マムート選鉱場の設計

[1]設計基準

年間生産量：　5,670,000 トン（原則として mt）

操業日数・運転時間：　350 日／年、3 方／日、8 時間／方

稼動率：　破砕場；　60%
選鉱場；　90%

処理能力:　破砕場；1,100 乾量トン／時間
選鉱場；　750 乾量トン／時間

選鉱方法：　：　全泥浮選法

回収精鉱：　銅精鉱

粗鉱の性状:

品位；	0.59%Cu
真比重；	2.7
見掛け比重；	1.7
水分；	5.0%
最大塊サイズ；	700mm×900mm×1,400mm
安息角；	40°
排出角；	70°

精鉱の性状:

品位；	25%
真比重；	4.1
見掛け比重；	2.0
水分；	8.0%
粒子サイズ；	－200 メッシュ 98%
安息角；	50°

粉砕給鉱：

粒子サイズ；	13mm 80%通過
仕事指数；	10.8 kwh/dry short ton

浮選条件：

	パルプ濃度	浮選時間
粗選；	35%Wt	10 分
精選；	22%Wt	12 分
再精選；	20%Wt	19 分
総合実収率；	90%	

[2]設計計算

1)一次破砕機

$$処理能力：Q=\frac{5,670,000\ t/y}{350\ d/y\ \times 24\ h/d \times 0.6}=1,125\ t/h$$

一次破砕機としては、ジョークラッシャとジャイレートリクラッシャが適しているが最大処理能力が 1,000 mt/h に限定されている事から、ジョークラッシャは選定の対象から除外した。メーカーカタログから、最大給鉱サイズと処理能力を勘案して 42-65 型ジャイレートリクラッシャが選定された。

数字の 42 はクラッシャの給鉱口寸法が 42 インチ(1,070mm)であり、65 はマントルの最大径が 65 インチ (1,650mm)である事を意味している。

この処理能力は、給鉱中に粉鉱が混入している状態、つまりクラッシャの前段にグリズリが設置されていない状況での数値を表している。

1,150 t/h の処理能力は、エキセントリックスロー 38mm、オープンサイドセッティング 165mm(O.S.S.6″1/2) として設定されたものである。

産物の粒度分布は、メーカーのカタログから下記のように推定された。

粒子径		分布率	積算分布率
+6-1/2in	(165mm)	10.0%	10.0%
5	(125mm)	15.0%	25.0
4	(100mm)	12.0	37.0
3	(75mm)	15.0	52.0
2	(50mm)	14.0	66.0
1	(25mm)	14.0	80.0
− 1		20.0	100.0

最大産物サイズは 165mm× 2.2= 365 mm と推定される。

給鉱トン当り所要動力は、次のように計算される。

$$Kw\ /mt=\frac{Wi \times 11.06\ \times\ (\sqrt{F}\ -\sqrt{P})}{\sqrt{F}\ \times\ \sqrt{P}}$$

ここで Wi:仕事指数 10.8 kwh/st

F: 給鉱サイズ 80% 通過 856,000 microns $\sqrt{F}=925$

P: 産物サイズ 80%通過 127,000 microns $\sqrt{P}=356$

従って

$$Kw\ /mt=\frac{10.8 \times 11.06\ \times (925-356)}{925\ \times\ 356}$$

$$=0.206\ kwh/mt$$

総所要動力 Kt は、次の式から求められる。

Kt＝クラッシャ定格能力 mt/h× Kw ／mt

＝1,125mt/h×0.206kwh/mt＝231.8kw

電動機の推奨サイズは上記数値より、衝撃荷重に対処するため 20% ないし 25%大きく取らなければならない。

それゆえ 231.8×1.25＝290 kw..丸めて、最終的に 300 kw とする。

2) エプロンフィーダ

所要能力： 最大 400 mt/h, 最小 1,600 mt/h

粗鉱見掛け比重：1.7 mt/ m^3

鉱石容量: 400 mt/h÷ 1.7 mt/ m^3 ＝235 m^3/h 最小

1,600mt/h÷ 1.7 mt/ m^3＝941 m^3 /h 最大

1,125mt/h÷ 1.7 mt/ m^3＝662 m^3 /h 平均

排出断面積: 1,800 mmW×1,600mmH＝ 2.88 m^2

容積効率： 0.9

エプロン速度:V 235 m^3/h÷(60min/h×2.88 m^2×0.9)＝1.5 m/min 最小

941 m^3/h÷(60min/h×2.88 m^2×0.9)＝6.0 m/min 最大

662 m^3/h÷(60min/h×2.88 m^2×0.9)＝4.3m/min 平均

設計許容張力:T 30,000 kg

所要動力： K＝ VT/6,120＝6m/min×30,000kg/6,120＝29.4→30 kw

選定型式： 神戸製鋼所・; 特重型 18-66AFH

一般的に、エプロンフィーダの処理能力は、給鉱の種類、粒子形状、水分及び粘土含有量など多くの要因に影響される。

このような要因に対処するには、可変速電動機の採用が望ましい。

最大給鉱塊サイズは、一次破砕機の産物から、165 mm×230 mm×330mm.程度と推定される。

3)一次スクリーン

上段を下段の保護スクリーンとした２段デッキのスクリーンが望ましい。各段の網目サイズは、それぞれ上段が 70 mm、下段が 28 mm である。

物質収支は、次のように推定される。

上段網下＝1,125mt/h×45%×90%＝456 mt/h （篩分効率を 90%と仮定した。）

下段網下＝456 mt/h×20/45%×80%＝162 mt/h

下段の場合、篩分効率は粒径が小さくなる等の理由で、上段に比べて低くなる。

網上合計＝1,125mt/h－162 mt/h＝963mt/h

$$A = \frac{Q}{B \cdot I \cdot D \cdot So \cdot Sh \cdot F \cdot O \cdot W \cdot Y \cdot M \cdot Z}$$

ここで A:所要スクリーン面積 (sq ft)

Q :処理量 (st/h)

B :網目サイズに依存する基準能力 0.757 (st/h/ft²)

I :スクリーンの傾斜による係数 0.95 at 20 度

D :段数による係数; 上段 1.00,下段 0.90

So : 給鉱中の網目より大きい粒子による係数

Sh : ハーフサイズ係数、給鉱全体に占める網目の半分以下のサイズの比率%

F :網目の形状による係数、

正方形;1.0, 円; 0.8、矩形:L/S=2～３ ;1.6, L/S=3～６;1.4, L/S>6; 1.1

O :開口率による係数＝1－0,02(50－開口率%)

W :かさ密度による係数＝1.7/1.6＝1.06

Y :粒子の形状による係数、長径／短径の比が３以上で、かつ短径が網目の 1/2～2/3 の粒子が給鉱全体に占めるパーセントによって変わる係数

(5%; 1.00,10%; 0.95, 20%; 0.85)

M: 湿式篩分による係数

乾式;1.0、

湿式 (水を給鉱 m³/h 当り 25～50ℓ掛ける場合に使用)

網目	25.4mm	19.1	12.7	9.5	7.9	4.8	3.2	1.6	0.8
M	2.9	2.71	2.5	2.25	2.1	1.9	1.75	1.5	1.25

Z:湿分及び粘着性の係数

湿った泥状又は粘った岩石、石膏、燐鉱石等； 0.75

表面の濡れた採掘物、水分＞6%で非吸湿性物；0.85

乾燥塊状物質、水分＜4% 1.0

I＝0.95, F＝1, W＝1.06, Y＝1,M＝1,Z＝0.75 と仮定すると上式は次のように表せる。

$$A = \frac{Q}{0.757 \cdot B \cdot D \cdot So \cdot Sh \cdot O}$$

従って

上段 $$A = \frac{1,125 \times 1.102}{0.757 \times 9.0 \times 1 \times 1.19 \times 0.82 \times 1.28} = 145\ ft^2$$

下段 $$A = \frac{456 \times 1.102}{0.757 \times 5.9 \times 0.9 \times 1.5 \times 0.90 \times 1.16} = 104\ ft^2$$

8'×20'Ripl-Flo スクリーン(160 ft²)は上記要求を満足する能力を持っている。

Allis Chalmars の方法によるチェック

Ta＝ Tb×V×H×K×W

ここで Ta: 実際処理能力 (st/ft² /h)

Tb: 基準処理能力 (目開き 2"3/4 で 8.8st/ft²/h)

V: 上、下段のオーバーサイズファクタ;1.42

H: ハーフサイズファクタ、上段;0.8、下段; 0.70
K: コンディションファクタ、 水分 6%以下の乾いた未破砕物 1.25
W: ウェイトファクタ、嵩密度 105 lb/ft³ → 1.05

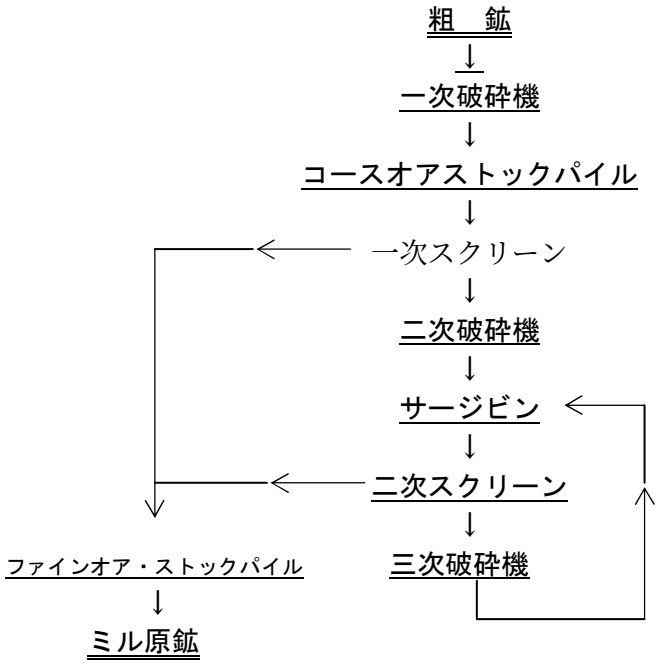
従って Ta＝8.8×1.42×0.8×1.25×1.05÷1.102＝11.91 mt/ft²・h

それ故 所要スクリーン面積 A は、

A＝1,125mt/h/11.91 mt/ft²・h＝94ft²<160 ft²となる。

これは、上記要件を満足する。

4) 二次破砕フローシート



二次破砕機としては、7 ft Symons スタンタード型コーンクラッシャーが推奨された。この型式は標準条件での処理能力は 750 st/h である。標準条件での鉱石嵩比重は、1.6 であり、メートルトンに換算すると

処理能力／台＝750 st/h×0.907mt/st×1.7/1.6＝722 mt/h・台

従って、所要台数は、次のように求められる。

二次破砕機所要台数＝963mt/h÷722 mt/h・台
＝1.33→ 2 台

Taggart:Hand book of Mineral Dressing 4-54.から、破砕産物の粒度分布は次のよう に推定される。

スタンダード・コーンクラッシャの産物粒度分布

粒度 (mm)	網上重量%	積算網上重量%
＋ 35	28	28
25	16	44
17.5	15	59
12.5	12	71
－ 12.5	29	100

産物の最大サイズは、セットから、32 mm×2.2＝70 mm と推定される

スタンダード・コーンクラッシャの所要動力

鉱石トン当り所要動力

$$Kw\ /mt = \frac{Wi \times 11.06 \times (\sqrt{F} - \sqrt{P})}{\sqrt{F} \times \sqrt{P}}$$

ここで　Wi:仕事指数　10.8 kwh/st
F:　給鉱 80% 通過サイズ 140,000 ミクロン　√F＝374
P:　産物 80% 通過サイズ　40,000 ミクロン　√P＝200

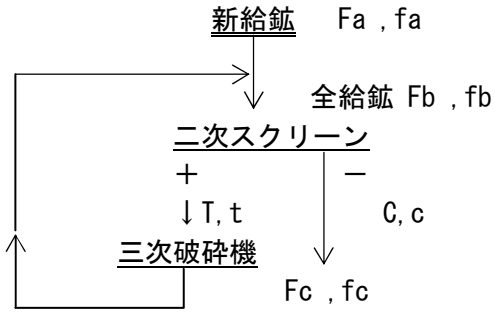
従って

$$Kw\ /mt = \frac{10.8 \times 11.06 \times (374 - 200)}{374 \times 200}$$

＝0.278 kwh/mt

これに、推奨処理量を掛けると、総所要動力
0.278 kwh/mt×722 mt/h＝200.7 kw　となる。
従って、１台当りの推奨電動機出力は
200.7 kw/0.9＝222kw　→　225 kw.　と推定される。

5) 二次スクリーンと三次破砕バランスシート



Taggart Handbook 19-201 より。次の関係式が与えられる。

$$K = Fb / C = (c - t)/(fb - t)$$
$$C = Fa$$
$$F\,b = Fa\,(c - t)/(fb - t)$$

ここで

Fa	： 新給鉱の鉱量＝二次破砕給鉱量	[mt/h]
Fb	： 二次スクリーン全給鉱量	[mt/h]
T	： 二次スクリーン網上鉱量	[mt/h]
C	： 二次スクリーン網下鉱量	[mt/h]
Fc	： 三次破砕産物鉱量	[mt/h]
fa	： 新給鉱中の特定サイズ以下の比率	[%]
fb	： 全給鉱中の特定サイズ以下の比率	[%]

t ：網上中の特定サイズ以下の比率 [%]
c ：網下中の特定サイズ以下の比率 [%]

各産物のマイナス 18 mmサイズ含有量は、所与のカタログ、及びTaggart Handbook、から次のように推定される。

Fa ＝963mt/h＝C
fb ＝ 53%
c ＝ 85%
t ＝ 11%

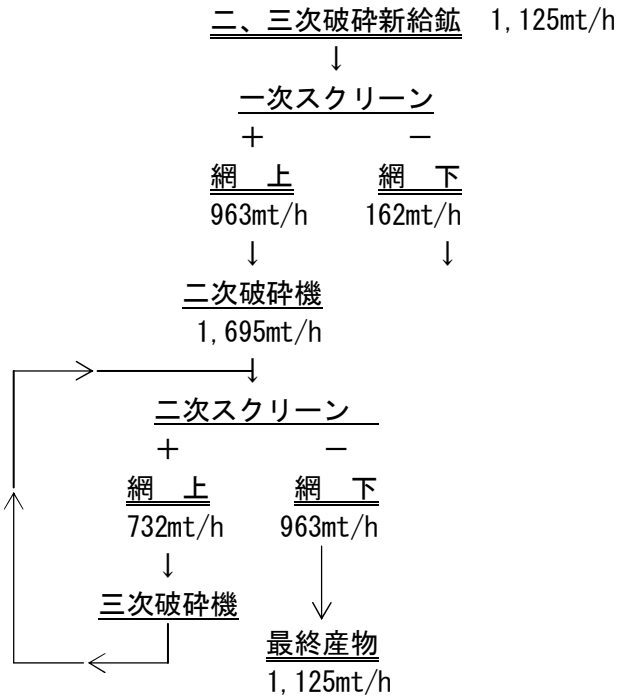
従って

$$K = \frac{c - t}{fb - t} = \frac{85-11}{53-11} = 1.76$$

Fb ＝ Fa ×K＝963mt/h×1.76＝1,695 mt/h
T ＝ Fb －C＝1,695mt/h－963mt/h＝732mt/h

これから、次のよう物質収支が求められる。

二、三次破砕物質収支



二次スクリーンの所要面積は、一次スクリーンと同様な方法で計算される。

$$A = \frac{1,695 \times 1.102}{0.757 \times 5.0 \times 1 \times 1.05 \times 0.95 \times 1.16} = 426\ ft^2$$

これから8'×20' の二次スクリーンの所要台数は

N＝ 426÷(8×20) ＝2.6 → 3台 と推定される。

三次破砕機としては、クローズド・セット (C.S.S) 13 mmと仮定して7' Symons ショートヘッド型コーンクラッシャが推奨される。

7’ ショートヘッド型コーンクラッシャの推奨処理量としては、メーカーのカタログから、次のように求められる。

Q＝300 st/h×0.907mt/st×1.7/1.6＝289 mt/h

従って、三次破砕機の所要台数は

N＝732mt/h÷289mt/h・台＝2.5→ 3 台となる。

鉱石トン当り所要動力は、次のように推定される。

$$Kw\ /mt = \frac{10.8 \times 11.06 \times (\sqrt{F} - \sqrt{P})}{\sqrt{F} \times \sqrt{P}}$$

F:55,000 ミクロン 80%通過,√F:235

P:26,000 ミクロン 80%通過,√P:161

従って

$$Kw\ /mt = \frac{10.8 \times 11.06 \times (235 - 161)}{235 \times 161} = 0.198\ kwh/mt$$

推奨電動機出力 P は

P＝0.198 kwh/mt×450 mt/h×1.25＝112 kw.

この値は、設計実据付電動機出力 225 kw より小さいので、所与要件を満たしている。

スペヤパーツを最少にするため、三次破砕の動力を二次破砕にそろえる事が望ましい。

6) バイブレーティングフィーダ

制御性の容易な事、騒音、価格等を考慮に入れると、バイブレーティングフィーダで安川電機のユーラスフィーダを選定するのが有利である。.

コースオア・ストックパイルの抜出しには、常態として 2 台のバイブレーティングフィーダの運転が想定される。従って、平均処理量は、1,125 mt/h/2＝563 mt/h・台と推定される。しかし、フィーダの選定は、一時的な生産増を踏まえた上で行う事が必要であった。カタログ資料から、1,400 mmW× 1,500 mmL（処理能力 :1,000 mt/h ・台）の型式が、この仕事に好適である。

コースオアストックパイルの活量を増やすために、フィーダ 4 台設置の事とする。（2 台運転、2 台予備).サージビンからの抜出しに対する理論処理量は 1,695 mt/h/3 台＝565 mt/h・台と推定されるが、上記の場合と同じ理由で、この仕業に対しても、同一型式を選定する事が必要であった。

電動機出力はメーカーカタログから、3.7 kw×2 ／台と設定される。

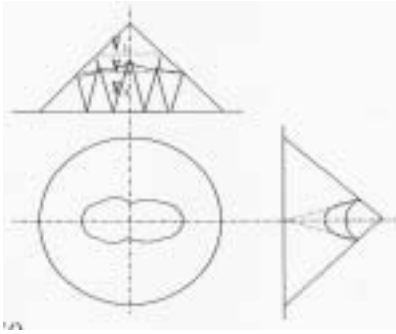
鉱石の流動を容易にし、1,000 mt/h・台の最大処理能力の要請を満足するために、各トラフには、下流に向けて 12° の下り勾配を持たせている。

これらの仕業に対して、鉱石中の水分や粘土含有量、鉱石のサイズ等の変動などの条件に対応するため各 2 台ずつ変速制御装置が取付けられる事になっている。

速度制御は、中央制御室から、電気式の遠隔制御装置により自動、或いは手動式に行う事ができる。

7) **コースオアストックパイル**

次の仮定が行われた。
リブ貯鉱量: 破砕操業 6 時間分の容量とする。
デッドを含めた全貯鉱量: 破砕操業 24 時間分の容量とする。
安息角: 40°
抜出角: 70°
引抜き開口部 : 4 箇所



厳密には、可動鉱量の計算は非常に複雑であるが、この場合では小型のビンのような精度は必要ではない。

可動鉱量の計算を簡略化するため、可動鉱量の容積を三つの部分に分割する。

V1 : パイル頂上部の完全な円錐部分
V2 : 中間部の円錐台部分
V3 : 底部の四つの倒立円錐部分

V1 ＝π/3・ r2 h＝3.14×82 ×6.4÷3＝429m3
V2 ＝1/3・h(B＋b＋Bb)
ここで h: 高さ＝7.5m
b: 下底面積＝ 3.14× 52 ×4＝314m2
B: 上底面積＝ 420 m2 図式積算で求めた。
故に V2 ＝1/3・7.5×(314＋420＋314×420)＝ 2,742 m3
V3 ＝π/3・ r2 h×4＝3.14×52 ×11×4 ÷3＝1,151m3

V＝ V1 ＋ V2 ＋ V3 ＝429m3 ＋ 2,742 m3 ＋1,151m3 ＝4,322m3

従って, 貯鉱の可動重量 T は
T＝ 4,322m3 × 1.7 t/m3 ＝7,347 mt.となる。

二次破砕用の貯鉱量が、採鉱量の減少、一次破砕場の予定外の休転等の理由で不足した場合には、デッドストックの一部を掻寄せる事とする。
この目的のため、D6 クラスのブルドーザ使用される事になろう。

コースオアストックパイルの屋根は取付けないものとする。
その理由は、パイルの上に降った雨は、鉱石サイズが粗い事により透水性が大きいため鉱石の引抜き開口部には重大な障害を引起こす程は流れ込まない事が期待されるからである。

雨水の排出のために、No,3 ベルトコンベヤ、及びトンネル床には、1/50 程度の緩かな勾配を付けるものとする。

異常に激しい大雨の場合は、クレータ内の鉱石が崩落するのを防止するために、 No.3 ベルトコンベヤへの給鉱を停止するものとする。
その確率は、雨季ごとに、二三度と考えられる。

8) 破砕場ベルトコンベヤ

8-1 ベルトコンベヤの設計

鉱石の性状からコンベヤの最大勾配は、一次破砕産物については 16°、二三次破砕系統については 18° 以下に限定される。

特殊形式のベルトの調達は困難である事を考慮し、通常の平ベルトを原則的に選定する事とした。

8-2 ベルト最小巾

ベルトの最小巾は、鉱石粒塊の最大サイズから決定しなければならない。
鉱石の最大塊サイズとベルト巾の関係を、次表に示す。

表 1　最大塊サイズとベルト巾の関係

ベルトの最小巾 (mm)	400	500	600	750	900	1,050	1,200
最大塊サイズ (mm)	100	150	200	250	300	400	500

No.1 ベルトコンベヤ (No.1BC) はエプロンフィーダからの脱鉱キャッチャとして機能　させるため、そのベルト巾は当然エプロンフィーダより広くなければならない。
その他のコンベヤ巾は、被運搬物のトン数から決定された。、
標準的なベルト速度は次表から選定された。

表 2　鉱石用標準ベルト速度:v

ベルトの巾 (mm)	400	600	900	1,500	≧ 1,600
ベルト速度(m/min)	75	90	120	150	180

8-3. ベルトコンベヤの運搬能力 Qm

$Q_m = Q_t / \gamma = 60 \cdot k1 \cdot K2 \cdot (0.9b - 0.05)^2 \cdot v$

ここで　Q_m　：ベルトコンベヤの運搬能力　[m^3 /h]
Q_t　：運搬トン数　[mt/h]
γ　：嵩比重 t　[t/ m^3]
k_1　：コンベヤの勾配による係数
K_2　：トラフ角と側角による係数
v　：ベルト速度　[m/min]
b　：ベルト巾　[m]

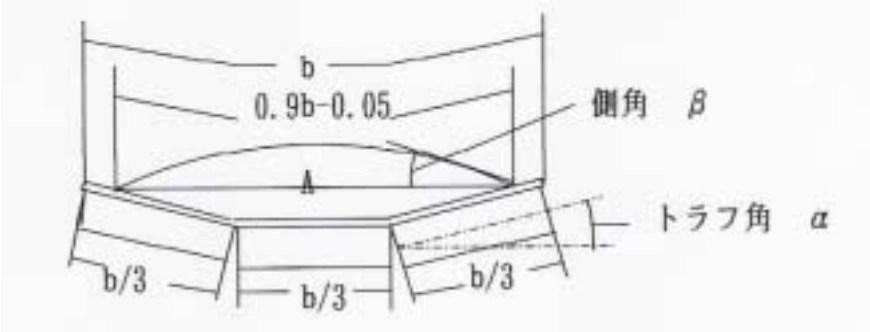


表 3：.k1 コンベヤの勾配による係数:

勾配　角度(°)	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
K_1	1.00	0.09	0.98	0.97	0.95	0.93	0.91	0.89	0.85	0.81
勾配　角度(°)	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
K_1	0.78	0.76	0.73	0.71	0.68	0.66	0.64	0.61	0.59	0.56

表 4： k_2　トラフ角αと側角βによる係数

α ＼ β	10°	20°	30°
0°	0.0292	0.0591	0.0906
20°	0.0963	0.1245	0.1538
30°	0.1248	0.1488	0.1757
40°	0.1406	0.1628	0.1862
45°	0.1485	0.1698	0.1915

表 5　ベルト巾とトラフ角αとの関係

ベルト巾	標準トラフ角	最大トラフ角
400 mm	20°	20°
400～500	20°	30°
600～750	30°	45°
900～	30°	60°

8-3-1　No.1 BC の最小ベルト速度

$Q_m = Q_t / \gamma = 60 \cdot k1 \cdot K2 \cdot (0.9b - 0.05)^2 \cdot v$

Q_m　:1,340 mt/h max., γ:1.7,k1:1.0,K2:0.1245,b:1.80m

$v = 1,340 \div \{60 \times 1.7 \times 1.0 \times 0.1245 \times (0.9 \times 1.8 - 0.05)\ 2\}$

$= 42.8$m/min

将来の増処理、休転時の補償を考慮して No.1BC の速度は 70 m/min とした。

8-3-2　No.2 BC の最小ベルト速度

$Q_m = Q_t / \gamma = 60 \cdot k1 \cdot K2 \cdot (0.9b - 0.05)^2 \cdot v$

Q_m　:1,340 mt/h max., γ:1.7,k1:0.91 for 14° 30', ,K2:0.1488,b:1.05m

$v = 1,340 \div \{60 \times 1.7 \times 0.91 \times 0.1488 \times (0.9 \times 1.05 - 0.05)^2\} = 121.1$m/min

余裕率 10%を考慮して、ベルト速度は最終的に

121.1m/min×1.1＝133.2→135 m/min とした。

8-3-3 No.3 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)2 ・v

Qm:1,500 mt/h max., γ:1.7,k1:0.93for 12° ,K2:0.1488,b:1.05m

v＝ 1,500÷{60×1.7×0.93×0.1488×(0.9×1.05－0.05) 2 }

＝132.7m/min

余裕率 15%を考慮して、ベルト速度は最終的に

132.7m/min×1.15＝152.6→155 m/min とした。

8-3-4 No.4 & 5BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)^2 ・v

Qm :750 mt/h max., γ:1.7,k1:0.93for 13° 16'K2:0.1488,b:0.90m

v ＝ 750÷{60×1.7×0.93×0.1488×(0.9×0.90－0.05)^2 }

＝ 60.9m/min

片側１系統休転時の補償のための余裕率 180%を考慮して、ベルト速度は最終的に

60.9m/min×1.80＝109.6→110m/min とした。

8-3-5 No.6 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)^2 ・v

Qm:1,870 mt/h max., γ:1.7,k1:0.95for 10° ,K2:0.1488,b:1.20m

v＝1,870÷{60×1.7×0.95×0.1488×(0.9×1.20－0.05) 2 }

＝122.2m/min

余裕率 15%を考慮して、ベルト速度は最終的に

122.2m/min×1.15＝140.5→1501m/min とした。

8-3-6 No.7 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)^2 ・v

Qm :1,870 mt/h max., γ:1.7,k1:0.90for 15° ,K2:0.1488,b:1.20m

v ＝ 1,870÷{60×1.7×0.90×0.1488×(0.9×1.20－0.05)^2}

＝129.0m/min

余裕率 15%を考慮して、ベルト速度は最終的に

129.0m/min×1.15＝148.4→1501m/min とした。

8-3-7 No.8,9 & 10BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)^2・v

Qm :625 mt/h max., γ:1.7,k1:0.91for 13° 53'K2:0.1488,b:0.90m

v ＝ 625÷{60×1.7×0.91×0.1488×(0.9×0.90－0.05)^2}

＝ 78.3m/min

片側１系統休転時の補償のための余裕率 40%を考慮して、ベルト速度は最終的に

78.3m/min×1.40＝109.6→110m/min とした。

8-3-8 No.11 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)^2・v

Qm :250 mt/h max., γ:1.7,k1:1.00for 0° ,K2:0.1488,b:1.20m

v ＝ 250÷{60×1.7×1.00×0.1488×(0.9×1.20－0.05)^2}

＝ 15.5m/min

ホッパ中のブリッジが崩落する時のショックロードを考慮してベルト速度は最終的に 135 m/min とした。

8-3-9 No.12 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)²・v
Qm :1,500 mt/h max., γ:1.7,k1:0.97for 6° 57' ,K2:0.1488,b:1.20m
v ＝ 1,500÷{60×1.7×0.97×0.1488×(0.9×1.20－0.05)²}
＝ 96.0m/min
余裕率 40%を考慮して、ベルト速度は最終的に
96.0m/min×1.40＝134.4→1351m/min とした。

8-3-10 No.13 BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)²・v
Qm :1,500 mt/h max., γ:1.7,k1:0.90for 14° 39' ,K2:0.1488,b:1.05m
v ＝ 1,500÷{60×1.7×0.90×0.1488×(0.9×1.05－0.05)²}
＝ 137.0m/min
余裕率 10%を考慮して、ベルト速度は最終的に
137.0m/min×1.10＝150.7→1551m/min とした。

8-3-11 No.14 & 15BC の最小ベルト速度

Qm ＝ Qt ／γ＝60・k1・K2・(0.9b－0.05)2 ・v
Qm :1,500 mt/h max., γ:1.7,k1:0.88for 16° 20'K2:0.1488,b:1.20m
v ＝ 1,500÷{60×1.7×0.88×0.1488×(0.9×1.20－0.05) 2 }
＝ 105.9m/min
余裕率 20%を考慮して、ベルト速度は最終的に
105.9m/min×1.20 ＝127.1→135m/min とした。

8-4.所要動力の計算

所要動力 P:	$P = P_1 + P_2 \pm P_3 + P_t$	[kw]
無負荷コンベヤ動力 P_1 :	$P_1 = 0.06fWv(l + l_0)/367$	[kw]
水平負荷動力 P_2 :	$P_2 = f \cdot Qt\ (l + l_0)/367$	[kw]
垂直負荷動力 P_3 :	$P_3 = \pm\ h \cdot Q_t/367$ 下向きー	[kw]
トリッパ動力 P_t :	$P_t = 0$	[kw]

ここで l ： ベルトコンベヤ水平長（プーリー芯芯距離） [m]
l_0 ： コンベヤ水平長修正値、付表参照 [m]
h ： 揚程 [m]
Q_t ： 輸送量 [mt/h]

v ： ベルト速度 [m/min]
W ： 無負荷時の可動部分重量 [kg/m]
W_1 ： ベルトの重量 [kg/m]
μ ： ベルトとプーリー間の摩擦係数
θ ： ベルトの巻き付き角 [rad]
l_c ： キャリヤローラの間隔 [m]
l_r ： リターンローラの間隔 [m]

ｆ ： ローラの回転摩擦係数

表 6.ローラの回転摩擦係数 ｆとコンベヤの水平長修正値 l_0

ローラの構造	f	l_0
普通型ローラ	0.03	49
特殊低抵抗、精密仕上げローラ	0.022	66
下り勾配コンベヤ	0.012	156

表 7 ベルト巾と可動部重量 W, ベルト重量 W_1 、トリッパ動力 P_t

ベルト巾 mm	ベルト巾 in	W kg/m	W_1 kg/m	P_t kw
400	16	22.4	4.5	
450	18	28	7.0	1.5
500	20	30	7.5	
600	24	35.5	9.0	
750	30	53	13.0	
900	36	63	15.5	2.65
1,050	42	80	23.0	
1,200	48	90	26.0	3.55
1,400	56	112	33.0	
1,600	64	125	38.0	5.0
1,800	72	150	46.0	
2,000	80	160	51.0	6.0

表 8.ベルトとプーリー間の摩擦係数 μ

プーリ	運転条件	μ
裸の鋼製	泥水で濡れている。 湿っている 乾いている	0.1 0.1～0.2 0.25
溝付きゴム ラギング	泥水で濡れている。 湿っている 乾いている	0.2 0.2～0.3 0.35

a)ベルト張力の計算

有効張力： F_p ＝6,120P/v [kg]

緩み側張力： F_2 ＝ Fp / $e^{\mu\theta-1}$ [kg]

傾斜張力： F_3 ＝ W1 (h±f・l) 下り勾配＋ [kg]

最小張力： 次のうち大きな方を採用する。

キャリヤ側； F_4 ＝50/8・ l_c (Qt /0.06v＋ W_1)

リターン側； F_4 ＝50/8・ l_r ・ W_1

b)最大張力：　　次のうち最大のものを採用する。

F_{max} ＝ F_p ＋ F_2　or　F_p ＋ F_4　（水平）

F_{max} ＝ F_p ＋ F_2　or　F_p ＋ F_3 ＋ F_4 （傾斜）

c)安全率 S:

帆布ベルト　　$S=\sigma_c \times b \times n / F_{max}$

スチールコード　$S=\sigma_s \times n / F_{max}$

ここでσ_c ： １プライ当り強度　　[kg/cm・ply]

σ_s ： コード１本当り強度　　[kg/cord]

8-4-1.No.1 BC の所要動力

ここで B=1,800mm, Q_t ＝1,340mt/h,h＝0m,l＝ 11.7m,v＝70m/min,ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03

従って　P_1 ＝0.06×0.03×150×70×(11.7＋49)/367＝3.13kw

P_2 ＝0.03×1,340×(11.7＋49)/367＝6.65kw

P_3 ＝＋(0×1,340)/367＝0

P_t ＝0

それ故　P ＝3.13＋6.65＝9.78kw

推奨電動機出力 P_m は 9.78/0.8＝12.23→15kw.

8-4-2.No.2 BC の所要動力

ここで B=1,050mm, Q_t ＝1,340mt/h,h＝51.5m,l＝197.5m,v＝135m/min, ゴム ラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03

従って　P_1 ＝0.06×0.03×80×135×(197.5＋49)/367＝13.06kw

P_2 ＝0.03×1,340×(197.5＋49)/367＝27.00kw

P_3 ＝＋(51.5×1,340)/367＝188.04kw

P_t ＝0

それ故　P ＝13.06＋27.00＋188.04＝228.1kw

推奨電動機出力 P_m は、228.1/0.8＝285.12→150kw×2=300kw

8-4-3. No.3 BC の所要動力

ここで B=1,050mm, Q_t ＝1,500mt/h,h＝5.5m,l＝68.5m,v＝155m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03

従って　P_1 ＝0.06×0.03×80×155×(68.5＋49)/367＝7.15kw

P_2 ＝0.03×1,500×(68.5＋49)/367＝14.41kw

P_3 ＝＋(5.5×1,500)/367＝22.48kw

P_t ＝0

それ故　P ＝7.15＋14.41＋22.48＝44.04kw

推奨電動機出力　P_m は、44.04/0.8＝55.05→55kw

8-4-4. No.4 & 5BC の所要動力

ここで B= 900mm, Q_t ＝ 750mt/h,h＝10.8m,l＝ 45.8m,v＝110m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03

従って　P_1 ＝0.06×0.03×65×110×(45.8＋49)/367＝3.32kw

P_2 ＝0.03×750×(45.8＋49)/367＝5.81kw

P_3 ＝＋(10.8×750)/367＝22.07kw

P_t ＝0
それ故　P ＝3.32＋5.81＋22.07＝31.2kw
推奨電動機出力 P_m は、31.2/0.8＝39→45kw

8-4-5. No.6 BC の所要動力
ここで B=1,200mm, Q_t ＝1,870mt/h,h＝3.2m,l＝69.2m,v＝150m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03
従って　P_1 ＝0.06×0.03×90×150×(69.2＋49)/367＝7.83kw
P_2 ＝0.03×1,870×(69.2＋49)/367＝18.07kw
P_3 ＝＋(3.2×1,870)/367＝16.31kw
Pt ＝0
それ故　P ＝7.83＋18.07＋16.31＝42.21kw
推奨電動機出力 P_m は、42.21/0.8＝52.76→55kw

8-4-6. No.7 BC の所要動力
ここで B=1,200mm, Q_t ＝1,870mt/h,h＝19.4m,l＝68.31m,v＝150m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03
従って　P_1 ＝0.06×0.03×90×150×(68.31＋49)/367＝7.77kw
P_2 ＝0.03×1,870×(68.31＋49)/367＝17.93kw
P_3 ＝＋(19.4×1,870)/367＝98.85kw
P_t ＝0
それ故　P ＝7.77＋17.73＋98.85＝124.55
推奨電動機出力　Pm は、125.55/0.8＝155.69→150kw

8-4-7. No.8,9 & 10 BC の所要動力
ここで B= 900mm, Q_t ＝ 625mt/h,h＝10.4m,l＝44.68m,v＝105m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03
従って　P_1 ＝0.06×0.03×65×105×(44.68＋49)/367＝ 3.14kw
P_2 ＝0.03× 625×(44.68＋49)/367＝4.79kw
P_3 ＝＋(10.4× 625)/367＝17.71kw
Pt ＝0
それ故　P ＝3.14＋4.79＋17.71＝25.64kw
推奨電動機出力 P_m は、25.64/0.8＝32.05→ 37kw

8-4-8. No.11 BC の所要動力
ここで=1,200mm, Q_t ＝1,500mt/h, h＝0.0m,l＝14.0m,v＝135m/min, ゴムラギング駆動プーリ,θ:200°=3.49rad,μ＝0.3,W＝150kg/m,f＝0.03
従って　P_1 ＝0.06×0.03×90×135×(14.0＋49)/367＝3.75kw
P_2 ＝0.03×1,500×(14.0＋49)/367＝ 7.72kw
P_3 ＝＋(0.0×1,500)/367＝ 0.00kw
P_t ＝0
それ故　P ＝3.75＋ 7.72＝11.47kw
推奨電動機出力 P_m は、11.47/0.8＝14.34→15kw

8-4-9. No.12 BC の所要動力

ここで=1,200mm, Q_t =1,500mt/h, h= 4.6m, l= 46.7m, v=135m/min, ゴムラギング駆動プーリ, θ:200° =3.49rad, μ=0.3, W=150kg/m, f=0.03

従って　P_1 =0.06×0.03×90×135×(46.7+49)/367=5.70kw

P_2 =0.03×1,500×(46.7+49)/367=11.73kw

P_3 =+(4.6×1,500)/367=18.80kw

P_t =0

それ故　P =3.70+11.73+18.80=36.23kw

推奨電動機出力 Pm は、36.23/0.8=45.28 →45kw

8-4-9. No.13 BC の所要動力

ここで B=1,050mm, Q_t =1,500mt/h, h=20.1m, l=77.1m, v=155m/min, ゴムラギング駆動プーリ, θ:200° =3.49rad, μ=0.3, W=150kg/m, f=0.03

従って　P_1 =0.06×0.03×80×155×(77.1+49)/367=6.67kw

P_2 =0.03×1,500×(77.1+49)/367=15.46kw

P_3 =+(20.1×1,500)/367=82.15kw

P_t =0

それ故　P =6.67+15.46+82.15=104.28kw

推奨電動機出力 P_m は、104.28/0.8=130.35→150kw

8-4-10.No.14 & 15 の所要動力

ここで B=1,200mm, Q_t =1,500mt/h, h= 4.5m, l= 15.5m, v=135m/min, ゴムラギング駆動プーリ, θ:200° =3.49rad, μ=0.3, W=150kg/m, f=0.03

従って　P_1 =0.06×0.03×90×135×(15.5+49)/367=3.84kw

P_2 =0.03×1,500×(15.5+49)/367= 7.91kw

P_3 =+(4.5×1,500)/367=18.39kw

P_t =0

それ故　P =3.84+7.91+18.39=30.14kw

推奨電動機出力 P_m は、30.14/0.8=37.68 →37kw

表 9. 駆動係数　$1 / e^{\mu\theta-1}$

θ	μ			
	0.35	0.30	0.25	0.20
180°	0.499	0.638	0.838	1.140
200	0.418	0.541	0.718	0.990
210	0.384	0.499	0.667	0.925
220	0.353	0.462	0.621	0.866
230	0.325	0.428	0.579	0.812
240	0.300	0.399	0.541	0.763
360	0.125	0.179	0.262	0.399
420	0.083	0.125	0.190	0.300

8-5. No.1 belt conveyor の有効張力の計算

F_p ＝6,120×9.78kw/70m/min＝855 kg

F_2 ＝ F_p /$e^{\mu\theta-1}$ ＝855kg×0.541＝462kg（巻き付き角 200°，μ＝0.3）

最小張力 :F_4 ＝50/8・lc（Qt /0.06v＋ W_1 ）

ここで l_c :1.0m, l_r :2.0m,v:70m/min, Q_t :1,340mt/h, W_1 :58kg/m

T_{4c}＝50/8×1.0m(1,340mt/h/0.06×70m/min＋58kg/m)＝2,357kg

T_{4r}＝50/8×2.0m×58kg/m

最大張力 : F_{max} ＝ F_p ＋ T_{4c}＝855kg＋2,357kg＝3,212kg

その他のコンベヤの張力計算はここでは省略するが、その計算結果は別表「ベルトコンベヤの仕様一覧表」に示した。

8-6. ヘッドプーリの回転速度（n:rpm）

[No.1BC]　ここで　v＝70m/min,プーリ直径 D＝900 mmϕ＝0.9mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝70 m/min÷(3.14×0.9m)＝24.76rpm

[No.2BC]　ここで　v＝135m/min, プーリ直径 D＝900mmϕ＝1.0mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝135m/min÷(3.14×1.0m)＝42.78rpm

[No.3BC]　ここで　v＝155m/min, プーリ直径 D＝800 mmϕ＝0.8mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝155m/min÷(3.14×0.8m)＝61.67rpm

[No.4 & 5BC]　ここで　v＝110m/min, プーリ直径 D＝800mmϕ＝0.8mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝110m/min÷(3.14×0.8m)＝44.77rpm

[No.6BC]　ここで　v＝150m/min, プーリ直径 D＝800mmϕ＝0.8mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝150m/min÷(3.14×0.8m)＝59.68rpm

[No.7BC]　ここで　v＝150m/min, プーリ直径 D＝980 mmϕ＝0.98mϕ
従って　n＝ v/(πD)＝150m/min÷(3.14×0.98m)＝48.72rpm

[No.8,9,10BC]　ここで v＝105m/min, プーリ直径 D＝800 mmϕ＝0.8mϕ
従って n＝ v/(πD)＝105m/min÷(3.14×0.8m)＝41.78rpm

[No.11BC]　ここで v＝135m/min, プーリ直径 D＝800mmϕ＝0.8mϕ
従って n＝ v/(πD)＝135m/min÷(3.14×0.8m)＝53.71rpm

[No.12BC]　ここで v＝135m/min, プーリ直径 D＝800 mmϕ＝0.8mϕ
従って n＝ v/(πD)＝135m/min÷(3.14×0.8m)＝53.71rpm

[No.13BC]　ここで v＝155m/min, プーリ直径 D＝1,20mm,ϕ＝1.2mϕ
従って n＝ v/(πD)＝155m/min÷(3.14×1.2m)＝41.11rpm

[No.14&15BC]　ここで v＝135m/min, プーリ直径 D＝800mmϕ＝0.8mϕ
従って n＝ v/(πD)＝135m/min÷(3.14×0.8m)＝53.71rpm

8-7. 電動機回転速度 N、及びスプロケットギヤ減速比 i

[No.1BC]　ここで GM-15-DNP, 4p, 50Hz, 400V,1/30
N＝1,500(1－0.03)×1/30＝48.5rpm
i_t ＝48.5/24.76＝1.956　理論ギヤ比
i_a ＝ N_{ts}/N_{tb}＝35/19＝1.842　実際ギヤ比

[No.2BC]　ここで TKB-300, 6p, 1/22.5
N＝1,000(1－0.03)×1/22.5＝43.1rpm 直結駆動

[No.3BC]　ここで GM-55-DSP, 4p, 50Hz, 400V, 1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/61.7＝1.573
i_a ＝30/19＝1.579

[No.4 & 5BC]　ここで GM-45-DSP, 4p, 50Hz, 400V, 1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/44. 8＝2.165
i_a ＝40/18＝2.220

[No.6BC]　ここで GM-55-DSP, 4p, 50Hz, 400V, 1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/59.7＝1.624
i_a ＝30/18＝1.667

[No.7BC]　ここで SB-E150, 6p, 1/20
N＝1,000(1－0.03)×1/20＝48.5rpm,　直結駆動

[No.8,9,10BC]　ここで GM-37-DRP,4p,50Hz,400V,1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/41.78＝2.322
i_a ＝35/15＝2.333

[No.11BC]　ここで GM-11-DL, 6p, 1/20
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/53.71＝1.805
i_a ＝30/17＝1.765

[No.12BC]　ここで GM-55-DSP, 4p, 50Hz, 400V, 1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/53.71＝1.805
i_a ＝30/17＝1.765

[No.13BC]　ここで SB-E150, 6p, 1/20
N＝1,000(1－0.03)×1/20＝48.5rpm,直結駆動

[No.14&15BC]　ここで GM-37-DRP, 4p, 50Hz, 400V, 1/15
N＝1,500(1－0.03)×1/15＝97rpm,　i_t ＝97.0/53.71＝1.805
i_a ＝30/17＝1.765

8-8. コンベヤベルトの選定

角張った塊鉱に対して、耐磨耗性と耐衝撃性を持たせるためには、それぞれの鉱石サイズに対して、一定のゴムの厚みを必要とする。

8-8-1 各コンベヤの最大鉱石サイズ

各コンベヤに対する鉱石サイズを表 10 に示す。

表 10 各コンベヤに対する鉱石サイズ

最大鉱石サイズ	コンベヤ No.
350mm (14″)	No,1,2,3,4,5BC
70mm (2″1/2)	No,6,7,8,9,10 BC
25mm (1″)	No,11,12,13,14,15,BC

8-8-2.コンベヤベルトの仕様（バンドー化学㈱）

上記のデータ、及びメーカーのカタログを参照して、我々は次のようにコンベヤベルトの選定を行った。

[スチール　コード　ST-1250]: No.2BC
ベルト巾: 1,250 mm,上カバーゴム: 8 mm,下カバーゴム: 6 mm
引張り強度: 1,250 kg/cm 以上
コード直径: 4.6 mmφ, コード構造:7×7,コードピッチ:14.5 mm,
コード数:70,コード素線メッキ:亜鉛

[バンロン#900] : No.1 BC
ベルト巾: 1,800 mm, 上カバーゴム:15 mm, 下カバーゴム: 6 mm
クッションゴム:耐磨耗、耐衝撃性,
引張り強度: 900 kg/cm 以上
カバーゴム伸び率: 新品 450%, 老化後 400%

[バンロン#800]: No,3, 4, 5, 7, 14, 15 BC
ベルト巾: 1,200 mm, 1,050 mm, 900 mm, 3 プライ
上カバーゴム: 6 mm, 下カバーゴム: 2 mm,
引張り強度: 800 kg/cm 以上
カバーゴム伸び率: 450%, 老化後 380%

[バンロン#500]: No,6,11,12,13 BC
ベルト巾: 1,200 mm, 750 mm, 3 又は 2 プライ
上カバーゴム: 6 mm 又は 4 mm, 下カバーゴム:2 mm,
引張り強度: 500 kg/cm 以上
カバーゴム伸び率: 新品 450%, 老化後 380%

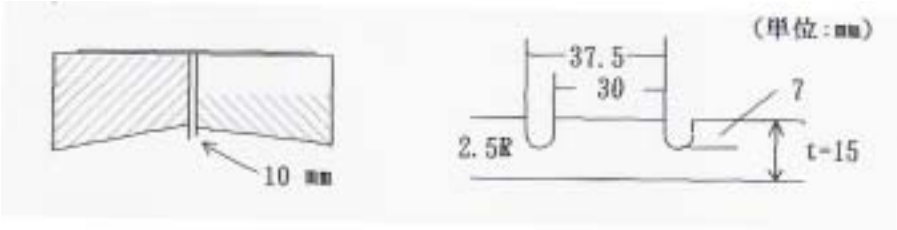
[バンロン#400]: No,8,9,10 BC
ベルト巾: 900 mm, 2 プライ
上カバーゴム: 6 mm, 下カバーゴム: 2 mm,
引張り強度: 400 kg/cm 以上

カバーゴム伸び率: 新品 450%, 老化後 380%

8-9. ヘッドプーリ、ゴムラッギングの仕様

型式：Model 5,特殊ダブルヘリカル

プーリ巾：ベルト巾＋150 mm



8-10. ローラの仕様

普通型キャリヤ：	［三機工業］	BKM 20° 3 ローラ型
		BKM 30° 3 ローラ型
自動調芯キャリヤ：		2° 前方傾斜 3 ローラ型
普通型リターンローラ：		フラット 1 ローラ型
自動調芯リターンローラ：		2° 前方傾斜 2 ローラ型

JIS 三槽
キャリヤローラ

インパクト
キャリヤローラ

自動調芯
キャリヤローラ/KAC

ガーランド
キャリヤローラ/GCR

フラット
キャリヤローラ/KFC

フラットインパクト
キャリヤローラ /KFIC

自動調芯
リターンローラ/KAR

リターンローラ/KR

スパイラル
リターンローラ/KSR

ゴムスリーブ付
リターンローラ/KGR

キャリヤ用　　フラット用

ガイドローラ/CG　　ガイドローラ/FG

8-11. 付属品

ベルトクリーナ：ヘッドプーリ外側；超硬チップ付き掻板式
テールプーリ内側； V 型スクレーパー
非常スイッチ： ベルトコンベヤ側面プルスイッチ
蛇行検出器： 傾転スイッチ型
ホッパ閉塞検出器：吊下げスイッチ型

ヘッドプーリ外側；超硬チップ付き掻板式

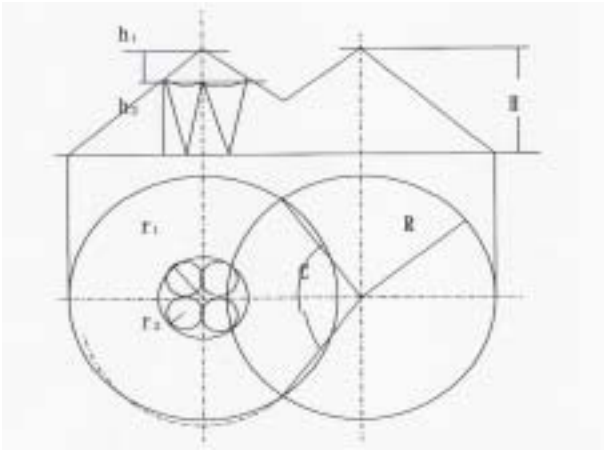
傾転スイッチ型

ホッパ閉塞検出器

9) ファインオア・ストックパイル

9-1. 設計概念

ファインオア・ストックパイルの構造は、必要な貯鉱容量を得るのと建設費を最小に抑えるように設計された。ストックパイルは、相互に部分貫入した二つの円錐から構成されている。各円錐の寸法は、 55.6mφ×24mH で、安息角 40° を想定している。



ファインオア・ストックパイルの概念図

9-2. デッドストックを含む全容積 V の計算

$V = (V_1 - V_2) \times 2$

ここで 完全な円錐 1 個の容積: V_1

$V_1 = \pi/3 \cdot R2\ H = 3.14 \times 27.82 \times 24/3 = 19,413\ m^3$

貫入部の容積 : V_2

弓形の面積: S

$S = 1/2 \cdot R2\ (C - \sin C)$

ここで中心角 C の単位はラディアンである。

$= 1/2 \cdot 27.82\ (1.918 - 0.940) = 378\ m^2$

従って　V_2 ＝378 m^2 ×6.7/3＝844 m^3

V ＝(19,413－844)×2＝37,138 m^3

それ故　最大鉱石総トン数 T は

T ＝37,138 m^3 ×1.7 mt/m^3 ＝63,135 mt.

9-3. 可動鉱量（ライブストック） V_a の計算

計算を簡略化するために、可動鉱石容量をそれぞれ二つの完全な円錐の体積 V'_1 と八つの倒立円錐の体積 V'_2 に分割した。

$V'_1 = \pi/3 \cdot r_1^2 \ h_1 \times 2 = 3.14 \times 122 \times 9 \times 2/3 = 2{,}713\ m^3$

$V'_2 = \pi/3 \cdot r_2^2 \ h_2 \times 8 = 3.14 \times 62 \times 15 \times 8/3 = 4{,}521\ m^3$

これから可動鉱石容量は次の式で与えられる。

$V' = V'_1 + V'_2 = 2{,}713\ m^3 + 4{,}521\ m^3 = 7{,}234\ m^3$

従って可動鉱石重量は　7,234 m^3 ×1.7 mt/m^3 ＝12,298 mt.となる。

ファインオア・ストックパイルの各円錐の中心部は、八角錐形の屋根で覆い、大雨による崩落被害を防止する事とした。

以上