## 10)摩鉱

### 10-1. 設計概念

**a)一系統当り粉砕能力**

一般的に言って、一系統当り粉砕能力の設計の傾向は、一日に一万トンを処理するような、より大型のシステムを選定するように変わって来た。

マムートの選鉱場設計処理能力は、18,000mt/日であるので、粉砕系統数は２という事になる。最近の粉砕用ミルの信頼性が高い事、初期投資額がかさむ事の理由でミルの予備機は割愛する事とした。

**b)粉砕段数**

ボールミルを使用した一段粉砕を選定するのが、新しい傾向であるが、蛇紋岩に起因する厄介な破砕条件のため、比較的粗粒のミル給鉱を受入れられるロッドミル、ボールミルの二段粉砕を採用するのが、最良の選択であると考えられる。十年位以前には各系統に一台のロッドミルに対し二台のボールミルを設置する傾向があった。最近の　選鉱場では、二台のボールミルに均等に鉱石を配分する事が困難な事、大型ミルの製作技術の進歩した事から、ロッドミル一台対ボールミル一台の系統が選定されるようになって来ている。それで我々もこの一対一方式を採用する事にした。

### 10-2.ロッドミル給鉱コンベヤ用バイブレーティングフィーダ

原則的に各ロッドミル系統にバイブレーティングフィーダ２台で給鉱するものとする。

**a)単位処理量の計算**

750mt/hr÷(2系統×2台)＝187.5t　丸めて→190 mt/h・台　平均とする。

最大処理能力は、平均の 130% とする。

従って190 mt/h×1.3＝247mt/h　丸めて→250 mt/h・台　最大となる。

**b)型式の選定**

メーカーの数は出来るだけ少なくしたいので、

安川電機・KEB-32-4 950 mm-Wi×1,500 mmLl、傾斜角 6°を選定する。

カタログの資料に基き、電動機出力は、一台当り1.5 kw×2に決定した。

### 10-3.ロッドミル給鉱コンベヤ

**a) ベルト速度**

$Qm = Qt / \gamma = 60 \cdot k1 \cdot k2 \cdot (0.9b - 0.05)^2 \cdot v$

ここで Qt ＝190mt/h, $\gamma$＝1.7mt/ $m^3$ , b＝0.9 m,

**[No,16,17,18 &19BC]**

コンベヤ勾配 17° k1＝0.87,トラフ角、側角共 20° k2＝0.1245

従って最小ベルト速度 vは

$v = 190 \div \{60 \times 1.7 \times 0.87 \times 0.1245 \times (0.9 \times 0.9 - 0.05)^2\}$

＝29.6m/min

余裕率10% を考慮して、　29.6×1.1＝32.5m/min.

一系列だけの運転の場合を考えると、処理能力としては二倍を考える必要がある。結論としては、 32.5m/min×2＝65m/min.とする。

**[No,20 & 21BC]**

コンベヤ勾配　8° k1＝0.97　,トラフ角、側角共 20° k2＝0.1245

従って最小ベルト速度 vは

$v=380\div\{60\times1.7\times0.97\times0.1245\times(0.9\times0.9-0.05)^2\}$
$=53.4$m/min

異常操業時を考慮して、余裕率を50% とし、
結論としては、 53.4m/min×1.5＝80m/min.とする。

[No,22 & 23BC]
コンベヤ勾配 13° k1＝0.92,トラフ角、側角共 20° k2＝0.1245
従って最小ベルト速度 vは
$v=380\div\{60\times1.7\times0.92\times0.1245\times(0.9\times0.9-0.05)^2\}$
$=56.3$m/min
上記 21 & 22 BC,と同じ理由で、結論としては、80m/min とする。

b)所要動力の計算

| | | |
|---|---|---|
| 無負荷コンベヤ動力 | $P_1=0.06fWv(l+l_0)/367$ | [Kw] |
| 水平負荷動力 | $P_2=f\cdot Q_t(l+l_0)/367$ | [Kw] |
| 垂直負荷動力 | $P_3=\pm h\cdot Q_t/367$ 下向きー | [Kw] |
| 所要動力 | $P=P_1+P_2+P_3$ | |

[No,16,17,18 &19BC]
$Q_t$ ＝190mt/h, h＝1.5m, l＝6.5m,v＝65m/min, b＝900mm, W＝63kg/m
$P_1=0.06\times0.03\times63\times80\times(6.5+49)/367=1.15$ kw
$P_2=0.03\times190\times(6.5+49)\times1/367=0.86$ kw
$P_3=1.50\times190\times1/367=0.78$ kw
$P=1.15+0.86+0.78=2.79$ kw
推奨電動機出力　2.79 kw/0.8＝3.49→5.5kw を使用する。

[No,20 & 21BC]
$Q_t$ ＝380mt/h, h＝1.5m,l＝48.5m, v＝80m/min, b＝900mm, W＝63kg/m
$P_1=0.06\times0.03\times63\times80\times(6.5+49)/367=2.49$ kw
$P_2=0.03\times380\times(48.5+49)\times1/367=3.03$ kw
$P_3=1.50\times380\times1/367=1.55$ kw
$P=2.49+3.03+1.55=7.07$ kw
推奨電動機出力 7.07 kw/0.8＝8.84→11 kw を使用する。

[No,22 & 23BC]
$Q_t$ ＝380mt/h, h＝4.4m, l＝18.2m, v＝80m/min, b＝900mm, W＝63kg/m
$P_1=0.06\times0.03\times63\times80\times(18.2+49)/367=1.71$ kw
$P_2=0.03\times380\times(18.2+49)\times1/367=2.09$ kw
$P_3=4.40\times380\times1/367=4.56$ kw
$P=1.71+2.09+4.56=8.36$ kw
推奨電動機出力 8.36 kw/0.8＝10.45→15 kw を使用する。.

c)有効張力の計算
$F_p=6,120P/v$

[No,16,17,18 &19BC]
$F_p$ ＝6,120×2.79/65＝263 kg

[No,20 & 21BC]
$F_p$ ＝6,120×7.07/80＝541 kg
[No,22 & 23BC]
$F_p$ ＝6,120×8.36/80＝640 kg

d) 緩み側張力の計算
$F_2 = F_p / e^{\mu\theta-1}$

[No,16, 17, 18 & 19 BC]
$F_2$ ＝263×0.93＝ 245 kg（巻き付き角 190°、スクリュー式テークアップ）

[No,20 & 21BC]
$F_2$ ＝541×0.59＝ 319 kg（巻き付き角 190°、重錘式テークアップ）

[No,22 & 23BC]
$F_2$ ＝640×0.59＝ 378 kg（巻き付き角 190°、重錘式テークアップ）

e) 傾斜張力の計算
$F_3 = W_1 \cdot L_1 (\sin A - f \cdot \cos A)$
ここで　$W_1$ ： ベルトの自重　[kg/m]
$L_1$ ： 傾斜部の長さ　[m]
A ： 傾斜角度　[°]
f ： ローラの回転摩擦係数

ベルト巾と自重

| ベルト巾 mm | 400 | 500 | 750 | 900 | 1,500 | 1,200 | 1,800 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| $W_1$ kg | 4.5 | 6.5 | 12 | 14 | 18 | 21 | 58 |

[No,16,17,18 & 19 BC]
$F_3$ ＝14× 6.67× 0.200＝ 19kg

[No, 20 & 21 BC]
$F_3$ ＝14×17.21× 0.117＝ 28kg

[No, 22 & 23 BC]
$F_3$ ＝14×18.72× 0.210＝ 55kg

f)最大張力
$F_{max} = F_p + F_2$
[No,16,17,18 & 19 BC]
$F_{max}$ ＝263 ＋ 245＝ 508 kg

[No,20 & 21BC]

$F_{max}$ ＝541 ＋ 319＝　860kg

[No,22 & 23BC]

Fmax ＝640 ＋ 378＝1,018kg

## 10-4 ロッドミル

### 10-4-1. 設計概念

ロッドミルは、次の条件を前提として設計された。

| | |
|---|---|
| 粉砕方法： | 湿式開回路 |
| フィーダ： | スパウト |
| 給鉱サイズ: | 13,000 ミクロン 80%通過 |
| 産物サイズ： | 900 ミクロン 80%通過 |
| 仕事指数： | 10.8 kwh/st-粉砕給鉱 |
| 新給鉱水分： | 4% |
| ミル内パルプ濃度： | 65～75%wt |
| 排鉱パルプ濃度： | 58% |
| 粉砕処理能力： | 375 dry mt/h・台 |
| 排鉱方法： | 排鉱トロンメル経由オーバーフロー |
| 駆動方法： | エア・クラッチ継手平歯車サイドドライブ |
| 摩鉱材装入量： | 最大；177 mt、通常；155 mt |
| ミル回転速度： | 13.15 rpm,臨界速度の 62.6% |
| 胴体支持方法： | トラニオン |
| ライナ： | シングルウェーブ型クロム・モリブデン鋼 |
| 電動機: | 開放防滴同期電動機 |
| 潤滑方法： | ギヤ;　　オイルスプレー |
| | トラニオン；オイルポンプ、オイルカップ |
| トラニオン冷却方法： | 強制水循環 |

### 10-4-2. 所要動力

**1]粉砕鉱トン当り所要動力 Wr**

$W_r = W_i (10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F}) \cdot f_r \cdot f_d \times 1.1$　　[kwh/mt]

ここで　$W_i$ ： 仕事指数　　[kwh/st]

F ： 給鉱サイズ 13,000 ミクロン 80% 通過・F; 114

P ： 産物サイズ　900 ミクロン 80% 通過・P;　30

$f_r$ ： リダクション係数、 F.C.Bond.によると粉砕比 RR=F/P=16 では

$f_r$ ＝1.0,　RR<14 では $f_r$ <1,

RR=14.5→ $f_r$ ＝0.98,

$f_d$ ： 直径係数、一般的に、ミルの処理能力はミル直径の 2.5c～3 乗に比例すると言われているが、日本のセメント協会では、この説は否定されている。

D>8' では $f_d$ <1.0

ここでは、安全のために　$f_d$ ＝1.0 とする。.

従って

$W_r$ ＝10.8×(10/30－10/144)×0.98×1.0×1.1＝2.859 kwh/mt

**2]ミル一台当り理論総所要動力 Wt**

$W_t$ ＝ $W_r$ ×（ミル給鉱量）

＝ 2.859 kwh/mt×375 mt/h・台＝1,072 kw/ 台

**3]条件係数による補正**

実際の動力は、機械効率、ショックロード、ブロークンロッド等のいろいろな条件に影響されるので、 $W_t$ は次のように補正する必要がある。

$W_a$ ＝ $W_t$ ・ $f_m$ ・ $f_s$ ・ $f_b$

ここで　$W_a$ ：電動機設置動力　[kw]

$f_m$ ：機械効率係数　0.96

$f_s$ ：ショックロード係数　0.90

$f_b$ ：ブロークンロッド係数　0.95

$W_a$ ＝1,072 kw/ 台×1/0.96×1/0.90×1/0.95＝1,306 kw/ 台

蛇紋岩による破砕の困難性を考慮すると、給鉱サイズはここで想定しているよりも粗くなる可能性があるので、電動機動力には更に余裕を持たせたるのが良いと思われる。

従って、各ロッドミルに対し 1,400 kw の電動機を設置する事とした。

**4]ロッドトン当り動力によるチェック計算 $KW_r$**

$KW_r$ ＝1.07・ $D^{1/3}$ ×(6.3−5.4$V_p$ )・ Cs ×1.1

ここで　D ：ミルライナ内側直径　（単位フィート）13.5ft $D^{1/3}$ ＝2.38

$V_p$ ：摩鉱材ミル内容積比率　35%/100

$C_s$ ：臨界速度比　62.6%/100

$KW_r$ ＝1.07×2.38×(6.3−5.4×0.35)×0.626×1.1＝7.74kwh/mt-rod

装入ロッドトン数

W＝π/4・ $D^2$ ・L・ Vp ・ρ

ここで　π ：円周率　3.14

D ：ミルライナ内側直径　（単位フィート）　13.5ft

L ：ロッド長　（単位フィート）　19.0ft

$V_p$ ：摩鉱材ミル内容積比率　35%/100

ρ ：ロッド嵩密度　（単位 mt/$ft^3$ ）　0.172 mt/$ft^3$

W＝3.14/4×$13.5^2$ ×19.0×0.35×0.172＝163.6mt/台

引出し可能動力 i.e. $W_d$ ＝ $KW_r$ ×W× $f_b$ は、ミル一台当り理論総所要動力 $W_t$ より大きくなければならない。 もし、そうでないと、動力は徒にミルを空転させるだけに費され、粉砕には役立たない。

$W_d$ ＝7.74kwh/mt-rod×163.6mt/台×0.95＝1,202 kw＞ $W_t$ ＝ 1,072kw

従って要件を満足している。

**10-4-3. ロッドサイズの選定**

ロッドの最大サイズは、 F.C. Bond.の経験式によって求められる。

$$B = \sqrt{\frac{F \cdot Wi \sqrt{\frac{S}{\sqrt{D}}}}{K \cdot Cs}}$$

ここで、　B ： ロッド。又はボールの最大インチサイズ

F ： 給鉱サイズ 13,000 ミクロン 80%通過
$W_i$ ： 仕事指数　　10.8 kwh/st
K ： 経験的指数　ロッド；300, ボール；　200
$C_s$ ： 臨界速度比　　62.6%
S ： 鉱石真比重　　2.7
D ： ミルライナ内側直径　（単位フィート）　13.5ft

従って　$B = \sqrt{\dfrac{13,000 \times 10.8 \sqrt{\dfrac{2.7}{\sqrt{13.5}}}}{300 \times 62.6}} = 2.54$ in

実際操業には、特に給鉱サイズが粗粒側に変動する可能性がある場合は 20～30% の安全率を取る必要がある。

2.54×1.3＝3.3in　丸めて→3.5 in.

従って推奨ロッドサイズ分布は, Allis-Chalmers 社の表から次のように推定される。

| ロッド径 | % | 計算値 | 実投入量* |
|---|---|---|---|
| 3-1/2 in | 20 | 31mt | 62mt |
| 3 | 33 | 51 | 62 |
| 2-1/2 | 21 | 33 | 53 |
| 2 | 26 | 40 | - |
| Tot | 100 | 155 | 177 |

*初期投入量は、ミル粉砕能力を確認するため、最大量を投入する。

Cf. 最大ロッドサイズと初期投入サイズ分布(%)

| ロッド径　in | 5 | 4-1/2 | 4 | 3-1/2 | 3 | 3-1/2 |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 5 | 18 | - | - | - | - | - |
| 4-1/2 | 22 | 20 | - | - | - | - |
| 4 | 19 | 23 | 20 | - | - | - |
| 3-1/2 | 14 | 20 | 27 | 20 | - | - |
| 3 | 11 | 15 | 21 | 33 | 31 | - |
| 2-1/2 | 7 | 10 | 15 | 21 | 39 | 34 |
| 2 | 9 | 12 | 17 | 26 | 30 | 66 |
| Tot | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 | 100 |

## 10-4-5　摩鉱材推定消費量

### 1] 摩鉱用ロッド

ロッド消費量は試験室試験と他のポーフィリー銅鉱山の実績から推定される。

ロッド： 400 g/mt,　189 mt/ 月
他のポーフィリー銅選鉱場の例
Gibraltar (Canada, B.C.)　13'-1/2×20'×3: 239 g/t

Marcopper (Philippines)　13'-1/2×20'×2: 425 g/t
Butte　(USA, Montana)　9'×12'×6:　149 g/t
Palabora(Transvaal)　12'×16'×5:　160 g/t

2] ライナ

ライナ消費量は、ライナの材質、ミル回転速度、ミル直径、摩鉱材サイズ、負荷条件、鉱石の硬さ、ミル用水のpH、ライナ形状等によって変動する。

BECHTEL & Company 社の資料によると、ライナ磨耗速度の平均は、通常のロッドミル／ボールミルの摩鉱操業において、15～30 lb/h/1,000 sq ft-ミル内面積で、これは、0.015～0.3 lb/kwh、つまり 17～340 g/t のライナ消費が予想される。しかし、白鋳鉄の場合はもっと高い値が報告されており、高マンガン鋼の場合は、この値は、 10～35 g/mt の範囲に過ぎない。

他の銅選鉱場で得られたデータを次に示す。

Ray　:10'×13'　25 g/t
San Manuel　:10'×13'　30 g/t

ライナ材質に関しては、クロム- モリブデン耐磨耗鋼が最も信頼性が高い。Ni-ハードは、脆いので、ロッドミルライナとしては不適当である。現在のところ、大口径用のゴム製ロッドミルライナは市販されていない。

結論的には、ライナの寿命は約10ケ月を予想しているが、これは 34g/t-鉱石に相当する。

## 10-5　ボールミル

### 10-5-1 設計概念

一次ボールミルの設計は次の条件を前提として行われた。

| | |
|---|---|
| 粉砕方法： | サイクロンとの湿式閉回路 |
| フィーダ： | スパウト |
| 給鉱サイズ： | 900 ミクロン 80%通過 |
| 産物サイズ： | 135 ミクロン 80%通過 |
| 給鉱パルプ濃度： | 75% wt |
| ミル内パルプ濃度： | 65 ～72 % |
| 粉砕処理能力： | 375 dry mt/h・台 |
| 仕事指数： | 10.8 kw/st-粉砕給鉱 |
| 排鉱方法： | 排鉱トロンメル経由オーバーフロー |
| 駆動方法： | エア・クラッチ継手ヘリカル歯車サイドドライブ |
| 初期ボール装入量： | 最大 226.4 t |
| ミル回転速度： | 13.58 rpm,臨界速度の 70.5 % |
| 胴体支持方法： | トラニオン |
| ライナ： | SKEGA F-型ゴムライナ |
| 電動機： | 開放防滴同期電動機 |
| 潤滑方法： | ギヤ;　オイルスプレー |
| | トラニオン；オイルポンプ、オイルカップ |
| トラニオン冷却方法： | 強制水循環 |
| 循環鉱量比： | 350% |

### 10-5-2. 所要動力

**1]粉砕鉱トン当り所要動力 Wr**

$W_r = W_i\ (10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F}) \cdot f_r \cdot f_d \times 1.1$　　[kwh/mt]

ここで　$W_i$ : 仕事指数　　[kwh/st]

F : 給鉱サイズ　900 ミクロン 80% 通過√F;　30.0

P : 産物サイズ　135 ミクロン 80% 通過√P;　11.6

$f_r$ : リダクション係数 $f_r$ =1.0,

$f_d$ : 直径係数　安全のため fd =1.0

従って $W_r$ =10.8×(10/11.6−10/30)×1.0×1.0×1.1=6.28kwh/mt

**2]ミル１台当り理論総所要動力 Wt**

$W_t$ = $W_r$ × (ミル給鉱量)

= 6.28 kwh/mt×375 mt/h・台=2,355 kw/ 台

**3]条件係数による補正**

実際の所要動力は、機械効率に影響されるので $W_t$ は次のように補正する。

$W_a = W_t \cdot f_m$

ここで　$W_a$ :電動機設置動力　　[kw]

$f_m$ :機械効率係数　　0.96

$W_a$ =2,355 kw/ 台×1/0.96=2,453 kw/ 台　丸めて→2,500kw.とする。

**4]ボールトン当り動力によるチェック計算 KWr**

$KW_r = 3.1 \cdot D^{0.3} \times (3.2 - 3V_p) \cdot C_s \times (1 - 0.1/2^{9-10C_s})$

ここで　D　:ミルライナ内側直径（単位フィート）16ft $D^{1/3}$ =3.68

$V_p$ :摩鉱材ミル内容積比率　　38%/100

$C_s$ :臨界速度比　　70.5%/100

$KW_r$ =3.1×3.68×(3.2−3×0.38)×0.705×(1−0.1/3.86)

=16.14 kw/t- 装入ボール

装入ボールトン数

$W = \pi/4 \cdot D^2 \cdot L \cdot V_p \cdot \rho$

ここで $\pi$　:円周率　　3.14

D　:ミルライナ内側直径（単位フィート）16.0 ft

L　:ミルライナ内側長さ（単位フィート）23.0 ft

$V_p$ :摩鉱材ミル内容積比率　　35%/100

$\rho$　:ボール嵩密度　（単位 mt/$ft^3$ ）　　0.172 mt/ft3

W=3.14/4×$16.0^2$ ×23.0×0.38×0.126=221.4mt/台

引出し可能動力 i.e. Wd = $KW_r$ ×W は、ミル一台当りの理論総所要動力 $W_t$ より大きくなければならない。もしそうでないと、動力は徒にボーミルの回転だけに費やされる。

Wd =16.14kwh/mt-ボール×221.4mt/台=3,567 kw> Wt = 2,355kw

従って要件を満足している。

### 10-5-3 ボールサイズの選定

ボールの最大サイズは、F.C.Bond の経験式によって求められる。

$$B = \sqrt{\frac{F \cdot Wi \sqrt{\frac{S}{\sqrt{D}}}}{K \cdot Cs}}$$

ここで　B ： ロッド、又はボールの最大インチサイズ
F ： 給鉱サイズ 900 ミクロン 80% 通過
Wi ： 仕事指数　10.8 kwh/st
K ： 経験的指数　ロッド 300、ボール 200
Cs ： 臨界速度比　70.5%
S ： 鉱石真比重　2.7
D ： ミルライナ内側直径（単位フィート）　16.0 ft

従って

$$B = \sqrt{\frac{900 \times 10.8 \sqrt{\frac{2.7}{\sqrt{16.0}}}}{200 \times 62.6}} = 0.75 \text{ in}$$

実際操業において、特に給鉱サイズが粗い方に振れる可能性がある場合は、安全率として 2～ 3 を考慮する必要がある。

0.75×2.5＝1.87 in 丸めて→2.0 in.

従って、推奨ボールサイズ分布は、Allis-Chalmers 社の表から次のように推定される。

| | | |
|---|---|---|
| 2 in | 40% | @90 mt |
| 1-1/2 | 45 | @100 |
| 1 | 15 | @30 |
| Tot | 100 | @220 |

### 10-5-5. ボール消費量

ボール消費量は、パイロットプラント試験の実績から次のように推定される。

ボール： 450 g/t,　213 mt/月

他の選鉱場の操業データでは、ポーフィリーのロッドミル・ボールミルの二段粉砕で 266～645 g/t を示している。

### 10-5-6 ライナー消費量の推定

ライナーの磨耗速度は、ミルの回転速度に大きく関係しており、ミルの回転速度が臨界速度の80～82%を越えると、磨耗速度が現状ではゴムライナーの使用が不経済になるほど進展する。しかしマムートのミルの回転速度は、臨界速度の 70.5%であるので、この点に関して問題はない。

ライナーメーカーの経験から、ボールサイズが 2～3 インチ、臨界速度比 70.5%の場合、ライナーの寿命は、操業時間にして 12,000～18,000 時間であることが期待される。

一般的にリフター・バーの寿命は、シェル・プレートに比べて短く、ほぼ一年程度と推定される。リフター・バーが対称形で反転が可能な場合は、反転により寿命は殆ど倍増する。

**ライナー重量**

**1]シェル・プレート**

シェル・プレートの重量は、次の式で求められる。

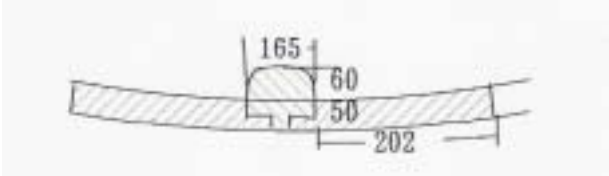
$Ws = N \cdot A \cdot L \cdot \rho / 1,000$

ここで　Ws ： シェル・プレートの重量　[kg]

N ： 枚数
A ： シェル・プレート１枚の断面積　[cm²]
L ： シェル内面有効長　[cm]
ρ ： ゴムの比重（約 1.0）
従って　Ws ＝40×(20.2×5.0)×701× 1/1,000＝2,832 kg

2] **リフター・バー**
Wsl＝N・A・L・ρ/1,000
ここで　Wsl ：リフター・バーの重量　[kg]
N ： 本数
A ： リフター・バーの １本の断面積　[cm²]
L ： シェル内面有効長　[cm]
ρ ： ゴムの比重（約 1.0）
従って Wsl ＝40×174×701× 1/1,000＝4,963 kg

**3]ヘッド・プレート・ライナー**
Wh ＝2{π/4・(D² － d² )－1/2・N・w・(D－d)}hs /1,000
ここで　Wh ： ヘッド・プレート・ライナーの重量　[kg]
π ：円周率
D ： シェル内径　[cm]
d ：トラニオン内径　[cm]
w ： リフター・バーの 巾　[cm]
h ： ヘッド・プレート の厚さ　[cm]
N ： 枚数
従って Wh ＝2×{3.14/4×(488² － 144² )－1/2×24×(488－144)}5/1,000
＝5,953 kg




**4] ヘッド・リフター・バー**
Whl＝w(D－d)N・ hl ＝12.5(488－144)×24×12＝1,238 kg
ここで w,D,d,N は、3]と同じである。
hl ： ヘッド・リフター・バー の高さ　[cm]

**5] プレートおよびリフター・バーの総計**
W＝ Ws ＋ Wsl＋ Wh ＋ Whl
＝2,832＋4,963＋5,953＋1,238＝14,986 kg/unit

**6]ミル処理量トン当たりライナー消費量**
平均寿命を 15,000 操業時と想定して、ミル処理量トン当たりのゴムライナー見掛け消費量を次のように推定する。
14,986 kg/unit×1,000g/kg×1/(15,000h×375t/h・unit)＝2.6g/t
スクラップ重量の比率は平均 30～35%であるので、粉砕処理鉱量当たりの実消費量は約 2.0

g/ton となる。

## 10-6. 再摩ボールミル

### 10-6-1. 設計概念

再摩ボールミルの設計は、次の条件で実施された。

| | |
|---|---|
| 粉砕方法： | サイクロンとの湿式閉回路 |
| フィーダ： | スパウト |
| 給鉱サイズ： | 130 ミクロン 80%通過 |
| 産物サイズ： | 50 ミクロン 80%通過 |
| 給鉱パルプ濃度： | 75% wt |
| ミル内パルプ濃度： | 75 % |
| 粉砕処理能力： | 40 dry mt/h |
| 仕事指数： | 11.0 kw/st-粉砕給鉱 |
| 排鉱方法： | 排鉱トロンメル経由オーバーフロー |
| 駆動方法： | エア･クラッチ継手ヘリカル歯車サイドドライブ |
| 初期ボール装入量： | 最大 41.7mt 通常 36.5 mt |
| ミル回転速度： | 18.10 rpm, 臨界速度の 74.0 % |
| 胴体支持方法： | トラニオン |
| ライナ： | SKEGA K-型ゴムライナ |
| 電動機： | 開放防滴 3 相誘導電動機 |
| 潤滑方法： | ギヤ;　　オイルスプレー |
| | トラニオン；オイルポンプ、オイルカップ |
| トラニオン冷却方法： | 強制水循環 |
| 循環鉱量比： | 150% |

### 10-6-2. 所要動力

**1]粉砕鉱トン当り所要動力 $W_r$**

$W_r = W_i\,(10/\sqrt{P} - 10/\sqrt{F}) \cdot f_r \cdot f_d \times 1.1$　　[kwh/mt]

ここで　$W_i$ ： 仕事指数　　11.0　　[kwh/st]

F ： 給鉱サイズ　130 ミクロン 80% 通過 $\sqrt{F}$;　11.4

P ： 産物サイズ　50 ミクロン 80% 通過　$\sqrt{P}$;　7.1

$K_1$ ： リダクション係数 $K_1$ =1.11,

$K_2$ ： 微粉砕係数　$K_2 = (P + 10.3)/1.145P = 1.05$

従って $W_r = 11.0 \times (10/7.1 - 10/11.4) \times 1.11 \times 1.05 \times 1.1 = 7.57$kwh/mt

**2]ミル１台当り理論総所要動力 $W_t$**

再摩ボールミル処理量

浮選新給鉱含銅量の 150%が再摩処理され、その品位が 15%Cu と仮定すると、再摩ボールミル処理量 [F]は次のように算定される。

$F = 750\ mt/h \times 0.59\%/100 \times 150\%/100 \times 1/15\%/100 = 44.25\ mt/h$

$W_t = W_r \cdot F$

$= 7.57\ kwh/mt \times 44.25\ mt/h = 335\ kw$

**3]条件係数による補正**

実際の所要動力は、機械効率と負荷係数に影響されるので $W_t$ は次のように補正する。

$W_a = W_t \cdot f_m \cdot f_l$

ここで　$W_a$ :電動機設置動力　[kw]

$f_m$ :機械効率係数　0.96

$f_l$ : 負荷係数　1.20

$W_a$ =335 kw×1/0.96×1.20=418 kw/ 台　丸めて→420 kw とする。

**4]ボールトン当り動力によるチェック計算 KWr**

$KW_r = 3.1 \cdot D^{0.3} \times (3.2 - 3V_p) \cdot C_s \times (1 - 0.1/2^{9-10C_s})$

ここで　D :ミルライナ内側直径（単位フィート）10ft $D^{1/3}$ =2.16

$V_p$ :摩鉱材ミル内容積比率　38%/100

$C_s$ :臨界速度比　74.0%/100

$KW_r$ =3.1×2.16×(3.2−3×0.38)×0.74×(1−0.1/3.03)

=9.87 kw/t- 装入ボール

装入ボールトン数

$W = \pi/4 \cdot D^2 \cdot L \cdot V_p \cdot \rho$

ここで $\pi$ :円周率　3.14

D :ミルライナ内側直径（単位フィート）10.0 ft

L :ミルライナ内側長さ（単位フィート）11.0 ft

$V_p$ :摩鉱材ミル内容積比率　38%/100

$\rho$ :ボール嵩密度　（単位 mt/$ft^3$ ）　0.126 mt/ft3

W=3.14/4×$10.0^2$×11.0×0.38×0.126=41.3mt/台

引出し可能動力 i.e. Wd = $KW_r$ ×Wは、ミル一台当りの理論総所要動力 $W_t$ より大きくなければならない。もしそうでないと、動力は徒にボーミルの回転だけに費やされる。

Wd =9.87kwh/mt-ボール×41.3mt/台=407.6 kw> $W_t$ = 335kw

従って要件を満足している。

**10-6-3 ボールサイズの選定**

再摩ミルのボールサイズの選定には、F.C.Bond の経験式は不適切であるので、経験から 1-1/4in ボールを選定する。

T.E. Norman によると、銅鉱のボール消費量は平均的に0.178 lb/kwh で与えられる。

従って、 0.178 kwh/kwh × 335kwh × 450 g/lb ÷ 44.24 mt/h = 606 g/mt

一方、非鉄金属鉱のボール消費量は1.26 lb/st

即ち 1.26 lb/st×450 g/lb ×1.1 mt/st = 623 g/mt とされている。いずれにしても、再摩ボール消費量は600～650 g/mt と推定される。

**10-7　一次摩鉱サイクロン**

**10-7-1.物質収支**

次の条件設定が行われた。

摩鉱系統数:　2

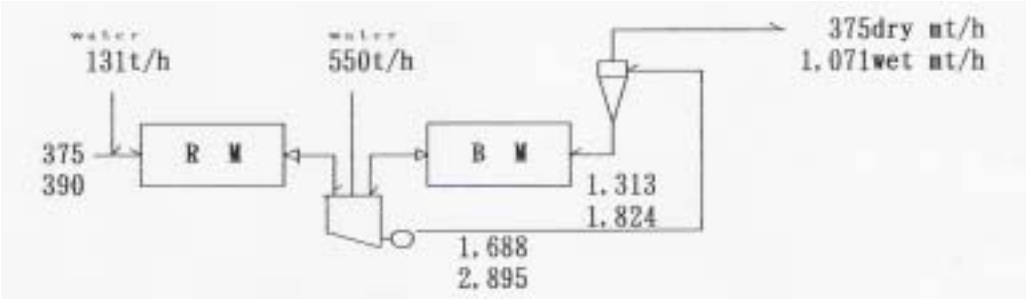
新給鉱処理量:　375mt/h・系統

循環鉱量比:　350%

パルプ濃度: アンダーフロー;　72%wt.,　49% vol.,　Sp.Gr.1.829

オーバーフロー;　35%wt.,　17% vol.,Sp.Gr.1.283

給鉱;　58%wt.,　34% vol.,Sp.Gr.1.580



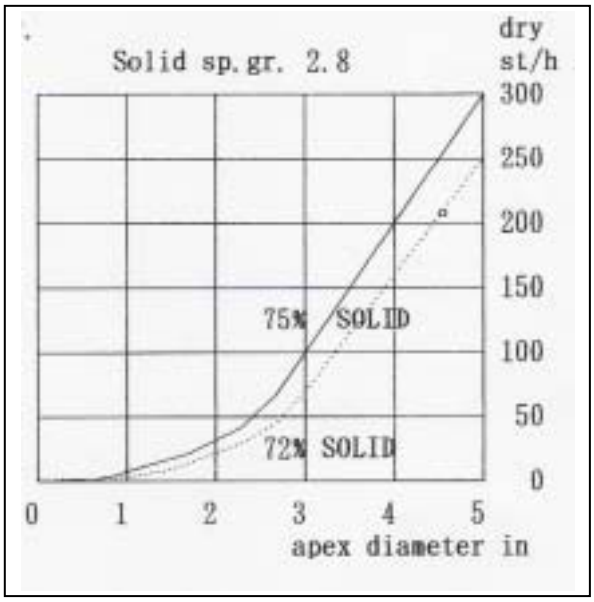

10-7-2 サイクロンサイズの選定

設置面積を少なくするため、市販の最大の型式、即ちKREBS 26B型が選定された。標準口径は、給鉱口10″,オーバーフロー・ファインダー12″, アペックス 4″1/2 デアル。

上記条件での１台当りの処理能力と所要台数は、Krebs社の図表から、次のように推定 される。

210 st/h×1/1.1mt/st×2.7/2.8
＝185mt/h・台
1,313mt/h÷185mt/h・unit
＝7.0 → 7 台

従って１台の予備を含む26Bの8 台は、乾量1,313mt/hを処理する要件を満たすことになる。
流入圧は、磨耗の問題を少なくするため、0.42 kg/cm² が選定された。
サイクロンはパルプ配分の均等性を維持するため、中央のマニホールドの周辺に放射状に配置するものとする。




APEX CAPACITY CHART FOR 26B CYCLONE

10-7-3. アンダーフロー樋の設計

アンダーフロー樋の勾配は、次のCaldecott の経験式から計算される。l

G＝(W＋12)/W
P＝100W/(W＋1)

ここで G: 樋の勾配
W:固体に対する水の重量比
P:パルプ中の水の重量%

アンダーフローの重量濃度は72% であるので、P＝100－72＝28%
従ってW＝28/72＝0.388、
故に G＝(0.388＋12)/0.388＝31.9%
KREBS ENGINEERINGによる 推奨勾配は 1 ft当り4-3/4 inつまり39%である。
樋の内面はゴムライニングが施される。

### 10-7-4. 推定粒度分布

循環鉱量比350%､固体比重2.7を想定した一次摩鉱サイクロンの産物推定粒度を次表に示す。

| Tyler mesh | 給鉱 | | アンダーフロー | | オーバーフロー | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | 粒度分布 | 積算粒度分布 | 粒度分布 | 積算粒度分布 | 粒度分布 | 積算粒度分布 |
| 48 | 45.0% | 45.0% | 56.2% | 56.2% | 2.0% | 2.0% |
| ＋ 65 | 12.8 | 57.8 | 14.5 | 70.7 | 6.0 | 8.0 |
| ＋ 100 | 10.6 | 68.4 | 9.4 | 80.1 | 14.0 | 22.0 |
| ＋ 150 | 7.1 | 75.5 | 5.2 | 85.3 | 13.0 | 35.0 |
| ＋ 200 | 5.6 | 81.1 | 3.7 | 89.0 | 12.0 | 47.0 |
| ＋ 325 | 2.1 | 83.2 | 1.3 | 90.3 | 5.0 | 52.0 |
| － 325 | 16.8 | 100.0 | 9.7 | 100.0 | 48.0 | 100.0 |

## 10-8. 再摩サイクロン

### 10-8-1. .物質収支

再摩サイクロンの給鉱は第２粗選精鉱と第２精選尾鉱である。再摩ミルの処理条件と浮選での物質収支から次の条件設定が行われた。

| 給鉱種別 | 第２粗選精鉱 | 第２精選尾鉱 | アンダーフロー | オーバーフロー | 給鉱合計 |
|---|---|---|---|---|---|
| 処理乾量　mt/h | 15.9 | 28.7 | 66.9 | 44.6 | 111.5 |
| パルプ濃度 %Wt | 25.0 | 18.0 | 75.0 | 19.8 | 34.8 |
| 処理湿量　mt/h | 63.6 | 159.4 | 89.2 | 225.3 | 267.6 |
| 含水量　mt/h | 47.7 | 130.3 | 22.3 | 180.7 | 156.1 |
| 補給水　mt/h | － | － | 2.7 | － | － |

給鉱のパルプ比重を1.46とすると、給鉱の流量 Qf は

$$267.6\ \mathrm{mt/h} \div 1.46\ \mathrm{mt/m^3} = 183.3\ \mathrm{m^3/h}$$

### 10-8-2. 再摩サイクロン所要台数

給鉱の流量を1 US gal＝ 3.8 ℓ、1 h＝60 minで換算すると、

183.3 m³/h÷(60 min/h×3.8 ℓ/US gal×1000 ℓ/m³)＝803.9 US gal/min、 D15Bサイクロンを採用し、その流入圧を10 psi＝0.7 kg/cm²と想定すると、その１台当りの処理能力はKrebs Engeneers社のグラフから 400 US gal/min/unitと推定される。

従って所要台数は、803.9 US gal/min÷400 US gal/min≒2 units

設置台数は、原鉱品位の変動、予備を考えて３台とする。

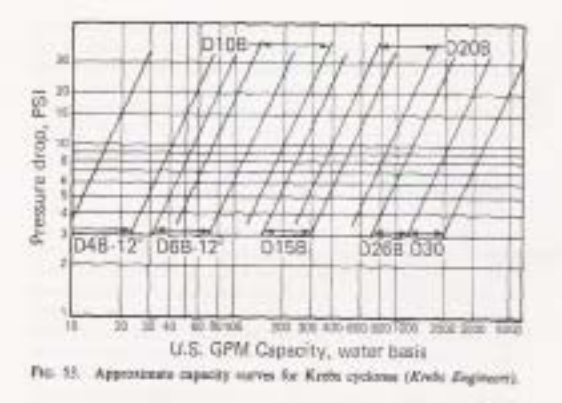



Fig. 15. Approximate capacity curves for Krebs cyclones (Krebs Engineers).

## 10-9. 一次摩鉱サイクロン給鉱ポンプ

### 10-9-1 設計概念

建設費を節約するため、１系統に一台のポンプを選定し、さらに 修繕費節減のため、処理能力に比して一段大型のポンプを選定した。　最初の試運転に当っては、ライニング材は高クロム鋼とし、その後の操業期間はゴムとする。

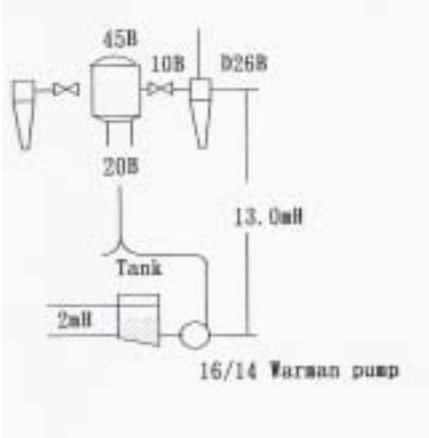
設置台数は共通予備を含め３台とする。

流量:　　30.53m³ /min・台

パルプ濃度:　58%

パルプ比重:　1.58

この系統の配管を右図に示す。




サイクロン流入圧:6psi＝0.42 kg/cm²

実ヘッド:11m＋4.2/1.58＝13.66mH

摩擦損失相当管長

20B-14B レジューサー 1個:　9m×1＝ 9.0m

45B-20B レジューサー 1個:10m×1＝10.0m

20B エルボ　　4個:13m×4＝52.0m

10B バルブ　　1個:1.2m×1＝ 1.2m

45B-20B 急絞り　　1個: 7.0m ×1 ＝ 7.0m

10B 直角エルボ 1個:10.0m×1＝10.0m

小　　計　　89.2m

総管長＝実管長＋総損失相当管長

＝45m＋89.2m＝134.2m

流速＝流量/管断面積

v ＝ (30.6× 4 )/( 60×3.14× 0.4782)＝2.845m/sec

配管仕様

材質: X-52

外径: 508mm

肉厚: 15mm

内径:　478mm

### 10-9-2 Darcy の式による摩擦損失の計算

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

ここで　hs :摩擦水頭損失　[m]
L :管長　[m]
D : 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

$$hs = 0.02 \times \frac{134.2 \times 2.845^2}{0.478 \times 2 \times 9.8} = 2.31\ m$$

総水頭＝実水頭 ＋ 損失水頭
＝13.66m＋2.31m＝15.97m

この総水頭はスラリー輸送の場合は、補正係数を掛けて補正する必要がある。
最終総水頭＝15.97m/0.815＝19.60m

### 10-9-3 ポンプの回転速度及び所要動力の計算

1] ポンプの回転速度 $N_2$

$$N_2 = N_1\sqrt{\frac{H_2}{H_1}}$$

ここで　$N_1$ :標準吐出水頭での標準回転数　[rpm]
$H_1$ : 標準吐出水頭　[m]
$H_2$ : 所要吐出水頭

Warman 16/14 ポンプの場合,　$H_1$ ＝22.6mH で　$N_1$ ＝335 rpm,

従って $N_2$ ＝$335\times\sqrt{19.60/22.60}$ ＝312 rpm

2]　所要軸動力 $P_2$

$P_2$ ＝ $P_1$ ( $N_2$ ／ $N_1$ )$^3$＝237×(312/335)$^3$ ＝191.4kw

ここで　$P_1$ :標準吐出水頭での標準動力　[kw]
$N_1$ : 標準回転数　[rpm]
$N_2$ : 所要回転数　[rpm]

3] 設置動力　P

P＝(所要軸動力)/(ポンプ効率×V-ベルトの機械効率×安全率)
＝191.4×1/0.72×1/0.95×1.2＝335.7kw→丸めて 350kw とする。

## 10-10. 再摩サイクロン給鉱ポンプ

### 10-10-1 設計概念

一次摩鉱と同じ概念を踏襲する。但し配管は、対磨耗、耐食性を考慮し、ステンレス鋼管 STPG38 とする。

流量:　　3.826m³ /min・台
パルプ濃度:　34.8%
パルプ比重:　1.383
サイクロン流入圧:10 psi＝0.7 kg/cm²
総管長＝実管長＋総損失相当管長
　　＝45m+89.2m＝134.2m
流速　v ＝ (3.826× 4 )/( 60×3.14× 0.191)＝2.845m/sec
配管仕様:　材質: STPG38、内径:　190.9mm

**10-10-2. 摩擦損失その他の計算**

10-9.と同様の方法で計算し、結果をその他のポンプを含め「スラリーポンプ仕様一覧表」に示した。

**10-11.ユーティリティ**

**10-11-1.摩鉱用水**

**1] ロッドミル**

新給鉱量：　　375 mt/h･台　×2 台＝750 mt/h
新給鉱水分：　　4%
ミル内パルプ濃度：　　70%Wt　平均、75%Wt　　最大
分級パルプ濃度：　　58% Wt

新給鉱中の水分量：$Q_f$
パルプ濃度、水分の定義から、次の式が与えられる。

$$Q_f/(375+Q_f)\times 100=4.0$$

従って　$Q_f=(375\times 4.0)/(100-4.0)=15.6$ mt/h ・unit
同様にミル内パルプの水分量：$Q_r$ は次式で与えられる。

$$Q_r=375\times(100-70)/70=160.7 \text{ t/h ・unit}$$

従って　$Q=Q_r-Q_f=160.7-15.6=145.1$mt/h・台の水を各ロッドミルの給鉱スパウトに添加しなければならない。
排出端では、分級パルプの水分量は次のように求められる。

$$Q_d=375\times(100-58)/58=271.5 \text{ mt/h・unit}$$

これから $Q_d-Q_r=110.8$mt/h・台の用水が更に必要になる。

**2] 一次ボールミル**

新給鉱量：　　375 mt/h･台　×2 台＝750 mt/h
循環鉱量比:　　350%
ボールミル給鉱量: 375 mt/h×350/100＝1,313 mt/h
新給鉱パルプ濃度: 74.0%
ミル内パルプ濃度: 72% 平均
分級パルプ濃度：　58% Wt

新給鉱中の水分量：$Q_f$

$$Q_r=1{,}313 \text{ t/h}\times(100-74)/70=461.3 \text{ t/h・台}$$

同様にミル内パルプの水分量：$Q_m$

$$Q_m=1{,}313 \text{ t/h}\times(100-72)/72=495.5 \text{ t/h・台}$$

従って　$Q=Q_d-Q_m=495.5-461.3=34.2$mt/h・台の水を各ボールミルの

給鉱スパウトに添加しなければならない。

ボールミルの排出端では、分級パルプの水分量は次のように求められる。

$Q_d$ ＝1,313×(100−58)/ 58＝1,222.3 mt/h・台

これから　$Q_d$ − $Q_m$ ＝1,222.3−495.5＝726.8mt/h・台の用水が更に必要になる。

**3] 再摩ボールミル用水**

10-8-4 節の表から、2.7 t/h の用水が再摩ボールミルスパウトに添加されなければならない。そのほか、ミルの排鉱ボックスや再摩サイクロン O/F ポンプのインテークタンクで、6B 又は 150A の配管による給水が、再摩サイクロン給鉱及び O/F ポンプの起動、停止時に必要になる。

**4] 各トラニオン冷却水**

トラニオン軸受けの冷却のため 50 ℓ/min ・台の清水を供給することがミルメーカーから推奨されている。それで 50 ℓ/min ・台×5 台 ＝250 ℓ/min/5 台＝15 t/h の清水が冷却専用に必要になる。

## 10-11-2. 圧縮空気

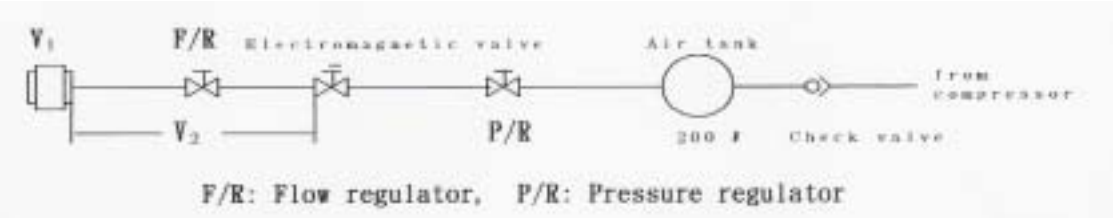
**1] エア・クラッチ**

各起動、停止時の空気消費量を A とすると、

$A = V_1 + V_2$

ここで　$V_1$ : クラッチエレメントの容積　[ℓ]

$V_2$ :電磁弁からクラッチまでの配管内容積　[ℓ]




電磁弁下流の配管径を 1B とすると、その容積 $V_2$ は 6 ℓである。

従って各エア・クラッチ空気消費量は次の通りである。

| エア・クラッチ型式 | $V_1$ (ℓ)＊ | $V_2$ (ℓ)＊ | A (ℓ)＊ |
|---|---|---|---|
| D42VC1200 | 27 | 6 | 33 |
| D51VC1600 | 66 | 6 | 72 |
| S42VC650 | 6.5 | 6 | 12.5 |

＊ 空気容積はゲージ圧力 7.0 kg/cm²での値である。

空気圧縮機能力としては、16' ×23' ボールミルのインチング(寸動)時の最大消費量を選定することが必要である。上表から D51VC1600 型が各インチングのたびに消費する自由空気量は、

72ℓ×(7+1.03)/1.03＝561.3ℓ　となる。

ミルのインチングが毎分 4 回行われ、空気が 2 分で供給されると仮定すると、空気圧縮機能力は、　0.5613 m³ ×4×1/2min×1/0.6＝1.87 m³ /min （ピストン変移量）

ここで 0.6 は海面レベルでの空気圧縮機の容積効率である。メーカーカタログによると、ミルが設置される高度を考慮して、ピストン変移量 3.08 m³ /分の例えば日立 VHC WS-W 型 15 kw 型が選定される。クラッチの下限空気圧は、5.5kg/cm² (G)であるので、空気槽の空気圧縮機側の最小圧は 6.0 kg/ cm²を維持することが望ましい。

従って、　$P_2$ (B+C)＝ $P_1$ ・C

C＝V＋２００N

ここで　$P_1$ ：ミル起動前の圧力　[kg/ cm²]

$P_2$ ：ミル起動後の圧力　[kg/ cm²]

B　：クラッチエレメントの容積　[ℓ]

C　：全空気槽の総容積　[ℓ]

V　：空気圧縮機側の空気槽の容積　[ℓ]

N　：クラッチ側の空気槽数

それ故　(6＋1.03)(B＋C)＝(7＋1.03)C

16’×23’ボールミルインチングの場合、空気消費量は最大となるので、

B＝72×4＝288ℓ, C＝V＋200×1

個々から　7.03×(288＋V＋200)＝8.03×(V＋200)

従って、　V＝488×7.03－200×8.03＝1,824

13’-1/2×16’ロッドミルと 16’×23’ボールミル各１台が同時に起動する時、

空気所要量は　B＝72＋33＝103ℓ

c＝V＋200×2＝V＋400

7.03×(105＋V＋400)＝8.03×(V＋400)

V＝5.03×7.03－400×8.03＝338 ℓ

結果として空気圧縮機側の空気槽の有効容積は、余裕を見て 2 m³が推奨される。

**2] 潤滑油噴霧装置用空気圧縮機の選定**

各潤滑油噴霧装置は、4.5～5.5kg/cm²(G)の空気圧を必要とし、各噴霧時に次の割合で空気を消費する。

2-6S2C: 720ℓ×2 自由空気＝1,420ℓ

2-7S2C: 960ℓ×2 自由空気＝1,920ℓ

1-3S2C: 185ℓ×1 自由空気＝　185ℓ

合計＝3,525ℓ

各ミルの機側には独立した空気槽を設置しなければならない。噴霧毎に空気槽内圧が 7 から 6kg/ cm²(G)へ減少するものと仮定すると、

$V_1$ ×(7＋1.03)－ $V_1$ ×(6＋1.03)＝1.03 $V_2$

ここで　$V_1$ ：空気槽容量　[ℓ]

$V_2$ ：噴霧毎の空気消費量　[ℓ]

従って　$V_1$ ＝1.03 $V_2$ となり、$V_1$と$V_2$ は略等しい。

それ故、次の容量の空気槽を各ミルの機側に設置するものとする。

13’-1/2×16’　ロッドミル：　750 ℓ

16’×23’　ボールミル　：1,000 ℓ

10’×11’　ボールミル　：　200 ℓ

噴霧間隔を 15 分（1 時間に 4 回)、空気圧縮機が 5 分で供給するものと設定すると、ピストン変移量は

3,525 ℓ/(5min×0.6)＝1,175 ℓ/min となる。

実際の設置に際しては、エア・クラッチ用と同型の空気圧縮機を選定するのが、経済的であろう。l

**3] ロッドチャージャー用エア・モーターの空気所要量**

ロッド装入のため、エア・モーターが駆動している時は、当然ながら摩鉱系統の１系列は停止し、他の１系列が正常に操業している。この場合、空気圧縮機の有効吐出量は、

2.18×0.6 ＝1.31 $m^3$ /分

エア・モーターの空気消費量は1.1 $m^3$ /分であるので、 噴霧用エアの供給量は

1.31 $m^3$ /分－ 1.1 $m^3$ /分＝0.21 $m^3$ /分

運転している 3 台のミルが同時に噴霧を完了した場合、空気圧縮機が内圧を 6 kg/$cm^2$から7kg/$cm^2$へ回復させる時間ｙ 分は、次のように与えられる。

y＝1.95 $m^3$/0.21 $m^3$/分＝9.75 分

ここで、 1.95 $m^3$ は、ミル3 台用の空気槽合容量である。

この時間ｙ 分は、噴霧間隔の 15 分より短いので、噴霧用空気圧縮機でエア・モーターに圧縮空気を供給することは可能であり、エア・モーター専用の空気圧縮機を設置する必要はない。各空気槽 の入口には、逆止弁を設け、逆流を防止することが望ましい。

以上