾砂	1∶4	72	7.02	9
	1∶8	72	3.80	4.07
水泥＋分级尾砂	1∶4	72	2.68	4.50
	1∶8	72	1.08	1.54

四、应用实例分析

（一）概况

三山岛金矿井下采用的主要采矿方法有点柱法、分层充填法、进路法和混合法四种。其中，进路法包括盘区进路法、分区进路法和单条进路法。各种采矿方法采场的充填均采用尾砂水力充填和尾砂胶结充填系统。采场的回采和充填，由下向上按水平分层进行，采场分层回采结束后，进行分层充填。分层充填高度一般为 3.0m，其中，底部 2.6m 高，采用废石和尾砂充填，即先用井下开拓和采准工程的废石回窿充填至 1.5m 左右，再用尾砂充填，并找平；表层 0.4m 高，采用灰砂比为 1∶4 的胶结充填，充填后形成采场下一分层的作业底板。点柱法和分层充填法采场充填后留有 1.0～1.5m 的爆破补偿空间；进路法采场接顶充填，其中，盘区进路法采场中先施工的进路，其底部 2.6m 高；采用灰砂比为 1∶10 的胶结充填。

1991 年，北京有色冶金设计研究总院与三山岛金矿合作，进行了点柱式机械化分层充填采矿法充填工艺试验研究。在试验研究成果的基础上，经多年实践，尾砂水力充填和尾砂胶结充填系统在三山岛金矿得到了改进与完善，从而满足了充填要求。

(二)充填系统

尾砂水力充填和尾砂胶结充填系统包括地面充填料制备站系统和井下充填系统。地面充填料制备站系统集中在地面,进行充填料的制备和输送。该系统主要由尾砂的贮存和放出、水泥的输送和给定、灰砂浆的制备与输送及供水供风系统四部分组成。

1. 尾砂的贮存和放出

选矿厂的质量分数为 25% 左右的分级尾砂送到制备站吸砂池,经 4PNUA 型衬胶砂泵分别扬入 2 个半球形底的立式砂仓内贮存,并沉淀成饱和尾砂。饱和尾砂经过再造浆,通过砂仓底部 4 个放砂口等阻力放砂汇集于缓冲漏斗,经总放砂管放入高浓度搅拌筒内。另外,砂仓上部均布有 8 个溢流口汇集至溢流槽,经溢流管溢流出砂仓中多余的水。

2. 水泥的输送与给定

散装水泥罐车运来的散装水泥,用风力输送到了个水泥仓内。水泥经水泥仓底部的单向螺旋闸门及弹性叶轮给料机,按所需量将水泥经螺旋输送机送到 1.5t 稳料仓,然后,再经单向螺旋闸门及弹性叶轮给料机按给定数送到高浓度搅拌筒。

3. 灰砂浆的制备与输送

符合浓度要求的尾砂浆与按灰砂比 1∶4 配比要求的水泥,直接在高浓度搅拌筒内混合,搅拌均匀,制成所需的灰砂浆。

4. 供水供风系统

砂仓环形喷管的喷嘴和造浆喷嘴的压力水、搅拌筒用水和充填管道冲洗及其他用水,均由 2 台离心式清水泵并联供给,根据用水需要可以单台工作或 2 台同时工作。水泥用风力输送和水泥仓顶脉冲喷吹袖袋除尘器及水泥仓仓底吹松管回风,均由矿山空气压缩机站通过气水分离器经减压阀供给。在地表搅拌站高浓度搅拌筒内将制好的尾砂浆或灰砂浆,先经充填钻孔下放至 -70m 中段,由 -70m 平巷到服务井,再到各生产分段巷道和采场联络道口,用增强聚乙烯软管从采场联络道引进采场内,进行充填。尾砂浆及灰砂浆浓度和流量由安装在总放砂管中的 U 形管上和高浓度搅拌筒出口的管道上的 γ 射线浓度计和电磁流量计进行测定。水泥加入量通过安装在稳料仓下的弹性叶轮给料机与高浓度搅拌筒之间冲击式流量计来进行测定。

(三)采场充填工序

采场充填工序主要包括废石回窿充填、采场安全检查、泄水墙的架设、泄水笼的安装、渗水坝的堆筑、充填管路的铺设、尾砂充填和胶结充填及污水处理等工序。

1. 废石回窿充填

采场分层回采结束后，先用井下开拓和采准工程的废石进行充填，充填高度约1.5m，为废石回窿充填。废石回窿充填提供了采场尾砂充填和胶结充填的筑坝材料。这是因为废石充填渗水条件好，也能增加尾砂充填体的强度。

2. 采场的安全检查

尾砂充填和胶结充填前，必须对采场顶板和上盘进行检查，发现隐患，及时处理，以确保充填期间的安全。

3. 泄水墙的架设

在采场两翼通风泄水小巷上，一般采用方木支撑，并迎砂面敷设金属网和尼龙编织布的方法架设泄水隔墙。泄水墙的架设一方面便于充填料泄水；另一方面防止充填时充填料的流失。

4. 泄水笼的安装

为加强采场充填泄水，一般在采场两翼通风泄水井附近、采场联络道口附近或采场内两积较大的区域，安装预制泄水笼。泄水笼是用废旧锚杆焊接而成的，直径1.0m，高2.4m。泄水笼中的充填料泄水，一般采用钻孔或泄水管泄至采场两翼的通风泄水井内或采场联络道中。

5. 渗水坝的堆筑

在采场联络道口，一般采用废石堆坝，并迎砂面敷设尼龙编织布，以利于充填泄水。

6. 充填管路的敷设

采场联络道及采场内均使用100mm增强聚乙烯管，在采场联络道口处与分段巷道中，充填主干管用三通法兰盘连接；在进路法采场进行接顶充填时，还要将充填管吊挂在采场顶板上。

7. 尾砂充填和胶结充填

打开采场联络道口的三通法兰盘，放清水冲洗管路，清水直接排到分段巷道水沟中，看到充填料浆时，立即关闭排水口，料浆即从充填管进入采场。采场充填一般采用从采场联络道口向两翼前进式充填，在宽度方向上从下盘向上盘充填。3m高的分层一般分3次充填。第一次用废石和尾砂充填至1.5m高左右；第二次用尾砂充填至2.8m高，然后，进行平场找平；最后进行胶结充填，胶结充填厚度为0.4m。每次充填结束后，用清水冲洗充填管路，冲洗水直接排到分段巷道水沟中。

8. 污水处理

充填过程中脱出的含泥污水，一部分经采场两翼泄水隔墙渗滤到通风泄水井，流到下部中段风井联络道内，最后流到下部中段巷道水沟中；一部分经采场联络道渗水坝渗

滤到本分段巷道水沟中,最后流到下部中段巷道水沟中。下部中段巷道内设置有沉淀池处理充填污水。

五、尾矿充填采矿技术发展方向

(一)创造新型采矿工艺

充填采矿技术要结合矿山特点,矿床开采技术条件,发明与创造一些与其他采矿技术相结合的新型采矿方法。

削壁留矿采矿法是针对 0.4~0.7m 厚急倾斜石英脉型矿床,在撰山子金矿研究成功的一种采矿方法。当时矿山需要扩大生产能力,又要降低采矿成本来提高企业经济效益。而该矿开采均为平均厚度 0.2~0.5m 矿床,为降低采矿成本只有使用留矿采矿法,而极薄矿脉开采只能使用削壁法。为此,在二者之间各取其特点而发明削壁留矿采矿法,即把掏槽落矿暂留在采场中作为继续上采工作台,而使工作面具有足够作业宽度,需削下部分围岩从采场中运搬出去,采场采完放净矿石后,空区用废石或尾砂充填;此法试验成功后经技术查新认为,属国内首创,达到国际水平,并申请了国家发明专利。

对于缓倾斜极薄矿脉开采,可用矿岩分掘,废石抛掷充填空区,即削壁充填与爆力运矿相结合的采矿法。对于厚大而矿岩较稳固矿体,可用浅孔或中深孔空场采矿法开采,采后空区用尾砂胶结、块石胶结或高水材料充填,即阶段连续回采快速充填采矿工艺,既降低成本,又增大效率;也做到空区及时处理。

(二)加强高水材料长期性能研究

高水材料是一种新型支护材料,其质量水固比达 2.5~3.0∶1,体积含水率 90%,并具有短时间内凝固、早期强度高等特点。高水材料除在采矿工艺应用外,还可在楼房基础注浆加固、堵漏防渗、巷旁充填支护等工程中应用。

然而,这种新材料目前未能广泛应用。其原因如下:一是由于是专利产品,不能大批量生产,材料成本高;二是此种固结材料,形成人工面也好,或含有大量钙矾石、水化硅酸钙和水化氧化铝凝胶体也好,在地表应用极易风化,脱水后其强度有所降低;三是在矿山或其他工程应用中,没有长期稳固性证明其具有抵抗爆破震动性与冲击性,抵抗各种性质渗滤水腐蚀性,以及抵抗地应力作用变形破坏与地热作用、冰冻作用等特性。为此,需要加强高水材料长期性能研究,以求更广泛应用,推进采矿技术进步。

(三)提高机械化作业水平及效率

在干式充填采矿法中,虽然进行过机械化开采试验研究并取得成功,但由于各种原因而未能继续使用。因此,今后在薄矿脉开采矿山有条件者,使用国产机械或微型无轨

设备进行机械化作业研究，提高生产能力，促进技术进步。

在蚀变岩型矿体开采矿山中，除新城、焦家、三山岛金矿使用进口设备组织生产外，其他一些大型或特大型矿山机械化作业水平也较低；即使是上述矿山，其设备效能也未能充分发挥。同样为无轨设备生产，国外一个矿山全部雇员 610 人，日采矿石 6000t，年产金 13.581t，人均年出矿量 3770t；而我国某金矿有职工 2400 人，日采矿石只有 1400t，人均年出矿量仅 160～180t，两者相差 20 多倍。除各种客观因素外，说明我国无轨充填采矿机械化作业效率仍可进一步发挥。

(四)深部充填采矿技术

我国金属矿山石嘴子铜矿，从上部 25m 阶段到闭坑深达 950m，始终使用浅孔留矿采矿法。该采矿方法在中等深度(530m 以上)开采中，可获较好效果，但采深增加时，矿区压力大，作业条件日渐困难，相应改变矿块结构参数，由上部大矿房小间柱，到中部小矿房大间柱，再到深部大顶柱均未能很好地解决回采困难，造成大量矿石损失。这是一种不成功采矿法，因此，深部矿体开采不能使用空场采矿法。

为此，借鉴国外深部矿体开采经验，充填法是惟一可行的回采工艺。然而，充填采矿法多种多样，充填技术五花八门，采用何种回采方法及充填工艺，是今后应根据具体矿床开采条件而开展研究的主要课题。

第二节　全尾砂胶结充填技术

全尾砂胶结充填技术有全尾砂和高浓度两大特点。在浆体管道的输送过程中，充填料浆“高浓度”是指大于临界流态浓度而小于极限可输送浓度。随着料浆浓度的提高，充填料浆的流态特性将逐渐发生变化：当料浆浓度达到临界流态浓度时，料浆的水力坡度随流速的增大而从 $n>1$ 的指数函数关系逐步变为 $n=1$ 或 $n<1$ 的指数函数关系。究其实质，是因为料浆浓度较低时，传统的水力充填是非均质的两相流动，固体颗粒与流体之间将发生相对运动，或沿管壁滑动、滚动、作不连续的跳跃，或呈悬浮状态，增大了管道的输送阻力。而全尾砂高浓度充填料浆呈满管低速流动，为似均质的结构流体，并且，在管道横截面上沿径向由外向里形成三个层次：水膜层、薄浆层和膏状充填料浆芯柱，水膜和薄浆层在管道周壁形成了阻力很小的润滑层，确保芯柱处于“柱塞流”状态，使料浆管道输送阻力明显降低。

当然,随着充填料浆浓度的提高,料浆的黏性系数必然增加,且当高浓度的充填料浆浓度超过某一限值(极限可输送浓度)时,料浆的黏性系数将急剧增加,致使管道输送阻力大幅度增加。因此,全尾砂高浓度充填料浆输送时应低于该浓度极限值。根据我国试验测定,该极限浓度值略高于临界流态浓度 3% ~ 5%。

其次,良好的充填料须能最大限度地占据空间,并具有较小的孔隙率和沉缩率,以便最大限度地发挥充填体的承载作用,这样就要求充填料中必须具有一定的细粒级组成。从充填料粒级级配来看,充填材料按 0.25mm 划分为粗粒级和细粒级,小于 0.25mm 的细粒级与水混合后形成浆体粘附在粗粒级表面,并填充其空隙,尤其 -25μm 的微细粒级,在高浓度浆体的输送过程中却发挥着更加重要的作用:一方面微细粒级在浆体管道的输送过程中,极易趋向于管道周壁,形成润滑层,并阻止粗颗粒下沉或堆积,从而确保高浓度浆体形成"杜塞流",极大地降低管道输送阻力,减小管道磨损;另一方面微细粒级使高浓度充填料浆具有触变性能,即静止时浆体的内聚力和粘性加大,运动时则减小,这样确保高浓度料浆具有良好的保水性能,使充填料浆尤其粗颗粒不至于在输送过程中,特别是停泵时造成大量水泌出,产出沉淀、离析而导致堵管,因而微细粒级促使高浓度充填料浆具有良好的稳定性。因此,从理论上讲,传统的分级尾砂充填由于去掉 -20μm 或 -37μm 的微细粒级部分,同时削弱了高浓度输送润滑层的形成,恶化了高浓度输送的必要条件,而全尾砂高浓度胶结充填是切实可行的。

不同粒级组成的充填料具有不同的高浓度值,进而得到不同的高浓度充填料浆的输送性能(流动性、可塑性、稳定性)和流变特性。目前我国多采用可泵性作为衡量全尾砂高浓度充填料浆输送性能的一个综合指标,并借用混凝土输送经验中坍落度和泌水率两个概念来表示。而全尾砂高浓度充填料浆是否具有良好的可泵性和流变特性决定着全尾砂高浓度胶结充填能否顺利进行。根据我国全尾砂高浓度胶结充填试验,适宜泵送的料浆坍落度值:全尾砂膏体为 12 ~ 20cm,全尾砂细石膏体为 10 ~ 20cm;在满足充填料浆稳定性条件下,充填料浆的泌水率一般应小于 3%,压力相对泌水率应小于 30%。为了改善全尾砂高浓度料浆的可泵性及流变特性,并降低胶结充填成本,目前多采用在全尾砂充填料中加入一定的粗骨料和胶对剂代用品。由于粗骨料的加入,充填材料粗细搭配,充填料浆密度和高浓度值明显提高,并且,充填料浆的坍落度值逐渐增加,泌水率逐渐降低。因此,在全尾砂充填料中粗骨料的加入量必然存在一最优值。根据我国金川公司等的试验,全尾砂:细石的质量比 50:50 为最优。

一、全尾砂胶结充填系统

根据全尾砂高浓度胶结充填特点,全尾砂高浓度胶结充填系统通常包括脱水系统、

搅拌系统、检测系统和管路系统；其中脱水系统和搅拌系统是全尾砂高浓度胶结充填成功应用的关键。图 9－6－1 为金川公司全尾砂胶结充填工业试验流程图。

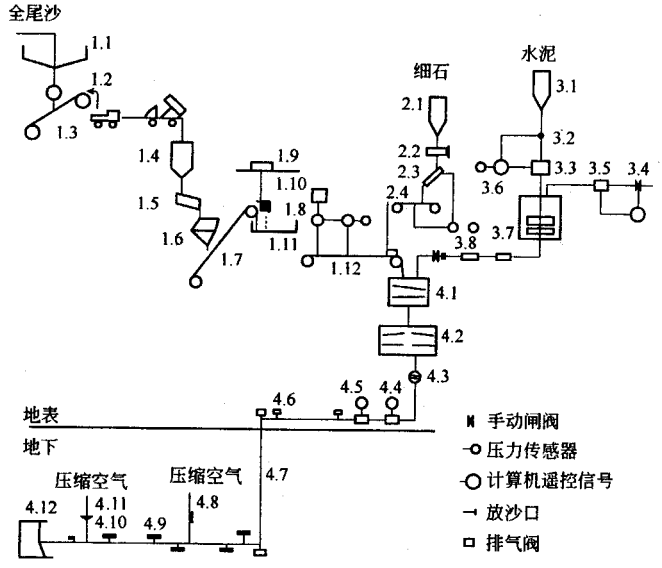


图 9－6－1　金川公司全尾砂胶结充填工业试验流程图

1.1—浓缩机；1.2—圆盘过滤机；1.3—皮带机；1.4—全尾砂仓；1.5—振动给矿机；1.6—振动筛；1.7—皮带机；1.8—全尾砂仓；1.9—抓斗起重机；1.10—小砂仓；1.11—圆盘给料机；1.12—计量皮带机；2.1—砂石仓；2.2—手动平板闸门；2.3—电磁振动给料机；2.4—计量皮带机；3.1—水泥仓；3.2—叶轮给矿机；3.3—冲板式流量计；3.4—控制阀；3.5—流量计；3.6—强力搅拌槽；3.7—浓度计；3.8—流量计；4.1—双轴式叶片搅拌机；4.2—双轴螺旋输送机；4.3—PM 双缸活塞泵；4.4—浓度计；4.5—流量计；4.6—充填管；4.7—充填钻孔；4.8—电动液压闸阀；4.9—压气清洗装置；4.10—充填管；4.11—夺气助吹装置；4.12—手动闸阀

(一)脱水系统

为了制备全尾砂高浓度料浆，一般全尾砂采用二段脱水工艺，即先将选矿厂来的 20%左右浓度的尾矿浓缩到 50%左右，然后再进行过滤，这样不仅可保证过滤时的回水质量，还可提高尾矿过滤效率。

高效浓缩机是近年来发展起来的新设备，广泛用于尾矿的第一段脱水；它借助于高分子聚合物絮凝剂的作用，并采用下部给矿(絮凝层下方)方式，大大提高了浓缩机效率。真空过滤机是目前常用的尾矿浓缩设备，广泛用于尾矿的第二段脱水。

(二)搅拌系统

普通搅拌很难破坏微细颗粒固体和水产生的聚凝集合体,因此,一般的搅拌设备要使微细颗粒的尾砂和水泥混合均匀是非常困难的。为了实现全尾砂高浓度胶结充填搅拌机理,前苏联诺斯克矿采用 ДКПЛ－1 型活化搅拌机使微细分散材料能较好地混合均匀,从而开创了固体颗粒活化搅拌先例。

全尾砂高浓度胶结充填料浆通常采用二段搅拌流程以提高搅拌质量。长沙矿山研究院等设计制造了多种活化搅拌机,现场试验都取得了良好的搅拌效果。在金川公司全尾砂膏体泵压充填新工艺试验中,为了与引进的德国 PM 公司生产的 KOS－2170 型充填泵的膏体物料制备方式和生产能力相匹配,制造了二段专用的搅拌机:第一段搅拌机为 ATD－Ⅱ型双轴叶片式,主要用于打碎大泥块并初步将几种物料混合成膏体。第二段搅拌机为 ATD－Ⅰ型双螺旋输送搅拌机,主要用于膏体的贮存、搅拌和输送。

(三)检测系统

高浓度料浆具有良好的性能,并且料浆浓度的变化对充填料浆特性的影响极为敏感,为了确保全尾砂高浓度胶结充填正常,全尾砂高浓度胶结充填系统必须能够对制备的胶结充填料浆浓度、流量及各种物料配比等进行监测和控制,建立一套可靠、完善的充填监控系统。

凡口铅锌矿和金川公司的全尾砂高浓度胶结充填系统的自动检测和控制仪表都是在目前生产系统的自动仪表设计基础上经过局部改造而建成的,实现了仪表自动检测和计算机综合处理,并完全实行了自动控制。当然,由于高浓度料浆所具有的特性如浓度高、流速低、管内压力高等,给选择适用的检测控制仪表也带来一定的困难。

(四)管路系统

全尾砂高浓度胶结充填料浆,由于细粒级含量高、浓度高,在管路内呈稳定的均质流,而且其流速处于层流区域内 对于膏体泵压充填,为节约能源,降低泵压,输送流速应选择 0.5～1.0m/s,因此,全尾砂高浓度胶结充填必须依照高浓度料浆的流变特性设计其管路系统。

根据充填管路的布置原则,井下管路大多采用阶梯形布置,其中任一梯段的管网倍线均不能大于总倍线。值得说明的是,对于高浓度自流输送的充填倍线,除计算正常输送时的充填倍线外,还应该考虑清洗管道时的充填倍线,因为当冲洗管道时,高浓度料浆所形成的垂直段自然压头被水柱取代后,由于高浓度料浆密度通常要比水的大 1.8～1.9 倍,造成同样输送条件下,充填倍线要降低很多。如凡口铅锌矿生产充填时正常输送的充填倍线为 8～6.4,而当清洗管道时,充填倍线降低为 4～3.2。

其次，管路系统的管径主要根据充填能力、流速和充填料的组成确定。在同等流量下，压力损失随管径增大而显著减小，工程中应尽量采用大管径。凡口铅锌矿和金川公司选用管径多在 0.1～0.15m 之间。对于掺有粗骨料（－25mm）的膏体充填，一般选取管径 0.15m，并且为了降低阻力，增大水平输送距离，消除垂直管内的空气，垂直部分的管径可适当加大。

再次，全尾砂高浓度胶结充填料浆管内的压力较大，充填管路系统中开始段和垂直向下段的压力都有可能超过 6～10MPa，必须采用快速接头，耐压须达到 12MPa，并且接头内壁必须平滑等径，弯头曲率半径应大于 0.7～1.2m。泵压充填时，还必须考虑泵往复冲程产生的振动，在下向满管泵送段设置排气装置和电动液压阀等，采取减震措施。

二、国内外全尾砂胶结充填技术的应用现状

20 世纪 80 年代，全尾砂胶结充填技术首先在德国、南非取得成功，随后在原苏联、美国和加拿大等国得到应用。80 年代末期，我国开始在广东凡口铅锌矿和金川有色金属公司进行试验研究，并用于工业生产。

由于各矿山的开拓和采矿工艺的要求不同，故所采用的料浆制备、输送工艺、充填方法及设备等方面各有差异。下面仅对几个有代表性的典型矿山进行介绍。

（一）原苏联阿奇赛公司全尾砂胶结充填自流输送工艺

阿奇赛公司使用积存于尾矿库中的全尾砂作充填料。尾砂中 $-43\mu m$ 粒级占 70%。每 $1m^3$ 充填料浆的成分为：干尾砂 1550～1600kg，400 号水泥 80～140kg，水 400～420kg。充填系统如图 9－6－2 所示。汽车将尾砂卸入受料堑沟，用 2πC－100C 电耙将尾砂耙运到受料漏斗，然后经给料器、胶带运输机和皮带秤给入双轴混合机。25t 筒仓内的水泥利用仓底气泵转移到配料仓，由可调式螺旋给料机和自动皮带秤送入搅拌筒内与水混合制成水泥浆，并自流到双轴混合机。充填料浆在双轴混合机一次搅拌后自流入旋流活化搅拌器进行二次强力搅拌，然后由垂直钻孔和水平管路（φ150mm）自流输送到充填采场。充填站控制室内安装有手动和自动两套控制系统，用圆盘记录仪记录尾砂、水泥和水的用量。

矿山充填倍线一般为 6～7，最大达到 9。充填能力为 $120m^3/h$。充填体 28 天龄期的单轴抗压强度为 1～1.5MPa，沉缩率为 0～1.5%。

（二）凡口铅锌矿高浓度全尾砂胶结充填自流输送工艺

由凡口铅锌矿、长沙矿山研究院和长沙有色冶金设计研究院共同合作，于 1991 年完成了高浓度全尾砂胶结充填新工艺和装备的研究。

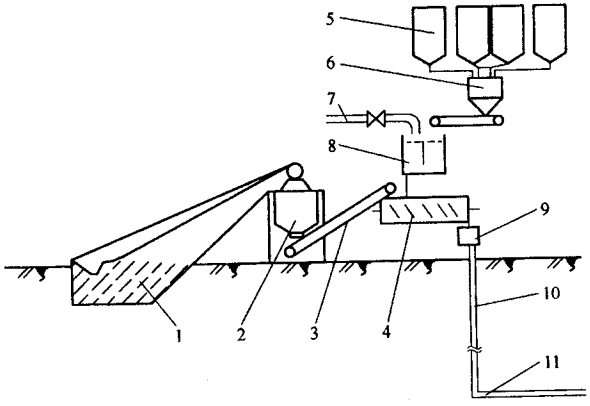


图 9－6－2　阿奇赛公司充填系统图

1—受料堑沟；2—受料漏斗；3—胶带运输机；4—双轴混合器；5—水泥仓；6—配料器；7—电动夹管阀；8—搅拌筒；9—旋流搅拌器；10—充填钻孔；11—充填管道

凡口铅锌矿充填系统见图 9－6－3。来自选厂的尾矿浆(质量分数 15%～20%)，经 φ9000mm 高效浓密机一段脱水，沉砂(质量分数约 50%)进入圆盘真空过滤机二段脱水，含水率约20%的滤饼由皮带机运至卧式砂仓。湿尾砂由55kW电耙间断耙运到中间贮

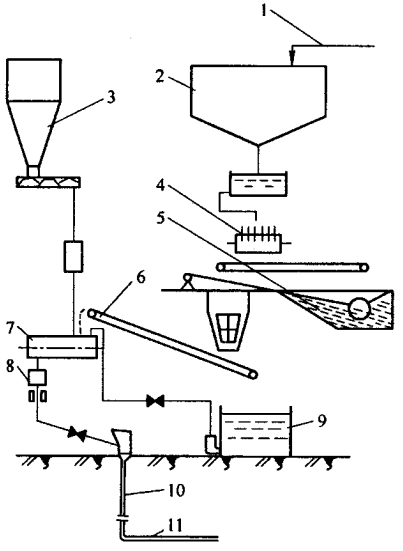


图 9－6－3　凡口铅锌矿充填系统

1—选厂尾砂管道；2—高效浓密机；3—水泥仓；4—真空过滤机；5—卧式砂仓；6—计量皮带运输机；7—双轴搅拌机；8—高效搅拌机；9—水池；10—充填钻孔；11—充填管路

料仓，经带破拱架的振动放料机、计量皮带运输机给入双轴桨叶式搅拌机。水泥经水泥筒仓、双轴螺旋喂料机、冲量流量计进入搅拌机，与尾砂和水混合搅拌。充填料浆再自流入高效强力搅拌机进行二次强力活化搅拌后，经垂直钻孔和充填管路（ϕ125mm）自流到井下充填采场。

由检测仪表、中央控制台和微机组成的自动检测与综合处理系统检测尾砂的含水率、水泥添加量、加水量及充填料浆的质量分数和灰砂比。

该矿全尾砂中 -74μm 粒级的含量占 62%～84%。充填料浆质量分数为 70%～76%，水泥耗量 214kg/m^3，充填能力为 48～54m^3/h。充填体 28 天龄期单轴抗压强度为 3MPa 左右。

（三）德国格隆德（Bad Ground）铅锌矿全尾砂泵送胶结充填工艺

格隆德铅锌矿的充填材料选用重选尾砂（粒度 0.8～30mm）和浮选全尾砂（粒度 -0.5mm，其中 -60μm 占 50%），分别脱水后按比例（50:50）再加入少量的水搅拌成高浓度砂浆，用给料机喂入 160kW 的双活塞泵加压，通过管路（ϕ152mm）经竖井送入井下。东采区水平距离短，不需要再加压，西采区输送距离长，需要用中继给料机和 160kW 双活塞泵再加压一次。水泥贮存在地表一个 100m^3 的水泥仓中，充填时，借助压风管中的压缩空气将干水泥输送到距充填管出口约 30m 处，通过一个水泥喷射装置，将干水泥喷入充填管路中与全尾砂充填料浆混合，进入到充填采场。充填系统示意图参见图 9-6-4。

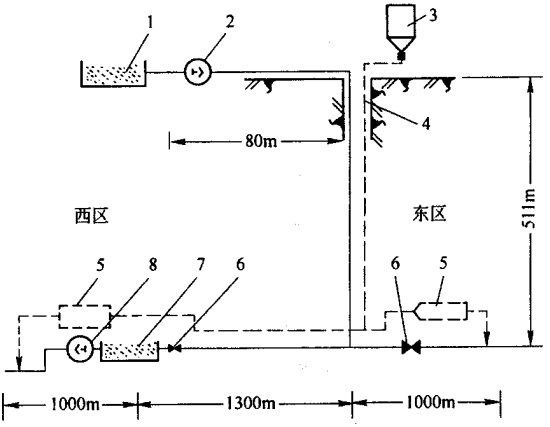


图 9-6-4　格隆德铅锌矿充填系统示意图

1—给料机；2—双活塞泵；3—水泥仓；4—竖井；5—小水泥仓；6—遥控闸门；7—中继给料机；8—双活塞泵

该充填工艺充填料浆的质量分数高达 85%左右，在水泥添加量为 60～100kg/m^3 时，

便可达到该矿下向胶结充填所要求的充填体 28 天龄期单轴抗压强度大于 2MPa 的数值。

20 世纪 80 年代末期，德国 P.M 公司在某金矿采用了全部不分级尾砂作充填料，经浓缩、过滤成固体含量达 76% ~ 78% 滤饼进入螺旋搅拌输送机，与水泥、粉煤灰混合后，经双活塞泵加压，通过管路向坑内输送，进行采场充填。该系统的使用取得了良好的经济效益和社会效益。

(四)奥地利布莱堡(Bleiberg)铅锌矿全尾砂、碎石泵送胶结充填工艺

布莱堡铅锌矿借鉴格隆德矿的经验，建成了具有自己特色的全尾砂加碎石的泵送充填系统，参见图 9 - 6 - 5。

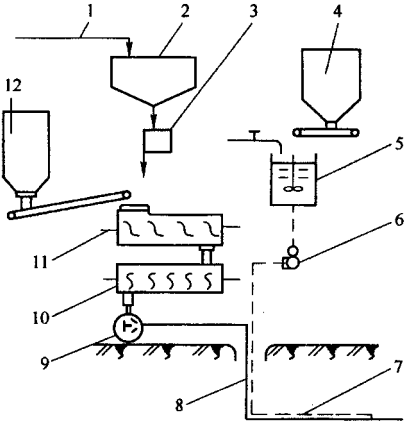


图 9 - 6 - 5　布莱堡铅锌矿充填系统图

1—选厂尾砂管；2—浓缩机；3—压滤机；4—水泥仓；5—搅拌筒；
6—水泥浆泵；7—水泥浆管道；8—充填料管道；
9—双活塞泵；10—供料槽；11—搅拌槽；12—碎石仓

浮选尾砂经浓缩、压滤两段脱水后，形成含水 18.2% 的滤饼，直接进入 BHS700 × 2600 双轮螺旋叶片式搅拌机。同时 - 30mm 的碎石经皮带运输机进入搅拌机(浮选尾砂与碎石的比例为 6:4)，并添加少量减阻细灰以降低输送阻力。搅拌后的料浆进入 5m^3 供料槽，经再次搅拌后送入 KOS - 2160 双活塞泵，加压后经充填管路(φ140mm)输送到井下。充填料浆中水泥的添加是采用地表制浆，用独立的水泥浆系统送到井下，在充填料进入采场前，将水泥浆压入充填管路中与充填料混合，进行采场充填。

主要技术参数为：充填料体重 1.5 ~ 1.8t/m^3，混合料水灰比 4，水泥耗量 60 ~ 80kg/m^3，流量 4 ~ 7m^3/min，100m 管路压力损失 0.4MPa，充填体强度 1.5 ~ 2MPa。

(五)金川公司全尾砂泵送充填系统

金川有色金属公司与北京有色冶金设计研究总院合作，于 1987 ~ 1991 年在金川二

矿区进行了全尾砂下向胶结充填技术及设备的研究。

试验研究使用的选厂全尾砂经 ϕ8m 浓缩机和 20m^3 的鼓式折带过滤机过滤后，用汽车运至搅拌站并转载到砂仓内。全尾砂经砂仓下部盘式给料、计量皮带运输机进入第一段双轴叶片式搅拌机。 -25mm 碎石经仓下电振给料机、核子秤、皮带机转载至运送全尾砂的主皮带机上，与全尾砂同时进入搅拌机，水泥按配比制浆后流入搅拌机。全尾砂、碎石和水泥经第一段搅拌混合后，自流到第二段双轴螺旋搅拌输送机，经喂料口给入 PM 双缸液压活塞泵（Q = 70m^3/h、p = 60MPa）加压，通过 ϕ139mm 钻孔和井下 ϕ123mm 管路将充填料浆送至采场。

工业试验共充填了 1615m^3。其中，全尾砂胶结充填 1100m^3，全尾砂加碎石胶结充填 515m^3。在满足该矿下向充填采矿法要求 $R_{28} \geqslant 4$MPa 的条件下，采用全尾砂充填时，选用灰砂比为 1:4，水泥耗量 280 ~ 310kg/m^3，料浆的质量分数为 74% ~ 76%，100m 管道阻力损失 1.0 ~ 1.2MPa；采用全尾砂加碎石胶结充填时（配比为 50:50），水泥耗量 180 ~ 200kg/m^3，质量分数为 81% ~ 84%，100m 管道阻力损失为 0.8 ~ 1MPa。试验中还对全尾砂胶结充填材料的物理力学性质、料浆流变特性、脱水、搅拌设备、泵送工艺等方面进行了研究。

三、全尾砂胶结充填技术改进及发展方向

全尾砂充填提高了尾砂的利用率及充填材料的选择范围，另一方面高浓度充填降低了充填料浆的水灰比，从而大大改善了充填特性：充填强度提高，充填料沉缩率降低。这些对于充分发挥充填体承载作用，满足待定生产技术条件下的采矿要求以及提高矿石的回收率等都具有非常重要的作用，促进了全尾砂高浓度胶结充填技术的迅猛发展。目前，除凡口铅锌矿和金川公司获得了全尾砂高浓度（膏体）胶结充填的成功应用外，焦家金矿、武山铜矿、铜泉山铜铁矿等正积极与有关单位合作，拟进行全尾砂高浓度（膏体）胶结充填试验研究。

当然，由于全尾砂高浓度胶结充填系统中，尾矿浓缩脱水及充填料浆的搅拌工艺都采用了先进的专用设备，其关键设备仍依赖进口，加之自动检测控制仪表等，一次性投资费用较大，大大限制了全尾砂高浓度充填技术的发展和在中小型矿山或地方矿山的推广应用。为了全面发展全尾砂高浓度胶结充填，必须大力研制和改进全尾砂高浓度胶结充填系统中专用设备，实行专用设备国产化。

全尾砂高浓度（膏体）浆体管道输送有其固有的特点，必须进一步研究减阻措施，降低矿山能源消耗。根据浆体的滑移特性，目前广泛开展了在充填料浆中加入一定量减阻

剂或在长距离管线中每隔一定距离设置减阻环定量加入清水或减阻剂的研究，促进输送管道环形管壁处低粘度层的形成，上述方向的研究必将有利于充填料特别是粗颗粒骨料的顺利输送，减少管道磨损，无疑对全尾砂高浓度（膏体）胶结充填获得实际应用具有重要的指导意义。

全尾砂胶结充填技术的研究和应用，经过十几年不断地探索，在充填料浆的制备、充填系统、输送工艺及设备和理论研究诸方面都取得了较大的发展。根据该项技术在国内外的应用状况及存在的问题，就其改进和发展方向进行初浅的探讨。

（一）充填材料的选择

提高充填采矿法经济效益的一个重要途径就是降低充填成本。而降低充填成本的关键在于降低充填料浆中水泥的消耗和选用廉价的充填材料。使用全尾砂和水泥作充填材料已经获得了明显的经济效益和社会效益，为进一步降低充填成本，可从以下几方面予以改进。

1. 添加粉煤灰

在全尾砂充填料浆中添加适量的粉煤炭可取代部分水泥。添加粉煤灰后，在保持原有坍落度的情况下，可提高料浆浓度；在不改变浓度的情况下，可改善料浆的和易性、减少泌水性，防止离析；降低干缩率 5% 左右，提高弹性模量约 5% ~ 10%。粉煤灰的添加可提高充填体的强度，如按 1∶0.5（水泥∶粉煤灰）添加，在相同强度下，可降低水泥用量的 20% 左右。粉煤灰可改善充填料浆的流变特性，更适合泵送充填工艺。粉煤灰适宜的添加量一般为水泥用量的 20% ~ 50%。

2. 添加粗粒级骨料

用全尾砂制备充填料浆时，由于含有大量的细粒级尾砂，则需要更多的水泥浆吸附在颗粒表面，为了满足强度的要求，必然会增加水泥的耗量，使充填成本提高。建议有条件的矿山，在全尾砂中添加河砂、海砂、棒磨砂等粗粒级骨料配制料浆。当采用泵压输送时，在保证细粒级含量（一般 $-20\mu m > 20\%$）的条件下，添加一定比例 $-30mm$ 的粗粒级碎石。由于料浆粒度分布均匀，骨料加粗，孔隙率减小，可明显提高料浆密度，从而提高充填体的强度，降低水泥的消耗量。

充填材料选择范围的扩大，也解决于部分矿山充填材料不足和井下废石处理等问题。

3. 其他添加材料

近几年，研制出一些添加于充填料浆中的特种水泥、吸水剂、高水速凝固化剂等新型材料，为进行不脱水全尾砂充填在技术上提供了可能性。在料浆中添加流动剂、减阻剂

等会有效地改善全尾砂的泵送性能，从而提高充填料浆的输送浓度。

（二）输送工艺

全尾砂胶结充填料浆的输送有自流和泵送两种。高浓度料浆的自流输送在理论上已不同于传统的水砂充填，流体中固体颗粒受惯性力约束影响已很小，而进入似均质非牛顿流范畴，近似于宾汉姆体，可在较低流速下的层流状态运行，甚至短时间在管道内停留也不沉淀。当料浆浓度进一步提高到牙膏状时，其塑性黏度与屈服应力均很大，因此，必须采取泵压输送。

由于自流输送工艺简单，基建投资不大，充填成本适宜，且许多矿山已建有分级尾砂自流充填系统，因此，建议在充填倍线小，选用全尾砂或添加粗骨料粒径在 -5mm 时，优先采用自流输送工艺。

为了提高充填料浆自流输送时的浓度，应增设高速强力活化搅拌环节。充填料浆的活化搅拌是以物理化学和胶体化学的理论为基础，料浆经过高速强力搅拌，颗粒之间的内聚力急剧减小，固相与液相间相互作用形成的聚凝体破坏，而形成胶体，从而可制备出流动性好，浓度高的均质充填料浆。同时，搅拌强化了水泥的水化作用，提高了充填体的强度。

哈萨克斯坦工业大学等单位在试验中处理未脱泥的细粒级尾砂（$-43\mu\text{m}$ 占 70% ~ 100%），使之形成浓度为 80% ~ 83% 具有触变性的标准分散系浆体，自流输送到井下充填采场。凡口铅锌矿在料浆浓度为 72% ~ 76%，充填倍线为 3 时，仍获得了良好的自流输送性能。

在充填倍线较大，充填料浆中含有粗粒级骨料或要求浓度较高时，则应采用泵压输送工艺。

（三）水泥的添加方式

往充填料中添加水泥是为了满足对充填体强度的要求。添加方式的不同会影响到水泥的用量、强度的变化及工艺的繁简。

（1）根据水泥添加的地点和添加水泥的特点，大致有以下几种方式：1）地表添加干水泥；2）地表添加水泥浆；3）坑内添加干水泥；4）坑内添加水泥浆（地表制浆）；5）坑内添加水泥浆（坑内制浆）。各种方式各有优缺点，在地表添加水泥可省去水泥输送系统和添加装置，但充填结束后需认真清洗管路，而且冲洗水容易流入充填采场；添加干水泥可提高料浆浓度，从而提高充填体的强度，但水泥难以和其他材料充分搅拌和混合；坑内添加水泥浆又降低了充填料浆的浓度。

（2）当采用自流输送工艺时，推荐采用地表添加水泥浆的方式。这种方式制浆简单、

不需要水泥输送系统，水泥和其他材料混合充分，但在清洗管路时，应防止冲洗水进入充填采场。

当采用泵压输送工艺时，推荐采用坑内添加干水泥的方式。在充填管道出口前 30～50m 处往管道中添加干水泥，可使进入采场的料浆浓度提高 1%～2%，又不至于增加管道输送阻力而提高充填体的强度。每次充填后仅需清洗加水泥后的一段短管，而将充填料存留在长距离的输送管路中，下次充填时可继续泵送，而不至于“凝固”。水泥喷射装置是使水泥和其他充填料均匀混合的关键设备，目前国内有关资料很少，尚需开展引进、研究和试验工作。

全尾砂胶结充填作为一项新技术，在理论和试验研究方面仍需进一步地探索，朝着改善充填体的质量、降低采矿成本、减少环境污染和生态破坏等方向努力，进一步扩大全尾砂胶结充填技术的应用范围，以便提高企业的经济效益和社会效益。

第三节　高水固结尾砂充填技术

一、高水固结充填采矿研究现状

高水固结充填采矿新工艺是金属矿山胶结充填采矿工艺的一项重大技术革新。其实质是在金属矿山尾砂胶结充填工艺中，不使用水泥而使用“高水速凝固化材料”（以下简称高水材料）作胶凝材料，使用矿山选厂全尾砂作充填骨料，按一定配比加水混合后，形成高水固结充填料浆。根据工艺设备条件和现场技术要求，充填料浆浓度可在 30%～70%之间变化。高水固结充填料浆充入采场后不用脱水便可以凝结为固态充填体。

从 20 世纪 70 年代末、80 年代初开始，国内外矿业界人士在全尾砂作充填骨料方面的研究，主要集中在提高充填料浆的浓度上，因而在全尾砂高浓度胶结充填工艺和全尾砂膏体泵压胶结充填工艺上，取得了令世人瞩目，颇有价值的技术成果。但是，上述工艺技术在充填料浆的制备和输送方面还尚未取得令人满意的结果，又加之其技术设备昂贵、工艺流程复杂，运营维修不便，故大量推广应用尚存在一定的困难。高水固结充填新工艺，在改革金属矿山胶结充填工艺及使用胶凝材料方面另辟新径。由于高水材料的应用，该工艺可以达到输送中低浓度料浆充填而井下不用脱水之目的。

（一）高水材料

高水材料是由高铝水泥为主料，配以膨润土等多种无机原料和外加剂，像制造水泥

那样经磨细、均化等工艺，而制成的甲、乙两种固体粉料，使用时，加水制成甲、乙两种浆液。英国曾采用具有该种性能的材料与水混合用于煤矿支护，目前推广应用的‘特九派克’高水材料，由‘特克本’和‘特克西姆’两种料组成，其充填施工工艺是先将两种按水固比为 2.5∶1 的比例分别加水制成 A、B 浆液，然后通过两条管路分别将 A、B 浆液按 1∶1 的比例输送到充填地点混合。但英国所用材料相对来说价格昂贵，配料中某些材料在我国也难找到，且未开在金属矿山应用之先例。我国学者所研制的高水材料的原材料在中国有着丰富的储量，分布范围广，所研制的高水材料具有一系列优良特性。

高水材料在中国已实现了工厂化生产。自 1990 年开始，已在中国煤炭系统沿空留巷开采中进行了巷旁支护实际工程应用。实践证明，这种材料用于巷旁支护，简化了支护施工工艺，减轻了工人劳动强度，降低了成本，同时加快了施工速度，提高了施工的安全性。而当高水材料用于金属矿山采场充填时，则在料浆制备，充填能力，充填方式，充填体体积及强度等方面均与煤炭中使用时有所不同。

（二）高水固结充填

金属矿山采场胶结充填中要用尾砂等作充填骨料，料浆浓度较煤矿使用的高。1989 年 9 月，山东省招远金矿对使用高水材料添加全尾砂浆，配制成不脱水的高水固结充填材料进行了评议。随后，在煤炭开采中作为沿空留巷采煤法的巷旁支护材料进行了工业试验并取得了满意的结果。1991 年 6 月至 1992 年 6 月，在招远金矿进行了高水固结充填采矿的工业应用试验研究。通过实验室研究，评议和现场试验，可以得出如下结论。

1. 高水固结充填材料特性

高水固结充填材料有以下特性：

(1)充填料浆的自然沉降性。将甲、乙料分别与全尾砂混合后配制成两种充填料浆，静置同样的时间，沉降层浓度比未加高水材料的全尾砂浆沉降层浓度小得多，沉降层浓度随时间增加得变化不大。这说明加入高水材料后，能减缓尾砂沉降，改善充填料浆的悬浮性和流动性。

(2)充填料浆的凝结时间，要根据采矿生产（满足凝固快、早期强度高、生产能力大）和充填工艺（如果料浆凝结速度过快，就易造成堵管，充填体强度不均，平场效果不好等；过慢则会影响采矿生产）两方面的要求，综合考虑和选则充填料浆的凝结时间。在招远金矿试验时，将初凝时间调整在 30～60min 范围内。

(3)充填浆的可泵性，充填料浆的视黏度和动切应力比没有添加高水材料的充填料浆的视黏度和切应力要小。从生产实际的角度看，黏度小、动切应为小的浆液更容易输送。因此，添加高水材料有助充填料浆的可泵送工艺。

(4)高水固结充填体的强度特性。强度的大小是充填材料的一个重要技术参数。影响充填体强度的主要因素是灰浆比(或高水材料添加比例),其次是尾砂浆浓度,最后是甲、乙料配比。高水材料的含量越高,充填体的强度越高;在灰浆比一定的条件下,尾砂浆浓度越大,配制出的充填料浆浓度越高,充填体的强度越大;配比中,甲料含量越大,充填体强度越大。

(5)水的酸碱度、尾砂成分对高水充填材料强度的影响。酸性越强,影响程度越大;尾砂成分对高水充填材料也有影响,如尾砂中硫含量大于 10%时,就会对充填体的后期强度影响较大。

(6)环境温度对充填体强度的影响。高水材料与水的反应是一种放热反应,要求在一定的温度范围内完成。随着环境温度的降低,初凝时间相应延长,早期强度也随之降低。反之初凝时间相应缩短,凝结速度变快,早期强度也随之提高。在正常作业条件下,无论环境温度是降低还是升高,都不会影响充填体的后期强度。

(7)高水固结充填体的强度及其他性能。在湿养护条件下要比干养护条件好。

(8)高水材料的成本。影响充填材料直接成本的主要因素是水灰比,其次是甲、乙料的配比,最后是尾砂浆的浓度。

2. 高水固结充填采矿工艺

高水固结充填材料对充填工艺有如下要求:由于高水甲料、乙料加水混合后具有速凝性,这就要求用两套独立的系统分别完成甲、乙两种充填浆液的制备及输送。甲、乙两种充填浆液经独立输送系统输送到充填采场附近,经专用混合器混合后注入采空区。进入采空区的充填浆液不需脱水,而能自流到采空区各个充填部位,形成一个整体的作业面,并能迅速凝固。

招远金矿全尾砂全水固化胶结充填采矿新工艺工业性试验,选用了较简单的制浆输送设备,以求投资少、见效快。充填料制备站布置在坑内,将原有老巷道改造为充填搅拌站硐室。充填系统如图 9-6-6 所示。该充填制备系统是:从选厂到尾矿库的输砂管引出一个内径 30mm 的尾砂分流管,将浓度为 30%左右的全尾砂浆输送到井下充填料制备站储砂池中。放砂时,测得分流管入端压力为 1.8~2.0MPa,分流砂浆流量为 5.1~5.6m^3/h。浓度为 30%左右的尾砂浆采用静止沉淀上层排水方式调整浓度。沿砂池 10m 长的范围内布置 3 台功率为 7.5kW 的搅拌机,每台搅动范围约 2.5~3.0m。沿砂池两侧各安装 4 组压风喷管,每组喷管安装 3 支喷嘴。通过搅拌机搅拌和压风喷嘴的吹气搅动,保证池内砂浆处于均匀悬浮状态。再用 2PNL 渣浆泵向制浆系统供砂浆。选用了 6 个 ϕ1400mm×1400mm 单层叶轮式搅拌筒,电动机功率 3kW,转速 320r/min,6 个搅拌

筒分 3 组，每两个为一组，分别制备甲、乙两种充填料浆，3 组分别依次进行注砂 – 加高水材料 – 搅拌 – 放浆四道工序，循环往复，以实现连续制浆。搅拌好的甲、乙充填料浆，分别通过 2PN 渣浆泵输送到井下，再通过混合器将两种料浆混合后充入采场。

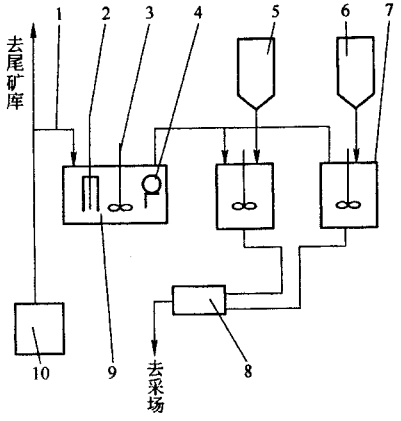


图 9 – 6 – 6　招远金矿高水固结充填系统

1—分流管；2—压风；3—搅拌器；4—渣浆泵；5—甲料；6—乙料；

7—搅拌筒；8—混合器；9—储砂仓；10—尾砂泵站

20 世纪 80 年代以来，高水固结充填采矿已在山东省焦家金矿、招远金矿灵山分矿，安徽新桥硫铁矿，广西大厂矿务局，甘肃小铁山铅锌矿、金川龙首矿、湖北铜录山铜矿、鸡冠山金矿、辽宁红旗岭镍矿等矿山进行了工业化应用或工业试验，并取得了可贵的经验。利用矿山全尾砂砂浆，加上高水材料料浆制成充填料浆，实现全尾砂充填料浆低浓度、大能力输送，充填料井下不脱水，充填体快速凝固，充填接顶效果好，改善了井下的工作环境。对于尾砂产率高的矿山，使用部分全尾砂，既可省去尾砂分级工艺，又可以延长尾砂库的服务年限，缓解了细粒尾砂筑坝难的问题；在尾砂产率低的矿山，又可以以水代砂，从而节省了补充磨破的费用。高水固结充填在用于上向分层充填采矿法铺面和接顶，下向分层充填法构筑人工假顶以及全尾砂胶结充填等方面已经有了丰富的实践经验。为了适应资源环境，作业条件对工艺的要求，为了矿业可持续发展，这一技术必将在地下充填采矿领域推广应用。

二、高水固结充填采矿工艺

高水固结充填采矿工艺是使用高水材料做固化剂，掺加尾砂和水，混合成浆充入采场后不用脱水便可以凝结为固态充填体的一种新的充填采矿工艺。该工艺的主要特点

是：(1)可将高比例水凝结为固态结晶体，从而使高水固结尾砂充填料浆在一般浓度条件下不脱水而变成固体。利用新的固结材料的特性，可使全尾砂、分级尾砂，其他充填集料(如江砂，海砂等)产生固结。(2)高水固结充填料浆在 30% ~ 70% 的浓度范围内输送，甲、乙高水固结充填料浆在采空区混合后快速凝结。充填体早期强度高，采场不用脱水，从而可大幅度地缩短回采作业周期，提高采矿生产率，改善井下作业环境。(3)高水材料具有良好的悬浮性能，加入高水材料后，所形成的充填料浆中的尾砂沉降减缓，使充填料浆的悬浮性和流动性得到了改善，因而充填料浆便可以利用国产普通泥浆泵实现长距离输送，并有利于克服管道水力输送中易堵管、磨损快、投资大、能耗高等技术难题。(4)高水固结充填料浆具有良好的流变特性，其充填体具有再生强度特性，因而充填料浆流动性好，利于采场充填接顶，利于采场地压管理，利于矿产资源的充分回收。(5)高水固结充填采矿工艺在充分地利用原有的采准布置、回采方式、回采工艺及采掘设备的基础上，配以高水固结充填材料，高水固结充填工艺及简单易行的充填料浆制备系统，因而可以广泛地用于各种采矿方法及采空区处理。

(一)上向过路高水固结尾砂充填采矿法

1. 方法特点

(1)采用下盘脉外采区斜坡道，阶段运输水平穿脉沿脉的采准布置方式。

(2)采用上向过路式回采。回采进路垂直矿体走向布置(矿厚大于 10m)，回采进路成水平布置。

(3)采用浅孔钻机凿岩，实行控制爆破，顶板采用锚杆紧跟工作面支护。

(4)用高水固结尾砂充填。先用配比 5% ~ 6% 充填料浆充填进路高度的(2/3 ~ 4/5)，充填体强度为 0.5 ~ 1.0MPa 进路其余部分再用配比为 9% ~ 10% 的高水固结充填料浆充填，其充填体强度达到 1 ~ 2MPa。

(5)阶段高 40m，分段高 9m，每个分段控制 3 个分层，分层高 3m，进路宽 3m。

(6)上向进路式回采适用于矿体厚度大于 5 ~ 6m，矿石中等稳固到不稳固的倾斜、急倾斜矿体。

2. 采准

阶段在垂直高度上划分为 3 个分段，各分段巷道之间用分段联络道与分段巷道联系起来，各回采分层通过分层联络与分段巷道联系起来，每个分层布置的回采进路与下盘沿脉分层道巷道联通。在下盘脉外分段联络道的一侧掘进溜矿井，随着分层的上采，在矿体内用钢板卷成 ϕ2m 的圆筒，顺路向上接高。在分段联络道的另一侧布置入行充填井，井内安装有梯子和充填管道，并兼做人行安全出口和回风之用。采准布置见图 9 - 6 - 7。

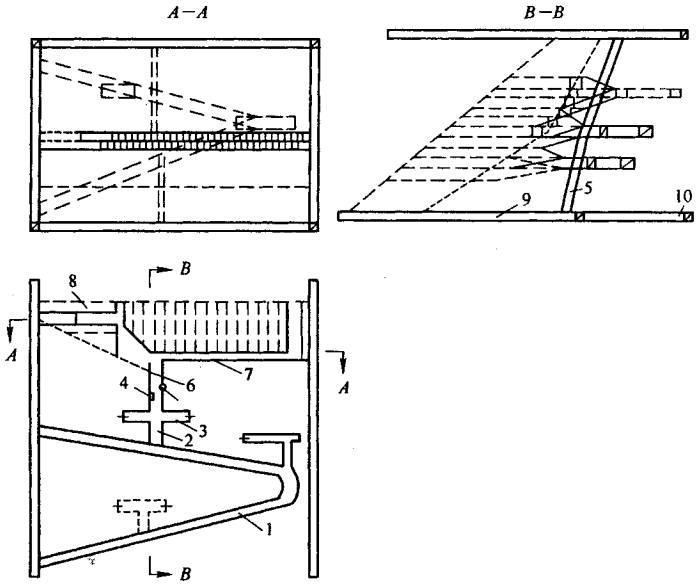


图 9－6－7　上向进路高水固结充填采矿法

1—斜坡道；2—分段联络道；3—分段巷道；4—通风充填井；5—矿石溜井；6—分层巷道；7—下盘沿脉巷；8—回采进路；9—穿脉巷道；10—阶段运输巷道

3. 回采顺序及方式

各分层间采用自下而上的回采顺序，在同一分层采场之间采用前进式回采；各采场的回采进路从采场的一侧向另一侧回采。整个分层回采进路充填完毕后，便可采用后退式（从里向分段（层）联络道方向）分段充填沿脉分层巷道。

4. 回采工作

凿岩用 7655 钻机，钻杆长 2.0m，柱齿形或一字形针头，针头直径 38mm，进路工作面一般布置 15 个炮孔。爆破用 2 号岩石炸药，柱状药包，直径 32mm，药包长 200mm，人工装药。采用非电导爆管，毫秒电雷管起爆，毫秒间隔 50ms。大块在工作面采用覆岩爆破二次破碎或浅眼爆破二次破碎。铲运机装运矿石，溜矿井放矿，穿脉运输巷装车。进路顶板采用管缝式锚杆支护，网度 1 根/m^2。局部破碎冒落地段采用加密锚杆，木垛支护等措施。

（二）下向进路高水固结充填采矿法

1. 方法特点

（1）采用高水固结尾砂充填。高水固结充填料浆的质量分数为 65% ~ 74%，其中高水材料的质量分数为 6% ~ 13%，尾砂为 56% ~ 61%，水 31% ~ 33%。充填体 1 天的强

度为 1.0～2.5MPa，7 天的终强度达到 2.5～4.5MPa。

(2)用下向进路式回采。进路沿矿体走向水平布置(原采用倾角 6°～8°的倾斜进路)。

(3)高水固结尾砂充填体的结构见表 9－6－2。

表 9－6－2　高水固结尾砂充填体的结构

顶板条件	人工假顶层				充填层			
	首采层后/m	各分层厚/m	高水材料掺量/%	设计强度/MPa	首采层后/m	各分层厚/m	高水材料掺量/%	设计强度/MPa
较稳定	1.0	0.8	10～13	4.0	2.0	2.2	6～8	1～2
破瑚	1.2	1.0	10～13	4.0	1.8	2.0	6～8	1～2

(4)采用浅孔凿岩，实行控制爆破，复式起爆，顶板采用管缝式锚杆或木棚(垛)与锚杆联合支护。

(5)采用脉外人行溜矿井或脉外斜坡道。溜矿井采准，阶段运输水平穿脉沿脉的采准布置方式。

(6)阶段高度 40m，采场长 50m(采用电耙运搬)或 90m(采用铲运机运搬)，分层高 3～4m，矿体厚大于 5～6m，矿体倾角大于 40°。

2. 采准

采用铲运机采场运搬时，阶段垂高上划分分段，分段高为 12～13m，脉外布置采区斜坡道，人员、设备、新鲜风流经斜坡道、分段联络道、分段平巷、分层联络道进入矿房。在采场两翼布置溜矿井和充填井。充填井兼做人行安全出口和回风之用，见图 9－6－8。

当采场运搬用电耙时。阶段在垂直上划分分层，利用脉外探矿井作人行溜矿井用，开采分层以上敷设梯子、水、电、风、充填等管线，作为人行通风之用；开采分层以下部分作溜矿井用。从人行溜矿井向矿体方向开掘分层联络道，用它与沿矿体走向布置的进路相联通。

3. 回采顺序及方式

自上而下地顺序回采各分层。同一分层从分层联络道开始向采场两翼回采，各回采进路采用向人行溜矿井退采的顺序进行，或采用间隔回采的顺序。当顶板破碎时，先在进路设计断面的一侧先掘 2m×2m 的小断面，然后挑顶刷帮至设计断面规格；当顶板较稳定时，则全断面开挖。

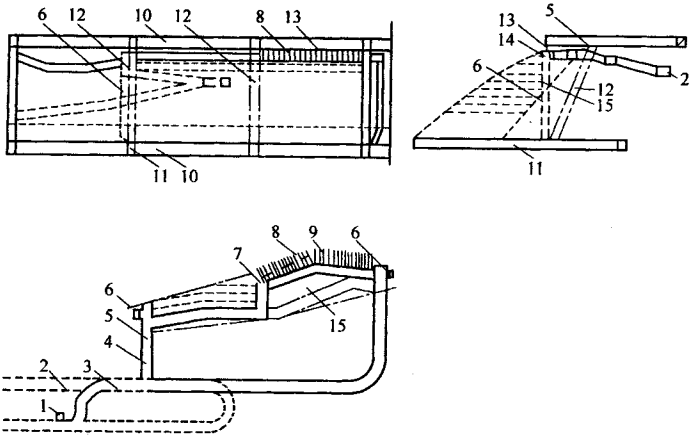


图 9－6－8　焦家金矿下向进路高水固结充填采矿法

1—废石溜井；2—斜坡道；3—分段联络道；4—分层联络道；5—充填井；6—矿石溜井；7—板墙；8—钢筋网；9—边帮锚杆；10—阶段巷道；11—运输巷道；12—探矿井；13—顶部锚杆；14—悬吊锚杆；15—夹石

4. 回采工作

工序与上向进路高水固结充填法基本相同，不再赘述。

(三)高水固结尾砂充镇工艺

1. 充填前的准备工作

采场充填前的准备工作包括：①提交待充进路的实测平面图和纵剖面图、待充进路实测体积等资料；②研究制订充填方案，确定配比、充填量、排气管和充填管悬挂位置等工作参数；③检查充填管路，放空溜矿井矿石，平整底板，铺平碎矿石垫层，铺人工假顶钢筋网、铁丝网、挂吊筋、架设充填管和排气管、构筑充填板墙等。在上向分层回采时，充填准备工作中所不同的是不留碎矿石垫层，不构筑人工假顶，不挂吊筋等。

2. 人工假顶的铺设

与上向进路高水固结尾砂充填法不同的是，下向进路充填法需构筑人工假顶。在进路底板上耙平厚为 0.2～0.3m 的碎矿石垫层。碎矿石垫层上敷设筋网，主筋采用 Q235A，ϕ14mm 的钢筋，网度为 1.5m×2.0m，副筋采用 Q235A，ϕ6.5mm 钢筋，网度为 0.5m×0.5m，钢筋相交处用铁丝绑牢。在钢筋网上再铺设网孔为 80mm×80mm 的铁丝网，钢筋网与铁丝网，铁丝网与铁丝网之间均用铁丝扎牢，并用 ϕ14mm 钢筋或 ϕ6.5mm 双股钢筋将其与顶板和两帮锚杆相连接，随后便可充填含高水材料 10%～13%的充填料浆，直至充填达到设计要求的人工假顶层厚。

3. 采场充填管路布置

甲、乙料浆充填管道一般在采场分层联络道口处进行混合，混合器由三通和三通阀组成，其作用有二：一将甲、乙料浆混合；二控制充填前管路系统试水和充填后冲洗管路的废水排入分层联络道水沟内。三通的出水口要稍向上抬起，以防堵管。充填管进入待充进路和排气管在进路空区内均要吊挂在顶板最高处，一般情况下要使排气管略高于充填管，且两管之间要离开一定的距离，以防充填料浆流入排气管后造成堵管，使进路空区内的空气无法排出，引起待充进路内气压增高，增加对板墙的压力，影响正常的充填工作。在待充进路顶板超高时，在板墙以外难以观察到充填情况，则需设置报警器。

4. 充填板墙构筑

板墙架设在待充进路入口处的适当位置。板墙中间要留出可供一人通过的观察口，并预留出排气管、充填管通过板墙的位置。板墙靠四周岩壁处，要用麻袋片填塞，然后用水泥砂浆密封严实。同时，还要在板墙靠进路空区的一面，将塑料薄膜钉挂上，以防漏水或跑浆。

5. 采场充填

开始充填前要先试水，证明管路畅通方可放砂充填；充填完毕后，要及时放水冲洗管路。充填试水及冲洗废水要通过三通将其排至待充进路外，以保证充填质量。

当进路长度大于 20～25m 时，必须实行分段充填，以确保充填体的质量。由于上向进路充填体起支撑围岩及工作地板的作用，并且相邻进路回采时，还要求充填体具有一定的自立性和抗爆破冲击，这就要求充填体必须具有一定的强度，按照《采矿设计手册》的要求，上向分层充填采矿法中，充填体要满足自行设备正常运行，表面强度达到 1.0～2.0MPa，其他部分达到 0.5～1.0MPa。根据上述强度要求，在实验室进行了大量试验。试验中所用的尾矿砂浆的质量分数为 30%～70%，高水材料的掺量范围是 6%～19%，按不同养护期对试块进行了单轴抗压强度试验，结果表明，高水材料配比的合理范围是 5%～10%，在此范围内可完全满足上向进路高水固结充填采矿法的要求。因此，某矿在尾矿砂浆的质量分数为 65%时，进路下部 2.0～2.4m 厚的充填体，高水材料配比为 5%～6%，上部 0.6～1.0m 厚的表层，高水材料配比为 9%～10%。

在用下向进路回采时，充填层部分起人工矿柱的作用，同时要求当相邻进路回采时，充填体不致垮落，故其所需强度相对要求不高，充填时为保证料浆不致泌水，又使充填体能充分接顶，设计高水材料配比为 6%～8%；而人工假顶层起“梁”的作用，应具有较高的承载能力和抗爆破冲击力，设计高水材料配比为 10%～13%。

三、高水固结充填系统应用实例

高水固结充填系统已有不少金属矿山进行应用。由于各个矿山条件不同，系统各异。这里介绍两个比较典型的系统，用以说明高水固结充填料制备及充填的工艺流程。

(一)焦家金矿高水固结充填系统

焦家金矿高水固结充填系统是在原有尾砂水泥胶结充填系统的基础上改扩建而成。原尾砂胶结充填材料制备站，采用地面集中搅拌方式。它由立式砂仓($900m^3$1 座、$455m^3$2 座)、水泥仓(容量 150t1 座)、搅拌桶($\phi1.5\times1.5$m2 台)、砂泵及管路、辅助设施等五部分组成。充填能力为 40～70m^3/h。由于高水充填材料为甲、乙两种粉料，需要分别与尾砂浆混合搅拌。搅拌好的甲、乙两种高水固结充填料浆输送至靠近充填工作面进行混合后，再充填入采后空区。因此，新增了一套高水材料仓和给料、搅拌、泵送、管路和除尘系统。新增的这套系统与原有的 $900m^3$ 半球形底立式砂仓系统的组合构成为高水固结尾砂充填搅拌站制备系统。充填能力可达 60～100m^3/h。图 9－6－9 所示为水泥胶结充填与高水固结充填两用的充填料制备站示意图。为了实现水泥胶结充填与高水固结充填兼用，新建的高水材料仓断面为方形，外形尺寸是 4m×4m×7m(长×宽×高)，其有效容积可装料 150t，钢筋混凝土结构，料仓从中间隔开，分为两相，每格均可装料 75t，分别贮存甲、乙两种粉料。分格后的高水料仓底部受料漏斗，均接刚性叶轮给料机、冲量流量计，由电磁调速电动机控制甲、乙高水材料的给料量。

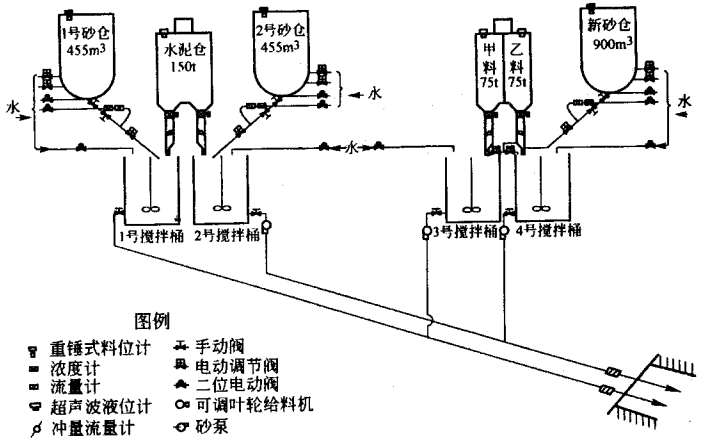


图 9－6－9　焦家金矿高水固结充填材料制备站示意图

焦家金矿水泥胶结充填料制备站的水泥仓顶采用手动振打收尘器，用其对 0.5μm 以

上的颗粒进行捕捉，其收尘效率可达 95%～99%。因此，新建的高水材料仓仓顶仍选用手动振打收尘器两台。DMC60－Ⅰ型脉冲袋式除尘器用于搅拌站的收尘，经水泥胶结充填多年使用，证明其收尘效率甚高，故高水固结搅拌站收尘选用了改进的 MC60－Ⅱ型脉冲袋式除尘器，该产品质量较 DMC60－Ⅰ型有进一步的提高。

高水固结充填料制备的工艺流程如下：选厂浓度为 25%～35%的全尾砂浆，由 0 号砂泵站将其输送到充填搅拌站的吸砂池，经搅拌站 4PNL 型衬胶砂泵将全尾砂分别打入容积为 $455m^3 \times 2$、$900m^3 \times 1$ 的 3 个半球形底立式砂仓仓顶的 $\phi 0.5m$ 水力放流器。经一段分级脱泥，水力旋流器上部的溢流管将分级后细泥浆溢流到马尔斯泵站，用马尔斯泵站将溢流细泥浆输送至尾矿库；脱泥后的粗粒尾砂贮存于半球形底的立式砂仓中，作为充填骨料（对高水固结充填来说，骨料可以不脱泥，即用全尾砂。但焦家金矿的高水固结充填系统是在原水泥胶结充填的基础上改扩建而成，且高水固结充填与水泥胶结充填兼用，因此供砂系统沿用原有工艺设施）。充填时，仓中已分级的粗粒尾砂先要造浆，造浆用水由 2 台（其中 1 台工作，1 台备用）离心式清水泵供给，水泵来水经电动水阀调节流量后进到砂仓底部的两层环形管上的喷嘴喷水进行造浆。两层环形管，下层为主造浆管，上层为辅助造浆管。通过选浆，使砂浆浓度控制在 65%左右，此尾砂浆由砂仓底部经 $\phi 6m$ 放砂管再经分叉后流入 2 个 $\phi 1.5m \times 1.5m$ 搅拌桶。放砂管上安设的 γ 射线浓度计及电动调节管夹阀，前者用来检测砂浆浓度，据此调节给水量使砂浆浓度保持为定值；后者用来调节搅拌桶液位，液位太高，容易溢流跑浆，液位过低，不仅高水料扬灰厉害，而且高水材料容易搅拌不均匀，影响充填质量，因此对高度为 1.5m 的搅拌桶来说，使液位保持在 1.3m 上下较好。为此在搅拌桶上方安设有超声波液位计。高水材料有散装和袋装两种，散装料可利用运料罐直接将料由压缩空气吹入料仓。袋装料需拆装后倒入料仓内，料仓进料口安设有筛网，以防止料内杂物及袋装碎片进入料仓，影响输送。焦家金矿因自己生产高水材料，用的是散料。充填加料时，甲、乙两种高水材料通过高水材料仓仓底 $0.3m \times 0.3m$ 单向螺旋闸门放入 $\phi 0.3m \times 0.3m$ 刚性叶轮给料机，通过冲量流量计按配比要求定量分别向对应的搅拌桶投放；控制给料量可通过调节叶轮结料机的电磁调速电动机的转速实现，在搅拌桶内高水材料与尾砂浆混合搅拌成甲、乙高水固结尾砂充填料浆后，通过各自的 $\phi 0.07m$ 输送管路输到待充填采场附近，由混合器将甲、乙高水固结尾砂充填料浆均匀混合后进入采空区进行充填。在搅拌桶出口附近输送料浆管路上，安设有电磁流量计，用以计量料浆流量、累计充填体积和推算添加高水材料的量值。焦家金矿的高水固结充填系统采用了微机自动控制。

（二）某硫铁矿高水固结充填系统

某硫铁矿高水固结充填系统是在原有江砂水泥胶结充填系统的基础上改扩建而成。

图 9－6－10 所示为系统示意图。充填采用江砂做骨料。江砂供砂系统建有五个容积为 250m³ 的卧式砂仓，仓底安设有手控放砂门。充填时，从五个砂仓中任选一个放砂，放下来的砂经 1 号胶带机输送至振动筛，经筛除杂质和大块石块后的砂通过 2 号、3 号胶带机卸至安设有隔板的分料漏斗及导料筒，将砂分成大致相等的两份，分别导入甲、乙料浆搅拌桶。在 2 号胶带上安设有电子皮带秤，监测供砂量，人工调节放砂口开度，以控制供砂量。设计充填用砂量为 100～150t/h，折合松散体积约 60～100m³/h。充填制浆用水量为 80～100m³/h，甲、乙料制浆用水各半，在充填站附近山坡上建有一个容积为 2000m³ 的水池，采用自流供水，由水池引一条 φ0.1m 的主管路到充填站，再分成两条 φ0.08m 的支管路将水输到甲、乙料浆搅拌桶，在支管路上安设有电动调节阀和电磁流量计，以检测和调节供水量，满足充填料装配比要求。系统新建了两座直径为 3m、高为 8.43m 的高水材料仓，可分别贮存甲、乙料 54t。高水材料利用运料罐直接将料由压缩空气吹入料仓。料仓放料口下部安设配有电磁调速电动机的螺旋给料机，其最大给料能力为 20t/h 左右，螺旋给料机的出口安设有冲量流量计，用以检测下料量，通过调节电磁调速电动机的转速来控制给料量符合配比要求。甲、乙料浆制浆使用了 2 个 φ2.0m×2.0m 搅拌桶，其计算容积为 6.3m³，按有效利用系数为 0.65 考虑，有效容积为 4m³，在要求甲、乙料浆制浆

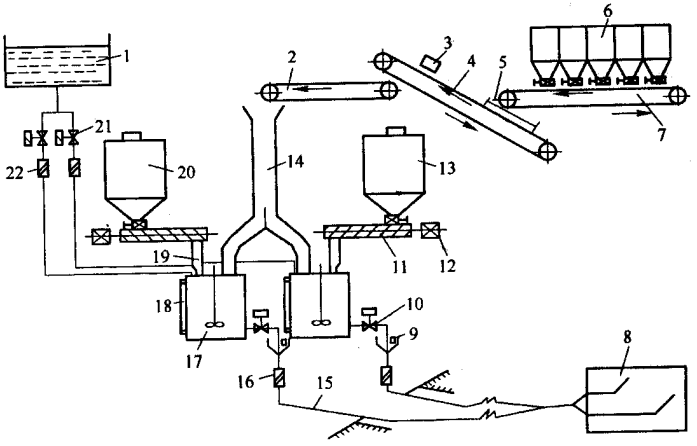


图 9－6－10　某硫铁矿高水固结充填材料制备站示意图

1—水池；2—3 号胶带机；3—电子皮带秤；4—2 号胶带机；5—振动筛；
6—卧式砂仓；7—1 号胶带机；8—充填工作面；9—超声波浓度计；10—电动管夹阀；
11—螺旋给料机；12—电磁调速电动机；13—乙料仓；14—放砂管；15—输浆管；
16、22—电磁流量计；17—搅拌桶；18—液位计；19—冲量流量计；
20—甲料仓；21—电动水阀

能力为 60m³/h 条件下，料浆在搅拌桶内停留搅拌时间为 4～5min，满足充填料浆搅拌时间 2～5min 的要求。搅拌桶中的搅拌器为双叶轮结构，以上叶轮左旋压浆，下叶轮右旋提浆，轴承受力均衡，功率消耗较低。制浆主轴转速为 260r/min，在料浆浓度为 60%～70%的情况下，采用 22kW 电动机可满足功率要求。料浆的输送采用 φ0.1m 内径的无缝钢管，平行铺设两条，当甲、乙料浆流量各为 60m³/h 情况下，料浆在管道中的流速为 2.12m/s，大于临界沉降流速。料浆在距充填采场 30m 处，甲、乙料浆通过一个混合三通均匀混合后，经一条 φ0.14m 钢管输入采空区。

（三）武山铜矿全尾砂高水固结下向充填采矿法

武山铜矿矿区内包括南北两大矿带，设计生产能力 3000t/d，南北带各为 1500t/d。北矿带矿体距地表较浅，矿石品位高，矿岩均较破碎、松软、不稳固，随着采矿深度的加深及采矿条件的变化，采矿方法由最初的整体钢筋混凝土假顶分层崩落法逐步过渡为下向进路式水砂充填采矿法。根据原设计，北矿带拟用分级尾矿、碎石和水泥，利用超高压泵进行高浓度泵压充填，受矿山建设速度和发展影响，矿山尾矿分级系统尚未形成，因此北矿带下向过路水砂充填法中一直沿用江砂充填料，由于江砂粒级组成较粗，胶结充填时强度低且水泥离析严重，因此下向进路式水砂充填法中改用纯江砂充填，分层底部必须构筑钢筋混凝土假顶。受矿山目前条件限制，钢筋混凝土主要靠人工铺设，工人劳动强度大，作业时间长，且施工质量很难保证，因此对采矿方法的正常回采造成很大影响。近年来研制的高水固化材料（甲、乙料）具有吸附大量水分子的优异性能，对于解决北矿带下向进路水砂充填采矿法存在问题很有帮助，为此从 1994 年 10 月至 1996 年 1 月在北矿带进行全尾砂高水固化材料下向充填采矿方法试验研究并获成功，在北矿带推广应用。充填时采用两类全尾高水固化材料充填：假底充填采用料浆的质量分数为 65%～70%，水灰比 2.1∶1～2.5∶1，充填高度 1m，充填体强度可达到 4～5MPa；上部采用料浆的质量分数为 65%～70%，水灰比 4∶1～6∶1，充填高度 2m，强度可达到 1～2MPa。

1. 充填材料

全尾高水固化充填材料由全尾砂、水和高水固化材料（分为甲、乙两种材料）组成。充填尾砂直接来自选厂未分级脱泥的尾砂。充填用水为武山铜矿工业用水，取自长江或矿区地表南洋河水，pH = 7，为中性水。

高水固化材料采用江西省萍乡市华强特种水泥有限公司生产的高水固化材料，包括甲料乙料两种成分。甲料为凝结硬化成分，主要由硫铝酸盐水泥及缓凝剂等外加剂组成；乙料为速凝剂组分，主要由石膏、石灰、速凝剂、解凝剂、平衡剂、悬浮剂等外加剂组成。

2. 充填系统

高水固化充填材料是一种新型的胶凝材料，通常包括甲料、乙料两种组分，二料浆单独输运时反应缓慢，不沉淀，不结底，一旦混合后即迅速反应。因此，全尾高水固化充填系统必须包括两套独立的制浆系统，邻近充填区域时，利用三通管将两套管道的甲、乙料浆混合进行充填。全尾砂高水固化材料水灰比及料浆浓度对充填强度影响很大，且甲乙料配比值对充填体强度也有较大影响。当甲乙料配比相同时，充填体强度最大，为了控制计量准确，甲乙料浆制备系统尽量采用同型号的仪表和设备。其充填系统如图 9－6－11 所示。

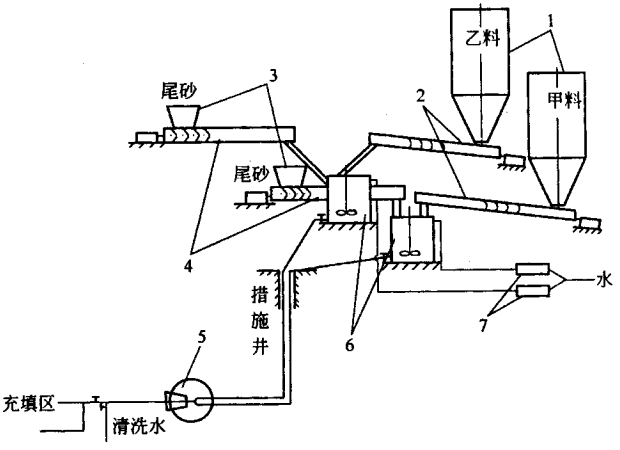


图 9－6－11　武山铜矿全尾砂高水固结充填系统图

1—甲、乙料仓；2—甲、乙料螺旋给料机；3—甲、乙尾砂料斗；

4—甲、乙尾砂螺旋给料机；5—甲、乙料浆混合器；

6—甲、乙料搅拌桶；7—靶式水力流量计

乙料浆制备系统是在原江砂充填系统基础上建成的。由于工业场地的限制，尾砂采用螺旋供料方式，然后由原江砂充填的皮带运输机输送进入搅拌桶。

甲料浆制备系统是利用矿山现有设备和仪器建成的一套系统。为了与乙料系统平衡供料，甲料浆制备系统同样采用同型号的尾砂螺旋供料方式。

3. 充填效果

根据采矿试验研究和现场实践，甲乙料配比相同时，充填强度最大，甲乙料配比不等时，充填强度均有所下降，配比不等值相差愈大，充填强度降低愈多。在水灰比一定条件下，随着料浆浓度的提高，充填体强度明显增强，所以在现场充填时管道输送许可条件下，应尽量提高充填料浆浓度。

参照《采矿设计手册》各种不同采矿方法的充填体强度要求达到 4～5MPa，其他充填体强度 1～2MPa，根据实验室试验结果和现场情况，当料浆的质量分数达 65%～70%，水灰比 2.1∶1～2.5∶1 时，高水固化充填体强度可达 4～5MPa 能满足充填假底要求；当料浆的质量分数 65%～70%，水灰比 4∶1～6∶1 时，高水固化充填体强度可达 1～2MPa，满足假顶上部充填要求。

(四)灵山金矿高水固结充填采矿方法

1. 灵山金矿基本状况

灵山金矿位于胶东半岛西北部，属招掖金矿带。矿区内断裂构造极其发育，矿床属中低温热液蚀变岩型，矿体和围岩破碎，开采十分困难。该矿年产规模 6 万 t 矿石，采区已从浅部转向深部，采深已达到 400m，地压活动日趋严重，原采用水泥胶结河砂充填采矿，90%为水平分层下向进路式回采，地面建有集中制浆系统。

由于生产条件的变化，原水泥河砂充填采矿中存在许多难以解决的问题。为此，采用该矿散体全尾砂，试验研究了新的高水充填系统及工艺。

2. 高水充填制浆系统

在井下主要开采区附近地表新建高水充填制备站，根据矿井生产要求，设计制备能力 50m^3/h，其建设原则：系统简单，投资少，工期短，见效快。高水充填系统见图 9－6－12。

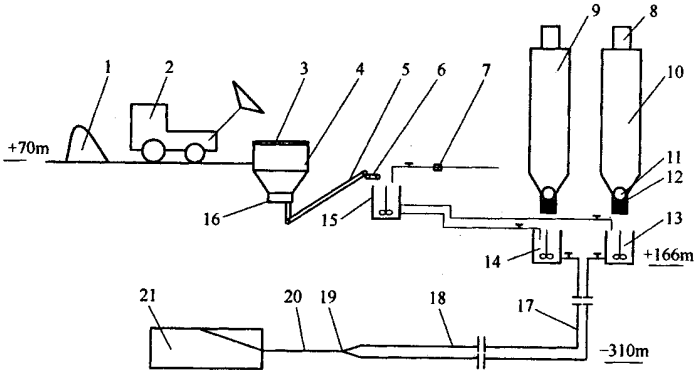


图 9－6－12　灵山金矿高水固结充填系统图

1—尾砂场；2—铲斗车；3—振动筛；4—砂仓；5—皮带机；6—皮带秤；7—电磁流量计；8—袋式除尘器；9—甲料仓；10—乙料仓；11—叶轮给料机；12—冲板流量计；13—乙料浆搅拌桶；14—甲料搅拌桶；15—砂浆搅拌桶；16—圆盘给料机；17—钻孔；18—水平管路；19—混合器；20—混合塑料管；21—充填进路

(1)供砂系统：供砂需解决尾砂堆放、大块筛分和定量供砂等问题。地面尾砂库有效

面积 150m²，可存放 1000t 尾砂，满足 3 条进路充填用砂。砂仓为混凝土结构，容积 16m³，缓冲时间 20min，仓上装备重型振动筛筛分大块，网孔 20mm × 20mm，1.7m³ 铲斗车供砂；仓下用 ϕ1.6m 圆盘给料机定量供砂给 TD650 转载皮带机，供砂量由机头前皮带秤监测。

(2)供料系统：甲、乙高水材料单独运储、制浆和输送。甲、乙料仓为钢制圆形结构，规格 3000mm × 8340mm，每座净容积 48m³，可储存 110t 料，储备富裕时间 15 天，散装粉料由罐车通过自带气力输送装置直接吹入仓内。粉料流动性：甲料小于水泥、小于乙料，甲料安息角 41°，乙料 36°，仓下料斗斜角 60°，能保证仓内粉料整体下降。仓下安装 YG200mm × 300mm 叶轮给料机定量供料。

(3)供水系统：矿井水从 2km 外排水站经 ϕ60mm 管路引入制备站，砂浆搅拌桶前设闸阀和电磁流量计控制和监测水流量。为保证水压稳定，专设一台供水泵。

(4)制浆系统：为保证浆体质量，采用二级制浆。圆盘给料机定量供给 ϕ2.0m 砂浆搅拌桶尾砂，按浓度和流量定量加水搅拌制成 60% ~ 65% 浓度的砂浆，砂浆等量流入 ϕ1.6m 甲、乙料浆搅拌桶，按井下充填要求由叶轮给料机定量加入甲、乙粉料，混合搅拌制成的料浆放入 2 个充填钻孔明槽内。

井下采用下向进路式开采，差别充填。进路下部 1.0 ~ 1.2m 厚为承载层，高水材料配比 13%，其余为充填层，配比 6% ~ 8%，因此，充填中需改变水流量和配比。

(5)监测控制系统：高水充填料浆对浓度、流量和配比要求严格。由于国产控制监测设备工作性能稳定性差，系统采用自动监测人工控制方式，见表 9 - 6 - 3。

表 9 - 6 - 3　监测控制设备及方式

参　量	监　测	控　制
尾砂流量	皮带秤	圆盘给料机
水流量	电磁流量计	手动闸阀
料流量	冲板流量计	调速电机自控
搅拌桶液位	人工	手动夹管阀
设备	人工	集中控制

实际流量 30 ~ 35m³/h。具体操作：保持砂流量定值，按浓度和配比要求调节水流量和料流量。

3. 浆体输送系统

地表到 - 310m 中段高差 380m，采用钻孔自流双管道输送，充填倍线 1.66 ~ 2.32，变

化不大，能保证充填能力和流量的相对稳定。

4. 试验效果分析

试验取得了圆满成功，达到了比预期更好的效果，解决了原水泥胶结河砂充填中长期存在的技术难题。主要表现为：(1)实际充填能力提高了 130%，满足了生产需要；(2)充填系统性能稳定，制浆工艺达到了设计要求；(3)井下充填体凝固、强度和完整性超过了设计指标，揭露良好，保证了回采安全；(4)管道输送系统简化了采场布置，充填岩石工程量降低了 95%，并保证了输浆质量；(5)简化了充填回采工艺，大幅度降低了充填成本，综合效益显著。

第七章　尾矿土地复垦

第一节　概　　述

土地复垦是指对在生产建设过程中，因控损、塌陷、压占等造成破坏的土地进行整治，使其恢复到可供利用状态的活动。尾矿复垦是指在尾矿库上复垦或利用尾矿在适宜地点充填造地等与尾矿有关的土地复垦工作。

一、尾矿复垦特点

尾矿是经过一系列加工的矿岩，不同类型的矿山、不同的选矿工艺所产生的尾矿，其理化性质有很大差别，有的尾矿还有再利用的价值需要回收；且尾矿库多处于山地或凹谷，取土与运土困难，对复垦极为不利；另外，尾矿库由于形成大面积干涸湖床，刮风天气易引起尘土飞扬，污染当地环境。基于尾矿的这些特点，一般尾矿复垦利用初期大多以环保景观为目的，后期根据其最终复垦利用目标改为实业性复垦，或作半永久性复垦（这一情况是考虑经过一段时期后，尾矿还需回收利用）。目前我国尾矿复垦现状，大致有以下 3 种情况。

（一）仍在使用的尾矿库复垦

这类尾矿库的复垦利用主要是在尾矿坝坡面上进行复垦植被，一般是种植草藤和灌木，而不种植乔木，原因是种植乔木对坝体稳定性不利。如攀枝花钢铁公司某尾矿库，坝体坡面上曾人工覆盖山皮土，以种草为主，并辅之以浅根灌木种藤本植物。经过试种，达

到了预期效果。

(二)已满或已局部干涸的尾矿库复垦

这种类型是尾矿库复垦利用的重点。如本钢南芬选矿厂老尾矿库于1969年新库建成后停止使用,投资10万元,覆土厚度30cm,造田约18hm^2,复垦后交当地农民耕种。随后将矿各种垃圾筛选发酵后堆放到尾矿库低洼处。种植面积逐年扩大,基本上整个老尾矿库所占用的土地经复垦后都用于耕种。

(三)尾矿砂直接用于复垦

这种类型主要适合于尾矿中不含有毒有害元素的中小矿山,且在矿山周围有适宜的地形。矿山可根据当地地形条件采用灵活多样的复垦模式。如唐山马兰庄铁矿和包管营铁矿就利用此模式复垦了大量土地。

二、尾矿复垦利用方式

尾矿复垦工作在我国起步较晚,可以说还处在初级阶段,总结近些年来我国尾矿复垦情况,主要有如下几种复垦利用方向。

(一)复垦为农业用地

这种复垦方式一般应覆盖表土并加施肥料或前期种植豆科植物来改良尾砂,其覆土厚度一般可按下列公式估算:

$$P_c = h_b + h_k + 0.2$$

式中　P_c——覆土厚度,一般取值为0.2~0.5,m;

h_b——毛细管水升高值,随土壤类型不同而不同,m;

h_k——育根层厚度,随植物种类不同而变化,m。

(二)复垦为林业用地

大多数尾矿库特别是其坝体坡面覆盖一层山皮土后都可用于种植小灌木、草藤等植物,库内可种植乔、灌木,甚至经济果木林等。复垦造林在创造矿区卫生优美的生态环境方面起了很大作用,并对周围地区的生态环境保护起着良好的作用。

(三)复垦为建筑用地

有些尾矿库的复垦利用必须与城市建设规划相协调。根据其地理位置、环境条件、地质条件等修建不同功能的建筑物,以便收到更好的社会效益、经济效益和环境效益。复垦建筑用地时的地基处理是关键,应根据尾矿特性、地层构造、结构形式等设计相应的基础条件,在结构设计上采取可靠措施,以达到健全、经济、合理之目的。但尾矿库上修筑的建筑物一般以2~4层为宜,不宜超过5层。

(四)尾砂直接用于种植改良土壤

尾矿砂一般具有良好的透水、透气性能,且有些尾砂由于矿岩性质和选矿工艺不同,还含有植物生长所必须的营养元素,特别是微量元素,因此,尾砂可直接用于种植或用作客土改良重黏土而复垦造地。

三、尾矿土地复垦的一般程式

尾矿复垦作为一个工程,其工作程序离不开工作计划和工程实施两个阶段。由于土地和生态系统的形成往往是经过较长时间的自组织、自协调过程,复垦工程实施后所形成的新土壤和生态环境,往往也需要一个重新组织和各物种、成分之间相互适应与协调的过程才能达到新的平衡。而复垦工程实施后的有效的管理和改良措施可以促使复垦土地的生产能力和新的生态平衡尽早达到目标,所以,复垦工作后的改善与管理工作是必不可少的。因此,根据土地复垦工程的特点,其一般可概括为以下三大阶段。第一阶段:尾矿复垦规划设计阶段;第二阶段:尾矿复垦工程实施阶段,即工程复垦阶段;第三阶段:尾矿工程复垦后改善与管理阶段,除复垦为建筑或娱乐用地外即生物复垦阶段。

复垦规划是复垦工作的准备阶段,决定复垦工程的目的和是否技术经济可行,是后两阶段的依据。复垦工程实施是复垦规划付诸实现的工程阶段,其实质为各种土地整治工程,保质、保量、准确、准时是该阶段的关键,但该阶段的完成仅仅只是完成了复垦工作的60%。美国法律规定,该阶段的完成仅退回60%的复垦保证金。余下40%的复垦工作是由复垦后改善与管理阶段完成,该阶段主要任务是达到复垦最终目标和提高复垦效益,建立良好的植被和生态环境。

第二节　尾矿复垦规划

复垦规划阶段的目的就是确定复垦土地的利用方向和制定复垦规划,提交土地复垦规划报告和规划图。

一、尾矿复垦规划的意义

尾矿复垦规划的意义如下:

(1)保证土地利用结构与矿区生态系统的结构更合理。尾矿复垦规划是土地利用总

体规划和矿区生态环境恢复规划的重要内容,又是土地利用和矿区生态恢复的一个专项规划。国内外尾矿复垦实践证明:制定一个科学合理的尾矿复垦规划,是矿区生态环境恢复的关键之一。

(2)避免尾矿复垦工程的盲目性和浪费,提高尾矿复垦工程的效益。不经过系统规划设计的尾矿复垦工程,往往存在以下盲目性和工程浪费。

①先破坏后治理,大大增加了复垦工程的难度和工程量,降低了尾矿复垦效益;

②缺乏系统性科学性,复垦工程效益低;

③尾矿库不及时复垦,容易产生二次污染等。

通过对尾矿复垦工程进行系统的规划,可以最大限度地发挥矿区自然和环境资源优势,正确选择尾矿复垦投资方向,达到投资少见效快,系统整体效益明显之目的。

(3)保证尾矿复垦项目时空分布的系统性和合理性。尾矿复垦规划的实质就是对尾矿复垦工程实施的时间顺序及时空顺序及空间布局作系统的科学安排,即在时间上,使复垦工程与企业生产和发展规划相结合;在空间上,按照尾矿特性,因地制宜进行尾矿复垦。

(4)保证土地部门对尾矿复垦工作的宏观调控。根据我国人多地少的国情,在条件容许的情况下,应优先考虑复垦为耕地,土地管理部门通过审定尾矿复垦规划,对尾矿复垦方向可实现宏观调控。

二、尾矿复垦规划的任务

尾矿复垦规划的主要任务有以下两个方面:

(一)尾矿复垦后土地的利用方向

尾矿复垦后土地利用方向的确定是复垦规划的关键。它受到当地的社会、经济、自然条件的制约,一般而言,均应因地制宜选择合适的利用目标,并以获取最大的社会、经济和环境效益为准则。影响复垦土地利用方向的主要因素是当地气候、地形地貌、土壤性质及水文条件、尾矿砂理化特性和需要状况等五大因素,其中需要状况主要是指当地土地利用总体规划、市场需要和土地使用者的愿望。对尾矿复垦土地利用方向的选择正是要基于深入分析和调查这些影响因素,并从森林用地、牧草地、农田用地,娱乐地、建筑用地、水利及水产养殖等土地利用类型中通过多方案对比分析而最优的确定。

(二)制定尾矿复垦规划

在上述确定的尾矿复垦利用方向的基础上,制定详细的尾矿复垦规划。应使用多目标规划、线性规划、层次分析法、特尔菲法、投入产出效益分析法等进行多种规划方案的

技术经济对比,从而优选规划方案。详细的尾矿复垦规划应形成书面报告,并应经过土地管理部门批准。尾矿复垦规划报告的主要内容是:

(1)待复垦区自然条件概述(地理、气候、人口、耕地、社会、经济等);

(2)尾矿理化性质及其变化情况;

(3)矿山采选现状、尾矿占地及其发展概况;

(4)复垦土地利用方向的确定及其依据;

(5)复垦总体设计方案及可行性论证;

(6)复垦工程量的确定;

(7)复垦工程投资及收益估算;

(8)复垦工程实施的方法及设备;

(9)复垦工程进度安排;

(10)待复垦区总体规划图。

三、尾矿复垦规划的原则

制定尾矿复垦规划应遵循以下几个基本原则:

(一)现场调查及测试的原则

由于尾矿复垦规划不仅需要知道占用的现状,还要根据当地的各种条件确定土地利用方向和进行复垦工程的技术经济分析,因而应进行大量细致的土地、气候、水文、市场等情况调查是必需的,越详尽越好,并对尾矿理化性质进行测试。

(二)因地制宜原则

尾矿复垦土地利用受到周围环境多种条件的制约。因地制宜对尾矿复垦的土地再利用可以起到投资少、见效快的效果。反之如果不遵循这一原则,如对不适宜复垦为农业用地的地方硬性复垦为农业用地,其结果只能是适得其反。

(三)综合治理的原则

综合治理有利于优化组合,产生高效益。如对尾矿库积水区和非积水区的不同,工程上有综合的作用,收益上也有综合的效果,值得认真研究与遵循。

(四)服从土地利用总体规划的原则

土地利用总体规划的原则是对一定地域全部土地利用开发、保护、整治进行综合平衡和统筹协调的宏观指导性规划。尾矿复垦规划的实质是土地再利用规划,所以它应是土地利用总体规划的有机组成部分。只有服从于土地利用总体规划才能保证农、林、牧、渔、交通、建设等方面的协调,从而才能恢复或建立一个新的有利于生产、方便生活的生

态环境。

(五)最佳效益原则

效益是决定一个工程是否上马的主要依据,也是衡量工程优劣的标准。目前,我国经济实力还不雄厚,复垦工程又需要较大的投资,更应注重经济效益,力争以少的投入达到较多的产出。尾矿复垦不仅仅是恢复土地的利用价值,还要恢复生态环境,所以社会效益和生态效益也是十分重要的。因此,尾矿复垦所期望达到的最佳效益乃是经济、社会和生态效益的统一。

(六)把尾矿复垦纳入矿山开发和采选计划的原则

尾矿土地占用与矿山选矿生产紧密相关。尾矿常可用来充填低洼的劣质土地,与采选计划的结合可以在基本不增加排尾费用的情况下稍加改变排尾系统来完成,特别是中小矿山效益可观。所以,尾矿复垦规划应与矿山开发和采选计划一致。

(七)动态规划原则

采选生产是一个动态的过程,尾矿的产生也是动态的,采选生产的变动情况又直接影响到尾矿复垦工作,所以尾矿复垦规划应与矿山生产的动态发展相适应。此外,尾矿复垦工程又会因工程过程中新发现的地质、水文、土壤、施工等情况需要调整原复垦规划,因此,动态的规划是必要的。

第三节　尾矿工程复垦

工程复垦阶段的目的是完成规划的复垦工程量,达到复垦土地的可利用状态。

一、尾矿工程复垦基本要求

尾矿工程复垦的实施主要应遵循以下原则:

(一)保质、保量原则

质量是工程成功的关键,复垦工程必须保质、保量按复垦规划进行才可有效地达到复垦目标。

(二)按时完成的原则

时间就是效益,由于复垦农田的季节性强,因而复垦工程的时间性就显得更重要。只有按时按复垦规划时间完成复垦任务,才能有效实现复垦目标。

(三)符合土地利用方向具体要求的原则

每一种土地利用方向都有相应的特点要求。对于恢复为农田的土地,应尽量避免压实,这就要求减少机械设备在复垦土地上的时间和往返次数。并注意在土壤较干时进行平整和修整措施。而对于复垦土地用作建房时,则应采取压实措施,使土地达到承载设计楼房强度的要求。挖掘鱼塘则应满足鱼塘边坡和深度等要求。

二、尾矿工程复垦技术

尾矿工程复垦的任务是建立有利于植物生长的表层和生根层,或为今后有关部门利用尾矿复垦的土地(包括水面)做好前期准备工作。主要工艺措施有堆置和处理表土和耕层、充填低洼地、建造人工水体、修建排水工程、地基处理与建设用地的前期准备工作等。适合我国的具体尾矿工程复垦技术主要有以下几种:

(一)尾矿库分期分段复垦模式

此种模式适用于尾矿量大、服务年限长的尾矿库,要根据尾矿库干坡段进展情况分期分段采用覆土或不覆土复垦方式,然后进行种植。该种复垦模式在迁安首钢矿山公司、大石河矿区尾矿库已分段在尾矿库干坡段种植了紫穗槐和沙棘等,起到了固沙固氮、绿化环境、加速熟化、减少污染的作用,经过种植也增加尾矿砂的有机质含量。

(二)尾矿充填低洼地或冲沟复垦模式

这种复垦模式适用于选矿厂附近有冲沟、山谷或低洼地。这种尾矿库坝短,工程量小,基建费用低。工程要求:用废石在适宜的山谷或冲沟处分段筑坝,坝高一般小于4~5m,岩石砌坝有孔隙可将尾矿水渗出,或在坝内埋设溢流管,排出的清水由回水系统回收供选矿厂重复使用。尾矿充填顺序是先充填山谷的地势高处,再充填低处,便于分区复垦,尾矿充满干涸后经推土机平整,在上部覆土或不覆土即可种植农作物。

(三)围池尾矿复垦模式

该复垦模式适用于在矿山附近有大面积滩涂或荒地的选矿厂。

复垦工程程序主要包括:

(1)将选择的滩涂地坝区划分成方形池,便于顺序排尾、顺序复垦。

(2)围埝,埝高3m左右,埝顶宽1~1.5m,边坡1∶1,坝内底平面形成向溢流管倾斜的3%~5%坡度。

(3)埝内一侧设溢流口,溢流管顶口低于埝顶0.1~0.2m左右。

(4)尾矿向池内流入充填,清水溢流池外排入田间或入河流,溢流管每隔0.3~0.5m

左右开一排孔以减少溢水积存深度。溢流管每隔 20m 左右设一排尾矿管，一池排尾矿，排满后，干燥，再平整，在上部覆土或不覆土，即可种植农作物，然后尾矿管转排相邻另一池，重复上述作业。

(四)尾矿改良土壤模式

该模式适合于无毒无害的尾矿，并且在选矿附近有大量的重黏土土壤的土地。

该模式的主要工艺是：在选矿厂附近建双尾矿池，周围墙高 3m 左右，墙厚上部 1～1.5m，坡度 1∶1，坝内底部平面坡度 3%～5%，一端设渗水墙(可以用废石堆砌)或设溢流管，以滤出清水，供选矿厂回水使用或排入河流。一个尾矿池排满后排另一个尾矿池，前者排满的尾矿经滤水晒干后供农民用车拉走，沤肥垫地，改良板结土壤。以上工序依次交替进行。河北遵化兴旺寨乡利用该方法改良土地 140hm^2，改良后土壤砾石、砂粒含量增加，粗粉粒、细粉粒、粗黏粒和黏粒含量减少，使土壤砂性增强；改良后土壤有机质含量增加 0.54%；农作物产量明显增加，谷类增产 10%，地瓜增产 20%；社会效益显著，减少了尾矿占地，消除了尾矿排放对环境的污染。

三、尾矿复垦实例

(一)首钢矿业公司尾矿复垦实践

首钢矿业公司地处迁安市西北，有三座大型尾矿库，每年有近 800 万 t 尾矿砂排入尾矿库，尾矿坝面逐年增大，而且逐年加大干燥的尾砂裸露，在干旱季节将造成二次扬尘，污染环境，尾矿库环境治理已势在必行。1996 年以来投资 1430 万元，在水厂铁矿新水尾矿库植树 80hm^2(1200 亩)。

(1)自然条件：迁安地区属暖温带半湿润大陆性气候，年日照时数为 2675.3h，年平均气温 10℃，极端最高气温 38.9℃，最低气温 -28.2℃，年降水量 669mm，集中在 7、8 月份，占全年降水量的 65%～70%，无霜期 165～180 天。

尾矿砂主要化学成分含量、粒度组成及营养成分含量分别见表 9-7-1、表 9-7-2 及表 9-7-3。尾矿砂外观呈黑灰色，透水、透气性能好，渗透速度快，保水、保肥能力差。其营养成分含量很低，pH 值在 9 左右。

表 9-7-1　尾矿化学成分

化学成分	SiO_2	TFe	Al_2O_5	Na_2O	K_2O	MgO	CaO	P_2O_5	TiO_2
质量分数/%	72.63	9.60	3.90	0.56	0.97	3.82	2.82	0.092	0.12

表 9－7－2　尾矿砂粒度分级表

粒度 /mm	大于 0.833	0.246～0.833	0.175～0.246	0.147～0.175	0.097～0.076	0.074～0.075	小于 0.074
%	5.30	23.00	6.50	11.00	11.90	12.20	30.10

表 9－7－3　尾矿营养成分

地点	全磷/%	全钾/%	碱解氮 /mg·kg^{-1}	有效磷 /mg·kg^{-1}	有效钾 /mg·kg^{-1}	pH
水北侧	0.0686	0.39	0	1.4	22.0	8.90
水东侧	0.0588	0.294	0	0.4	16.0	9.00
新水坡	0.0613	0.385	0	0.8	22.2	9.05

(2)复垦方案的选择 根据当地气候条件及尾矿属含泥量较大,氮、磷、钾含量低,偏酸性砂性贫瘠土壤的特点,另外沙棘、紫穗槐、桑树等树种有喜光抗寒、耐风沙,耐水湿和盐碱,也耐干旱、瘠薄,生长较快,根系发达,有根瘤菌,枯枝落叶量大的特点,是干旱风沙地区造林与固沙的先锋树种,它还可以改良土壤,加速熟化土壤。因此,在尾矿库直接栽植沙棘等是完全可行的,故确定不覆土直接栽植的复垦模式。

(3)复垦方案的实施:

种植时间:1997 年 3 月至 1998 年 4 月。

种植面积:80hm^2。

造林密度 林种和树种的选择根据环境治理的要求,林种确定为沙棘,树种为紫穗槐、桑树。为尽快发挥绿化效果,达到改善环境,防止二次扬尘的目的,采取初期密度为高密度的造林方式。由于尾矿坝高差较大,坡度较陡,为提高保水蓄墒的能力,便于管理,先沿尾矿坝坝体等高线用推土机推成 10～15m 的平台,然后在进行整地种植。尾矿坝平台及尾矿库库内平台采用穴状整地,按照株行距 1m×1m 挖植树坑,坑规格 30cm×30cm;平台与平台之间的斜坡用鱼鳞坑,坑规格 50cm×30cm,品字形排列,行距 2m、株距 1m。初期密度为 在尾矿坝平台 9990 株/hm^2,尾矿坝斜坡面 4995 株/hm^2。

造林及管理 沙棘、紫穗槐、桑树条状混交,即一行沙棘,一行紫穗槐,一行桑树,造林方式为植苗造林,每穴两株,为提高造林的成活率,采用植苗加直播的方法,即植苗穴内植一年生小苗两株,同时在植穴旁的 30～50cm 处直播相同树种的种子 10～15 粒,并覆土 2～3cm。栽植当天浇足水,然后隔一周浇水一次,共浇水 3 次,常规管理。

(4)树木成活、生长境况:1997 年栽植的苗木,一周后部分苗木开始发芽,大约二周后

有 50%的苗木发芽，其余树枝枯死。枯死苗木以桑树最多，其次是紫穗槐，而沙棘有 85%的发芽。经对枯死苗木挖出观察分析，发现大部分苗木虽然地上部分枯死，但根系生长正常。紫穗槐和桑树这种现象比较普遍。6 月初随气温升高，降雨增多，大部分枯死的苗木开始发芽，只有少量的苗木枯死。从苗木成活情况看，凡栽植深度在 20cm 以下的，成活率很高，栽植深度在 20cm 以上的，大部分死亡。在植树穴直播的种子，在雨季大部分发芽长出小苗，但因外界条件恶劣，生长不良，越冬困难。

苗木成活后，生长基本正常，特别是沙棘生长良好，而桑树、紫穗槐因气温高、土地干旱、空气湿度小，苗木出现灼伤现象，部分叶片枯死。但随雨季的到来，苗木又长出新芽。从 3 个不同品种苗木的生长情况看，沙棘最好，紫穗槐次之，桑树生长较差，其表现为叶片发黄，长势缓慢。分析原因，是，由于尾矿沙的肥力极低，特别是氮的含量为零，且土壤干旱。而沙棘和紫穗槐都是耐干旱、瘠薄的树种，并且有根瘤菌，有较强的固氮能力，特别是沙棘的这一特性更为明显，因此生长良好。而桑树虽也耐干旱、瘠薄，但没有固氮能力，因此，生长较差。另外，沙棘除有较强的生命力外，其强大的根系具有较强的根，所以树木生长快。树木生长情况见表 9－7－4。

表 9－7－4　树木成活情况表

项　目	1 年/m			2 年/m		
	最高	平均高	冠径	最高	平均高	冠径
沙棘	0.95	0.65	0.35	1.2	0.89	0.55
紫穗槐	1.1	0.35	0.15	1.3	0.45	0.25
桑树	0.5	0.25	0.1	0.6	0.32	0.15

注：1999 年测定数据。

(5)效益分析：尾矿库种植树木后，全部覆盖了尾矿砂，沙漠变绿洲，基本抑制了二次扬尘，减少了因风沙造成的水土流失，改善了生态环境。在尾矿库上直接种植树木，减少了覆土的大量费用，同时也避免了因取土而造成新的生态破坏，与国家下达的治理投资比较，可节约覆土资金 1000 多万元。另外，沙棘果可食，还可做糕点、果酱、酿酒、酿醋、饮料等；种子可入药和榨油，含油量 16%；果还可提取烤胶；嫩枝可做饲料，并可提取黑色染料；木材坚硬，可作各种工艺品；根有大量根瘤菌，可固氮，大量的枯枝落叶，可改良土壤。总之，其环境、经济及社会效益显著。

(二)唐山马兰庄铁矿尾矿复垦实践

1. 概述

马兰庄铁矿位于河北省迁安市滦河边，1970 年建矿。由于当时资金紧张，尾矿库一

时建不起来，为了不影响投产，又不致造成环境污染，经于水利部门协商，该矿采取了临时措施，在滦河西岸的大片荒滩上，用河卵石围成了 3 个简易尾矿池，解决了尾矿排放问题。当其中一个尾矿池排满后，当地农民平整后(18 亩)种植了花生，并获得了丰收，从而推动了该矿的尾矿复垦工作。累计共利用尾矿复垦土地 35hm^2。

2. 复垦工艺

滦河滩围池尾矿复垦：用推土机推河卵石、河沙堆坝，坝高 3～4m，池形为矩形，面积为 26000～34000m^2。坝顶标高一致，使复垦的土地大致平坦。沿坝边沿每隔 0.5m 高的溢流管上开孔，共设 6～8 层，溢流孔不宜过高，以减少渗水的积水深度，溢流管的埋设应依地势而定，选在地势较低的一边，以利于尾矿浆水的汇积和排出。尾矿冲集坡度约为 3%～5%，每 20m 敷设一排尾矿管。尾矿在池内经过自然沉淀后清水通过溢流管排往池外，经排水沟流入滦河。排出的清水符合国家卫生标准，水质分析见表 9－7－5。

表 9－7－5　马兰庄铁矿选厂尾矿水水质分析　(mg/L)

化学成分	镉	铬	铅	汞	砷	硫化物	氟化物	锌	氯化物	pH
质量分数	无	0.098	无	无	0.006	无	0.26	0.034	5.52	7.34
标准	0.005	0.1	0.1	0.001	0.05	1.0	3	3	300	5.5～8.5

注：标准为国家农田用水水质标准；天津地质矿产测试中心。

尾矿池冲填满后，水分经过 10 天左右时间蒸发和渗漏变的枯干，然后用推土机进行整平，使坡度小于 0.5%，然后敷设一层厚度为 25～30cm 的亚黏土(山皮土)，每亩约 160～200m^3。

3. 种植试验

通过对本地区农作物资源调查分析，按下列原则选择农作物。

(1)由于复垦土地较贫瘠，不宜选择深根型植物和对土壤要求过高的植物，应以耐干旱、耐贫瘠及适应性强及浅根型植物为宜。

(2)考虑今后在矿区有推广的可能，选择短期内有收益的农作物及果木。

(3)复垦土壤的改良是评价复垦成功与否的重要标志，由此要选种能改良复垦区土壤和培育肥力的物种。

依据上述原则及以往的种植经验，选择大豆、白薯、花生、玉米、葡萄、桃进行种植试验分析。

作物种植管理：种植的关键是田间管理，针对复垦土地沙多、太阳辐射强、水分蒸发快的特点，适时地进行浇水、施肥。在病虫严重的季节，定期观测及时喷药灭虫。种植试验选择的农作物有小麦、水稻、花生、大豆、白薯、玉米等，农作物种植管理及收成见表 9－7－6。

表 9－7－6　农作物种植管理及收成情况表

品种		花生	大豆	白薯	玉米	小麦	水稻
施肥 /kg·亩$^{-1}$	农家肥	3000～4000	3000～4000	3000～4000	3000～4000	3000～4000	3000～4000
	复合肥	20	20	20	20	20	20
浇水		及时	及时	及时	及时	及时	及时
行距×株距 /cm×cm		(30～35)×(25～30)	(35～40)×(27～32)	(55～66)×(23～27)	(40～50)×(30～40)	(30～40)×	(30～40)×(20～25)
每穴株数		2～3	4～5	1	1		4～5
产量 /kg	1990 年	127.5	125.0	1400	270	25	250
	1991 年	125.0	135.0	1500	350	300	
	1992 年	150.0	150.0	1500	340	325	

果木种植：①桃树，桃树挖坑种植，在平整的尾矿复垦的土地里挖坑 50cm×50cm×50cm 的坑，填 20～30cm 的山皮土，加适量农家肥，种植并浇透水。行距为 5.0m，株距为 1.2～1.5m，平均每公顷 1275～1350 棵，桃树成活率为 100%。桃树的管理每年 3 月中旬在树旁挖坑施肥，每公顷施优质农家肥 22500～30000kg、尿素 750kg。及时浇水，注意防治病虫害，收成情况见表 9－7－7。②苹果，苹果树苗的种植方式和桃树相同，行距 10m，株距 6～7m，每公顷 1200～1800 棵。苹果的管理是每年初春在树旁挖坑施肥，每公顷放碳胺 1500kg、尿素 375kg，6 月份再施钾肥，每公顷 300～450kg，二胺 150～300kg，及时浇水，注意防治病虫害，产量见表 9－7－7。③葡萄种植方式和桃树相同，行距 6.0m，株距 3.0～4.0m，每公顷 3750～4500 棵，葡萄树成活率为 100%。葡萄树的管理及施肥情况，同苹果，3 年的收成见表 9－7－7。

表 9－7－7　果木收成情况表　　(kg/hm^2(kg/亩))

年　度	桃　树	苹　果	葡　萄
1997 年	56250(3750)	37500(2500)	3375(2250)
1998 年	90000(6000)	63750(4250)	21000(1400)
1999 年	112500(7500)	75000(5000)	22500(1500)

(4)有毒有害元素分析。复垦土壤及粮食有毒有害元素含量见表 9－7－8。

表 9－7－8　复垦土壤、粮食有毒有害元素含量变化　(mg/kg)

地点	取样时间	样品名称	镉	铬	铅	汞	砷	锌	硫化物	氟化物
复垦地			0.86	11.27	8.40	0.052	14.77		2.97	25.65
客土			0.89	5.4	7.16	0.09	4.74		0.27	36.48
标准			125	100～200	400～500	40～50	20～70			
马兰庄	99.5	玉米	未检出	未检出	未检出	0.14	未检出	16.27		
马兰庄	99.5	高粱	未检出	未检出	未检出	0.17	未检出	19.54		
标准			≤0.4	≤0.55	≤1	≤0.02	≤0.7	≤0.4		

注：①标准为国外规定农作物生长受阻含量标准。

②天津地质矿产测试中心，中国农业科学院土壤肥料研究所测试中心。

尾矿复垦的土地土壤中有毒有害元素的含量低于农作物生长受阻含量标准。镉、铅的含量和当地土地壤基本相同，铬、汞、砷、硫化物的含量略高于当地土壤，氟化物则低于当地土壤。

通过水质分析表明，尾矿水各有害元素含量均未超过国家农田用水水质标准。只要澄清排放，并不会对环境造成污染。

(三)狮子山铜矿尾矿复垦实践

狮子山铜矿杨山冲尾矿库属山谷型尾矿库，1966 建成使用，设计库容 747 万 m^3，1990 年关闭，库区汇水面积 0.54km^2，库区面积 22hm^2。库区东北部约数万米^2 的地带严重地被污染，地表呈现明显的黑色。该区地表重金属含量砷(As)高达 8000mg/kg，镉(Cd)29.9mg/kg，铅(Pb)537mg/kg，铬(Cr)24.4mg/kg 等等。污染区地表氰化物含量高达 25mg/kg。另外，库区原有水域也严重污染。水域水 pH 值超标高达 10，总盐量高达 1.04g/L，水中氰化物严重超标，高达 7.28mg/L。库区扬尘污染严重，影响当地下游社区环境和居民生活。

为了既保护便于二次资源的再利用，又要防治污染，1997 年由北京矿冶研究总院对该尾矿库进行了不覆土建立植被的研究工作。经过 2 年的努力，主要取得了以下成果：

(1)盆栽试验结果：已从 5 个抗耐品种中筛选出 3 个适应品种；从 8 个二元、三元、多元品种匹配试验中筛选出 3 个最佳匹配品种；筛选出熟化剂 2 种及其适宜配比和投加量；从 15 个种植密度试验中筛选出 4 组适宜种植密度条件。

(2)小区试验结果：依据盆栽试验结果，1998 年秋季进行了无土小区种植试验，共设置 87 个小区。依据库区所在的立地条件，已从 10 个品种三个匹配品种中筛选出抗旱、

耐贫瘠、耐寒的适生品种，3 个单—品种和一个双匹配品种以及一个适生三匹配品种。试验区试验结果表明，最佳种植条件下的植被地表覆盖率高，根系发育，根深已达 20cm 之下，最深者达 24cm 之深；可明显观察到植被已有效地控制了冬春季尾砂的严重风蚀和夏天雨季的水土流失。

(3)田间扩大实验结果：1999 年进行了无土田间扩大种植试验。经过 1 年多观察，试验区长势良好，成活率大于 60%，有的单元覆盖率达到 80%以上。已筛选出适合当地气候条件和尾矿特性的最佳种植条件。复垦区植被草类根系发育好，已形成根系网络结构，两季草根系控制直径达 1m 以上。部分豆科草已开花结籽，自行繁育，扩大覆盖尾砂区。有效彻底地防止了尾砂粉尘污染，具有显著的生态环境效益。

第四节　生物复垦

一、生物复垦的概念及任务

生物复垦是采取生物等技术措施恢复土壤肥力和生物生产能力，建立稳定植被层的活动，它是农林用地复垦的第三阶段工作。

尾矿复垦，除作为房屋建筑、娱乐场所、工业设施等建设用地外，对用于农、林、牧、渔、绿化等复垦土地，在工程复垦工作结束后，还必须进行生物复垦，以建立生产力高、稳定性好、具有较好经济和生态效益的植被。狭义的生物复垦是利用生物方法恢复用于农、林、牧、绿化复垦土地的土壤肥力并建立植被。广义的生物复垦包括恢复复垦土地生产力、对复垦土地进行高效利用的一切生物和工程措施。生物复垦主要内容包括土壤改良与培肥方法等。

工程复垦后用于农林用地的复垦土壤一般具有以下特点：

(1)尾矿复垦的土地一般土壤有机质、氮、磷、钾等主要营养成分含量均较低，属贫瘠地土壤；

(2)复垦土壤的热量主要来自太阳辐射及矿物化学反应和微生物分解有机物放出的热量，其土壤热容量较小，温度变化快、幅度大，不易作物出苗和生长，当复垦土地含硫较多时，可被空气氧化提高地温；

(3)尾矿复垦土壤内动植物残体、土壤生物、微生物含量几乎没有，土壤自然熟化能

力较差，有时还含有害物质。

由上述复垦土壤特性可知，工程复垦后的土地，可供植物吸收的营养物质含量较少，复垦土壤的农业孔性、结构性、可耕性及保肥保水性均较差，土壤的三大肥力因素水、气、热条件也较差。因此，生物复垦的主要任务与核心工作是改良和培肥土壤，提高复垦土地土壤肥力。

土壤肥力是指土壤为植物生长供应及协调营养条件和环境条件的能力，包括水分、养分、空气和温度四大肥力因素。植物健康生长不仅要求这四大肥力因素同时具备，而且诸因素之间必须处于高度的协调状态。肥沃的土壤应具备下列特征：土壤熟土层厚、地面平整、温暖潮湿、通气性好、保水蓄水性能高、抗御旱涝能力强、养分供应充足，适种作物范围广、适当管理可以获得高产。

土壤改良和培肥，不是简单地增加土壤中有机质和营养物质含量，而是针对复垦土壤对植物的所有限制因素，全面改善水、肥、气、热条件及相互间关系。主要生物复垦技术措施有：①种植绿肥增加土壤有机质和氮、磷、钾含量，并疏松土壤；②对地温过高和不易种植的复垦土壤覆盖表土；③初期多施有机肥和农家肥，加速土壤有机质积累，针对复垦土壤缺乏的养分实行均衡施肥；④利用菌肥或微生物活化药剂加速土壤微生物繁殖、发育，快速熟化土壤；⑤加强耕作、倒茬管理，加速土壤熟化和增加土壤肥力。如初期种植能增加土壤肥力的豆科植物及可以忍受严酷环境的先锋植物等。

二、尾矿生物复垦技术

(一)绿肥法

凡是以植物的绿色部分当作肥料的称为绿肥。作为肥料利用而栽培的作物，叫做绿肥作物。翻压绿肥的措施叫“压青”。种植绿肥是改良复垦土壤、增加土壤有机质和氮、磷、钾等多种营养成分的最有效方法之一。绿肥的主要改良作用有：

1. 增加土壤养分

绿肥作物多为豆科植物，含有丰富的有机质和氮、磷、钾等营养元素，其中有机质约占15%左右，氮(N)0.3%～0.6%，磷(P_2O_5)0.1%～0.2%，钾(K_2O)0.3%～0.5%。

绿肥作物生长力旺，在自然条件差、较贫瘠的土地上都能很好生长。在复垦区种植绿肥作物，成熟后将其翻入土壤，增加土壤养分。

2. 改善土壤理化性状

种植绿肥作物可以提供土壤有机质和有效养牙数量。绿肥在土壤微生物作用下，除释放大量养分外，还可以合成一定数量的腐殖质，改良土壤性状有明显作用。

豆科绿肥作物的根系发达,主根入土较深,一般根长 2 ~ 3m,能吸收深层土壤中的养分,待绿肥作物翻压后,可使耕层的土壤养分丰富起来,为后茬作物所吸收。绿肥作物的根系还有较强的穿透能力,绿肥腐烂后,有胶结和团聚土粒的作用,从而改善土壤理化性状。绿肥还对改良红黄土壤、盐碱土具有显著的效果。不少绿肥作物耐酸耐盐、抗逆性强,随着栽培和生长,土壤得到了改良。

3. 覆盖地面,固沙护坡,防止水土流失

绿肥作物有茂盛的茎叶,覆盖地面可减少水、土、肥的流失,尤其在复垦土地边坡种植绿肥作物,由于茎叶的覆盖和强大的根系作用,减少了雨水对地表的侵蚀和冲刷,增强了固土护坡作用,减弱或防止水土流失。种植绿肥作物,还有抑制杂草生长的作用,避免水分、有效养分的消耗。

(二)微生物法

微生物是利用菌肥或微生物活化药剂改善土壤和作物的生长营养条件,它能迅速熟化土壤、固定空气中的氮素、参与养分的转化、促进作物对养分的吸收、分泌激素刺激作物根系发育、抑制有害微生物的活动等。

1. 菌肥改良土壤

菌肥是人们利用土壤中有益微生物制成的生物性肥料,包括细菌肥料和抗生菌肥料。菌肥是一种辅助性肥料,它本身并不含有植物所需要的营养元素,而是通过菌肥中的微生物的生命活动 改善作物的营养条件,如固定空气中的氮素 参与养分的转化,促进作物对养分的吸收 分泌激素刺激作物根系发育 抑制有害微生物的活动等等。因此,菌肥不能单施,要与化肥和有机肥配合施用,这样才能充分发挥其增产效能。

2. 微生物快速改良法(即微生物复垦)

微生物快速改良方法(微生物复垦)是利用微生物活化药剂将尾矿复垦土地快速形成耕质土壤的新的生物改良方法。

匈牙利在 20 世纪 70 年代后期研制成功了生物快速改良方法,取得了 BRP(生物复田工艺)专利之后,成功地应用于匈牙利马特劳山露天矿及美国、巴西等地,在复垦土地上栽培了约 50 多类 100 种农作物,长势良好。

(三)施肥法

施肥法改良土壤主要以增施有机肥料来提高土壤的有机质与肥分含量,改良土壤结构和理化性状,提高土壤肥力,它既可改良砂土,也可改良黏土,这是改良土壤质地最有效最简便的方法。因为有机质的黏结力和黏着力比砂粒强、比黏粒弱,可以克服沙土过沙,黏土过黏的缺点。有机质还可以使土壤形成结构,使主体疏松,增加砂土的保肥性。

各地农民群众历来有砂土地施土粪和炕土肥，黏土地施炉灰渣和砂土粪等经验。中国科学院南京土壤研究所在江苏铜山县孟庄大队的沙土上，采用秸秆还田（主要是稻草还田），翻压绿肥，施用麦糠或麦粮和绿肥混施，都能改善板结，使其迅速发酵变软。其中稻草、大麦草等禾本科植物含难分解的纤维素较多，在土壤中可遗留下较多的有机质，而豆科绿肥含氮素较多，而且植株较嫩，易于分解，残留给土壤的有机质较少，因此，从改良质地的角度来看，禾本科植物比豆科的效果好。

另外，精耕细作结合增施有机肥料，是我国目前大多数地区创造良好土壤结构的主要方法。在耕作方面，我国农民有秋耕、冬耕冻、伏耕晒以及根据季节和土壤水分状况进行适时耙、锄地，以改善土壤的结构状况。在耕层浅的土壤上采用深耕，加深耕层，结合施用有机肥料，加速土壤熟化，充分发挥腐殖质的胶结作用。我国各地的高产肥沃土壤也都是通过这种措施来创造优良结构的。

第五节　生态农业复垦技术

一、生态农业复垦概念

生态农业复垦是根据生态学和生态经济学原理，应用土地复垦技术和生态工程技术，对尾矿复垦土地进行整治和利用。

生态农业复垦不是单一用途的复垦，而是农、林、牧、副、渔、加工等多业联合复垦，并且是相互协调、相互促进、全面发展；它是对现有复垦技术，按照生态学原理进行的组合与装配；它是利用生物共生关系，通过合理配置农业植物、动物、微生物、进行立体种植、养殖业复垦；依据能量多级利用与物质循环再生原理，循环利用生产中的农业废物，使农业有机物废物资源化，增加产品输出；它充分利用现代科学技术，注重合理规划，以实现经济、社会和生态效益的统一。

二、生态农业复垦基本原理

对尾矿土地复垦进行生态农业复垦后，就会形成生态农业系统，它是具有生命的复杂系统，包括人类在内，系统中的生物成员与环境具有内在的和谐性。人既是系统中的消费者，又是生态系统的精心管理者。人类的经济活动直接制约着资源利用、环境保护

和社会经济的发展。因此，人类经营的生态农业着眼于系统各组成成分的相互协调和系统内部的最适化，着眼于系统具有最大的稳定性和以最少的人工投入取得最大的生态、经济、社会综合效益。而这一目标和指导思想是以生态学、生态经济学原理为理论基础建立起来的。主要理论依据包括以下几个方面：

（一）生态位原理

生态位是指生物种群所要求的全部生活条件，包括生物和非生物两部分，由空间生态位、时间生态位、营养生态位等组成。生态位和种群一一对应。在达到演替顶级的自然生态系统中，全部的生态位都被各个种群所占据。时间、空间、物质、能量均被充分利用。因此，生态农业复垦可以根据生态位原理，充分利用空间、时间及一切资源，不仅提高了农业生产的经济效益，也减少了生产对环境的污染。

（二）生物与环境的协同进化原理

生态系统中的生物不是孤立存在的，而是与其环境紧密联系，相互作用，共存于统一体中。生物与环境之间存在着复杂的物质、能量交换关系。一方面，生物为了生存与繁衍，必须经常从环境中摄取物质与能量，如空气、水、光、热及营养物质等。另一方面，在生物生存、繁育和活动过程中，也不断地通过释放、排泄及残体归还给环境，使环境得到补充。环境影响生物，生物也影响环境，而受生物影响得到改变的环境反过来又影响生物，使两者处于不断地相互作用、协同进行的过程。就这种关系而言，生物既是环境的占有者，同时又是自身所在环境的组成部分。作为占有者，生物不断地利用环境资源，改造环境；而另一方面作为环境成员，则又经常对环境资源进行补偿，能够保持一定范围的物质贮备，以保证生物再生。生态农业复垦遵循这一原理，因地、因时制宜，合理布局与规划，合理轮作倒茬，种养结合。违背这一原理，就会导致环境质量的下降，甚至使资源枯竭。

（三）生物之间链索式的相互制约原理

生态系统中同时存在着许多种生物，它们之间通过食物营养关系相互依存、相互制约。例如绿色植物是草食性动物的食物，草食性动物又是肉食性动物的食物，通过捕食与被捕食关系构成食物链，多条食物链相互连接构成复杂的食物网，由于它们相互连接，其中任何一个链节的变化，都会影响到相邻链节的改变，甚至使整体食物网改变。

在生物之间的这种食物链索关系中包含着严格的量比关系，处于相邻两个链节的物，无论个体数目、生物量或能量均有一定比例。通常是前一营养级生物能量转换成后一营养级的生物能量，大约为10∶1。生态农业复垦遵循这一原理巧接食物链，合理规划和选择复垦途径，以挖掘资源潜力。任意打乱它们的关系，将会使生态平衡遭到破坏。

(四)能量多级利用与物质循环再生原理

生态系统中的食物链,既是一条能量转换链,也是一条物质传递链。从经济上看还是一条价值增殖链。根据能量物质在逐级转换传递过程中存在的 10∶1 的关系,则食物链越短,结构越简单,它的净生产量就越高。但在受人类调节控制的农业生态系统中,由于人类对生物和环境的调控及对产品的期望不同,必然有着不同的表现,并产生不同的效果。例如对秸秆的利用,不经过处理直接返回土壤,须经过长时间的发酵分解,方能发挥肥效,参与再循环。但如果经过精化或氨化过程使之成为家畜喜食饲料,饲养家畜增加畜产品产出,利用家畜排泄培养食用菌,生产食用菌后的残菌床又用于繁殖蚯蚓,最后将蚯蚓利用后的残余物返回农田作肥料,使食物链中未能参与有效转化的部分,能得到利用、转化,从而使能量转化效率大大提高。因此,人类根据生态学原理合理设计食物链,多层分级利用,可以使有机废物资源化,使光合产物实现再生增殖,发挥减污补肥的作用。

(五)结构稳定性与功能协调性原理

在自然生态系统中,生物与环境经过长期的相互作用,在生物与生物、生物与环境之间,建立了相对稳定的结构,具有相应的功能。农业生态系统的生物组分是人类按照生产目的而精心安排的,受到人类的调节与控制。生态农业要提供优质高产的农产品,同时创造一个良好的再生产条件与生活环境,必须建立一个稳定的生态系统结构,才能保证功能的正常运行。为此,要遵循以下三条原则:第一,发挥生物共生优势原则,如立体种植、立体养殖等,都可在生产上和经济上起到互补作用;第二,利用生物相克趋利避害的原则,如白僵菌防治措施等;第三,生物相生相养原则,如利用豆科植物的根瘤菌固氮、养地和改良土壤结构等。许多种生物由于对某一、二个环境条件的相近要求,使它们生活在一起。例如森林中不同层次的植物(乔木,灌木,草本)以及依靠这些植物为生的草食性动物,它们虽没有直接相生相克的关系,但对于共同形成的小气候或化学环境则有相互依存的联系。

这种生物与生物、生物与环境之间相互协调组合并保持一定比例关系而建成的稳定性结构,有利于系统整体功能的充分发挥。

(六)生态效益与经济效益统一的原理

生态农业是人类的一种经济活动,生态农业复垦也不例外,其目的是为了增加产出和增加经济收入。

在生态经济系统中,经济效益与生态效益的关系是多重的。既有同步关系,又有背离关系,也有同步与背离相互结合的复杂关系。在生态农业复垦中,为了在获取高生态

效益的同时,求得高经济效益,必须遵循如下原则:一是资源合理配置原则。应充分合理地利用国土,这是生态农业复垦的一项重要任务。二是劳动资源充分利用原则。在农业生产劳动力大量过剩的情况下,一部分农民同土地分离,从事农产品加工及农村服务业。三是经济结构合理化原则。既要符合生态要求,又要适合经济发展与消费的需要。四是专业化、社会化原则。生态农业复垦只有突破了自然经济的束缚,才有可能向专业化、商品化过渡。在遵守生态原则的同时,积极引导农业生产接受市场机制的调节。

三、尾矿生态农业复垦实例

(一)矿区自然环境与社会环境概况

1. 自然环境概况

包官营铁矿地处冀东铁矿基地迁安市夏官营镇,为暖湿带半湿润季风型大陆性气候,四季分明,气候温和,冬季多为西北风,寒冷干燥,夏季多为东南风,炎热潮湿。年平均气温 10.1℃,年极端气温最低 - 28.2℃,最高为 38.9℃。全年平均降水量为 735.15mm,集中于夏季。平均风速 2.5m/s。年太阳总辐射量为 522.9kJ/cm^2,常年积温不能满足一年两茬作物种植需要,只能采取套种、复种轮制方法,以延长农时,提高热量利用率。年平均无霜期 172 天,生长期 270 天。

该区土壤类型以褐土性土、中层淋溶褐土为主。褐土性土是低山丘陵的残坡积风化物上发育的土壤,表层有不同程度的侵蚀现象,伴有中、强淘蚀。中层淋溶褐土土层较厚,一般在 30 ~ 80cm 之间,为洪积堆积物。

该区植被有人工落叶阔叶林,如杨、柳、榆、槐等;经济林有苹果、梨等;灌木有酸枣、荆条等;农作物有玉米、高粱、甘薯、花生、水稻等,草本植被和农田杂草有白草等。

2. 社会经济概况

包官营村共 521 户,1927 人,总占地 269.33hm^2,其中耕地 180hm^2,荒山 88.33hm^2。包官营铁矿是村办矿,始建于 1985 年。铁选厂年处理矿石 5 万 t,1994 年扩建规模 20 万 t/a(精粉 7 万 t/a),铁矿工业储量达 500 万 t,设计圈定矿量 430 万 t,现保有可采储量 280 万 t。

到目前,全村矿业年产值 6000 万元,利税 500 多万元,利用矿山排出的剥岩废石和尾矿填沟造田 30hm^2,利用办矿积累的资金改良荒山 66.6hm^2,并大力发展运输、加工和种植、养殖业。村民人均年收入已达到了 4000 元;60 岁以上的老年人每月享受 100 元的养老金。

(二)生态复垦模式分析

自 1998 年开始河北理工学院与矿山合作对其生态复垦模式进行了研究。截至 2000

年底该矿利用废石及尾矿分别复垦土地 16.67hm² 和 13.33hm²；利用矿山利润修建了 66.67hm² 果园、养鸡场和养猪场，利用尾矿库修建了鱼塘。

1. 生态复垦模式设计

根据适宜性分析，该区域土地资源利用方式为宜农、宜林或宜渔，适于开发农、林、渔相结合的综合农业。为将养殖场建成物质、能量多级、多层次循环利用，生态效率高的人工生态系统，在进行生态设计时就注意到使其结构完善，该系统包括以下部分：

种植业子系统（初级生产者子系统）。包括包官营铁矿排土场复垦土地 16.67hm²（地块Ⅰ），种植大豆（6.07hm²）、花生（9.37hm²）、高粱（0.37hm²）、白薯（0.86hm²）；包官营铁矿尾矿库复垦土地（地块Ⅱ），全部种植水稻（13.3hm²）；千亩果园树下种植花生（10hm²）、大豆（16.8hm²）、白薯（6.5hm²）。

饲养业子系统（初级消费者子系统）。包括一个大型肉鸡养殖场，有鸡棚 7 座，一批可养鸡 30000 只，约 45～50 天长成，年产肉鸡 15 万只左右；一个养猪场，一次存栏 300 头，年产生猪 750 头左右。

渔业子系统（初级和次级消费者子系统）。水面面积 1.8hm²，水深 3m，实行立体养殖，上层放养以浮游生物为主要食物的白鲢、花鲢；中下层放养以植物为主要食物的草鱼；在水域底层放养鲫鱼和鲤鱼。不同层的鱼有各自的生态位，取食各有分工，达到了生态系统的高效能。一次放鱼苗 100000 多尾，年产鲜鱼 54000kg 左右。

生态复垦模式（综合养殖场）生态系统结构见图 9－7－1。

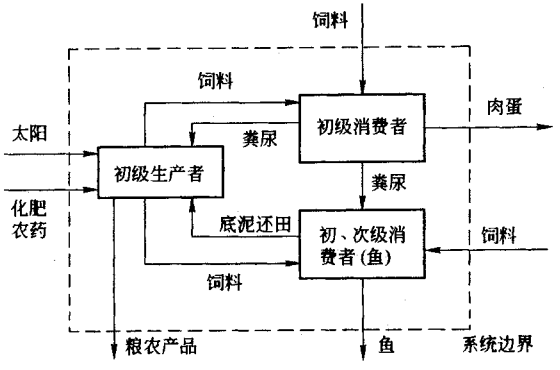


图 9－7－1　生态复垦模式（综合养殖场）生态系统结构示意图

2. 生态复垦模式能流分析

种植业子系统有机能投比为 0.66，低于全国 0.77 的平均水平。这种投能结构反映了无机能投偏高，原因在于化肥能投高（占无机能的 84%），说明种植业子系统产量在一

定程度上依赖于化肥。这在同时进行猪、鸡饲养的养殖场内，有机肥来源丰富的情况下是不正常的，其原因是养殖场处于运行初期，尚未进入常规轨道。种植业子系统的光能利用率为 0.28%，虽然低于当地 0.5%的平均水平，但在复垦农田土壤肥力远低于当地条件的情况下，效率已属不低。

饲养业子系统中人工辅助能产投比为 0.44，无机能产投比为 7.07，有机能产投比为 0.47，饲料转化率为 0.48，生态效率较理想，但子系统由于系统外输入的精饲料数量较大，系统内能量循环水平较低，其产量的提高主要依赖于精饲料能投，因此系统抗干扰能力弱。如遇市场饲料价格上涨，将要大大影响系统的经济效益。

渔业子系统中人工辅助能产投比为 0.35，无机能产投比为 10.49，有机能产投比为 0.36。饲料转化率为 0.35，高于 0.15～0.20 的一般水平。生态效率理想，系统运转效果良好，已初步进入良性循环。其原因主要是实行猪粪尿喂鱼，输入鱼池的肥水中含大量的营养物质，不仅配合精料满足了鱼的生长需求，还提高了精饲料的转化率，从而提高了子系统的生态效率。

全系统人工辅助能产投比为 0.69，高于石油农业（美国为 0.1，英国为 0.17，日本为 0.25），显示了生态农业的优越性。但与我国典型生态农业模式相比（北京留民营农场为 1），尚有较大差距。目前综合养殖模式的产业结构基本合理，但农牧渔业比例不够协调，且投能结构还存在问题，从而影响了系统的生态效率，如能加大系统内饲料的投入，生态效率会得到很大提高。种植业子系统在全系统中比重偏小，土地生产力不高，可加大农业种植面积。

3. 生态复垦模式物流分析

种植业子系统有机氮与无机氮之比为 0.28，该值偏低。化肥氮投入的绝对值也稍高，达 202.3kg/hm^2，高于全国平均水平 191.6kg/hm^2。种植业子系统的系统外输入氮占总投氮的 81%。其原因是种植业水平尚低，秸秆还田氮量少；且农场处于初建阶段，鱼池底泥尚未还田。种植业于系统稳定度为 15.2%，该值偏低，说明系统自我维持能力较弱。

饲养业、渔业子系统的投氮量几乎全部经饲料形式输入。其中系统外输入占投氮量的 95%、20%。饲养业子系统的投氮量几乎完全依赖于系统外，渔业子系统的投氮量中猪粪尿提供的氮素占 80%，由饲养业于系统提供，系统内部的自给率较高。饲养业子系统稳定度为 4.6%，该值较低，表明该子系统自我维持能力差。渔业于系统稳定度则较高，为 82.5%，系统的自我维持能力强。

就全系统而言无机氮占 36%；有机氮占 64%。有机氮比例偏高。这种结构不够合理，从另一侧面反映了综合养殖场的产业结构比例不够协调，种植业比重偏低，若能提高

种植业比重，将会提高全系统的有机氮自给量，改变从系统外大量输入精饲料的现状。因此，协调种植业、饲养业子系统的稳定性与外部投入的关系，改善综合养殖场物质投入结构与比例，是综合养殖场初期建设的当务之急。

4. 生态复垦模式经济效益分析

综合养殖场的内部收益率为 20.93%，这一值是比较高的。在 12% 折现率下，每万元的投资（现值）可带来 1.516 万元的纯收益，是相当可观的。虽然投资较高（430.722 万元），但投资在 6.44 年即可收回。以上各项指标均显示出生态复垦模式具有良好的经济效益。

5. 生态复垦模式综合分析

包官营铁矿的生态复垦模式设计在生态上基本合理，对环境无明显不良影响，其实施还可以极大地缓解包官营的农、副、渔产品的供应，并为剩余劳动力提供就业机会，具有积极社会影响。从该复垦模式的财务经济结构看，饲料占该养殖场常规财务成本的 44.06%，很容易造成该养殖场对饲料市场的过度依赖，因此要保证养殖场的正常运转，必须要解决饲料问题，这与前述能流、物流分析的结果是一样的。