

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**Programa Académico de Ingeniería Geología, Minas y  
Metalurgia**

---

**“Estudio del Transporte en la Mina  
Caudalosa Grande-Hca”**

**Luis Alejandro Valverde Trinidad**

**Para optar el Título de Ingeniero de Minas**

**Lima - Perú**

**1979**

"ESTUDIO DEL TRANSPORTE EN LA MINA CAUDALOSA GRANDE"

SUMARIO

INTRODUCCION

CAPITULO I.- GENERALIDADES

1. Ubicación y Accesibilidad
2. Fisiografía
3. Historia
4. Organización de la Compañía.
5. Mano de Obra

CAPITULO II.- TRANSPORTE ACTUAL EN LA MINA

1. Transporte subterráneo
2. Sistema de Izaje en la Mina
3. Transporte en superficie :Pique 3E -Concentradora

4. Necesidad de mejorar el transporte

5. Reservas de mineral

**CAPITULO III.- AUMENTO DE LA CAPACIDAD DE TRANSPORTE  
EN LA MINA CAUDALOSA GRANDE**

1. Aumento de la capacidad de transporte subterrá  
neo:

1.a Locomotoras. Capacidad

1.b Tolva Niv. 450. Chut de Control. Capacidad

1.c Volteadora. Capacidad

2. Aumento de la capacidad en el sistema de izaje

2.a Sistema de Izaje. Descripción

2.b Selección de sistemas

2.c Cálculos

2.d Sistemas de izaje adecuados

3. Aumento de la capacidad de transporte en super  
ficie:

3.a Tolvas . Capacidad

3.b Fajas transportadoras. Capacidad

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- oOo -

## INTRODUCCION

Presento este trabajo intitulado: "ESTUDIO DEL TRANSPORTE EN LA MINA CAUDALOSA GRANDE-HCA", con el objeto de optar el título de Ingeniero de Minas.

La necesidad de aumentar nuestra capacidad de extracción y alimentación a la Planta Concentradora, bajar los costos, hicieron posible la realización de este Estudio.

Luego de la exposición en lo que respecta a aspectos generales de la mina Caudalosa, se analiza el transporte, se entra en un estudio comparativo de los diferentes sistemas posibles de izaje a aplicarse en las condiciones actuales, llegando a una solución aceptable y finalmente se propone luego del res

pectivo análisis el cambio en el transporte desde el aspecto técnico.

Durante la realización de los cálculos se ha puesto bastante cuidado y dedicación.

Asimismo en el análisis comparativo, además del estudio netamente técnico será necesario hacer una comparación de costos, que al final es el factor que decide cualquier solución.

## CAPITULO I

### GENERALIDADES

#### 1.1 UBICACION Y ACCESIBILIDAD

El distrito minero de Caudalosa Grande está, políticamente ubicado dentro del Distrito de Santa Ana, Provincia de Castrovirreyña, Departamento de Huancavelica.

Geográficamente está localizado, muy cerca de las altas cumbres de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales del Perú, en el flanco Oeste y a una altura de 4,650 m. sobre el nivel del mar.

Las coordenadas geográficas son:

13° 06' Latitud Sur

75° 19' Long. Oeste de Greenwich.

Y corresponden a la hoja de Castrovirreyña del Instituto Geográfico Militar del Perú.

El yacimiento minero de Caudalosa es accesible desde Lima:

a) Por la Panamericana Sur siguiendo el desvío de la Carretera de Penetración a Huancavelica, - cubriéndose en total 440 Kms.

b) Por la Carretera Central, siguiendo la ruta de Huancayo-Huancavelica-Pisco.

## 1.2 FISIOGRAFIA

La topografía de la zona es abrupta con elevaciones que están por lo general entre los 4,400 y 4,800 m.s.n.m. Los valles son en "U", cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas tales como las lagunas Caudalosa y Orcocha, etc. Estrías y depósitos glaciares son evidencias de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

El clima es frígido, con dos estaciones --



bien marcadas, la humedad de noviembre a abril con precipitaciones principalmente sólidas y la seca durante el resto del año.

El drenaje es variable (dendrítico, paralelo, radial) y las aguas de la zona desembocan en el Océano Pacífico.

La vegetación es escasa y consiste principalmente de un áspero pasto llamado "ichu".

### 1.3 HISTORIA

La extracción de minas de plomo-zinc de alto contenido de plata en el Area de Caudalosa se remonta a los tiempos coloniales. En esa época la explotación estuvo restringida a las zonas de fácil acceso o cercanas a la superficie. Actualmente los trabajos de exploración, desarrollo y explotación técnica y planificada de éstos depósitos minerales son operados por la "Corporación Minera Castrovirreyna - S.A". .

Las minas de Reliquias y San Pablo forman

la Unidad N° 1; Caudalosa, Candelaria y Madona forman la Unidad N° 2; las minas de Dorita, Marte y Huancarpusca, la Unidad N° 3; Mina Armida en Huancavelica - la Unidad N° 4; Auquivilca la Unidad N° 5.

En los archivos de la Cía. se puede verificar que con fecha 24 de Enero de 1921, el área en estudio fue afecto de "Mensura y Toma de Posesión de la Conseción" actuando como Perito Oficial el Ing. - Ernesto A. Baertl, siendo el denunciante Dn. Adolfo Wait, posteriormente fue transferido a Dn. Manual Pi caso y Hnos., más tarde se dará origen a la Corp. el 9 de Febrero de 1942.

#### 1.4 ORGANIZACION DE LA COMPAÑIA

En el organigrama adjunto (PL 1A), se muestra la organización de la Cía. El personal en general que trabaja en la Cía en las Unidades 1 y 2 es : es el siguiente:

Personal de Mina, obreros	376
Personal de P. Conc. obreros	59

Personal talleres y serv. varios	135
Personal Empleados	<u>48</u>
TOTAL:	618

### 1.5 MANO DE OBRA

El personal obrero que labora en este centro minero tiene una procedencia netamente campesina con escasa instrucción, al cual es menester someter a un período de entrenamiento antes de asimilarlo -- completamente o asignarle responsabilidad en los trabajos mineros, el 95% de obreros provienen del Departamento de Huancavelica, el 5% de Puno y Cuzco y -- otros departamentos.

La empresa cuenta con campamentos ad-hoc -- par el alojamiento, así como servicio de mercantil, -- escuela y otros servicios indispensables.

## CAPITULO II

### TRANSPORTE ACTUAL EN LA MINA

#### 2.1 TRANSPORTE SUBTERRANEO

El transporte de mineral y desmonte en la Mina Caudalosa comprende un área que en la veta Caudalosa está limitado por las coordenadas tanto al Este como al Oeste a través de la galería principal -- que se ha seguido por la veta Caudalosa; en el caso de la veta San Pedro el transporte horizontal está -- del pique 3E hasta la coordenada 1000 W en el nivel 450. Para la veta Caudalosa las coordenadas límites son: al este 900 E, al oeste 420 W. Para el transporte en el nivel 450 al cual se centra el estudio, se

cuanta con los siguientes:

**Características:**

Línea decauville = 16 lbs/yrda  
Trocha = 19 1/2" + 1/2  
Gradiente = 5:1000  
Durmientes = a 1 metro c/u.  
1 collera línea = 7 metros

**Personal: por guardia**

- 1 motorista Loc. N° 1
- 1 ayudante Loc. N° 1
- 1 motorista Loc. N° 2
- 1 ayudante Loc. No 2
- 1 Cargador Pique 3 E
- 5 hombres

**Servicios:**

1 locomotora de 2 Tons. Titan ANX

1 locomotora de 1.0 Tons.

30 carros mineros de 750 a 1000 Kls. Cap.

en V invertida y cuadros resp.

Las locomotoras son eléctricas a trolley que trabajan con corriente de 250V. La capacidad en m<sup>3</sup> de

los carros mineros son:  $0.45 \text{ m}^3$  y  $0.57 \text{ m}^3$  respectivamente.

La operación de transporte subterráneo consiste en recoger el mineral o desmonte de los buzones a los carros mineros, y transportarlo estos, jalados por las locomotoras hasta el pique 3E para ser cargados a la jaula. La mayor incidencia de la extracción se concentra en el Bz 403 W y Bz. 420E.

En Niv. 530W los "ore pess" y buzones tanto de mineral como de desmonte, están alineados con los del nivel 490 y estos a su vez en su mayoría con los Bz. del nivel 450, de tal manera que la carga fluye directamente hasta el nivel principal de extracción, 450. Para la extracción de la carga en los buzones que no está alineados en el Niv. 490 se cuenta con una Loc. elec. a Trolley de 1.5 Tons., que cubre las necesidades de dicho nivel.

## 2.2 SISTEMA DE IZAJE EN LA MINA

La operación de izaje consite en levantar

los carros mineros con carga y bajar los vacíos dentro de la jaula, para ser trasladados éstos, ya sea a la chancadora N° 1 o a la desmontera.

**Características:**

Izaje sin contrapeso

Niv. bajo: 450

Niv. sup.: 690

**Personal:**

1 Descargador-Cargador

1 winchero

**Winche:**

Motor de inducción trifásica

Potencia = 95HP. Cable: 6x19x7/8"

Jaula para izaje de carros mineros.

**- Tonelaje actual:**

Mineral = 3000 carros mineros = 2850 Tons.

Desmonte = 1500 carros mineros.

**- Horario de trabajo:**

1ra. Guardia = 8 am - 5 pm

2da. Guardia = 8 pm - 4 am

Trabajo efectivo = 7 horas cada guardia

Pique enmaderado, dos compartimentos.

Guía de pino Oregón.

En los meses de abril a setiembre se observa la continua formación de hielo en pique 3E que dificulta y afecta en forma negativa al trabajo de izaje. La línea decauville en superficie está dispuesto de tal manera que mientras se saca el carro cargado de la jaula se puede cargar el carro vacío para interior mina y hacer la misma operación en el nivel 450.

La misma jaula se emplea para el transporte de personal y materiales a interior mina, de tal manera que el izaje de carga se ve interferida por estas operaciones. El enmaderado del pique da lugar a una sección de 51' x 51' tanto para camino y jaula.

### 2.3 TRANSPORTE SUPERFICIAL: PIQUE 3E CHANCADORA N° 1 PLANTA CONCENTRADORA

La operación de transporte en superficie



comprende, al llegar el carro minero cargado a superficie o cuello del pique, es empujado manualmente hacia la chancadora N° 1 de la Planta Concentradora o en su defecto hacia la desmontera, ambos ubicados a 160 metros cada uno del pique 3E.

La descarga de los carros mineros junto a la Chancadora N° 1 se realiza con la ayuda de un volteador accionado por un motor de 3 HP. En el caso -- del desmonte la descarga se realiza manualmente requiriéndose dos personas para voltear el carro y posteriormente limpiarlo.

**Personal:**

4 carreros (normalmente)

1 carrero (opcional)

Durante los meses del invierno es necesario aumentar el número de carreros debido a la presencia de nieve sobre la línea decauville, la adherencia de ésta con las ruedas de los carros mineros hace más difícil el rodamiento, lo mismo pasa con la presencia de escarcha.

**Servicio:**

1 volteador de 1.5 Tons.

#### 2. 4 NECESIDAD DE MEJORAR EL TRANSPORTE

El estudio se fundamenta en la necesidad de aumentar nuestra capacidad de transporte tanto de mineral como desmante de acuerdo a nuestros programas de Producción, Exploraciones y Desarrollos. Asimismo bajar nuestro costo en el región de Transporte; todo esto, teniendo como base las reservas de mineral cuya ubicación a continuación se indica.

#### 2.5 RESERVAS DE MINERAL

##### CRITERIOS PARA LA CUBICACION DE RESERVAS DE MINERAL

Para la presente Evaluación de Reservas de Mineral se ha tenido en cuenta los siguientes criterios y conceptos:

##### A) CONCEPTOS GENERALES

Reservas de Mineral.- Se considera como reserva de mineral a la cantidad de mena existente

y determinada, disponible para convertirse en dinero lo más pronto posible mediante procesos de orden tecnológico y económico.

Una cantidad determinada de reserva de Mineral es el monto o tonelaje de mena que ha sido evaluada esto es que las condiciones que la determinan han sido propiamente medidas y por lo tanto se conoce su valor de un modo más o menos exacto.

Mineral Probado.- Es aquel cuya explotación puede ser efectuada con provecho económico y que está expuesto y muestreado en alguno de sus lados o superficies y en los cuales prácticamente no hay riesgo por discontinuidad.

Mineral Probable.- Es aquel mineral cuya explotación puede ser efectuada con provecho económico y entre los cuales, a pesar del riesgo se conoce alguna justificación de carácter geológico para la continuidad del mineral.

## B) CLASIFICACION DE BLOCKS

Para la clasificación de blocks se ha

tenido en cuenta el factor de accesibilidad y continuidad.

Por la accesibilidad.-

Accesibles.- Representados por los blocks a los que se puede llegar fácilmente sin costos adicionales.

Inaccesibles.- Constituidos por blocks - ubicados en labores abandonadas o debajo de galerías, cuya explotación requiere de un costo adicional.

Por la continuidad.-

Mineral Probado.- Representado por el mineral desarrollado en las labores; procediendo a descomponer éstos en figuras geométricas, uno de los lados es de longitud igual al mineral encontrado, con alturas dependientes de las características de la veta.

Mineral Probable.- Es adyacente al probado y siempre de igual o menor volumen y se le ha considerado sólo cuando hay certeza de continuidad en la mineralización.

Mineral de Baja Ley. - Es informativo y sólo lo sirve como referencia y no ha sido considerado en el cálculo de reservas.

C) ESTRUCTURACION DE LOS BLOCKS

En la estructuración de los blocks se ha tenido en cuenta lo siguiente:

a) No hay alturas mayores de 15 metros.

b) La mayoría de los blocks probados -- tienen sus respectivos blocks posibles, pero existen algunos blocks que solamente son probados teniendo en cuenta el riesgo de continuidad de la mineralización.

c) La probabilidad de extensión o continuidad de los valores en un yacimiento hacia porciones desconocidas depende esencialmente del carácter geológico del yacimiento, es decir el origen, el cual determina su forma, y la homogeneidad de la mineralización o distribución de valores.

D) ANCHO DE MINADO Y FACTOR DE DILUCION

El ancho de minado mínimo se considera

de 0.90 metros, de este modo y para evitar confusiones se ha tenido en cuenta una regla fija para el -- cálculo del factor de dilución; de esta forma la vetas con potencias menores de 0.90 metros han sido diluidas al ancho mínimo de minado; y para vetas con - potencias mayores de 0.90 metros han sido diluidas a un ancho igual a la potencia de la veta, más 0.30 me tros.

Por error de muestreo se han castigado las leyes en un 10% y 15% teniendo en cuenta los valores erráticos altos.

#### E) LEY MINIMA EXPLOTABLE

Los blocks cuyas onzas equivalentes en planta superan las 13 onzas consideradas como econó- micas; y los blocks cuyos valores están por encima - de las 10 onzas hasta las 13 onzas, son consideradas marginales y los que están por debajo de las 10 onzas son consideradas no económicas.

EQUIVALENCIAS

- 1 onz. Ag = 34.28 gr. Ag.
- 1% Cu = 3.96 onz. Ag.
- 1% Pb = 1.76 onz. Ag.
- 1% Zn = 1.03 onz. Ag.

A continuación se presenta la Cubicación de Reservas de la Corporación para el año 1974, correspondiente a la Unidad N° 2 que corresponde al área de influencia del presente trabajo.

UNIDAD N° 2 : MINA CAUDALOSA - MADONA

Mineral Probado	120,695	1.05	0.261	0.87	2.67	2.33
Min Probable	102,111	1.06	0.270	0.93	2.52	2.19
<b>T O T A L</b>	<b>222,806</b>	<b>1.06</b>	<b>0.265</b>	<b>0.90</b>	<b>2.60</b>	<b>2.27</b>

=====

### CAPITULO III

#### AUMENTO DE LA CAPACIDAD DE TRANSPORTE EN LA MINA

#### CAUDALOSA GRANDE

#### 3.1 AUMENTO DE LA CAPACIDAD DE TRANSPORTE SUBTERRANEO

Efectuaremos primero el cálculo para las locomotoras para que se puedan cubrir las capacidades -  
deseadas.

##### 3.1.a LOCOMOTORAS

##### Capacidad.-

##### Planteamiento del problema:

Nivel 450W, Mina Caudalosa, Veta Caudalosa;  
punto de izaje: pique 3 E; punto de carguío convoy:



531 Rz.

Datos.-

1.- Producción zona:	200 T.C.
2.- Tiempo útil de trabajo en dos guardias:	14 Hrs.
3.- Tiempo viaje redondo:	
Ida y vuelta	25 mín.
Acomodar, chutear, enganchar, desenganchar, voltear:	<u>30 Min.</u>
	55 Min.
4.- Peso c/carro minero	0.385 T.C.
5.- Velocidad máx. Millas por hora	6 m/h.
6.- Gradiente: Cinco en mil	0.5 %
7.- Distancia a recorrer: Pique 3E-531 Rz.	2,361 Pies
8.- Capacidad de cada carro minero:	1.1 T.C.
9.- Carros con cojinete de bolas:	30 Lbs, T.C
10.- Desaceleración: Millas por hora:	0.2 M/h

Con estos datos hallaremos:

Peso de Locomotora:

Aplicando la fórmula:

$$WL = \frac{N (Wc + Wm) (Fc + 20G + 100a)}{2000A - (FL + 20G + 100a)}$$

Donde:

WL : Peso de Locomotora

N : Número de carros

Wc : Peso de cada carro

Wm : Capacidad de cada carro o peso de la carga

Fc : Factor de resistencia del carro

FL : Factor de resistencia de locomotora

G : Gradiente

A : Factor, en este caso 25%

a : Desaceleración

Determinación de N:

$$\text{Número de viajes} = \frac{14 \times 60'}{55'} = 15 \text{ viajes}$$

Capacidad por viaje:

$$\frac{200}{15} = 14 \text{ T.C./viaje}$$

Número de carros.-

$$\frac{14}{1.1} = 12$$

$$\underline{N = 12 \text{ carros}}$$

Reemplazando valores en la fórmula:

$$WL = \frac{12(0.385 + 1) (30 + 20 \times 0.5 + 20)}{2000 \times 0.25 - (20 + 20 \times 0.5 + 20)}$$

$$\underline{WL = 2.2 \text{ T. C.}}$$

H.P. Motor:

Aplicando la fórmula:

$$H.P. = \frac{Ee \times S}{375 \times n}$$

Donde:

H.P. : Potencia del motor

Ee : Esfuerzo tractor

S : Velocidad locomotora

n : Eficiencia mecánica (70%, en este caso)

Efectuando.-

$$Ee = WL \times 2000A$$

Cargado:

$$Ee' = 2.2 \times 2000 \times 0.25$$

$$Ee' = 1,100 \text{ lbs.}$$

**Vacío:**

$$Ee'' = WnRn + WL.RL$$

$$Ee'' = 4.42 \times 60 + 2.2 \times 50$$

$$Ee'' = 375 \text{ Lbs.}$$

$$Ee = 1,100 + 375 = 1,475 \text{ Lbs.}$$

**Reemplazando en la fórmula:**

$$H.P. = \frac{1,475 \times 6}{375 \times 0.7}$$

$$H.P. = 35$$

**Consumo de corriente:**

**Aplicando la fórmula:**

$$\text{Watt-hora} = \frac{Ee \times D}{1760}$$

**Donde:**

**Ee = Esfuerzo tractor**

**D = Distancia a recorrer**

**Saliendo la locomotora:**

$$\text{Watt-hora} = \frac{1100 \times 2361}{1760}$$

**Cons.corr. = 1469 watt-hora**

Entrando locomotora:

$$\text{Watt-hora} = \frac{375 \times 2361}{1760}$$

$$\text{Consum. corr.} = 503 \text{ Watt-hora}$$

---

$$\text{Cons. corr. total loco.} = 1.97 \text{ Kwh.}$$

---

Para la zona Este del punto de izaje:

Nivel 450E, Mina Caudalosa, Veta Caudalosa;  
punto de izaje: Pique 3E; punto de carguío convoy:  
Bz. 420E.

Datos:

- 1.- Producción de la zona: 167 T.C
- 2.- Tiempo útil de trabajo, en tres guardias 21 Hrs.
- 3.- Tiempo de viaje redondo:
  - Ida y vuelta 22 Min.
  - Acomodar, chutear, enganchar, desenganchar y voltear 28 Min. 50 Min.
- 4.- Peso carro vacío: 0.385 T.C.

5.- Capacidad de cada carro minero:	1.1 T.C
6.- Distancia a recorrer: Pique 3E-Bz 420E	1,575 Pies
7.- Velocidad máxima, millas por hora	6 m/h
8.- Gradiente:	0.5 %
9.- Carros con cojinete de bolas:	30 IBs/TC
10.- Desaceleración: millas por hora:	0.2 m.p.h

Solución.

Resolviendo de la misma manera que para el caso anterior:

Peso de la locomotora = 1.1 T.C.  
Potencia del motor = 16.7 H.P.  
Consumo corriente = 0.72 Kwh.

Comparando los resultados teóricos con los datos prácticos de nuestras locomotoras actuales, se nota que éstas responden a las exigencias del presente proyecto.

El tiempo que debe trabajar la locomotora de 2 Tons. que opera en la zona Oeste es de dos guardias; y el tiempo de operación de la locomotora de la zona Este debe ser de tres guardias. Esto a diferen

cia del tiempo de operación actual, que es de dos guardias en el caso de las dos locomotoras.

Con el actual sistema de extracción, los carros son izados hacia superficie, volviendo vacíos. En esto, se producen interrupciones en el flujo continuo de los carros mineros, ya sea por su cantidad, acumulación de carga y demora en la Chancadora 1, presencia de nieve o escarche en la línea de cauville de superficie, etc., y al final de la guardia los carros quedan en número excesivo en superficie, hallándose en número insuficiente en el Niv. 450, ocasionando que las locomotoras no trabajen a plena capacidad. Esto se solucionará al instalar la tolva y volteador en el nivel 450 de tal forma que los 30 carros con que se cuentan actualmente abastecerá por encima de la capacidad de las locomotoras; pudiéndose hacer inclusive una discriminación y sacar de uso a las de menor capacidad a 1 Ton.

**.3.1.b TOLVA NIVEL 450****Capacidad Chuht.-**

En el nivel 450 se construirá una tolva de 320 Tons., el cual será perforado en la misma roca y tendrá una división. La capacidad para almacenaje de mineral será de 240 Tons. y la de desmonte ser de 80 Tons.; suficiente para la acumulación de carga de toda una guardia o mas propiamente de un día .

La alimentación de carga al balde del Skip deberá ser controlado mediante compuertas de accionamiento neumático conforme se ilustra en el PL.12 adjunto. Con este sistema de alimentación se disminuye el tiempo muerto de carguío el cual fue tomado experimentalmente para el cálculo de izaje.

La preparación de las tolvas en el nivel - 450 no presentan mayores dificultades, ya que el pi- que actualmente está profundizado 20 metros más abajo del nivel 450, y, a partir del fondo se hará la preparación respectiva corriendo una chimenea piloto



para su posterior ensanchamiento.

### 3.1.c VOLTEADORA - NIVEL 450

Actualmente se emplea un volteador Denver de 1.5 Ton. junto a la chancadora N° 1.

Como quiera que la capacidad y peso de los carros mineros no va a sufrir ninguna modificación, no es necesario efectuar ningún cambio en cuanto a su capacidad (volteador); debiéndose solamente prepararse la base para su asentamiento en el nivel 430.

Este volteador se ubicará de tal manera que deberá servir tanto para el volteo de desmonte y mineral los cuales se extraerán de las labores con un horario determinado. Para esto se empleará un ramfla metálica divisoria en la parte inferior del volteador.

### 3.2 AUMENTO DE LA CAPACIDAD EN EL SISTEMA DE IZAJE

Habiéndose visto anteriormente nuestra actual capacidad de izaje, es necesario realizar un --

cálculo para las condiciones requeridas de Tonelaje, luego de haber elegido el sistema más adecuado para las condiciones presentes, considerando las perspectivas futuras de producción, relacionando tanto la explotación como los desarrollos y exploraciones.

### 3.2.a SISTEMA DE IZAJE

#### Descripción.-

Con el objeto de poder ubicar adecuadamente el izaje en la mina Caudalosa, enumeraremos y describiremos las características de los cuatro sistemas siguientes que se usan para todo trabajo de izaje.

a.1.- Izaje sin contrapeso.- Es decir que el tambor del wincha enrolla únicamente un cable; es el que jala la jaula o balde con el mineral o del monte.

a.2.- Izaje con contrapeso.- En este sistema el tambor debe tener dos compartimentos: uno para enrollar el cable que jala la jaula o balde; el otro

jala el contrapeso. Este sistema se recomienda, generalmente, para los trabajos de servicios de minas grandes como son el izaje de personal y de materiales de suministro. El contrapeso, lógicamente implica la idea de incapacidad del motor para jalar la carga: en consecuencia se aplica para aumentar la capacidad de los motores.

a.3.- Izaje parcialmente balanceado.- Este es el sistema más generalmente usado en minas; se provee la fuerza necesaria para jalar el kip o carro, parte del peso del cable, el esfuerzo de fricción.- Puede actuar en distintos niveles.

a.4.- Izaje totalmente balanceado.- Este sistema es menos usado donde continuos izajes de más de un nivel se requiere frecuentemente. Su mayor uso está en las minas de carbón u otras donde generalmente debe extraerse material de un solo nivel.

### 3.2.b SELECCION DE SISTEMAS

Los dos últimos sistemas se usan principal

mente en minas grandes, donde diariamente deben extraerse grandes tonelajes, por lo cual casi siempre operan con skip o en combinación con jaulas, pero de todos modos por actuar en pique muy profundos, se necesitan altas velocidades. También requieren tres compartimentos para el izaje y una para camino y accesorios.

Por estas razones los sistemas a.3 y a.4 - deben ser descartados, porque además de rehacer o hacer otro pique, habría que hacer lo siguiente:

- a"1.- Construir otra casa de wincha.
- a"2.- Comprar un nuevo wincha con todo sus accesorios.
- a"3.- Reconstruir todo el pique, adaptándolo lo para tres compartimentos.,
- a"4.- Cambiar todo el enmaderado.- Suponiendo que, de actual madera se aprovecharía lo necesario para postes y tirantes de los nuevos cuadros y que sólo habría de comprar las longaninas, es

to más los jornales.

Aparte de estos puntos observando el plano general de la veta Caudalosa se puede apreciar que el pique 3E está ubicada en la parte central casi equidistante entre los clavos minerales que presentan la vida futura de la mina. En la parte E la zona económicamente mineralizada está comprendido entre las coordenadas 192E hasta la coordenada 900 E, zona que aún no está desarrollada en su integridad. En la zona W los clavos están entre 21W - 300W; 530 W - 950W. debiéndose centralizarse la extracción hacia una zona cercana al Conc.

a-5.- Construir un nuevo castillo.

a-6.- Trabajar con winche auxiliar, ya que la jaula no podría bajar hasta el fondo.

a-7.- Nueva instalación de línea, de agua y corriente.

a-8.- Gastos generales e imprevistos.

a-9.- Además habría prácticamente que para

lizar todos los trabajos subterráneos durante por lo menos un año, suponiendo un avance de 20 mts. al mes. Con las pérdidas de utilidades anuales correspondiente, pérdidas por desarrollo no hecho y por las reservas de mineral no incrementadas.

En el caso de hacer otro pique.-

b-1.- Comprar winche y accesorios.

b-2.- Construir un castillo nuevo.

b-3.- Profundizar el pique, siguiendo chimeneas piloto desde cada nivel.

b-4.- Línea de corriente, accesorios y tuberías, etc.

b-5.- Gastos generales e imprevistos, etc.

Podemos observar que en lugar de rehacer el pique 3E actual, más económico resultaría abrir otro. La posibilidad de hacer otro pique, sin embargo quedaría sujeta entre otras a las reservas de mineral para el futuro. Asimismo quedaría dispo-

nible todo el winche actual y sus accesorios para otro lugar y el pique actual para la ventilación.

## B) IZAJE CON CONTRAFESO

Aunque más adelante, técnicamente se demuestre que este sistema tampoco conviene, me adelanto a descartar esta solución, porque económicamente significaría:

1. Hacer construir la jaula de dos pisos, que además de ser pesada, tiene que ser más caro.
2. Cambiar el actual motor de winche por otro de mayor caballaje.
3. Comprar el contrapeso.
4. Colocar guías para el contrapeso.
5. Comprar un cable de mayor diámetro para poder jalar mayor peso proveniente de la jaula de dos pisos y su carga y los de flexión y fricción del mismo cable, el esfuerzo de aceleración. Este cable resulta obviamente más caro.
6. Comprar otro cable más para el contrapeso.

7. Al colocar las guías para el contrapeso, habrá de acomodar las líneas de corriente, agua, aire hacia un lado.

Todas estas razones son suficientes para descartar esta solución; sin embargo a continuación se demuestra que no se gana capacidad de extracción con este sistema.

#### CALCULO DE IZAJE CON CONTRAPESO

El objeto de colocar contrapeso en el winche es únicamente para que pueda jalar una jaula de dos pisos cargado con dos carros de mineral.

Hallemos el número de viajes por hora:

Datos:

- Tiempo de acel.  $t_a = 10$  seg.
- Tiempo de desacel.  $t_d = 10$  seg.
- Tiempo de vel. unif.  $t_v = 65$  seg.
- Tiempo muerto  $t_m = 35$  seg.



- a) Para acond. cargar y descarg.  
un carro = 30 seg.
- b) Para acond. cargar y descarg.  
otro carro = 30 seg.
- c) Demora para subir la jaula  
acond. de un carro a otro = 25 seg.
- Total tiempo muerto = 85 seg.

Tiempo por viaje: =  $2(55 + 10 + 65 + 10 + 55)$

---

$TV = 6.2 \text{ mín.}$

---

Viajes por hora: =  $60 + 6.2$

---

Viajes por hora = 9.6

---

Hallamos las horas de izaje netas de mineral o desmonte:

Donde:

V/H = Viajes por hora

Pd = Prod. diaria

Tc = Tons. cap. de un viaje

h = Horas izaje.

---


$$V/H = \frac{Pd}{h \times Tc}$$


---

Datos.-

Peso cont. de un carro lleno	=	0.30 x 2.70 Tons.
Peso cont. de dos carros	=	2(0.30 x 2.70) Tons.
Producc. diaria	=	310 Tons.
Viajes por hora	=	9.6

Remplazando datos:

$$h = \frac{310}{9.6 \times 1.5}$$

---

$$h = 21.53 \text{ horas}$$

---

Lo cual es una incongruencia porque el izaje debe ser de sólo 20 horas.

Podemos ver que con una jaula de dos pisos y contrapeso se necesita un tiempo neto de izaje de 21.53 horas; lo cual no satisface la condición de que el izaje debe tomar sólo 20 horas.

3.2.c CALCULOS

Habiéndose descartado los sistemas

inoperantes con las condiciones presentes de la Mina Caudalosa para el cálculo se considera que se va a trabajar con un sistema de skip-jaula, contando con ninguna modificación en nuestro pique 3E en cuanto a su enmaderado, guías de pino oregón.

Asimismo se ha tomado en cuenta la futura profundización del pique 3E hasta el nivel 410 mas 20 metros para las instalaciones adicionales; es decir que se considerará unos 60 metros de su profundidad actual que es de cota 450, más 20 metros para -- cualquier instalación adicional que en este momento no es usado para ningún fin.

Mas adelante ha sido necesario hacer un recálculo del winche para reajustar más las condiciones ideales a que se piensa llegar.

CALCULO DEL WINCHE CONSIDERANDO LA PROFUNDIZACION DEL PIQUE 3E HASTA EL NIVEL 390

Producción mensual = 6,000 Tons. Mineral

Producción mensual = 2,000 Tons. Desmonte

Total Mineral + desmonte = 6,000 + 2,000 = 8,000 Tons  
en el mes efectivo de 26 días.

$$\frac{8,000}{26} = 307.6 = 310 \text{ Tons. por día de 20 horas.}$$

Horas de trabajo = 24 horas (menos perd. aprox. 4 horas)

$$\frac{310}{20} = 15 \text{ Tons. por hora.}$$

Profundidad del pique: (Niv. 690 - Niv. 390)

$$300 \text{ metros} = 300 \times 3.28 = 984 \text{ pies} = 1,000 \text{ pies}$$

Profundidad pique 1,000 pies.

Velocidad recomendable.- Para este caso la velocidad que recomienda Peele R. es de 600 a 1,200 pies, por minuto; pero como influye también el enmaderado, y la conservación del pique, tomaremos una velocidad moderada, 800 pies/min. como máxima. Los cálculos se efectuarán para esta velocidad.

Datos.-

Carga: 310 Tons. en 20 horas (3 guardias)

Velocidad máxima = 800 pies/mín.

Tiempo de acel. = 10 seg.

Tiempo de desacel. = 10 seg.

Tiempo de carga y descarga,  $(25 + 5) = 30$  seg.

Espacio por recorrer = 1,000 pies.

CALCULO DE TIEMPO EMPLEADO EN UN VIAJE

Espacio recorrido durante la aceleración:

$$e_a = \frac{1}{2}vt = \frac{1}{2} \times \frac{800 \times 10}{60} = 66 \text{ pies}$$

---

$$e_a = 66 \text{ pies}$$

---

Espacio recorrido durante la desaceleración es igual porque el tiempo es igual.

---

$$e_a = 66 \text{ pies}$$

---

ACELERACION.-

$$a = \frac{v}{t} = \frac{800}{10 \times 60} = 1.33 \text{ pies/seg.}^2$$

---

$$a = 1.33 \text{ pies/seg}^2$$

---

Esta de acuerdo con lo recomendado para este caso, que debe ser de 1 a 3 pies/seg<sup>2</sup>.

Espacio recorrido durante la velocidad uni

forme:

$$e = 1,000 - (66 \times 2) = 1,000 - 132 = 868 \text{ pies}$$

---


$$e = 868 \text{ pies}$$


---

Tiempo utilizado durante la velocidad unifor

me:

$$t = \frac{e}{-v} = \frac{868}{800} = 1.08 \times 60 \text{ seg.} = 65 \text{ seg.}$$

---


$$t = 65 \text{ seg.}$$


---

### TIEMPO EMPLEADO EN EL VIAJE

Tiempo de carga  $t = 25 \text{ seg.}$

Tiempo descarga  $t = 5 \text{ seg.}$

Tiempo vel. unif.  $t = 65 \times 2 \text{ seg.}$

Tiempo de aceleración  $t = 10 \times 2 \text{ seg.}$

Tiempo de desaceleración  $t = 10 \times 2 \text{ seg.}$

TIEMPO TOTAL :  $200 \text{ seg.}$

---


$$T = 200 \text{ seg.}$$


---

NUMERO DE VIAJES POR HORA CON CARGA

$$\text{N}^\circ \text{ V.H.C.C.} = \frac{3,600 \text{ seg.}}{200 \text{ seg.}} = 18$$

$$\text{Viajes efectivos} = \underline{\underline{18 \text{ v/hora con carga}}}$$

CAPACIDAD POR VIAJE:

$$\text{Capacidad de carga del balde} = \frac{310}{20} = 15 \text{ tons/h}$$

$$\frac{\text{VIAJES EFECTIVOS}}{\text{CAP. Carga BALDE}} \text{ CAPACIDAD POR VIAJE} = \frac{18}{15} = 1,200 \text{ Tn}$$

$$\underline{\underline{\text{C.P.V.} = 1,200 \text{ Tons.}}}$$

PESO DEL BALDE:

El peso del balde, generalmente en la práctica es el 30% de su capacidad de carga (Denver).

Tomando este dato tendremos:

$$1,200 \times 0.30 = 0.360 \text{ Tons.}$$

$$\underline{\underline{\text{Peso de balde} = 0.360 \text{ Tons.}}}$$

CARGA UTIL:

En el presente caso la carga útil será la suma de todos los pesos que influyen en el sistema.

Carga útil = peso del balde + peso de la jaula + peso de mineral + peso del cable + carga de aceleración para el balde, jaula y mineral + carga de aceleración del cable + carga de flexión del cable.

Las cargas de aceleración se considera, -- cuando la aceleración misma "a" es 10 o mayor de 10 pies/seg<sup>2</sup>. En el presente caso tenemos,  $a = 1.33$  - pies/seg<sup>2</sup>; por tanto no tomaremos en cuenta.

PESO DE LA JAULA.-

Considerando el transporte de personal y madera pro medio de la jaula, tomando como máximo 1 Ton la madera a cargarse; se considera 60% de su capacidad.

$$1 \times 0.6 = 0.600 \text{ Tons.}$$

---

Peso de jaula = 0.600 Tons

---



PESO DEL CABLE.-

Está dada por la fórmula:

$$\underline{Wc = 1.58 d^2} \quad \begin{array}{l} Wc. = \text{Peso del cable} \\ d. = \text{Diámetro del} \\ \text{cable.} \end{array}$$

Vamos a tomar después de algunos tanteos - preliminares un cable cuyo diámetro sea 7/8", entonces tenemos que el peso del cable es:

$$Wc = 1.58 \times (7/8)^2 = 1.58 \times 0.76$$

1.21 lbs/pie

$$Wc = \frac{1.21 \times 1,000}{2,000} = 0.605$$

$$\underline{Wc = 0.61 \text{ Tons.}}$$

CARGA DE FLEXION.-

Está dada por la fórmula:

$$Fb = \frac{Aw \times fb \times dw}{D} \quad Fb = \text{Carga de flexión}$$

$$Aw = 0.38 d^2$$

$$dw = 0.063 d$$

D = Diámetro del tambor

fb = la x 10<sup>6</sup> (flexión)

$$Fb = \frac{0.38 \times (7/8)^2 \times 12 \times 10^6 \times 0.063 \times 7/8}{D}$$

En la práctica para izaje en minas, se toma:

D = de 60 a 100 veces d; en el presente caso por ser más usado tomaremos 80 veces d.

$$Fb = \frac{0.38 \times (7/8)^2 \times 12 \times 10^6 \times 0.063 \times 7/8}{80 \times 7/8} = \frac{0.016 \times 12 \times 10^6}{70}$$

---

$$Fb = 1.38 \text{ Tons.}$$

---

CARGA UTIL

Peso de jaula	= 0.60 Ton
Peso de balde	= 0.36 Ton
Peso de mineral	= 1.20 Ton
Peso de cable	= 0.61 Ton
Peso de flexión cable	= 1.37 Ton
<b>T O T A L</b>	<b>= 4.15 Ton</b>

---

$$\text{CARGA UTIL} = 4.20 \text{ Tons}$$

---

FACTOR DE SEGURIDAD.-

Sabemos que, factor de seguridad es la relación entre la Carga de Ruptura y Carga Util; si este cae dentro de lo especificado por las tablas que dan: Peele, los fabricantes de cables y otras entidades especializadas, tomaremos el mismo cable cuyo -- factor de seguridad buscamos:

$$F.S. = \frac{\text{Carga de Ruptura}}{\text{Carga útil}} = \frac{\text{Carga de Ruptura}}{4.20 \text{ Tons}}$$

CARGA DE RUPTURA:

Está dada por la fórmula:  $Fr = 76,000 d^2$

$$Fr = \frac{76,000 \times (0.8750)^2}{2000} = 29.07 \text{ Tons.}$$

---

$$Fr = 29.07 \text{ Tons.}$$

---

$$\therefore Fs = \frac{29.07}{4.20}$$

$$Fs = 6.9$$

Para la profundidad y velocidad requerida, se especifica en las tablas:  $Fs = 6$ ; y como en el --

cálculo ha arrojado 6.9, se tomará:

$$\underline{\underline{F_s = 6}}$$

DIAMETRO DEL CABLE:

El cable ha usarse es: Standard 6 x 19 ,  
cuyo diametro es de 7/8" con alma de cáñamo.

DIAMETRO DEL TAMBOR.-

Para calcular la Carga de Flexión del cable (Fb), hemos tomado el diámetro del tambor 80 veces el diámetro del cable y está basado en la práctica para izaje en minas:

$$D.T. = 80 \times 0.8750 = 70''$$

$$\underline{\underline{D = 70''}}$$

LONGITUD DEL TAMBOR.-

Para determinar la longitud del tambor, en este caso, hemos calculado primero la longitud total del cable; tenemos longitud del pique 1,000 pies; ne

cesitamos saber la distancia del cuello del pique al centro de la polea, más del centro de la polea al centro del tambor.

Con cálculos previos, para una posible profundización más del pique y recortes, necesitamos aproximadamente 1,400 pies del cable; con es longitud de cable calcularemos la longitud del tambor, considerando además 4 vueltas de cable en el tambor para recortes y sobre enrollado.

$$\text{Número de vueltas} = \frac{1,400}{2 \pi r} = \frac{1,400}{3.14 \times 5.83} = 77$$

$$\text{N}^\circ \text{V.} = 77 + 4 = 81 \text{ total vueltas.}$$

Longitud =  $81 \times 0.875 = 70.875$ , pero como se va enrollar dos vueltas en el tambor:

$$\text{La longitud es } \frac{70.875}{2} = 36''$$

$$\text{Long. Tambor} = 36''$$

Al enrollar el cable hay siempre un espacio entre cable y cable; este espaciamento varía con el diámetro del cable, en este caso tenemos:  $\frac{1''}{10}$ ; entonces sumaremos a la longitud encontrada este es--

paciamiento:  $36'' + 4'' = 40''$ ;  $(36 \times \frac{1}{10} = 36$

---

Long. Tambor =  $40''$

---

DISTANCIA DEL CENTRO DE LA POLEA AL CENTRO DEL TAMBOR

Esta distancia debe estar dada por la longitud del tambor y el ángulo de desviación. Se sabe que el ángulo de desviación no debe ser mayor de  $1^{\circ} 30'$  en ningún caso.

Tomamos para el presente caso  $\alpha = 1^{\circ} 30'$  ; conocemos la longitud del tambor cuya mitad utilizamos:

$$\frac{1.66 \text{ pies}}{X} = \text{Tang.}$$

$$\text{Tang.} = 0.0203$$

$$X = 81.7 \text{ pies} = 24.9 \text{ mts.}$$

---

Dist. centro tambor a centro polea = 25 mts.

---

La distancia del centro de la polea al cuello del pique se calculará con el ángulo vertical --

del cable entre el tambor y la polea. Este ángulo debe variar según la práctica entre  $35^\circ$  y  $45^\circ$ . Se ha observado el Pique Lourdes de la Cerro de Pasco Corporation el ángulo es de  $42^\circ$ . Asimismo con una aceleración el diámetro del tambor debe ser igual al diámetro de la polea.

Tomaremos en el presente caso, ángulo vertical =  $38^\circ$ ; tenemos la distancia del cuello del pi que al centro de la polea h.

$$h = 25 \times \text{Sen } 38^\circ = 15.6 \text{ mts.}$$

---

$$h = 15.6 \text{ mts.}$$

---

#### MOVIMIENTO CIRCULAR.-

$$\text{Velocidad} = \frac{V}{2 \pi r} = \frac{13.33}{3.14 \times 5.83} = 0.73 \text{ r.p.s.}$$

---

$$V = 0.73 \text{ r.p.s.}$$

---

$$0.73 \times 60 = 43.8 \text{ r.p.m.}$$

#### Velocidad lineal en el tambor.-

$$V = 2\pi \times \text{r.p.s.} = 6.28 \times 0.73 = 4.58 \text{ pies/seg}^2.$$

$$\text{Aceleración angular} = \frac{4.58}{10} = 0.458 \text{ pies/seg}^2$$

$$\text{Desaceleración angular} = \frac{4.58}{10} = 0.458 \text{ pies/seg}^2.$$

CHEQUEO.-

$$\text{Número de vueltas acelerando} = 0.73 \times \frac{1}{2} \times 10 = 3.65$$

$$\text{Número de vueltas a velocidad} = 0.73 \times 65 = 47.45$$

$$\text{Número vuelt. desaceleración} = 0.73 \times \frac{1}{2} \times 10 = \underline{3.65}$$

$$\text{TOTAL REVOLUCIONES UTILES} = 54.75 \text{ v.}$$

Comprobación:

54.75 x 5.83 x 3.14 = 1,000 pies; distancia que debe recorrer el conjunto jaula-skip.

PESOS, TAMBOR Y POLEA:

Peso polea:

$$W_p = 1,000 + (D-5) 570$$

$$W_p = 1,000 + (5.83-5) 570 = 1,473 \text{ Lbs.}$$

---

$$W_p = 1,473 \text{ Lbs}$$

---



PESO DEL TAMBOR

Wp = Peso Tambor

Wp = 200A

A = Area Tambor

A =  $\pi \times D \times L = 3.14 \times 5.83 \times 3$

Wt =  $200 \times 3.14 \times 5.83 \times 3 = 10,980 \text{ Lbs.}$

---

$$Wt = 10,980 \text{ Lbs.}$$

---

FUERZAS POR ACELERAR.-

Balde vacio = 792 Lbs.

Jaula = 1,320 Lbs.

Cable = 1,342 Lbs.

Tambor = 10,980 Lbs.

Polea = 1,473 Lbs.

T O T A L = 15,927 Lbs.

FUERZAS DE ACELERACION.-

$$F_a = \frac{w \times a}{32.2} = \frac{15,927 \times 1.33}{32.2} = 656.1 \text{ Lbs.}$$

---

$$F_a = 656.1 \text{ Lbs.}$$

---

$$F_d = \frac{W \times a}{32.2} = \frac{15,927 \times 1.33}{32.2} = 656.1 \text{ Lbs.}$$

---


$$F_d = 656.1 \text{ Lbs.}$$


---

MOMENTOS ESTATICOS.-

Se encuentran multiplicando, el radio del tambor por el peso muerto más el peso del cable para las diferentes etapas de su recorrido, tanto de subida ( con carga) y de bajada (sin carga); se consideran los tiempos de aceleración, velocidad uniforme y desaceleración. Con estos datos se ha tomado el siguiente cuadro:

MOMENTOS ESTATICOS

TABLA N° 1

T Seg	Prof. B - J Lb.	Pesos Cable Lb.	Baj. Carg. Lb.	MON. BAJADA MOMENTOS				MOMENTO NETO
				Cable	Carg.	Baj.	Sub.	
0	0	0	2112	0	6146	6146	17349	11205
10	66	80	2112	234	6146	6380	17116	10736
75	934	1130	2112	3288	6146	9434	14062	4528
85	1000	1210	2112	3521	6146	9667	13828	4161

Radio Tambor : 2.91 pies

Nota: En la subida; C.M. = Pb. + Pj. + Pm.

MOMENTOS DE FRICCIÓN:

Se halla mediante la fórmula siguiente:

$$M_f = \frac{M_n + M_m}{2 \times E_{fm}} - M_c.$$

M<sub>f</sub> = Momento de fricción

M<sub>n</sub> = Momento neto máximo

M<sub>m</sub> = Momento neto mínimo

M<sub>c</sub> = Promedio entre el máximo y mínimo

E<sub>fm</sub> = Eficiencia mecánica = 70% (para el presente caso)

$$M_f = \frac{(11,205 + 4,161)}{2 \times 0.70} - 7,044$$

$$M_f = 10,975 - 7,044$$

---

$$M_f = 3,931 \text{ Lbs-pie.}$$

---

RESUMEN:

TABLA Nº 2

TIEMPO	0	10	10	75	75	85
SUBIDA	5,962	5,882	5,882	4,832	4,832	4,752
ACELERACION	-656	-656			-656	-656
BAJADA (-)	2,112	2,192	2,192	3,242	3,242	3,322
LIM. ALTO	6,613	6,533	5,882	4,832	-1,590	-1,430
LIM. BAJO	2,112	2,192	2,192	3,242	-656	-656
NETO	4,501	4,341	3,690	1,590	-939	-779
DISTANCIA AL FONDO	0	66	66	934	934	1,000
REVOLUC.	0	3.65	3.65	47.45	47.45	54.75
DE ESFUER.	13,096	12,069	10,737	4,626	-2,732	-2,266
DE FRICCION	3,931	3,931	3,931	3,931	3,931	3,931
TOTAL	17,027	16,540	14,668	8,557	-1,199	-1,665
H.P. TORQUE	141	(A) 137	(B) 121	(C) 71	(D)	(E) 13
H.P. MOTOR	0	137	121	71	0	0
VELOCIDAD	800	800	800	800	800	800

Radio Tambor: 2.91 pies

H.P. TORQUE:

Se halla aplicando la fórmula siguiente:

$$H.Pt = \frac{2 \pi \times r.p.s}{550} \times M$$

M = Momento total  
r.p.s = Revol. por seg.

Para el presente caso:

$$H. Pt = \frac{6.28 \times 0.73}{550} \times M$$

$$H. Pt = 0.0083M$$

POTENCIA DEL MOTOR:

Para calcular la potencia del motor se aplica la sig. fórmula:

$$P.M. = \sqrt{\frac{A^2 x t_a + \frac{B^2 - BC \cdot C^2}{3} x t_v + D^2 t_d}{K_1 \cdot t_a + K_2 \cdot t_v + K_1 \cdot t_d + K_3 \cdot t_m}}$$

Donde:

P.M. = Potencia del motor

A, B, C, D = Valores tabulados (Tabla N° 2)

t = Tiempo de: acel., veloc., desacel.

$$K_1 = 1/2$$

K<sub>2</sub> = 1 Para corriente alterna

$$K_3 = 1/4$$

REemplazano valores:

$$P.M. = \frac{(137)^2 \times 10 + \frac{(121)^2 + (71)^2 + 71 \times 121}{3} \times 65 + (9)^2 \times 10}{1/2 \times 10 + 1 \times 65 + 1/2 \times 10 + 1/4 \times 10}$$

P.M. = 8156

P.M. = 90 HP.

Por Seguridad, Altura s.n.m., aumentamos un porcentaje (5%)

$$90 \times 1.05 = 94.5 \quad 95$$

---

P.M. = 95 HP

---

Corriente de: 2,200 v. - 3f - 60c.

En la práctica es recomendable conceder un margen entre 20 y 30% a la potencia calculada (HP), por lo tanto los 95 HP hallado debe ser sometido a recálculo.

Para llevar a cabo el recálculo siguiente de la potencia del motor se va a conseguir que el winche trabajará con el balde y jaula en forma independiente cada uno, de tal manera tanto en la bajada como en la subida se considerará las cargas que posean mayor peso.

FUERZAS POR ACELERAR.-

Jaula = 1,320 Lbs.

Cable = 1,342 Lbs.

Tambor = 10,980 Lbs.

Polea = 1,473 Lbs.

TOTAL = 14,115 Lbs.

$$F_a = \frac{w \times a}{32.2} = \frac{14,115 \times 1.33}{32.2} = 583 \text{ Lbs.}$$

$$F_a = 583 \text{ Lbs.}$$

$$F_d = \frac{w \times a}{32.2} = \frac{14,115 \times 1.33}{32.2} = 583 \text{ Lbs.}$$

$$F_d = 583 \text{ Lbs.}$$

MOMENTOS ESTATICOS.-

Se encuentra multiplicando el radio del tambor por el peso muerto, más el peso del cable para - las diferentes etapas de su recorrido, tanto de subida (con carga) y de baja (sin carga, con jaula); se consideran los tiempos de aceleración, velocidad uniforme y desaceleración. Cons estos datos se ha tomado el siguiente cuadro:

MOMENTOS ESTATICOS

TABLA N° 1

T Seg	Prof B-J Lb.	Pesos Cable Lb.	Baj. Carg Lb.	MON. RAJADA MOMENTOS				MOMENTO NETO
0	0	0	1320	0	9987	9987	13508	- 3,521
10	66	80	1320	234	9987	10221	13275	- 3,034
75	934	1130	1320	3288	9987	13275	10221	- 3,054
85	1000	1210	1320	3521	9987	13508	9987	- 3,521

Radio Tambor: 2.91 pies ..

NOTA: En la subida: CM = PL + Pm

MOMENTOS DE FRICCION.-

Se halla mediante la fórmula siguiente:

$$M_f = \frac{M_n + M_m}{2} - M_c$$

M<sub>f</sub> = Momento de fricción

M<sub>n</sub> = Momento neto máximo

M<sub>m</sub> = Momento neto mínimo

M<sub>c</sub> = Promedio entre el máximo y mínimo



$E_{fm}$  = Eficiencia mecánica; 70% para el caso presente.

$$Mf = \frac{3521 + 3521}{2 \times 0.70} - 3521$$

$$Mf = 5030 - 3521$$

---

$$Mf = 1,509 \text{ Lbs-pie}$$

---

RESUMEN:

TABLA N° 2

TIEMPO	0	10	10	75	75	85
SUBIDA	4642	3512	3512	3432	3432	3432
ACELERAC.	583	583			-583	-583
BAJADA	(-)1320	1400	1400	2450	2450	2530
LIM. AL	5225	4095	3512	3432	-982	-902
LIM. BJ	1320	1400	1400	2450	-583	-583
NETO	3905	2695	2112	982	-399	-319
DIS. AL FONDO	0	66	66	934	934	1000
REVOL.	0	3.65	3.65	4745	4745	5475
DE ESF.	11363	7842	6145	2857	-1161	-928
DE FRI.	1509	1509	1509	1509	1509	1509
TOTAL	12872	9351	7654	4366	-348	-581
HE TOR.	107	(A) 78	(B) 64	(C) 36	(D) 3	4
HE MOT.	0	78	64	36	3	0
VELOC.	800	800	800	800	800	800

H.P TORQUE = 0.0083 M.

POTENCIA DEL MOTOR.-

Remplazando datos:

P.M. = 2940 = 54.5 HP

AUMENTAMOS 30% por Seguridad, Altura s.n.m etc.;

$$54.5 \times 1.30 = 70 \text{ HP}$$

---

$$\text{P.M.} = 70 \text{ HP.}$$

---

Senota que independizando el skip-Jaula - de tal manera que solamente en las horas de entrada y salida del personal se instala la jaula y el resto del tiempo debe trabajar solamente el balde para izaje de carga, en la actualidad con el Winche que contamos cuya potencia del motor es de 95 HP, está por encima de las exigencias del presente proyecto y -- por tanto no hay inconvenientes al respecto.

En este caso tenemos la ventaja de aumentar en más nuestra capacidad del balde o en su defecto nuestra capacidad de transporte de personal de -- acuerdo a las conveniencias, teniendo un alto índice de seguridad.

#### 3.2.d SISTEMA DE IZAJE ADECUADO:

El sistema adecuado de izaje se pue

de aplicar con la capacidad actual: 73.5 Kw del motor; este sistema requiere:

- La instalación del skip de 1,200 Tons.
- La jaula trabajará fundamentalmente con el transporte de personal a las horas de entrada y salida de los mismos.
- Preparación de las tolvas tanto en el nivel inferior con su respectivo chut de control neumático, al mismo tiempo en sup. se trabajará en el izaje sólo con dos obreros: winchero y chutero.
- Todas las instalaciones se pueden efectuar con materiales que se cuenta en el Cpto.
- El equipo de: motor, tambor, polea, castillo, enmaderado pique no sufrirán ninguna modificación, por cuanto a que, técnicamente queda demostrado que el cambio a llevarse a cabo se ajusta a los requerimientos y condiciones actuales.

### 3.3 AUMENTO DE LA CAPACIDAD DE TRANSPORTE EN SUPERFICIE.

#### 3.3.a TOLVAS

Estas tolvas, se estiman, construir una tolva para mineral de 500 toneladas de capacidad con una estructura metálica de rieles de 60 lbs/yard. cubierto con un entablado de eucalipto (tablas de 2' x 8" x 10'), provisto de compuertas metálicas de engranaje en la parte inferior. Se considera la capacidad de 500 Tons. para una posible acumulación de carga en la tolva producto del izaje de aproximadamente 36 horas, dando un margen prudente para cualquier eventualidad que pueda paralizar la extracción de carga de la tolva a través de la faja transportadora subsiguiente.

Para el caso de desmonte es necesario — construir otra tolva de características similares al anterior con una capacidad de 150 Tons.

En la parte superior de las tolvas contiguas se instalará una compuerta divisoria para dirigir la carga del skip, sea éste desmonte o mineral.

### 3.3.b FAJAS TRANSPORTADORAS

#### b.1.- Características Generales.-

Dist. horizontal = 160 mts = 526 fts

(c-c) largo = 526 fts.

Altura de carga = 1.10 mts.

Altura de descar. = 1.10 mts.

#### b.2.- Volumen Horario.-

Cap. alim. = 15.00 Tons/hora = 33000 lbs/hr.

Dens. (a) = 2.70 Tons/m<sup>3</sup> = 168.56 lbs/fts<sup>3</sup>

---

$$d = 168.56 \text{ lbs/fts}^3$$

---

$$V = \frac{33000}{168.56} = 195 \text{ fts}^3/\text{hora}$$

---

$$V = 195 \text{ fts}^3/\text{hora}$$

---

b.3.- Material a transportar.-

Peso específico aparante	=	2.70 Tons/m <sup>3</sup>
Trozos	=	1/2" - 6"
Temperatura del material	=	20° C
Humedad	=	8 - 9%
Material	=	Muy abrasivo

b.4.- Cálculo HP Motor.-

Según Cadwell:

---

$$H.P = \frac{K.V.d.L.}{1980000}$$

---

DONDE:

$$K = 1$$

$$V = 195 \text{ fts}^3/\text{hora}$$

$$d = 168.56 \text{ Lbs/ft}^3$$

$$L = 526 \text{ fts.}$$

$$H.P. = \frac{1 \times 195 \times 168.56 \times 526}{1980000} = 8.71$$

Por seguridad, altura sobre el nivel del

mar, etc. aumentaremos un 20%

$$8.71 \times 1.2 = 10.5$$

---

$$\text{Pot.} = 11 \text{ H.P.}$$

---

**b.5.- Características Técnicas.-(según TEL**

**SMITH)**

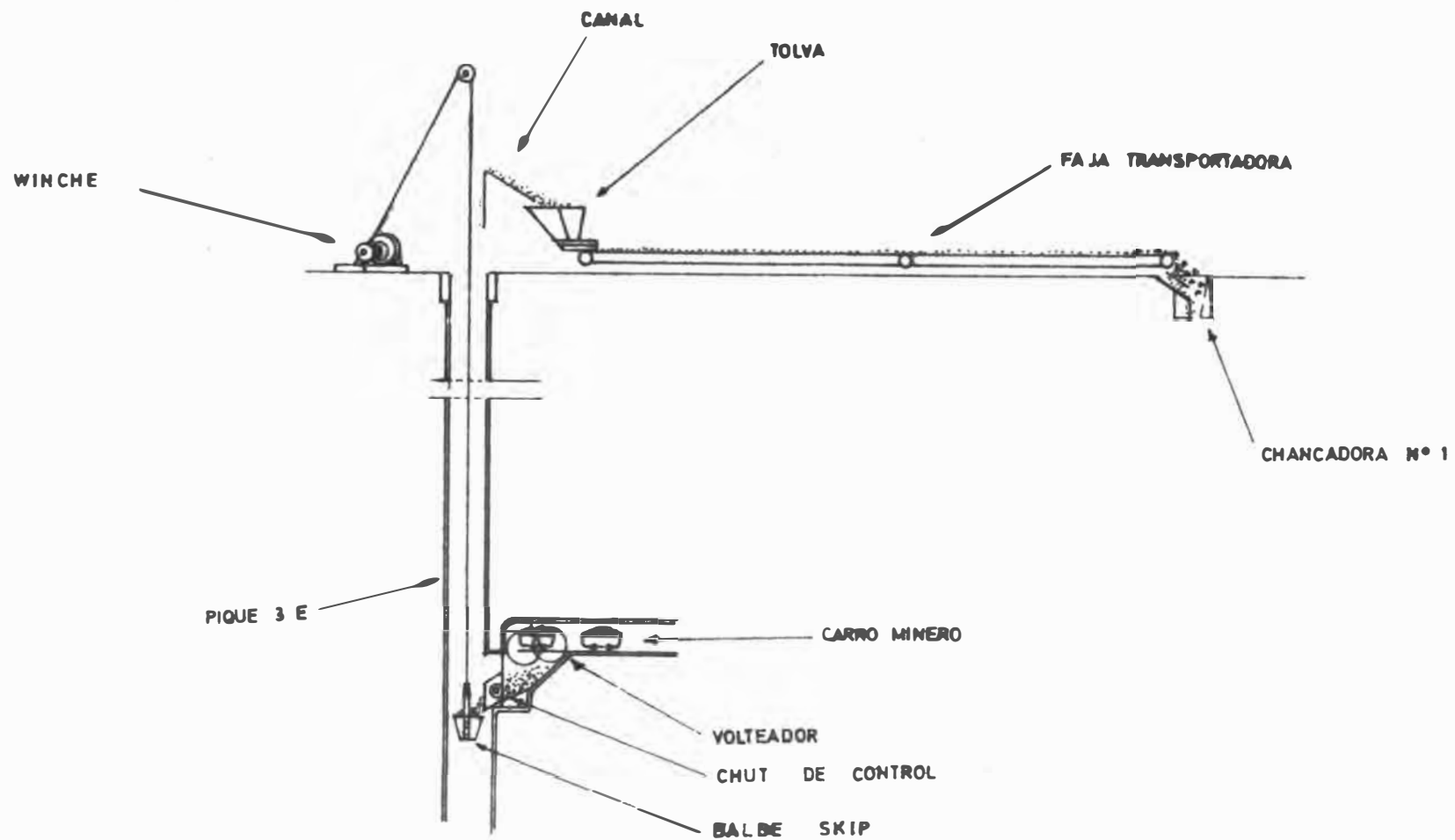
Velocidad de la faja	= 18.65 fpm
Ancho de la faja	= 18"
Tipo de faja	= 32 onz.
Recubrimiento	= 4 ply.
Polea de mando	= 20" $\phi$
Polea tensora	= 20" $\phi$
Rodillos de carga	= (133) r" $\phi$
Angulo	= 20°
Separación	= 4'6"
Retorno simple	= 4" $\phi$ (52)
Separación	= 10'9"
Longitud de faja	= 1060 fts.
Motor suctor	= 3.56 RPM
Corriente	= 60 ciclos - 3f
Canal en "U".	



## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. Después del cálculo de locomotoras se concluye que no es necesario ninguna modificación en cuanto a sus capacidades, sólo es necesario un cambio en cuanto a las horas de trabajo de la locomotora de 1 Ton.
2. Es necesario trasladar la volteadora de 3 HP al nivel 450 y que actualmente se usa en la chancadora N° 1.
3. Se debe preparar las tolvas en el nivel inferior con su respectivo chut de control.
4. La jaula trabajará en forma separada con el balde de acuerdo a los horarios convenientes.

5. Instalar las fajas transportadoras de acuerdo a las especificaciones dadas .
6. El winche actual (motor, tambor, polea, castillo; cable) se ajusta a la ampliación requerida siendo los 73.5 Kw superior a reajuste.
7. El número de personal en el izaje es el mínimo,- siendo los riesgos menores a los actuales.



<b>C.M.C.S.A.</b>	
MINA CAUDALOSA	
<b>DIAGRAMA DE</b>	
<b>TRANSPORTE MODIFICADO</b>	
Escala	S/E
Fecha	DIB. L.V.T.
	Plano N°