0137

U N I C O

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

Tumbe de Minerales y Beneficio de Jales en San Francisco del Oro, Chihuahua

BIBLIOTECA CENTRAL

T E S I S

QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

P R E S E N T A:

HERMINIO RUIZ NICOLAS

MEXICO D. F. 1971

Universidad Nacional Autónoma de México
UNAM
Biblioteca Central
Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

U. N. A. M.

FACULTAD DE INGENIERIA

Tumbe de Minerales y Beneficio de Jales en San Francisco del Oro, Chihuahua

TESIS PROFESIONAL

HERMINIO RUIZ NICOLAS

MEXICO, D. F. 1971

FACULTAD DE INGENIERIA
Exámenes Profesionales
Núm. 40-514
Exp. Núm. 40/214.2/

Universidad Nacional Autónoma de México

Al Pasante señor Herminio RUIZ NICOLAS,
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el Profesor Ing. Arnulfo Bernal Beltrán, para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de Ingeniero de MINAS Y METALURGISTA.

"TUMBE DE MINERALES Y BENEFICIO DE JALES EN SAN FRANCISCO DEL ORO, CHIH".

I. Geología de la mina Frisco de la compañía Minera San Francisco del Oro, S.A.

II. Diseño de la plantilla de barrenación de sobre carga y cálculo de costos unitarios.

III. Selección del área más apropiada y capacidad de la planta de beneficio que aprovechará la fluorita contenida en la antígua presa de Jales.

Ruego a usted tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito indispensable para sustentar Examen Profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

A t e n t a m e n t e
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
México, D.F. 11 de Noviembre 1971.
EL DIRECTOR

Dr. Juan Casillas G. de L.

JCGL'NDA'mrg.

A MIS PADRES CON CARIÑO

COMO RECONOCIMIENTO A TODAS LAS PERSONAS HE INSTITUCIONES QUE HAN CONTRIBUIDO A - MI FORMACION PROFESIONAL.

C O N T E N I D O PAGINA

CAPITULO I

INTRODUCCION.

1.1 - Ubicación 1
1.2 - Vías de Comunicación 1
1.3 - Clima 2
1.4 - Topografía 2
1.5 - Suministros 2
1.6 - Nociones Históricas 2

CAPITULO II

GEOLOGIA GENERAL.

2.1 - Provincia Fisiográfica 4
2.2 - Provincia y Lineamiento Metalogenético 4
2.3 - Unidades Litoestratigráficas 4
2.30 - Pizarra 4
2.31 - Conglomerado 4
2.32 - Riolita 4
2.33 - Basalto - Diabasa 4
2.4 - Geología Histórica y Estructural 5
2.5 - Geología del Yacimiento 5
2.51 - Forma 5
2.52 - Roca Encajonante 6
2.53 - Afloramiento 6
2.54 - Descripción de la Mineralización 7
2.55 - Tipo de Yacimiento 7
2.6 - Geología Económica 7

CAPITULO III

ESTUDIO DEL TUMBE DE MINERALES.

3.1 - Introducción 8
3.2 - Unidad de Producción 8
3.3 - Construcción de la Gráfica No. 3 12
3.4 - Variables que afectan al Tumbe 15
3.41 - Distancia del Tiro al Rebaje 16
3.42 - Altura del Rebaje 16
3.43 - Longitud del Rebaje 16
3.44 - Anchura del Rebaje 17
3.45 - Temperatura del Rebaje 18
3.46 - Ley en % del Combinado (Dureza) 18
3.47 - Presión del Aire Comprimido 18
3.48 - Tiempo de Barrenación 20
3.49 - Plantilla de Barrenación 20
3.491 - Tipo de Perforadora y Acero usado 20
3.492 - Espaciamiento, Profundidad y Altura de la Planilla 21
3.50 - Ausentismo 25
3.51 - Conclusiones y Recomendaciones 26

C O N T E N I D O PAGINA

CAPITULO IV

COSTOS 38

CAPITULO V

SELECCION DEL AREA APROPIADA PARA CONSTRUIR LA PLANTA METALURGICA QUE BENEFICIARA JALES DE FLUORITA.

4.1 - Determinación del Tonelaje y Ley media 44
4.2 - Alternativas 46
4.3 - Factores de Comparación 47
4.31 - Acarreo y Suministro de Materia Prima 47
4.32 - Transporte de Colas a la Presa de Jales 49
4.33 - Suministro de Agua 53
4.34 - Embarque de Concentrados 55
4.35 - Suministro de Combustible 56
4.36 - Transporte de Maquinaria y Equipo de Construcción del Desembarque del Ferrocarril a su lugar de Instalación 57
4.37 - Personal de Supervisión 57
4.4 - Operación de la Planta de Fluorita 58

CAPITULO VI

APENDICES Y PLANOS.

P R O L O G O

La fase actual de nuestra actividad industrial está basada en la industria minera-metalúrgica, de ahí la importancia económica de la explotación, beneficio y aprovechamiento de los yacimientos minerales, dentro del esquema del desarrollo.

En 1970 las industrias extractivas contribuyeron con el 7% del Producto Nacional Bruto, esto implica ineludiblemente que la producción minera habrá de incrementarse más, para satisfacer la creciente demanda de minerales, metales y combustibles que impone el desarrollo económico.

El carácter eshaustivo de los yacimientos, justifica buscar siempre, como marco implícito de referencia, un programa que tenga por objeto, la asignación justa y debida de los recursos minerales disponibles.

El avance tecnológico y científico harán que en el futuro nuevas riquezas minerales aún no encontradas, sean explotadas, minerales y combustibles serán extraídos de fuentes que hoy parecen utópicas, nuevos materiales sustituirán a los metales, sin embargo toca a los técnicos en materia, incrementar el rendimiento de las reservas presentes, para derivar las mayores ventajas y lograr una mayor satisfacción personal y colectiva.

CAPITULO I - INTRODUCCION

1.1 - Ubicación

La mina "Frisco", explotada por la Compañía Minera San Francisco del Oro, S. A. de C. V., pertenece al distrito minero de San Francisco del Oro, municipio del mismo nombre del Estado de Chihuahua.- Sus coordenadas geográficas son:

Latitud	N-26º-51'
Longitud	E-103º-53'
Declinación magnética	11.5º
Altitud	2020 m.

Con sus vecinos: Hidalgo del Parral 22 Km al N-E y Santa Bárbara 12 Km al Sur, constituyen una provincia minera relevante dentro de la producción nacional.

1.2 - Vías de Comunicación

El factor dinámico por excelencia del desarrollo económico y de la evolución social es el transporte.

Ferrocarril.- Tiene una importancia vital como liga indispensable entre la producción y el consumo, liga sin la cual no podrían existir con el carácter masivo que presentan en la actualidad. De ahí el gran significado económico que reviste la minimización de los costos en los desplazamientos, lo que se traduce en la búsqueda del costo mínimo de transporte.

Durante las dos últimas décadas del siglo pasado y la primera década del presente, se extendió considerablemente la red de vías férreas, cuya función era facilitar la explotación de minas y bosques y unir el centro del país con los puertos y fronteras para dar salida a las exportaciones de los productos primarios, y entrada a la importación de artículos de consumo.

Hoy, la Minera San Francisco del Oro, transporta sus concentrados de Plomo y Zinc a la fundición de la Compañía Peñoles en Torreón, Coah., y a Zincamex, en Saltillo, Coah., respectivamente, y Fluorita al extranjero, por medio de éste. La línea San Francisco del Oro-Estación "Zenzontle", es un ramal del ferrocarril Rosario, Dgo.-Jiménez, Chih., entroncando en ésta última estación con la línea México-Cd. Juárez, ambos de los Ferrocarriles Nacionales de México.

Carretera.- San Francisco del Oro se enlaza con Hidalgo del Parral, Chih., mediante una carretera asfaltada de 26 Km., y Parral se liga con el resto de la red federal de carreteras.

Con las comunidades rurales de la sierra Tarahumara se comunica por carretera de terracería y brechas en donde la actividad forestal es importante.

Vía Aérea.- La Compañía cuenta con una aeropista excelente.

Telecomunicaciones.- San Francisco del Oro cuenta con: Telégrafo, Teléfono, Radio, Televisión y Correo.

Población.- San Francisco del Oro tiene 18 mil habitantes,- la mayoría de la población trabajadora está dedicada a la industria (minería), ya que de los otros dos sectores; la agricultura es pobre y la ganadería no absorbe gran cantidad de mano de obra.

La infraestructura (servicios, transportes, comercio, etc.), ocupa un porcentaje mínimo de mano de obra.

1.3 - Clima

El clima es seco estepario, precipitación pluvial media anual - de 600 mm, la temperatura máxima promedio es de 20ºC, y la mínima- promedio es de 10ºC, por lo tanto no hay inconveniente con las variaciones estacionales en las operaciones.

Flora y Fauna.- La flora es pobre, algunas plantas como mezquites, huizaches, cactus, son características, al oeste se encuentran los encinos, coníferas y álamos.

La fauna silvestre es raquítica, sólo roedores y reptiles propios de la zona. Se destaca la cría de ganado bovino y en menor - cantidad el caprino y lanar.

1.4 - Topografía

La conformación de la mayor parte del terreno es abrupta, aunque al este se hace suave.

1.5 - Suministros

Mano de obra: Suficiente aunque cara.
Agua: Proviene del interior de la mina la que se utiliza en - la planta de beneficio; para uso doméstico, el agua se extrae - de pozos.
Energía Eléctrica: Se recibe de la Planta Hidroeléctrica de - la presa de la "Boquilla".
Combustibles, madera, materiales y maquinaria son suministrados con poca dificultad.

1.6 - Nociones Históricas

La actividad minera empezó en la época colonial, con el descubrimiento de los yacimientos de oro y plata en 1658, por el soldado español Francisco de Molina.

Debido al agotamiento de la zona de óxidos, se requirió de capital y técnica para el aprovechamiento de sulfuros, y trabajarse a gran escala.

A fines del siglo pasado se dió facilidad al inversionista extranjero, así en 1913, la mina fué adquirida por el capital Inglés, bajo la firma "Cía. Minera Plomosas", que en 1920 cambió su denominación por "San Francisco Mines", implantando la flotación selectiva.

En 1932 se amplía, adquiriéndo la mina "Clarines". Con la venta ja en ahorro de impuestos, se mexicanizó en 1963, representando el 51% del capital mexicano exigido el Banco de Comercio, con la nueva denominación "Minera Frisco". A partir de 1968, la razón social es "Minera San Francisco del Oro, S. A. de C. V."

En los últimos 20 años, los minerales no metálicos han adquirido vital importancia, beneficiándose actualmente la fluorita de las colas de flotación y jales viejos.

CAPITULO II - GEOLOGIA GENERAL

2.1 - Provincia Fisiográfica

El área del distrito tiene 52 Km^2, contiene importantes contrastes fisiográficos, pues está comprendido en la zona de transición de dos grandes provincias fisiográficas como son: La Meseta Central y La Sierra Madre Occidental.

La primera con perfiles montañosos, suaves y aislados y la otra con relieve abrupto y quebrado.

2.2 - Provincia y Lineamiento Metalogenético

El área mineralizada que consiste en vetas de fisura y falla, pertenece a la destacada provincia metalogenética de plomo argentífero del norte-centro de México, ésta abarca otros depósitos como son: Santa Bárbara, Parral, Milpillas, Namiquipa y El Morrión. Nuestro depósito en estudio también se relaciona con el lineamiento metalogenético del cinturón central.

2.3 - Unidades Litoestratigráficas

A continuación se hace una ligera descripción de las unidades litológicas:

2.30 - Pizarra

Esta roca de tipo metamórfico, constituye la formación más amplia aún no determinada en profundidad y extensión, de edad cretácica no confirmada, se encuentra suavemente plegada en un anticlinal asimétrico, con flancos ligeramente profundos, es cortada por vetas, diques, sills, y cubierta por corrientes de basalto. Es una roca de grano fino, no porosa, impermeable y dura, se presenta en una serie de gruesas y delgadas interestratificaciones.

2.31 - Riolita

Roca ígnea extrusiva, distribuída ampliamente en diques y derrames, los diques tienen un rumbo aproximado de NE 20º y echado oeste 10º. Es una roca de matriz afanítica, con fenocristales de cuarzo, dura y poco densa, de color blanco a rosa. En algunos diques angostos se presentan líneas de flujo de cuarzo y bandas de caolin, producto de la alteración de el feldespato. Es de edad terciaria.

2.32 - Basalto - Diabasa

Aparte de sedimentos de consolidados, la roca más joven en el área son flujos de basalto y diques diabasa.

El basalto es de estructura vesicular (vesículas rellenas de - Calcita), matriz afanítica, de color gris obscuro, duro y denso, - compuesto de 85% de feldespato y piroxena con fenocristales de olivino, teniendo un espesor de 60 m.

La diabasa se presenta en diques de 1.5 m., es una roca de color verdoso, con cristales de plagioclasa, vesículas rellenas de calcita y fenocristales de labradorita y andesina.

2.4 - Geología Histórica y Estructural

La roca más antigua es la pizarra (edad cretácica), originada - por el metamorfismo, ocasionado a rocas preexistentes por las primrtas deformaciones tectónicas pre-cretácicas.

Durante el terciario se distinguen dos épocas de orogenia. La primera época se caracteriza por esfuerzos que causaron el plega - miento y fracturamiento, terminado el plegamiento se produjeron numerosas fracturas y fallas que alojarían a las vetas de sulfuros. Las fallas son normales o gravitacionales, con desplazamiento neto de 5 a 10 m., el desplazamiento de rumbo varía de 4 a 5 m.

En la segunda época de orogenia se distinguen dos disturbios -- orognénicos. El primero de ellos dá lugar a diques y derrames de riolita, los diques tienen un rumbo apriximado de EW, con echados casi verticales y generalmente con potencia de 3 a 5 m. También - dá lugar a diques basálticos de rumbo aproximado de N-60ºW, casi - verticales y potencia menor de 1 m.

El segundo período de disturbios orogénicos que siguió del depósito de rocas volcánicas, quedó marcado por fallas seguidas de - una mineralización de calcita, cuarzo, barita, fluorita y otros minerales.

Estas fallas postminerales son comunes en la mina, pero tienen- muy poco desplazamiento, excepto una, con un desplazamiento de 35m la falla "Frisco" y otras con desplazamiento de 5 a 15 m. Algunas de éstas constituyen cursos de agua, causando oxidación de los sulfuros y debilitamiento de los respaldos de vetas cercanas.

2.5 - Geología del Yacimiento

2.51 - Forma

El patrón estructural de las vetas lo constituyen un sistema de fracturas en paralelo, orientado N-25ºW-75ºW. Las vetas se ex -- tienden con longitudes de más de 1 Km y potencia promedio de 1.5 m con respaldos regulares y consistentes.

2.52 - Roca Encajonante

La roca encajonante es la pizarra, dicha roca se hace más calcárea a profundidad. Esta es consistente, permitiendo explotar las vetas casi sin ademe.

2.53 - Afloramiento

Son pocos los afloramientos, ya que pocas vetas afloran, en su mayoría son ciegas.

2.54 - Descripción de la Mineralización

Los principales minerales en las vetas son:

Esfalerita	(ZnS)
Galena	(PbS)
Calcopirita	($CuFeS_2$)
Proustita	($3Ag_2S\ As_2S_3$)
Pirargirita	($3Ag_2S\ Sb_2S_3$)
Pirita	(FeS_2)
Arsenopirita	(Fe AsS)

Constituyen la matriz:

Cuarzo	(SiO_2)
Calcita	($CaCO_3$)
Fluorita	(CaF_2)
Epidota	($Ca\ (AL,Fe)_3\ O(OH)\ SiO_4\ Si_2O_7$)

y otros minerales.

a).- Distribución:

Aunque los sulfuros están distribuídos regularmente, existen concentraciones de mineral más rico que están irregularmente formadas dentro de las vetas.

Los controles geológicos que favorecen la ocurrencia de concentraciones son:

1.- Un gran ángulo entre la veta y la pizarra.
2.- Roca encajonante,más calcárea que pizarra silicosa.
3.- Una localización cerca del centro de la mina, donde fueron mucho más fracturadas y reabiertas las vetas durante el segundo período de deformación.

b).- Zonación de Valores:

Al aumentar la profundidad se tiene que:

1.- El oro decrece constante y marcadamente.
2.- La plata decrece al principio y entonces se incrementa.
3.- El cobre crece al principio y decrece rápidamente, paralelamente al oro.

Las vetas son oxidadas cerca de la superficie, con la formación de los minerales típicos de oxidación y carbonatos.

El depósito de minerales produjo bandas, la mayoría de las cuales son asimétricas y quebradas, indicando que las vetas fueron --

reabiertas durante el llenamiento por la fuerza de las soluciones o por la recristalización de algunos minerales.

Casi toda la mineralización está confinada dentro de la veta,- aunque existe diseminación en los respaldos.

2.55 - Tipo de Yacimiento.

Existe una clara asociación de galena, esfalerita y calcopirita, minerales que corresponden a temperaturas intermedias de formación y alta presión, por lo que el yacimiento es mesotermal.

2.6 - Geología Económica

Son importantes las características morfológicas y estructurales que se toman con índices ventajosos o desventajosos en relación con las vetas.

Ventajosos:

1.- Echado mayor a 80º
2.- Echado al W
3.- Angulo grande entre la pizarra y la veta

Desventajosos:

1.- Disminución de echado
2.- Cambio de rumbo y adelgazamiento gradual
3.- Por dislocación de los extremos
4.- Lateralmente por unirse a otra veta, o por ser cortada por una falla.
5.- Aumento de pirita, arsenopirita y silicatos ferromagnecianos, indicio de terminación de la veta en sentido vertical.

Exploración:

La vida de una mina depende de sus reservas principalmente, por lo que se ha intensificado la exploración con barrenación de diamante en los niveles superiores e inferiores, de acuerdo con la guía de estudios geológicos, llegándose a descubrir vetas, que se creía no existían en los diferentes niveles. En estas vetas se cuelan frentes para luego prepararse, pero es necesario un mayor programa de exploración y por lo tanto geológico, para incrementar las reservas.

CAPITULO - III

DISEÑO DE LA PLANTILLA DE BARRENACION MAS CONVENIENTE, TENIENDO COMO BASE LA INFORMACION ESTADISTICA - DE LA MINA FRISCO, PARA OPTIMIZAR EL TUMBE UNITARIO POR BARRENO.

3.1 - INTRODUCCION

En la explotación de las vetas se emplea el método de Tumbe sobre la Carga (estático), que se divide en las siguientes fases:

a).- Desarrollo
b).- Preparación
c).- Tumbe
d).- Rodada
e).- Acarreo

Desarrollo.- Consiste en el cuele de frentes, cruceros y contra pozos, para explorar, muestrear y bloquear las vetas.

Preparación.- Existen dos maneras de preparar un bloque; la primera consiste en dar un subnivel 5 m. arriba del nivel de acarreo y contrapozos para chorreaderos; la otra forma es dar un "alevante" de 5 m. para luego poner tupido y al mismo tiempo construir los chorreaderos.

Tumbe.- Se hace por cortes horizontales ascendentes, cortes que son empezados en puntos convenientes.

Rodada.- Tumbado el mineral, éste es rodado con barra o winche dependiendo de las condiciones de la carga el rebaje.

Acarreo.- Por medio de carros de mina tipo concha, el mineral es transportado a las tolvas generales.

En esta explotación, el tumbe representa una de las operaciones mas costosas, por lo tanto, es necesario hacer un análisis de los factores relacionados con dicha operación.

Existen variables, de las cuales algunas han sido suficientemente evaluadas y otras no, por lo tanto, no es posible establecer una fórmula matemática y dar los resultados mas óptimos; pero un conocimiento de las características físicas y mecánicas de la roca, distribución de esfuerzos, función particular de cada barreno, clase de explosivo usado, manera como los barrenos son cargados y disparados, profundidad, arreglo y espaciamiento entre ellos, maquinaria y equipo usado, presión del aire comprimido, temperatura y ventilación del rebaje, estudios de tiempos y movimientos, además de la experiencia en roca similar, constituyen una guía segura para obtener el máximo rendimiento de los recursos utilizados (mano de obra, explosivos, materiales y energéticos), lo que influirá en el ahorro en los costos totales.

3.2 - UNIDAD DE PRODUCCION

La base principal en el estudio del tumbe será el número de barrenos dados por turno-máquina, número que representa la unidad de producción, ya que los metros cúbicos producidos están en relación directa con el número de barrenos dados, cosa que se corrobo---

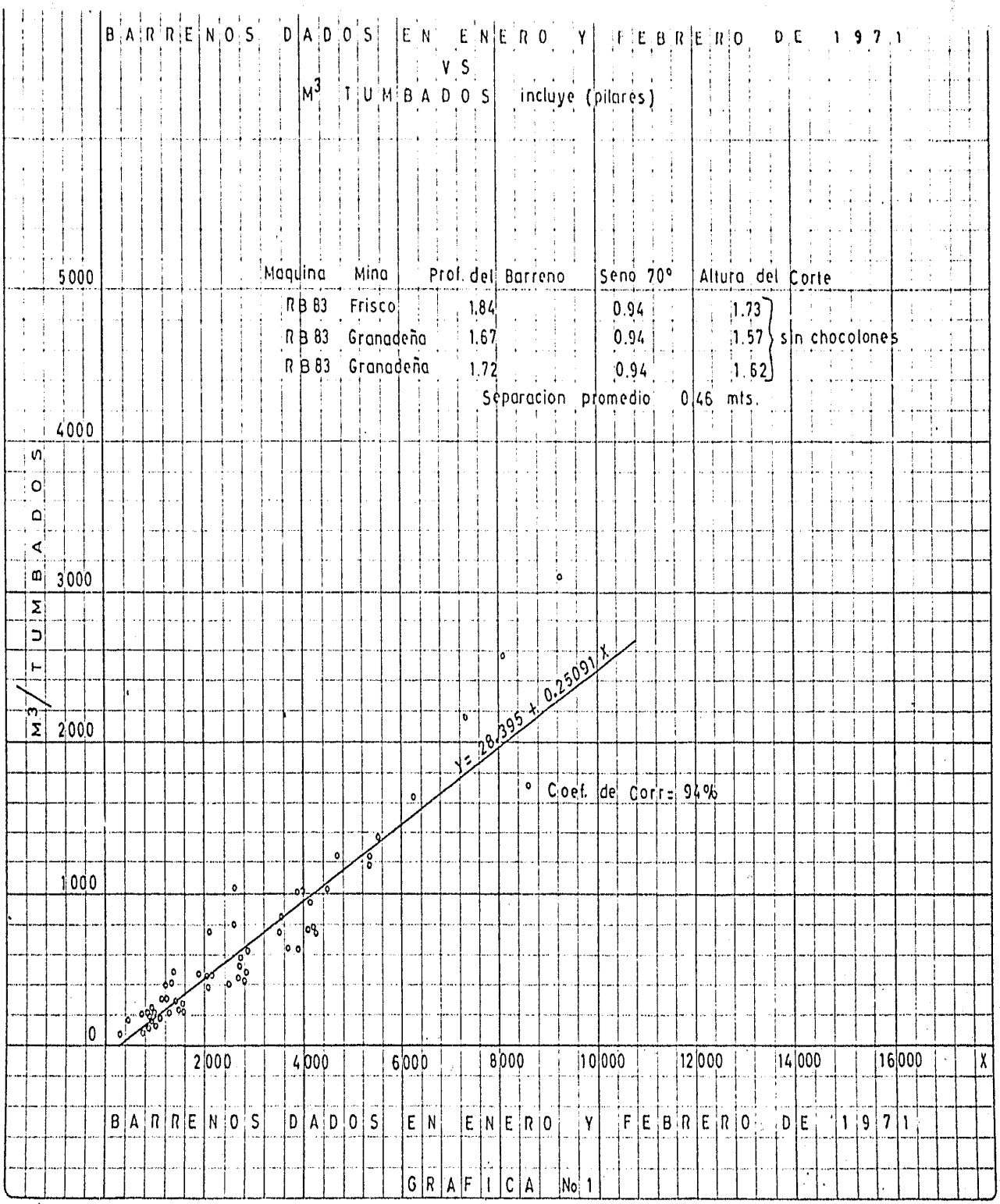
BARRENOS DADOS EN ENERO Y FEBRERO DE 1971

VS

M³ TUMBADOS incluye (pilares)

Maquina	Mina	Prof. del Barreno	Seno 70°	Altura del Corte	
RB 83	Frisco	1.84	0.94	1.73	sin chocolones
RB 83	Granadeña	1.67	0.94	1.57	
RB 83	Granadeña	1.72	0.94	1.62	

Separacion promedio 0.46 mts.



BARRENOS DADOS EN ENERO Y FEBRERO DE 1971

GRAFICA No. 1

FORTEC

ra en la alta correlación (94%), entre estos factores, como se - muestra en la gráfica No. 1.

O sea:

$$M^3 = K \times \text{No. de barrenos}$$

donde K varía con las condiciones físicas del rebaje y la manera de trabajar de cada contratista, posteriormente se dará con ma-- yor detalle la construcción de la gráfica (inciso 3.3).

Dado que toda empresa es un negocio y tiene por objeto lograr las máximas ganancias, se evaluarán los resultados obtenidos en- este estudio contra los que se obtienen actualmente, para esta-- blecer los ahorros que pudieran tenerse y ver si éstos justifi-- can llevar a la práctica las condiciones que resulten.

La comparación se lleva a efecto del estudio de tiempos y mo- vimientos del método actual, aunado a los datos estadísticos y - costos que se tienen con los que se esperan obtener, y por lo -- tanto ver el ahorro final por unidad de producción.

Para fijar la unidad de producción se hizo un análisis de los barrenos dados por turno-máquina durante Septiembre, Octubre y - Noviembre de 1970, Enero Febrero, Marzo y Abril de 1971.

PROMEDIO DE BARRENOS POR TURNO-MAQUINA Y POR REBAJE

SEPT. OCT. NOV. 1970.	ENERO Y FEBRERO DE 1971		FEB. MAR. ABR. 1971
36.2	27.5	21.2	31
28.7	27.4	20.7	30
28.5	27.3	20.6	30
28.1	27.0	20.6	30
27.7	27.0	20.4	29
26.1	26.5	20.2	26
25.7	25.7	20.1	25
25.5	25.6	20.0	25
25.0	25.5	19.7	24
24.7	24.5	19.5	24
22.5	24.5	19.3	24
22.3	24.3	19.3	24
22.1	23.8	18.9	23
22.1	23.4	18.8	22
22.0	23.3	18.8	22
21.9	23.0	18.5	21
21.6	22.8	18.4	21
21.6	22.7	17.8	20
21.3	22.5	17.4	20
21.3	22.5	16.8	19
21.1	22.5	16.5	19
20.7	22.2	16.3	16
20.4	22.0	16.3	15
19.9	22.1	16.2	13
19.8	21.9	15.7	12

SEPT. OCT. NOV. 1970.	ENERO Y FEBRERO DE 1971	FEB. MAR. ABR. 1971
19.6	15.2	12
19.4	15.0	12
18.8	14.8	12
18.6	14.6	12
18.6	14.6	7
17.7	12.6	
17.2		TOTAL 620
16.9	TOTAL 1162.30	PROM. 20.7
16.7	PROM. 20.8	
16.6		
16.3		
16.2		
16.2		
15.8		
15.7		
15.4		
15.3		
13.9		
13.2		
TOTAL 914.90		
PROM. 20.8		

Representaremos en la gráfica No. 2, la distribución de frecuencias relativas o porcentual de los barrenos dados por turno-máquina durante el mes de febrero de 1971.

BARRENOS	FRECUENCIAS	FRECUENCIAS RELATIVAS
12 - 13.99	1	1.8
14 - 15.99	6	10.7
16 - 17.99	7	12.5
18 - 19.99	9	16.1
20 - 21.99	9	16.1
22 - 23.99	12	21.4
24 - 25.99	6	10.7
26 - 27.99	6	10.7
	56	100.0 %

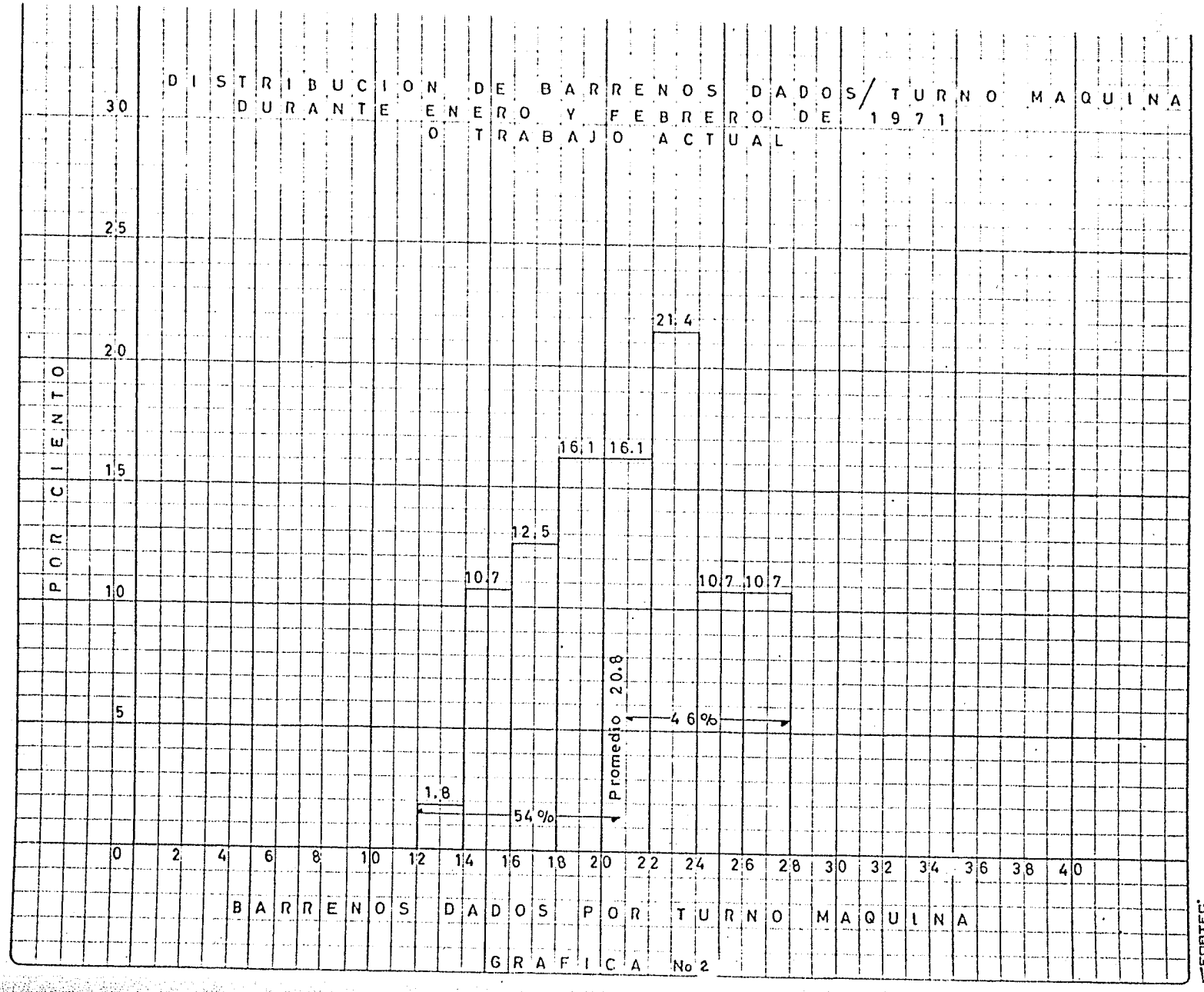
En la siguiente tabla, la distribución de frecuencias de barrenos dados respecto al No. de contratistas y No. de máquinas.

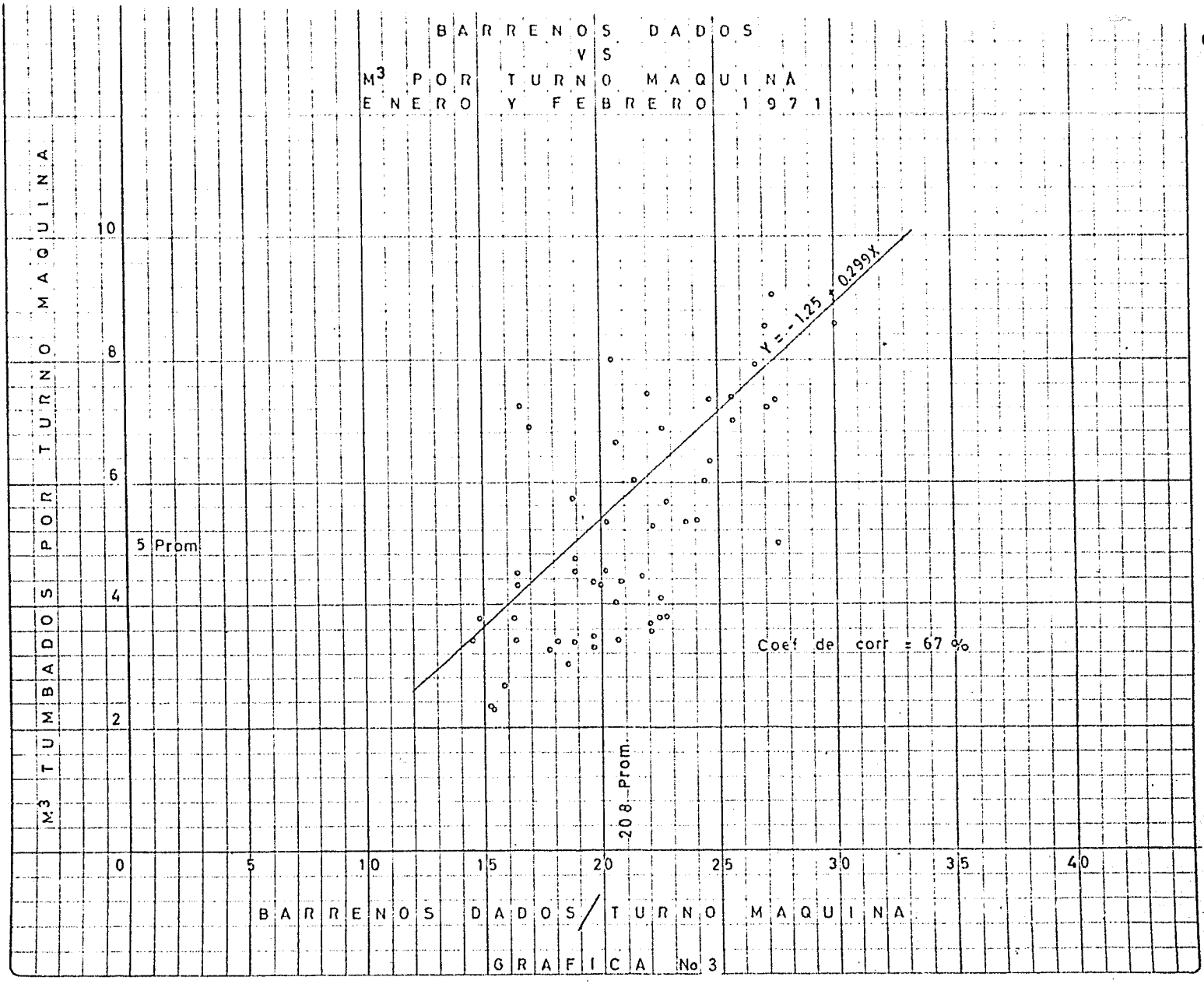
BARRENOS DADOS POR TURNO-MAQUINA	SEPT. OCT. NOV. 1970 No. CONT.	%	ENERO Y FEB.1971 No. CONT.	%	ESTUDIO DE TIEMPOS No. MAQ.	%
De 0 a 5	-	0.0	-	-	-	-
De 5.1 a 10	-	0.0	-	-	1	3.3
De 10.1 a 20	2	4.5	5	8.9	7	23.3
De 15.1 a 20	19	43.2	19	33.9	5	16.7
De 20.1 a 25	15	34.1	23	41.1	11	36.7
De 25.1 a 30	7	15.9	9	16.1	5	16.7
De 30.1 a 35	-	-	-	-	1	3.3
De 35.1 a 40	1	2.3	-	-	-	-
T O T A L	44	100.0%	56	100.0%	30	100.0%
PROMEDIOS BARRENOS-TURNO	20.8		20.8		20.7	

Se puede decir que se tiene 20.8 barrenos por turno-máquina como promedio, número que es la Unidad de Producción

El 46% de contratistas da menos de 21 barrenos por turno-máquina y el 54% dá más de 21 barrenos por turno-máquina.

Algunos maquinistas dieron menos de 12 y otros más de 28, pero - son pocos, por lo que el rango es de 12 a 28 barrenos por turno -- (enero y febrero de 1971)., por contratista.


DISTRIBUCION DE BARRENOS DADOS/TURNO MAQUINA
DURANTE ENERO Y FEBRERO DE 1971
TRABAJO ACTUAL
PORCIENTO
30
25
20
15
10
5
0
1.8
10.7
12.5
16.1
16.1
21.4
10.7
10.7
Promedio 20.8
54%
46%
0 2 4 6 8 10 12 14 16 18 20 22 24 26 28 30 32 34 36 38 40
BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA
GRAFICA No 2
FORTEC


BARRENOS DADOS
VS
M3 POR TURNO MAQUINA
ENERO Y FEBRERO 1971
M3 TUMBADOS POR TURNO MAQUINA
Y = -1.25 + 0.299X
Coef de corr = 67 %
5 Prom
20.8 Prom.
0
2
4
6
8
10
5
10
15
20
25
30
35
40
BARRENOS DADOS / TURNO MAQUINA
GRAFICA No 3

Del estudio de 56 rebajes y mostrados en la gráfica No. 3, por cada turno-máquina (unidad de producción 20.8 barrenos), se tumban 5 m^3 de mineral.

Además, existe una correlación del 67% entre barrenos dados por turno-máquina y m^3 tumbados por turno-máquina, por lo que esto nos indica, que no en todos los lugares se tiene la misma productividad, esto se debe a la forma particular de trabajo de cada maquinista, ya que no tiene la supervisión técnica debidamente encausada, para coordinar sus esfuerzos y obtener óptimos resultados.

Después de la construcción de esta gráfica, analizaremos las variables que afectan la productividad en los rebajes.

3.3 - CONSTRUCCION DE LA GRAFICA No. 2

Esta gráfica fue tomada como tipo, las demás son construídas de igual manera, y los cálculos no se adjuntan para no repetirlos.

Existe una relación entre los variables barrenos dados por turno-máquina y metros cúbicos tumbados por turno-máquina. Dicha relación se expresa mediante la ecuación matemática:

$$Y = Ao + A_1X \quad \text{en donde:}$$

$$Ao = \frac{(\Sigma Y)(\Sigma X^2) - (\Sigma X)(\Sigma XY)}{N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2}$$

$$A_1 = \frac{N\Sigma XY - (\Sigma X)(\Sigma Y)}{N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2}$$

Llamada recta de aproximación por mínimos cuadrados, del conjunto de puntos (X1, Y1), (X2, Y2), --- (Xn, Yn), que constituyen el diagrama de dispersión, en donde "Y" representa metros cúbicos tumbados y "X" representa número de barrenos dados por turno-máquina y por rebaje.

Dicha recta tiene la propiedad de:

$$D_1^2 + D_2^2 + - - - - - + Dn^2 \quad \text{es mínimo.}$$

Siendo "D" la distancia de los puntos (rebajes) a la recta, llamada desviación, error o resíduo.

La recta de mínimos cuadrados pasará por el punto $(\overline{X}, \overline{Y})$, que es el centro geométrico de los datos.

Coeficiente de correlación o grado de relación entre las variables que se estudian, para determinar en que medida una ecuación describe o explica en forma adecuada la relación entre variables.

El coeficiente de correlación varía entre -1 y 1. Existe una correlación positiva cuando "y" se incrementa al incrementarse "X", y negativa cuando "Y" disminuye al incrementarse "X".

$$r = \pm \frac{\text{Variación explicada}}{\text{Variación total}}$$

$$r = \frac{N\Sigma XY - (\Sigma X)(\Sigma Y)}{\sqrt{[N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2][N\Sigma Y^2 - (\Sigma Y)^2]}}$$

No. de Rebaje	X	Y	X^2	Y^2	XY
1	(12.6	2.78)	158.76	7.73	35.03
2	(14.6	3.20)	213.16	10.24	46.72
3	(14.6	3.35)	213.16	11.22	48.91
4	(14.8	3.95)	219.04	15.60	58.46
5	(15.0	2.32)	225.00	5.38	34.80
6	(15.2	2.30)	231.04	5.29	34.96
7	(15.7	2.70)	246.49	7.29	42.39
8	(16.2	3.42)	262.44	11.70	53.35
9	(16.3	4.50)	265.69	20.25	73.35
10	(16.3	4.30)	265.69	18.49	70.09
11	(16.5	7.25)	272.25	52.56	119.63
12	(16.8	6.90)	282.24	47.61	115.92
13	(17.4	3.25)	302.76	10.56	56.55
14	(17.8	3.40)	316.84	11.56	60.52
15	(18.4	3.00)	338.56	9.00	55.20
16	(18.5	3.35)	342.25	11.22	61.98
17	(18.8	5.70)	353.44	32.49	107.16
18	(18.8	4.52)	353.44	20.43	84.98
19	(18.9	4.38)	357.21	19.18	82.78
20	(19.3	3.24)	372.49	10.50	62.53
21	(19.3	3.40)	372.49	11.56	65.62
22	(19.5	4.40)	380.25	19.36	85.80
23	(19.7	4.25)	388.09	18.06	83.73
24	(20.0	4.30)	400.00	18.49	86.00
25	(20.1	5.30)	404.01	28.09	106.53
26	(20.2	4.56)	408.04	20.79	92.11
27	(20.4	7.90)	416.16	62,41	161,16
28	(20.6	6.50)	424.36	42.25	133.90
29	(20.6	3.30)	424.36	10.89	67.98
30	(20.7	4.38)	428.49	19.18	90.67
31	(21.2	5.45)	449.44	29.70	115.54
32	(21.9	7.30)	479.61	53.29	159.87
33	(22.0	3.91)	484.00	15.29	86.02
34	(22.1	3.60)	488.41	12.96	79.56
35	(22.2	5.30)	492.84	28.09	117.66
36	(22.5	3.80)	506.25	14.44	85.50
37	(22.5	4.10)	506.25	16.81	92.25
38	(22.5	6.86)	506.25	47.06	154.35
39	(22.7	3.70)	515.29	13.69	83.99

No. de Rebaje	X	Y	X^2	Y^2	XY
40	(22.8	3.82)	519.84	14.59	87.10
41	(23.0	5.90)	529.00	34.81	135.70
42	(23.3	5.35)	542.89	28.62	124.66
43	(23.4	5.65)	547.56	31.92	132.21
44	(23.8	5.28)	566.44	27.88	125.66
45	(24.3	4.90)	590.49	24.01	119.07
46	(24.5	6.34)	600.25	40.20	155.33
47	(24.5	7.34)	600.25	53.88	179.83
48	(25.5	7.38)	650.25	54.46	188.19
49	(25.6	6.98)	655.36	48.72	178.69
50	(25.7	6.00)	660.49	36.00	154.20
51	(26.5	7.94)	702.25	63.04	210.41
52	(27.0	7.20)	729.00	51.84	199.44
53	(27.0	8.50)	729.00	72.25	229.50
54	(27.3	9.00)	745.29	81.00	245.70
55	(27.4	7.30)	750.76	53.29	200.02
56	(27.5	5.00)	756.25	25.00	137.50
	1162.30	280.00	24941.91	1562.12	6056.76

Aplicando la Fórmula:

$$Y = Ao + A_1X$$

$$Ao = \frac{(\Sigma Y)(\Sigma X^2) - (\Sigma X)(\Sigma XY)}{N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2}$$

$$Ao = \frac{280.00\ (\ 24{,}941.91) - (\ 1162.30)\ (\ 6{,}056.76\ )}{56\ (\ 24{,}941.91)^2 - (\ 1162.30)^2}$$

$$Ao = \frac{6{,}983{,}734.80 - 7{,}039{,}772.15}{1{,}396{,}746.96 - 1{,}350{,}941.29} = \frac{-56{,}037.35}{45{,}805.67}$$

$$Ao = -1.22$$

$$A_1 = \frac{N\Sigma XY - (\Sigma X)(\Sigma Y)}{N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2}$$

$$A_1 = \frac{56\ (6{,}056.76) - (1162.30)\ (280.00)}{56\ (24{,}941.91) - (1162.30)^2}$$

$$A_1 = \frac{339{,}178.56 - 325{,}444.00}{45{,}805.67} = \frac{13{,}734.56}{45{,}805.67} = .299$$

$$\underline{Y = -1.25 + 0.299\ X}$$

Para X = 0 Y = -1.25
Para Y = 0 X = 4.18

Coeficiente de Correlación:

$$r = \frac{N\Sigma XY - (\Sigma X)(\Sigma Y)}{\sqrt{[N\Sigma X^2 - (\Sigma X)^2][N\Sigma Y^2 - (\Sigma Y)^2]}}$$

$$r = \frac{56\ (6{,}056.76) - (1{,}162.30)\ (280.00)}{\sqrt{[56\ (24{,}941.91) - (1{,}162.30)^2]\ [56\ (1{,}562.12) - (280.00)^2]}}$$

$$r = \frac{13{,}734.56}{\sqrt{(45{,}805.67 \times 9{,}078.72)}} = \frac{13{,}734.56}{\sqrt{415{,}008{,}568.52}}$$

$$r = \frac{13{,}734.56}{20{,}392.21}$$

$$r = \underline{67\ \%}$$

Debido a que "Y" se incrementa cuando "X" también, se tiene una correlación lineal positiva.

3.4 - VARIABLES QUE AFECTAN AL TUMBE

Las variables que afectan al tumbe y que su relación se hará - con respecto al número de barrenos dados, son las siguientes:

3.41 - Distancia del "Tiro" al rebaje.
3.42 - Altura del rebaje
3.43 - Longitud del rebaje
3.44 - Anchura del Rebaje
3.45 - Temperatura del rebaje
3.46 - Ley en % de combinado
3.47 - Presión del aire comprimido
3.48 - Tiempo de barrenación
3.49 - Plantilla de barrenación
3.491 - Tipo de perforadora y acero usado
3.492 - Espaciamiento, profundidad y altura de la planilla
3.493 - Cálculo del volumen producido con la plantilla actual
3.50 - Ausentismo

3.41 - Distancia del "Tiro" al Rebaje:

Vamos a considerar los rebajes localizados tanto en la mina - Frisco, donde la gente baja por el Tiro Norte, como en la mina - Granadeña, donde lo hace por el Tiro Nuevo.

En la mina Frisco, el 56% de los rebajes se encuentran uniformemente distribuídos en una área de 1000 m. alrededor del Tiro -- Norte.

A partir del Tiro Nuevo, en un tramo de 1000 m., también están el 56% de los rebajes. El 44% restante de los rebajes, tanto en la mina Frisco como en la Granadeña, están localizados en un tramo de 1000 m a 2000 m.

En la mina se camina un promedio de 3 Km/hora, así se emplea - un tiempo máximo de 45 minutos para hacer el recorrido entre la - ventanilla y el rebaje más alejado.

Tomando como base lo anterior y con la información estadística podemos construir la gráfica No. 4.

Analizando esta gráfica, podemos decir que esta variable o sea la distancia del tiro al rebaje, afecta en una correlación de -- -23%, entre barrenos dados por turno-máquina y la distancia al - tiro.

La gráfica muestra una tendencia negativa lógica, porque a mayor distancia disminuye el tiempo efectivo de barrenación (menor número de barrenos), pero algunos contratistas compensan este -- tiempo sacrificando tiempos como el de comida y otros para una mayor productividad.

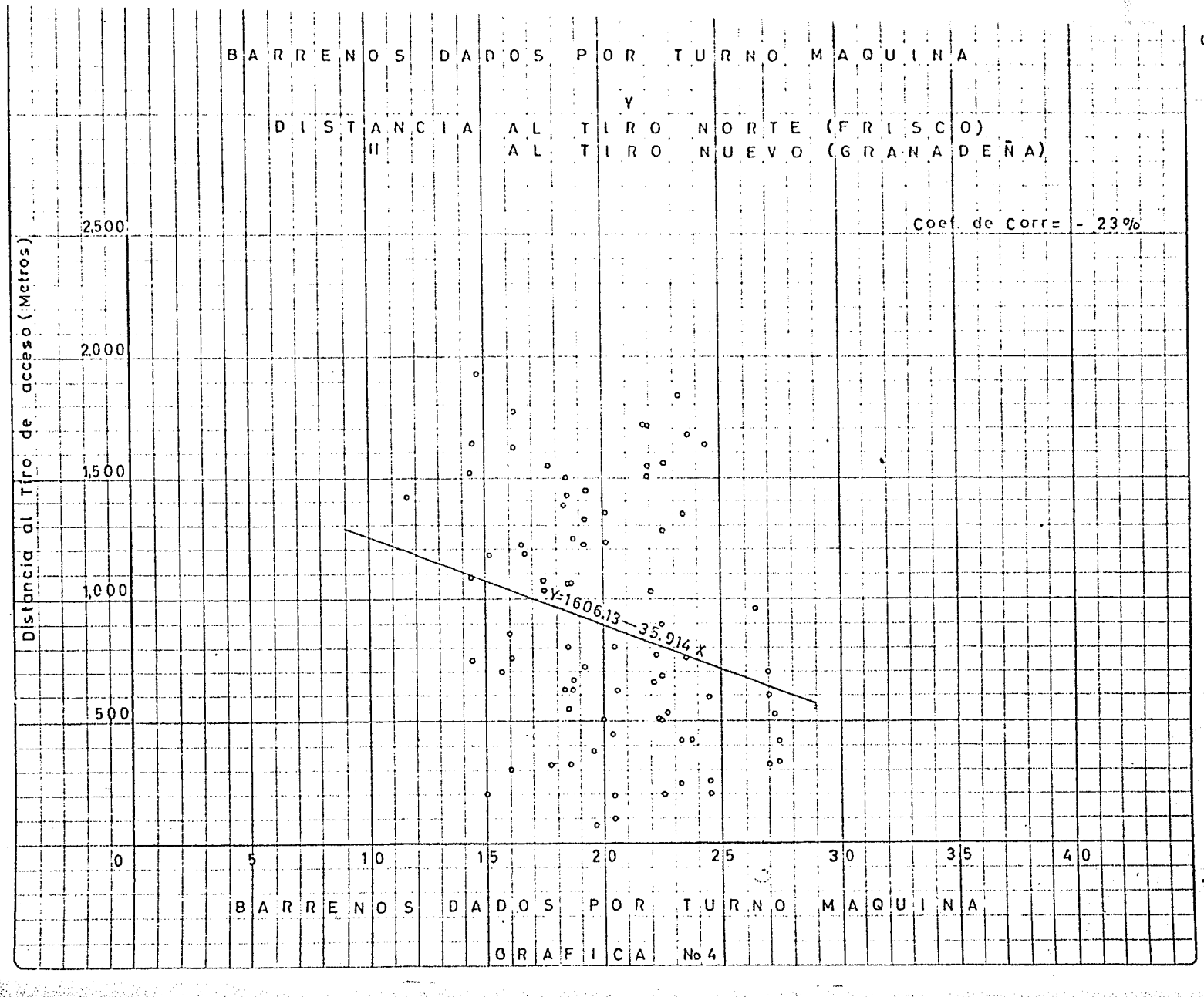
3.42 - Altura del Rebaje:

Tomando la información de 56 rebajes, en que algunos se está - iniciando el tumbe a una altura de 7 m. y otros ya casi terminándose a una altura de 45 m., para elaborar la gráfica No. 5 pudimos encontrar que no existe ninguna correlación y no es posible - calcular la tendencia, lo que nos indica que la altura del rebaje no tiene efecto en lo relacionado con la barrenación y por consiguiente, la productividad, pues el tiempo consumido en llegar al rebaje es mínimo dentro del turno, según sea su altura

3.43 - Longitud del Rebaje:

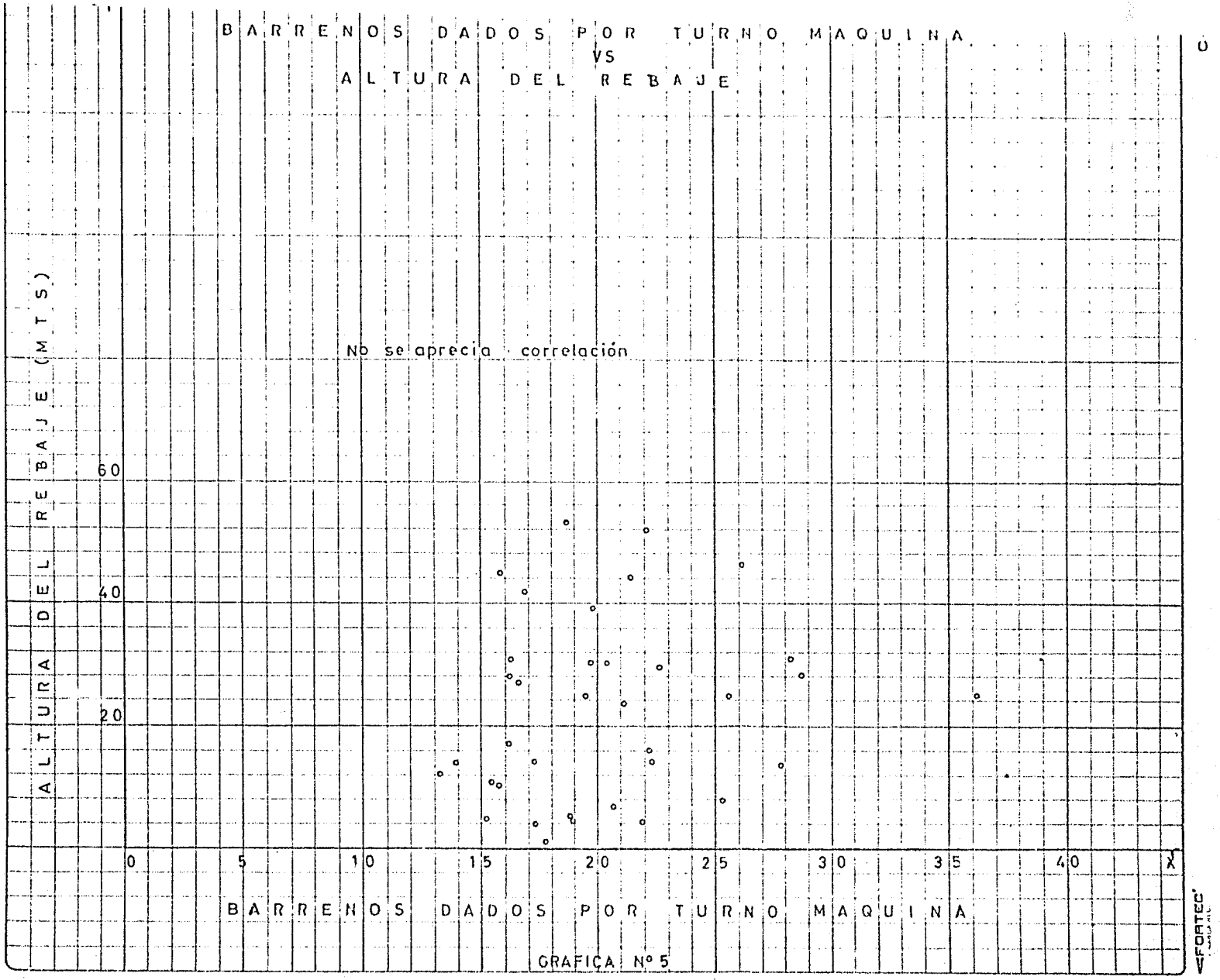
De 93 lugares analizados, en un período de 2 meses, según su - longitud pueden agruparse de la siguiente manera: (incluye pilares).

LONGITUD DEL REBAJE (EN M.)	No. DE REBAJES	%
0 a 50	39	42
51 a 100	39	42
101 a 150	12	12
151 a 200	2	2
201 o más	1	1



GRAFICA No 4

FORTEC



GRAFICA Nº 5

FORATEC

El 84% de los rebajes son de menos de 100 m. y el porcentaje restante de mas de 100 m. Al construir la gráfica correspondiente, -- No. 6, y calcular la correlación, ésta nos indica que es demasiado-baja 15%, en consecuencia la longitud del rebaje no afecta mucho al número de barrenos dados por turno-máquina, ya que con estas longitudes se complementa el ciclo de operación sin interferencia en los trabajos de esta operación.

3.44 - Anchura del Rebaje:

El ancho del rebaje está condicionado por el ancho de la veta, - además, por razones evidentemente económicas como es la dilusión.

Actualmente la tendencia natural del ancho de los rebajes es a - disminuir y se acentuó más a partir de los últimos años (1967-1970), pues de 1.82 m. bajó a 1.51 m. y actualmente es de 1.40 a 1.30 m.

Los rebajes en explotación se pueden clasificar así:

ANCHO (M)	No. DE REBAJES	%
0.90 a 1.00	3	5
1.01 a 1.10	12	21
1.11 a 1.20	10	17
1.21 a 1.30	13	22
1.31 a 1.40	10	17
1.41 a 1.50	2	4
1.50 a más	8	14

El 86% de los rebajes actuales son de 0.90 m. a 1.50 m. y el 14% es de más de 1.50 m.

Al disminuir el ancho del rebaje, existe la consecuencia lógica de:

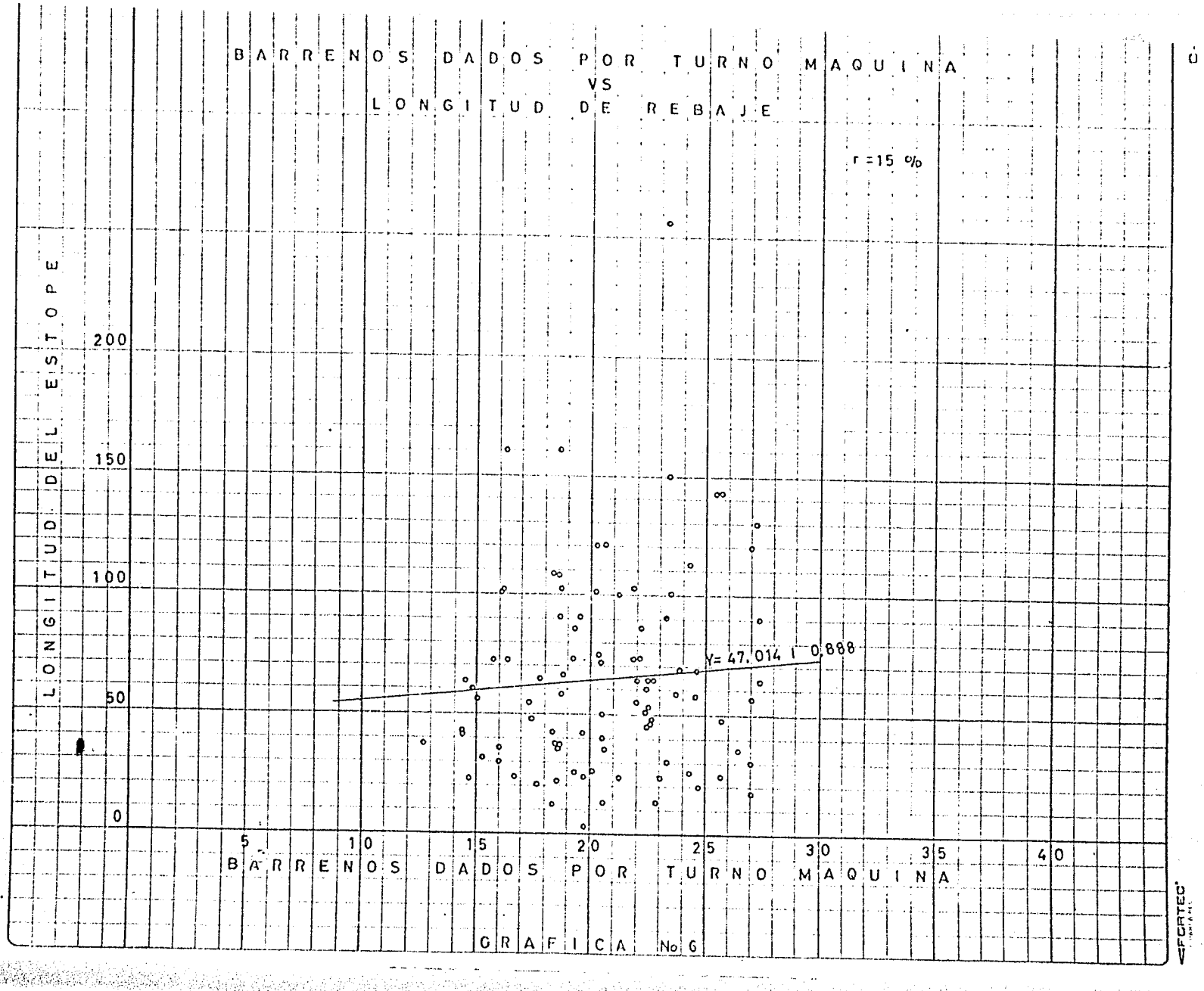
1.- Producción baja, permaneciendo unos costos constantes y o-- tros incrementándose.

2.- Se requiere mayor número de rebajes para la producción re-- querida.

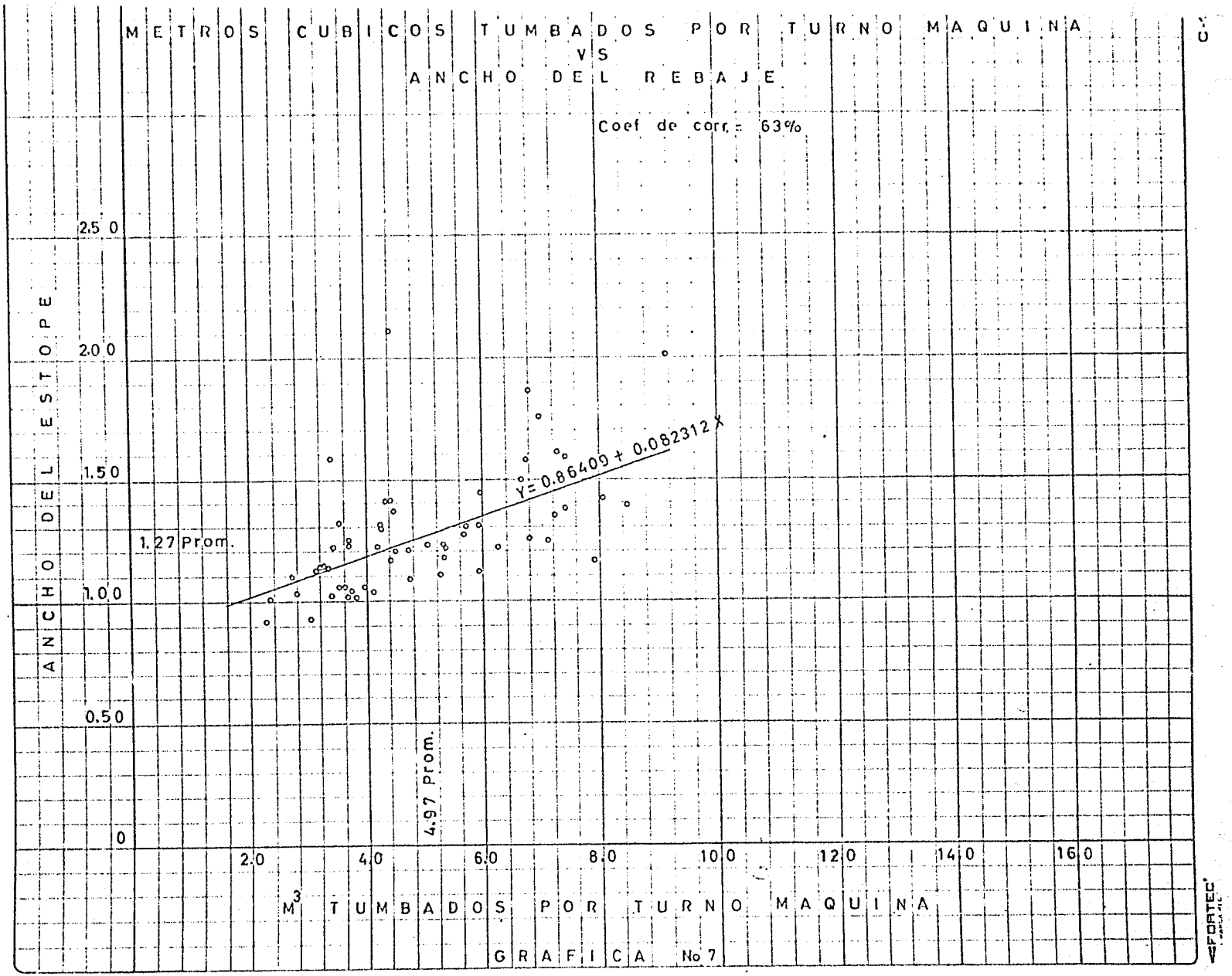
3.- Debido al espaciamiento de los barrenos, tenemos producción de mineral fino, lo que nos indica que es escesivo el explosivo usado, sin embargo, sería posible reducirlo si la consistencia de la roca lo permite.

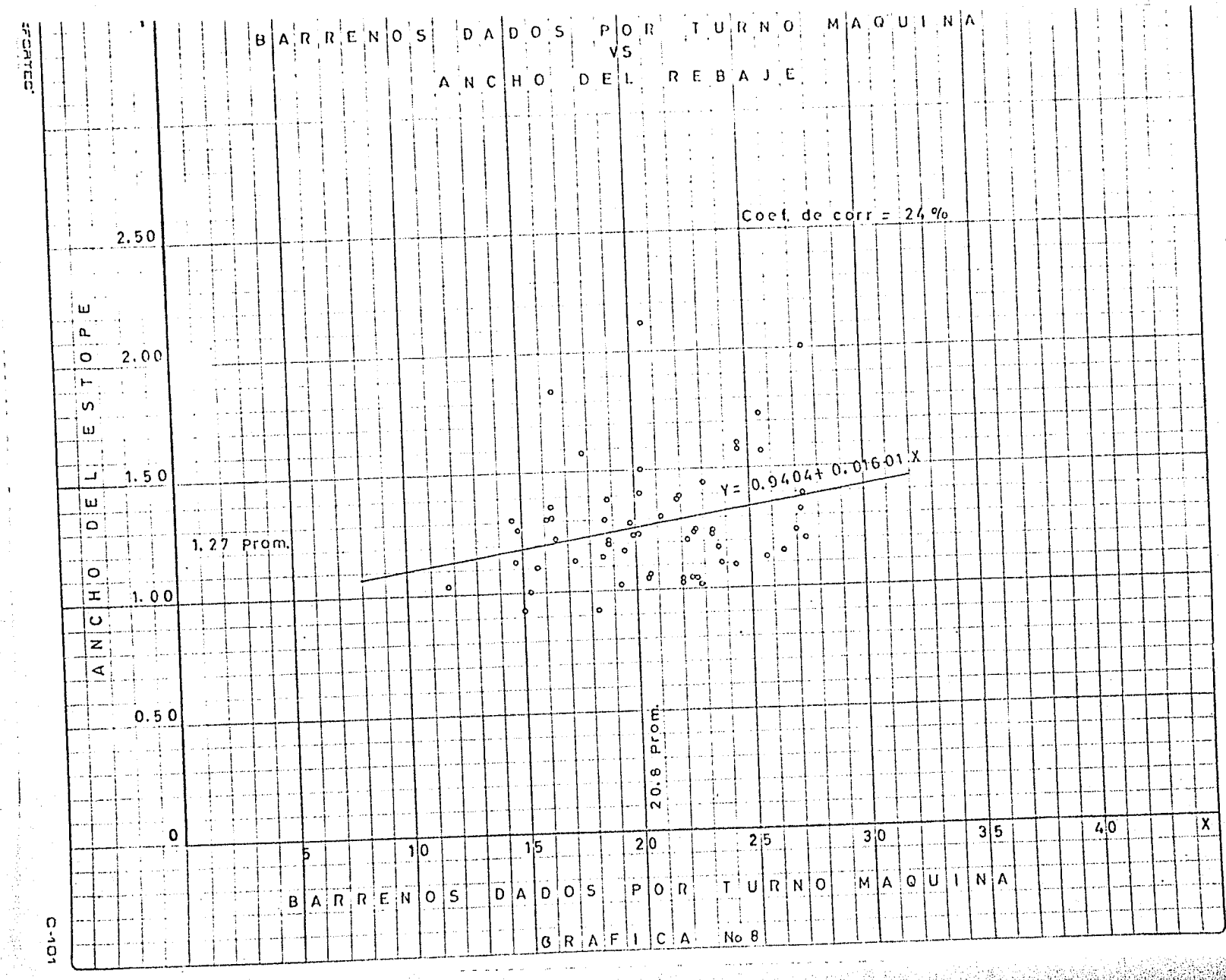
4.- Mayor dilusión, porque para abrir el rebaje (mínimo 0.90 m.) aumenta el tumbe de tepetate al disminuir el ancho de la veta.

Esta variable afecta al número de m^3 por turno-máquina, y al número de barrenos dados por turno-máquina, según se aprecia en las-gráficas Nos. 7 y 8 respectivamente.


BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA
VS
LONGITUD DE REBAJE
r = 15 %
LONGITUD DEL ESTOPE
200
150
100
50
0
Y= 47.014 + 0.888
5
10
15
20
25
30
35
40
BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA

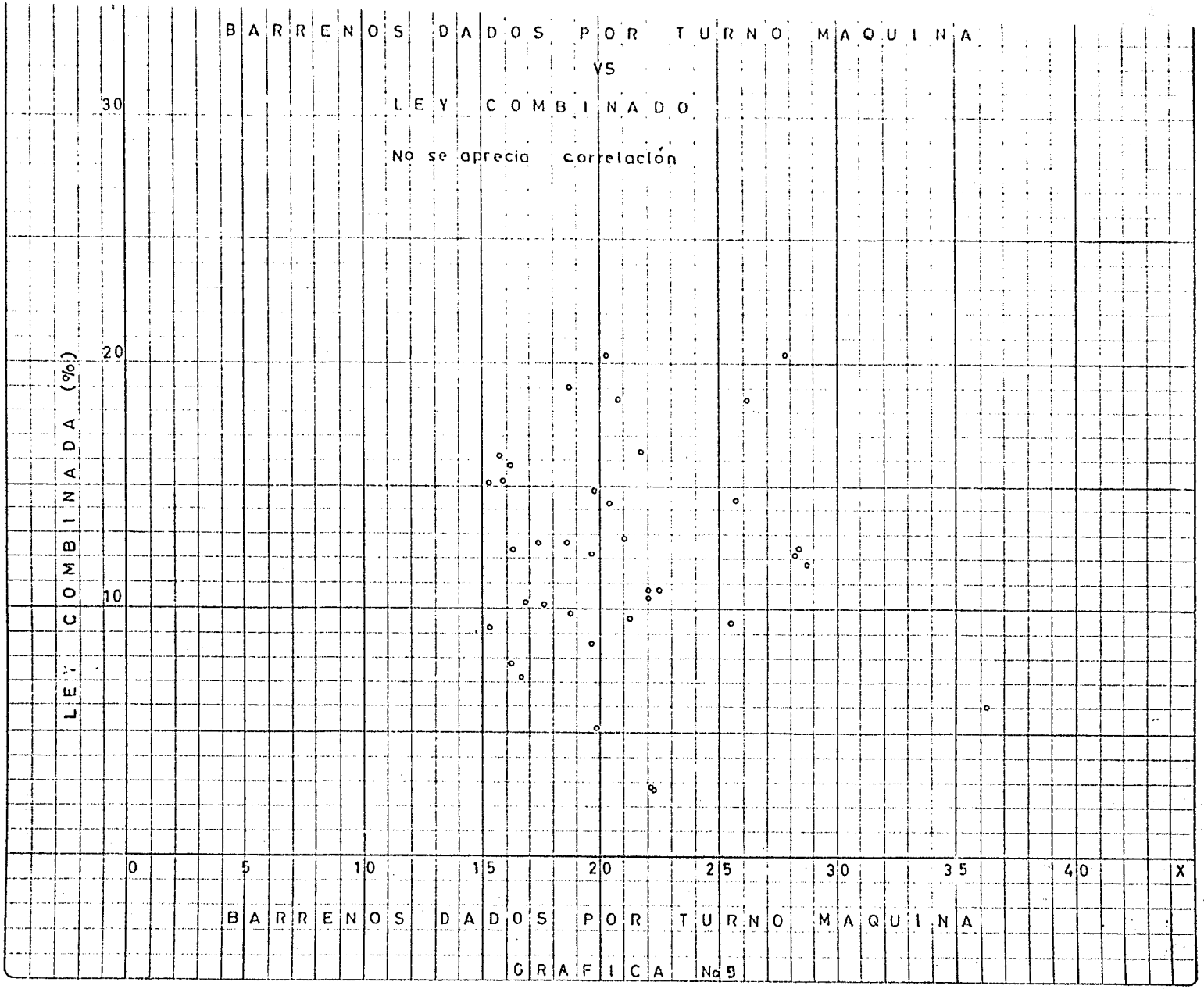
GRAFICA No 6


METROS CUBICOS TUMBADOS POR TURNO MAQUINA
VS
ANCHO DEL REBAJE
Coef de corr.= 63%
ANCHO DEL ESTOPE
2.50
2.00
1.50
1.00
0.50
0
Y= 0.86409 + 0.082312 X
1.27 Prom.
4.97 Prom.
2.0
4.0
6.0
8.0
10.0
12.0
14.0
16.0
M3 TUMBADOS POR TURNO MAQUINA
GRAFICA No 7
FORTEC



GRAFICA No 8

C-101


BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA
VS
LEY COMBINADO
No se aprecia correlación
LEY COMBINADA (%)
30
20
10
0
5
10
15
20
25
30
35
40
X
BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA
GRAFICA No 9

La correlación entre el ancho del rebaje y los metros cúbicos producidos es del orden del 63%, que sí es significativo, cosa - por demás lógica, ya que el espaciamiento aumenta con el ancho - del rebaje, aumentando el tumbe unitario por barreno.

La correlación entre el ancho y número de barrenos dados por- turno-máquina es de 24%, es decir, no tiene mucho efecto que el- trabajador esté en un lugar más amplio o más angosto dentro de - los límites establecidos (0.90 a 1.50 m).

3.45 - Temperatura del Rebaje:

De acuerdo con la información de los rebajes, no hay relación entre la producción y la temperatura del rebaje, esto obedece a- factores como son:

Gente productiva en lugares calientes.
Gente improductiva en lugares frescos y viceversa.
Gente acostumbrada a lugares fríos o calientes.

De todas maneras, para que el minero trabaje con máximo confort, se ha reducido la temperatura considerablemente por la ventila -- ción, obteniéndose con esto que en los lugares más calientes, es- posible trabajar con eficacia, manteniéndose una temperatura den- tro de los límites que marcan las normas de trabajo (20º a 36ºC).

El número de rebajes arriba de 36ºC (98.6ºF), actualmente no - existen en la mina.

3.46 - Ley en % del Combinado (Dureza):

No existe correlación entre esta variable y la productividad,- o sea que no debe tomarse en cuenta como una variable significati va. Esto es lógico, ya que los cambios de dureza de la roca en - los diferentes lugares de la mina, no son de mucho contraste para afectar en forma considerable la velocidad de barrenación, pues - la combinación de sulfuros 10% al 20%, no altera la consistencia- del mineral en forma apreciable (ver gráfica No. 9).

3.47 - Presión del Aire Comprimido:

La presión del aire comprimido afecta directamente la veloci - dad de barrenación, experimentos llevados a una presión de 150 - lb/in^2, indicaron un gran incremento en la velocidad de barrena-- ción, pero ni las máquinas, ni las barrenas fueron diseñadas para soportar tal impacto de golpe, lo que resultó contraproducente en costos, pero es conveniente estudiar el fenómeno de la siguiente- manera:

La fuerza del golpe es determinada por el diámetro efectivo -- del pistón o martillo de la máquina, su peso, distancia de viaje- y la presión del aire, durante el movimiento hacia adelante.

La energía del golpe en (lb/ft) es igual a:

$$1/2\ MV^2 = \frac{WV^2}{64.4}$$

Donde:

M = Masa
W = Peso en lb.
V = Velocidad del pistón en ft/seg.

La misma fuerza podrá ser obtenida reduciendo el diámetro del pistón e incrementando la presión del aire.

En la gráfica No. 10, se muestra la presión del aire comprimido en cada uno de los rebajes y la velocidad de barrenación que se tiene, el coeficiente de correlación es del 65%, coeficiente alto, por lo que se debe cuidar el factor presión y los relacionados con él.

Se tomó la presión promedio en 30 rebajes y se relacionó con el número de barrenos dados. El promedio total de presión con las máquinas trabajando fué de 59 lb/in^2, esto fué antes de instalar el compresor No. 4 que se trajo de Clarines a Sainas (Ahora No. 7).

En algunos lugares la presión llega a 82 lb/in^2, pero en otros es alrededor de 36 lb/in^2, demasiado baja para máquinas que trabajan con 85 lb. de presión.

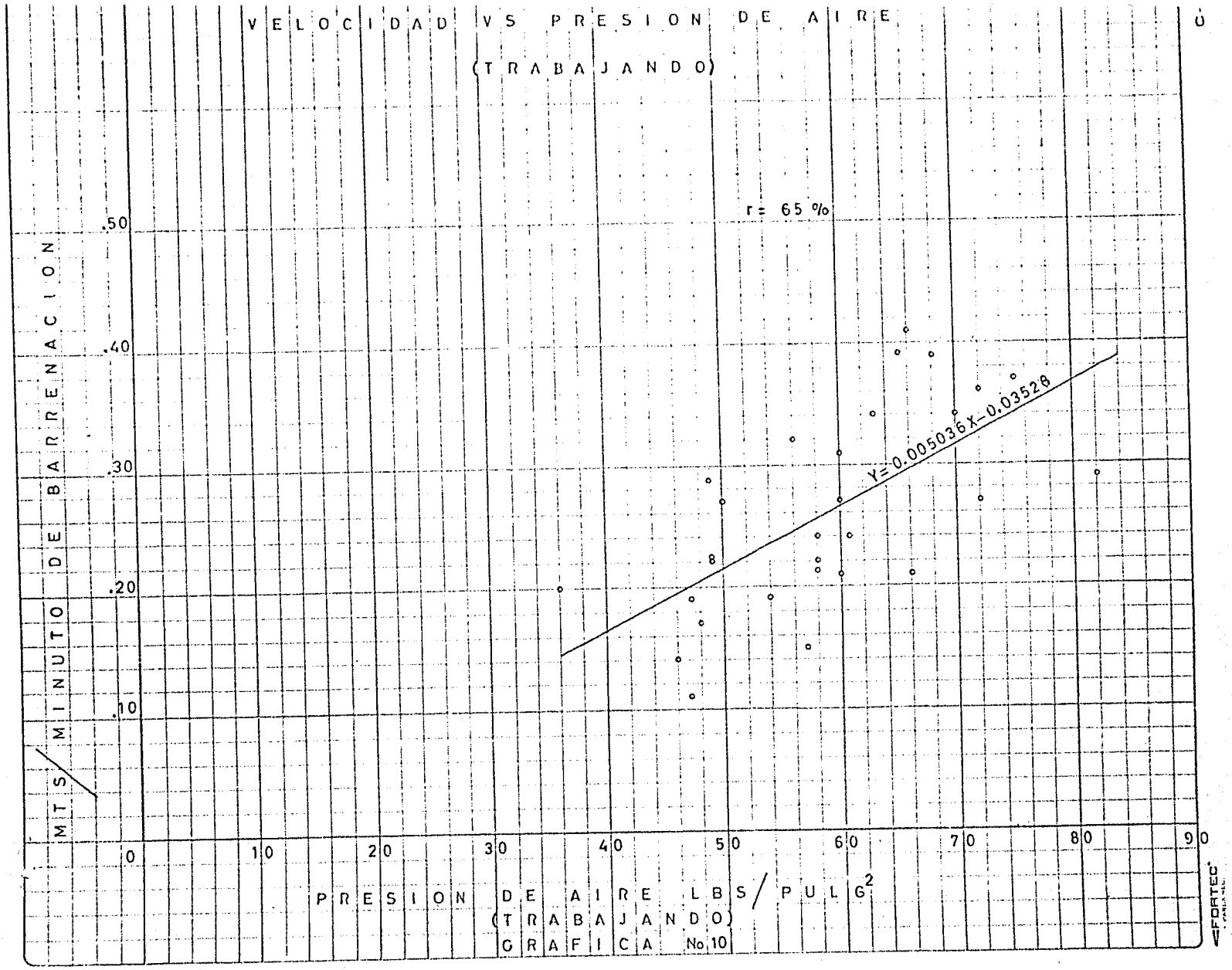
La correlación entre barrenos dados por turno-máquina y la presión, es de 34% (gráfica No. 11), aparentamente da la impresión de ser una variable que no influye mucho en la productividad, pero esto se debe a que el factor humano interviene.

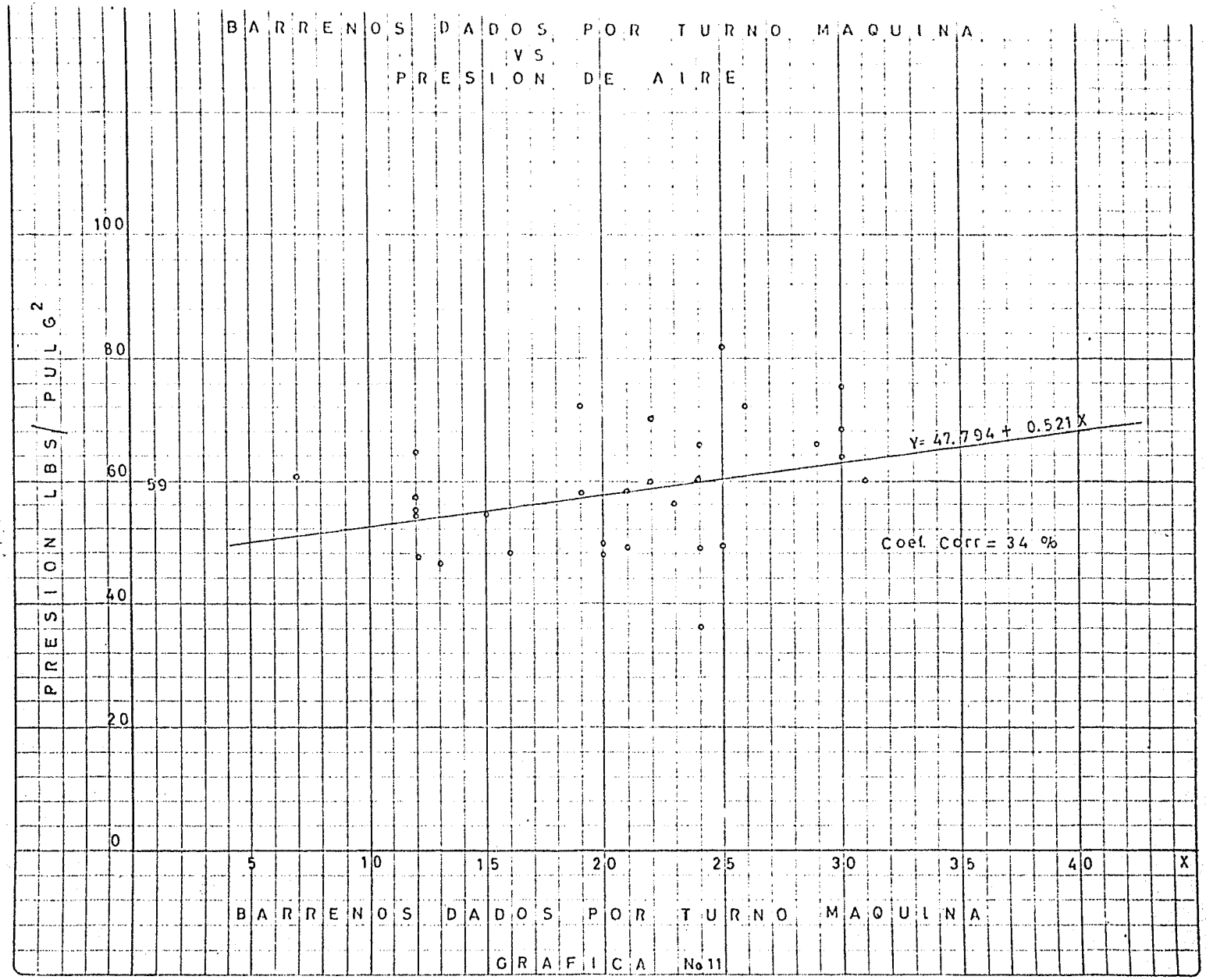
Un contratista responsable tratará de dar la producción con baja presión, aún con tiempo fuera del turno, y los menos responsables solo justificarán su tarjeta.

Pero como ya analizamos que la velocidad de barrenación es proporcional a la presión y el número de barrenos dados es proporcional a la velocidad de barrenación, consecuentemente la producción es proporcional a la presión.

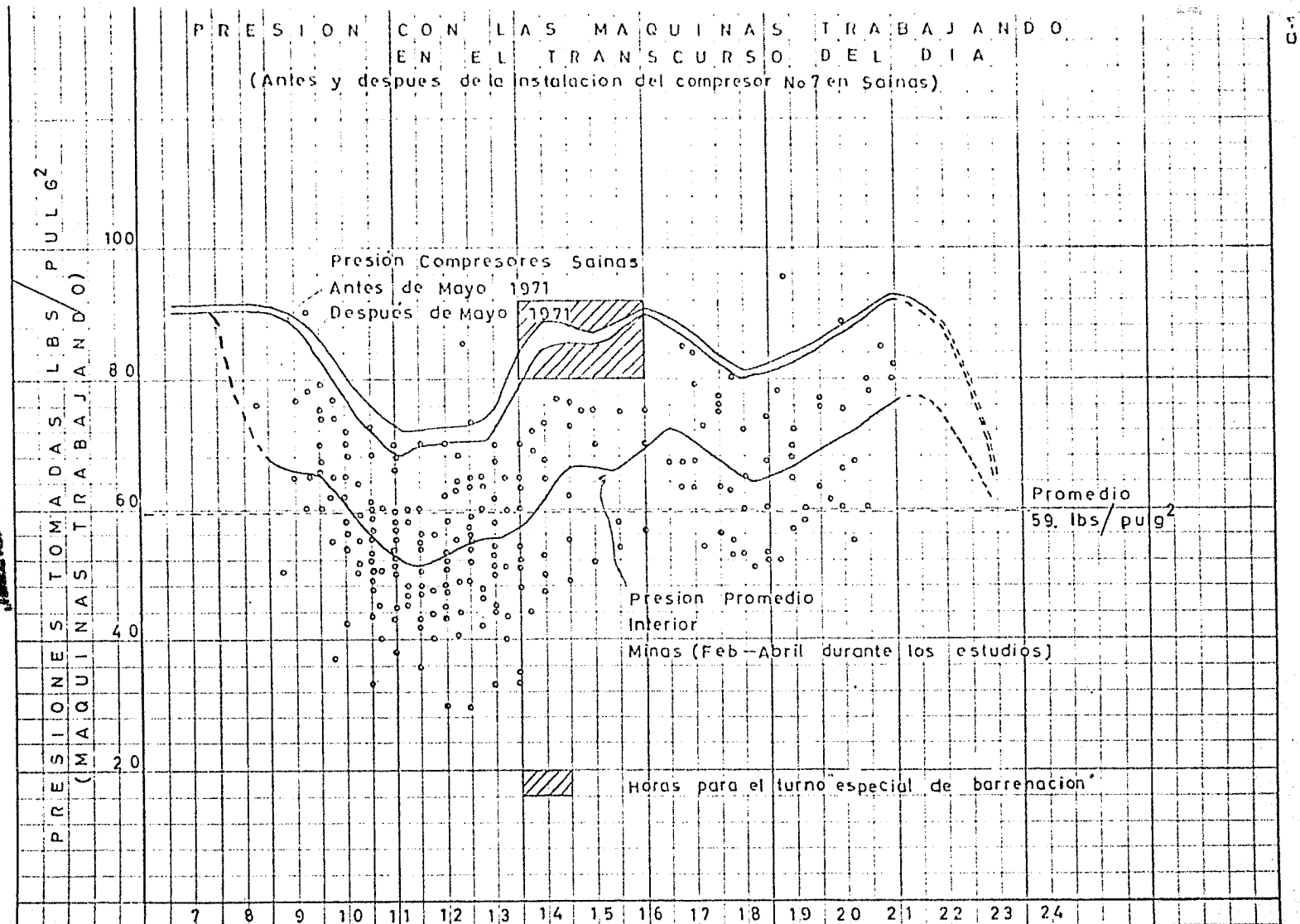
Para poder recabar alguna información tratando de corregir las bajas presiones en algunos lugares y buscar también una tendencia con mayor porcentaje de correlación, se instaló en el tiro Sainas, el compresor No. 7 con capacidad de 2,874 ft^3, pero antes de instalarlo se tomaron en cuenta los siguientes conceptos que se proporcionan como una información adicional que necesita estudiarse:

a).- Si las líneas son apropiadas para el aumento.
b).- Si la red de aire, respecto al número de lugares es del diámetro adecuado.


VELOCIDAD VS PRESION DE AIRE
(TRABAJANDO)
r = 65 %
Y = 0.005036X - 0.03528
MTS / MINUTO DE BARRENACION
.50
.40
.30
.20
.10
0
10
20
30
40
50
60
70
80
90
PRESION DE AIRE LBS / PULG²
(TRABAJANDO)
GRAFICA No 10
FORTEC



GRAFICA No 11


PRESION CON LAS MAQUINAS TRABAJANDO
EN EL TRANSCURSO DEL DIA
(Antes y despues de la instalacion del compresor No 7 en Sainas)
PRESIONES TOMADAS LBS/PULG2
(MAQUINAS TRABAJANDO)
100
80
60
40
20
Presion Compresores Sainas
Antes de Mayo 1971
Despues de Mayo 1971
Promedio
59. lbs/pulg2
Presion Promedio
Interior
Minas (Feb–Abril durante los estudios)
Horas para el turno especial de barrenacion
7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24
HORAS DEL DIA
GRAFICA No 12

c).- Si existe un aumento en la productividad (más de 21 barrenos por turno-máquina, promedio actual).
d).- Si el consumo de refacciones disminuye.
e).- Si aumenta el costo por consumo de energía eléctrica.
f).- Si el tiempo de barrenación disminuye
g).- Si las demoras por barras atoradas disminuye.

Los compresores en Salinas trabajan toda la semana, excepto -- cuando la presión sube a 95 lb/in^2, entonces se para uno. (La - presión en los compresores es de 100 lb/in^2). Los lunes, martes- y sábados se para el compresor del Tiro Norte en el segundo turno, debido a la baja cantidad de máquinas que se pueblan por el ausentismo.

Se elaboró la gráfica No. 12 para relacionar la presión en -- los compresores y la presión con las máquinas trabajando durante- los dos turnos (1o. y 2o.), para conocer cuales son las horas de mayor actividad con el objeto de distribuir mejor las máquinas y- no se tengan grandes bajas de presión y de ser posible buscar soluciones que aumenten la presión y por lo tanto la productividad, ya que de inmediato no es posible adquirir otro compresor que cubriera deficiencias; más adelante se propone una manera de resolver las bajas presiones con la implantación de un "Turno especial de Barrenación".

3.48 - Tiempo de Barrenación:

El número de barrenos por turno-máquina, varió de 7 a 31 para- los meses analizados y para los estudios de tiempos. El tiempo - de barrenación fué de 47 a 232 minutos, dependiendo del número de barrenos dados.

Con la gráfica No. 13 se muestra que el promedio fué de 144.2- minutos para 20.8 barrenos (unidad de producción), o sea 6.8 minutos por barreno.

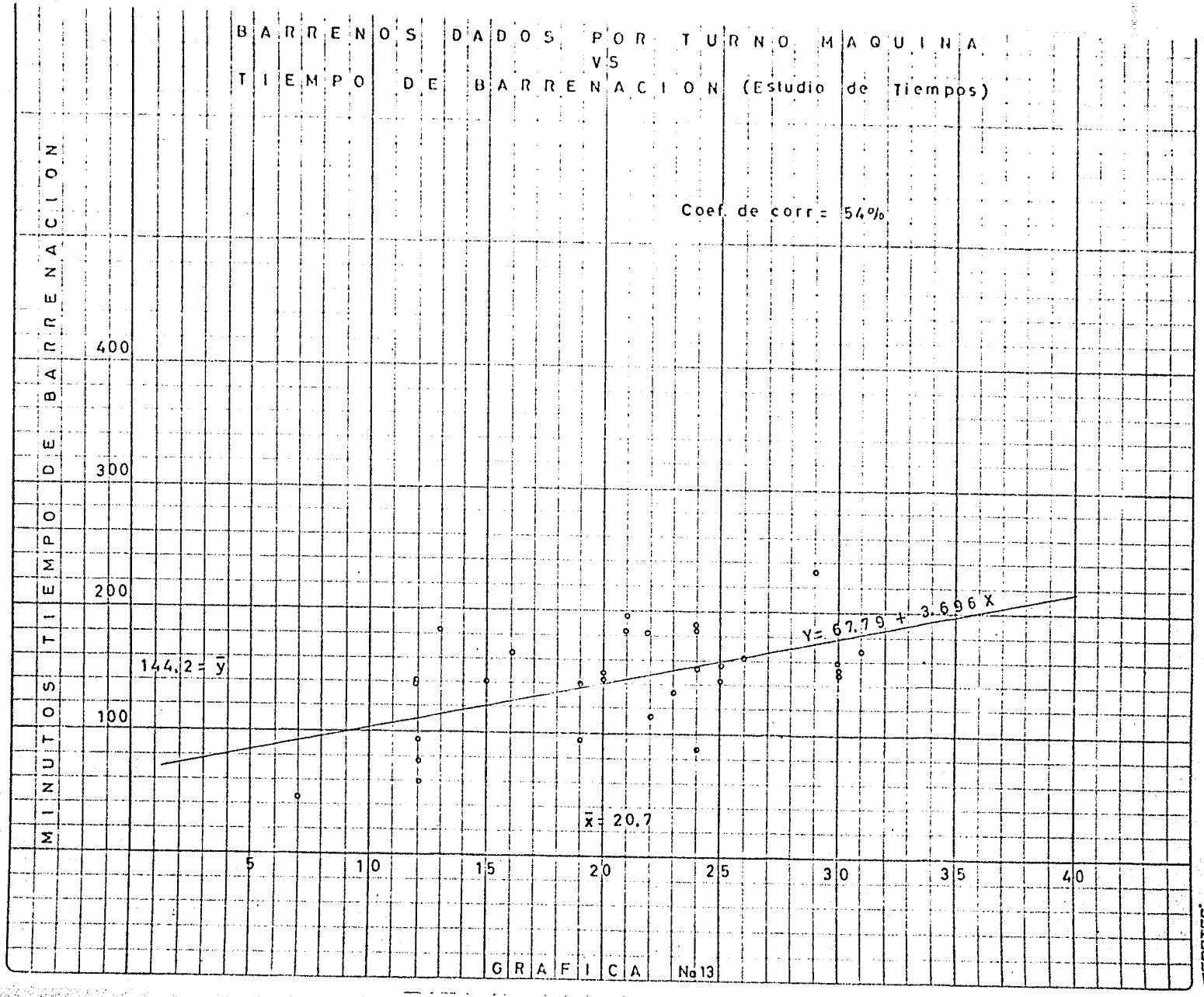
La correlación entre el tiempo de barrenación y barrenos dados por turno-máquina, es del orden de 54%.

Esta correlación es baja, debido a las fluctuaciones de pre -- sión del aire comprimido y a la naturaleza del mineral , y conocemos que en roca muy fracturada la barra se atora con más frecuencia y se pierde mucho tiempo.

3.49 - Plantilla de Barrenación Usada Actualmente:

3.491 - Tipo de Perforadora y Acero Usado

Se están utilizando espigas o carabinas Garner Denver, tipo - RB-83, RB-53 y R300A, barrenas exagonales marca "seco" y "coromat" forma "Bull", con pastilla de carburo de tungsteno.


BARRENOS DADOS POR TURNO MAQUINA
VS
TIEMPO DE BARRENACION (Estudio de Tiempos)
Coef. de corr = 54%
MINUTOS TIEMPO DE BARRENACION
400
300
200
100
144.2 = ȳ
Y= 67.79 + 3.696 X
x̄ = 20.7
5
10
15
20
25
30
35
40
GRAFICA No 13

Los análisis de barrenas (acero), dan el siguiente rango de:

Carbono	0.68	a	0.90 %
Manganeso	0.15	a	0.30 %
Azufre	0.01	a	0.03 %
Fósforo	0.01	a	0.03 %
Sílice	Trazas	a	0.30 %

Las máquinas trabajan con las siguientes longitudes de barrena:

MAQUINA	LONGITUD DE BARRENA
RB-83	8'5", 7'6" y 4'6"
RB-53	6'3", 4'3" y 2'3"
RB-53	6'3", 4'3" y 2'3"

3.492 - Espaciamiento, profundidad y Altura de la Planilla:

Para conocer las variables del método actual, se hizo una recopilación del espaciamiento, profundidad y altura de la planilla en 43 lugares de trabajo y también se consideró un tramo barrenado de -- 3.22 m. como valor unitario, se analizaron considerando un promedio de 1000 barrenos.

TIPO DE MAQUINA	A C E R O USADO	No. de BARREN.	S E P A R A C I O N L	A	ANCHO REB.	PROF. BARR.	ALT. PLAN.
RB-83	8', 5'	20.0	0.48	0.42	1.40	1.99	2.69
RB-83	7'6", 4'	19.8	0.46	0.30	1.30	1.84	2.64
RB-83	6'3",4'3",2'3"	20.5	0.46	0.46	1.40	1.67	2.38
RB-53	6'3",4'3",2'3"	21.4	0.43	0.46	1.30	1.72	2.31
PROMEDIO GENERAL:		20.3	0.46	0.36	1.30	1.81	2.53

Observando lo anterior se ve lo siguiente:

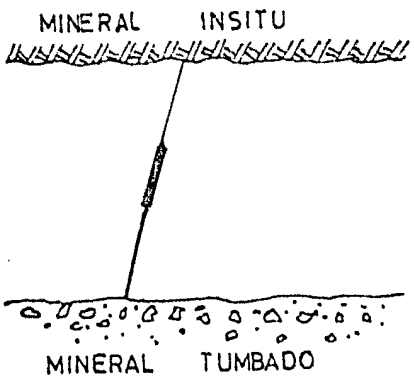
El número de barrenos dados fué de 20.3 para 3.22 m. de longitud. La separación a lo largo fué de 0.46 m., la separación transversal depende del ancho del rebaje y es de 0.36 m. y el ancho del rebaje- 1.30 m.

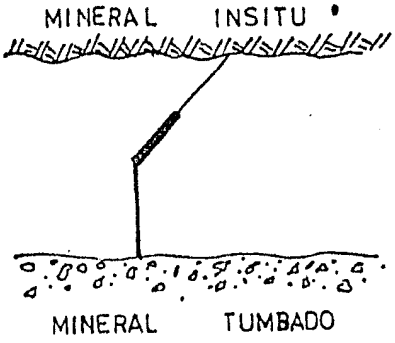
Altura de la Planilla:

Que es el espacio entre el mineral quebrado y el mineral insítu.

Es importante tener muy en cuenta la altura de la planilla conveniente, ya que una planilla con claro grande, representa una incomodidad para el maquinista, además de perderse profundidad de la ba-- rrenación.

En una planilla de claro pequeño, el maquinista trabajará sin - dar inclinación requerida, ya que la máquina no podrá conseguir la posición requerida como se muestra en las figuras siguientes:



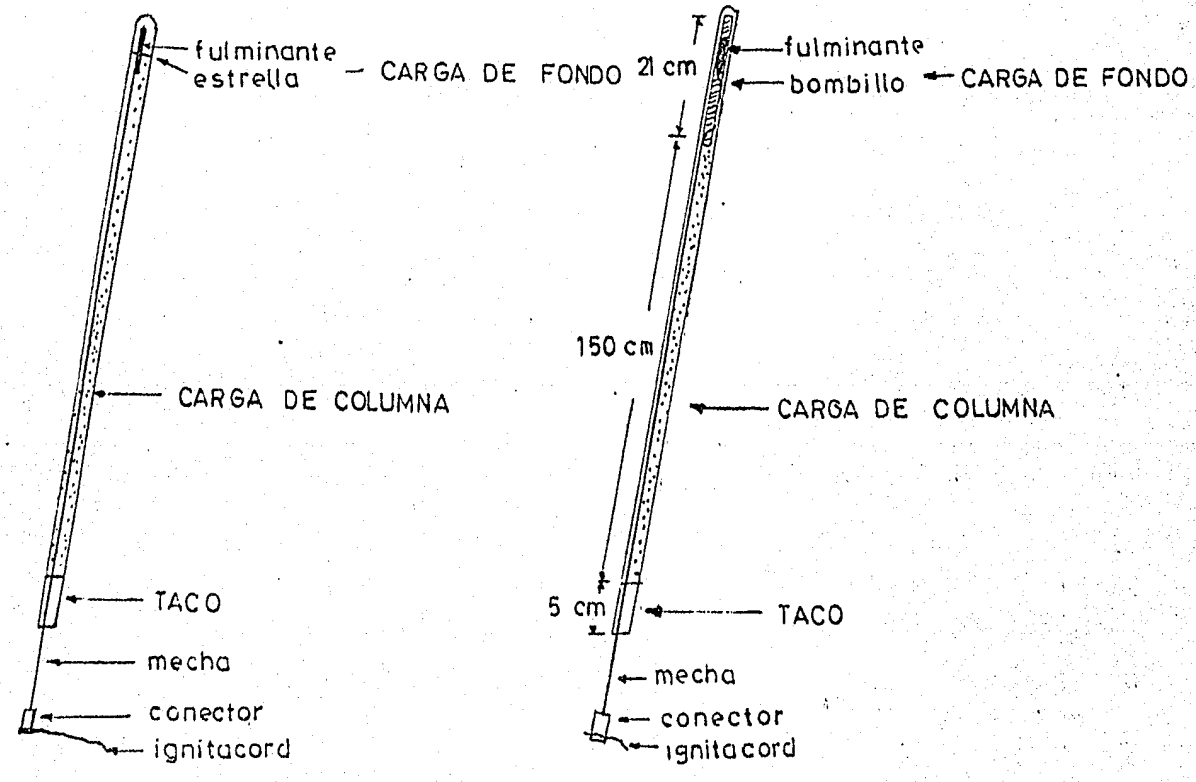


Una altura adecuada, como la que corresponde a la longitud de - la pierna neumática a la barra rompedora (2.60 m.), se conseguirá- dar la inclinación necesaria y se trabajará sobre un piso seguro - y con mayor eficiencia.

Otros factores importantes en la plantilla de barrenación, son los que se describen a continuación:

Carga Explosiva:

La carga explosiva, está constituída actualmente por Carga de - fondo, Carga de columna y Taco, según se muestra en las figuras si guientes:



Carga de Fondo:

Cuya función es la de vencer el esfuerzo cortante de la roca - e iniciar la ignición de la carga de columna, debe estar constituída por un explosivo potente y resistente al agua. La carga que - se utiliza es Gelamex No. 2 de 60% de potencia, en cartuchos de - (3.125 cm x 20.32 cm), y como detonador el fulminante No. 6 (35 mm).

Debido al alto uso de bombillos y a los gases que se producen,- se ha utilizado el fulminante No. 12 (44 mm), capaz de iniciar la- ignición del mexamón y como las pruebas han dado resultado, en el- futuro se utilizará únicamente éste como carga de fondo.

Carga de Columna:

Cuya función es la de cooperación con la carga de fondo en la - explosión, para fragmentar la roca, está constituída por un explosivo de baja densidad como el supermexamón D, que se inyecta al barreno por medio de cargadores y a 60 lbs. de presión, alcanza una- densidad de 0.75 gr/cm^3, cuando se utiliza cebo o fulminante No.12.

Taco:

Cuya función es la de no dejar escapar los gases y que la fuerza de la explosión sea aprovechada al máximo. Se está utilizando papel como Taco.

La longitud promedio de la carga explosiva es de:

Carga de Fondo	0.21 m.
Carga de Columna	1.50 m.
Taco	0.05 m.

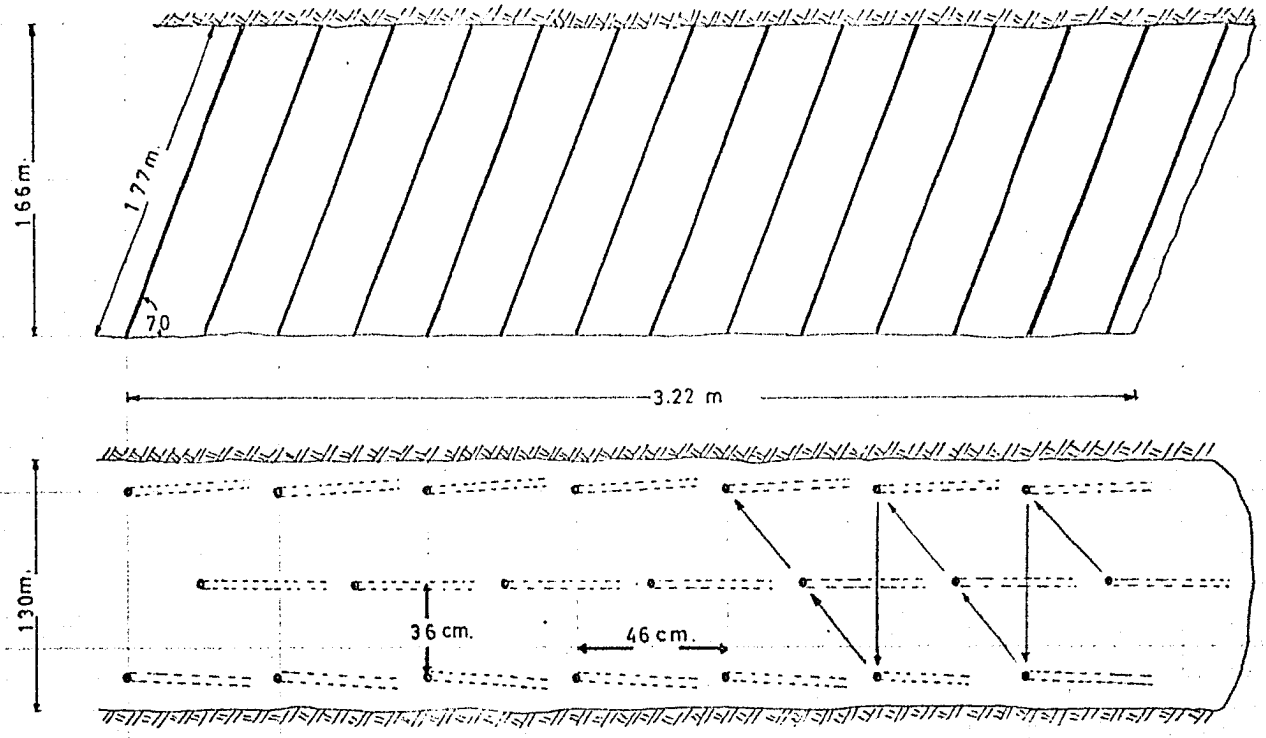
Cuando se utiliza el fulminante No. 12, la carga de Columna aumenta a 1.71 m.

PRODUCCION DE MINERAL CON LA PLANTILLA ACTUALMENTA UTILIZADA, O SEA EL CALCULO DEL VOLUMEN DE MINERAL TUMBADO POR UNIDAD DE PRODUCCION.

Para el cálculo del volumen de mineral tumbado, vamos a tomar - en cuenta los promedios de profundidad, separación, inclinación, - número de barrenos, longitud y ancho del corte, indicados anteriormente para la plantilla actual de barrenación que repetiremos nuevamente.

Profundidad de los barrenos	1.77 m.
Angulo de barrenación	70º
Altura del corte	1.66 m. (sin chocolones)
Ancho del corte	1.30 m. (promedio actual)
Número de barrenos	20.8 = 21 (7 series de 3 barrenos)

PLANTILLA ACTUAL



orden de encendido

U.N.A.M. F.I.
PLANTILLA ACTUAL
TESIS PROFESIONAL
HERMINIO RUIZ N.
1971

Espaciamiento longitudinal	0.46 m.
Espaciamiento transversal	0.36 m.
Longitud del corte	0.46 x 7 = 3.22 m. (para 21 barrenos)
Diámetro de los barrenos	1-3/8"
Rel. entre barrenos dados y pegados	0.98

$$\text{Volumen} = L \times A \times h$$

$$\text{Volumen} = 3.19 \times 1.3 \times 1.66 \times 0.98$$

$$\text{Volumen} = 6.73 \text{ m}^3 \text{ (sin chocolones).}$$

Según la gráfica No. 3, se tumban 5 m^3 por turno-máquina ó unidad de producción, por lo tanto tenemos una eficiencia de:

$$E = \frac{5.00}{6.73} = 75\%$$

La pérdida de eficiencia se debe principalmente a "chocolones" consecuencia de un mal cargado ó a la absorción de humedad por el explosivo.

La producción actual de las minas es de 1,800 ton/día, 54,000 ton/mes, producidas así:

Mina Frisco	43,000 Tons/mes.
Mina Granadeña	11,000 Tons/mes.
	54,000 " "

Para asegurar la producción y aprovechar nuestros índices calculados, consideraremos un 10% más, o sea que produciremos:

	54,000
10% más	5,400
Total	59,400 Tons/mes.

o sea 19,800 m^3/mes, ya que se tiene una densidad de mineral de 3.2 ton/m^3.

Como se producen 5.00 m^3 por turno-máquina:

$$\frac{19,800}{5} = 3,802 \text{ Turnos-máquina/mes.}$$

$$\frac{3,802}{25} = 152 \text{ Turnos/día.}$$

o sea 760 m^3 de mineral por día.

Se deben poblar 152 turnos-máquina por día en tumbe, para asegurar la producción requerida. No hemos considerado el mineral tumbado en desarrollo; pero para conocer el factor de seguridad - que tenemos que considerar, es necesario tomar muy en cuenta el - ausentismo de personal.

3.50 - Ausentismo:

En el mes de enero, la asistencia fué de 28,200 personas y -- hubo 4,559 faltas de asistencia a las minas Frisco y Granadeña, - por lo que el ausentismo fué del 16%.

El 80% de faltas correspondió a las siguientes categorías:

CATEGORIA		FALTA/MES	
Peón interior	(* Ω)	2,025	
Contratista	(Ω)	466	
Maquinista	(Ω)	323	
Palero	(Ω)	174	
Motorista	(*)	170	
Ayte. Palero	(Ω)	149	80%
Ayte. Motorista	(*)	75	
Winchero	(Ω)	69	
Parrillero	(*)	65	
Rielero	(Ω)	58	
Motorista	(Ω)	56	
Varias (66 Categ.más)		929	20%
	T O T A L	4,559	100%

(Ω) - Afectan al tumbe.
(*) - Afectan al acarreo.

Así como aparece el ausentismo para el mes de enero, aparece para cada mes del año, el problema es serio, ya que el ausentismo - afecta a:

La Productividad.
La Producción.
El Costo.
La buena distribución de Maquinaria.

El ausentismo es marcado después de que el personal recibe bonificación semanal ó quincenal, al principio de mes, los sábados y - los lunes, después del reparto de utilidades, bonificación de navidad, en pocas palabras, cuando tiene dinero. Y para terminar, - cuando la gente está dedicada al tumbe, se tiene que sustituir mano de obra no clasificada en la operación, la que nos dará carga - diluída y menor productividad.

RESUMEN DE LAS VARIABLES

Las variables que afectan a barrenos dados por turno, en orden de importancia, son las siguientes:

VARIABLE	COEF. DE CORRELACION
Tiempo de barrenación	54 %
Presión de Aire Comprimido	34 %
Ancho del Rebaje	24 %
Distancia al Tiro de Acceso	-23 %
Longitud del Rebaje	15 %
Ley del Mineral en el Rebaje	No Correlación
Altura del Rebaje	"
Temperatura del Rebaje	"
Ausentismo	Sin Gráfica

3.51 - CONCLUSIONES DE LAS VARIABLES

Para el mejoramiento de esta operación, se hacen las recomendaciones a seguir en cada una de las variables analizadas.

Distancia del Tiro al Rebaje:

La distancia para llegar al lugar de trabajo, evidentemente -- disminuye el tiempo efectivo trabajado o de trabajo productivo, - pero no estamos en posibilidad de disminuirla, ya que hacer un -- tiro dentro del área alejada, no se justifica por ahora, pues la- mina está en una fase de recuperación de pilares en algunos niveles, quedando únicamente el recurso de motivar a los trabajadores, para que aumenten su productividad y consecuentemente su bonificación, aunado a un estudio para disminuir el tiempo utilizado en - el trabajo auxiliar de turno.

Altura del Rebaje:

Referente a esta variable, no podrá hacerse más que tener en - buenas condiciones los caminos para emplear un tiempo mínimo en - subir al rebaje.

Longitud del Rebaje:

Es una condición inherente a la veta, existe un 42% de rebajes de 50 a 100 m., en los cuales pueden trabajar dos o más maquinistas, dependiendo del ciclo en el rebaje (aplanillar).

La separación entre chorreaderos nos determina una longitud, - que a su vez, es determinada por el equipo utilizado en remosión- (para winche-escrepa), podremos utilizar una separación de 25 m.- entre chorreaderos, en vetas de poco cambio de rumbo, ya que se - traduce en un ahorro de consumo de madera en los chorreaderos.

Anchura del Rebaje:

Respecto a esta variable no podemos hacer nada, ya que depen derá de la veta, y solo se pugnará por un tumbe más selectivo,- incrementando así la ley del combinado (reduciendo al mínimo la dilusión), hecho que aunado a un compósito de cargas inteligente, nos permitirá explotar lugares de baja ley, pero cercanos a la requerida actual, con la cual aumentaremos las reservas de - la mina, cosa por demás urgente, ya que como se puntualizó, la mina está en fase de despilaramiento en algunos niveles.

Ley del Combinado (Dureza)

Es una variable que no se puede ajustar, por las condiciones de la misma veta, lo único que se hará será tener una mayor supervisión a los maquinistas para que no tumben demasiado mate-- rial estéril.

Presión del Aire Comprimido:

Si mantenemos la presión mas conveniente para que los maquinistas trabajen en grado óptimo, garantizaremos un mínimo tiempo de barrenación, mínimo consumo de refacciones de las máqui-- nas y por lo tanto, un aumento en la productividad, pues las - presiones altas aumentan la relación de pies barrenados por tur no con menos esfuerzo del maquinista, al mismo tiempo, existe - menos consumo de aire para el mismo número de pies. Esto se - lograría mediante un control estricto, con manómetros instala-- dos en lugares críticos en el interior de la mina, y mediante - la eliminación de fugas de aire comprimido, ya que la pérdida - de energía en ellos es considerable.

Además, analizando la gráfica No. 13 de la presión con máqui nas trabajando en el transcurso del día y presión en los compre sores, podremos aprovechar la cresta de alta presión (13.5 Hrs a 16:00 Hrs.), con la implantación de un "Turno Especial" de ba rrenación.

Su horario será de tal manera que se aprovechen los valores- más altos de presión.

Este turno estará encausado con gente mas responsable y en - lugares cuyas condiciones permitan llevarlo a cabo y que no in- terfiera con el trabajo en los rebajes y otros de desarrollo,- de esta manera obtendremos una gráfica mas uniforme al quitar - algunas máquinas en el turno de primera para incluirlas en el - "turno especial de barrenación".

Este turno podría localizarse en tiempo de la siguiente mane ra:

Esperar calesa y bajar	20 min.
Llegar al lugar	70 min.
Preparar equipo	30 min.
Amacizar	10 min.
Barrenar y cargar	180 min.

Regresar a la ventanilla	80 min.
Comida	30 min.
Esperar calesa y salir	20 min.
TOTAL	440 min.

La entrada sería a las 11:30 hs., coincidiendo la bajada de los maquinistas a las 12:00 hs., hora a la cual salen los capataces a comer durante el 1er. turno.

Emplearemos 130 minutos antes de empezar la barrenación y cargado, con esto conseguiremos el empleo de la cresta de alta presión

Tiempo de Barrenación:

Podremos aumentar el tiempo de barrenación disminuyendo al mínimo las demoras, para tener mas tiempo de trabajo y dar mas barrenos por turno, además de:

a).- Tener suficiente agua, mangueras y máquinas en buenas condiciones en los rebajes.
b).- Aumentar el tiempo de supervisión a los maquinistas poco productivos.
c).- Crear un control diario de barrenación, con las causas por las cuales no se dan mas barrenos por turno, analizar estas causas diariamente y establecer una acción correctiva.

PLANTILLA DE BARRENACION PROPUESTA PARA MEJORAR LA BARRENACION

Perforadora:

La perforadora que se utilizará, será la Espiga RB-83, ya que en la mina ha dado los mejores resultados por su eficiencia y bajo costo de refacciones, obteniéndose con esto la estandarización del equipo, trayendo como consecuencia una reducción de capital almacenado en refacciones, y lográndose con ello una mano de obra cada vez más diestra en operación y reparación de las mismas.

Acero a Utilizar:

El resultado de cada operación en la barrenación, depende de la selección y manejo de barrenas, podrá no darse mucha atención a esta importante parte del trabajo, pero si ellas han sido especialmente formadas, afiladas y templadas, y son cambiadas tan pronto como sus formas y medidas son desgastadas, los resultados podrán ser mas económicos.

Se recomienda una mayor supervisión en la parte de afilado de las barrenas, cuidando el punto crítico para afilado, pues "matar" demasiado el filo de las barrenas hace improductiva la operación,

causando un deterioro de la misma barra al trabajarse así; se evitará el problema dotando con un número suficiente de barrenas a los maquinistas para no verse en la necesidad de matar demasiado el filo de las barrenas. Como el afilado de las barrenas se hace en los rebajes, se cuidará hacer a tiempo la renovación de la barrena, que consiste en el cambio del "inserto".

Otro concepto que hay que vigilar es el ataque al barrenar, una penetración de la barra demasiado lenta, causa un rebote de toda la barra, perdiéndose energía, una penetración grande causa un decrecimiento en la velocidad de la barrenación

Diámetro de los Barrenos:

Es un factor elástico, que puede ser variado para aprovechar las condiciones de la roca, una regla importante es que la velocidad de corte es inversamente proporcional al área del barreno.

Por lo tanto, la regla económica en escoger equipo y herramienta de barrenación es para usar un diámetro mínimo, en el cual la barra trabajará con libertad pero suficiente para alojar todo el explosivo necesario para el tumbe.

En consecuencia, un aumento en el diámetro representa un aumento en el costo, esto es relativo porque podríamos separar mas los barrenos y como el tumbe se efectúa en vetas angostas, (1.30 m), no es posible pensar en cambiar el diámetro que por conveniencia es el de las barrenas comerciales.

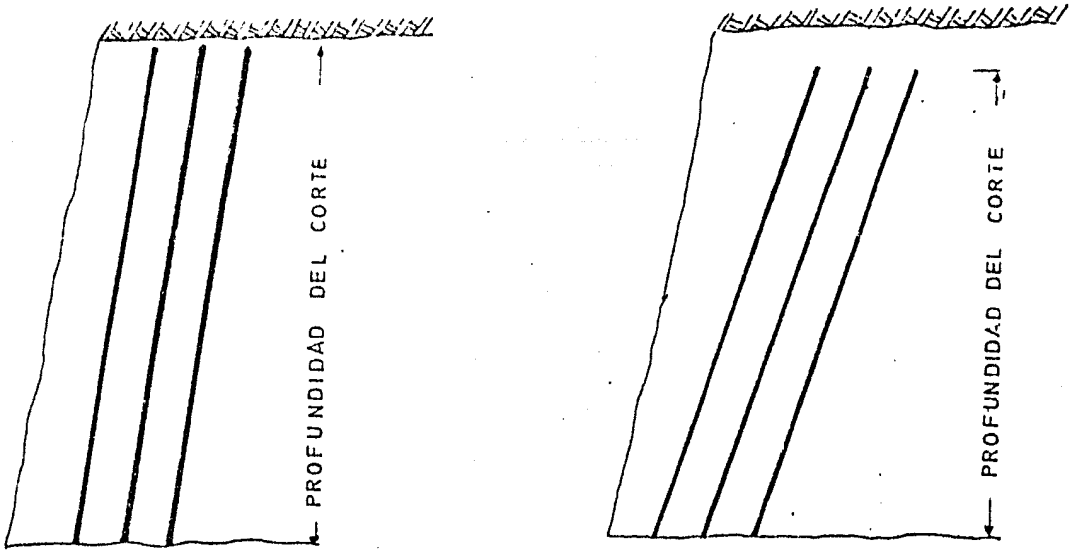
Dirección de los Barrenos:

Varios experimentos han sido hechos sobre el efecto que la dirección de los barrenos tienen sobre la velocidad de corte y el mejor ángulo es de 90º, pero representa una incomodidad para el maquinista, por el uso de pistolas con pata neumática.

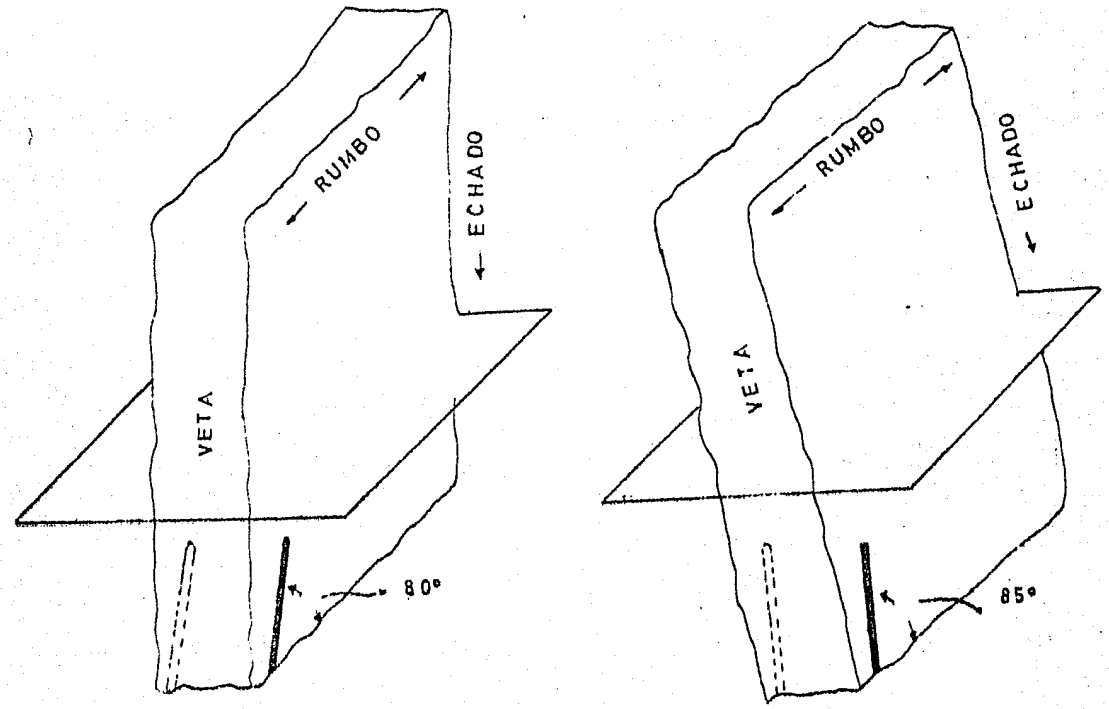
Se efectuaron pruebas con diferentes inclinaciones para 1 pulg. de barreno, resultando los tiempos siguientes:

Para	85º	152 seg.
"	65º	188 seg.
"	52º	241 seg.
"	27º	282 seg.
"	9º	323 seg.

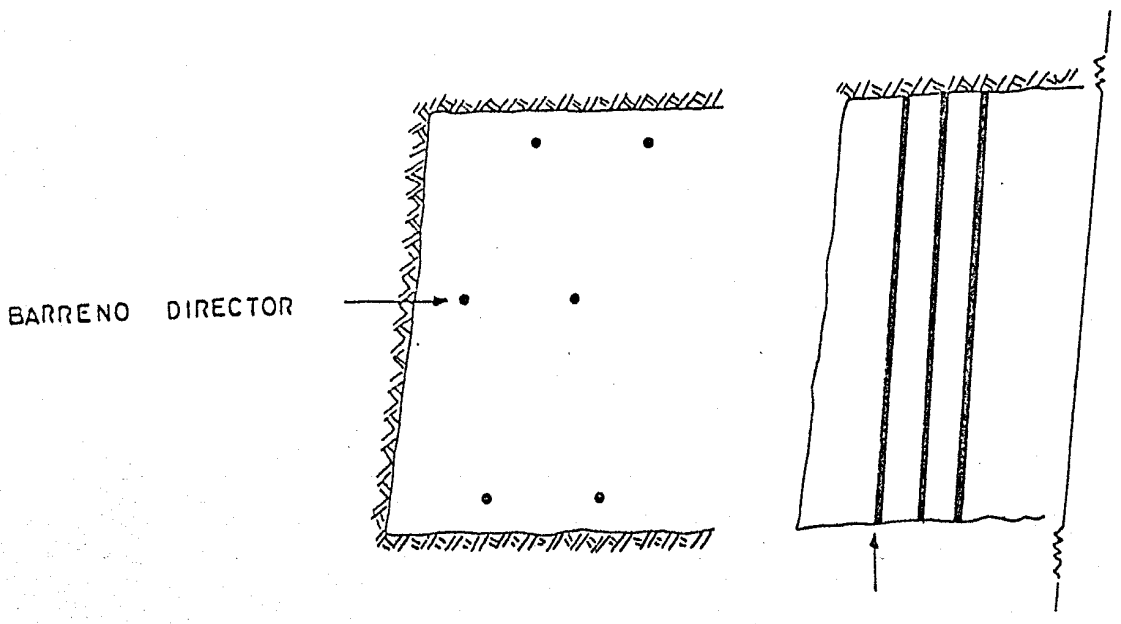
Algunos maquinistas dan más inclinación de la requerida, perdiéndose efectividad en la profundidad, pues a menor inclinación menor profundidad, como se muestra en las siguientes figuras:



Para vetas sensiblemente verticales se recomienda 80º de inclinación en el sentido longitudinal, y para vetas echadas, 85º en sentido longitudinal o inclusive 90º (adquiriendo la dirección de la línea de máxima pendiente o sea normal al corte), pues no representa incomodidad para el maquinista, como se aprecia en las figuras siguientes:



Otras de las figuras de las recomendaciones, es que al principiar a barrenar el corte, localizar perfectamente con buena inclinación el barreno "director", ya que comenzando en puntos erróneos tendrá demasiado o poco volumen por tumbar, de esta manera garantizaremos que toda la barrenación saldrá, porque cuidaremos la -- perfecta dirección de los barrenos.



Profundidad de los barrenos:

La profundidad de los barrenos se ve limitada por el echado y- ancho de la veta.

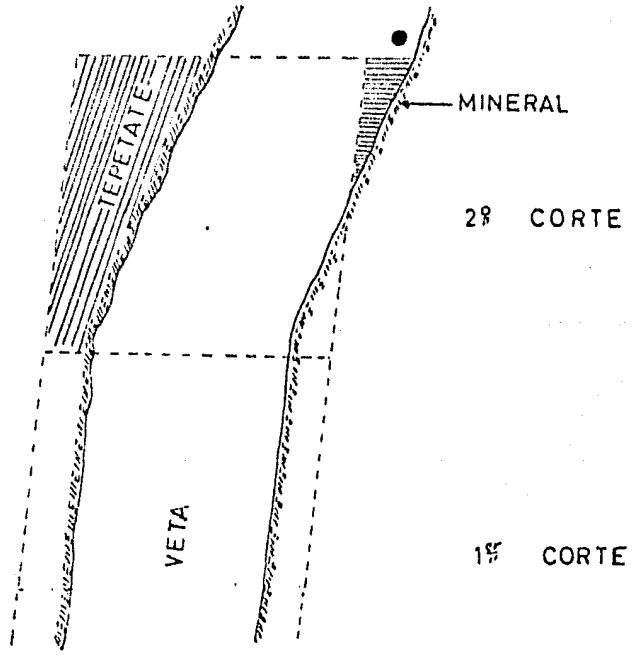
a).- Echado:

Según las secciones de las vetas, se observa que el echado es- 70º (promedio), pero cambia de un corte a otro. Suponiendo que - el echado fué de 80º en el corte anterior y que en el próximo tendrá 60º, como se muestra en la figura.

Atendiendo a la profundidad se tiene:

a.1).- En el corte anterior tenemos un corte y profundidad muy conveniente.

a.2).- Al comenzar a barrenar el 2do. corte, el perforista supone que la veta tiene la misma inclinación, entonces - tumbará tepetate en el alto y deja mineral en el bajo.



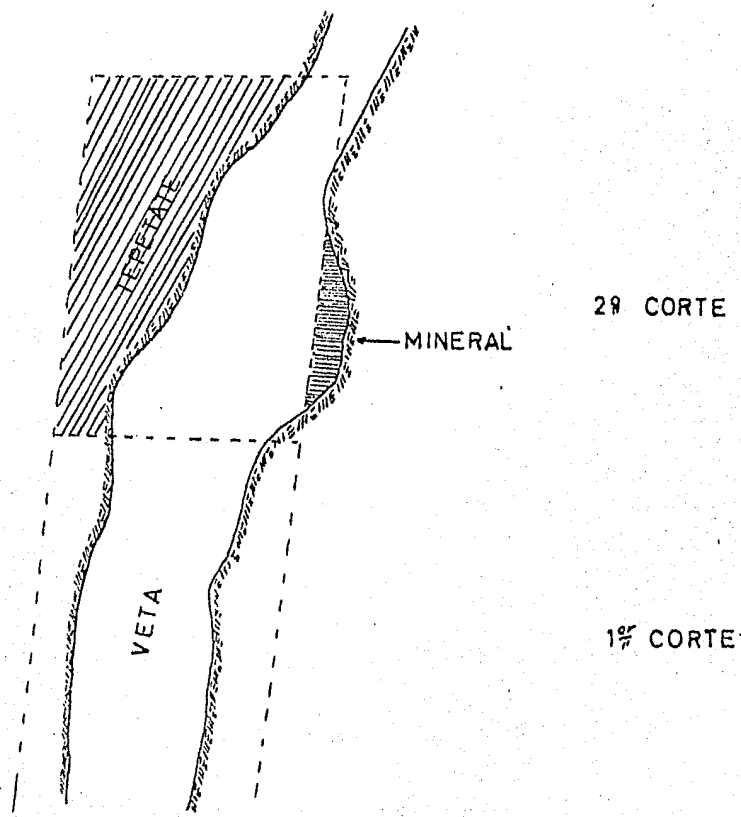
Como se ve, un aumento en la profundidad puede traer como consecuencia un aumento en la dilusión, además, tumbar mineral dejado, por "descorte", aumenta el costo.

Sin embargo, una barrenación larga sería factible en pilares, ya que la zona mineralizada se tiene confinada y esto permite establecer con exactitud la dirección de los barrenos.

Antes de considerar la profundidad adecuada, consideraremos el ancho de la veta.

b).- Ancho de la Veta:

Cuando hay variaciones muy grandes en el ancho, sucede lo mismo que lo que con el echado.



Dado que se puede tener una combinación de ambos casos, los resultados serán más negativos, se cuidará la dilusión al máximo, ya que como se puntualizó anteriormente, un tumbe mas selectivo permitirá mediante un compósito de cargas, explotar las reservas de baja ley que están algunos pesos abajo del límite de "pago".

Tenemos una profundidad de 1.77 m., pero debido a estas condiciones analizadas, es conveniente reducir la profundidad del barreno a 1.66 m.

Se utilizará barra de 6 ft = 1.81 m., pero con esto se barrena- 1.70 m., tendremos cortes de 1.70 sen 80º = 1.66 m.

Espaciamiento de los Barrenos:

Es el factor de mayor trascendencia en la operación del tumbe.- Cualquier método que reduzca el número de barrenos por metro cúbico tumbado, será mejor, esto es, incrementando la área de acción encada barreno, pues hará decrecer el costo de barrenación, explosivos, aire comprimido, acero de perforación, maquinaria, mantenimiento, etc.

No podrá darse una regla absoluta para el espaciamiento entre - barrenos, sin embargo el costo por metro cúbico de mineral tumbado varía inversamente con la distancia entre barrenos.

Para nuestro caso, estamos limitados debido al ancho (promedio) de vetas. El incremento transversal, no se hará necesario dado el diseño de barrenación, por lo que solo se dará espaciamiento longitudinal, dándonos una relación lineal inversa entre el costo y el- espaciamiento.

Una regla práctica para espaciamiento es 33 Ø, donde Ø = diámetro del barreno, pero el espaciamiento también depende de:

a).- Grado de explosivo usado.
b).- Fragilidad del mineral.
c).- Cantidad y tamaño de fisuras.
d).- Carácter de la carga.
e).- Número de caras libres.

El espaciamiento también se ve limitado por el ancho y tamaño - de mineral requerido.

Debido a que por lo angosto de la veta se darán tres barrenos - transversalmente, se presentan alternativas de espaciar transversalmente en mayor o menor longitud, dentro del límite máximo, teniéndose en cuenta que el mayor incremento en el volumen de mineral tumbado sólo se deberá al incremento del espaciamiento longitudinal, cosa que se viene demostrando.

Tenemos que tomar en cuenta, al separar los barrenos, el tamaño de mineral producido; un tamaño muy fino no conviene, ya que se - forman muchos finos, perdiéndose los valores, lo anterior sucede -

actualmente debido a que no se tiene una supervisión estricta en el espaciamiento de barrenos en una veta, diferentes maquinistas pueblan a diferente distancia los barrenos, utilizando en mayor cantidad recursos para el tumbe; así lo demuestra el tamaño de mineral manteado, que es:

-12" + 2	35%	=	700 Tons.
-12"	65%	=	1,300 Tons.

El espaciamiento, y por lo tanto el tamaño, es limitado también por normas de seguridad y equipo de remosión utilizado, pero seguramente que es mas barato liberar los valores en la trituración, que hacerse con explosivos, lo cual se demostrará cuando calculemos costos.

Observaciones hechas en los rebajes con espaciamiento longitudinal de 0.50 cm. y 0.40 cm. transversalmente, o sea 10% más del promedio, obteniéndose un tamaño -12"+2" (40%).

Algunos maquinistas dan 50 cm. longitudinalmente y 50 cm. transversalmente, obteniéndose -12"+2" (45%). (Cabe hacerse notar que en donde la roca no es dura, algunos espacían 1 m.)

Como no se está produciendo mineral grueso, estaremos entonces en condiciones de aumentar un 30% más el promedio de espaciamiento, o sea:

60 cm longitudinalmente
55 cm Transversalmente.

y esperamos obtener un tamaño -12"+2" (60%).

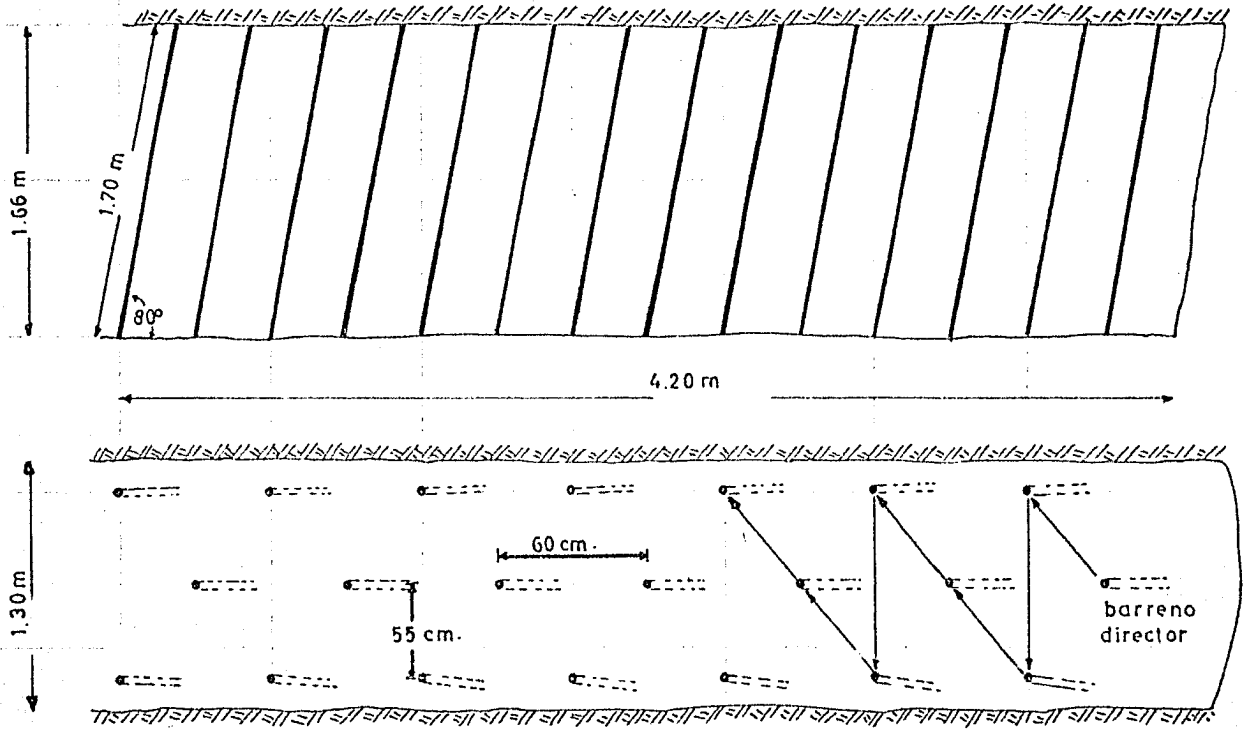
Este espaciamiento es dado por algunos de los mas eficientes maquinistas y obtienen un % en tamaño similar, por lo que es conveniente tomar estas distancias como óptimas.

CALCULO DEL VOLUMEN DE MINERAL TUMBADO CON LA PLANTILLA PROPUESTA

Como proposición final, la nueva plantilla con que se espera mejorar la productividad, y que tendrá las siguientes características.

Profundidad de la Barrenación	1.70 m.
Angulo de barrenación	80º
Altura del corte	1.66 m. (sin chocolones)
Ancho del corte	1.30 m. (Prom. actual)
Número de barrenos	21 (7 piés de 3 Barr.)
Espaciamiento longitudinal	0.60 m.
Espaciamiento transversal	0.55 m.
Longitud del corte	4.20 m. (0.60 x 7)
Diámetro de los barrenos	1-3/8"

PLANTILLA PROPUESTA



U.N.A.M. F.I.
PLANTILLA PROPUESTA
TESIS PROFESIONAL
HERMINIO RUIZ N
1971

Relación entre barrenos dados y pegados 0.98

Volumen = Ancho x Largo x Profundidad

Volumen = 1.30 x 4.2 x 1.66 x 0.98 = 8.87 m^3

Volumen = 8.87 m^3 (sin chocolones).

Debido a que por ahora se tiene una eficiencia del 75%, consecuencia de chocolones, se tendrá:

$$\begin{array}{rcl} 8.87 & - & 100\% \\ X & - & 75\% \end{array} \qquad X = 6.65\ m^3$$

Con lo que se obtiene un incremento de 1.60 m^3 ó 5.12 Tons. - (d = 3.2 Tons/m^3), comparada con la unidad de producción actual o sea un 32% más con respecto a la plantilla actual.

TURNOS-MAQUINA NECESARIOS CON LA NUEVA PLANTILLA

Producción requerida:

1,800 Tons/día = 54,000 Tons/mes.

Distribuída así:

Mina Frisco	43,000	Tons/mes
Mina Granadeña	11,000	"
10% más	5,400	"
	59,400	Tons/mes (d = 3.2 Tons/m^3)
	19,800	m^3/mes.

Si se producen 6.65 m^3 por unidad de producción con la nueva - plantilla, se tendrá:

$$\frac{19,800}{6.65} = 2,980 \text{ Turnos-máquina/mes.}$$

$$\frac{2,980}{25} = 119 \text{ Turnos-máquina/día.}$$

Con la nueva plantilla tendremos que poblar 119 turnos-máquina por día, para asegurar la producción requerida, con lo cual se economizan 33 turnos-máquina/día.

Según las estadísticas, vimos que los contratistas producen 12 a 28 barrenos por turno-máquina, de los cuales el 54% producen menos de 20.8 (promedio), y el 46% menos de 20.8 barrenos.

Podremos aumentar aún mas la productividad haciendo que el 54% de maquinistas igualara tal promedio mediante una orientación, -- haciéndoles ver las ventajas económicas y de trabajo al llevar un control estricto en su espaciamiento, así como de los demás factores.

La supervisión rutinaria y práctica deberá ser cambiada por una supervisión crítica y orientadora, para canalizar aún más las ventajas que imponga la nueva plantilla propuesta y lograr una eficiencia superior a la actual, lo que traerá un ahorro mucho mayor.

Como consecuencia de producir mineral grueso, se mejoraría otra importante operación como es la "rodada", sería más eficiente al-aumentar el ángulo de reposo del mineral, ya que el mineral fino-forma una capa que con el agua de perforación se cementa, formando una serie de costras compactas espaciadas regularmente, dando-lugar a una estructura que dificulta y encarece esta operación.

AUSENTISMO

No podrá hacerse nada en este renglón, sin embargo debido a -- que el número de rebajes se reducirá, éstos se darán a los maquinistas más responsables.

Con esto daría por terminado las conclusiones y recomendaciones, pero se hace necesario hablar de explosivos, renglón que no-se ha tocado, pero que influye en la plantilla y por lo tanto en-la productividad.

EXPLOSIVOS

Potencia:

El camino más satisfactorio para comparar la potencia de los - explosivos, es la eficiencia en la roca, excepto por pruebas bajo condiciones de trabajo. El efecto depende de 3 factores; rapidez de detonación, volumen de gases generados y temperatura de - los gases.

La detonación de una carga de explosivo confinado dentro de un barreno, genera gases, los cuales ocupan (por un corto período de tiempo), el mismo volumen que el explosivo original, esto es en - condiciones de "estado de explosión"

La presión generada por los explosivos comerciales, es del orden de 10 lb/in^2, y la temperatura arriba de 3,000ºK. Sin embargo la presión cambia de cero a una presión alta en un barreno pegado en cuestión de milisegundos y la energía potencial química - es liberada en forma de energía cinética a una intensidad muy alta.

La presión actuando en los lados del barreno, genera esfuerzos de compresión que viajan radialmente hacia afuera desde la carga.

Si hay fisuras en la roca, dentro de las cuales los gases pueden escapar, o si el taco con el cual el barreno es sellado cede-antes de que la presión total de los gases sea desarrollada, el - escape de parte de los gases necesariamente reduce la cantidad de trabajo útil; al utilizar el cápsul No. 12, estamos en condiciones de aumentar el taco con el objeto de no dejar escapar los gases.

CAPITULO - IV

C O S T O S

Un análizis de las cuentas de la operación de tumbe que se llevan en el departamento de contabilidad, para obtener el costo por tonelada en el método actual, nos servirá para hacer la comparación con el costo que se espera obtener en el método propuesto y cuantificar el ahorro en caso de existir.

COSTO ANUAL (1970)

Salarios de operación	$ 12,120,000.00	34.34%
Bonos especiales	1,250,000.00	.35%
Tiempo extra	1,250.00	-
Sub-Total	12,371,250.00	34.69%
Explosivos, Cápsules, Cañuela y Conec.	3,560,000.00	10.04%
Acero para perforación	1.987,750.00	5.63%
Madera	1,460,000.00	4.14%
Combustibles y lubricantes	98,750.00	0.28%
Maq., Herramienta y Equipo de operación	350,000.00	0.99%
Materiales diversos	486,250.00	1.38%
Sub-Total	7,943,750.00	22.51%
Renta de maquinaria y equipo	675,000.00	0.19%
Total	20,990,000.00	57.39%
COSTOS VARIABLES DISTRIBUIDOS:		
Mantenimiento eléctrico y Mantenimiento mecánico	1,890,000.00	5.36%
Servicios mina	8,671,250.00	24.57%
Prestaciones sociales y Hospital	4,476,250.00	12.68%
Costos Redistribuídos	15,037,500.00	42.61%
T O T A L	36,027,500.00	100.00%

En orden de importancia:

1.- Salarios de operación	34.34 %
2.- Servicios mina	24.57 %
3.- Explosivos	10.09 %
4.- Acero de perforación	5.63 %

5.- Mantenimiento mecánico	5.36 %	
6.- Madera	4.14 %	
7.- Materiales diversos	1.38 %	
8.- Maquinaria, Hta. y equipo de operación	0.99 %	
	86.50 %	
9.- Prestaciones sociales	12.68 %	(•)

(•).- Como consecuencia del punto 1.

Costo actual por tonelada.

Si se producen 59,400 Tons/mes = 712,800 Tons/año, se tiene:

$$\frac{36,027,500.00}{712,800} = \$\ 50.54$$

Costo/Tonelada = $ 50.54

Los renglones en los que se espera tener ahorro son los siguientes:

1.- Explosivos:

Debido a que se utilizará la misma cantidad de explosivos por unidad de producción.

2.- Acero para Perforación:

Como consecuencia que éste se consume proporcionalmente a los barrenos dados y nuestro objetivo será menos barrenos por unidad de producción.

3.- Combustibles y Lubricantes:

Cuyo consumo es proporcional a los barrenos también.

4.- Maquinaria, Herramienta y Equipo de Operación:

Como consecuencia de lo anterior, la maquinaria dará mayor rendimiento por unidad de producción.

5.- Aire Comprimido:

Este renglón, por encontrarse en costo "Servicios mina", se visualizará de manera diferente.

Partiremos del costo que tiene en la actualidad 1 millar de ft^3 de aire comprimido y de acuerdo con el gasto requerido en el método propuesto en comparación con el actual, ya que hay una diferencia de volumen de aire.

6.- Prestaciones Sociales:

Como el pago de la operación de tumbe, según establece el Contrato Colectivo de Trabajo, se hace de acuerdo con los m^3 tumbados, no se obtendrá ningún ahorro por concepto de salarios (ya que por regla general, el valor total de trabajo es mayor que la raya.)

Así como existen estos renglones en los cuales se pueden cuantificar exactamente los ahorros, hay otros en los que en la nueva operación se tendrán mejoras, pero no será posible cuantificarlas debido a las innumerables variables que intervienen a a - la complejidad de las operaciones con que están relacionadas.

Como desventaja en la plantilla propuesta, tenemos primordialmente el hecho de producir carga mas gruesa que evidentemente -- nos dará un cargo extra en trituración.

CUANTIFICACION DEL AHORRO

Explosivos:

Con la plantilla actual se tiene:

20.8 barrenos de 1.77 m = 37 m. de barrenación,
se producen 5m^3/turno-máquina/día,
se pueblan 152 turnos-máquina/día para dar 760 m^3/día.

152 x 37 = 5,624 m. de barrenación por día.

Con la plantilla propuesta se tiene:

21 barrenos de 1.70 m. = 35.7 m de barrenación,
se producirán 6.65 m^3/turno-máquina/día,
Si se pueblan 119 turnos-máquina/día para dar 760m^3/día:

119 x 35.7 = 4,250 m. de barrenación/día

Con lo que se tiene un ahorro de:

5,624 - 4,250 = 1,370 m. de barrenación/día.

O sea:

Si 5,624 - 100%
1,370 - X

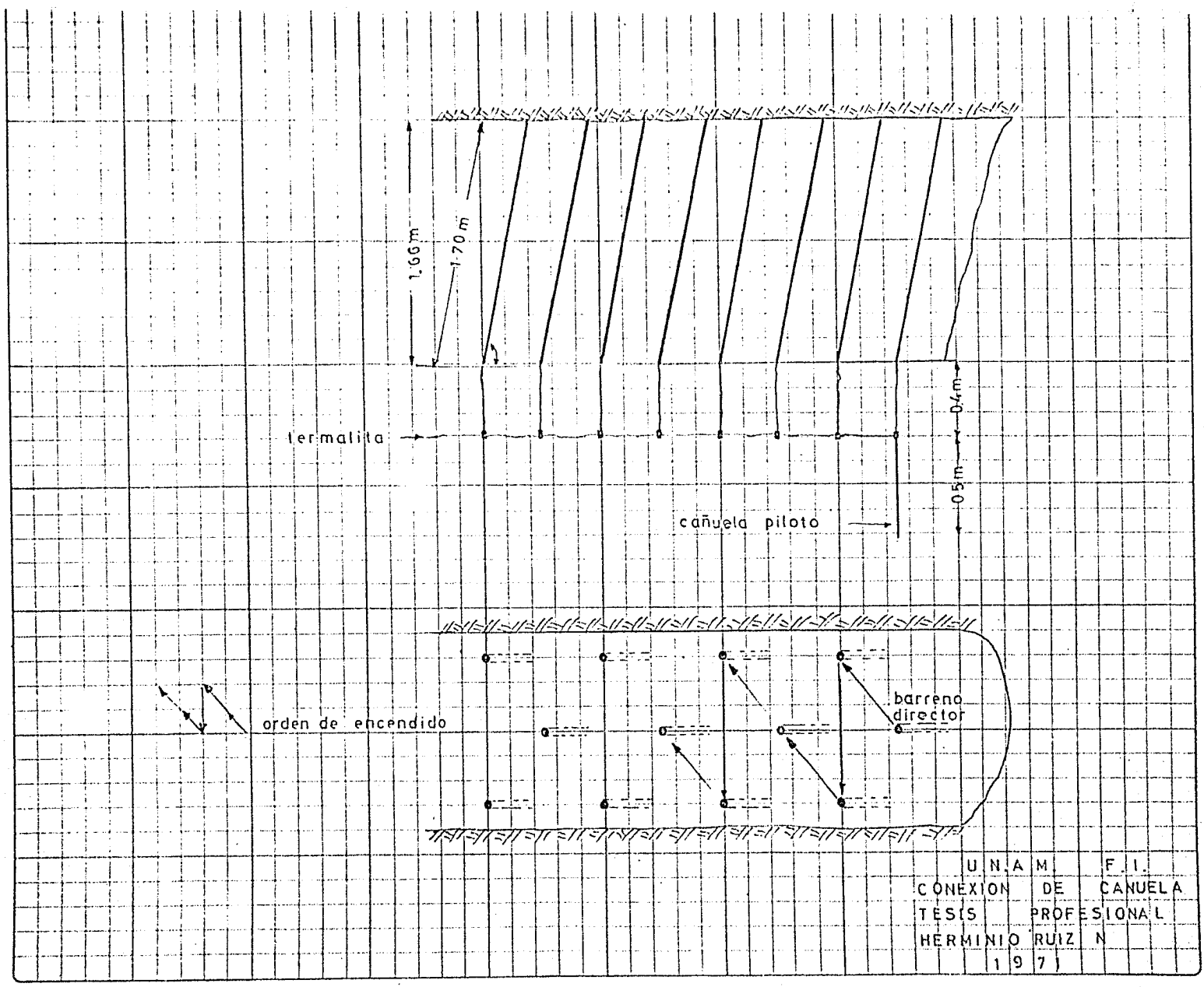
$$X = \frac{1,370}{5,624} \times 100 = 24.3\ \%$$

X = 24.3 %

Que nombraremos factor de ahorro.

Este 24.3%, será el factor de ahorro en el costo de explosivos, y los demás renglones, ya que el consumo de ellos es proporcional a la longitud de barrenación dada. (O lo que consumen -- los 1.65 m^3 incrementados).

En el renglón de explosivos, podríamos tener un ahorro adicional por barreno, ya que se está utilizando una cañuela larga, -- desperdiciándose longitud, como se concluye con los siguientes - datos:


1.99 m
1.70 m
termalita
0.4 m
0.5 m
cañuela piloto
barreno director
orden de encendido
U.N.A.M. F.I.
CONEXION DE CANUELA
TESIS PROFESIONAL
HERMINIO RUIZ N
1971

Longitud de Cañuela	2.40 m.
Longitud de Barreno	1.70 m.
Velocidad de Encendido Cañuela	0.76 cm/seg.
Tiempo de Encendido	224 seg.
Cañuela fuera de Barreno	0.70 m.

La longitud de 2.40 m. es establecida por el Departamento de Seguridad, ya que es la longitud requerida para garantizar el tiempo necesario para abandonar el lugar de trabajo. No obstante, esta longitud puede ser reducida sin disminuir el tiempo requerido en detrimento de la seguridad.

Si reducimos cada cañuela en 30 cm. de longitud, aún tendremos 40 cm. que nos permitirán hacer las conexiones con libertad, si al principio de la ignición colocamos una cañuela piloto en la termalita. (Ver figura adjunta). Si la cañuela piloto tiene una longitud de 0.5 m., habremos aumentado el tiempo para salir en:

$$t = \frac{50}{0.76} = 65.8 \text{ Seg.}$$

Si por experiencia hemos visto que las tronadas son como mínimo de 50 barrenos, estaremos ahorrando la siguiente cantidad de cañuela.

$$50 \times 0.3 - 0.5 = 15 - 0.5 = 14.5 \text{ m.}$$

$$\frac{14.5}{50} = 0.29 \text{ m. (por barreno).}$$

Para dar la producción requerida necesitamos 2,499 barrenos por día (152 turno-máquina), o sea que el ahorro diario será:

$$2{,}499 \times 0.29 = 724.7 \text{ m.}$$

Costo por metro de cañuela = $0.75

$$724 \times 0.75 = \$543.50/\text{día}$$

$$543.5 \times 300 = \$\ 163{,}050.00/\text{año}$$

Aire Comprimido:

Cada máquina perforadora tiene un consumo de 100 ft^3/min. a una presión de 85 lb/in^2.

Se emplean 3 horas en barrenar y cargar, en este tiempo se consumen:

$$100 \times 180 = 18{,}000 \text{ ft}^3 \text{ por turno-máquina.}$$

Cada millar de pies cúbicos cuesta $ 0.60

Costo por turno-máquina:

$$18 \times 0.6 = 10.80$$

Se tiene un ahorro de 33 turnos-máquina:

$$10.80 \times 33 \times 300 = \$\ 106{,}920.00$$

Se tiene un ahorro anual de $ 106,920.00

Prestaciones Sociales:

Se tiene para un trabajador por concepto de prestaciones sociales, un promedio de $40.00 diarios.

Como reduciremos 33 maquinistas, pero cada 3 maquinistas emplean un zorra:

33 + 11 = 44 mineros.

44 x 40 = $ 1,760.00/día

1,760 x 365 = $ 642,000.00 /año

Ahorro por prestaciones sociales:

$ 642,000.00

Costo por Incremento de Energía en Trituración Primaria:

Actualmente este es el rango de mineral manteado:

-12" + 2 - 35% = 700 Tons. métricas
- 2" - 65% = 1,300 Tons. métricas

La quebradora primaria tiene las siguientes especificaciones:

Marca.- Allis Chalmers Superior Mc Cully de 32"
Admisión.- 12"
Descarga.- -3 1/2"
Capacidad.- 105 Tons. cortas/hora = 95.5 Tons. largas/hora.
H P.- 100

Considerando que tamaño -12" + 3-1/2", es 600 Tons.

$$\frac{600}{95.5} = 6.28 \text{ Hrs.}$$

Con el nuevo tamaño:

-12" + 2" - 60% = 1,200 Tons. métricas
- 2" - 40% = 800 Tons. métricas

El tamaño -12" + 3-1/2"; será de 1,100 Tons.

$$\frac{1,100}{95.5} = 11.52 \text{ Hrs.}$$

Lo que incrementa el trabajo de la quebradora en 5.34 Hrs., que corresponde a un consumo de energía de:

100 HP = 74.6 Kw

74.6 x 5.34 = 398.36 Kwh

El precio de Kwh es de $ 0.20

398.36 x 0.2 = $ 79.67/día

79.67 x 300 = $ 23,901.00

RESUMEN DE COSTOS

C O N C E P T O	COSTO % ACTUAL	COSTO PROP. % FUTURO	A H O R R O (FACTOR 24.3%)
Expl. Cápsules y Cañuela	10.04	7.60	2.44
Acero para Perforación	5.63	4.27	1.36
Comb. y Lubricantes	0.28	0.21	0.07
Maq., Hta. y Equipo	0.99	0.75	0.24
		SUMA	4.11 %

Se tendrá un ahorro de 4.11% en los renglones anteriores.

36,027,500.00 x 0.0411 =	1,480,730.25
Cañuela extra	163,050.00
Aire comprimido	106,920.00
Prestaciones sociales	642,000.00
Sub-Total	$ 2,392,700.25
Menos costo por energía en trituración	23,499.00
T O T A L	2,369,201.25

Se tiene un ahorro final de $ 2,369,201.25

Ahorro por tonelada = $ 3.32

CAPITULO - V

SELECCION DEL AREA MAS APROPIADA PARA CONSTRUIR LA PLANTA METALURGICA QUE BENEFICIARA JALES DE FLUORITA.

La Compañía Minera San Francisco del Oro, S. A. de C. V., tiene una presa de jales con valores de fluorita, para los cuales se piensa instalar una planta beneficiadora, presentándose como principal problema el sitio que represente más ventajas económicas; tanto en el acarreo de la alimentación, como en el de colas a la presa de jales, además de el suministro de agua, instalación de la planta misma y embarque de la fluorita grado ácido.

Del sistema de operación de la planta, solo haremos una descripción de la planta similar que viene operando al mismo tonelaje actualmente, con las colas del molino de sulfuros y 1,000 Tons de jales de otro depósito similar al que será la fuente de materia prima para la nueva planta.

Debemos establecer que el sistema de operación se considera igual en todas las alternativas que elijamos para hacer las simulaciones de comparación y solo se tomarán en cuenta aquellas variables que presenten una diferencia de costo h hacer el balance que nos permita determinar el sitio que represente más ventajas económicas.

DETERMINACION DEL TONELAJE Y LEY MEDIA.

Para determinar el tonelaje se toman los datos arrojados por los barrenos dados en la presa de jales (ver tabla). Para cuantificar, se emplea el método del área de influencia, debido a que los barrenos están irregularmente espaciados, dando a cada barreno un "peso" ó "valencia" igual a su volumen de influencia o sea igual al producto de su área de influencia por el espesor. (Ver plano).

Los barrenos de este muestreo fueron dados con perforadora rotaria, también se dieron pozos y zanjas.

BARRENO	ESPESOR BARRENO (M)	L. F Y $\%CaF_2$	AREA DE INFLUENCIA (m^2)	VOLUMEN DE INFLUENCIA (m^3)	PRODUCTO LEY VOL. DE INF.
1	2.74	13.7	10,600	29,044	397,903
2	5.72	14.7	9,400	53,768	790,390
3	9.14	15.0	11,000	100,540	1,508,100
4	21.03	16.7	12,000	252,360	4,214,412
5	19.20	13.4	13,720	263,424	3,529,882
6	24.69	17.6	10,960	270,060	4,753,056
7	18.59	15.2	14,800	275,132	4,182,006
8	12.34	14.2	14,800	182,632	2,593,374
9	9.75	17.4	14,800	144,300	2,510,820
10	3.66	12.3	14,800	54,168	666,266
11	11.89	13.5	15,400	183,106	2,471,931
12	26.52	14.3	16,800	445,536	6,371,164
13	19.20	16.1	13,920	267,264	4,302,950
14	17.37	17.8	14,800	257,076	4,575,953
15	16.46	15.0	14,800	243,608	3,654,120
16	15.54	15.4	13,200	205,128	3,158,971
17	15.54	14.7	10,800	167,832	2,467,130
18	21.00	16.6	13,800	289,800	4,810,680
19	21,03	15.0	16.420	345,313	5,179,695
20	24.69	16.7	12,800	316,032	5,277,734
21	21.03	16.8	12,480	262,454	4,409,227
22	17.37	16.0	9,040	157,024	2,512,384
23	15.54	16.3	9,060	140,792	2,294,910
24	13.72	16.6	7,800	107,016	1,776,466
			308,000	5,013,409	78,409,524

$$\text{Espesor medio} = \frac{5,013,409}{308,000} = 16.28 \text{ m.}$$

$$\text{Ley media } CaF_2 = \frac{78,409,524}{5,013,409} = 15.64 \%$$

TONELAJE:

Volumen del Jal	5,013,409	m^3
Peso Volumétrico	1.81	Ton/m^3
Tonelaje (húmedo)	9,074,270	
Factor de Humedad	5.00	%
Tonelaje (seco)	8,620,557	

CONTENIDO DE VALORES:

Ley media	15.64	%
Contenido de CaF_2	8,620,557 x 15.64 =	
	1,348,255	Tons.
Recuperación	60	%

VALORES RECUPERABLES:

1,348,255 x 0.60 = 808,953 Tons.

FLUORITA GRADO ACIDO PARA EL MERCADO:

$$\frac{808,953}{97.76} = 827,489 \text{ Tons.}$$

La actual planta de operación está beneficiando 3,300 Tons., como se describirá posteriormente, por lo tanto, si la capacidad de las 2 plantas es similar, podemos tener el mismo equipo metalúrgico y aprovechando la experiencia que ya se tiene en operación, mantenimiento, organización, etc., se tendrá la misma eficiencia en la planta por construirse.

Además debido a condiciones de mercado y reservas, se ha estimado que el tonelaje óptimo será 3,000 Ton/día, por lo que la duración de la planta será:

$$\frac{8,620,557}{1,068,000} = 8.076 \text{ años}$$

Se cree correcto, siempre y cuando el gobierno permita hacer la depreciación y amortización de este tiempo, aunque si llegara a oponerse, podremos aumentar el número de años de depreciación si aumentamos las reservas o mediante mineral de compra.

4.2 - ALTERNATIVAS:

Para el estudio de la construcción de la planta, se toman 2 alternativas, las cuales se nombran Alternativa 1 y Alternativa 2, mismas que se muestran en el plano.

ALTERNATIVA No. 1

Esta alternativa está al E de la presa, comprende parte del campo de Golf, cercana al ferrocarril, área compuesta de tierra, casi plana, presentándose un desnivel máximo de 5 m.

ALTERNATIVA No. 2

Al sur de la presa, área rocosa, con una pendiente promedio de-25%.

4.3 - FACTORES DE COMPARACION

Los factores de comparación para las 2 alternativas son:

4.31 - Acarreo y Suministro de materia prima.

4.32 - Transporte de Colas a la Presa de Jales.

4.33 - Suministro de Agua.

4.34 - Embarque de Concentrado.

4.35 - Suministro de Combustible para calentar la Pulpa.

4.36 - Transporte de Maquinaria y Materiales de Construcción, del desembarque del Ferrocarril a su lugar de Instalación.

4.37 - Personal de Supervisión y Vigilancia.

Cabe hacerse notar que algunos valores son constantes en las - dos alternativas, como: Costo de instalación, costo de opera -- ción, mantenimiento y costo de energía.

En costo de energía se tendrá alguna diferencia debido a que el flujo será por gravedad en la alternativa No. 2, economizándose - energía por bombas.

4.31 - Acarreo y Suministro de Materia Prima

Para el acarreo, independientemente del sistema que se utilice, será determinante el número de Ton-Km que se tengan en cada caso, así como la pendiente.

El transporte podrá hacerse mediante camiones, o una combina-- ción de camiones y bandas, ya que el minado hidráulico no es factible por la carencia de agua.

Las Ton-Km para cada caso serán el resultado de multiplicar la distancia del centro de la masa de los jales a tratar, a la planta de beneficio, para la determinación de la masa, se toman los -- ejes X, Y, arbitrariamente por comodidad para el cálculo, como se indica en la tabla siguiente.

DETERMINACION DEL CENTRO DE MASA

BARRENO	VOLUMEN	X	Y	X VOLUMEN	Y VOLUMEN
1	29,044	-2.25	1	- 85,349	29,044
2	53,768	-0.75	1	- 40.326	53,768
3	100,540	0.75	1	75,405	100,540
4	252,360	2.25	1	567,810	252,360
5	263,424	3.75	1	987,840	263,424
6	270,424	4.50	-	1,215,270	-
7	275,132	3.00	-	825,396	-
8	182,632	1.50	-	273,948	-
9	144,300	-	-	-	-
10	54,168	-1.50	-	- 81,252	-
11	183,106	-3,00	-	-549,318	-
12	445,536	-3.75	-1	-1,670,760	-445,536
13	267,264	-2.25	-1	-601,344	-267,264
14	257,076	-0.75	-1	-192,807	-257,076
15	243,608	0.75	-1	182,706	-243,608
16	205,128	2.25	-1	461,538	-205,128
17	167,832	3.75	-1	629,370	-167,832
18	289,800	1.50	-2	434,700	-579,600
19	345,313	-	-2	-	-690,626
20	316,032	-1.50	-2	-474,048	-632,664
21	262,454	-3.00	-1.75	787,362	-459,295
22	157,024	2.75	-1.75	431,816	-274,792
23	140,792	5.35	1.8	753,237	253,426
24	101,016	4.33	0.55	463,379	58,859
S U M A	5,013,409			-3,212,000	+2,839,962

$$\bar{x} = \frac{-3,212,000}{5,013,409} = -0.633$$

$$\bar{y} = \frac{2,839,962}{5,013,409} = 0.560$$

ALTERNATIVA No. 1

a).- Con camiones:

$$9,074,270 \times 0.400 = 3,629,708 \text{ Ton-Km}$$

Actualmente se tiene un costo de $2.00 por Ton-Km por contrato en el acarreo con camiones, en pendiente sensiblemente horizontal por lo que se tomará $2.00 para la alternativa 1 y $2.50 para la alternativa No. 2, ya que la pendiente es positiva.

Costo total:

$$3,629,708 \times 2.00 = \$ 7,259,416.00$$

Dentro de esta alternativa podremos reducir el número de Ton-Km si para ello instalamos una tolva general en la parte mostrada en el plano, y para el cruce del arroyo se pondrá una banda, con-lo cual el número de Ton-Km será:

$$9,074,270 \times 0.190 = 1,724,111$$

$$1,724,111 \times 2.00 = \$3,448,222.00$$

Dentro de esta posibilidad, el transporte podrá hacerse con auto cargadores que descargarán directamente a la tolva, ahorrándose aún mas.

ALTERNATIVA No. 2

$$9,074,270 \times 0.722 = 6,551,623$$

$$6,551,623 \times 2.50 = \$6,379,057.50$$

El mayor costo es para esta alternativa, y debido a la pendiente, los camiones trabajarán con máquina forzada y por lo tanto consumirán necesariamente más combustible y que no se cuantifica.

En la alternativa No. 1, se tiene una pendiente negativa, que si a un futuro se tuviera agua suficiente, el minado sería hidráulico; por lo tanto es favorable.

4.32 - Transporte de Colas a la Presa de Jales

Es de primordial importancia en el transporte de colas, la diferencia de elevación entre la salida de colas de la planta y el depósito de las mismas, así como la distancia a que se encuentra la presa de jales, ya que por cada 100 m. de longitud de la canoa se pierden 3.12 m. de elevación, debido a la pendiente necesaria para un flujo correcto.

CALCULO POR CONCEPTO DE ENERGIA CONSUMIDA PARA VENCER UN METRO DE ELEVACION.

Dilusión de las colas:

1.27 : 1 ó 44%

Los sólidos que van en las colas serán:

8,620,557 - 827,489 = 7,793,068 Tons.

Agua contenida en las colas:

7,793,068 x 1.27 = 9,897,196 Tons.

Peso total de las Colas:

9,897,196	(sólidos)
+ 7,793,068	(agua)
17,690,264	Tons.

Trabajo para elevar 1 m. las colas:

W = 17,690,264 x 1,000 x 1

W = 17,690,264,000 Kg-m.

Como las bombas dan una eficiencia del 30%:

$$\frac{17,690,264,000}{0.30} = 58,967,547,000$$

W = 58,967,547,000

1 cv-hora = 75 x 3,600 Kg-m/hora = 270,000 Kg-m/hora

$$W = \frac{58,967,547,000}{270,000} = 218,398$$

W = 218,398 cv-hora.

Cv-hora = 0.735 Kw.

W = 218,398 x 0.735

W = 160,523 Kw.

Costo por Kw = $ 0.20

160,523 x 0.2 = $ 32,104.60

En consecuencia, elevar 1 m. las colas cuesta $32,104.60

ALTERNATIVA No. 1

Elevación de la salida de las colas (planta) = 1,920 m.
Elevación del depósito (presa proyectada) = 1,920 m.

Debido a que contaremos con una superficie igual a la actual,- se tendrá que en toda la vida de la planta, el nivel de la presa- será:

Tonelaje (seco)		8,620,557
Fluorita para el mercado		827,489
	Diferencia	7,793,068 Tons.

Tendrá un factor de humedad de 5%

Tonelaje (húmedo)	8,182,721.4 Tons.
Peso volumétrico	1.81 Ton/m^3

$$V = \frac{8,182,721.4}{1.81} = 4,520,841 \ m^3$$

Volumen = 4,520,841 m^3

Se tiene una área de 308,000 m^2

$$\text{Espesor} = \frac{4,520,841}{308,000} = 14.68 \text{ m.}$$

Espesor medio = 7.34 m.

Contaremos con la superficie de 308,000 m^2, si el inicio de la explotación se hace de norte a sur, con lo cual se reducirá mas - aún el transporte de las colas, y al final, la presa sólo se reco rrerá parcialmente algunos metros.

Para un flujo correcto de las colas, la canoa debe tener una - pendiente negativa de 3/8 de pulgada, por cada pie de longitud.

En esta alternativa se toma una longitud inicial de canoa de 300 m. ya que después las colas son bombeadas y transportadas por tubería para ser cicloneadas y depositar los gruesos a la orilla- para formar el bordo.

300 m = 984.3 ft.

El desnivel de la canoa será:

984.3 x 0.0095 m = 9.35 m.

El desnivel total será:

Canoa	9.35 m.
Espesor medio	7.34 m.
	16.69 m.

En consecuencia:

Elevación de depositación (presa)		1,920.00 m.
Desnivel necesario		16.69 m.
	Suma	1,936.69 m.
Elevación de la salida de colas (planta		1,920.00 m.
	Diferencia	16.69 m.

Por lo tanto se tendrán que vencer una carga de 16.69 m. para depositar las colas.

Costo total:

32,104.60 x 16.69 = $ 535,825.77

ALTERNATIVA No. 2

Elevación salida de las colas (planta) 1,960.00 m.
Elevación depositación colas (presa actual) 1,975.00 m.

La depositación se hará donde actualmente se hace, esta presa tiene una área de 278,200 m^2, y el volumen a depositarse es de - 4,520,841 m^3.

Por lo tanto la presa subirá:

$$\frac{4,520,841}{278,200} = 16.25 \text{ m.}$$

Espesor medio = 8.12 m.

Para la canoa:

Longitud 300 m. = 984.3 ft

El desnivel será = 9.34 m.

Debemos considerar para esta alternativa, que el nivel subirá- aún mas, con la depositación de las colas de la planta que viene- operando actualmente. y será igual al anterior o sea 16.1 m y el- espesor medio es 8.12 m, ya que el tonelaje es el mismo.

El desnivel total será:

Canoa	9.34 m.
Espesor medio	8.12 m.
Espesor medio	8.12 m.
	25.58 m.

Por lo tanto:

Elevación de depositación (presa actual)	1,975.00 m
Desnivel necesario	25.58 m
Suma	2,000.58 m.
Elevación de la salida de colas (Planta)	1,960.00 m.
Diferencia	40.580 m.

Para la alternativa No. 2 se tiene una carga de 40.58 m. y el - costo total:

32,104.60 x 40.58 = $ 1,302.804.60

Para la alternativa No. 1 $ 535,825.77

4.33 - Suministro de Agua:

Cálculo del agua necesaria.

Tenemos que alimentar al circuito la cantidad de agua perdida y la cual será extraída de pozos.

3,000 Ton/día
Recuperación 60%
Ley CaF_2 15.64%

$$3{,}000 \times 0.1564 \times 0.60 = 281.52 \text{ Ton/día}$$

Como la fluorita es grado ácido:

$$\frac{281.52}{97.7} = 288 \text{ ton/día de concentrado.}$$

Sólidos en las colas:

$$3{,}000 - 288 = 2{,}712 \text{ Tons.}$$

Dilusión en las colas:

1.27 : 1 ó 44%

$$2{,}712 \times 1.27 = 3{,}444.24 \text{ Ton. de agua/día.}$$

De acuerdo con las estaciones del año se tiene una recuperación media de 30%, ó sea que se pierde el 70%, incluído humedad en los concentrados, etc.

$$3{,}444.24 \times 0.7 = 2{,}410.97 \text{ Tons. de agua.}$$

Esta agua deberá reponerse al circuito.

2,410,970 litros = 636,980 galones/día.

$$\frac{636{,}980}{1{,}440} = 442.3 \text{ gpm.}$$

CALCULO DEL COSTO DE ENERGIA

Debido a que el agua fresca que se suministrará, proviene de un lugar cuya elevación es inferior a la de la alternativa No. 1, se tomará la diferencia entre las alternativas, Nos. 1 y 2, ya que es la carga adicional que hay que vencer para suministrar el agua a la alternativa No. 2.

Elevación alternativa No. 1 1,925 m (parte alta)
Elevación alternativa No. 2 1,975 m (parte alta)

h = 50 m.
Q = 0.0279 m^3/seg = 279 Lts/seg.
γ = 1 Ton/m^3

$P = C\delta h$

$P = 27.9 \times 1 \times 50$

$P = 1,395$ Kg-m/seg.

1Cv = 75 Kg-m/seg.

$\frac{1,395}{75} = 186$ Cv.

1 Cv = 0.735 Kw

P = 13.7 Kw

Las bombas tienen una eficiencia del 60%.

$P = \frac{13.7}{0.60} = 22.8$ Kw

La tarifa industrial de Kw = $ 0.20

En la vida de toda la planta tendremos un costo de:

$22.8 \times 0.2 \times 24 \times 356 \times 8.07 = \$ 176,967.60$

COSTO POR TUBERIA

Para gastos similares se usa tubería de 8" de diámetro.

Un tramo de 20' = 6.10 m.
Cuesta $1,000.00

Costo por metro = $\frac{1,000}{6.1} = \$ 163.93$

Se necesitan 1,000 m. de tubería y 167 bridas, cuyo costo es de $130.00

Costo total por material:

	163,930.00
	21,700.00
	$ 185,630.00

Si consideramos un 30% más por mano de obra e instalación, además de la bomba y su mantenimiento:

$	185,630.00
	55,689.00
	100,000.00 (Bomba y Mantenimiento)
$	341,319.00

Costo total de agua:

$	176,967.60
	341,319.00
	518,286.60

4.34 - Embarque de Concentrados

ALTERNATIVA No. 2

Dado que será muy costoso construir una espuela de ferrocarril a la alternativa No. 2, ya que tendría 700 m. en un terreno de - topografía no faborable, según se muestra en un perfil adjunto, - es necesario poner una estación de embarque en la espuela ya exis tente. (ver plano).

Podremos transportar el concentrado a esta espuela por medio- de tubería, poniéndo la sección de filtrado en la sección de em-- barque. Es favorable por tubería, debido a la pendiente negativa entre la planta y la sección de filtrado, pero la planta quedaría dividida en dos secciones, debido a lo cual habrá una supervisión menos eficiente y se duplicará el número de veladores o sea 3 - hombres-turno más.

CALCULO DEL DIAMETRO DE TUBERIA NECESARIO.

Toneladas de Concentrado = 281.52
Dilusión = 18% ó 4.56:1
Pe. Concentrado = 3.2

$$\text{Volumen del concentrado} = \frac{281.52}{3.2} = 87.98\ m^3$$

$$\text{Volumen de agua} = 281.52 \times 4.56 = 1280\ m^3$$

$$\text{Volumen total} = 1{,}367.98\ m^3$$

$$Q = 1{,}367.98\ m^3$$

$$Q = \frac{1{,}367.98}{1{,}440} = 0.950\ m^3/min.$$

$$Q = 0.0158\ m^3/seg.$$

Se tendrá una velocidad de 2.00 m/seg., que es similar a la de las canoas

Entonces:

$$Q = v \times a$$

$$a = \frac{0.0158}{2} = 0.0076\ m^2 = 0.76 dm^2 = 76\ cm^2$$

$$a = \frac{\pi d^2}{4}$$

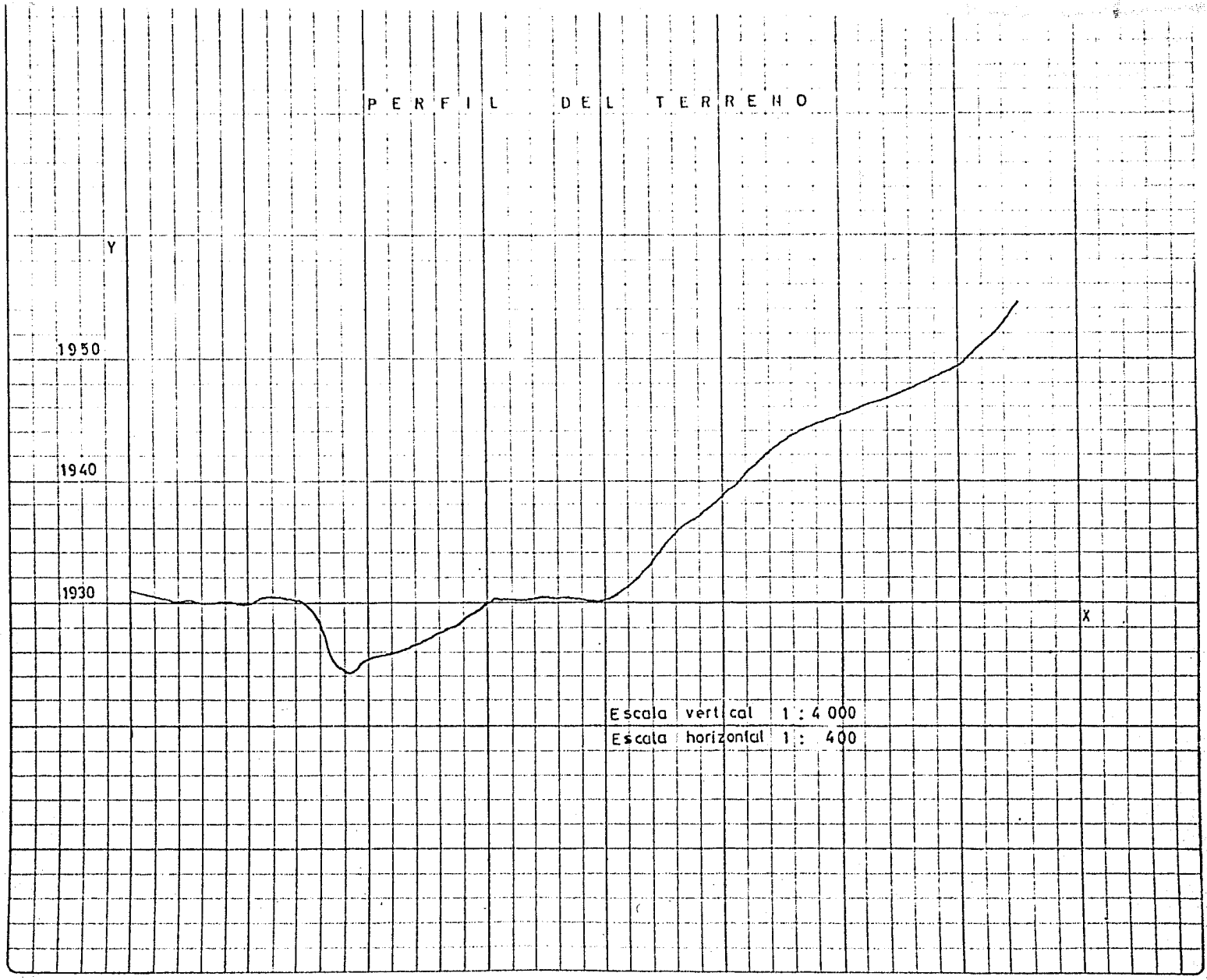
$$d = \sqrt{\frac{76 \times 4}{\pi}} = 96.7 = 9.84$$

$$d = 9.84\ cm.$$

Se utilizará la tubería de 4" cuyo costo es:

Tramo de 20' = 6.10 m.
Cuesta $ 366.00

$$\text{Costo por metro} = \frac{366.00}{6.1} = \$60.00$$


PERFIL DEL TERRENO
Y
1950
1940
1930
X
Escala vertical 1 : 4 000
Escala horizontal 1 : 400

Se necesitan aproximadamente 1,000 m y 167 uniones, cuyo costo es de $40.00 cada una.

Costo por material:

$ 60,000.00
6,680.00
$ 66,680.00

Considerando un 30% por mano de obra e instalación:

Total:

$ 66,680.00
20,004.00
86,684.00

Costo por vigilancia

Cada hombre-turno por este concepto cuesta $100.00 (incluído - prestaciones sociales), diarios.

Costo por día $ 300.00
La planta durará 8.07 años.

300 x 30 x 12 x 8.076 = $872,208.00

Costo por vigilancia = $ 872,208.00

Total por embarque:

$ 86,684.00
872,208.00
$ 958,892.00

ALTERNATIVA No. 1

La planta quedará integrada y los concentrados se embarcarán en la espuela existente.

4.35 - Suministro de Combustible

ALTERNATIVA No. 2

Se requieren 176,000 Lts. de diesel por mes.
Se utilizará una "pipa" de 5,000 Lts.

$\frac{176,000}{5,000}$ = 35.2 viajes/mes

Si se tiene que el flete cuesta $ 50.00 viaje:

35.2 x 50 x 12 x 8.076 = $ 170,565.00

Costo total = $ 170,565.00

Para la alternativa No. 1 consideraremos un 10% de este costo,- o sea:

$ 17,056.50

4.36 - Cálculo del Transporte de Maquinaria y Materiales de Construcción, de la Espuela a su lugar de Instalación.

No podrá cuantificarse cuanto costará transportar la maquinaria a la espuela del ferrocarril a la alternativa No. 2, por lo que se supone un costo de $500,000.00, y para la alternativa No. 1, tomaremos un 20% del costo de la alternativa No. 2, o sea .--- $ 100,000.00.

TABLA COMPARATIVA

	ALTERNATIVA 1	ALTERNATIVA 2
1.- Acarreo o Suministro de Materia Prima.	7,259,416.00	16,379,057.50
2.- Transporte de Colas a la Presa de Jales.	535,825.77	1,302,804.60
3.- Suministro de Agua.	-	518,286.60
4.- Embarque de Concentrado.	-	958,892.00
5.- Suministro de Combustible.	17,056.50	170,565.00
6.- Cálculo del Transporte de Maquinaria y Materiales de Construcción a su lugar de Instalación	100,000.00	500,000.00
7.- Supervisión y Vigilancia. (Incluído en 4)		
	$ 7,912,298.77	$19,829,605.70

Por lo tanto, representa más ventajas económicas el sitio No. 1, en función de los factores analizados.

4.4 - OPERACION DE LA PLANTA FLUORITA.

La planta fluorita opera con el siguiente tonelaje:

2,000 Tons. de colas de la planta de sulfuros,
1,200 a 1,500 Tons. de jal,
100 a 300 Tons. de mineral de compra.

Las colas de la planta de sulfuros tienen las siguientes leyes:

Au	0.25 gms/Ton.
Ag	0.23 gms/ton.
Pb	0.45 %
Zn	0.48 %
Cu	0.13 %
Fe	3.79 %
CaF_2	15.56 %
$CaCo_3$	7.85 %

Jales y Mineral de Compra:

Son descargados a una tolva de 20 Tons. con parrilla de rieles en la parte superior abierta 10 pulgs., para impedir el paso de trozos de madera que llevan los jales, y tamaño + 10" de mineral de compra que es quebrado.

Luego pasan a una criba vibratoria ALLIS CHALMERS DE 3' x 6' abierta a 5/8", el tamaño + 5/8" para a la quebradora primaria de martillos HAZEMAG de 3'.

El producto es pasado a una segunda criba vibratoria, también ALLIS CHALMERS de 4' x 8' abierta a 3/8".

Cuando se trabaja con jales, el tamaño + 3/8" es desechado ya que es material estéril, especialmente lamas y desperdicios, y cuando se trabaja con mineral de compra, el producto +3/8" es pasado a la quebradora secundaria SYMONS cabeza corta de 3', llevándose la descarga por medio de bandas a sus respectivas tolvas de molino.

El jal es alimentado al molino de bolas No. 5 ALLIS CHALMERS de 7' x 11' que está en circuito cerrado con un ciclón Krebbs de 20" a 10 psi., la dilusión en el molino es 50%.

El mineral de compra alimenta al molino de bolas No. 4, ALLIS-CHALMERS de 5' x 10' que está en circuito cerrado con un ciclón Krebbs de 10", a 6 psi.,

El derrame de los ciclones con dilusión de 24 a 28% es llevado al acondicionador No. 2 de 18' x 20' para mezclarse con las colas de sulfuros.

En estos tres acondicionadores, Marca Denver, la pulpa con 24 a 30% de sólidos, se homogeniza para luego ser cicloneada en 3 ciclones Krebbs, D-20-B, (primarios). La descarga que constituye las Arenas Gruesas van al acondicionador GALIGHER de 6' x 6' para ser flotadas.

El derrame (lamas primarias) es pasado a una criba vibratoria de 5' x 10' y abierta a 8 mallas, que quita la madera principalmente; el derrame limpio (sin madera), pasa a una batería de 30-ciclones Krebbs de 4", DD4.

El derrame de esta batería, son las lamas que son mandadas al espesador No. 3 EIMCO de 70' x 10' donde se agrega cal, como auxiliar de floculación 1,000 cc/min y los sólidos son mandados a-la presa de jales con dilusión de 44%.

La descarga de la batería, constituyen las arenas finas que - son acondicionadas en un Galigher de 6' x 6'.

En los respectivos acondicionadores se agregan los siguientes reactivos:

	ACONDICIONADOR FINOS	ACONDICIONADOR GRUESOS
$CuSO_4$	70 cc/min.	90 cc/min.
Espumante (AF-70)	5 cc/min.	7 cc/min.
Cyana Foam	25 cc/min.	75 cc/min.
Xantato - 350	300 cc/min.	400 cc/min.
P. H.	8.9	8.9

Tanto los gruesos como los finos, son flotados en un banco de 20 celdas cada uno, las celdas son Marca Galigher No. 48, 40 ft^3 y la dilusión es 30%.

En el banco se agrega Xantato-350 en las siguientes cantidades:

No. DE CELDA	FINOS	GRUESOS
5	100 a 200 cc/min.	200 a 300 cc/min.
9	100 "	200 "
13	30 "	100 "
17	30	28 "

Los concentrados de sulfuros que se obtienen, son regresados a la planta de sulfuros.

Flotación de Fluorita (Finos)

Las colas de la flotación de sulfuros finos, pasan a un banco-de 6 celdas, donde se agrega Acido Oleico 60 cc/min. y almidón - 2.5 Lts/min., manteniéndose un PH de 8.7, obteniéndose concentrado Spar fino, que pasa a la limpiadora 1A, constituída de 6 cel-das, donde se agrega almidón, 8 Lts/min. y luego a la 2a. limpiadora de 5 celdas, agregándose 4.4 Lts./min. de almidón, de esta - limpiadora se pasa a la limpiadora 2A, de 5 celdas, agregándose 4 Lts. de almidón.

El concentrado de la limpiadora 2A, es cicloneado en 2 ciclo-nes Krebbs D-20-B, el derrame es mandado al espesador No. 1, -- EIMCO de 40' x 10', la descarga de este espesador es juntada con-la descarga de los 2 ciclones, para distribuirse a 2 bancos de --

4 acondicionadores de calor Galigher de 6' x 6', donde la pulpa - se calienta hasta llegar a 92ºC, punto de ebullición del H_2O en - San Francisco del Oro, para pasarse a las siguientes limpiadoras:

3a.	Limpiadora	de 14	celdas
4a.	"	" 13	"
5a.	"	" 9	"
6a.	"	" 10	"

Todas las colas de las limpiadoras, como las de flotación de - Spar fino, son mandadas a la presa de jales.

Flotación de Fluorita (Gruesos)

Las colas de flotación de Gruesos, pasan a 3 acondicionadores- Galigher, 2 de 6' x 6' y uno de 8-1/2' x 8', agregándose almidón- 16 Lts/min. y ácido Oleico 600 cc/min., con PH de 8.7, se manda a flotación de Spar Rougher Gruesos, esta se hace en un banco de 12 celdas. Las colas son mandadas a los jales.

El concentrado Spar Grueso se ciclonea en 2 ciclones Krebbs de 10", D-10-B, a 10 psi, el derrame va a la limpiadora 1A, donde se junta con los finos.

La descarga es cicloneada de nuevo en 2 ciclones de 10" Krebbs modelo D-10-B en circuito cerrado con el molino No. 3 (ALLIS CHAL MERS 5' x 10').

El derrame de estos ciclones es cicloneado por tercera vez en 2 ciclones de 10" Krebbs modelo D-10-B, también en circuito cerrado con el molino No. 1 (MARCY de 5' x 8').

Nuevamente el derrame es cicloneado en 1 ciclón de 10', en circuito cerrado con el molino No. 2 (MARCY de 5' x 8').

Este tipo de molienda es la típica de molinos en serie, la -- cual ha dado mejores resultados que la molienda en paralelo. El derrame de este último cicloneo, que lleva los concentrados de - Spar ± a un 80% - 325 mallas, es bombeado a la cabeza de la limpiadora No. 1 para su flotación, el concentrado de esta limpiadora es flotado de nuevo en la limpiadora No.1A, donde se uno a los finos y seguir su proceso igual.

El ensaye del concentrado final es:

SiO_2	R_2O_3	Sulf.	$CaCO_3$	CaF_2
0.48	0.52	0.014	1.07	97.5

De la 6a. limpiadora, el concentrado es cicloneado en 2 ciclones (D-20-B), el derrame pasa al espesador No. 4 (EIMCO) de 40' x 10' y la descarga del espesador y ciclón pasan a 2 filtros EIMCO-BELT de 8' x 10' de donde el concentrado se almacena húmedo o se envía al secador.

BALANCE METALURGICO

PRODUCTOS	TONELAJE	% PESO	ENSAYE $CaCO_3$	% CaF_2	RECUPERACION $CaCO_3$	RECUPERACION CaF_2
Cabezas	3,300	100	7.85	15.56	100.00	100.00
Concentrado Final	355.08	10.76	1.15	97.33	1.57	67.16
Concentrado Sulfuros	275.88	8.36	4.19	2.93	4.47	1.58
Lamas	584.76	17.72	13.10	16.80	29.59	19.15
Colas de Limpiadoras #1, #1A, #2, #2A	89.76	2.72	19.87	16.20	6.92	2.85
Colas de Limpiadoras #3, #4, #5, #6	18.48	0.56	35.67	25.73	2.39	0.87
Colas Spar Rougher	1,976.04	59.88	7.87	5.36	60.03	20.63
Colas Finales	2,944.92	89.24	9.10	7.86	103.40	45.08
Cabezas Calculadas	3,300.00	100.00	8.24	17.46	104.97	112.24

$$R = \%\ Peso \frac{\text{Ley concentrado}}{\text{Ley Colas}}$$

$$R = 10.76 \times \frac{97.33}{15.56} = 67.16$$

Para proyecto se tomó 60%.

RESUMEN DE LOS TIEMPOS DE BARRENACION

	Minutos Normales	Por Ciento
AUXILIAR DE TURNO	101.64	24.23
AUXILIAR DE CICLO	66.14	15.77
TRABAJO DE CICLO	179.47	42.78
DEMORAS	72.25	17.22
	419.50	100.00%

Se estudiaron alrededor de 7 horas por turno en las minas Frisco y Granadeña de 1a, y 2a., y a las 12:00 horas.

El muestreo dió como resultado un promedio de 20.7 barrenos por-turno, luego está bien hecho.

Tiempo de Auxiliar de Turno:

Este elemento representa 102 minutos promedio en todo el turno, pero lo interesante es el tiempo hasta bajar al nivel correspon -- diente.

Por el Tiro Sur	40.96	Minutos Normales
Por el Tiro Norte	22.33	" "
Por el Tiro Nuevo	17.00	" "

Los tiempos anteriores representan a los siguientes elementos:

1.- Recibir órdenes
2.- Caminar al Tiro Norte, Sur o Nuevo
3.- Esperar Calesa para bajar
4.- Bajar al nivel

Los mayores porcentajes del tiempo se emplean en:

3 y 9 - Esperar la calesa para bajar y subir
5 y 7 - Caminar al lugar y regresar del lugar (de acuerdo con la distancia).
8 - Comida (un 77% de los maquinistas comen en el interior, emplean 23 minutos en hacerlo).

Tiempo de Auxiliar de Ciclo de Operación:

Se emplean 66 minutos en cumplir con este elemento, de los cuales, 43 minutos o 64% se emplean en prepararse para barrenar o sea conectar mangueras, revisar máquinas, poner aceite, conectar agua, etc.

Trabajo de Ciclo:

Se emplean casi las 3 horas en cumplir con el trabajo de barrenación y ayudar a cargar. El tiempo para hacer un barreno de 1.77 m. promedio de profundidad es de 6.93 minutos.

En 11 ocasiones de los 30 estudios se emplearon barras mas chicas que las encerradoras estandard.

Existen dos métodos para barrenar, el primero consiste en encerrar algunos barrenos y después terminarlos, y el segundo en perforar un barreno desde un principio hasta terminarlo. El segundo método es un poco mas rápido que el primero.

En 14 ocasiones de los 30 estudios, ayudaron a "cargar" los barrenos con explosivos, o sea un 47% de los turnos.

Demoras:

En supervisión, la cual se considera como una demora necesaria, se emplearon 5.78 minutos en 17 veces de los 30 estudios. Esta supervisión es únicamente para el maquinista, no para supervisar todo el rebaje. En los 30 estudios hubo barras atoradas debido a grietas en la roca y falta de presión de aire comprimido en las máquinas, por esto se pierden un promedio de 20 minutos por tirno.

Alrededor de 22 minutos se pierden por otros trabajadores, (wincheros, paleros, etc.), y por descanso franco. Esto es normal. En el renglón de varios, se pierden 27 minutos debido a 3 causas principales; máquina descompuesta y manguera recentada, además de la falta de agua, las demás causas son pocas y menos frecuentes.

Apéndice 1.

F R I S C O

LONGITUD TOMADA: 3.22 Mts.

RB-83 Z. LISO ACERO 8' y 5'

No.	M^3 BARRENOS	ESPACIAMIENTO L	A	ANCHO REBAJE	PROFUNDIDAD BARRENOS.	ALTURA PLANILLA
1	18	0.53	0.31	1.30	1.84	2.60
2	24	0.40	0.43	1.50	2.03	2.70
3	21	0.43	0.25	0.90	1.96	2.50
4	18	0.60	0.80	2.50	2.00	2.80
5	20	0.44	0.70	1.80	2.20	2.90
6	23	0.48	0.31	1.00	1.83	2.98
7	18	0.49	0.29	1.00	2.08	2.80
8	18	0.51	0.33	1.10	2.14	2.48
9	21	0.49	0.31	1.20	1.84	2.57
Prom.	20	0.49	0.42	1.40	1.99	2.69

LONGITUD TOMADA: 3.22 Mts.

RB-83 ACERO 7-1/2" 4-1/2"

No.	BARRENOS	ESPACIAMIENTO L	A	ANCHO REBAJE	PROFUNDIDAD BARRENOS.	ALTURA PLANILLA	
1	21	0.50	0.30	1.20	2.00	2.70	
2	21	0.40	0.30	0.90	2.10	2.80	
3	21	0.40	0.30	1.40	1.91	2.80	
4	21	0.45	0.20	1.00	1.68	2.80	
5	22	0.45	0.20	0.90	1.73	2.80	
6	18	0.47	0.25	0.90	2.04	2.40	
7	21	0.37	0.25	1.00	1.91	2.70	
8	21	0.38	0.25	1.00	1.96	2.60	
9	21	0.43	0.26	1.00	1.86	2.80	
10	18	0.45	0.26	1.30	1.93	2.67	
11	18	0.50	0.25	1.00	1.80	2.70	
12	30	0.30	0.40	2.20	1.52	2.00	Pil.
13	21	0.44	0.55	2.00	1.83	2.20	"
14	15	0.60	-	1.20	1.80	2.50	
15	18	0.50	0.45	1.10	1.90	2.50	
16	15	0.60	-	1.20	1.40	3.10	
17	19	0.50	-	1.20	1.80	2.30	
18	18	0.50	-	2.30	1.73	2.80	
19	17	0.50	-	1.00	2.00	2.90	
Prom.	19.8	0.46	0.30	1.30	1.84	2.64	

Apéndice 1.

G R A N A D E Ñ A

LONGITUD TOMADA: 3.22 Mts.

RB-83 Para Barra con Zanco 6'3" 4'3" y 2'3"

No.	M^3 BARRENOS	ESPACIAMIENTO L	A	ANCHO REBAJE	PROFUNDIDAD BARRENOS.	ALTURA PLANILLA
1	21	0.43	0.53	1.30	1.70	2.50
2	22	0.43	-	1.00	1.55	2.40
3	18	0.54	0.38	1.80	1.56	2.47
4	21	0.45	0.40	1.40	1.69	2.23
					1.77	2.30
					1.83	2.20
					1.69	2.50
					1.73	2.40
					1.55	2.40
Prom.	20.5	0.46	0.44	1.40	1.67	2.38

LONGITUD TOMADA: 3.22 Mts.

RB-53 Para Barra con Zanco 6'3" 4'3" y 2'3"

No.	M^3 BARRENOS	ESPACIAMIENTO L	A	ANCHO REBAJE	PROFUNDIDAD BARRENOS.	ALTURA PLANILLA
1	21	0.42	0.27	1.10	1.66	2.27
2	15	0.60	0.40	1.20	1.83	2.20
3	27	0.33	0.30	1.30	1.67	2.34
4	24	0.38	-	1.20	1.62	2.40
5	29	0.30	0.40	1.50	1.70	2.40
6	19	0.50	-	1.50	1.82	2.20
7	20	0.45	-	1.10	1.68	2.20
8	10	0.60	0.60	1.00	1.65	2.40
9	22	0.40	0.35	1.30	1.81	2.40
10	27	0.34	0.35	1.40	1.77	2.30
Prom.	21.4	0.43	0.38	1.30	1.72	2.31

PROMEDIO GENERAL

Total	87.2	19.76	12.38	54.20	87.10	121.48
Prom.	20.3	0.46	0.36	1.30	1.81	2.53

Apéndice 2.

TIEMPOS DE BARRENACION.

FRISCO Y GRANADEÑA.

PROMEDIO 20.7 BARRENOS POR TURNO.

30 ESTUDIOS DE 1a., 2a. y A LAS 12:00 horas.

AUXILIAR DE TURNO: E L E M E N T O	T. N. TOTAL	OCC.	PROMEDIO T. N. POR EST.	PROMEDIO POR OCC.
1.- Recibir órdenes.	76,97	15/30	2.57	5.13
2.- Caminar al Tiro Norte, Sur o Nuevo.	159.80	20/30	5.33	7.99
3.- Esperar Calesa para bajar.	378.64	27/30	12.62	14.02
4.- Bajar al Nivel.	147.44	29/30	4.91	5.08
5.- Caminar del Tiro al lugar y subir o bajar al estope.	436.19	30/30	14.54	14.54
6.- Prepararse a trabajar. (cambio de ropa)	154.10	27/30	5.14	5.71
7.- Bajar del estope y regresar al Tiro Norte, Sur o Nuevo.	396.61	30/30	13.22	13.22
8.- Comida (antes y después del trabajo).	523.71	23/30	17.46	22.77
9.- Esperar Calesa para salir.	429.43	26/30	14.31	16.52
10.- Subir a superficie.	102.82	29/30	3.43	3.55
11.- Regresar al Tiro Norte o Nuevo y recoger tarjeta.	202.97	25/30	6.77	8.12
12.- Varios.	40.41	4/30	1.35	13.47
	3,049.09		101.64	

Apéndice 2.

AUXILIAR DE CICLO:

E L E M E N T O	T. N. TOTAL	OCC.	PROMEDIO T. N. POR EST.	PROMEDIO POR OCC.
1.- Amacizar y regar.	223.72	18/30	7.46	12.43
2.- Prepararse para barrenar.	1,276.29	30/30	42.54	42.54
3.- Desconectar y retirar equipo.	369.45	24/30	12.32	15.39
4.- Recibe o dá instrucciones.	58.16	15/70	1.94	3.88
5.- Varios.	56.47	11/30	1.88	5.13
Total	1,984.09		66.14	

TRABAJO DE CICLO:

1.- Colocar barra encerradora. (más chica de lo normal)	52.62	11/30	1.75	4.78
2.- Encerrar barreno.	195.53	21/30	6.52	9.31
3.- Barrenar.	4,110.78	30/30	137.03	137.03
4.- Cambio de Barra.	422.07	29/30	14.07	14.55
5.- Cambio de lugar.	196.85	28/30	6.56	7.03
6.- Ayudar a cargar.	406.28	14/30	13.54	29.02
Total	5,384.13		179.47	

DEMORAS:

1.- Supervisión.	98.24	17/30	3.27	5.78
2.- Barra atorada.	602.34	30/30	20.08	20.08
3.- Por otros trabajadores.	293.80	17/30	9.79	17.28
4.- Descanso franco.	354.03	27/30	11.80	13.11
5.- Varios	819.18	27/30	27.31	30.34
Total	2,167.59		72.25	

BIBLIOTECA CENTRAL
U. N. A. M.

B I B L I O G R A F I A

1.- YACIMIENTOS MINERALES DE RENDIMIENTO ECONOMICO.

Alan M. Bateman

2.- ELEMENTS OF MINING.

Robert S. Lewis
George Br. Clark

3.- ROCK DRILLING.

Dana and Saunders

4.- PROYECTOS MINERO-METALURGICOS.

Apuntes de clase del Ing.
Arnulfo Bernal Beltrán

5.- TEORIA Y PROBLEMAS DE ESTADISTICA.

Murray R. Spiegel

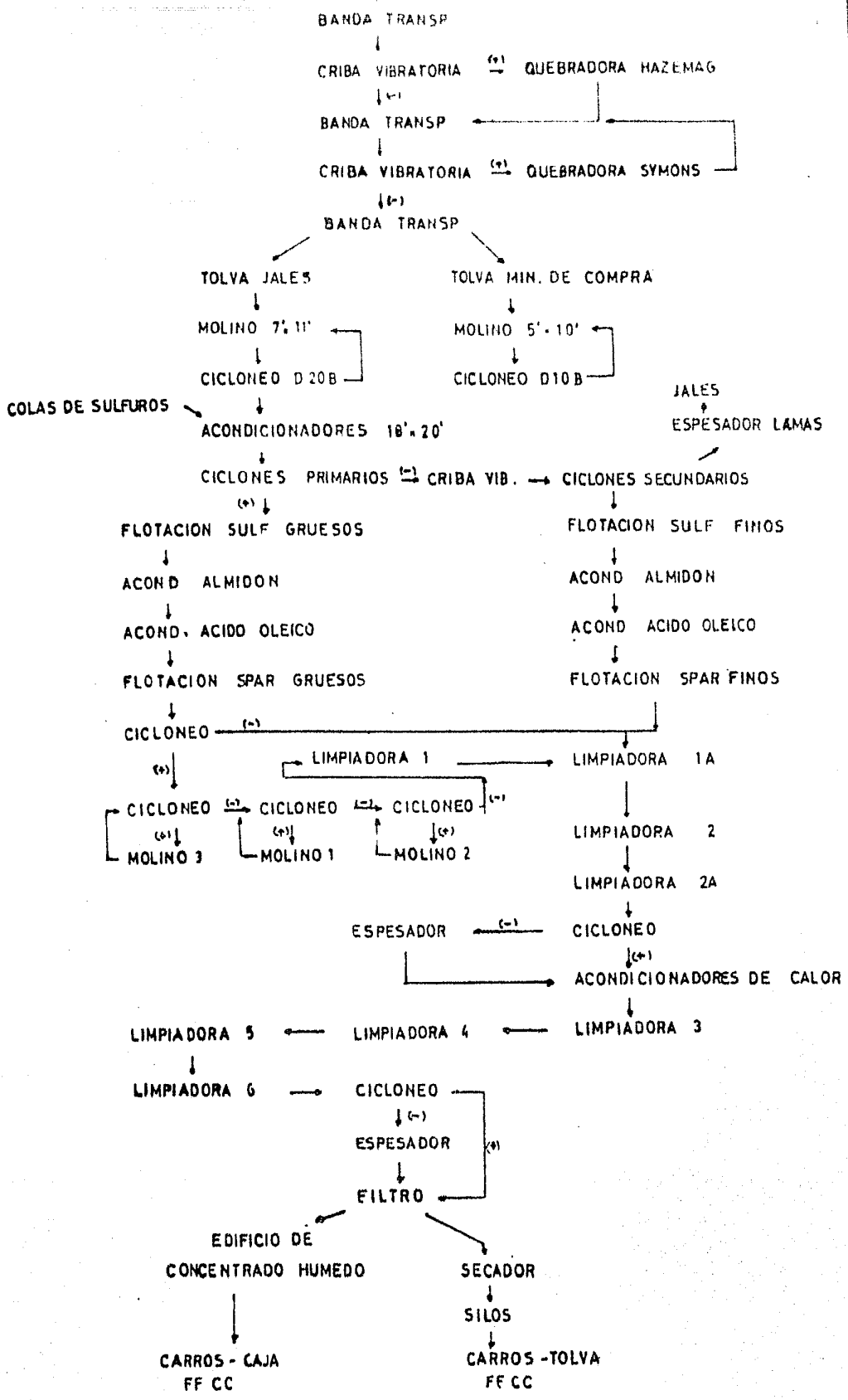
6.- ELEMENTS OF ORE DRESSING.

Arthur F. Taggart

7.- METALURGIA NO FERROSA.

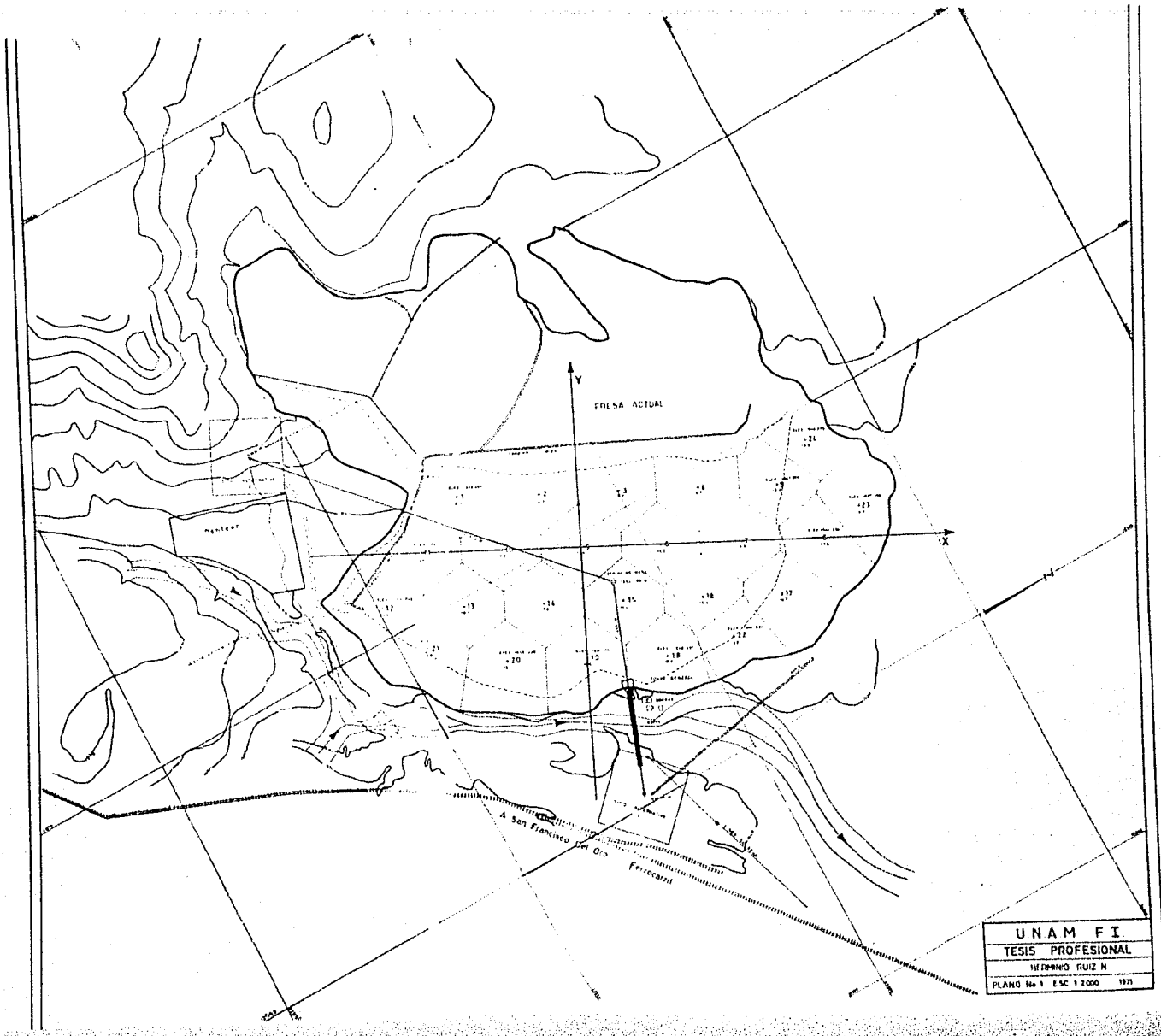
Apuntes de la clase del Ing. David Contreras Castro
y Humberto Raya Soltero

8.- ESTUDIOS GEOLOGICOS Y TESIS PROFESIONALES SOBRE LA MINA FRISCO.



nota : todas las colas van a la presa de jales

U. N. A. M. F. I.
flujo de la planta de fluorita
tesis profesional
herminio ruiz n.
1971


Y
X
FRESA ACTUAL
A San Francisco del Oro
Ferrocarril
UNAM FI
TESIS PROFESIONAL
HERMINIO RUIZ N
PLANO No 1 ESC 1:2000 1975