11.浮選

11-1 浮選新給鉱配管

11-1-1 設計概念

配管は、一次摩鉱サイクロンのオーバーフローが、粗選浮選の給鉱タンクまで、自然流下するように設計された。その可否を検証する必要がある。

流量:　13.92m^3 /min・line
パルプ濃度:　35 重量%，17　容量%
パルプ比重：　1.28
固体粒度:　135 ミクロン 80% 通過

11-1-2 Smorzilev の式による限界沈降流速の計算

$$V_c = C'\sqrt{D}\left(\frac{C_v(S-1)V''_t}{\sqrt{d_{av}}}\right)^{\frac{1}{3}}$$

ここで　C'：係数　8 or 9
C_v：パルプ容量濃度　[%/100]
S　：固体比重　2.7
V''_t：配管中での粒子沈降速度　0.0005　[m/sec]
d_{av}:平均粒径 (50% 通過)　0.000074　[m]
D　：配管内径　0.478　[m]

従って　$V_c = 9\times\sqrt{0.478}\left(\frac{0.478\times(2.7-1)\times0.0005}{\sqrt{0.000074}}\right)^{1/3} = 0.83$ m/sec

管内流速は、この流速Vc より大きくなければならない。

11-1-3. 摩擦係数 λの計算

1]　λw：(水流のλ)

a) 水のレイノルズ数

$$Re\ N = v\cdot D/\nu$$

ここで　ν：温度25℃での水の粘性　0.898×10^{-6}　[m^2 /sec]
v：流速　$13.92\times4/(60\times3.14\times0.4782)=1.29$　[m/sec]
D：配管内径　0.478　[m]

従って　$Re\ N=(1.29\times0.478)\times1/0.898\times10^{-6}=0.687\times10^{6}$

b) Schiller & Hermann の式によるλw

$\lambda w = 0.054+0.396/Re^{0.3} = 0.054+0.396/56.4=0.0124$

c)　パルプのレイノルズ数λs

$\lambda s = \lambda w \times1.25=0.0124\times1.25=0.0155$

11-1-4.摩擦損失の計算

No.2 浮選系の配管は長いので、その摩擦損失はNo.1 より大きい。従って摩擦損失の検証はNo.2 浮選系を基準に行う必要がある。

摩擦損失はDarcy の式で求められる。

$$hs = f \cdot \frac{L \cdot V^2}{D \cdot 2g}$$

ここで　h_s :摩擦水頭損失　[m]
L:　配管長　[m]
D　:配管内径　[m]
V　:平均流速　[m/sec]
g　:重力加速度　[m/sec^2]
f　:摩擦損失係数

従って　$hs = 0.0155 \times \frac{101.2 \times 1.290^2}{0.478 \times 2 \times 9.8} = 0.278$ m

実高低差は約４ｍあるので、摩擦損失による問題は起きない。流送抵抗の観点からするともっと細い管を使用することが可能であるが、磨耗を少なくするためには、KREBS ENGINEERING が推奨するこの管径を採用した方が良い。

11-2.浮選機

11-2-1.設計概念

1] 型式選定

槽容積、設置面積、インペラー速度、空気消費量、磨耗部品の寿命、操業経験等について、Galigher Agitair#120,#120A,#60, Denver DR-300,200,100, Fagergren#120 and Sala 600-2L など幾つかの浮選機銘柄や型式が検討された。最終的にAgitair #120 浮選機を採用することが決定された。

2] 浮選系処理能力　Line capacity

摩鉱系統が２系列であるので、浮選系統も粗選２系列で基本処理能力が設計された。

この浮選機の特徴の優劣は次のように要約することができる。

[長所]

a)信頼性

1965 年以来の長い操業経験と、1973 年現在で世界各地に於いて 836 台以上を設置した実績があり、順調に運転されている。

b) 槽容積

現時点で、競合品の中で最大の公称槽容積があり、必要があれば、槽縁辺にフロスバーを積み重ねることで最大 400 cub.ft まで容積を増大させることが可能である。

c) インペラー速度

インペラー周速度が最小で、比較的粗粒での運転に於いて、その高い耐磨耗性で修繕費を低くすることが出来る。

d) 空気圧

ブロワーで強制供給される空気圧が最低である。この事実は、標高の高い土地での設置の場合、低大気圧でブロワーの機械効率が著しく低下し、ブロワー駆動モーターの定格出力が大きくなることから、決定的な要素になり得る。

e)水頭損失

所要のパルプ流量を得るのに必要な１列当りの水頭損失が最も少なく、 同一床レベルで最大の浮選機数を設置することが出来る。

f)汎用性

#60 型と共通の駆動部を持っているため、予備品の在庫を少なくすることが可能である。

[短所]

a)　構造の複雑性

各槽に 4 軸の駆動部があり、修繕に時間が掛かる。

b)動力消費量

ブロワーを含め、比較的動力消費量が大きく、即ち、１槽当り 0.13 ～0.16Hp/cu.ft.を消費する。

c) 設置面積

槽が浅いため、 同クラスの浮選機の中で最大の設置面積を必要とする。

１軸型の Agitair #120A の導入についても検討が行われた。しかし 1973 年当時,オーストラリア Mt.Lyell での　6 台、アリゾナ州 Pima での 15 台、ザンビア Mufulira 7 台以外の実績が乏しく、最大のユーザーはカナダの Lynn Lake で、粗選、精掃用 28 台、精選、再精選用 21 台に過ぎない。そのほか、槽内での粗粒の沈積、フロス面の動揺などのトラブルが報告されている。

11-2-2.物質収支の計算

鉱量、品位から次の関係が成立する。

$$F = C + T$$

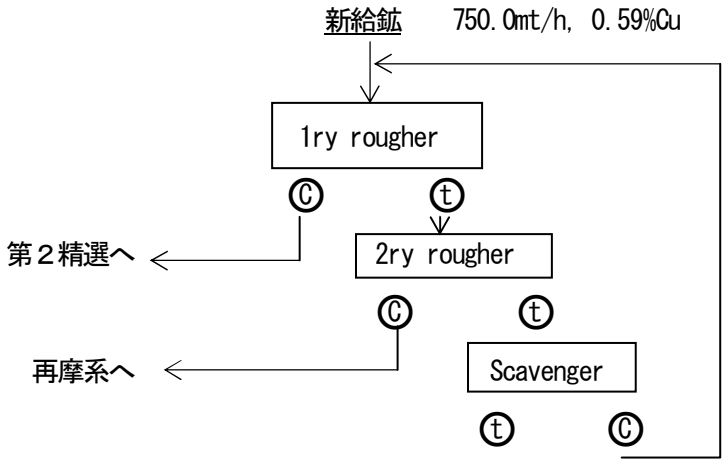
$$fF = cC + tT$$

$$R = cC/fF \times 100$$

ここで

F	給鉱量	[mt/h]
C	精鉱量	[mt/h]
T	尾鉱量	[mt/h]
f	給鉱銅品位	[%]
c	精鉱銅品位	[%]
t	尾鉱銅品位	[%]
R	銅実収率%	[%]

1] 粗選、精掃



試験室試験やパイロットプラント試験に基づいて鉱量、品位、実収率に関し、次の想定が行われた。

新給鉱量:	750.0mt/h,
新給鉱銅品位:	0.59%Cu
第１粗選精鉱品位:	10.00%Cu
第２粗選精鉱品位:	5.00%Cu
精掃精鉱品位:	1.50%Cu
第１粗選精鉱への銅分布率: 新給鉱に対し	75.0%
第２粗選精鉱への銅分布率: 新給鉱に対し	18.0%
精掃精鉱品位への銅分布率: 新給鉱に対し	3.0%

[新給鉱含銅量]
fNF＝0.59%/100×750.0mt/h＝4.425mt/h
[第１粗選精鉱含銅量]
c1RC＝4.425mt/h×75%/100＝3.319mt/h
[第２粗選精鉱含銅量]
c2RC＝4.425mt/h×18%/100＝0.797mt/h
[精掃精鉱含銅量]
cSC＝4.425mt/h× 3%/100＝0.133mt/h
[第１粗選尾鉱含銅量]
t1RT＝fF＋cSC－c1RC＝4.425＋0.133－3.319＝1.239mt/h
[第２粗選尾鉱含銅量]
t2RT＝t1RT－c2RC＝1.239－0.797＝0.442mt/h
[精掃尾鉱含銅量]
tST＝t2RT－cSC＝0.442－0.133＝0.309mt/h
[精掃精鉱量]
SC　＝cSC/c＝0.133mt/h÷1.5%/100＝8.9mt/h
[第１粗選給鉱量]
1RF＝NF＋SC＝750.0＋8.9＝758.9mt/h
[第１粗選精鉱量]
1RC＝c1RC/c＝3.319mt/h÷10.0%/100＝33.2mt/h
[第１粗選尾鉱量]
1RT＝1RF－1RC＝758.9－33.2＝725.7mt/h

［第 2 粗選精鉱量］

2RC＝c2RC/c＝0.797mt/h÷5.0%/100＝15.9mt/h

［第 2 粗選尾鉱量］

2RT＝1RT－2RC＝725.7－15.9＝709.8mt/h

［精掃尾鉱量］

ST＝2RT－SC＝709.8－8.9＝700.9mt/h

産物の流量は次の条件を想定」して計算された。

産　　物	固体比重	パルプ濃度 wt%	パルプ比重
新給鉱	2.7	35	1.283
第 1 粗選精鉱	4.0	30	1.290
第 2 粗選精鉱	4.0	25	1.208
精掃精鉱	3.0	25	1.201

［新給鉱の流量］

750.0 mt/h÷(60 min/h×1.283×35%/100)＝27.833 m^3 /min

［第 1 粗選精鉱の流量］

33.2 mt/h÷(60 min/h×1.290×30%/100)＝1.430 m^3 /min

［第 2 粗選精鉱の流量］

15.9 mt/h÷(60 min/h×1.208×25%/100)＝0.877 m^3 /min

［精掃精鉱の流量

8.9 mt/h÷(60 min/h×1.201×25%/100)＝0.493 m^3 /min

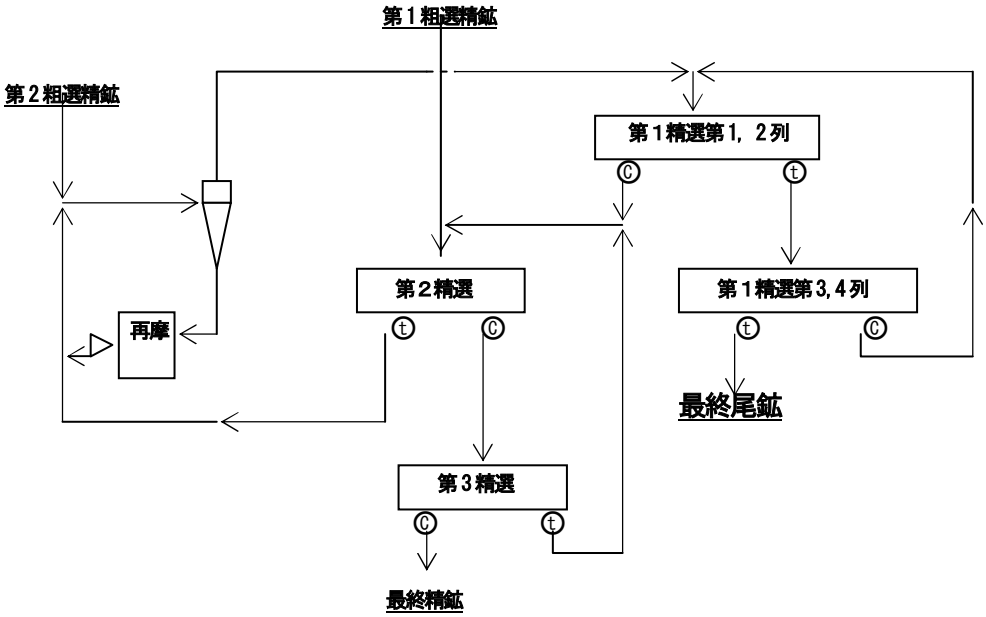
［第 1 粗選給鉱の流量］

27.833＋0.493＝ 28.326m^3 /min

［精掃尾鉱の流量］

28.326－1.430－ 0.877－0.493＝25.526m^3 /min

2］精選及び再精選



前節の計算を基に次の想定を行った。

産物	鉱量 mt/h	銅品位%	銅分布率%	含銅量 mt/h
1RC	33.2	10.00	75.0	3.319
2RC	15.9	5.00	18.0	0.797
1C-1,2BC	-	12.00	30.0	-
1C-3,4BC	-	5.00	6.0	-
2CC	-	20.00	95.0	-
3CC	-	25.00	90.0	-

[第 1 精選第 1,2 列精鉱の含銅量]
c1C1,2BC＝4.425mt/h×30%/100＝1.328mt/h
[第 1 精選第 3,4 列精鉱の含銅量]
c1C3,4BC＝4.425mt/h× 6%/100＝0.266mt/h
[第 2 精選精鉱の含銅量]
c2CC＝4.425mt/h× 95%/100＝4.204mt/h
[第 3 精選精鉱の含銅量]
c3CC＝4.425mt/h× 90%/100＝3.983mt/h
[第 3 精選尾鉱の含銅量]
t3CT＝c2CC－c3CC＝4.204－3.983＝0.221mt/h
[第 2 精選給鉱の含銅量]
f2CF＝c1RC＋c1C1,2BC＋t3CT＝3.319＋1.328 ＋0.221＝ 4.868mt/h
[第 2 精選尾鉱の含銅量]
t2CT＝f2CF－c2CC＝4.868－4.204＝0.664mt/h
[第 1 精選第 1,2 列給鉱の含銅量]
f1C1,2BF＝c2RC＋t2CT＋c1C3,4BC＝0.797＋0.664＋0.266＝1.727mt/h
[第 1 精選第 1,2 列尾鉱の含銅量]
t1C1,2BT＝f1C1,2BF－c1C1,2BC＝1.727－1.328＝0.399mt/h
[第 1 精選第 3,4 列尾鉱の含銅量]
t1C3,4BT＝t1C1,2BT－c1C3,4BC＝0.399－0.266＝0.133mt/h

[第 3 精選精鉱量]
3CC＝c3CC/c＝3.983mt/h÷25.00%/100＝15.57mt/h
[第 2 精選精鉱量]
2CC＝c2CC/c＝4.204mt/h÷20.00%/100＝21.02mt/h
[第 3 精選尾鉱量]
3CT＝2CC－3CC＝21.02－15.57＝5.45mt/h
[第 1 精選第 1,2 列精鉱量]
1C1,2BC＝c1C1,2BC/c＝1.328÷12.00%/100＝11.07mt/h
[第 2 精選給鉱量]
2CF＝1RC＋1C1,2BC/＋ 3CT＝33.20＋11.07＋5.45＝49.72mt/h
[第 2 精選尾鉱量]
2CT＝2CF－2CC＝49.72－21.02＝28.70mt/h
[第 1 精選第 3,4 列精鉱量]
1C3,4BC＝c1C3,4BC/c＝0.266÷ 5.00%/100＝5.32mt/h

[第１精選第 1,2 列給鉱量]
1C1,2BF＝2RC＋2CT.＋1C3,4BC＝15.90 ＋28.70＋5.32＝49.92mt/h
[第１精選第 1,2 列尾鉱量]
1C1,2BT＝1C1,2BF－1C1,2BC＝49.92－11.07 ＝38.85mt/h
[第１精選第 3,4 列尾鉱量]
1C3,4BT＝1C1,2BT－1C3,4BC＝38.85－5.32 ＝33.53mt/h
[最終尾鉱量]
T＝ST＋1C3,4T＝700.90＋33.53＝734.43　mt/h

[第１精選第 1,2 列給鉱流量]
49.92mt/h÷(60min/h×1.234×25%/100)＝2.697 m^3/min
[第２精選給鉱流量]
49.72mt/h÷(60min/h×1.182×20%/100)＝3.358 m^3/min
[第３精選給鉱流量]
21.02mt/h÷(60min/h×1.201×22%/100)＝1.326 m^3/min
[第３精選精鉱流量]
15.57mt/h÷(60min/h×1.234×25%/100)＝0.841 m^3/min
[第１精選第 3,4 列尾鉱流量]
33.53mt/h÷(60min/h×1.180×21%/100)＝4.116 m^3/min
[最終尾鉱流量]
25.526＋4.116＝29.6426 m^3/min

11-2-3. 所要浮選機数Ｎの計算

$$N = \frac{Q \cdot t}{V}$$

ここで Q:　パルプ流量　[cu ft/min]
T:　所要浮選時間　[min]
V:　浮選機有効槽容積　[cu ft]

1]　粗選及び精掃

Q: 28.326　m^3/min＝1,000 cu ft/min
T: 10 min
V: 356 cu ft×0.9 ＝320 cuft
従って N＝1,000×10/320＝31.2→32 区＝4 区/系×4 系/列×2 列

2] 第１精選

Q: 3.358m^3/min＝118.6 cu ft/min
T:5 min
V:60cu ft×0.9 ＝54 cu ft
従って N＝ 118.6×5/54＝11.0→12 区＝6 区/系×2 系/列 ×1 列

3] 第２精選

Q: 2.697m3 /min＝95.2 cu ft/min
T: 12 min
V: 60cu ft×0.9 ＝ 54 cu ft

従って N＝ 95.20×12/54　＝21.2 →24 区＝6 区/系×4 系/列 ×1 列

4] 第３精選

Q:1.326m3 /min＝46.8cu ft/min

T: 7 min

V:60 cu ft×0.9 ＝54 cu　ft

従って N＝46.8× 7/54＝6.1 →6 区＝6 区/系×1 系/列×1 列

5] 第４精選

蛇紋岩系の鉱石による不調を考慮して第３精選と同規模の第４精選を設置するのが望ましい。従って精選の総合浮選時間 T_t は次のようになる。

T_t ＝ 12＋ 5＋ 7＋ 7＝31.0min

11-3 浮選用ブロワー

11-3-1 設計概念

メーカーの経験に基づき、次のように設定した。

型式:　　片吸込みターボブロワー

処理能力: 660　Nm^3 /min

圧力: 吐出側　Pd :1,300 mmAq, 吸込み側　Ps :－50 mmAq

11-3-2. 所要空気量及び所要動力

#120 Agitair 浮選機: 21℃で 500 cu ft/min＝14.2Nm^3/min・区

60 Agitair 浮選機: 21℃で 120 cu ft/min ＝ 3.4Nm^3/min・区

設置浮選機台数

#120:32 区

60:48 区

総所要空気量

Qr＝14.2Nm^3/min・区×32 区＋ 3.4Nm^3/min・区×48 区

＝617.6Nm^3/min

損失を考慮して、ブロワー処理能力は 660 Nm^3/min とする。

ストレーナーと消音器による推定吸込み側圧力: P_s :－50 mmAq

推定吐出圧力: P_d :1,300 mmAq,

差圧:Δp＝ P_d － P_s ＝1,300－(－50)＝1,350 mmAq

吸込み側温度: T_s ＝17～23℃

設置場所:海抜 1,400m

大気圧: 642 mmHg＝642 mmHg×13.6　Aq/Hg＝8,731 mmAq

総吸込み側圧力 T:8,731 －50＝8,681 mmAq

静的動力消費量は 次式で計算される。

A Hp　＝(Qs ×Δp)/ 6,120　　[kw]

ここで　Qs : 吸込み側空気量　　[m^3/min]

660Nm^3 /min×10,632/8,681＝780 S* m^3 /min　S*:実容積

従って　A＝780×1,350/6,120＝172 kw

軸動力:RP＝AHp /ηs

ここでηs ：ブロワーの静的効率

従って　RP＝172 kw/0.62＝277kw

吸込み側温度が 17℃まで下がった場合、軸動力次のように上がる。

277kw×(273＋23)/(273＋17)＝283 kw

余裕率を 8%見込むと、設置動力は 283/0.92＝300 kw となる。

実際に据付けられる時は、この電動機は 150 kw 2 台のタンデム駆動となる。

電動機の回転速度は、安くあげるために 1,460～1,470 rpm とし直結 4 極電動機を採用する。吐出口径は 600 mm であるが、バルブから下流は損失を低減させるため 1,000 mmφとする。

11-4. 試薬添加設備

11-4-1 設計概念

試掘坑道から採取された試料で行われた試験室試験やパイロットプラント試験に基づいて、試運転当初には、次の試薬類が使用を予定されている。

起泡剤:　Dowfroth #250,　5～30 g/処理乾量 mt
捕収剤:　Dow Z-200,　2～30 g/処理乾量 mt
pH 調節剤:　消石灰、　750 g/処理乾量 mt
活性剤:　硫化ソーダ、3～100 g/処理乾量 mt

試薬添加装置としては、カップフィーダーや計量ポンプが検討されたが、操業や維持管理上の信頼性の観点から、石灰添加装置を除いて CLARKSON Co. 社のカップフィーダーが選定された。消石灰は、pH 調節計で制御された自動弁で供給する。

型式：　Model E-type Clarkson feeder
添加処理能力:　10～2,000 mℓ/min
材質:　18-8 ステンレス鋼
カップ数：　20

消石灰以外は、ドラム缶入りの液体で供給されるので、原液のまま配管で添加する。

消石灰は、紙袋で供給されるが、現場で開袋し、水で溶解し 10%のスラリーとして貯槽から浮選場へポンプと本管で循環させ、本管の途中から自動弁で分岐し浮選機に直接添加する。

11-4-2. 試薬流量の計算

1]　消石灰以外の試薬

最小流量: 375 mt/h･系統÷60min/h×2g/mt×1.0mℓ/g＝12.5mℓ/min･系統

最大流量: 375 mt/h･系統÷60min/h×100g/mt×1.0 mℓ/g＝625 mℓ/min･系統

前述型式の試薬添加装置は上の計算結果を満足する。

2] 消石灰

消石灰は石灰乳の形で pH 調節剤として粗選や精選系に添加され、合計原単位は 750 g/処理乾量 mt である。毎時所要量 T は

0.75kg/mt×750 mt/h＝562.5 kg/h

従って濃度を 10%とすると所要乳液量は

562.5 kg/h×100/10÷1.070kg/ℓ＝5,257 ℓ/h＝0.088m³/min

pH は対数表示であるので pH が 0.3 変動すると所要量はほぼ倍増する。従って　順調かつ敏速な pH 制御を維持するためには、最大可能消費量は上記の２倍とし、その３倍量を常時循環させ、

循環量の 1/3 を消費できる設備とする。

それ故循環ポンプの能力 Q は、

Q＝0.088m³/mi×2×3＝0.528 m³/min とする。

設置ポンプ仕様：0.580 m³/min×30 mH×11 kw×2 台（1 台予備）

石灰乳貯槽の容量 V は循環ポンプ能力の 4 時間分とする。

V＝0.580 m³/min×4h×60min/h＝139.2 m³

以上