

郑家坡铁矿选矿工艺及尾矿浓缩胶结技术研究  
阶段报告(I)-选矿工艺部分

山东科技大学

2007年10月16日

# 目录

<b>1 样品的采集与制备 .....</b>	<b>3</b>
1.1 样品的采集 .....	3
1.2 样品的制备 .....	3
<b>2 原矿性质简述 .....</b>	<b>7</b>
2.1 矿石的化学成分 .....	7
2.2 矿石中主要矿物组成 .....	7
2.3 铁的物相组成 .....	9
<b>3 预选试验 .....</b>	<b>10</b>
3.1 大块预选试验 .....	10
3.2 粉矿预选试验 .....	11
<b>4 磁选流程试验 .....</b>	<b>13</b>
4.1 磨矿试验 .....	13
4.2 小型磁选试验 .....	14
4.3 磁选连选试验 .....	19
<b>5 矿石工艺特性分析 .....</b>	<b>22</b>
5.1 矿石的相对可磨度 .....	22
5.2 产品的多元素化学分析 .....	23
5.3 产品粒度组成分析 .....	25
5.4 产品密度分析 .....	26
5.5 尾矿沉降特性分析 .....	26

6 结 论.....	29
附件.....	30
1. 诺普铁矿磁选数质量流程 .....	30
2. 诺普铁矿磁选产物中-200目含量统计表.....	31

# 1 样品的采集与制备

## 1.1 样品的采集

试验样品由郑家坡铁矿负责采集。原矿样品包括 I 号矿体矿石和 II 号矿体矿石两种，样品重量分别为 3 吨左右，样品最大块度为 120mm。根据郑家坡铁矿地质报告资料，I 号矿体和 II 号矿体资源量占可采储量的 95.12%，采用这两矿体的矿石进行试验具有代表性。

## 1.2 样品的制备

### 1. 工艺矿物学研究样品的制备

为了研究矿石性质，采用手工挑选的方法，从两种矿体中分别选取 6-8 块不同类型的矿石和废石（围岩），样品的块度 50-100mm。块状样品分别磨制光片和薄片，用于显微镜、电子探针等分析使用。

### 2. 选矿试验样品的配制

#### (1) 原矿预选试验结果

为了配制有代表性的选矿试验样品，分别采用 DCXJ3240 带式磁选机(磁滑轮)对两种矿体的原矿进行了预选。预选试验结果见表 1-1。

表 1-1 - 120mm 原矿预选试验结果

样品名称	产率，%	TFe 品位，%	TFe 回收率，%
I 号矿体矿石	68.53	27.37	88.43
I 号矿体废石	31.47	7.80	11.57
I 号矿体原矿	100.00	21.21	100.00
II 号矿体矿石	65.36	33.58	89.47

II号矿体废石	34.64	7.46	10.53
II号矿体原矿	100.00	24.53	100.00

## (2) 配矿方案的拟定

**I、II号矿体比例：**根据郑家坡铁矿地质报告，I号矿体资源量（332+333）为1544.7万吨，占可采储量的61.07%，平均品位28.67%。II号矿体（II<sub>1</sub>+II<sub>2</sub>）资源量（332+333）为243.8+617.5=861.3万吨，占可采储量的34.05%。平均品位29.93-31.30%。可见，I号矿体和II号矿体资源量占可采储量的95.12%，采用这两矿体的矿石进行试验具有代表性。根据两个矿体储量的比例，确定本次选矿试验样品两个矿体的比例为：I号矿体矿石占65%，II号矿体矿石35%。

**配矿品位：**根据《郑家坡铁矿选矿工艺及尾矿浓缩胶结技术研究》技术开发合同的要求，入选原矿品位为24-26%。经矿方与设计院初步协商，拟定平均贫化率按12%计算（废石混入率12%）。则：贫化后（废石含铁量按7%计算）矿石品位为： $29.61\% \times 88\% + 7\% \times 12\% = 26.06\% = 26.9\%$ 。

综合以上情况，配矿品位应为26-27%。考虑到在试验阶段原矿品位不宜太高，确定配矿品位在26%左右。

采用实验室型破碎机，将预选后的-120mm矿石和废石破碎至-10mm，按I号矿体原矿占65%，II号矿体原矿35%进行配矿，控制配矿品位为26%。具体配矿方案见表1-3。

表 1-3 选矿试验样品配制方案

样品名称	重量, kg	产率, %	TFe 品位, %	TFe 分布率, %
I 号矿体矿石	500.00	60.45	27.37	63.64
I 号矿体废石	37.60	4.55	7.80	1.36
I 号矿体小计	537.60	65.00	26.00	65.00
II 号矿体矿石	205.50	24.85	33.58	32.09
II 号矿体废石	83.98	10.15	7.46	2.91
II 号矿体小计	289.48	35.00	26.00	35.00
配矿合计	827.08	100.00	26.00	100.00

### 3. 选矿试验样品的制备

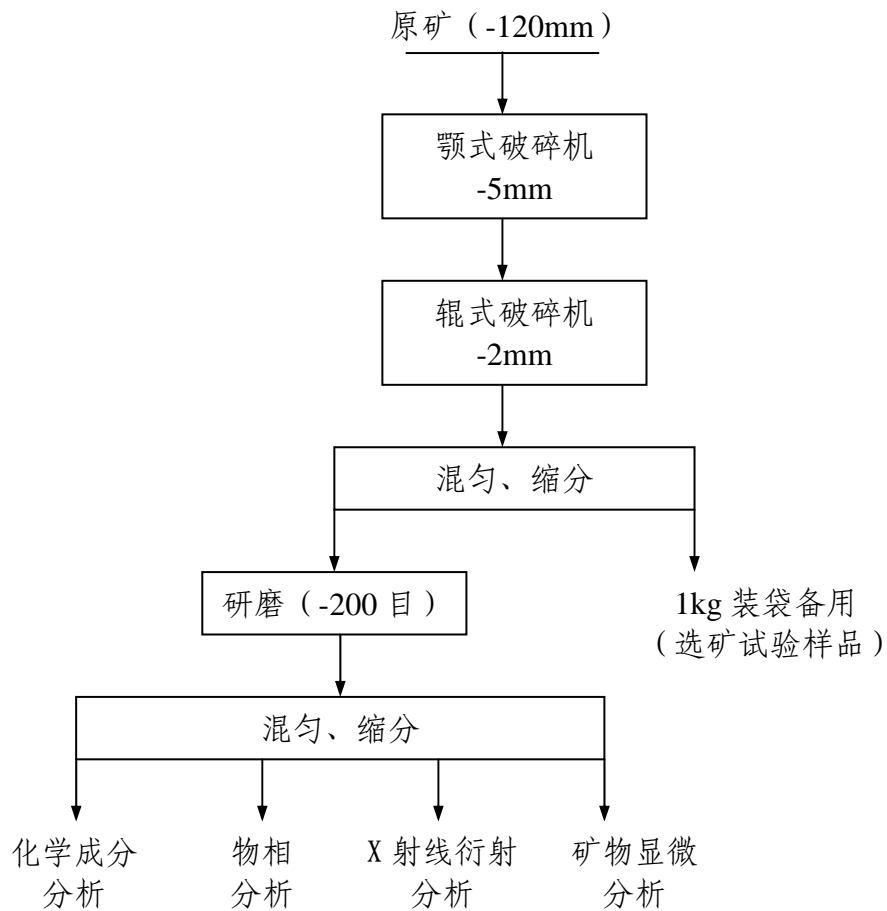


图 1-1 选矿试验样品制备流程

经过配矿后的样品作为选矿试验用综合样品。采用颚式破碎机、辊式破碎机将矿石全部破碎至-2mm 以下，然后进行混匀缩分、装袋备用。缩分出-2mm 样品采用振动磨样机磨至全部通过 200 目，然后，经过混匀缩分制备出供各种分析检测的样品。选矿试验样品制备流程见图 1-1。

## 2 原矿性质简述

### 2.1 矿石的化学成分

原矿多元素化学分析结果见表 2-1。

表 2-1 原矿多元素化学分析结果

成分	TFe	SFe	FeO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	CaO	MgO	MnO
含量	25.88	23.52	12.98	0.82	0.896	2.624	2.534	0.082
成分	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cu	Co	LOI	
含量	5.80	48.25	0.064	0.56	--	0.0012	1.93	

从以上结果可以看出，矿石中的主要有用成分为铁，其他金属成分含量很低，不具备综合回收价值。原矿含铁品位 25.88%， $FeO/TFe=50.15\%$ ，属低品位磁铁矿矿石。

另外，矿石中 S、P 含量低，属低硫、低磷矿石；矿石的碱度系数  $(CaO+MgO)/(SiO_2+Al_2O_3)=0.095$ ，为酸性矿石 ( $<0.5$ )。

### 2.2 矿石中主要矿物组成

采用 X 射线衍射分析、光学显微镜等方法，对矿石的矿物组成进行了分析检测。结果表明，该矿石的主要金属氧化物为磁铁矿、赤铁矿，含少量硫化物；矿石中的非金属矿物主要为石英、角闪石、云母、绿泥石，含少量碳酸盐、石榴石、粘土矿物等。有用矿物种类较为简

单，主要为磁铁矿。原矿 X 射线衍射分析结果见图 2-1，主要矿物含量的初步分析结果见表 2-2。

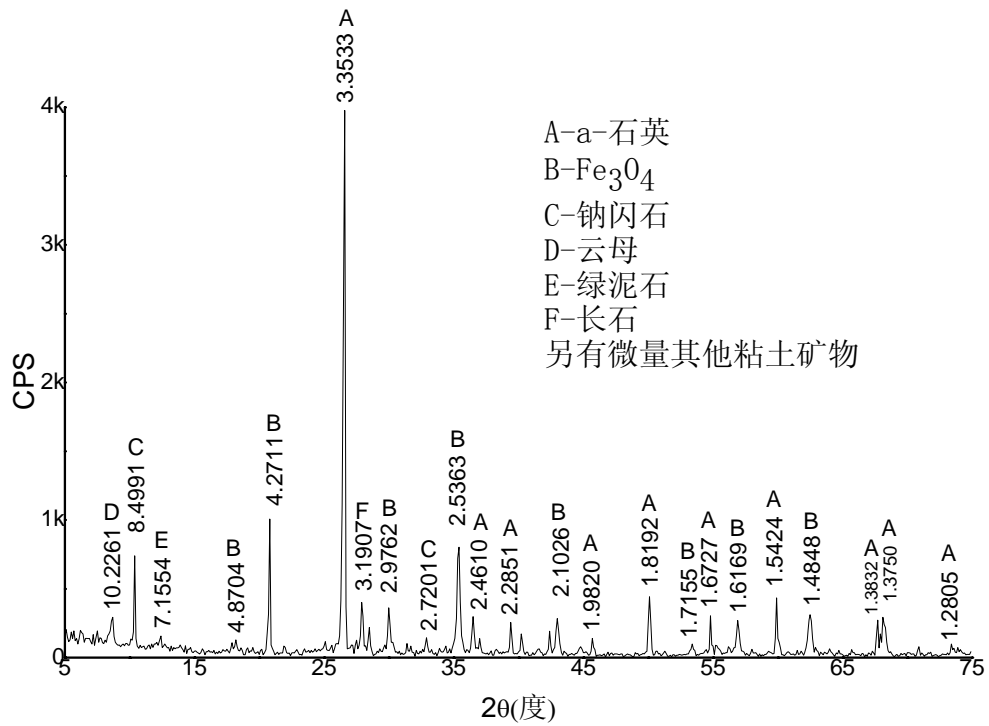


图 2-1 原矿 X 射线衍射分析图谱

表 2-2 矿石中主要矿物含量分析结果

矿物名	磁铁矿	赤铁矿等	石英、长石	角闪石等	云母	绿泥石	碳酸盐矿物等	其他
含量, %	30	3	35	12	10	5	3	2

### 2.3 铁的物相组成

原矿中铁的化学物相分析结果（见表 2-3）表明，矿石中含铁矿物以磁性铁为主，其分配率为 82.07%；其次为氧化铁，分配率为 8.04%；含少量硅酸铁、碳酸铁和硫化铁。从铁的物相组成来看，该矿石中铁的理论回收率应为 82.07%。

表 2-3 原矿铁物相化学分析结果

铁物相	磁性铁 mFe	氧化铁 OFe	硫化铁 SFe	硅酸铁 SiFe	碳酸铁 CFe	TFe
含铁量	21.24	2.08	0.55	0.91	1.10	25.88
分配率	82.07	8.04	2.13	3.52	4.25	100.00

### 3 预选试验

#### 3.1 大块预选试验

为了考查大块预选效果,分别对采集的 I 号矿体、II 号矿体矿石和围岩混合样(由郑家坡铁矿从开拓过程中采出的矿石和围岩混合原矿)进行了大块预选试验,矿样块度为-120mm。采用 DCXJ3240 磁滑轮进行预选试验,磁滚表面场强为 3000Gs。试验流程见图 3-1,试验结果见表 3-1。

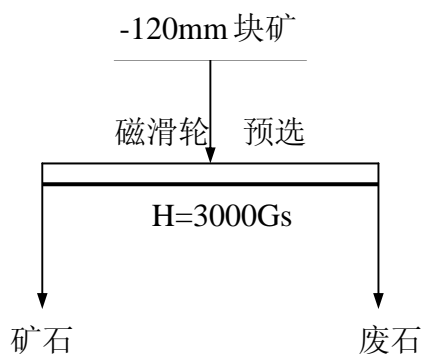


图 3-1 大块预选试验流程图

表 3-1 - 120mm 大块预选试验结果

样品名称	产率, %	TFe 品位, %	TFe 回收率, %
I 号矿体矿石	68.53	27.37	88.43
I 号矿体废石	31.47	7.80	11.57
I 号矿体原矿	100.00	21.21	100.00
II 号矿体矿石	65.36	33.58	89.47
II 号矿体废石	34.64	7.46	10.53
II 号矿体原矿	100.00	24.53	100.00

试验结果表明，采用磁滑轮能够有效去除大块废石。对于 I 号矿体而言，经过预选后，矿石品位由 21.21%提高至 27.37%，铁的回收率为 88.43%，去除的废石品位为 7.80%，抛废率达到 31.47%；对于 II 号矿体来说，经过预选后，矿石品位由 24.53%提高至 33.58%，铁的回收率为 89.47%，去除的废石品位为 7.46%，抛废率达到 34.64%。总体上预选效果较好。

需要指出，由于所用原矿为矿山开拓过程中收集的矿石，废石和围岩的夹带量较大。正常生产中，废石的产率可能要低得多。

### 3.2 粉矿预选试验

为了考查矿石破碎后进一步预先抛废的可能性，将大块预选后的矿石破碎至-10mm后，进行了粉矿预选试验。试验流程见图 3-2，试验结果见表 3-2。

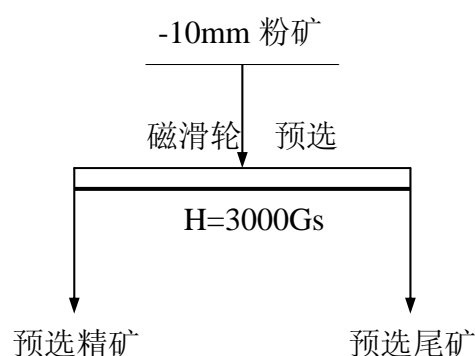


图 3-2 粉矿预选试验流程图

试验结果表明：将大块预选矿石进一步粉碎至-10mm，仅能解离出少量废石，并不能使大量废石解离。对于 I 号矿体而言，经过破碎

后预选，抛废率为 4.45%，矿石品位由 27.38%提高至 28.30%；对于 II 号矿体来说，经过破碎后预选，抛废率仅为 2.87%，矿石品位由 33.58%提高至 34.36%；抛废产率较低。说明，磁铁矿在矿石的中签部较为均匀，在粗粒破碎条件下难以与脉石解离。

然而，从粉矿预选结果来看，尽管抛废率较低，但抛除的废石品位低 (<8%)，铁的损失率也较低，对于减少入磨量、降低能耗能够起到一定的作用。建议在破碎流程设计中考虑采用两段抛废流程。

表 3-1 - 10mm 粉矿预选试验结果

样品名称	产率，%	TFe 品位，%	TFe 回收率，%
I 号矿体预选精矿	95.55	28.30	98.76
I 号矿体预选尾矿	4.45	7.63	1.24
I 号矿体矿石	100.00	27.38	100.00
II 号矿体预选精矿	97.13	34.36	99.39
II 号矿体预选尾矿	2.87	7.18	0.61
II 号矿体矿石	100.00	33.58	100.00

以上预选试验结果表明，在破碎过程中采用磁滑轮预选，能够丢弃部分合格废石，抛废品位可以控制在 8%左右。建议在粗碎产品和细碎产品设置磁滑轮抛废作业，以恢复地质品位，减少入磨量，降低能耗。

## 4 磁选流程试验

### 4.1 磨矿试验

为了确定磨矿时间和磨矿细度的变化关系,进行了小型磨矿试验。采用 XMQΦ240×90 锥形球磨机,每次加矿 1kg、加水量按与矿样体积比 1:1 确定(540ml)。不同时间的磨矿产品用 200 目标准筛进行筛分,以测定产品的-200 目含量。磨矿试验流程见图 4-1,不同磨矿时间的试验结果如表 4-1,磨矿时间与产品细度的变化关系如图 4-2。

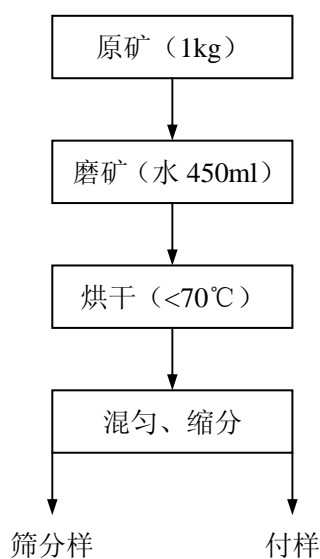


图 4-1 磨矿试验流程示意图

表 4-1 原矿磨矿试验结果

磨矿时间, min	1	2	3	5	7	9	12	15
+200 目, %	41.11	38.08	26.05	17.79	14.81	12.59	5.66	3.51
-200 目, %	58.89	61.92	73.95	82.21	85.19	87.41	94.34	96.49
合计	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

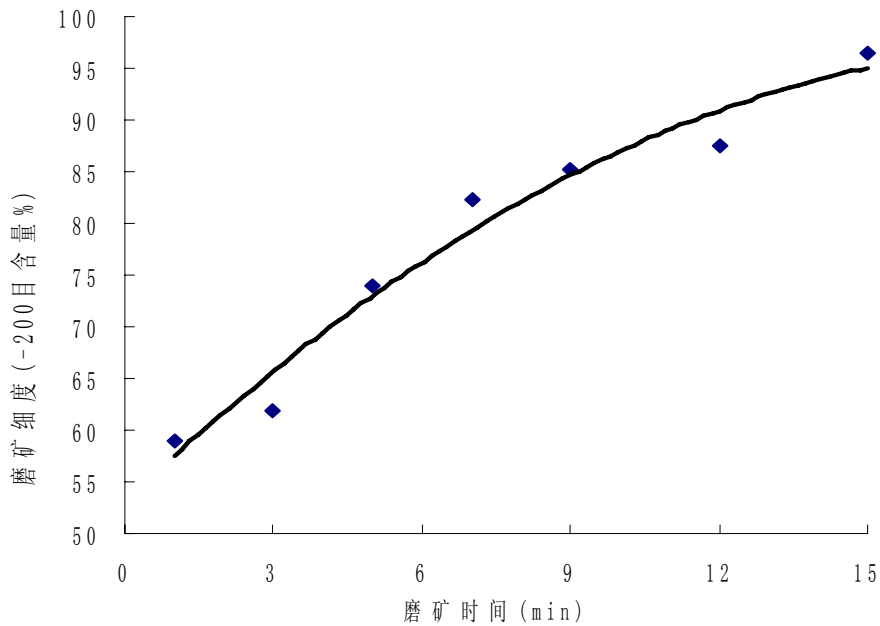


图 4-2 磨矿时间与磨矿产品-200 目含量的关系曲线

根据磨矿试验结果,采用曲线拟合法,获得磨矿细度 $y$ (-200目,%)与磨矿时间( $x$ ,min)的关系式为: $y=14.73+9.29x-0.28x^2$ 。据此,可以确定,不同磨矿时间的磨矿细度,或者,确定对应于所不同磨矿细度的磨矿时间。

## 4.2 小型磁选试验

### 4.2.1 不同磨矿细度磁选试验

为了确定适宜的磨矿细度,采用磁选管对不同细度的磨矿样品进行了详细的试验研究。采用 XCGS 型  $\phi 50$  磁选管、控制磁场强度为  $0.15A/m$  ( $0.15T$ ), 对不同磨矿细度 (-200 目, %) 的样品进行了详

细试验。磁选试验流程见图 4-3，不同磨矿细度下的磁选试验结果见表 4-2。

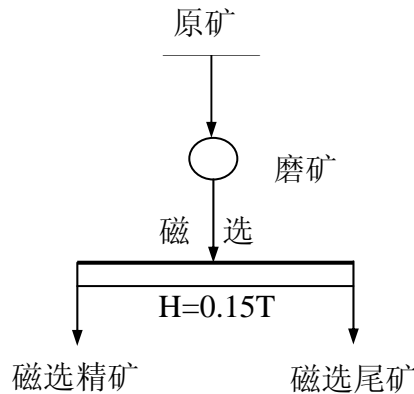


图 4-3 不同磨矿细度磁选试验流程图

试验结果表明（表 4-2）：（1）随着磨矿细度的增加，铁精矿品位逐渐增加，当-200 目含量达到 85.15% 以上时，铁精矿品位达到 66.98%。因此，为了使达到铁精矿品位达到 66% 以上，需要将磨矿细度控制在-200 目含量 85% 以上。（2）随着磨矿细度的增加，磁选精矿中铁的回收率逐渐降低，从细度为-200 目 58.89% 时的 83.59% 降低至到细度为-200 目 96.49% 时的 81.51%。因此，在保证精矿品位的条件下，磨矿细度不宜过细。（3）在较粗磨矿细度下（58-62%），尽管铁精矿的品位较低，但能够丢弃 62-65% 的合格尾矿，尾矿品位 6.75-6.78%。

从表 4-2 可以看出，为使铁精矿品位达到 66% 以上，磨矿细度应达到 85% 左右。在该磨矿细度时，铁精矿中含铁品位可达到 66.98%、铁的回收率达到 81.90%，磁选尾矿品位为 6.82%。

表 4-2 不同磨矿细度磁选试验结果 (磁场强度 0.15T)

磨矿细度, -200 目, %	产品名称	产率 %	TFe 品位 %	TFe 回收率 %
58.89	磁选精矿	37.08	58.36	83.59
	磁选尾矿	62.92	6.75	16.41
	原矿	100.00	25.89	100.00
61.92	磁选精矿	34.86	61.82	82.99
	磁选尾矿	65.14	6.78	17.01
	原矿	100.00	25.96	100.00
73.95	磁选精矿	33.45	63.62	82.47
	磁选尾矿	66.55	6.80	17.53
	原矿	100.00	25.81	100.00
82.21	磁选精矿	32.65	65.29	82.31
	磁选尾矿	67.35	6.80	17.69
	原矿	100.00	25.89	100.00
85.19	磁选精矿	31.54	66.98	81.90
	磁选尾矿	68.46	6.82	18.10
	原矿	100.00	25.80	100.00
87.41	磁选精矿	31.19	67.54	81.74
	磁选尾矿	68.81	6.84	18.26
	原矿	100.00	25.77	100.00
94.34	磁选精矿	31.32	67.86	81.88
	磁选尾矿	68.68	6.85	18.12
	原矿	100.00	25.96	100.00
96.49	磁选精矿	30.55	68.95	81.51
	磁选尾矿	69.45	6.88	18.49
	原矿	100.00	25.84	100.00

#### 4.2.2 不同磁场强度试验

为了确定磁场强度对分选效果的影响,采用 XCGS 型  $\phi 50$  磁选管,磁选管对-200 目 85%的磨矿样品进行了不同磁场强度的试验研究。控制磁场强度为 0.1、0.12、0.15 和 0.20,磁选试验流程见图 4-4,不同磨矿细度下的磁选试验结果见表 4-3。

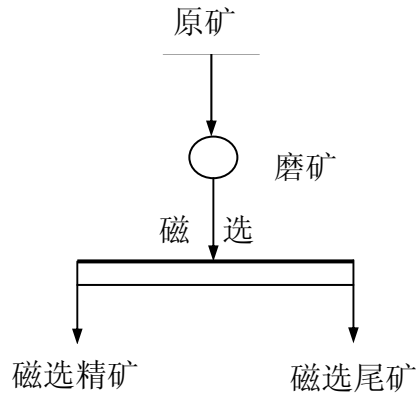


图 4-4 不同磨矿细度磁选试验流程图

表 3-4 不同磁场强度磁选试验结果（细度-200 目 85%）

磁场强度 T	产品名称	产率 %	TFe 品位 %	TFe 回收率 %
0.08	磁选精矿	30.38	67.66	79.53
	磁选尾矿	69.62	7.60	20.47
	原矿	100.00	25.85	100.00
0.12	磁选精矿	31.36	66.96	81.29
	磁选尾矿	68.64	7.04	18.71
	原矿	100.00	25.83	100.00
0.15	磁选精矿	31.40	66.92	81.77
	磁选尾矿	68.60	6.83	18.23
	原矿	100.00	25.70	100.00
0.20	磁选精矿	31.90	66.45	82.22
	磁选尾矿	68.10	6.73	17.78
	原矿	100.00	25.78	100.00

从表 4-3 实验结果表明：（1）在磨矿细度-200 目 85%的条件下，铁精矿品位均能够达到 66%以上。（2）磁场强度的变化对铁的选别指标有一定影响，随着磁场强度的增加，铁精矿中含铁品位略有降低，铁的回收率略有增加。（3）适宜的磁场强度应为 0.12-0.2T，此时，铁精矿的品位为 66.45-66.96%，回收率为 81.29-82.22%。

综合以上试验结果，为了获得理想的磁选指标，采用一段磨矿，磨矿细度应控制在-200 目 85%左右，磁场强度应控制在 0.12-0.20T。

### 4.2.3 阶段磨矿阶段选别试验

以上试验表明，为了获得 66% 以上的铁精矿品位，磨矿细度应控制在 85% 左右。然而，在较粗磨矿粒度下，能够丢弃大量合格尾矿。因此，对阶段磨矿阶段选别进行了试验。

控制一段磨矿细度为 60%，进行了不同再磨细度的磁选试验。试验流程见图 4-5，试验结果见表 4-4。

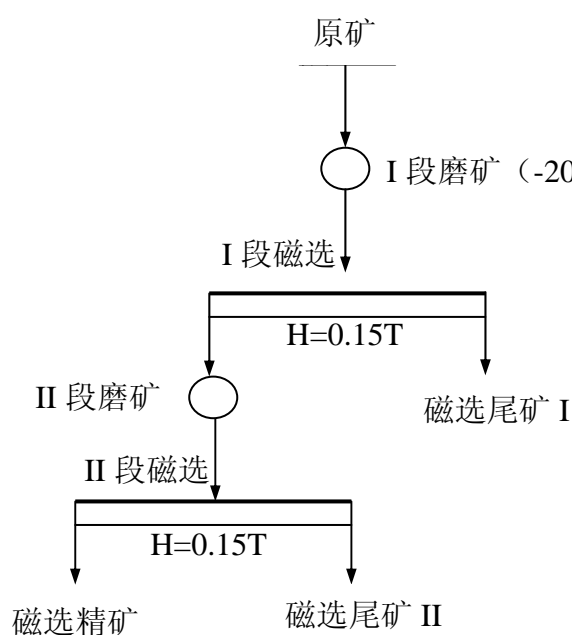


图 4-5 阶段磨矿阶段选别试验流程图

表 4-4 阶段磨矿阶段选别试验结果

II 段磨矿细度 -200 目%	产品名称	产率 %	TFe 品位 %	TFe 回收率 %
62.83	磁选精矿	33.21	64.23	82.39
	磁选尾矿 I	63.90	6.78	16.73
	磁选尾矿 II	2.89	7.88	0.88
	原矿	100.00	25.89	100.00
81.56	磁选精矿	31.98	66.38	81.99
	磁选尾矿 I	63.90	6.78	16.73
	磁选尾矿 II	4.12	7.98	1.27
	原矿	100.00	25.89	100.00

87.41	磁选精矿	31.25	67.70	81.72
	磁选尾矿 I	63.90	6.78	16.73
	磁选尾矿 II	4.85	8.28	1.55
	原矿	100.00	25.89	100.00
92.06	磁选精矿	30.56	68.92	81.35
	磁选尾矿 I	63.90	6.78	16.73
	磁选尾矿 II	5.54	8.96	1.92
	原矿	100.00	25.89	100.00
98.22	磁选精矿	30.30	69.29	81.09
	磁选尾矿 I	63.90	6.78	16.73
	磁选尾矿 II	5.80	9.70	2.17
	原矿	100.00	25.89	100.00

以上试验结果表明，采用阶段磨矿阶段选别流程，为保证精矿品位达到 66%以上，一段磨矿细度为-200 目 60%时，二段磨矿细度应达到-200 目 82-87%，对应的铁精矿品位为 66.38-67.70%，回收率为 81.99-81.72%。

### 4.3 磁选连选试验

为了验证以上小型实验结果，采用 XCRS- $\varnothing$ 400 $\times$ 400 电磁湿法多用鼓形弱磁选机和 CTB0406 滚筒磁选机分别进行了一段磨矿连选试验和阶段磨矿连选试验。

#### 4.3.1 一段磨矿连选试验

控制磨矿细度-200 目 85%、磁场强度 0.15T，采用一粗一精磁选流程进行了试验。试验流程见图 4-6，试验结果见表 4-4。

试验结果表明，采用一段磨矿，控制磨矿细度-200 目 85%、磁场强度 0.15T，采用一粗一精磁选流程可以获得品位>66%的铁精矿，铁精矿回收率可达到 81%以上。

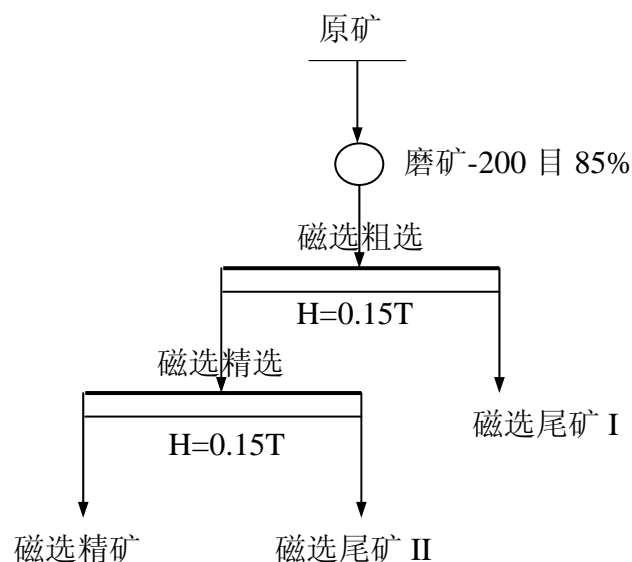


图 4-6 一段磨矿连选试验流程图

表 4-4 一段磨矿连选试验结果

产品名称	产率 %	TFe 品位 %	TFe 回收率 %
磁选精矿	31.23	67.15	81.28
磁选尾矿 I	65.04	6.88	17.34
磁选尾矿 II	3.73	9.48	1.37
原矿	100.00	25.80	100.00

### 4.3.2 阶段磨矿（粗磨粗选-粗精矿再磨再选）连选试验

采用两段磨矿、两段选别工艺流程进行了连续试验。控制一段磨矿细度-200 目 60%、粗精矿再磨细度-200 目 85%、磁场强度 0.15T。

试验流程见图 4-7，试验结果见表 4-5。

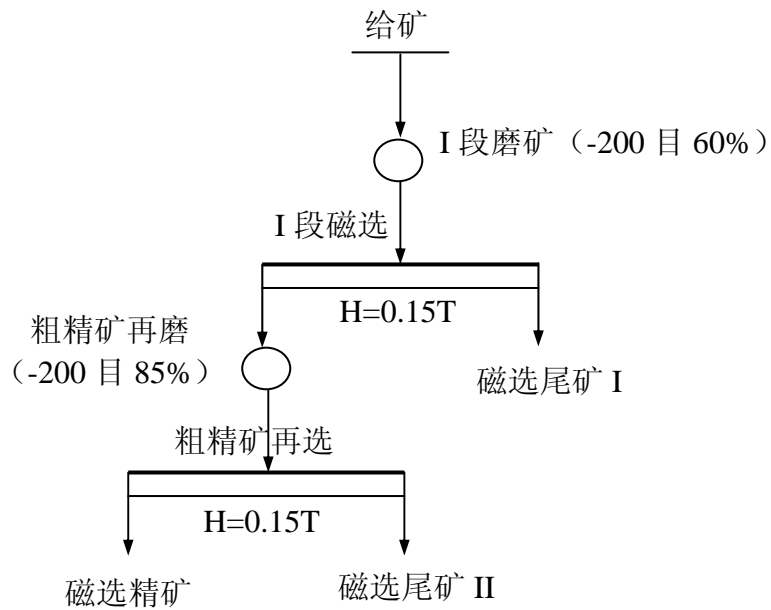


图 4-7 阶段磨矿连选试验流程图

表 4-5 阶段磨矿连选试验结果

产品名称	产率 %	TFe 品位 %	TFe 回收率 %
磁选精矿	31.63	66.58	81.34
磁选尾矿 I	64.20	6.86	17.01
磁选尾矿 II	4.17	10.26	1.65
原矿	100.00	25.89	100.00

以上结果表明，采用“粗磨粗选-粗精矿再磨再选”的阶段磨矿阶段选别流程，连选试验结果与一段连选试验结果相近，能够保证铁精矿品位达到 66%，回收率在 81%左右。

从上述小型磁选试验和连选试验结果可以看出，保证铁精矿品位的关键在于磨矿细度的控制。为了达到 66%以上的精矿品位，磨矿细度应达到-200 目 85%左右。可采用连续磨矿或采用阶段磨矿阶段选别流程，建议在设计中进行方案比较。

## 5 矿石工艺特性分析

为了提供选矿厂设计的基础资料，对矿石的相对可磨度、产品的化学全分析、产品粒度组成、原矿及产品的密度、尾矿的沉降特性等进行了分析检测。

### 5.1 矿石的相对可磨度

以矿石类型相同的安徽诺普铁矿石为标准矿石，采用相同破碎流程，将本试验原矿和标准矿石分别破碎至-2mm。然后，采用 XMQ $\Phi$ 240 $\times$ 90 锥形球磨机进行可磨度对比试验。实验条件为：每次加矿 1kg、加水 540ml。磨矿产品用 200 目标准筛进行筛分，以测定产品的细度（-200 目含量），然后根据相同磨矿时间条件下新生-200 目的含量，计算原矿与标准矿石的相对可磨度。检测结果见表 5-1、图 5-1。

试验结果表明，二者的可磨度接近，只是在磨矿时间较短时，试验矿石的可磨度较好。在设计时可参考诺普铁矿的生产数据（见附件）。

表 5-1 相对可磨度试验结果（新生-200 目含量，%）

磨矿时间 (min)	3	5	7	9	12	15
试验矿石	30.97	39.23	42.36	49.43	51.36	53.51
标准矿石	25.83	38.23	41.12	48.41	51.00	53.93
相对可磨度	1.20	1.03	1.03	1.02	1.01	0.99

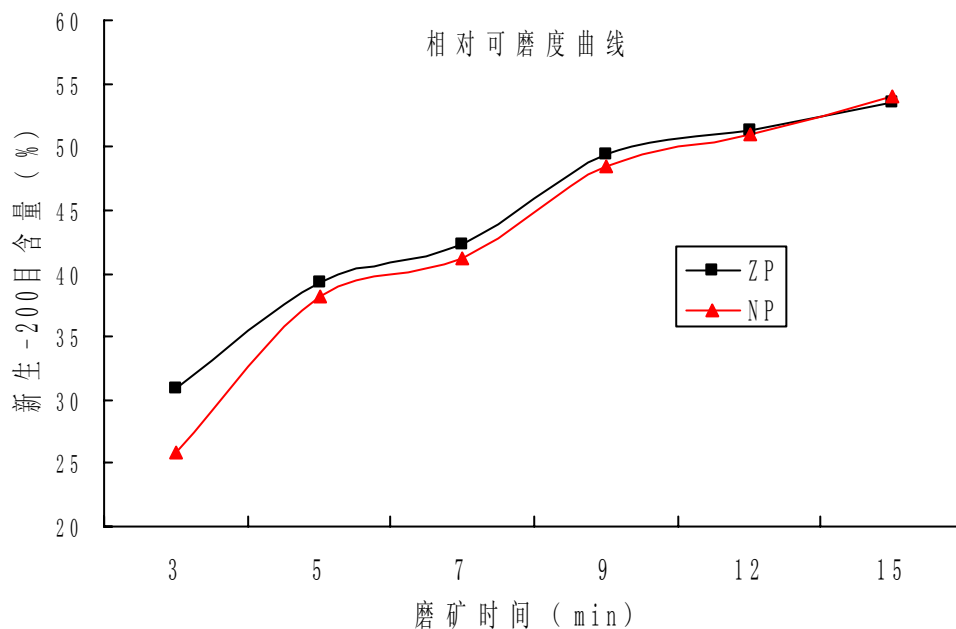


图 5-1 试验矿石与标准矿石的相对可磨度曲线

(ZP-试验矿石；NP-诺普铁矿标准矿石)

## 5.2 产品的多元素化学分析

### 1. 精矿的化学成分

磁选连选试验精矿的多元素化学分析和铁物相分析结果见表 5-2、表 5-3。结果表明，铁精矿含铁品位达到 67.16%，含硫 0.15%、含磷 0.012%，碱度系数  $(\text{CaO}+\text{MgO}) / (\text{Al}_2\text{O}_3+\text{SiO}_2) = 0.095$ ，属低硫、低磷酸性铁精矿。

精矿中以磁性铁为主，占 96.41%，其次为氧化铁和碳酸铁，含少量硅酸铁和硫化铁。

表 5-2 连选（一段磨矿）试验精矿多元素化学分析结果

成分	TFe	SFe	FeO	Cu	Pb	Zn	Co	S	SiO <sub>2</sub>
含量	67.16	66.69	27.90	-	-	-	0.002	0.15	4.42
成分	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	LOI	
含量	0.90	0.218	0.29	0.042	0.045	0.036	0.012	3.3	

表 5-3 精矿铁物相化学分析结果

铁物相	磁性铁 mFe	氧化铁 OFe	硫化铁 SFe	硅酸铁 SiFe	碳酸铁 CFe	TFe
含铁量	64.75	1.05	0.16	0.17	1.03	67.16
分配率	96.41	1.56	0.24	0.25	1.53	100.00

## 2. 尾矿的化学成分

连选试验尾矿的多元素化学分析和铁物相分析结果见表 5-4、表 5-5。结果表明，尾矿含铁品位 7.08%，主要以氧化铁和硅酸铁为主，含少量碳酸铁、磁性铁和硫化铁，磁性铁含量不足 1%，综合回收价值不大。

尾矿的主要成分为 SiO<sub>2</sub> 和 Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>，含少量 CaO、MgO 等，表明尾矿的矿物组成以石英和含铝硅酸盐矿物为主，含少量碳酸盐矿物。

表 5-3 连选（一段磨矿）试验综合尾矿多元素化学分析结果

成分	TFe	SFe	FeO	Cu	Pb	Zn	Co	S	SiO <sub>2</sub>
含量	7.08	4.33	6.54	-	-	-	0.0017	0.69	67.87
成分	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	MnO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	LOI	
含量	7.28	3.77	3.54	1.14	1.24	0.09	0.091	2.56	

表 5-5 尾矿铁物相化学分析结果

铁物相	磁性铁 mFe	氧化铁 OFe	硫化铁 SFe	硅酸铁 SiFe	碳酸铁 CFe	TFe
含铁量	0.80	3.18	0.72	1.51	0.88	7.08
分配率	11.29	44.87	10.12	21.36	12.36	100.00

### 5.3 产品粒度组成分析

对于磁选连选试验的精矿和尾矿分别进行了筛析试验，并分析了不同粒级的含铁品位变化情况，试验结果分别见表 5-6、表 5-7。

表 5-6 精矿粒度组成分析及金属平衡计算

粒级, mm	产率, %	TFe 品位, %	TFe 分布率, %
+0.074	9.66	61.55	8.85
-0.074+0.045	38.95	68.09	39.49
-0.045	51.39	67.51	51.66
合计	100.00	67.16	100.00

表 5-7 尾矿粒度组成分析及金属平衡计算

粒级, mm	产率, %	TFe 品位, %	TFe 分布率, %
+0.15	1.85	14.03	3.63
-0.15+0.074	14.67	9.02	18.49
-0.074+0.045	31.46	5.22	22.94
-0.045	52.02	7.56	54.94
合计	100.00	7.16	100.00

从以上结果看出，精矿中-200 目含量达到 91.34%，而且+200 目

粒级品位的品位较低，说明+200 目粒级中含有较多的连生颗粒。但总体上粒度较细，磁铁矿已充分解离。

尾矿中-200 目含量为 83.48%，较精矿略粗。从尾矿中各粒级的含铁品位来看，+200 目粒级含铁量较高，-200 目粒级中含铁品位较低，说明尾矿中铁的流失包括连生体和微细粒两种形式。但总体上含铁品位较低，且主要以氧化铁和硅酸铁为主（表 5-5）。

#### 5.4 产品密度分析

采用比重瓶法测定了原矿、精矿和尾矿的表观密度和容积密度，测定结果见表 5-8。

表 5-8 产品的密度测定结果

产品名	原矿	精矿	尾矿
表观密度,t/m <sup>3</sup>	3.43	4.78	2.79
容积密度,t/m <sup>3</sup>	1.98	2.44	1.29

#### 5.5 尾矿沉降特性分析

在尾矿浓度为 10%条件下，对磨矿细度-200 目 85%磁选连选尾矿分别进行了自然沉降试验和絮凝沉降试验（絮凝剂用量 15g/t），测定了澄清层的平均沉降速度和压缩区浓度。

自然沉降和絮凝沉降试验曲线分别见图 5-1、图 5-2，澄清层的平均沉降速度和压缩区浓度计算结果见表 5-9。

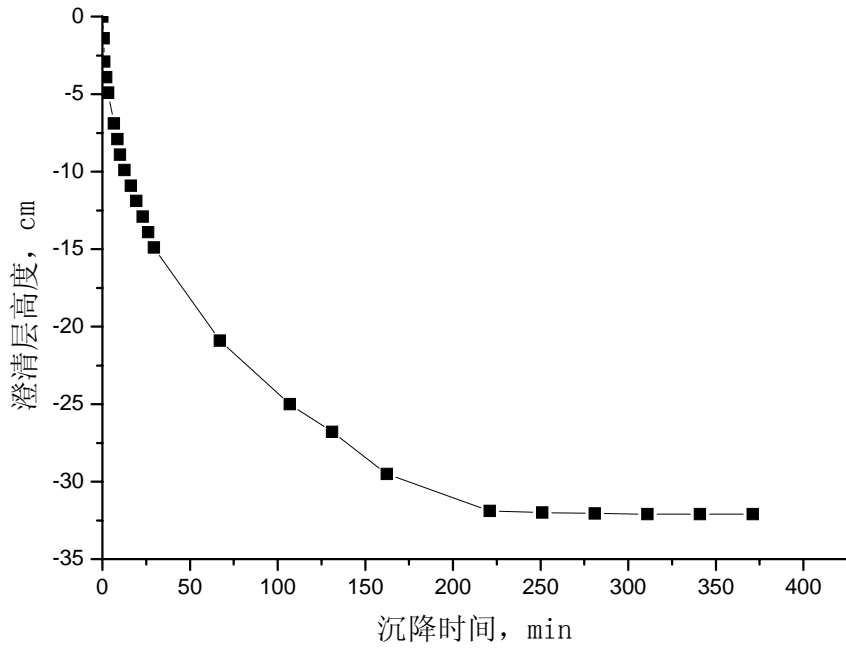


图 5-1 综合尾矿自然沉降曲线

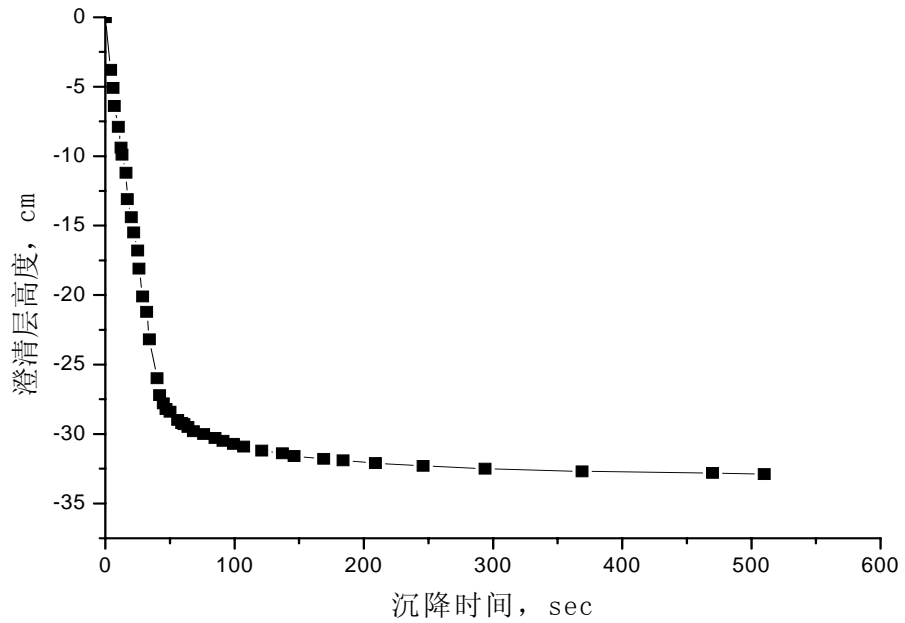


图 5-2 综合尾矿絮凝沉降曲线 (絮凝剂 15g/t)

表 5-9 尾矿沉降速度测定结果

样品名	自然沉降	絮凝沉降(用量 15g/t)
沉降速度, cm/min	0.51	23.68
压缩区浓度, %	60.94	56.03
备注	澄清层浑浊	澄清

试验结果表明, 自然沉降时, 尾矿沉降速度慢, 且澄清层浑浊, 这主要是由于尾矿粒度较细, 而且含有部分粘土矿物。添加少量絮凝剂可显著提高尾矿的沉降速度, 而且克服了自然沉降澄清层浑浊的问题。建议在设计中考虑絮凝剂的使用。

## 6 结 论

1. 矿石为沉积变质型铁矿。矿石中的主要有用成分为铁，其他金属成分含量很低，不具备综合回收价值。试验配制原矿含铁品位 25.88%，属低品位低硫、低磷磁铁矿矿石。

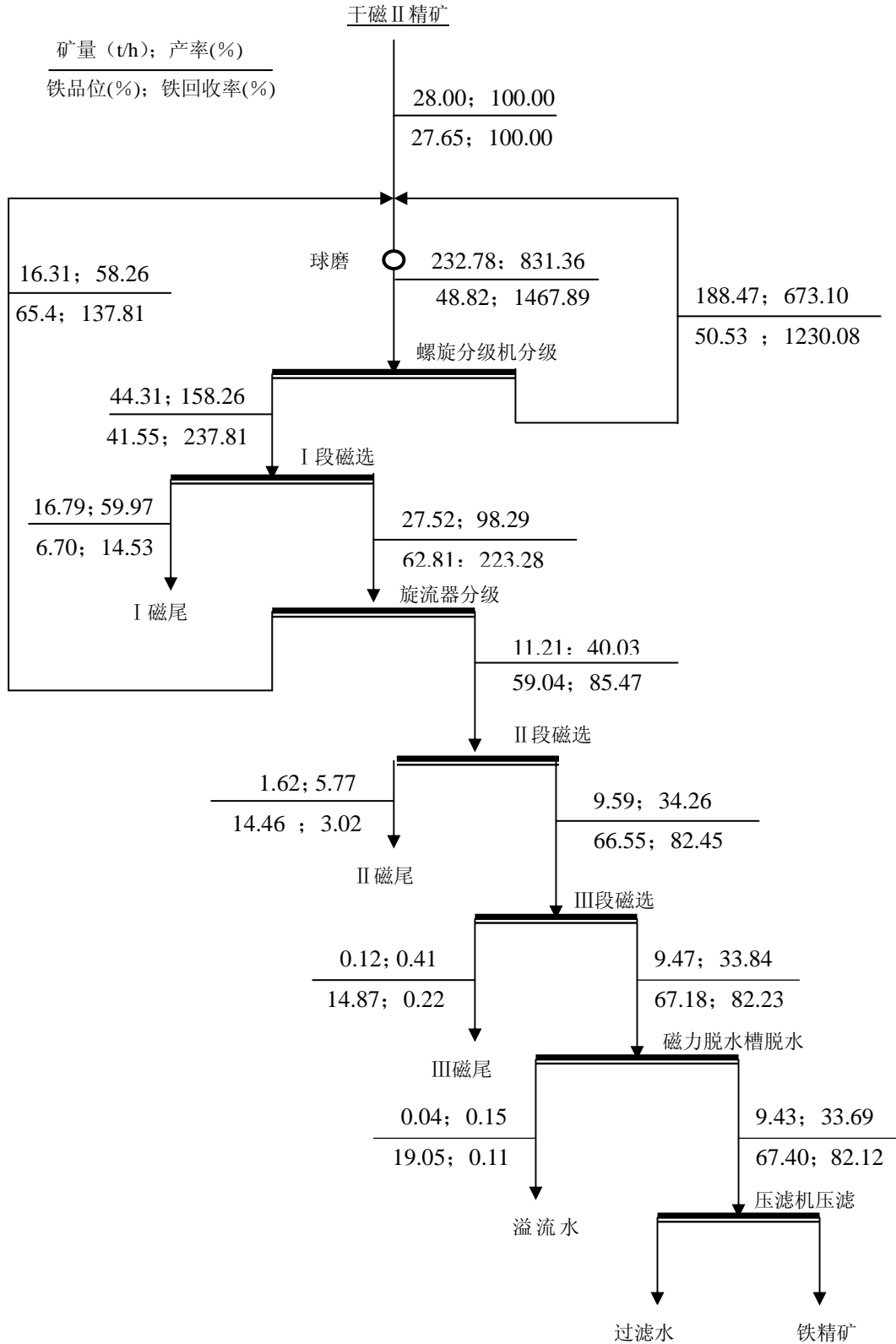
2. 采用大块预选和粉矿预选能够有效丢弃合格废石，有利于恢复地质品位，减少磨矿能耗。预选废石品位可控制在 8%左右。

3. 磁选小型试验和连续试验表明，采用一段磨矿或阶段磨选流程均能够获得品位大于 66%铁精矿，铁精矿回收率为 81%左右，尾矿品位 7%左右。建议在设计中对一段磨矿流程和阶段磨选流程进行对比。

4. 根据实验结果，推荐的选矿技术指标为：入磨品位 26%、磁选精矿品位 66-67%，铁回收率 80-81%，尾矿品位小于 7.5%。

# 附件

## 1. 诺普铁矿磁选数质量流程



## 2. 诺普铁矿磁选产物中-200 目含量统计表

诺普铁矿磁选产物中-200 目含量统计表

产物名称	-200 目含量 (%)
球磨排矿	51.62
螺旋分级机返砂	36.72
分级机溢流	82.10
I 磁精	91.17
I 磁尾	76.84
旋流器底流	65.21
旋流器溢流	93.38
II 磁精	96.76
II 磁尾	77.15
III 磁精	96.5
III 磁尾	83.77
脱水槽底流	95.38
浓密溢流	100
铁精矿	96.14