

Universidad Nacional de Ingeniería
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA



CONSIDERACIONES TECNICO-ECONOMICAS PARA EL
INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD EN LA MINA
ALGAMARCA.

T E S I S

PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS

ASTEDIO LORENZO BARRETO DAMIAN

PROMOCION 1975 - II

LIMA - PERU - 1,983

A Eva:

Que con profundo cariño y dedicación de madre, ha hecho posible mi formación profesional.

A G R A D E C I M I E N T O

En estas breves líneas, transmito mi más sincero agradecimiento al Ing. Jorge Chirinos Morales, Supervisor de Operaciones de la Cia. Minera Algamarca, en reconocimiento a su desinteresada colaboración brindada para la culminación del presente trabajo.

Asímismo, hago extensivo mi agradecimiento al Ing. Miguel de Orbegoso Tudela por autorizarme a utilizar la información de la mina, sin el cual no me hubiera sido posible la conclusión de este trabajo.

También mi más profundo reconocimiento a los Ingenieros Amado Yataco Medina y Bernardino Huaita Nuñez quienes han colaborado en el asesoramiento, observaciones y revisión de la tesis que expongo a continuación.

N T R O D U C C I O N

La productividad, es un índice de cuantificación de los diferentes procesos de producción de una empresa, haciendo posible la comparación de resultados en las interfases de Operación en una misma empresa o con otras similares. Es imprescindible comprender la clara inter-relación que existe entre la productividad y la producción.

El objetivo del presente trabajo, es el de plantear alternativas con la finalidad de incrementar las diferentes productividades en las operaciones de mina, a partir del análisis de los dos principales elementos de costo como son los materiales y los jornales. Es de notar que tratar de optimizar las productividades de uso, no conducirá a mejor éxito que el de mejorar la productividad del trabajo (Tareas/unidad de producción), ya que según estudios realizados por el Departamento de Productividad del INGEMMET, los tiempos improductivos abarcan del 40 al 50% del tiempo disponible.

Para el logro de nuestro objetivo, primeramente se cuantifican los niveles actuales de productividad tanto analítica como estadísticamente a partir del cual, se presentan dos alternativas genéricas. La primera es de carácter técnico ya que se refiere a un cambio de método de explotación, mientras que la segunda es de concepto económico de incentivos ya que se trata de la im-

plementación de un Sistema de Bonificación. A partir de las dos Alternativas Genéricas, se obtendrán 5 alternativas de operación los cuales serán cuantificados y evaluados del que se obtendrán conclusiones. Existe a corto plazo otra alternativa en función - al incremento de la producción (500 TMS/día) con el que se obtendrá un incremento general de las productividades.

Con fines de análisis y en función a características tanto de operación como de labor, se ha considerado las siguientes fases operativas: Exploraciones y Desarrollos; Explotación y Extracción y Transporte. Para cada una de estas clasificaciones, se hallan sus parámetros e índices actuales de productividad y los esperados después de la aplicación de las alternativas planteadas.

La primera alternativa genérica, trata de la implementación del - método de explotación Acumulación Dinámica o Corte y Reducción, se plantean sus fases de operación y hallamos sus parámetros operativos analíticamente procurando sean lo mas representativo posible.

La implementación de un sistema de bonificación como segunda alternativa genérica, está en función de compensar el mayor esfuerzo (dentro de los límites normales) que deberá realizar el trabajador al incrementar la producción por tajeo y/o labor de avance sin el respectivo incremento del gasto en jornales, aunque los materiales lo harán proporcionalmente del que finalmente resultará un costo unitario menor al actual en la medida que se recupere la produc-

ción y/o avance. Los promedios actuales deberán por lo tanto, ser calculados lo más real posible de manera que refleje esta recuperación.

Posteriormente al planteamiento de las dos alternativas genéricas, se plantean, analizan, cuantifican y evalúan las 5 alternativas de operación y poder obtener soluciones de los cuales obtenemos los resultados económicos.

I N D I C E

	Pág.
INTRODUCCION	I- III
CAPITULO 1: GENERALIDADES	
1.1. Referente a la Mina	1
1.1.1. Localización e Historia	1
1.1.2. Aspectos Geo-estructurales y Mineralógicos del Yacimiento	2
1.1.3. Planta de Beneficio	6
1.1.4. Seguridad y Ventilación	7
1.2. La Productividad como instrumento de desarrollo	7
1.2.1. Importancia de la Productividad para la Empresa y sus Trabajadores.	11
1.2.2. Consideraciones y Beneficios en el Incre- mento de la Productividad.	12
1.2.3. Economía y Rentabilidad de la Productividad	15
1.2.4. Metas e Indices Principales de Productividad en la Minería	19
1.2.5. Organización e Implementación de Programas de Productividad.	23
1.3. El Factor Humano en el cambio	26
1.4. La Empresa en el cambio	26
 CAPITULO 2: INDICES ACTUALES Y ALTERNATIVAS DE SU INCREMENTO EN OPERACIONES MINA	 28

	P á g .
2.1. Planteamientos Generales de variables de Operación	31
2.2. Exploraciones y Desarrollos	34
2.2.1. Clasificación por Tipos de Labor y sus Avances	34
2.2.2. Estándares Analíticos por Tipos de Labor	38
2.2.3. Estándares Estadísticos por Tipos de Labor	43
2.3. Explotación: Sistema Actual	46
2.3.1. Fases de Trabajo y Cuantificación de sus Variables	47
2.3.2. Estándares Analíticos en el Sistema Actual de Explotación	58
2.3.3. Estándares Estadísticos para la Explotación Actual	62
2.4. Alternativas para el incremento de los índices de Productividad	64
2.4.1. Explotación con el Método de Acumulación Dinámica	65
2.4.2. Sistema de Bonificación	86
2.4.3. Reducción del N° de Hombres por Labor	96
2.4.4. Modificación de la Duración de la Guardia Actual	96
2.5. Cuantificación de los Montos de Bonificación y Ahorro	97

	Pág
2.5.1. Montos Globales de Recuperación o Ahorro en Avances y Producción	97
2.5.2. Resultados Económicos de la Cuantificación	98
CAPITULO 3: BALANCE ECONOMICO DEL INCREMENTO DE LOS INDICES DE PRODUCTIVIDAD	101
3.1. Planteamiento de los parámetros de cálculo	101
3.1.1. Alternativas Posibles de Operación	102
3.2. Cálculo de las Curvas de Costos	103
3.2.1. Información Básica Histórica para el Cálculo de Curvas	104
3.2.2. Deducción de la Fórmula Matemática de las curvas de Costos	107
3.2.3. Resumen de Ahorros Netos Futuros	112
3.3. Evaluación Económico-Financiero de las Alternativas	115
3.3.1. Consideraciones para su Interpretación	115
3.3.2. Distribución de Parámetros de las Alternativas	119
3.3.3. Escalas de Tiempos de las 4 Alternativas	120
3.3.4. Cálculo de la Rentabilidad de las 4 Alternativas	120
CAPITULO 4: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	124
APENDICES:	
I- Cálculos de Avances Promedios en Explorac. y Desarr.	129
II Cálculo de Roturas Promedio Actual	130
III Resumen General de Estándares	131
IV Costos Unitarios de Exploraciones y Desarr.	132
V Costos Unitarios de Produccion de Mineral	133
VI Indices Actuales y Esperados y Balances General de Productividad	134
RELACION DE CUADROS Y GRAFICAS	135
BIBLIOGRAFIA	137

C A P I T U L O I

GENERALIDADES

1.1. REFERENTE A LA MINA

1.1.1. Localización e Historia

Las minas de Algamarca, propiedad de la Compañía Minera Algamarca S.A, se encuentra ubicado en el caserío de Algamarca, distrito de Cachachi, provincia de Cajabamba del Departamento de Cajamarca, entre las cotas 2,500 y 3,450 m. s.n.m. y coordenadas geográficas 78°15' Longitud Oeste y 07°36' Latitud Sur.

Es posible llegar a la mina por las siguientes rutas:

- a) Trujillo-Huamachuco-Cajabamba: con 240 kms afirmados.
- b) Trujillo-Cajamarca-Cajabamba: con 430 kms de los cuales, 300 son asfaltados y 130 afirmados.
- c) De Cajabamba a la mina hay 35 kms afirmados.

Existe una tercera ruta aún más directa (Trujillo-Otuzco-Algamarca) la que inexplicablemente se encuentra inconclusa y paralizada por más de 10 años, faltando 12 kms. para su finalización. Esta ruta disminuiría los costos de transporte

y daría rapidez al acceso. La Fig. 1.1 nos muestra la ubicación geográfica de la mina.

Históricamente, esta mina ha sido trabajada desde los Incas La familia Velezmoro la trabajó hasta 1916 del que pasó a propiedad de la Firma Comercial Pinillos Goycochea, quien también fracasó a causa de la primera guerra mundial. En 1930 pasó la propiedad a Don Luis José de Orbegoso quien suspendió los trabajos hasta 1946 por lo antieconómica de su explotación. En setiembre de 1955, la Testamentaría Luis José de Orbegoso pone en funcionamiento la actual planta con una capacidad instalada de 50 TMS/día

En Junio de 1956, se hace el cambio de razón Social a Compañía Minera Algamarca S.A. que es la que viene operando en la actualidad con una producción de 300 TMS/día de mineral de cabeza, y una capacidad de tratamiento de 320 TMS/día, capacidad adquirida por sucesivas ampliaciones,

Actualmente en cumplimiento al incremento de producción - proyectado, que será de 500 TMS/día, se están dando los pasos preliminares para la construcción de una nueva planta de tratamiento con capacidad instalada de 500 TMS/día.

1.1.2. Aspectos Geo-estructurales y Mineralógicos del Yacimiento.

Las estructuras mineralizadas de la mina Algamarca,



MINA ALGAMARCA
 PLANO DE UBICACION

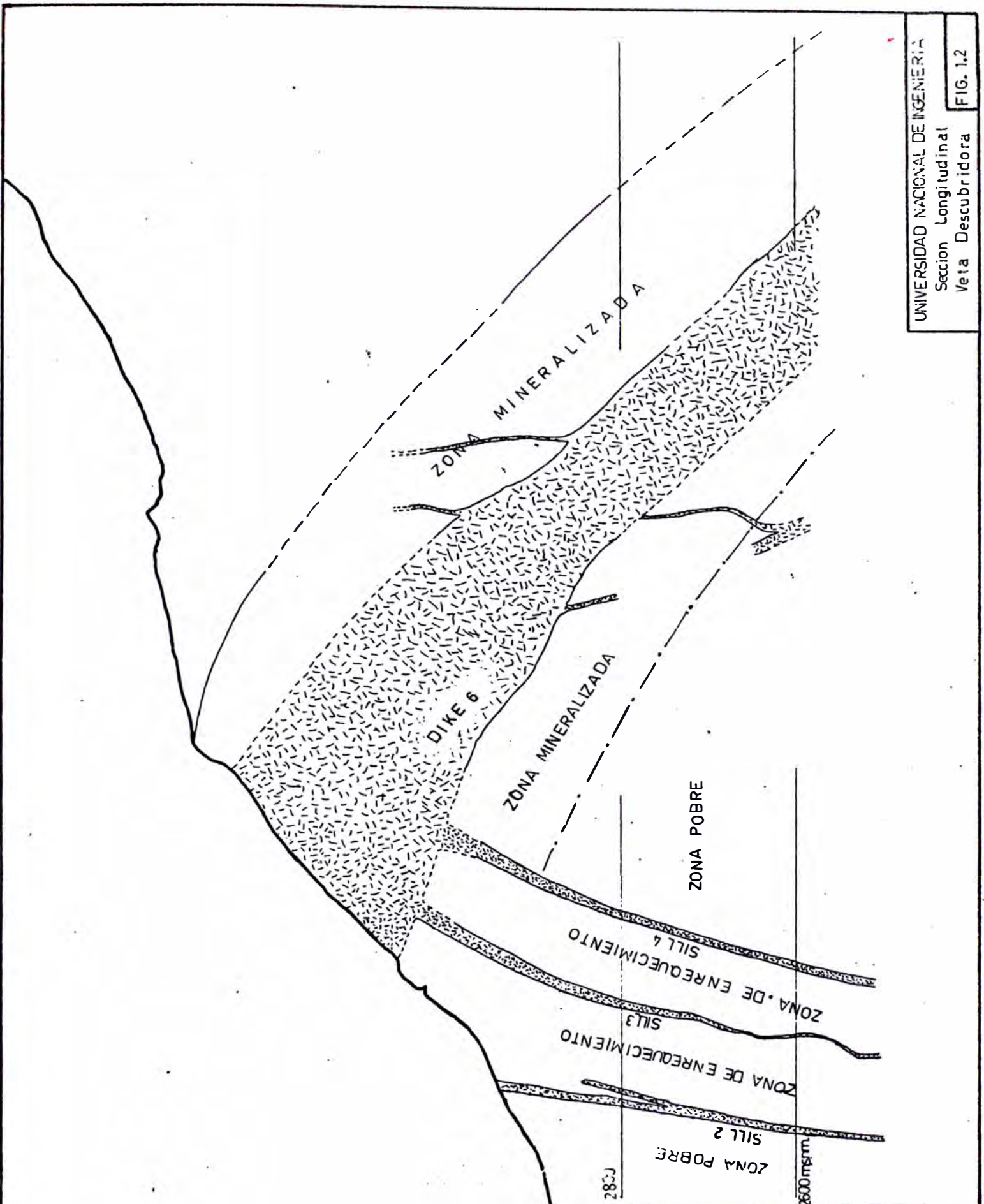
FIG. 1.1

son del tipo fallamiento-fractura y se encuentran emplazadas en un anticlinal de las cuarcitas Chimú en las que suprayacen pizarras y calizas de edad cretácica. El rumbo promedio de estas estructuras son N-40-60°W y buzamientos de 70° a 85° al SW. Específicamente, la mineralización se ha formado por relleno-deposición de las estructuras de fallamiento-fractura originadas en la cuarcita el que posee una potencia de 300 a 400 metros aproximadamente.

Existen fallas transversales y longitudinales al eje del anticlinal, correspondiendo a las primeras las estructuras mineralizadas como San Blas, Alisos, Sto. Cristo, etc. Entre las fallas longitudinales se tiene la falla Algamarca con inclusiones brechosas y la falla San Miguel.

Las intrusiones magmáticas que originaron el plegamiento de la cuarcita, tuvo varias etapas de emergencia y dieron lugar a la formación de los diques 2,3,4,5,6 y 7. De análisis petrográficos según Luis A. de Montreuil (1971), el dique 5 corresponde a una andesita cuarcífera, el 3 y 4 a una andesita porfirítica, el 2 a una dacita porfirítica y el 6 y 7 a una tonalita porfirítica. La fig. 1.2 nos muestra la ubicación de los diques en la matriz de la cuarcita y las zonas de enriquecimiento para la veta Descubridora.

Las principales estructuras mineralizadas y sus características se presenta en el cuadro siguiente. El orden es de piso a techo.



Cuadro 1.1. Principales Estructuras Mineralizadas

VETAS	ORIGEN ESTRUCT.	POT(m)	EXPLOR. ACTUAL?	% de 1a RESERVA TOTAL AL 31/12/
Santo Cristo	Fallam-Fractura	0.17	NO	1.05
San Juan	Fractura Secun	0.09	NO	2.06
Descubridora	Fractura	0.16	SI	43.32
San Blas Oeste	Fractura	0.21	SI	7.38
San Blas	Fallam.-Fract.	0.27	SI	22.61
Alisos 500	Fractura	0.11	NO	1.09
Los Alisos	Fallamto-Fract	0.40	SI	18.03
Monserate	Fractura	0.13	NO	1.51
Trinidad	Fallmto-Fract.	0.49	NO	2.95
9 Vetas				100.00

Relacionando los isovalores en leyes a partir de los cocientes metálicos, indican que posiblemente los canales principales del flujo mineralizante fueron los diques 3 y 6 con flujos ascendentes y laterales los que permitieron rellenar las fracturas. Genéticamente, este yacimiento corresponde al tipo mesotermal (origen hidrotermal) en función a sus minerales característicos y profundidad media de formación con

presiones y temperaturas (200-300 °C) relativamente altos. De acuerdo a la clasificaciones de Beck, Bergeat e Irving, corresponde al de un depósito-filón epigenético de origen primario. Casi la totalidad del yacimiento está constituido por sulfuros primarios e hipogénicos, tanto económicos como gangas, lo que a continuación se presenta.

<u>MINERALES ECONOMICOS</u>	<u>GANGAS</u>
1.- Chalcopirita S_2CuFeCu=34.5%	Pirita (S_2Fe)
2.- Tetraedrita Argt. $S_{13}Sb_4(Cu,Fe,Zn,Ag)_{12}$ Ag= 29%; Cu=17%	Cuarzo (SiO_2) Arsenopirita
3.- Bournonita $S_3SbPbCu$ Cu=13%	($SFeAs$)

También hay pequeñas cantidades de Pb y Zn y Zn(0.06% diluídos), posiblemente en soluciones sólidas en la Bournonita y Tetraedrita respectivamente. Entre los minerales secundarios tenemos: Antlerita ($SO_4Cu_3(OH)_4$), Calcantita ($SO_4Cu.5H_2O$) y la Melaconita (CuO).

Las reservas Probado-Probables para 1981, dan un total de 331,200 TMS con 1.67% de Cu; 4.76 Onz Ag/TC y 0.015 Onz/TC de oro. Las reservas cubicadas en 1981 es de 129,660 TMS y que para avances de 1,367.25 mt en exploraciones; 1,186.75 mt en desarrollos, nos da un radio de cubicación lineal de 109.26 TMS/mt para desarrollos y 50.8 TMS/mt para el total de avances.

1.1.3. Planta de Beneficio

La capacidad actual de la planta es de 320 TMS/día como promedio real, habiéndose beneficiado hasta 370 TMS en un día. Con la capacidad promedio real podría tratarse hasta 9,500 TMS al mes, pero consistiendo la tolva de gruesos uno de los obstáculos por su capacidad inadecuada de 50 TMH.

Los parámetros de operación de la planta de beneficio obtenidas durante el año 1980, son mostrados a continuación.

Cuadro 1.2. Parámetros de Operación de la Planta de Beneficio

T.M.S.	TMS/mes	TMS/día útil	%Cu	Oz/TC Ag	Gr/TM Au
<u>Mineral de Cabeza Tratado</u>					
91,363.23	7,613.6	304.5	1.83	4.85	0.96
<u>Concentrado Producido</u>					
5,917.12	493.1	19.7	25.76	66.41	9.98
<u>Relave</u>					
85,446.11	7,120.5	284.8	0.17	0.59	0.33
<u>Recuperación (%)</u>			93.2	89.1	69.2
<u>Radio de Concentración: 15.44 a 1</u>					

1.1.4. Seguridad y Ventilación

Por tener cajas consistentes, los accidentes generalmente se deben a caídas en las labores. Sus índices representativos en 1980 son:

$$I.F. = 73.15; I.S. = 7,970; IS/IF = 108.9$$

La ventilación principal es 100% natural, la que últimamente ha sido mejorado con la comunicación de 3 chimeneas de - 200 metros c/u, construídas con Jaula Alimak. Para ventilación auxiliar se emplean ventiladoras centrífugas de baja capacidad (aprox. 1500 cfm) las que lógicamente son ineficientes para labores ciegas mayores de 100 mts.

1.2. LA PRODUCTIVIDAD COMO INSTRUMENTO DE DESARROLLO

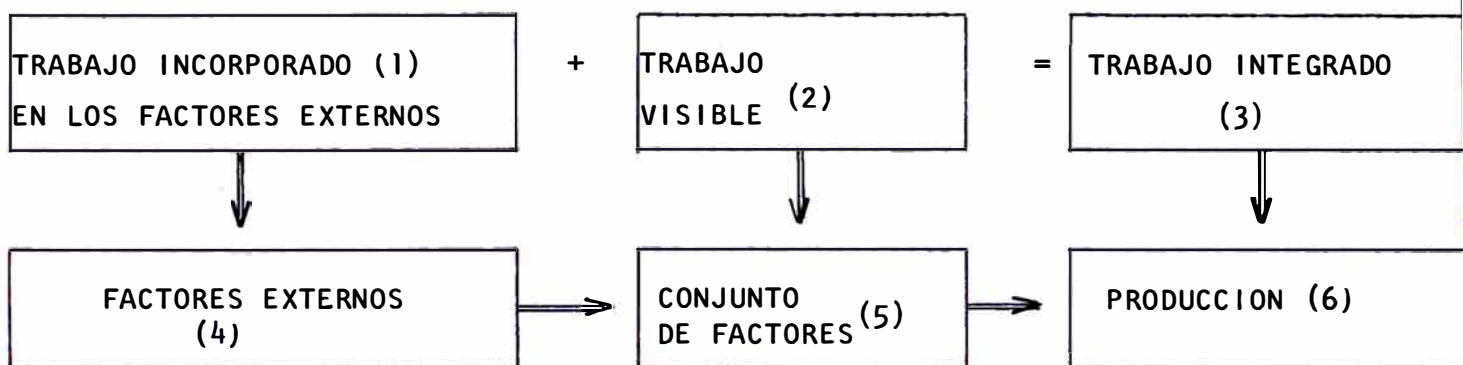
Recién, a principios del siglo XX, los economistas han dado a esta palabra el sentido más preciso como el de "Relación (mensurable) entre Producto y Factores". Se considera entonces no como una facultad o amplitud, sino como un resultado. La OECE (Organización Europea de Cooperación Económica) la define como: "La Productividad es el cuociente de dividir una producción por uno de los factores de esa producción". Así, se habla de la productividad del capital, de la inver-

sión, de las materias primas. etc. Cuando se habla de productividad sin otro calificativo, nos estamos refiriendo a la productividad del trabajo humano, o sea una producción determinada relacionada con una de las medidas del factor humano utilizado para obtener este producto. Estas relaciones pueden representarse en forma directa (TMS/tarea; Mts/tarea; TMS/hombre, etc) o indirecta o inversa (Kg explosivo/TMS; Tarea/TMS; Hombre/mt, etc)

Por el hecho de utilizar cantidades físicas, las nociones de productividad referida a uno de los factores (o de consumo específico) tienen la ventaja de ser muy expresivas y fácilmente accesibles al entendimiento de los hombres que trabajan en realidades concretas como ingenieros, supervisores, obreros.

De acuerdo a la magnitud dentro del proceso productivo, se tienen la Productividad Global y la Productividad Neta. La primera está referida a la relación del volumen de producción con el volumen total de los factores las que generalmente son referidas por la estimación de sus valores al ser los factores heterogéneos por su multiplicidad. La productividad Neta en cambio, pueden extenderse a otros factores como productividad neta del equipo, de la energía etc. La Productividad Integral del Trabajo no es otra cosa que la Productividad Global.

Un proceso productivo puede representarse esquemáticamente de la forma siguiente:



De donde podemos obtener las siguientes definiciones de Productividad:

PRODUCTIVIDAD REFERIDA

AL TRABAJO = PRODUCCION (6) / TRABAJO VISIBLE (2)

PRODUCTIVIDAD REFERIDA

A CUALQUIER OTRO FACTOR = PRODUCCION (6) / CANTIDAD DE ESTE FACTOR (4)

PARTICULAR

PRODUCTIVIDAD GLOBAL DE LOS

FACTORES = PRODUCCION (6) / CONJUNTO DE LOS FACTORES (5)
(5) = Trabajo Visible + Otros Factores

PRODUCTIVIDAD INTEGRAL

DEL TRABAJO = PRODUCCION (6) / TRABAJO INTEGRADO (3)
(3) = Trabajo Visible + Trabajo Incorporado

PRODUCTIVIDAD NETA DEL

TRABAJO = PRODUCCION (6) - FACTORES EXTERNOS (4)

TRABAJO VISIBLE (2)

Los diferentes términos pueden ser dados en unidades físicas o monetarias a costos normalizados, tanto para los productos como para los factores.

La Productividad Marginal se define como la producción elemental con respecto a la última unidad del factor utilizado y se diferencia de la Productividad Media-que hasta el momento hemos definido-ya que esta es una relación entre cantidades límites. En el cuadro siguiente se muestra la diferencia entre estas dos productividades, en la cual se tiene producciones diarias de mineral en el transcurso de una semana en la mina Algamarca.

DIAS	Productividad Marginal (TMS/día)	Productividad Media (TMS/día)	Producción Acumulada (TMS)
Lunes	280	280	280
Martes	290	285	570
Miércoles	290	286.7	860
Jueves	300	290	1,160
Viernes	280	288	1,440
Sábado	230	278	1,670
Domingo	110	254	1,780

Se nota claramente la necesidad de analizar las variaciones de producción en una semana de trabajo y esto es debido a que existe correlación entre los días de la semana y la producción diaria. La productividad media no nos denota esta variación, en cambio la marginal si nos muestra la sensibi-

lidad del cambio lo que nos induce a tomar las medidas correctivas del caso.

1.2.1. Importancia de la Productividad para la Empresa y sus Trabajadores.

Puesto que la Productividad es la variable motriz generadora del progreso económico, es lógico que los hombres se esfuercen por incrementarla. En particular, hemos visto que el aumento de la productividad del trabajo, es prácticamente el único medio del que disponemos para aumentar el poder adquisitivo de los asalariados y del nivel de vida del conjunto que los rodea. Así mismo, solamente un aumento de la productividad permite la reducción del trabajo de los adultos, incrementar la escolaridad de los educandos, aceptar la carga de un N° creciente de trabajadores adecuados, y por último, solamente una alta productividad permite a una empresa ser económicamente solvente y no ser amenazada por un colapso económico a consecuencia de los costos crecientes. La productividad es una actitud mental del progreso y por analogía podría decirse que es el termómetro del desarrollo técnico-económico de cualquier actividad productiva.

Para conseguir una racional explotación de los yacimientos, se requiere que los hombres-factor responsable de mayor im-

portancia-deben lograr la óptima utilización de los factores de la producción, empleando con productividad los capitales y sistemas de trabajo, de tal suerte que las metas de producción e inversión de un proyecto minero, sean obtenidas a un costo, tiempo y recursos, óptimos que, a la postre repercutirá en mayores beneficios para el estado, empresa y sus trabajadores.

En el sector minero, dada su característica fundamental de no renovabilidad de sus recursos primarios, el tiempo es un factor preponderante, requiriéndose el menor período posible para la recuperación de la inversión. Es por esto que los parámetros de operación como la producción, avances de exploraciones y desarrollos, cubicación de reservas, recuperaciones metalúrgicas, etc. deben ser incrementados con la finalidad de minimizar costos, elevar rendimientos, disminuir frecuencias de accidentes, establecer bonificaciones por rendimiento y aumentar la rentabilidad de las inversiones.

1.2.2. Consideraciones y Beneficios en el Incremento de la Productividad.

Los factores esenciales para el aumento de la productividad son: la voluntad del progreso, la imaginación creadora y el esfuerzo experimental. No hay progreso sin esfuer-

zo, sin obstáculos humanos y materiales. Como consecuencia, los entes que conforman una comunidad o un conjunto de elementos que pertenecen a un medio de producción, debe poseer la mentalidad de lograr un progreso económico y social.

No confundamos que una productividad dada se incrementará con el empleo-para una operación dada-de una maquinaria - más eficiente ya que ésta posee otros estándares, siendo por tanto el ente racional o factor humano, el que logre la productividad real de dicha maquinaria. Podemos generalizar a tres los factores más importantes en la productividad.

- a) El Factor Humano: En función de las relaciones humanas trabajador-empresa-nivel jerárquico; conocimiento científico-técnico y el clima social circundante.
- b) El Equipo o Herramienta de Trabajo: que se refiere a la mecanización. Es común la frase "Modernización o Decadencia" y es justamente por que la mecanización eficientemente empleada, puede incrementar tremendamente las productividades.
- c) Desde que la producción está hecha para el hombre y no lo contrario, y que la productividad se mide con el esfuerzo humano constante y decreciente, se requiere que todo proceso productivo posea la planificación técnica, la programación y el control con la respectiva evaluación crítica y actitudes correctivas.

Algunos de los beneficios de repercusión directa e indirecta que se obtienen al incrementar la productividad total o específica en una empresa son:

- a) Estabiliza económica y financieramente a la empresa por su alta rentabilidad, protegiéndola de las a veces fuertes fluctuaciones del precio de los metales en el mercado mundial.
- b) Crea un nivel de vida aceptable para el trabajador y su familia con el mayor valor adquisitivo de su remuneración.
- c) Se alcanzará a más corto plazo las metas de la comunidad Minera
- d) Se hará posible nuevos proyectos creando polos económicos.
- e) A mayor productividad, el resultado económico será más amplio y por ende todos sus parámetros económicos.
- f) El Cut-Off disminuirá incrementando las Reservas de Mineral Económico
- g) Se logra el uso eficiente de capitales propios o externos.

1.2.3. Economía y Rentabilidad en la Productividad

En toda empresa, el objetivo que se persigue es la de obtener resultados y, es de una participación justa en los resultados por parte de los trabajadores, la que permitirá incrementar la productividad. Limitándonos a consideraciones puramente industrial, se pueden diferenciar tres clasificaciones generales de productividad, dentro de cada una de las cuales se definen las productividades específicas.

- a) Productividad Técnica
- b) Productividad Económica de Producción
- c) Productividad Económica de Mercado

La primera puede ser medido generalmente como cantidad en la unidad de tiempo y puede ser incrementada adoptando incentivos sobre las remuneraciones, mecanización de un proceso normal (por sustitución) adopción de normas o disposiciones técnicas de trabajo. También puede emplearse el concepto inverso lo cual nos permitirá sumar las productividades técnicas de diferentes secciones.

La productividad económica de producción, está referida a los costos unitarios de los resultados. La elevación de la productividad técnica no supone generalmente disminución en los costos de operación. Las unidades empleadas son TMS/soles, mts de avance/soles o sus valores inversos con las

cuales se podrá hacer comparaciones con diferentes empresas mineras.

Si un producto entra al campo del mercado, puede o no haber demanda y su venta estará condicionada a este factor. Suponiendo que exista demanda, entrará en juego el menor precio de venta lo que en el mercado mundial de metales no sucede por lo general. Debemos considerar entonces que el menor costo de producción dependerá directamente de la productividad técnica y económica del producto y toda empresa minera dado que no puede intervenir en el juego de colocaciones en el mercado mundial, tendrá entonces que recurrir a incentivar y motivar a su personal y hacer de su producto competitivo. En toda empresa, deberá conocerse la importancia de la relación entre la economía y rentabilidad de producción con respecto a la productividad de la misma. Entre los principales conceptos se tiene:

$$\text{Productividad Total} = \frac{\text{Costos Normales de Fabricación}}{\text{Costos efectivos de la misma}}$$

$$Pt = Cnf/Cef$$

$$\text{Economía de Producción} = \frac{\text{Rendimiento de la producción}}{\text{Costo de la misma}}$$

$$e = Rp/Cp$$

Si "e" es mayor que 1.0: el fenómeno es económico

Si "e" es menor que 1.0; el fenómeno es antieconómico

$$\text{Rentabilidad de la Producción}(r) = \frac{\text{Producción} - \text{Costos}}{\text{Capital condicionado a la Producción}} \times 100$$

Con la finalidad de interpretar estos conceptos, a continuación se presenta un ejemplo de aplicación con datos supuestos.

La Empresa Minera Algamarca S.A., posee un patrimonio de S/. 2500 millones, habiendo obtenido un volumen de ventas de S/ 2000 millones con costos de producción de S/ 1200 millones. Su capacidad de producción o producción en el año 1980 fue de 91,000 TMS de mineral. Se piensa implementar un plan de incentivos al personal con la cual se obtendría una disminución en los costos de jornales incrementando la productividad TMS/tarea, pero no será posible incrementar la producción por límite de capacidad de planta de beneficio. Se quiere analizar comparativamente y ver la variación de sus factores. La tabla siguiente, nos muestra tabularmente estos cálculos.

VARIABLES	DENOMINACION Y UNIDADES	SIN INCENTIVOS	CON INCENTIVOS	OBSERVACIONES
Capacidad de Producción	U_p (TMS)	91,000	91,000	No hay Variación de Prod.
Costo de Producción	C_p (S/.)	1200'	1,080'	Se espera una disminución en 10% de Jornales
Valor de Producción	V_p (S/.)	2,000'	2,000'	$U_p \times$ Valor Unitario
Patrimonio o Capital	K (S/.)	2,500'	2,500'	Activo Fijo+ Circulante
Resultado Económico	Re (S/.)= $V_p - C_p$	800'	920'	Se incrementó en un 10%
Productividad Inversa	\bar{p} (S/./TMS)= C_p/U_p	13,186.0	11,868.0	Disminuyó en un 10%
Economía de Producción	$e = V_p/C_p$	1.67	1.85	Se incrementó en un 10.77%
Rentabilidad de Producción	$r(\%) = \frac{Re}{K} \times 100$	32	36.8	Se incrementó en 15%
Conversión de Capital	$cc = V_p/K$	0.8	0.8	Permanece constante al no incrementarse la Prod.

Cuadro 1.3- Sensibilidad de los Factores de Rentabilidad y Economía.

De igual forma, se podrá realizar análisis de sensibilidad ya sea incrementando la producción sin los incentivos, o implementar ambos a la vez.

1.2.4. Metas e Indices Principales de Productividad en la Minería.

En toda empresa, deben señalarse metas de incremento de productividad para sus diferentes operaciones como: exploraciones, desarrollos, explotación, transporte, etc, por mencionar los más generales y sobre cada una de estas operaciones, existen operaciones unitarias o específicas con las que también podrán iniciarse los incrementos.

Gran número de empresas mineras en el Perú, poseen índices de productividad bajos, ocasionados estos por los altos costos de operación que reducen las utilidades. De todos los factores de costo que inciden en una empresa minera, el factor rendimiento en el trabajo es el que puede ser manejado con mayor posibilidad de éxito en contraposición con el incremento de los costos de equipos e insumos y aumentos de salarios por costo de vida, considerando a estos, como factores exógenos a la capacidad de decisión de la empresa.

La gerencias deben exigir al personal técnico de operaciones elaborar proyectos con objetivos y metas debidamente cuantificados, resaltando la tendencia de incremento de sus pará-

metros a partir de estándares normalizados.

Los índices o unidades de presentación de la productividad, son diversos. Para una mejor comprensión y manipulación con fines comparativos, se han clasificado en productividades de:

- a) US0: La unidad de producción referida a la utilización de diversos insumos
- b) de TRABAJO: Referido a las tareas u hombres empleados en la producción.
- c) de COSTO: Referido a los costos por cada unidad de producción
- d) de LABORES: Referida a las diferentes productividades por un sistema específico de trabajo en labor.
- e) ESPECIALES: Una combinación que no se refiere a la unidad de producción sino a determinados parámetros a que se está interesado.

Específicamente para la mina Algamarca, se presenta a continuación un cuadro en el que se enumeran por categorías, los elementos que generan por una relación entre ellos, la productividad correspondiente. Cabe señalar, que de acuerdo a las necesidades las productividades pueden ser expresadas por su valor inverso el que está en función de la interpretación que se pueda dar al interesado. Por ejemplo, se tie-

ne una productividad de avance de un Sub-Nivel con pala neumática de 0.167 Mts/homb-gd, esto es lo mismo que 6 hom-gd/mt, índice que puede ser interpretado como: se requieren 6 hombres-gd para avanzar un metro.

PRODUCTIVIDAD DEL TRABAJO	PRODUCTIVIDAD DEL COSTO	PRODUCTIVIDAD DE USO	PRODUCTIVIDAD POR LABOR	PRODUCTIVIDAD ESPECIAL
<u>En Rotura</u> TMS/Tarea TMS/hombre m2/Tarea m2/Hombre	<u>Rotura:</u> S./TMS S./m2 <u>Avances</u> S./mt	Insumo/TMS Insumo/m2 Insumo/mt <u>Aplicable en:</u> Dinamita(kg)	Corresponde a rendimientos por tipos de labor <u>Aplicable en</u>	No referidos a unidades de producción.
<u>En Avances:</u> mt/Tarea mt/Hombre	<u>Se aplica además en:</u> Costos Explot.	Fulminantes(cap) Mechas Seg.(pie) Conectores(cone)	-Explorac. y Desarrollos -Explotac.	<u>Ejemplos:</u> pp/Stoper pp/Jackl.
<u>Perforación:</u> pp/hombre pp/Tarea	Costos de Mina Costo General Costo en Insumos	Cordón Igñi(pie) Barrenos (bar) Madera(pie2) Stopers(S/T) Jacklegs(J/L) y otros	Convencional -Explotación. Corte y Reducción - Extracc. y Transporte - Otros	Madera/buz pp/barr aire/pp Kw/pp aceite/pp y otros
<u>Costos:</u> S./Tarea S./Hombre	Costos por Tipos de Labor y otros			

Cuadro 1.4- Unidades de Productividad en Minería

De análisis de varias minas con yacimientos tipo vetas (trabajo de la XIII Convención de Ing° de Minas) se concluye que el rendimiento promedio por tarea total es de 0.84 para fines de 1976 y con proyección a 0.98 para 1980. En 1978, la mina Casapalca, en sus tajeos de Corte y Reducción Dinámica, obtuvo un rendimiento promedio de 1.25 Ton/Tarea general. Estos datos nos muestran que como objetivo en estos tipos de yacimientos, se considerará como meta mínima 1.0 TMS/Tarea General, y teniendo como productividades de mina el valor de 2.02 Ton/tarea de mina como un promedio aceptable. Los índices TMS/tar Gen y TMS/Tar Mina, son los índices de productividad de mayor importancia y las que más se emplean a nivel de empresas mineras en forma comparativa de rendimientos, por lo que trataremos de definir metas para la mina Algamarca.

	1976	1977	1978	1979	1980	DRAA	IPROM.	MIPMA
TMS/Tar Mina	1.06	1.37	1.09	0.97	0.81	16%	2.02	1.78
TMS/Tar Gene	0.51	0.65	0.61	0.57	0.51	10%	1.0	0.98

DRAA: Decremento respecto al año anterior

IPROM: Índice de Productividad referente a otras minas

MIPMA: Metas de Ind. de Prod. promedio para Algamarca

Cuadro 1.5- Metas de productividad en Algamarca

1.2.5. Organización e Implementación de Programas de Productividad.

De todo lo expuesto, se concluye que la Productividad, como instrumento de desarrollo, dada su relevante importancia directa con la producción, requiere de estructuración en su organización e implementación, creando programas de acorde con la envergadura económica o técnica de las metas de productividad.

Los diferentes niveles jerárquicos de la empresa, deben intervenir en la formulación de metas de productividad, su implementación control y evaluación crítica de los resultados y de la interpretación calificada, se opta por las medidas correctivas.

Las etapas a seguir para la Organización e Implantación de un Programa de Productividad en una Empresa Minera , son:

- 1º Divulgación entre el personal de los beneficios que se obtiene con el incremento de la productividad.
- 2º Cuantificación de los niveles actuales de productividad en las diferentes secciones (mina, concentradora, seguridad, maestranza, etc).
- 3º Definición y fijación de Objetivos y metas de productividad de las diferentes secciones.
- 4º Designación de los responsables de los diferentes Programas de Productividad (PP).

5° Elaborar el PP para cada meta en función de la trascendencia de la operación.

6° Aprobación del PP para cada meta.

7° Financiación del PP

8° Ejecución del PP

9° Control y Evaluación del PP

Cada etapa debe ejecutarse de acuerdo a un cronograma de actividades para cada meta en función al tiempo expresado en semanas, meses, o años.

A continuación, presentamos un cuadro en el que como ejemplo, se muestra un programa de productividad, considerado a partir de índices inferiores a los esperados. La extensión y complejidad de un PP depende del N°de responsables disponibles y su idoneidad, motivación, entusiasmo en la conducción de los mismos.

IV PROGRAMA DE PRODUCTIVIDAD

SECCION: Mina

UNIDAD: Minas Algamarca

FECHA: 20/05/1981

ACTIVIDAD	PR	INDICE ACTUAL	INDICE ESPERADO	TIEMPO DE OBTENCION	RESPONSABLE DIRECTO	OBSERVACIONES
Exploración: Niv. San Antonio	B	45 mt/mes	60mt/mes	2 meses	Ing°Jefe de Mina	Presentar cronograma de actividades y sus requerimientos
Exploración: S/N-2/5(68) F.N.	A	38 m/mes	60 mt/mes	3 meses	Ing°Jefe de SECCION A	Presentar proyecto de cambios en la perforación y disparo
Desarrollo: S/N-3/5(56) F/S	A	40 m/mes	60 mt/mes	3 meses	Ing°Jefe de Sección B	Presentar proyecto de cambios en la perforación y voladura
Explotación: Convencional	A	0.81T/t Mina	1.77 TMS/Tar-Min	6 meses	Ing°Jefe de Mina	Presentar proyecto de cambio del sistema de explotación
Consumo de Ba- rrenos(Explor)	A	1.01 b/m	0.63 ba/mt	2 meses	Capitán de Mina	Presentar proyecto de rehuso de barrenos descartados
Rendimiento de Personal Gener.	A	0.51 TMS/Tar	0.98 TMS/Tarea	6 meses	Jefe de Mina	Presentar proyecto de incentivos al personal de mina
Consumo de Dina- mita General	B	0.7 Kg/T	0.50 Kg/TMS	2 meses	Ing°Jefe de Guardia	Presentar proyecto de control de voladura

PR: Prioridad Relativa

Cuadro- 1.6.- Presentación de un Programa de Productividad

1.3. EL FACTOR HUMANO EN EL CAMBIO

Es de necesidad vital, que el trabajador comprenda la importancia y de la tremenda responsabilidad de su actuación como elemento productivo y que, debe comprender que los parámetros operativos actuales, están muy por debajo de lo que realmente deba esperarse y, crearse como metas el logro de su incremento. Debemos por tanto tomar en cuenta lo siguiente:

- a) Poseer madurez y conciencia de trabajo
- b) Motivar la comunicación social y técnica a todo nivel.
- c) Poseer el deseo e interés de superación
- d) Promover su actuación honradamente
- e) Promover el compañerismo y unión laboral

1.4. LA EMPRESA EN EL CAMBIO

La empresa por su parte, no puede esperar soluciones tratando el problema sólo económicamente por medio de los incentivos planteados. Es lógico y comprensible que todo trabajador requiere de tecnificación y realizaciones en general, factores que crearán conciencia, comprensión y trabajo que el personal pueda aportar incondicionalmente.

Entre los aspectos mas importantes para este logro se tiene:

- a) Creación y Ejecución de Programas de Capacitación y entrenamiento reactualizando conocimientos.
- b) Promocionar y premiar logros y records que se obtengan en las diferentes fases de operación.
- c) Motivar al personal mediante reconocimientos a su labor y dedicación.
- d) Crear sistemas de calificación y evaluación del personal` periodicamente.
- e) Relación empresa-trabajador adecuadas por intermedio de la comunicación social.
- f) La organización de la empresa como ente direccional, debe ser reflejo de seriedad, honradez, justicia de todas las relaciones conjuntas.

C A P I T U L O I I

INDICES ACTUALES Y ALTERNATIVAS DE SU INCREMENTO
EN OPERACIONES MINA

Con objeto de análisis, se han considerado dos clasificaciones - principales en las operaciones de mina, Exploraciones y Desarrollos como la primera clasificación caracterizada por su unidad de medida dado en mts., y la segunda corresponde a la Explotación, dimensionada en M² o TMS de rotura. Además se considera a la Extracción y Transporte y a la Supervisión como clasificaciones secundarias, incluídos para interpretar y relacionar en conjunto todos los parámetros de las operaciones de mina.

Organización: La mina cuenta con un sistema administrativo, en relación a las dos secciones en las que está dividido y con dos turnos de 10 hrs. de trabajo autorizado y constante. Cada guardia está supervisada por un Caporal General y dos caporales de sección (uno por zona) por cada sección, haciendo un total de 10 caporales. A nivel de profesionales se tiene el Jefe de Mina Capitán de Mina y los 2 Jefes de Sección.

Personal de Mina: El cuadro siguiente nos muestra la relación del personal estable y temporal y sus disponibilidades en cada operación, esto, a fines de Febrero de 1981.

a) Relación Estable-Temporal

Con Ficha de Mina	FMOS	Estables Disponib.	Temporales promed/mes	Personal para Operación Mina
214	10	204	72	276
		74%	26%	100%

b) Distribución de Personal en las Operaciones de Mina

Total Pers. DISPONIBLE	Explo- tación	Explorac. y Desarr.	Extracc. y Transp.	Acarreo Tajeos	Serv. Auxil.	Vacaciones Accid. y Otr
276	108	88	36	10	6	28
100%	39%	32%	13%	4%	2%	10%

FMS: Personal con ficha de mina que laboran en otras secciones que las deberán asimilar

- En Otros, se incluye los enfermos, faltos, suspendidos y permisos
- En acarreos de tajeos se encuentra el personal que exclusivamente son asignados para esta función y las que en el futuro deberán ser eliminados al tener cada tajeo un personal constante.

Cuadro 2.1. Disponibilidad y Distribución de Personal Mina

Las categorías en relación porcentual, el jornal básico y el jornal-base para 10 horas al 28/02 de 1981, es mostrado en el cuadro 2.2. No se considera los beneficios sociales ya que se requiere un jornal constante para cálculos posteriores. Los beneficios sociales y otros, son aproximadamente un 50% del jornal básico

CATEGORIAS	JORNAL BASICO	SOBRE TIEMPO	SOBRE TASA	JORNAL BASE	TOT. PER.	TOTAL p. CAT	% por CATEG.
CAPORALES: General	S/.890	333.75	111.25	1335.0	2		
Sección 1ra.	850	318.75	106.25	1275.0	4		
Sección 2da.	830	311.25	103.75	1245.0	4	10	4
MAESTROS: Maes.1ra.	810	202.50	101.25	1113.75*	26		
Maes.2da.	800	200.00	100.00	1100.00	38	64	23
AYUDANTES: Ayud. 1ra.	790	197.50	98.75	1086.25*	42		
Ayud. 2da.	785	196.25	98.13	1079.38	54	96	35
PALANEROS: Pal	780	195.00	97.50	1072.50*	34	34	12
TEMPORALES: Tem	780	195.00	97.50	1072.50	72	72	26
TOTALES	790.62	\$/Tar		1090.82 (*)	276	276	100

Estos valores son 1.375 veces el jornal básico () son \$/hom-gd

Cuadro 2.2. Jornales y Personal por Categorías.

2.1. PLANTEAMIENTOS GENERALES DE VARIABLES DE OPERACION

A) Durezas Relativas de las Estructuras Mineralizadas:

Todas las vetas poseen características diferenciales en relación a su competencia o incompetencia, factor que influye en la facilidad o dificultad de avances, explotación, perforabilidad, seguridad, etc. A partir de las 4 principales vetas en trabajo y con el factor de potencia en función al área rota, se hallarán las durezas relativas y poder así agruparlos. El cuadro 2.3 nos muestra los resultados de los factores promedios para todo el año 1980, a partir del análisis de 2 tajeos por veta

VETAS	VETA DESCUBRIDORA			S.B.W.	SAN BLAS		ALISOS	
	T-4125	T-3025	T-5080		T-5206	T-13	T-3085	T-5006
TAJEOS								
Fp Promedios	48	50	68	54	40	45	19	48
Dr por Labor	0.70	0.74	1.00	0.79	0.59	0.66	0.28	0.71
Dr por Veta	1.00			0.98	0.78		0.62	
Dr por Tipos	DURO			DURO	MEDIO		SUAVE	

Referencias: Dr. (dureza relativa) se considera como 1.0 el tajeo de mayor factor de potencia (Fp) tanto para labor como para las vetas:

Cuadro 2.3- Cálculo de las Dr de las estructuras

B) Producción y Consumo de Aire Comprimido:

La capacidad instalada y la capacidad real de producción, se muestra en el cuadro 2.4 El factor de compresión (Fcp) ha sido calculada para la GD estacionaria e inferida para las otras en función a su vejez.

COMPRESORAS	Fcp	CAPACIDAD Cfm Teor.	POTENCIA Motor HP	PETROL. gal/hr	OBSERVACIONES
1 Sullair (estac)	1.00	1500	300(nueva)	-	Eléctrica de Tornillo
1 I.R.(Estac)	0.85	963	200	-	Pistón Eléctt.
1 G.D.(Estac)	0.70	500	80	3.3	Eléctr. y Diesel
2 G.D. (Estac)	0.80	825	150	-	Pistón Eléctrico
1 I.R.420(port)	0.70	420	-	3.1	Auxiliar
1 G.D 160(port)	0.90	160	-	1.3	Auxiliar
TOTALES	0.85	5193	880	7.7	Capacidad Teor=4414cfm
SIN LAS PORTATI.	0.86	4613	880	0.0	Cap. Real(Cfm)=3967

Con la 2da. Sullair por llegar, se cuenta con 5467 cfm producibles

Cuadro.2.4: Producción de Aire Comprimido

Para el consumo de aire se tiene que:

Mina: Explor. Des. y Explot.	PERFORADORAS (20 Maq/día)	CONSUMO p. Maq.	Fsm	CFM Max.	CFM Promed	% de Consumo
Perforación	20	150	0.58	3000	1740	
Limpieza(Eimcol2B)	5	250	0.82	1250	1025	89.5
Superficie: Ventil. Talleres, otros	7(equip)	60	0.77	420	325	10.5
CONSUMO REAL ESPERADO EN Cfm					3090	100
Más pérdidas por escapes(15%) = Crc					3550	

Fsm: Factor de simultaneidad (Compressed Air Data-Cameron)

Crc: Consumo real para cálculos y transformado a energía es 730HP=544Kw

Cuadro 2.5: Consumo Total de Aire Comprimido

c) Producción y Consumo de Energía Eléctrica:

La capacidad instalada es:

Central Hidroeléctrica(3 Genrad x 550 Kw)	=	1650 Kw
Grupo Electrónico (Un Cat 398)		<u>750 Kw</u>
TOTAL		<u>2350 Kw</u>

El consumo General es: Mina 179,897 Kw-h 55.0%

Planta 110,393 33.8%

Alumb 36,650 11.2%

Requerimiento Máximo (punta) 840Kw; Promedio 720 Kw(es bajo por que no se trabaja con el total de equipo eléctrico instalado)

Cuadro 2.6: Producción y Consumo de Energía Eléctrica

D) Principales Características Físicas:

Peso Específico Veta	(Pev) = 4.0 Tn/m ³
Peso Específico Estéril	(Pee) = 2.7 Tn/m ³
Peso Específico de Mineral In Situ	(Pis) = 2.6 Tn/m ³
Peso Específico de Mineral Roto	(Per.) = 2.0 Tn/m ³
Factor de Esponjamiento	(Fep) = 33%
Humedad	= 10%
Factor de Dilución= $1/(0.35 + 0.65 \times \text{Al/Pot})$	= (Fdc)

Cuadro 2.7: Características Físicas Principales

2.2. EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

Estas actividades, a pesar que por definición son diferentes, con fines de análisis se las han agrupado ya que poseen labores de similares características.

Actualmente, con el proyecto de incremento de la producción, se le ha dado a esta etapa, gran impulso para poder cumplir con los avances programados y poder obtener la cubicación de las reservas programadas, equilibrando financieramente la reinversión realizada.

2.2.1. Clasificación por Tipos de Labor y sus Avances:

De acuerdo a la sección de la labor y en función de la mecanización de la limpieza (con o sin pala neumática), se presenta a continuación dos cuadros, siendo el a) al detalle y b) la generalizada con la cual trabajaremos para los cálculos.

	CON PALA (A)		SIN PALA (B)		OBSERVACIONES
	m x m	m ²	m x m	m ²	
GALERIAS	2.3 x 2.4	5.5	2.2 x 2.0	4.4	Toda labor en mineral en niv.
CORTADAS	2.3 x 2.4	5.5	2.3 x 2.4	5.5	En niv. en estéril
SUB/ NIVELES	2.0 x 2.3	4.6	1.8 x 2.0	3.6	Entre niveles en mineral
CRUCEROS	2.0 x 2.3	4.6	1.8 x 2.0	3.6	Labor lateral a Gal o S/niv
ESTOCADAS	- ! -	.-	1.6 x 1.8	2.9	Max 10 mts de Long. en S/niv
CHIM CONVEN	3.0 x 2.0 = 6.0 m ²				Doble comp art. en labor a mano
CHIM MECANZ	3.0 x 2.5 = 7.5 m ²				Con Jaula Alimak

Cuadro 2.7a

LABOR	Tal/disp.	Secc.	Area	OBSERVACIONES
GAL-A	26	2.3 x 2.4	5.5	Con pala incluido cortadas.
GAL-B	25	2.2 x 2.0	4.4	Sin pala incluye cruceros con pala
S/N-A	25	2.0 x 2.3	4.6	Incluye los cruceros con pala
S/N-B	23	1.8 x 2.0	3.6	Sin pala incluye estocadas
CHM-C	20	3.0 x 2.0	6.0	Chim de desarrollos doble compart.
CHM-M	24	3.0 x 2.5	7.5	Chim mecaniz de exploraciones

Cuadro 2.7b

Cuadro 2.7: Clasificación por Tipos de Labor

Avances Reales por Tipos de Labor y Veta:

Del apéndice I, se obtiene los avances promedios, actuales, esperados y teóricos a partir del cual se confecciona el cuadro 2.8 que a continuación se presenta. Estos resultados corresponden a datos tomados durante el año 1980.

Cuadro 2.8 - Avances por Tipo de Labor y Veta

	AVANCE ACTUAL mt/mes	Fgt	Av. Act. Esperado Fgt= 1.0	Apt Mt. mes	Apn mt/mes
GAL-A	41.0	0.91	45	60	50
GAL-B	18.6	0.59	32	60	50
S/N-A	18.6	0.52	36	60	50
S/N-B	22.3	0.59	38	60	50
CHM-C	9.9	0.33	30	60	40
CHM-M	-.-	-.-	43	60	50
DESCUBRIDORA	19.4	0.55	35	60	50
SAN BLAS OESTE	30.6	0.80	38	60	50
ALISOS	14.5	0.40	36	60	50
SAN BLAS	41.0	0.91	45	60	50

Fgt: Factor de guardias trabajadas, relación entre las guardias trabajadas y las disponibles (25 días por mes)

Apt: Avance en un mes de 25 días útiles al 100% de eficiencia en perforación y 80% en disparo ($5' = 1.50 \text{ m} \times 0.8 = 1.20 \text{ m}$)

Apn: Avance neto que se espera en un mes de 25 días haciendo influir un factor = 0.15 por fallas de operación y/o suministros de insumos en la mina. 0.35 es el factor para labores verticales.

Además del Apéndice I podemos extraer lo siguiente:

	ACTUAL	FACTORES	ACTUAL ESPERADO
Promedio de Labores trabajadas	10 Lab/día	$F_{sim}=F_{gt}$	7 Lab/día
Avance Prom de mina general.....	26 m/lab-mes	$F_{gt}= 0.69$	38 m/labor-mes
Avance por Mes	260 mts		265 mts.

Avance Promedio Real Mensual 260 m/mes

Avance Máximo Posible (Apt) 600 m/mes

Av. Real Esperado con factores 0.15 (Frentes) y 0.35 (vert.) 450 m/mes

Avances por Recuperar en iguales condiciones..... 190 m/mes

F_{sim} : Factor de simultaneidad, se refiere al promedio de labores por día y que es igual a F_{gt} ya que no es igual al N° de labores trabajadas por mes

Cuadro 2.9 - Resumen General de Avances en Explor. y Desarrollos

2.2.2. Estándares Analíticos por Tipos de Labor

Son los factores que resultan del análisis de la operación específica por labor en sus parámetros más importantes. Los cálculos se refieren a dureza media.

A) GALERIAS Y/O CORTADAS CON PALA NEUMÁTICA (GAL-A)

Sección: $2.3 \times 2.4 \text{ mxm} = 5.5 \text{ m}^2$ (cuadro 4.7b)

Avance por Disparo = 1.20 m ($5' / \text{barr} \times 0.8 = 1.20 \text{ m}$)

Nº de Taladros/disparo = 26 (Cuadro 4.7b)

Tareas: 1 Maestro (perf) + 1 Maestro (Enmad) + 1 Ayud(Perf)+
2 Palan(Lim. y otro)

5 Hombres.....Estandar de trabajo *.....4.17 Hom/mt

Materiales: Dinamita(186 cartuchos x 0.08566 Kg/cart)

= 15.932 kg..... 13.27 kg/mt

Fulminantes= 26 cápsulas..... 21.67 cap/mt

Guía de Seg.(26x7+3) = 185 pies..... 154.2 Pies/mt

Barrenos(130/165**) = 0.788..... 0.657 barr/mt

Madera(2 durmientes de 6" x 8 x 3') = 24ft^2 20 p ie²/mt

Especiales: Perforación 130 pies..... 108.3 p p /mt

**) Duración promedio de barreno en 1980 en pies/barr

*) Para transformarlos a tar/mt, se multiplica por 1.375

B) GALERIAS Y/O CRUCEROS SIN PALA NEUMATICA(GAL-B)

Sección: $2.2 \times 2.0 \text{ mxm} = 4.4 \text{ m}^2$

Avance por disparo = 1.20 mts

Taladros/disparo = 25

Tareas: 1 Maestro + 2 Ayudantes + 3 Palaneros = 6 hombres

Estándar de Trabajo..... 5.0 Homb/mt

Materiales: Dinamita 15.333 kg Estand. de Uso....12.777 kg/mt

Fulmints. 25 caps 20.8 cap/mt

Guía de Seg. 178 pies148.3 pie/mt

Barrenos 0.757 barr 0.631 ba/mt

Madera 24 pies²20 pi es²/mt

Especiales: Perforación 125 pies 104.2 p p /mt

C) SUBNIVELES Y/O CRUCEROS CON PALA(S/N-A)

Sección de labor: $2.0 \times 2.3 \text{ mxm} = 4.6 \text{ m}^2$

Avance por disparo: 1.20 mts

Taladros/disparo: 25

Tareas: 1 Maest + Ayud + 3 Palaneros = 5 hombres

Estándar de Trabajo..... 4.17 homb/mt

Materiales: Dinamita 15.333 kg Estandar de Uso 12.777 kg/mt

Fulminantes 25 caps 20.8 cap/mt

Guía de Segur 178 pies 148.3 pie/mt

Barrenos 0.757 0.631 barr/mt

Madera 24 pies² 20 pie s²/mt

Especiales: Perforación 125 pies 104.2 pp/mt

D) SUBNIVELES Y/O ESTOCADAS SIN PALA (S/N-B)

Sección de labor : 1.8 x 2.0 mxm = 3.6 m²

Avances por disparo : 1.20 mts

Taladros/disparo : 23

Tareas : 1 maest + 2 Ayud + 3 palaneros = 6 hombres

Estándar de Trabajo.... 5.0 homb/mt

Materiales: Dinamita 14.048 Kgs. Estand de Uso...11.707 kg/mt

Fulminantes 23 caps 19.2 caps/mt

Guía de Seguridad 164 pies 136.7 pie/mt

Barrenos 0.697 barr 0.581 barr/mt

Madera 24 pies² 20 p ie²/mt

Especiales: Perforación 115 pies 95.8 p p /mt

E) CHIMENEAS CONVENCIONALES DE DOBLE COMPARTIMIENTO (CHM-C)

Sección: 3.0 x 2.0 mxm= 6.0 m²

Avance/disp: 1.0 mts

Tald/disparo: 20

Tareas: 1 Maestro(perf)+ 1 Maest(Enmad) + 2 Ay udantes= 4 hombre s

Estándar de trabajo..... 4.0 homb/mt

Materiales: Dinamita 10.622 kg Estand. de Uso... 10.622 Kg/mt

Fulm 20 caps20.0 Cap/mt

Guía/segd 143 pies 143 p ies/mt

Barrenos 0.606 barr0.606 barr/mt

Madera 2 puntales de plataforma

6"Ø x 8' = 38 pies² (*)

2 Puntales de Tínea

9"Ø x 8' = 85 pies²

10 tablas (medias) encostillado

$$7'' \times 1.1/2'' \times 5' = 44 \text{ pie}^2$$

Total para 1.0 m = 167 pies²..... 167 p ie²/mt

Especiales: Perforación 100 pies 100 p p/mt

(*) Para calcular pies cuadrados en función al diámetro, se

emplea la siguiente fórmula transformada:

$$ft^2 = \text{pies}^2 = 0.0654 (\emptyset'')^2 \times L', \text{ donde:}$$

\emptyset'' es el diámetro de la madera en pulgds.

L' es la longitud en pies

El cálculo para madera cuadradas es: $a'' \times h'' \times L' / 12$

F) CHIMENEAS MECANIZADAS (Jaula Alimak) (CHM-M)

Sección : 3.0 x 2.5 mxm = 7.5 m²

Avance: 1.40 mts (6' / barr x 0.78): Feff= 0.78

Tald/disp: 25 de 6 pies

Tareas: 6 operarios con 8 hs de trabajo

Standard de Trabajo..... 4.29 Tar/mt

Materiales: Dinamita 17.475 Kg Standard....12.482 Kg/mt

Fulmin. 25 (cap eléctricas) 17.8 cap /mt

Guía 0 0

Barrenos 0.909 barr 0.649 barr/mt

Madera 0 0

Especiales: Perforación 150 pies 107.1 pp /mt

Nota: Los datos aquí presentados por ser analíticos y basados en información general ha sido posible presentarlos. Los valores estadísticos no será posible ya que el control de la misma no ha sido llevada en forma eficiente por la Contrata DEMOCSA ejecutora de estas labores.

G) EXTRACCION Y TRANSPORTE

Hallaremos las tareas empleadas en Hombres/mt para el total del personal empleado tanto para la extracción principal del nivel 5° como para el movimiento interno de los niveles 4° y 3°, en el que no consideramos el personal de acarreo de labor, ya que éstos corresponden a los tajeos.

La mecánica para el cálculo será el de hallar el porcentaje de tareas empleadas en esta actividad a partir de los metros de avance convertidos en tonelaje durante el año 1980.

Longitud Total de Avance	= 2.504.5 mts
Tonelaje extraído y transportado	=26,046 Tn(sección promedio 2 x 2 m ²)
Tonelaje Total Transportado	= 100,538.5(con Mineral)
Porcentaje transportado de Explor. y Desarrollos	= 25.9%
Hombres/año empleados	= 6 hombres explor y des. niv 5°
	+ 10 homb en explot niv 5°
	+ 20 homb en niv. 3 y 4°
Total	<u>36 homb (ver cuadro 2.1)</u>

$$36 \times 25 \text{ días/mes} \times 12 = 10,800 \text{ homb/año}$$

$$= 2,797 \text{ hom/año (el 25.9\%)}$$

Estandar: 1.12 homb/mt= 1.54 tar/mt

H) SUPERVISION

Total homb/año empleados en supervisión: $10 \times 25 \times 12 = 3,000$

Considerando un 40% de las labores para exploraciones y desarrollos, se tendrá 1200 homb/año

Estandar de Trabajo: $1,200/2504.5 = 0.48 \text{ homb/mt}$

Nota: Para los puntos G) y H) sólo se ha considerado el estándar de tareas en homb/mt ya que es el único que interviene respecto a las demás. Su cálculo son estadísticos pero de análisis ya que no existe otra forma más exacta.

Los estándares calculados desde la A) hasta la H) se presentan en forma resumida en el cuadro 2.10 y el resumen en el Apéndice III.

2.2.3. Estándares Estadísticos por Tipos de tabor

Con la finalidad de poder obtener promedios estándares lo más reales posibles, se han tomado durante todo el año

1980, dos o más labores por cada tipo de labor y ponderado sus promedios de acuerdo a los avances, ponderación tanto parcial como final.

Las labores de muestreo son:

GAL-A: Gal 46 SB Nivel 5° (sólo una por no haber otras)

GAL-B: Gal Nivel 2 (Se considera los frentes N y S en un sólo conjunto, ya que se emplean un sólo equipo y personal

S/N-A: S/N-3/5(56) y 3/5(68) Descubridora

S/N-B: S/N-1/5(56); 2/5(68); 1/4(45) Descubridoras

CHM-C: Chim 2 (34) niv 2 y Chim 56 Niv. 5°

CHM-M: Chim 64 (niv 5°) para su avance y Chim 62(niv5°) para el consumo de madera de tal forma que las suponemos sus estándares en conjunto y para cualquier Chimenea Mecanizada.

En el cuadro 2.10, se presentan todos los estándares hallados por tipos de labor a partir de los reportes de perforación, voladuras, personal, consumo de madera, tareas, materiales, etc.

El Apéndice III nos muestra un resumen general para explotaciones y desarrollos.

CUADRO 2.10: Resumen de Estándares de Exploraciones y Desarrollos

Estándares Estadísticos

	EFICIENCIAS			DE U S O					RENDIMIENTOS		
	AVANCE m/disp.	BARREN. p.p./bar.	PERFOR. p.p./mt.	DINAMIT kg/mt	FULMIN. cap/m	GUIA ps/mt	MADERA ps ² /m	BARREN. barr/m	HOMBRES hom/m.	TAREAS tar/m	AVANCE m/tar
GAL-A	1.00	170.7	94.08	11.596	25.07	171.9	37.3	0.551	6.36	8.54	0.117
GAL-B	0.67	242.5	146.62	16.870	37.22	249.8	25.8	0.605	11.30	12.80	0.078
S/N-A	0.69	187.1	124.44	14.034	29.46	212.3	30.2	0.665	9.10	12.20	0.082
S/N-B	0.80	176.7	147.23	15.03	30.84	162.4	26.9	0.836	9.48	12.70	0.079
CHM-C	0.82	126.6	121.76	13.43	29.37	204.9	128.4	0.962	13.48	17.90	0.056
CHM-M	1.00	160.6	125.00	15.33	25.00	-	73.7	0.937	6.18	11.25	0.089
PROMEDIOS	0.84	177.0	130.50	14.44	29.30	184.4	42.0	0.768	8.85	12.05	0.083
ESTANDARES ANALITICOS											
GAL-A	1.20	165	108.3	13.28	21.67	154.2	20.0	0.657	4.17	5.73	0.174
GAL-B	1.20	165	104.2	12.78	20.83	148.3	20.0	0.631	5.00	6.87	0.145
S/N-A	1.20	165	104.2	12.78	20.83	148.3	20.0	0.631	4.17	5.73	0.175
S/N-B	1.20	165	95.8	11.71	19.17	136.7	20.0	0.581	5.00	6.87	0.145
CHM-C	1.00	165	100.0	10.62	20.00	143.0	167.0	0.606	4.00	5.50	0.182
CHM-M	1.40	165	107.1	12.48	17.86	0.0	155.0	0.649	4.29	5.90	0.169
PROMEDIOS	1.20	165	101.6	12.25	19.81	143.6	48.6	0.616	4.59	6.31	0.158
MAS EXTRACC- TRANSPORTE Y SUPERVISION (1.12 + 0.48)									6.19	8.51	0.117

2.3. EXPLOTACION: SISTEMA ACTUAL

La explotación, debería por sí sola, contribuir con el 100% de la producción, situación que no siempre es posible ya que siempre se tendrá mineral de labores de Exploraciones y Desarrollos, por ser esta etapa de necesidad para la vida de la mina. En el año 1980 estas labores han contribuido con un 20% de la producción total. La contribución mínima de estas labores, está en función de la mínima longitud en mineral que deberá correrse para recuperar en cubicación el tonelaje extraído. Por ejemplo, para una producción de 91,000 TMS/año, se requiere de 624 m/año en mineral cubicable, longitud calculada a partir de un block hipotético de 45 m de altura, 1.20 de ancho de tajeo y una longitud de block de 624 mts.

La contribución mínima será entonces: $2 \times 2.1 \times 624 \times 2.7 = 7,076$ TMS que corresponde al 7.7% o lo que es lo mismo 8%, del total.

El método actual es el de Corte Horizontal Ascendente, método con el que se explota el 100% de los tajeos (el 20% corresponde a preparaciones para la explotación por el método Corte y Reducción en el que para fines prácticos y ser las preparaciones similares, no se las considera como tal).

Es de notar, que el método de Acumulación Dinámica o Corte y reducción, ha sido empleado con anterioridad con cierta

variación fundamental al no realizar disparos de gran N° de taladros- y que por problemas de requerimiento de mineral al no ejecutarse avances por falta de programas de Exploraciones y Desarrollos, hicieron que se realizara una nueva variación y llevar los tajeos vacíos, empleando puntales de plataforma y sostenimiento para cada disparo en guardias de 4 hombres.

2.3.1. Fases de Trabajo y Cuantificación de sus Variables

En este sistema de explotación, se emplean puntales de plataforma-sostenimiento, realizando perforaciones horizontales desde estas plataformas con alturas de perforación de 1.8 m o 3.6 m (una o dos plataformas respectivamente). El mineral roto puede ser de almacenamiento transitorio, siendo por lo general extraído en la siguiente guardia. Por lo tanto, los tajos se llevan vacíos y los puntales que deberían trabajar también como de sostenimiento, no lo hacen por su caída a causa de los disparos.

La preparación consta de la construcción de chutes, buzones y subgalerías (esta terminología no concuerda con la generalmente empleada en la minería nacional, ya que debería ser Box Holes, Chutes y sub-niveles-aunque el de sub-galería es el más adecuado para evitar confusiones- respectivamente) y la explotación de la rotura y extracción del mineral.

Chutes: Labores verticales de 1.5 x 1.50 m x m y alturas de acuerdo al terreno. Enlaza al tajeo con los buzones. Es avanzado siguiendo el buzamiento de la veta.

Buzones: Son totalmente de madera y construídos en cada chute en un promedio de 6 guardias. Su duración es aceptable ya que el agua ácida protege la madera pero corroe los clavos.

Sub-Galerías: Son labores horizontales o equivalente al primer corte del tajeo. Sus dimensiones son de 1.5 x 2.0 m x m

Chim-Auxiliares: Generalmente avanza a medida que avanza el corte del tajo, se emplea para ventilación y servicios, llevando una sola a un extremo del tajo por lo general.

La rotura se realiza con jacklegs TOYO 280-JD, con avances de una o dos plataformas dependiendo de la estabilidad del terreno. Los puntales de plataforma-sostenimiento son de 5" Ø a 6" Ø por 2 mts con camadas de partidos de 2.5 mts de longitud. El disparo se realiza con dinamita Algamarit 65%, semexa 65% y en algunos casos especiales con gelatina 75%. El "chispeo" es uno por uno, empleándose 4 hombres por labor en todo el ciclo de trabajo.

La figura 2.1 nos muestra esquemáticamente las preparaciones y un avance en la explotación del método convencional.

A) Distanciamiento de Chutes:

Estas longitudes son promedios y de acuerdo a observaciones en el terreno. Se presenta en el cuadro 2.11

ESTABILIDAD DE ESTRUCTURA	ESTABLE	SEMI -ESTABLE	DEBIL
Distancia entre centros de ejes mts.	6.5 m	7.5 m	8.5 m
Distancia Efectiva o de chute a chute (Puente)	5.0	6.0	7.0
Altura de chute o altura de puente	4.0	4.0	5.0

Cuadro 2.11- Dimensionamiento de Chutes

B) Anchos de Tajeo:

El buzamiento de veta incide en este parámetro para los efectos de comodidad del perforista, ancho que deberá ser mínima para evitar diluciones innecesarias. Adelantándonos a la definición de tajeos Shrinkage, el cuadro 2.12 nos muestra estos anchos y como se observa, son menores debido

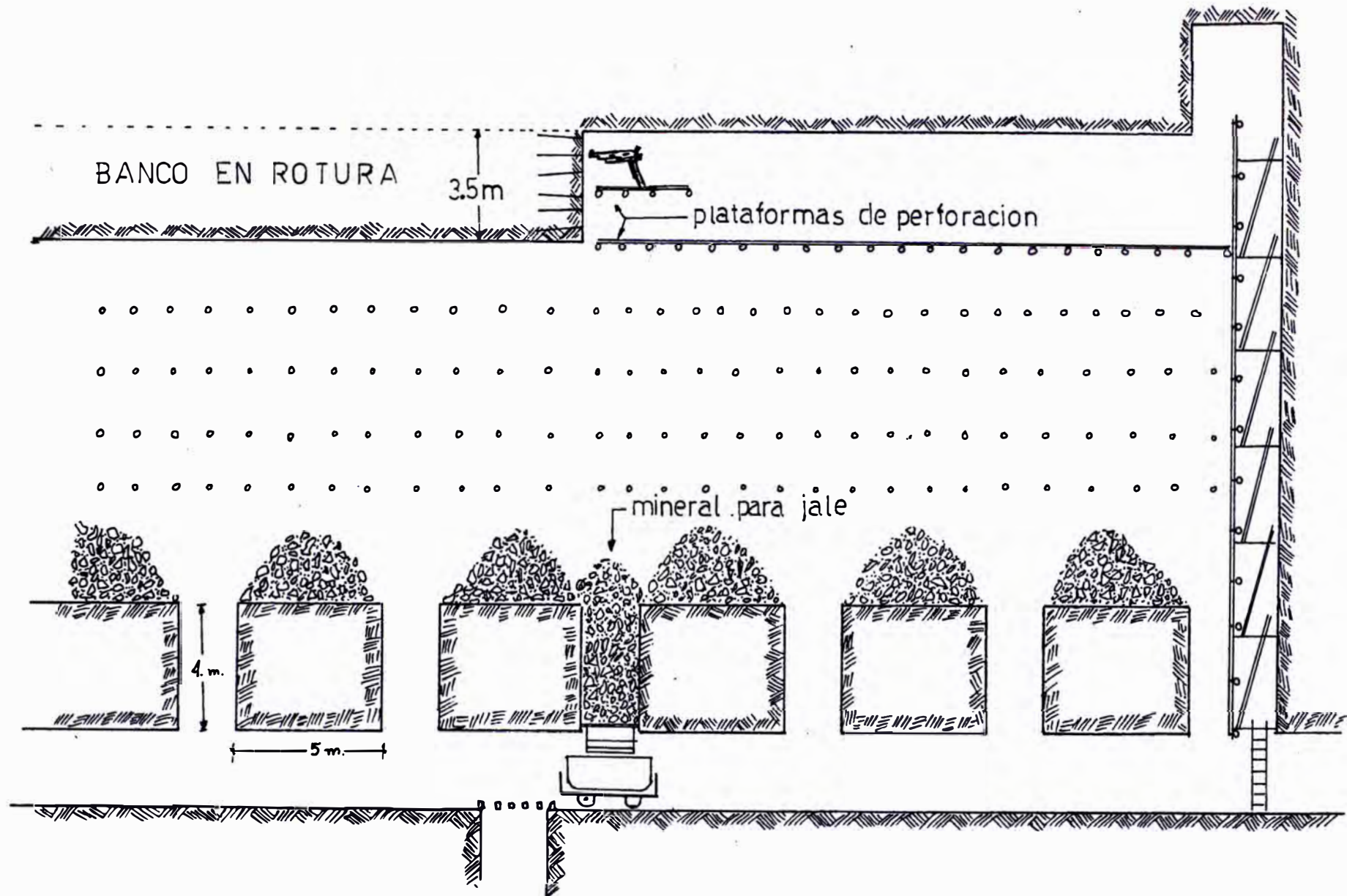


FIG. 21.- TAJEO DE EXPLOTACION ACTUAL

a que la perforación se realiza verticalmente.

BUZAMIENTO	CORTES	
Vetas de Estructura Definida	Horiz-Ascend.	Acum.Dinám.
De 80°a más..... Mt	0.90- 1.10= 1.00	0.90
De 70°a 80°.....Mt	1.10- 1.30= 1.20	1.10
Menos de 70°.....Mt	1.20- 1.40= 1.30	1.20

Vetas en Ramificaciones/muy Falladas

Anchos Generales	1.20- 1.60= 1.40	1.40*
------------------	------------------	-------

* Por ser de fallamiento no son controlables, por lo que consideramos igual en ambos casos.

Cuadro 2.12- Anchos Mínimos de Tajeos

C) Mallas de Perforación y sus Parámetros:

Las mallas aquí presentadas, pueden ser considerados para el sistema actual de explotación o el de Acumulación dinámica. La diferencia fundamental consiste en que la malla empleada actualmente es el 3 x 2 en forma general y en cambio, el Shirinkage requiere de mallas adecuadas al tipo de terreno y potencia de veta y obtener así, roturas eficientes.

Los parámetros básicos obtenidos como resultados experimentales y de observación estadística, son presentados a continuación.

VARIABLE	ZIG/ZAG(1)	2 x 1(2)	3 x 2 (3)
Distanciamiento o Burden (D) m.	0.60	0.50	0.40
Espaciamiento (E) mts.	0.80	0.80	0.60
Sobre-rotura(S) mts.	0.15	0.10	0.05
Ancho de Rotura (A) mts.	1.10	1.00	1.30

(1) Terrenos suaves y/o vetas angostas

(2) Terrenos medios o vetas potentes pero suaves

(3) Terrenos duros

Altura de Rotura Efectiva(H)

Es la longitud del barrenos corregido por el factor $E_{fd} = 0.85$ (Efic. perf. y disp) e $I = 60^\circ$ (Inclin. del Taladro)

Se hace notar, que para cálculos comparativos posteriores, se considerarán longitudes de perforación de 5 pies y 8 pies con los cuales los valores de $H_5 = 1.03$ mt y $H_8 = 1.69$ mts. son las alturas de corte en un tajeo Shrinkage.

A partir de estos parámetros básicos, se hallarán las variables más representativas como:

(dL) Densidad Lineal.....tal/mt de longitud de tajeo

(dS) Densidad Superficial.....tal/m² del area de perforación

(RL) Rendim. Lineal.....TMS/mt

(RS) Rendimiento Superf.....TMS/m²

(RT) Rendim. por taladro.....TMS/tal

(RP) Rendim. de Perforación.....tal/TMS

MALLA ZIG-ZAG: Puede emplearse en vetas anchas pero suaves o fracturados y en vetas angostas para terrenos de dureza media.

MALLA 2 x 1: Se emplean en terrenos de dureza media o con el fin de romper anchos mínimos de tajos principalmente en perforación vertical. Se ha experimentado en el tajo 5207 SBW obteniéndose resultados favorables y con parámetros:

$$D=0.50 \text{ m}; E=0.80 \text{ mts y } s=0.10 \text{ mt}$$

MALLA 3 x 2: Se emplea en terrenos duros o cuando la potencia es considerable y suave. Esta es la malla generalizada actualmente en perforación horizontal.

Dadas las potencias y buzamientos actuales de las vetas, la malla 2 x 1 será la de uso general en la explotación con perforación vertical. Las Fig. 2.2 a); b) y c) nos muestran estas mallas y la ubicación de sus parámetros.

Cálculo de los Parámetros Planteados:

El resumen de los cálculos se presenta en el cuadro 2.13 para cada tipo de malla y longitud de barrenación, hallando finalmente las variables promedio a partir de la relación porcentual de los tipos de terreno existentes.

Para tratar de lograr homogeneidad en los cálculos, consideraremos para cada malla 20 filas de taladros.

Como ejemplo explicatorio, se calcula la malla: $M(m \times n) = M(2 \times 1)$.

Longitud(L) = $Nf \cdot D = 20 \times 0.50 = 10$ mts.

Taladros (T) = $Nf/2 \times (m+n) = 20/2 \times (2+1) = 30$

Ancho (A) = 1.0; H5 = 1.03 m; H8 = 1.69 m; S = $1.0 \times 10 = 10$ m²

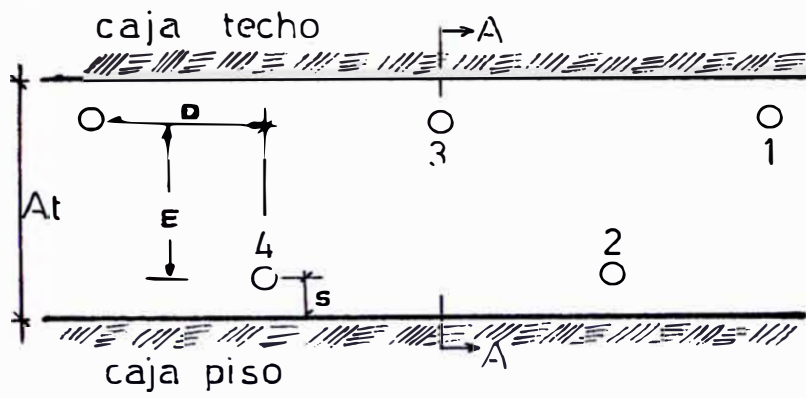
Volúmen (V); $V5 = L \cdot A \cdot H5 = 10.3$ m³ de donde R = 27.8 TMS

$V8 = \quad = 16.9$ m³ " " R = 45.6 TMS

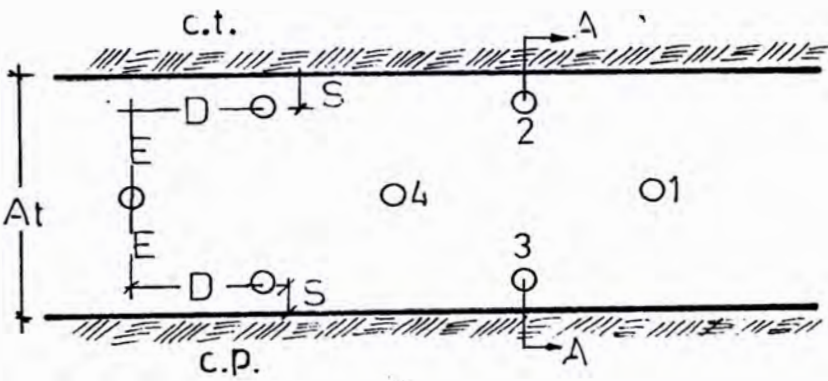
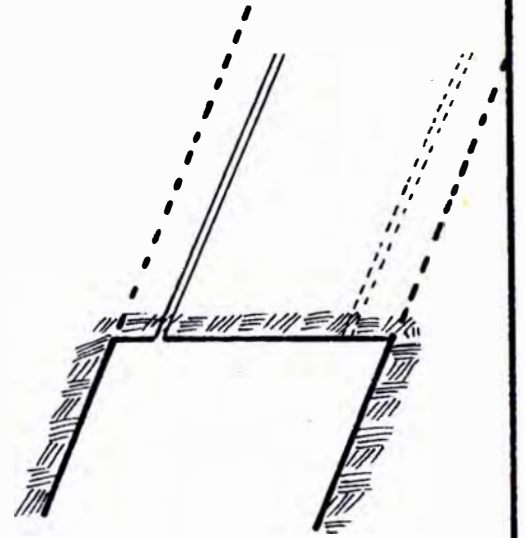
de donde:

Barrenación 5 pies		<u>Barrenación 8 pies</u>	
dL = $30/10 =$	3 tal/mt	dL = 3 tal/mt	
dS = $30/10 =$	3 tal/mt ²	dS = 3 tal/mt ²	
RL = $27.8/10 = 2.78$	TMS/mt	RL = $45.6/10 = 4.56$	TMS/mt
RS = $27.8/10 = 2.78$	TMS/mt ²	RS = $45.6/10 = 4.56$	TMS/mt ²
RT = $27.8/30 = 0.93$	TMS/tal	RT = $45.6/30 = 1.56$	TMS/tal
RP = $30/27.8 = 1.08$	tal/TMS	RP = $30/45.6 = 0.66$	tal/TMS

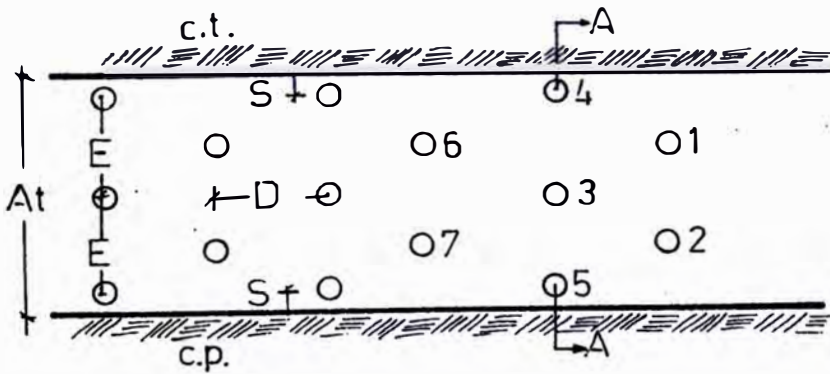
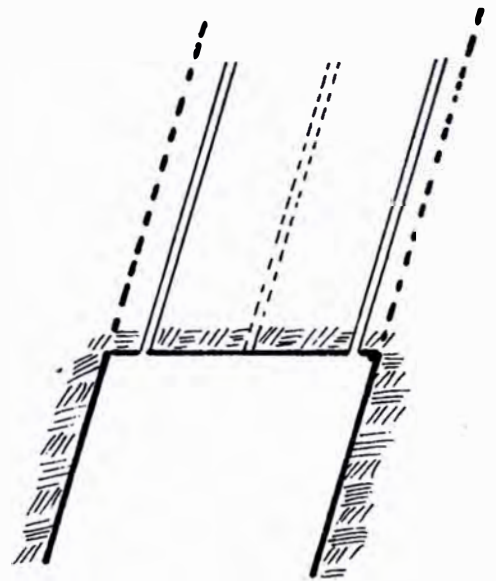
Cuadro 2.13- Resumen de Parámetros de Mallas de Perforación.



a) MALLA ZIG - ZAG



b) MALLA 2 X 1



c) MALLA 3 X 2

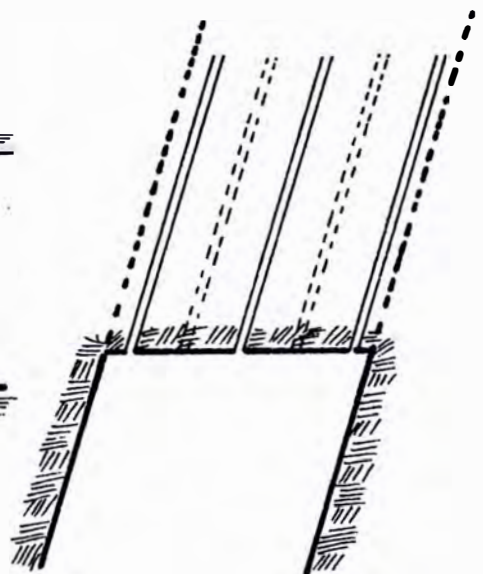


FIG. 2.2.- MALLAS DE PERFORACION

	M A L L A						(**)	
	Lt=5' : (*)H=1.03			Lt=8' : H= 1.69			PROMEDIOS	
	Z/Z	2 x 1	3 x 2	Z/Z	2 x 1	3 x 2	GENERALES	
						H5	H8	
dL (tal/mt)	0.83	3.00	6.25	0.83	3.00	6.25	4.26	4.26
dA (tal/m ²)	0.76	3.00	4.81	0.76	3.00	4.81	3.52	3.52
RL (TMS/mt)	3.06	2.78	3.61	5.02	4.56	5.94	3.24	5.32
RS (TMS/m ²)	2.78	2.78	2.78	4.56	4.56	4.56	2.78	4.56
RT (TMS/ta)	3.67	0.93	0.58	6.02	1.56	0.95	1.22	2.01
RP (tal/TMS)	0.27	1.08	1.73	0.17	0.66	1.05	1.27	0.77

(*) La variable Lt está corregida por Efd e Inclinación

(**) Estos promedios han sido calculados a partir del porcentaje de tipos de terrenos existentes/suave 0.17; medio 0.33; duro 0.50

(Cuadro 2.15)

D) Dimensionamiento de Puentes y Pilares-Puente:

Trataremos de calcular el % de mineral no roto como consecuencia de dejar puentes y pilares, variable que será de importancia para los cálculos de tonalajes reales a tajearse. Esta variable es la misma para el sistema actual como para la de Acumulación Dinámica y depende directamente de las dimensiones de estos pilares los que a su vez están en función de la estabilidad o dureza de las estructuras mineralizadas y cajas.

Pilares-Puente: Son los blocks de mineral entre chute y chute, son blocks de sostenimiento.

Puentes: Son los blocks que se dejan sin romper y sirven de piso a la labor superior.

Estos blocks son recuperados en la etapa de recuperación de pilares en retirada.

Es necesario el cálculo de este mineral no roto ya que porcentualmente es considerable. La fórmula siguiente se ha deducido a partir de las variables y dimensiones relativas de un tajeo hipotético.

$$M(\%) = \frac{N \cdot b \cdot h + L \cdot h}{L \cdot H} \quad \text{y} \quad N = \frac{L}{b + l} \quad \text{Donde:}$$

M: % en Tonelaje o Volúmen de Mineral no Roto

N: N° de Pilares-Puente

L: Longitud del Tajeo (mts)

H: Altura del Tajeo (mts)

b: Ancho del pilar-puente

h: altura del pilar-puente y puente

l: ancho del chute (mts)

Lógicamente, este porcentaje dependerá de la altura de tajeo y que para cálculos aproximados a lo real, se considerará 45 mts como altura promedio. Se tiene por tanto:

TERRENO	Pilares-Puente			Puentes	% Dz	M(%)	(%) Prep.
	b(m)	h(m)	Area(m2)	h(m)	(*)		(**)
Competente	5.0	4.0	20.0	4.0	0.50	15	10.2
Semicompetente	6.0	4.0	24.0	4.0	0.33	15	9.8
Débiles	7.0	5.0	35.0	5.0	0.17	19	10.0
PROMEDIOS						16	10

(*) % de tipos de terreno(cuadro 2.15); (**) en Preparaciones

Cuadro 2.14- Dimensiones y % de M y de Preparaciones

E) Roturas Promedios Actuales por Tajeo:

A partir del área de rotura mensual y el factor de guardias trabajadas por tajeo (guardias trabajadas en un determinado tajeo de las 50 guardias disponibles), se harán los cálculos de rotura promedio por tajeo y de acuerdo a la similitud, reagruparlos si fuera posible, para los dos tipos de estructura más saltantes como la dura y la de dureza media, dado que los terrenos suaves, si bien es cierto su facilidad de rotura (aparente mayor producción), también es cierto que influye el factor de dificultad de estructura (Fde)

Se tiene entonces:

Arr= Area de rotura real por labor y mes en m^2

Ng = N° de guardias disponibles al mes por tajeo= 50

Thm= Homb/mes, base de cálculo y que es $50 \times 4 = 200$, para 25 días útiles/mes y 4 hombres/guardia

Rhm= Hombres/mes reales trabajados en determinado tajeo

Fgt= Factor de guardias trabajadas= Rhm/Thm

Are= Area rota esperada con el 100% de guardias trabajadas y que es igual a: $Are = Arr/Fgt$

Art= Area rota teórica por tajeo en un mes y que será:

$$= 12 \text{ TMS/gd} \times 2 \text{ gd/día} \times 25 \text{ días/mes} = 600 \text{ TMS/mes} = \text{tajeo}$$

que con 3.23 TMS/m² se tiene $Art = 185 \text{ m}^2$ (3.23 es el factor de conversión Estadístico a m²)

Para hallar los valores de Fgt, Arr y luego Ar, se han tomado 2 tajeos por cada una de las 4 principales estructuras y que sean las mas representativas, de las que se harán los cálculos. De hecho los resultados obtenidos son estadísticos.

Para el caso de tajeos de Acumulación Dinámica, estos datos serán hallados a partir del N°de taladros y de las mallas de perforación.

Los resultados generales se hallan tabulados en el apéndice II, del que redondeando cifras y simplificando, se tiene el cuadro 2.15 que se muestra a continuación.

Cuadro 2.15: Roturas y N°de Tajeos promedios para 1980

	DESCUBRID.		S. BLAS.W		S.BLAS		ALISOS		PROM/MES GRL.	
	TMS	m ²	TMS	m ²	TMS	m ²	TMS	m ²	TMS	m ²
Rotura Máx/mes	630	195	467	144	600	185	630	194	580	179
Rot. Real/mes	330	101	285	88	384	118	357	110	339	104
Plat/gd-Máximo	1.95		1.55		1.95		1.95		1.85	
Plat/gd-Real	1.10		0.95		1.25		1.20		1.13	
Tajeos/mes Sim	7		2		5		4		18	
Taj/día en Trb	6		1		3		2		12	
Rot. Máx. Conjun	550 TMS= 170 m ²				600 TMS= 185 m ²					
Rot. Real Conj.	300 "		92 "		370 "		114			

Sim = simultáneos; trb= en trabajo; Conju= conjunto de estructuras

2.3.2. Estándares Analíticos en el Sistema Actual de Explotación

A) Preparaciones:

Chutes : Sección de Labor $2.0 \times 1.5 = 3.0 \text{ m}^2$

Avance/disp = 1.0 mt

Talad/disp = 18

Tareas: Maest(perf) + 1 Ayd + 2 Planeros= 4 hombres

Estándar de Trabajo..... 4 hom/mt

Materiales: Dinamita 11.05 kg Estándar de Uso..... 11.05K/mt

59

Fulmin	18 caps	18 cps/mt
Guía	129 pies	129 pies/mt
Barrenos	0.56	0.56 brr/mt
Madera	50 pies ²	50 pie ² /mt
Especiales: Perforación	90 pies	90 pies p/mt

Sub-Galerías: Sección 1.60 x 2.00 = 3.2 m²

Avance/disp = 1.0 mt

Tald/mts = 18

Tareas: 1 Maest(perf) + Ayud + 2 Palaneros = 4 hombres

Estándard de Trabajo 4 homb/mt

Materiales: Dinamita Estándard de Uso.....11.05 Kg/mt

Fulminante 18 caps/mt

Guía 129 pies /mt

Barreno 0.56 brr/mt

Madera 0.0

Especiales: Perforación 90 pp/mts

Buzones: Medida estándar de boca = 40"

Avance: 6 guardias/buzón = 0.17 buz/gd

Tareas: 1 Maestro Enmaderador + 1 Ayudante = 2 hombres

Para un buzón 2 x 6 = 12 hombres = 12 homb/buzón

Materiales: Madera..... 386 pie²/buzón

Elementos	Ø"	L'	Pie ²	Total	
2 Longarinas	10	10	65	130	
2 Postes	8	10	42	84	Los pies ² de made-
8 Redondos de Camada	4	10	10	80	ra para diámetros
1 Caballete	6	3.5	8	8	Ø en plg. se cálcu-
1 Cabezal	6	4.5	10	10	la con:
3 Tablas de Quijada	2 x 7	5	6	18	
4 Tablas de Mesa	2 x 7	6	7	28	0.0654(Ø") x L'
6 Listones	2 x 2	3.5	2	12	
4 Tablas de Compuertas	2 x 7	3.5	4	16	386 pie ²

Como la construcción de un buzón, actúa o es empleado para una longitud de chute y una de sub-galería, se transformará los hom/buzón y los pies² de madera/buzón y los pies² de madera/buzón, con intención de homogenizar los estándares a denominador común el mt de avance. Como promedio, un buzón actúa sobre 4 metros de chute y 6 mts de sub-galerías, luego se tiene:

Tareas: Estándard.....12/10 mt= 1.2 Homb/mt

Madera: Estándard..... 386/10 mt = 38.6 pie²/mt

Finalmente, los estándares de las preparaciones dadas en unidades de longitud, para poder ser sumadas a los estándares de los tajeos , se las homogenizará, partiendo de que el avance es en mineral y por lo tanto se dividirá entre 1.0 m x 3.1 x .2.7= 8.10 TMS.

Resúmen de Estándares de Preparación:

	Estd/mt	Estd/TMS
Tareas: Estándard en conjunto (4+ 4)/ 2 + 1.2	5.2 homb/mt	0.67 homb/Tn
Materiales: Dinamita (promedio)	11.05 kg/mt	1.36 kg/TMS
Fulmin(promedio)	18 cps/mt	2.22 cps/TMS
Guía(promedio)	129 pie/mt	15.9 pie/TMS
Barreno (promedio)	0.56 br/mt	0.07 br/TMS
Madera(promedio = $\frac{50 + 0}{2} + 38.6$)	65.5 pie ² /m	8.1 pie ² /TMS
Especiales: Perforación	90 pp/mt	11.1 pp /TMS

B) Perforación y Disparo:

2 plataformas: área de rotura frontal $3.6 \times 1.2 = 4,32 \text{ m}^2$

malla de perforación: 3 x 2 (de uso general)

Rotura: 11.66 TMS (con avances de 1.0 mt)

Nº de Taladros: 20

Tareas: 1 Maest(perf) + 1 Maest(enmad) + 2 Ayudantes= 4 hombres

	Estándard de Trabajo.....	0.34 Homb/TMS
Materiales: Dinamita	10.28 kg	0.88 Kg/TMS
Fulminante	20 cps	1.71 cp /TMS
Guías	143 pies	12.66 pie/TMS
Barrenos	0.63 brr	0.05 brr/TMS

Madera (para dos disparos)= 23.32 TMS

6 palos(12 partidos) 5" Ø x 7(pies long) = 68 pie²

6 puntales de plataf. de 5" Ø x 6' = $\frac{60 \text{ pie}^2}{128 \text{ pie}^2}$

128 pies² 5.49 pie²/TMS

Para transformar los estándares de las preparaciones, se ha tomado como base las TMS rotas en un metro, y para hallar los estándares representativos de explotación, se ponderarán los estándares ya homogenizados, sabiendo que el tonelaje de preparaciones es un 10% del total a romper, ver cuadro 2.14.

C) Acarreo:

$$\text{Estándar} = (10 \text{ hom/día} \times 25 \text{ días mes} \times 12 \text{ meses}) / 78000 = 0.04 \text{ hom/TMS.}$$

D) Explotación:

El cuadro 2.16 es un cuadro -resumen de los Estándares hallados.

E) Extracción y Transporte:

$$\begin{aligned} \text{TMS Extraídas} &= 74.492.5 \text{ (74.1\% del total transportado)} \\ \text{hom/año (según 2.2.1. G)} &= 10,800 \text{ (100\%)} \text{ y } 8,003 \text{ (el 74.1\%)} \\ \text{El Estándar es: } &8003 / 74,492.5 = 0.11 \text{ hom/TMS} \end{aligned}$$

F) Supervisión

De una distribución asumida se deduce el estándar en 0.03 hom/TMS

2.3.3. Estándares Estadísticos para Explotación

De los reportes de madera, perforación, materiales, tareas, explosivos, etc y tomando como muestras 2 tajeos por estructuras (veta), se hallan los estándares y se presentan en el cuadro 2.16 en forma detallada y en el Apéndice III, en forma general con el de exploraciones y desarrollos

Los tajeos representativos por veta, son:

Descubridora: T-3025 y T-4049 ; San Blas Oeste: T-5104 y T-5206
San Blas : T-4245 y T-10 Alisos: T-4025 y T-4125

	ESTANDARES					ESTADISTICOS					RENDIMIENTOS	
	EFICIENCIAS					DE U S O S						
VECTA	Platf/disp.	To/disp	pp/barr	pp/m ²	Ton/pp	Kg/TMS	Cap/TMS	pies/TMS	pie ² /TMS	barr/TM	hom/TMS	Tar/TMS
DESCUB.	1.73	10.38	161.5	20.3	0.165	0.627	1.45	10.42	2.42	0.037	0.81	1.28
S.B.W.	1.24	7.44	186.6	40.2	0.086	1.177	2.79	19.79	4.16	0.062	1.20	1.80
S. BLAS	1.53	9.18	179.8	15.4	0.212	0.476	1.22	7.94	3.09	0.026	0.85	1.34
ALISOS	1.65	9.90	144.7	24.3	0.137	0.756	1.75	12.28	1.81	0.050	0.76	1.19
PROMEDIOS	1.60	9.60	163.8	22.8	0.157	0.700	1.65	11.57	2.61	0.041	0.85	1.33

	ESTANDARES					ANALITICOS						
	mt/disp. platf/disp	Ton/disp	pp/barr		pp/mt TMS/p.p	kg/mt Kg/TMS	Caps/mt caps/TMS	Pies/mt pies/TM	pie ² /mt pie ² /TM	barr/m barr/TM	homb/mt homb/TMS	Tar/m. Tar/TMS
CHUTES	1.00	-	-	-	90	11.05	18	129	50	0.56	4.0	5.5
SUB/GAL	1.00	-	-	-	90	11.05	18	129	0.0	0.56	4.0	5.5
BUZONES buz/gd	0.166	-	-	-	-	-	-	-	38.6	-	1.20	1.65
PREPARACION (en longitud)	1.00	-	-	-	90	11.05	18	129	63.6	0.56	5.20	7.15
PREPARACION (en tonelaje)	1.39	8.10	165	-	0.09	1.36	2.22	15.92	7.85	0.069	0.64	0.65
VOLADURA	1.94	11.66	165	-	0.11	0.88	1.71	12.66	5.49	0.050	0.34	0.47
ACARREO (NETAMENTE DE TAJEOS A ECHADEROS)											0.04	0.06
EXPLOTACION	1.87	11.20	165	-	0.11	0.94	1.78	13.08	5.80	0.052	0.419	0.58
PROMEDIOS	MAS EXTRACCION- TRANSPORTE Y SUPERVISION (0.11 + 0.03)										0.559	0.77

Cuadro 2.16 : Resumen de Estándares de Explotación Convencional

2.4. ALTERNATIVAS PARA EL INCREMENTO DE LOS INDICES DE PRODUCTIVIDAD

De los índices estadísticos obtenidos en las diferentes operaciones y de su comparación numérica con los analíticos, observamos la necesidad de plantear alternativas para que estos se incrementen.

En primer término plantearemos alternativas de carácter técnico:

- a) Cambio al Sistema de explotación Shirinkage
- b) Mecanización Gradual en Operaciones Mina
- c) Extracción y Transporte a Línea Trolley; etc.

Es de notar que el incremento de la producción a 500 TMS/día no puede ser considerada como alternativa ya que ésta posee otros parámetros de comparación.

Las alternativas de carácter económico serán:

- a) Implementación de un Sistema de Bonos a Personal
 - En el sistema actual de explotación
 - Con el sistema de Acumulación Dinámica propuesto
 - A una relación porcentual de ellos
- b) Reducción de Hombres por Labor
 - En las labores de Exploraciones y Desarrollos
 - En los tajos de explotación ascendente
- c) Modificación de la guardia actual a 8 hs.

2.4.1. Explotación con el Método de Acumulación Dinámica

Como lo ya explicado antes, el método actual de explotación es similar al Shirinkage en los desarrollos, preparaciones y ascendencia de los cortes, diferenciándose la segunda de la primera en: a) se lleva el tajo acumulado; b) perforación vertical; c) disparo de gran N° de taladros con ignitecord; d) el no empleo de madera en el tajo; etc. Se encuentran en implementación actualmente los tajos 5080D; 5082 Split-D; 5280D; 5207SBW y el T-2025, en la fase de preparaciones.

Por ser la mina Casapalca en la que el Shirinkage obtiene mejores rendimientos, la tomaremos como modelo con la adecuación necesaria a nuestra realidad.

El 80% de los blocks cubcados cumplen con las condiciones fundamentales que requiere este sistema como son: a) competencia de cajas y estructuras mineralizadas; b) buzamientos de veta de 70° a más; c) continuidad estructural aceptable; d) presencia mínima de splits; e) no existencia de minerales de oxidación intensa; f) baja humedad (10%); etc.

Las condiciones desfavorables presentes y a las que se adecuará- en lo posible-el sistema a implementarse, son:

- Inestabilidad de Estructuras por fallamiento-fractura, por lo general en niveles inferiores (Niv 5) para las vetas San Blas y Alisos.

Configuración irregular geométrica de los blocks, tanto por limitaciones económicas (Leyes submarginales) y/o estructurales (diques, sills, pizarras) por lo cual las longitudes de los tajeos son generalmente cortos (40 a 50 mts como promedio) y blocks en figuras de paralelogramos y trapecios.

Recuperaciones de Pilares y Pilares-Puente.

Presencia de ramificaciones divergentes

Entre las principales fases de operación, tenemos:

A) Preparaciones:

Muy similar al de explotación convencional pero con las variaciones que a continuación mencionamos

a) Construcción de Chutes: La sistemática de trabajo es:

- a) Se inicia con el último chute-el más alejado de acuerdo a la accesibilidad-continuando en retirada y aprovechando el mineral roto como piso para el avance vertical. La limpieza será al término de todos los chutes.
- b) El primer y 2º disparo, además del avance vertical requerido, deberá perforarse de tal manera que se forme una cama natural de 45° de inclinación para el buzón.
- c) Los siguientes cortes serán verticales y tratando de centrar la veta hasta llegar a la altura de la sub-

galería en la cual también la veta quedará centrada.

d) El último corte debe tener la inclinación del buzamiento de la veta y además poseer estas características:

- El arranque es perforado a un costado del frentechute.
- Los taladros laterales se perforan en abanico (para formar ranflas en el pilar-puente)
- Se disparará solamente el arranque, disparando el resto de taladros cuando ya haya sido construido el buzón con lo que se protege al buzón de la comunicación con la subgalería.

Sus características son similares a los ya descritos para el método convencional y dimensiones de acuerdo al cuadro 2.11, Sus principales diferencias operativas son el empleo de 2 hombres-labor y el disparo con arranque en corte quemado dando un avance de 1.20 mts a partir del cual obtenemos sus estándares analíticos.

Estándares Analíticos:

Sección de labor: $1.5 \times 2.0 \text{ m} \times \text{m} = 3.0 \text{ m}^2$

Avance/disparo: 1.20 mts

Nºde Taladros: 20 (corte quemado)

Tareas: 1 Maestro (perf) + 1 (ayudante) = 2 hombres

	Estándar de Trabajo.....	1.67 hom/mt
Materiales: Dinamita	12.33 Kg	Estándar de Uso: 10.27 kg/mt
	Fulminantes 20 caps	16.7 cps/mt
	Guía de Segur 143 pies	119.2 pie/mt
	Barrenos 0.606 barr	0.505 brr/m
	Madera (1 plat) 35 pies ²	29.2 pie ² /m
Especiales: Perforación	100 pp	83.3 pp/mt

b) Construcción de la Sub-Galería:

La corrida de esta labor deberá iniciarse después de haber finalizado la preparación de los chutes y al momento de iniciarse la construcción del primer buzón de tal suerte que los avances sean paralelos y retrazo continuo de la sub-galería.

Estándares Analíticos:

Sección de labor: 1.7 x 2.2 m x m = 3.7 m²

Avance/disparo 1.20 mt

NºTal/disparo 22 (corte quemado)

Tareas: 1 Maestro + 1 Ayudante= 2 hombres

	Estándar de Trabajo	1.67 hom/mt
Materiales: Dinamita	13.53 kg	Estándar de Uso : 11.27 Kg/mt
	Fulminantes 22 caps	18.3 caps/mt
	Guía de Seg 157 pies	130.8 p ies/mt
	Barrenos 0.667	0.556 barr/mt

Madera	0.0	0.0
Especiales: Perforación	110 pp	91.7 p p/mt

c) Construcción de Buzones:

Dimensiones: 40" x 40" de boca y 42" ancho de compuerta

Materiales: 386 pies² de madera de eucalipto redonda

100 clavos de 7"

Compuerta metálica según diseño

Avance : 4 guardias/buzón con una cuadrilla de 3 hombres

Tareas : 1 Maest(enmaderador) + 2 Ayudantes

La construcción de los buzones tendrán las siguientes variaciones:

- La compuerta será metálica el que deberá ser operado por un sólo hombre. Analizar en costos, la corrosión por agua ácida (duración) (VS) los hombres (chuteros) empleados.
- Se construirá un andamio de madera del cual se abrirá la compuerta.
- El personal de construcción deberá ser exclusivo.

Homogenizando los estándares a unidades de longitud se tiene:

Tareas : $4 \times 3/10 = 1.2$ hombres /mt

Madera : $385/10 = 38.6$ pie²/mt

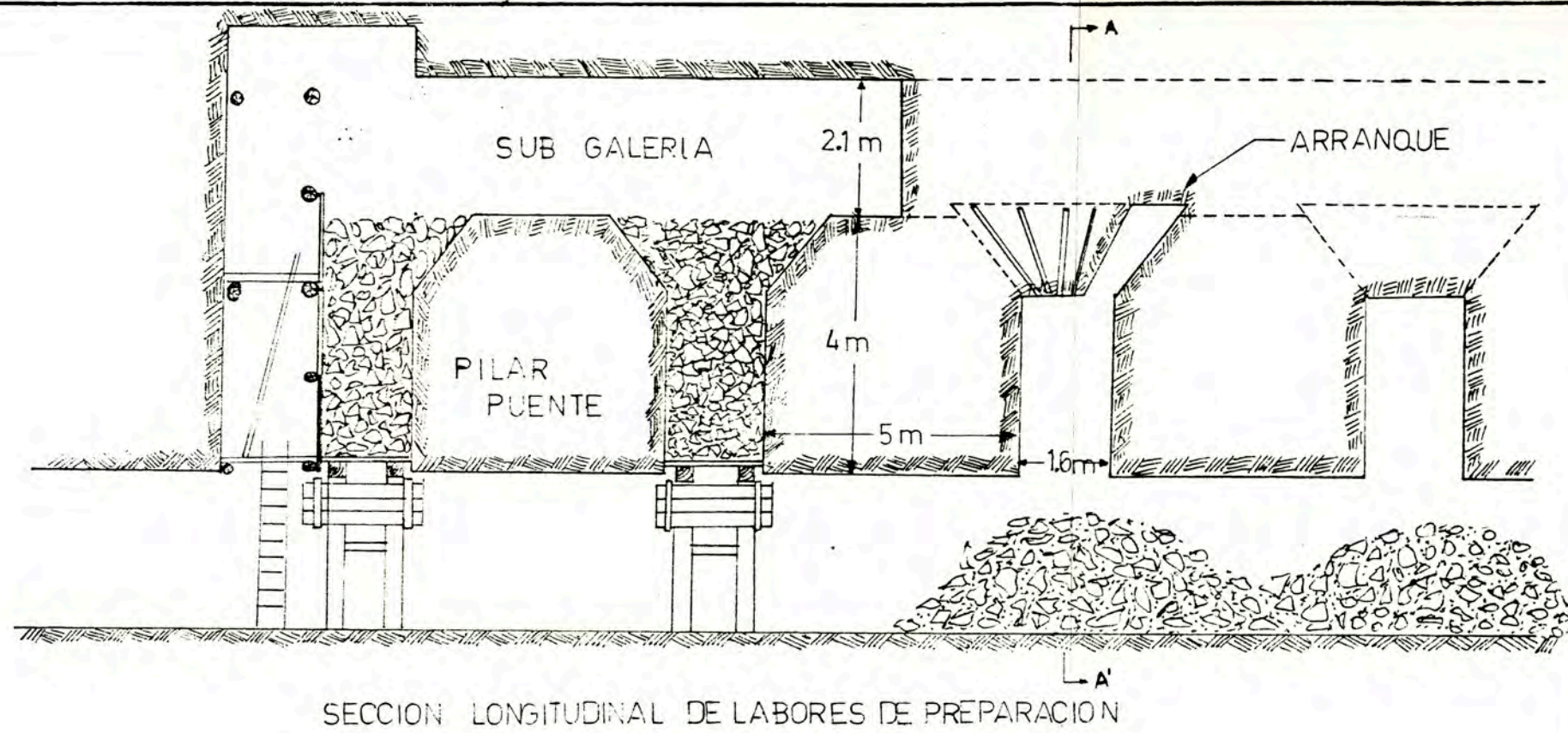
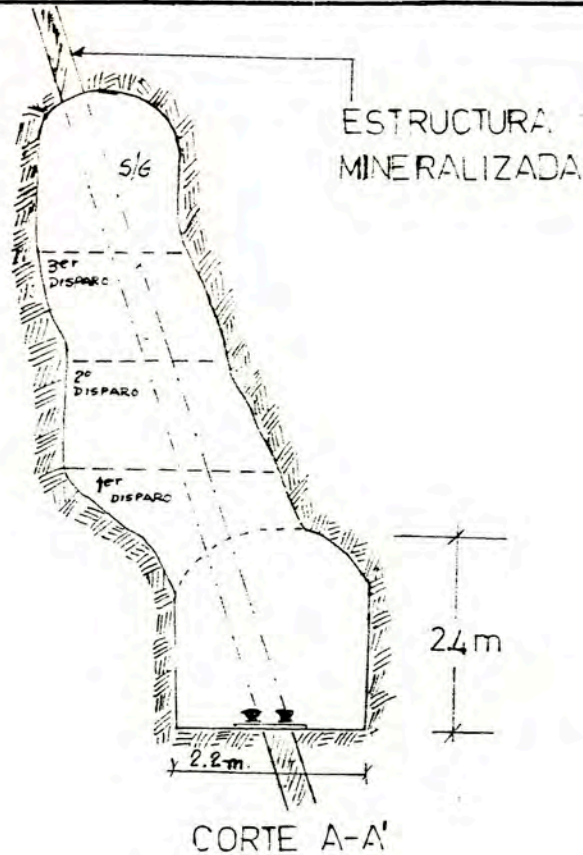
Avance: 0.25 buzones/guardia

Como resúmen de preparaciones, se promedian los estándares para los chutes y subgalerías (ya que son similares en longitud total de avance) y se suma la que corresponde al de buzones. Este resultado puede también ser expresado en unidades de TMS (producción o rotura) de tal manera que puedan obtenerse estándares unificados de preparación, rotura, extracción y transporte. Para esto se requiere dividir los estándares en unidades de longitud por las toneladas que corresponden a un metro de avance, o sea $(3.7 + 3.0)/2$ por el peso específico del mineral, luego, dividir por: 9.04 TMS

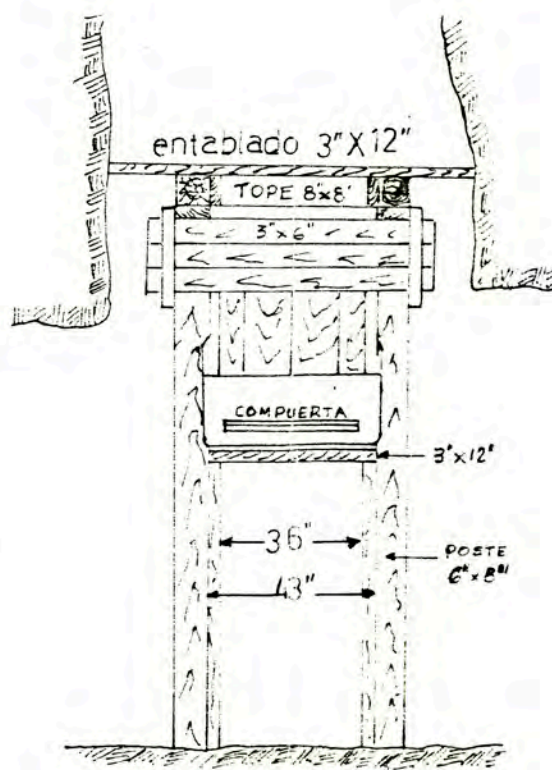
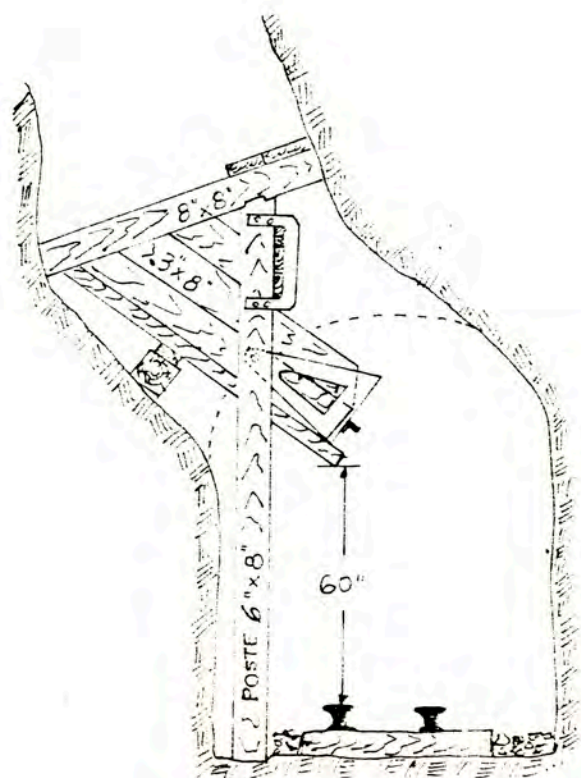
Resúmen de estándares de Preparaciones:

	UNIDAD	CHUTES	SUB-GAL	BUZONES	PREP/mt	PREP/TMS
a) Hombres	hom/mt	1.67	1.67	1.2	2.87	0.32
b) Dinamita	Kgm/mt	10.27	11.27	--	10.77	1.19
c) Fulminantes	caps/m	16.7	18.3	--	17.5	1.94
d) Guía	pie/mt	119.2	130.8	--	125.0	13.8
e) Barrenos	barr/m	0.505	0.556	--	0.531	0.06
f) Madera	pie ² /m	29.2	0.0	38.6	53.2	5.88
h) Perforación	pp/mt	83.3	91.7	--	87.5	9.68

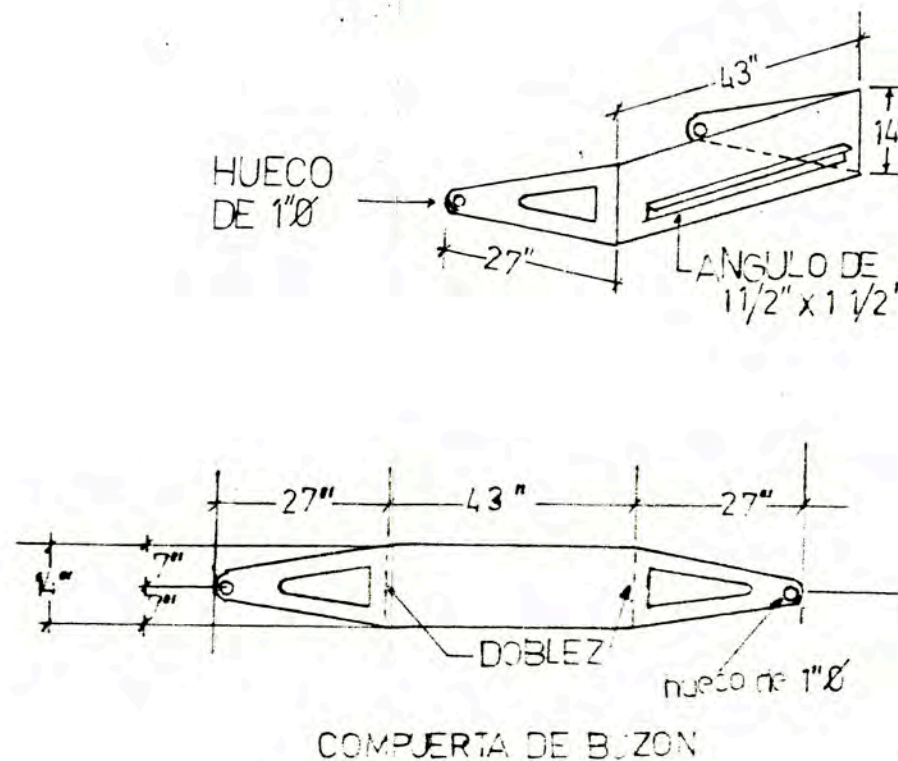
Gráficamente, todos los elementos de preparación descritos para el método de explotación de Acumulación Dinámica, se puede observar en la Fig. 2.3 a) b) c) y d) los que no están a escala



a)



b)



c)

2 POSTES	6"x8"x12'	4 ALAS MENORES	3"x6"x3'
1 MUERTO	3"x6"x6'	1 TOPE DE CAMA	8"x8"x40"
1 CABALLETE	8"x8"x40"	1 TOPE DE SOMBRERO	8"x8"x40"
2 POSTES DE CABALLETE	3"x6"x63"	12 PARTIDOS DE REDONDOS	8"Øx6'
6 TABLAS DE CAMA	3"x6"x10'	2 SOMBREROS	8"x8"x10'
6 ALAS MENORES	3"x6"x7'	2 TABLAS DE COMPUERTA SUP	3"x5"x60"

por ser ilustrativos y poder adecuarse a cualquier dimensión de labor.

B) Minado (Perforación y Disparo);

El ciclo del minado comprende:

- 1) Perforación (preparación de taladros verticales en todo el tajo
- 2) Voladura (carguío y disparo con conectores e ignitecord)
- 3) Desatado, regado y eliminación de tiros cortados.
- 4) Campo y nivelado del piso para la perforación.
- 5) Avance de los cuadros de línea y caminos

Tener muy en cuenta la forma geométrica del block para obtener la máxima recuperación, con el factor de seguridad adecuado. La planificación de un tajeo comprende la ubicación correcta de las chimeneas de servicios y la auxiliar, chimeneas que formarán el circuito de ventilación. Estas chimeneas tendrán las características siguientes:

Chimenea de Camino y Servicios:

- Debe ser de proyección vertical y seguir el buzamiento de veta.
- Deberá tener un canal de izaje al piso
- Instalación de las troncales de agua y aire

Chimenea Auxiliar:

- Estará ubicado al lado opuesto de la chimenea principal
- Podrá tener 2 inclinaciones, una hacia el buzamiento de veta y la otra de tal forma que la carga no descansa sobre el enmaderado y evitar presiones innecesarias.

Puede trabajar como camino auxiliar

Dada la irregular forma geométrica como denominador común de los blocks, y con la finalidad de obtener la máxima recuperación del mineral a romperse, estas chimeneas pueden avanzarse hasta un 50% de la altura del tajeo y transformarse en auxiliar la que era de servicios y camino, luego de comunicar desde esa altura, con otra chimenea hasta la labor superior (sub-nivel o galería) y por esta chimenea realizar el acceso y servicios, realizándose el avance en retirada. La Fig. 2.3 d, nos muestra un caso específico de planeamiento en el tajeo 2025 Desc.

1) Perforación:

Actualmente se emplean Stopers Toyo 40C-JS (40,000 pies de vida promedio) que requieren como mínimo 2.10 mts de altura de tajeo y la utilización de juegos de barrenos de 3,4,5,8 pies en forma consecutiva, en caso de realizar la perforación vertical. Existen las perforadoras SEMI-STOPERS T-25E Montabert, los que por

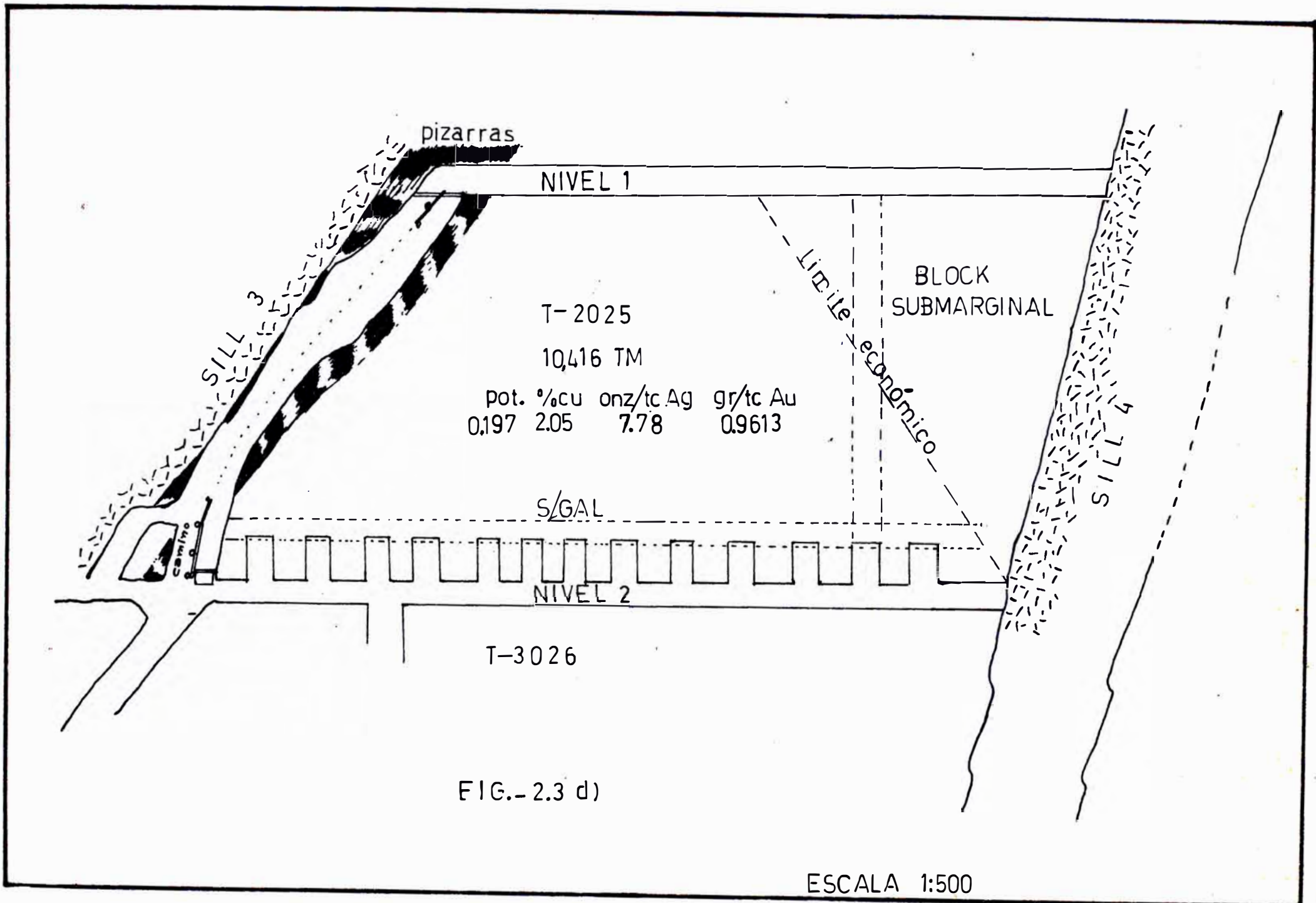


FIG.- 2.3 d)

su diseño especial eliminan la utilización de los barrenos de 3 y 4 pies.

Parámetros de Operación:

- a) N° de hombres por tajeo; 4 (2 equipos de perforistas)
- b) Guardias: 2 de 10 hs c/u (nos situamos en el caso actual)
- c) Longitud de perforación: se considera 5 pies y 8 pies
- d) Juego de Barrenos: Perf. Toyo, de 3,4,5 pies para Lt= 5 pies
y 3,4,5 y 8 pies para Lt = 8 pies
Perf. T-25E uno de 5 pies para Lt= 5 pies
de 5 y 8 pies para Lt= 8 pies
- e) Pies perforados/afilada= 25
- f) Taladros por Equipo guardia: para 8 horas min = 33 max= 54
para 10 horas min = 38 max= 50
- $$\text{N}^{\circ} \text{ de Talad } = \frac{6 \text{ h} \times 50 \text{ min/hr}}{9 \text{ min/tal}} \text{ para Toyo 40C-JS}$$
- $$\text{N}^{\circ} \text{ talad } = \frac{6 \text{ h} \times 50 \text{ min / h}}{6 \text{ min/tal}} \text{ para Montab T - 25E}$$
- g) Pies perforados por labor para guardias de 10 horas .
Min: 190 (un equipo) y 380 pies (2 equipos)
Max: 250 (un equipo) y 500 pies (2 equipos)
- h) Densidad lineal promedio: 2.47 tal/mt (cuadro 2.13) considerando el empleo de los tres tipos de malla.

- i) Altura de corte: 1.03 mt para barrenación de 5 pies
1.69 mt para barrenación de 8 pies
- j) Ancho de tajeo: 1.10 mt para cálculos
- k) El enmaderado de la chimenea se avanza con la rotura.

2) Voladura:

De acuerdo a la longitud del tajeo, se realizarán perforaciones opuestas a partir de un punto central. En el disparo se empleará cordón ignitecord y conectores. Sus parámetros son:

- a) Cartuchos/talad. para 5 pies= 6 de 65%
para 8 pies= 8 de 65%
- b) Cordón Ignitecord: 2 pies por taladro
- c) Fulminantes: y conectores: una capsula por taladro
- d) Guía de seguridad: 7 pies/tal para 5 pies de taladro
10 pies/tal para 8 pies de taladro

3) Desatado, Regado y Eliminación de Tiros Cortados:

Se realiza esta operación antes del jale del esponjamiento y tendiendo por seguridad un cable a lo largo del tajo.

4) Campo y Nivelado del Piso:

El 33% del esponjamiento que deberá jalarse, será indicado

a los motoristas por el responsable del tajo, teniendo sumo cuidado con el "campaneo" del mineral. La altura será de 2.15 mts

5) Avance de los Cuadros de Línea:

La altura del cuadro de línea se adecuará a la altura de corte y avanzará en forma paralela a ella. Estos cuadros estarán ubicados en los extremos del tajo los que también son parte del circuito de ventilación.

6) Parámetros de Guardias por Ciclo de Operación:

Comprende un corte longitudinal completo y para ello consideremos un tajo hipotético de 50 m. de largo y 45 m. de altura;

$$\text{Tal/corte} = 50 \text{ m} \times 1.1 \text{ m} \times 3.52 \text{ tal/mt}^2 = 194 \text{ tal}$$

Gds. de Perforación para 10 hs.: 3 gds para 5 pies de tal

2 gds para 8 pies de tal

Roturas por corte: Min. = $50 \times 1.03 \times 1.1 \times 2.7 = 152 \text{ TMS}$

Max = $50 \times 1.69 \times 1.1 \times 2.7 = 250 \text{ TMS}$

Carguío y Disparo: 1 guardia por corte

Desatado y Regado: 1 gd/corte (cuadros de línea simultáneos)

Campo y nivelación de piso: 1 gd/corte

Imprevistos: 2 gd/corte para 5 pies y 1 gd/corte para 8 pies

Total de gds. para un tajo de 50 mts. de longitud:

Perforación de 5 pies: 8 guardias = 4 días

8 pies: 6 guardias = 3 días

7) Cálculo de los Estándares Analíticos:

	H= 1.03 m	H=1.69 mt
Rotura (TMS).....	152	250
Extracción de Esponjamiento.....	50	82
Reserva para jale final (67%).....	102	168
Pies perforados.....	970	1552
Cordón Ignitecord (pies).....	388	388
Dinamita (kg a 110 gr/cart).....	128	170
Guía de seguridad (pies).....	1358	1940
Fulminantes (cápsulas).....	194	194
Conectores (cápsulas).....	194	194
Barrenos/corte= <u>tal/corte x pies/tal</u> pies/barr	5.88	9.41
Personal: 4 hom/gd; 8 hom/día.....	32	24
Madera: 278 pies ² por 1.5 mt(pie ² /corte)	190	313
En 2 cuadros de 1.5 mt de altura		
16 tablas(2" x 7" x 2 mts) = 130 pies ²		
4 puntales (9" Ø x 7')	<u>148</u>	
	278 pies ²	

Los estándares dados a continuación, se consideran representativos del sistema Shrinkage los que se emplearán para el análisis comparativo con el sistema tradicional. El personal considerado por labor es el mínimo, siendo por tanto no práctico pensar en la reducción dada en una de las alternativas.

Estándard de Trabajo	<u>Para 5 pies</u>	<u>Para 8 pies</u>
Personal: Homb/TMS.....	0.21	0.10
Estándard de Uso		
Dinamita.....Kg/TMS	0.84	0.68
Fulminantes.....cap/TMS	1.28	0.78
Guía.....Pies/TMS	8.39	7.76
Conectores.....Cap/TMS	1.28	0.78
Cordón Ignitecord.....Pies/TMS	2.55	1.55
Madera.....Pie ² /TMS	1.25	1.25
Barrenos.....Barr/TMS	0.04	0.04
Estándard Especial		
Perforación.....pp/TMS	6.38	6.21

C) Jale o Extracción:

Ya finalizado la fase de rotura, el tajeo queda con el 67% de mineral almacenado y el que será extraído con 2 hombres (carreros) en forma exclusiva hasta su finalización y a un promedio de 15 carros grandes/guardia(20 TMH/guardia).

D) Explotación:

El cuadro 2.17 nos muestra en forma resumida todos los estándares de este sistema de explotación, juntamente con los estándares de extracción, transporte y supervisión y que son los mismos que para el sistema tradicional. El promedio final de estos estándares está en función del tonelaje de preparaciones 10% y tajeado 90% (cuadro 2.14). Además, en el apéndice VI se presenta un resumen general de productividades y los rangos posibles de Ahorro.

1) Producción Promedio de un Tajeo Shirinkage:

Al ser 3 las etapas principales en la explotación, la producción promedio final tiene que estar relacionado con los rendimientos de cada uno de ellos. Si continuamos considerando el tajeo hipotético mencionado anteriormente, se tiene:

Cubicación del Block.....	6,682 TMS
Menos 16% de puentes y pilares-puente	5,613

Los tiempos empleados por etapas son:

Chutes (32 m a 1 m/disp + limp 12 gds).....	44 gds
S/gal (50m + buzones simult. en 10 gds)	<u>60</u>
Total gds en preparaciones + 20% imprevis.	125 gds

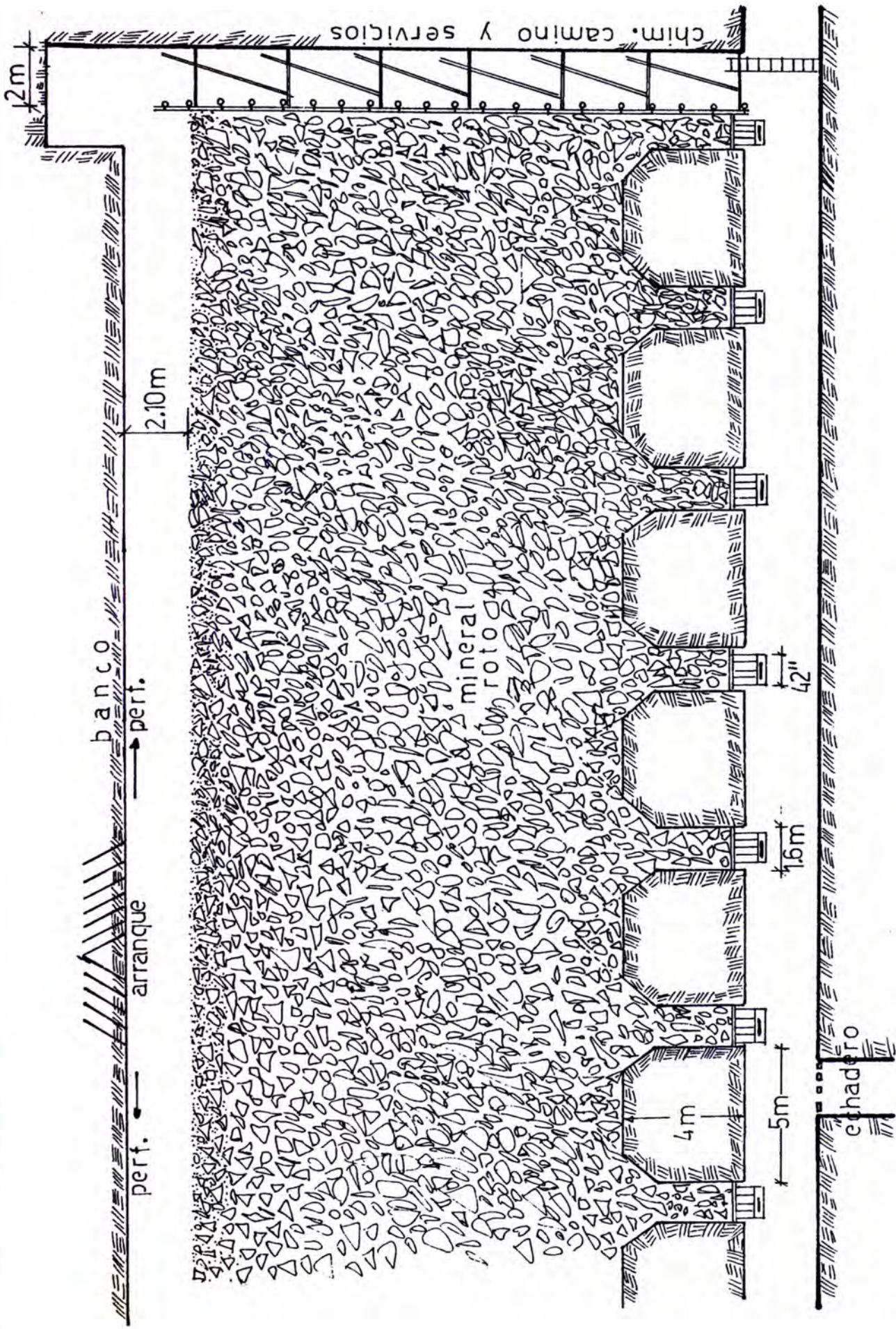


FIG. 2.4.- TAJERO SHRINKAGE

79

Un corte de 50 m (8 gds) y $(45-8)/ 1.03= 36$

36 x 8 + 20% Imprevistos..... 346 gds

Un corte de 50 m(6 gds/corte) y $37/1.69$

= 22 cortes + 20% Imprevistos..... 158 gds

En jale a 20 TMS/gd, $3385/20+ 10\%$ Imprv.... 186 gds

Total General : para 5 pies 657 gds

para 8 pies 469 gds

De aquí, confeccionamos el siguiente cuadro:

FASES	TMS	5 pies		8 pies	
		G/C	%C	G/C	%C
Preparaciones(10%).....	561	125	19	125	27
Rotura/Esponj. (33%).....	1,667	346	53	158	34
Mineral de Jale (67%).....	3,385	186	28	186	39
PROMEDIO GENERAL		657	100	469	100

De los cálculos anteriores, podemos hallar el cuadro de producción y productividad del Shrinkage siguiente:

	Para 5 pies			Para 8 pies		
	TMS/gd	TMS/mes	Promd.	TM/Gd	TM/mes	Promd.
Preparaciones	4.49	224	43	4.49	224	60
Rot/Esponj.	4.82	240	127	10.55	527	179
Jale	18.20	910	255	18.20	910	355
Produc. Prom/mes			425			594

Cuadro 2.17: Resumen de Estándares Analíticos: en explotación
con el Método: Acumulación Dinámica

	EFICIENCIAS				D E U S O							RENDIMIENTOS	
	m/disp.		p.p./barr	pp/mt	DINM. kg/mt	FULM. cap/mt	GUIA pie/m	CONECT- ORES cap/m	IGNITE- CORD pie/m	BARREN barr/m	MADERA pie ² /m	HOMBR hom/m	TAREAS tar/m
CHUTES	1.20			83.3	10.27	16.7	119.2			0.505	29.2	1.67	2.30
SUB/GAL	1.20			91.7	11.27	18.3	130.8			0.556	0.0	1.67	2.30
BUZONES/buz/gda)	0.25			.-	.-	.-	.-			-	38.6	1.20	1.65
TOTAL PREPARACIONES EN UNID. DE LONGITUD	1.20			87.5	10.77	17.5	125.0			0.531	53.2	2.87	3.94
	Plat/disp	TMS/dis		TMS/pp	Kg/TMS	Cap/TM	p ie/TM	Cap/TM	pie/TM	barr/TM	pie ² /TM	hom/TMS	Tar/TMS
PREPARACION EN TONALAJE 10%	1.67	13.5	165	0.10	1.19	1.94	13.8	.-	.-	0.06	5.88	0.32	0.44
VOLADURA 90%	2.57	20.0	165	0.15	0.84	1.28	8.39	1.28	2.55	0.04	1.25	0.21	0.29
ACARREO + EXTRA/ TRANSP. Y SUPERVISION	LA SUMA DE 0.04 (acarreo) + 0.11 (Extr y Transp) + 0.03 (Superv) $\frac{\text{Homb}}{\text{TMS}}$, se suma el promedio											0.22	0.30
EXPLOTACION SHIRINKAGE	2,48	19	165	0.15	0.88	1.35	8.93	1.15	2.29	0.04	1.71	0.44	0.61

2) Labores de Equilibrio de las Fases en Acumulación Dinámica:

Los cuadros siguientes, nos muestran el N° de labores necesarios para lograr la producción deseada. Se analizan producciones de 300 TM/día y 500 TM/día, descontando para tal fin el 20% en tonelaje que se obtiene de las exploraciones y desarrollos.

Total Labores	Preparaciones		Rotura o Esp.		Jale		Total mes
	5'	8'	5'	8'	5'	8'	
15)	2.8	-.-	7.9	-.-	4.2	-.-	6,375
1)	-.-	2.9	-.-	3.7	-.-	4.3	6,500
Para cálculos							10,690

El cuadro final analítico con redondeo de decimales es:

Producc.			Preparacion			Rotura			Jale			Total	
A	B	C	A	B	C	A	B	C	A	B	C		
5	300	250	3	47	1175	8	133	3325	4	70	1750	15	6250
8	300	250	3	67	1675	4	85	2125	4	98	2450	11	6250
5	500	416	4	80	2000	13	220	5500	7	120	3000	24	10500
8	500	416	5	120	3000	6	140	3500	7	162	4050	18	10500

Producción: A) Longitud de perf. B) Prod. Teór. TMS/día; C) Prod. real

Rotura: A); B) y C) y Jale: A); B) y C) igual de unidades.

El cuadro 2.18, nos muestra el resumen general para el método de corte y reducción, el personal requerido, labores, producción diaria y mensual para la producción actual así como para el posible incremento a 500 TMS/día.

3) Consideraciones Finales para la Operación de Tajeos Shirinkage:

Entre las principales consideraciones a las que se debe estar presente, tanto relacionado con la explotación así como al sistema de bonificación, son:

- a) Deberá respetarse las características de cada ciclo, por ejemplo, al comunicar la s/gal, no extraer la carga de los chutes.
- b) Deberán construirse canales de izaje en cada chimenea principal en las que se instalarán winchas neumáticas de 3 HP y 1/4" Ø de cable de acero con longitudes de hasta 50 mts.
- c) Colocar compuertas metálicas a los buzones y analizar su factibilidad económica al disminuir hombres-tarea en chuteros.
- d) En lo posible y cuando exista labores superiores a un tajeo comunicar a partir de medio tajeo con una chimenea el que servirá para los servicios , camino y avanzar los cortes en retirada. Esto también nos permitirá mayor recuperación ya que las roturas podrán hacerse de límite a límite
- e) Es recomendable que los dos equipos existentes por tajeo, perforen , lo más continuamente y en ambos sentidos a partir de un corte central (arranque)

- f) El disparo se hará con cordón chispeador ignitecord.
- g) Al trabajar 4 hombres en la perforación de chutes, podrá ser posible realizar dos perforaciones por guardia ya que no habrá limpieza de mineral.

Entre las ventajas y desventajas del Método Expuesto, tenemos :

- a) El problema de un posible "campaneo" (formación de vacío por acomodamiento del mineral roto) puede traer como consecuencia la absorción (chupado) de trabajadores por desencampane repentino, por lo que se recomienda que el personal sea dirigido por un responsable al momento de hacer el campo. También se pueden colocar cables a lo largo del tajeo o colocar tablas de 3 mts. para emplearlos como piso falso.
- b) Los estándares calculados son más eficientes que los del método convencional y esto se debe a la mayor velocidad de rotura y el no empleo de madera.
- c) Al no emplear madera en puntales, la extracción de los buzones será más eficiente ya que no habrá campaneos en la boca de los buzones.
- d) Se podrá realizar disparos de gran N° de taladros.
- e) Ayudará controlar las leyes de cabeza por ser la extracción de buzones.

- f) Los domingos y feriados podrá obtenerse hasta en un 80% de extracción con respecto a lo normal.

Cuadro 2.18: Resumen General de Parámetros en el Método de Acumulación Dinámica

P R O D U C C I O N	300 TMS/DIA					500 TMS/DIA				
	N°de Labor	TMS Dia	TMS Mes	HQMB p. día	% de Hp .F	N° Labor	TMS/día	TMS/Mes	Homb p. día	% de H p. F
Exploraciones y Desarroll(1)	7	60	1,500	76	35	10	80	2,000	108	34
Preparaciones (2)	3	47	1,175	18	8	4	80	2,000	24	9.5
Minado o Rotura(3)	8	133	3,325	64	29	13	220	5,500	104	33
JALE O Extracción final (4)	4	70	1,750	12	6	7	120	3,000	21	6
Extracción y Transporte (5)				26	12				26	8
Otros(Bodegueros)				2	1				2	0.5
Varios(Vacac. + Faltos+ suspt+ permisos) = 10%				20	9				29	9
TOTALES.....		310	7,750	218	100		500	12,500	317	100
Total más Supervisión.....				228					327	

(1): 7 ó 10 labores en forma simultánea, pero 10 ó 14 labores como promedio/mes ya que sólo hay movimiento de personal.

Se requiere sólo 3 labores para obtener 1500 Tn/mes. Para el personal, se consideran 3 palas en trabajo y 4 a pulso.

(2): Empleo de sólo 2 hombres en chutes ($3 \times 4 \times 2 \times 0.75 = 18$) ó 24 para 500 TMS/día

(3): También son 8 ó 13 tajeos simultáneos o 10 y 15 no simultáneos

(4): Se considera 2 hpm/tajeo, pero como no todos los tajeos requieren personal exclusivo, se castigará con 25%, luego $16 \times .75 = 12$

(5): Comprende el personal del Nivel 5°, 4° y 3°, en extracción (Nv 3° y 4°) y transporte en Niv. 5°

2.4.2. Sistema de Bonificación:

El 2º objetivo a considerar para el incremento de la productividad, es el de implantar un sistema de incentivos al que denominamos "Bonificación" o "Premio", por medio del cual, se tratará de recompensar monetariamente el mayor esfuerzo que el trabajador realice y recuperar en parte el gran porcentaje de tiempo muerto que se tiene actualmente y que fluctúa entre 50 y 70% (Informe del Departamento de Productividad-INGEMMET) para tajeos y entre los 40 a 50% para frentes.

No es aconsejable (desde el punto de vista social) el empleo de incentivos entre los trabajadores, ya que puede crear una brecha emocional entre ellos por las diferencias de remuneraciones, pero por lo anteriormente expuesto, notamos que no hay conciencia de trabajo o el sistema de distribución del trabajo, no es el adecuado. Realizando comparaciones de índices con otras minas de similares características, notamos que son mayores hasta en un 200% en lo que se refiere a TMS/ tarea.

Paralelamente, la empresa deberá crear conciencia de trabajo en el trabajador y esto es posible a mediano y largo plazo, implementando programas de capacitación, relaciones humanas trabajador-empresa-supervisión, nivel de vida aceptable, resumiendo todos estos aspectos como "Motivación" hacia el personal

Con el sistema de bonificación, se espera:

- Aumento del volumen de producción (cuando no exista la restricción de capacidad de planta)

- Disminución de costos unitarios
- Mayor remuneración del personal
- Utilización racional de los medios de producción

Todo esto nos lleva a la conclusión, que los diferentes índices serán incrementados y la productividad en general se incrementará.

Para que un plan de incentivos tenga éxito, deberá ser justo tanto para la empresa como para el trabajador, significando esto que existe un sistema compensatorio entre ambos. Una de las cualidades más importantes, además de su justicia, es la de su sencillez y está directamente ligado a la aceptación tanto por la empresa como el trabajador. Otra cualidad es la de garantizar como mínimo, el salario base referido a su productividad base y que bien puede ser la productividad actual.

El fracaso de planes de incentivos, por lo general se debe a las tres siguientes causas fundamentales:

- a) Deficiencias fundamentales en el plan de incentivos 41.5%
- b) Relaciones Humanas inadecuadas..... 32.5
- c) Administración técnica inadecuada.*..... 26.0

*Estudios de la Bruce Payne y Associates Inc.

Explicando estos puntos podemos mencionar para a) estándares no reales; incentivos bajos para la mano de obra directa; falta de incentivos a la supervisión; fórmula de pago complicada; para b)

ineficiente entrenamiento en la supervisión; negociación de los estándares con el sindicato; falta de comprensión del plan; falta de apoyo de la dirección de la empresa; operarios mal capacitados. Las anomalías para el caso c) son: falta de coordinación entre los estándares y los cambios de método; mala administración; inadecuada planeación de la producción; existencia de grupos heterogéneos bajo incentivos y deficiente control de calidad.

A) Características del Presente Sistema de Bonificación:

- Es dinámica: El monto a percibir se incrementa con el tiempo ya que es función del jornal base en los cálculos.
- Es apreciativo : ya que el bono a percibir representa del 30 al 40% del jornal base total.
- Es compensatorio: ya que existe compensación por el mayor esfuerzo del trabajador.
- Es simple: Ya que las variables que intervienen son de directa aplicación a la fórmula planteada.

B) Condiciones para su Aplicación:

- Su aplicación es a partir de un rendimiento base hallado en el estudio de los estándares.

- La diferencia del rendimiento base y el rendimiento logrado es transformado a soles de acuerdo a la fórmula planteada.

El monto a pagarse por unidad de avance o producción, es función del jornal base del maestro.

- Para el cálculo del monto para ayudantes, se multiplica por 0.80 el valor hallado y este nuevo valor por 0.80 para el bono del lampero. Igualmente serán los cálculos para el personal de extracción y transporte.
- Los cálculos serán por cada tajeo o labor horizontal en el cual se tenga un grupo fijo de personas.
- El vaciado mensual de datos, se hará en el formato respectivo y diseñado para tal caso.
- Se darán charlas explicatorias para su aceptación.
- La supervisión será la responsable de controlar los anchos de labor y otros factores que harían compleja su integración en la fórmula del cálculo.
- Su aplicación está referida a 5 grupos principales como son:
 - a) Labores horizontales (con y sin pala neumática)
 - b) Labores inclinadas.
 - c) Tajeos Ascendentes con plataformas (actuales)

d) Tajeos Shirinkage

Consideramos 10,000 soles como bono promedio y será el pivote para el cálculo de S y su aplicación en la fórmula.

- Los rendimientos bases son los mínimos y que por lógica corresponden a los estándares estadísticos y los máximos. (rango en que jugará el bono a pagar) corresponden a los estándares analíticos. En el caso del Shirinkage, por falta de datos estadísticos, el estándar analíticos es el máximo por lo que a partir de este se halla el mínimo (relación porcentual). En el de Recuperación de Pilares, sólo se deduce que los estándares serán un 20% menor que el convencional.

Se tiene entonces:

	Estándar Estadíst.	Estándar Analítico	Rango (*) Bonificable
Explotación Convencional	0.75	1.49	0.74
Explotación Shirinkage	1.67	2.50	0.83
Recuperación de Pilares	0.60	0.90	0.30
Labores Horizontales (Pala) cm/tar	10	15	5
Lab. Horiz. sin pala Cavo "	9	13	4
Chim. Convencionales "	6	15	9
Chim. Mecanizadas "	15	20	5

(*) Las unidades son en TMS/ tarea para explotación y cm/tar para labores de avance.

Cuadro 2.19- Rangos de Rendimientos Bonificables

C) Dedución y Explicación de la Fórmula de Bonificación:

La fórmula que se presenta a continuación, es el resultado de la adaptación de fórmulas utilizadas en otras minas y que se basa fundamentalmente en relación de rendimientos y el pago unitario en soles/hora.

Su unidad principal es (S/. /hr), o sea la cantidad de soles que se retribuirá al trabajador por cada hora trabajada durante el mes, siendo implícitamente afectado por sus faltas habidas.

Esta fórmula es:

$$B = \frac{(A - Tt \cdot Rb)}{8 \times Tt} \times S ; \text{ donde:}$$

B(S/. /hr) = Bono horario para el cálculo del bono total de cada trabajador de la labor X

A(TMS ó Mts) = Son tonaladas producidas o metrs. avanzados en la labor X durante el mes

Tt(tareas) = Son las tareas totales empleados en la labor X

Rb(TMS/tar ó Mt/tar) = Es el rendimiento base a partir del cual se iniciará la bonificación. Esta variable se halla en el cuadro 2.19

S(S/. /TMS ó S/. /mt) = es el monto a bonificarse por cada unidad de producción o avance obtenido. Este valor para que sea dinámico está en función del jornal base (JB)

D) Confección del Cuadro de Rendimientos:

En el cuadro 2.20 se sintetiza en forma general los tipos de labor, sus rendimientos base y los montos bonificables por unidad de producción o avance para cada mes. La variación es automática ya que depende del jornal base. La Fig. 2.5 nos muestra el formato general que se empleará para cada sección en forma detallada.

E) Cálculo del Factor para Extracción y Transporte:

Por ser ésta, una actividad de menor riesgo y mayor continuidad, el bono promedio asignado será aproximadamente un 80% del bono obtenido por el trabajador de las labores de perforación.

Se deducen 2 fórmulas a partir de las siguientes premisas:

a) Bono para una Producción de 300 TMS/días	Monto Posible
Extracción mínima bonificable.....4001 TMS	0.0
Extracc. Normal (300 x 25)..... 7500	8,000
Extr. Máxima (350 x 30)..... 10,500	12,000

De donde se deduce la fórmula:

$$B(S./hr) = \frac{(T - 4000)}{9000} \times 0.10 (JB)$$

B: Es el bono en S./hr aplicable al total de hrs. trabajadas.

T: Tonalaje de mineral más desmonte extraído durante el mes.

0.10 (JB): Factor en función al jornal base.

9000 son horas total/mes posibles a 36 Homb /Extracc.

4000 tonalaje mínimo a partir del cual se bonifica.

b) Bono para una Producción de 500 TMS/día:

Se emplea prácticamente la misma fórmula, haciendo el cambio en el tonalaje base para el cálculo.

$$B \text{ (S/. / hr)} = \frac{(T - 8000)}{9000} \times 0.10 \text{ (JB)}$$

F) Bono para Supervisión:

Por ser este personal en número reducido, su cálculo debe ser sencillo y directo a partir de un valor nominal que sea representativo y mayor en un 20 a 30% del promedio del personal directo de labor. Además, será afectado por un factor de accidentabilidad.

Es necesario plantear, que el Ing° Jefe de Sección tendrá el mejor criterio para asignar los bonos respectivos.

TIPO DE LABOR	RENDIMIENTO BASE		FACTOR S(S/./TMS)			SERVICIOS		SERV/GENERAL.
	TMS/Tar	Cmt/Tar	EXPLOR.	AVANCES	EXTRAC. y	TRANSP.		
Explotación Convencional	0.75	-.-	0.37(JB) (*)	-.-	Bono Prom 8,000			
Explotación Shrinkage	1.67	-.-	0.38(JB)	-.-	10,000			
Recuperación de Pilares	0.60	-.-	0.60(JB)	-.-	8,000			
Labores Horiz. c/pala cavo	-.-	10(**)	-.-	16(JB)	10,000			
Labores Horiz s/pala cavo	-.-	9	-.-	17(JB)	10,000			
Chim. Convencionales	-.-	6	-.-	15(JB)	10,000			
Chim. Mecanizadas	-.-	15	-.-	17(JB)	10,000			
Promedio p' cálculos		10		17(JB)				
Extracción y Transporte	-.-	-.-	-.-	-.-	8,000	0.10(JB)		
Otros Servicios	-.-	-.-	-.-	-.-	2,000	-.-	0.02(JB)	

(**) Son los rendimientos mínimos(a partir de los estadísticos tabla 2.10) excepto el rendimiento de chimenea mecanizada ya que no tuvo control estadístico.

(*) Este factor (JB), es el jronal básico neto sin sob retiempos ni sobretasas y ha sido calculado para obtener una bonificación promedio según se ve en el cuadro.

Cuadro 2.20- Cuadro de Rendimientos para el cálculo de Bonos

CUADRO DE BONIFICACION

Sección:.....

Mes:.....

LABOR	PRODUCCION	AVANCE	TOTAL TAREAS	RENDIM. BASE		FACTOR S en S/.		BONO/HORA		
				TMS/Tar	Cm/Tar	por TMS	por Mt	M	A(0.8M)	P (0.8A)
TOTALES										
EXTRACCIONES Y TRANSPORTES										
SERVICIOS GENERALES										
TOTAL GENERAL								Rendimiento Sección #		

Fig. 2.5- Formato para el Cálculo Mensual de PRIMAS

2.4.3.- Reducción del N° de Hombres por Labor

Relacionando los parámetros operativos actuales y los esperados, es posible reprogramar el N° de trabajadores por labor como resultado del estudio de las operaciones unitarias tal como se muestra en el siguiente cuadro.,

TIPO DE RED.	ACTUAL	ESPER.	Av/Pr	RENDIM. ACT.	RENDIM.	RENDIM.		
LABOR h/gd	tar/mes	tar/mes	mes	ESTAD.ANAL.	ESPERD.	RECUPER.		
GAL-A	2	343	206	45	9.6	13.1	17.4	6.1
GAL-B	2	412	275	45	7.8	10.9	13.2	3.9
CHI-C	2	275	137	25	5.6	9.1	14.6	7.2
CHI-M	-	-	-	-	-	-	-	-
EXPLOR.	2	275	137	300	0.75	1.09	1.75	0.83

Los avances están dados en mt/mes y la producción en Tn/mes

Cuadro 2.21- Estándares y Personal recuperables

2.4.4. Modificación de la Duración de la Guardia Actual

Otra gran alternativa posible de aplicación, será la de modificar las guardias actuales de 10 hs a 8 horas dado que de estudios de tiempos y movimientos, el 40% corresponde a tiempos ociosos. Su implantación creará inicialmente cierta reticencia y malestar, pero si se normalizará, los beneficios serían innumerables y el personal se estandarizaría al nuevo horario.

2.5. CUANTIFICACION DE LOS MONTOS DE BONIFICACION Y AHORRO

2.5.1. Montos Globales de Recuperación o Ahorro en Avances y Producción.

Como resúmen final, se hallan los montos recuperables en soles que se obtiene de la transformación de los costos de materiales y mano de obra (VS) la recuperación de avances y /o producción (siendo el costo de tareas, de relación inversa al rendimiento), estableciendo que el costo de jornales disminuye por la contribución del mayor esfuerzo del personal.

Por ejemplo, si se recupera el avance de 36 mt-labor por mes a 47 mts-labor/mes siendo el costo de materiales de S/. 34,429.20 por mes y jornales 12,159 S/./mes, el costo unitario final será $(47 \times 34,429.2 + 36 \times 12,159) / 47 = 43,742.5$ S/./ mt. El costo de jornales será 9,313.3 S/./ mes y el ahorro por metro de avance será de 2,845.7 S/./ mes ya que no varía el de materiales.

Los cálculos para hallar los costos de Explotación del sistema actual (costo transformado) se han seguido los mismos procedimientos.

Para los costos del sistema Shrinkage, se hallan a partir de los costos del sistema actual y aplicando sobre estos costos la

relación (del que se ha tomado un promedio con un factor de 0.5) puede observarse a continuación.

	SISTEMA ACTUAL	ACUMULACION DINAMICA	COSTO A.D. ES MENOR EN %
Dinámica (Kg/Tm)	0.94	0.84	10
Capsulas/Ton	1.78	1.40	21
Guías (Pies/Ton)	13.08	9.82	25
Barrenos (Barr/Ton)	0.052	0.040	23
Madera (pie ² /Ton)	5.80	1.77	69
Tareas-Analít (t/Tn)	0.559	0.400	28
Tareas-Estad. (t/Tn)	0.850	0.400	52

Diferencias Promedios: Materiales es menor en 29% = 14%

Jornales en menor en 40% = 20%

Promedio Ponderado 33.12% 16%

Cuadro 2.22- Relación % de costos Actual y Shrinkage

2.5.2. Resultados Económicos de la Cuantificación

A) Montos Globales de Ahorro Mensual para 1980

	EXPLOR/DESARR.	EXPLOR/CONV	SHIRIN.
N°Prom. de Labores	10	18	15
Prod/Avances Teór/Esper	58	575	1000
Prod/real esper. (50% Rec)	47	450	750
Avance/Prod. Recuperable	22	250	500
Prod/Avance Actuales	36	325	500
Costo Materiales + Varios	34,429.2	1,499.7	1,289.7
Costo Jornales (\$/. /unidad)	12,159	899.8	719.8
Costo Total	46,588.2	2,399.5	2,009.5
Costo Transformado	43,742.5	2,149.5	1,769.6
Ahorro Unitario Espera.	2,845.7	250	239.9
Ahorro Global x 1000	1,337	2,025	2,699

Nota: Los costos y producción de la Explotación Shirinkage, son inferiores del método convencional.

Cuadro 2.23 a)

B) Montos Globales de Bonificación para 1980

	EXPL/Desrr.	Explot/Conv	Exp/Shir	Ext/Tra.
N°Prom. de labores	10	18	15	--
Personal para 300 TM/d	88	118	82	36
Bono Promedio/persona	10,000	8,000	10,000	8,000
Bono Global/,es x 1000	880	944	820	288

Cuadro 2.23 b) Cuantificación de Bonificación

C) Resultado Económico Final mensual para los 2 Sistemas

Sistema Actual para 300 TMSPD

	Exp + Des	Exp Conv	Shirink.	Extr+ Transp	TOTAL
Ahorros x 10 ³	1337	2025	-.-	-.-	3362
Bonific 10 ³	880	944	-.-	288	2112
Utilidad Neta	457	1081	-.-	-288	1250

Sistema Shirinkage para 300 TMSPD

Ahrro x 10 ³	1337	-.-	2699	-.-	4036
Bonif. x 10 ³	880	-.-	820	280	1988
Utilidad Ne	457	-.-	1879	-288	2048

c)

Cuadro 2.23- Resultados económicos de la Cuantificación para 1980
parcial y Global.

C A P I T U L O I I I

BALANCE ECONOMICO DEL INCREMENTO DE LOS INDICES DE PRODUCTIVIDAD.

3.1. PLANTEAMIENTO DE LOS PARAMETROS DE CALCULO.

Se tiene un balance de índices de productividad como resumen y evaluación de los resultados de estándares analíticos y estadísticos planteados para c/u de las fases de operación. Este balance nos muestra en que medida, los índices disminuyen al aplicar las dos alternativas como son el Sistema Shrinkage y el sistema de Bonificación, medida que nos indica el valor numérico de la disminución (o incremento) del índice de productividad del trabajo de 1.33 tar/TMS(0.75 TMS/tar) a 0.60 Tar/TMS (1.67 TMS/tar), que representa un incremento de 2.2 veces el rendimiento del trabajador al aplicar estas dos alternativas, considerando que la bonificación se encuentra implícita para lograr estos rendimientos.

Al ocurrir este incremento en el rendimiento del personal, lógicamente influirá en la disminución de los costos de exploraciones y desarrollos en 6.1%, explotación en 10.4% respecto a materiales y 23.4 y 27.8 respecto a jornales respectivamente, esto puede observarse en el párrafo 2.5.1.

Como necesitamos conocer la tendencia de costos de las operaciones durante los 5 años siguientes, se deducirá la fórmula a partir de datos históricos 4 años atrás.

3.1.1. Alternativas Posibles de Operación

Para comprender el alcance del incremento de los índices de productividad, requiere el planteamiento del sistema de operación a poner en práctica. A partir de las dos alternativas principales, podemos generar combinaciones en la explotación aplicando el sistema de bonificación en todas estas posibles alternativas. Estos casos son:

- a) Continuar con el sistema actual
- b) 80% Explot. convencional y 20% Shirinkage
- c) 50% Explot. convencional y 50% Shirinkage
- d) 20% Explot. convencional y 80% Shirinkage
- e) 100% explotación en Acumulación Dinámica

La posibilidad e) queda eliminada por tener restricciones estructurales en nuestro caso. Se analizarán cada una de estas alternativas para una producción de 300 TMS/día y es el que se muestra en el cuadro 3.1.

	EXPLOR Y DESARROLL	EXPLOR ACTUAL	EXPLOR. SHIRINK	EXTRAC. TRANSP.
Avance/Prod. Max	58	575	1000	11,500
Avance/Prod/Extr. Min.	36	325	500	6,500
Avan/Prod./Extrac. Prom.	47	450	750	7,500
Av/Rec al 50% de Recup.	11	125	250	.-
N° de Labores	10	18	15	.-
Personal (hombres)	88	118	82	42 (*)
Ahorro Unitario	2845.7	250	239.9	0.0
Bonificación Unitaria	10000	8000	10000	8000
Ahorro Global $\times 10^3$	16050	24300	32386	0.0
Bonificación Gloval $\times 10^3$	10560	11328	9840	4032
Utilidad Neta $\times 10^3$	5490	12972	22546	-4032

*) Se incluyeron 6 hombres de servicios varios

Cuadro 3.1. Parámetros base Mensual de Pre-cálculo

3.2. CALCULO DE LAS CURVAS DE COSTOS

Se hallarán los datos (costos) no transformados y los transformados al 50% de recuperación de avance o producción históricos para 5 años antes y los proyectivos 5 años después.

La metodología a seguir es la siguiente:

a) Curva de Costos de Explotación Convencional.- Como se tienen

datos históricos del 1976 al 1980, el cálculo es directo. La transformación se hace en función a la recuperación de la producción tal como se muestra en los párrafos 2.5.1 y 2.5.2.

- b) **Curva de Costo de Jornales.**- A partir de los rendimientos y costos de explotación durante los 5 años mencionados, se hallará el costo de jornales total el que dividido entre 1.375, se obtiene el jornal base.
- c) **Curva de Exploraciones y Desarrollos.**- Dado que no se tienen datos históricos, se deducirá a partir de la gradiente de costo anual que poseen las dos primeras curvas mencionadas y tomando como pivote el costo actual (1980) para que de este punto, se calculen los costos 4 años atrás.
- d) **Curva de costos de Explotación Shrinkage.**- Se hallará a partir de los datos de la información de la curva de costos de explotación convencional y aplicando la relación de estándares del cuadro 2.22 para la distribución del menor costo en el año 1980. Además de la relación de costos de explotación y costos generales, se hallarán los promedios en % para su transformación.

3.2.1. Información Básica e Histórica para el cálculo de Curvas

A) Explotación Convencional

Sin Transformación	1976	1977	1978	1979	1980
Materiales	189.37	190.46	446.44	990.83	1499.54
Jornales	207.18	258.89	347.78	524.18	900.09
Total	396.55	449.35	794.22	1515.01	2399.63
Con Transformación					
Materiales	161.89	159.98	392.13	895.60	1343.66
Jornales	177.11	217.46	305.48	473.80	806.53
Total	339.00	377.44	697.61	1369.40	2150.19

B) Jornales

	1976	1977	1978	1979	1980
Costo Expl. Con (Ce)	161.89	159.98	392.13	895.60	1343.66
Rendim. Explot(Re)	1.06	1.37	1.09	0.97	0.81
Costo Tarea T (jT)	171.60	219.17	427.42	868.73	1088.36
Costo Jr. Base (JB)	124.80	159.40	310.85	631.80	791.53

Nota: El jornal Base hallado (JB), es el resultado de dividir el jornal total (Jt) por 1.375 y este se calcula de:

$$Jt(S/. / tar) = Ce (S/. / tms) \times Re (Tms / tar)$$

C) Exploraciones y Desarrollos:

Del análisis de costos de explotación convencional (gradiente 56.84%) y del costo de jornales (gradiente 58.69%) se obtiene una gradiente promedio 57.76% con la cual trabajaremos. Además,

se hará la distribución de costos con la relación porcentual en 5 años. El cálculo se hace a partir del costo de 1980 que es 46,588 S/. /mt según se ve en el apéndice V.

El cuadro de costos se presenta a continuación, tanto como transformados y sin transformación.

	1980	1979	1978	1977	1976
<u>Costo Total</u>	<u>46,588</u>	<u>29,531</u>	<u>18,719</u>	<u>11,865</u>	<u>7,521</u>
Materiales %	64.27	66.57	56.73	43.01	48.05
Jornales %	35.73	33.43	43.27	56.99	51.95
Costo Materiales S//mt	29,942	19,659	10,619	5,103	3,614
Costo Jornales S/. / mt	16,646	9,872	8,100	6,762	3,907
<u>Costo Total</u>	<u>46,588</u>	<u>29,531</u>	<u>18,719</u>	<u>11,865</u>	<u>7,521</u>
<u>Costo Transformado</u>	<u>42,692</u>	<u>27,061</u>	<u>17,153</u>	<u>10,873</u>	<u>6,892</u>

D) Explotación Shirinkage

Del cuadro de costos de Explotación convencional, se tiene el cuadro siguiente simulado a partir de los costos de 1980, relación % de estándares, relación % de costos, gradiente promedio, del cual obtenemos:

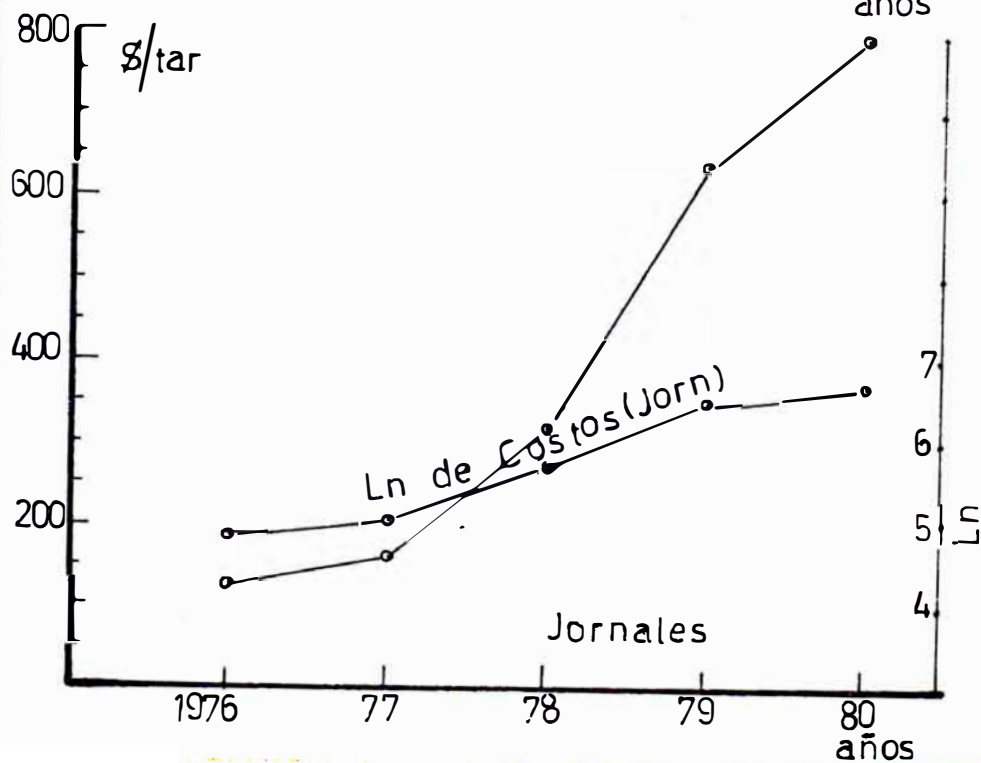
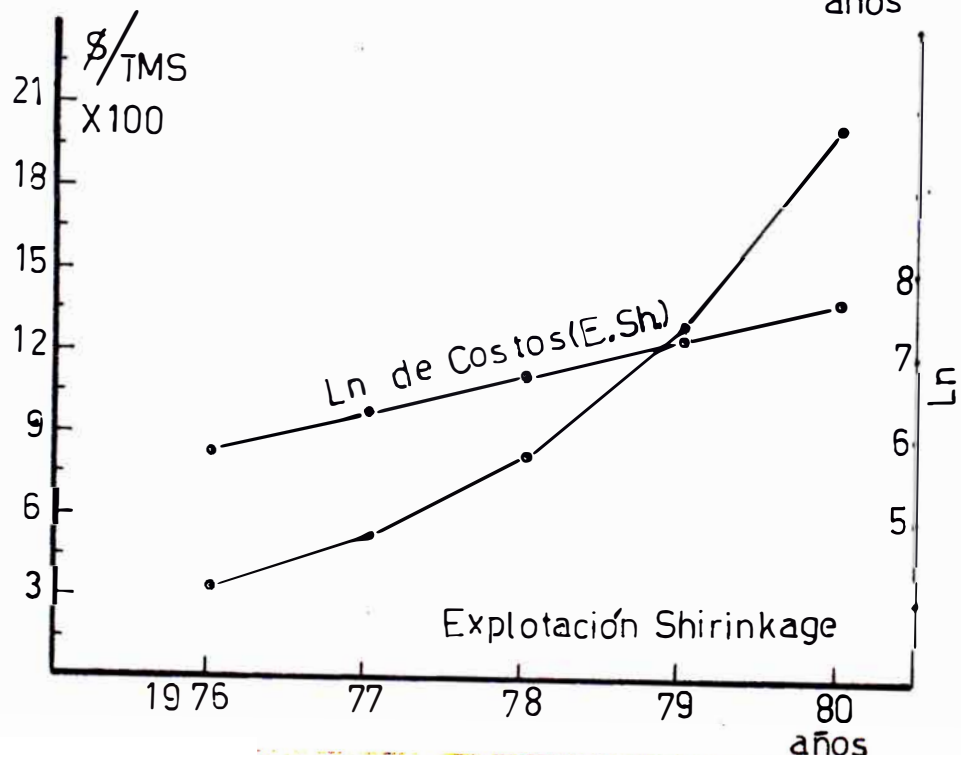
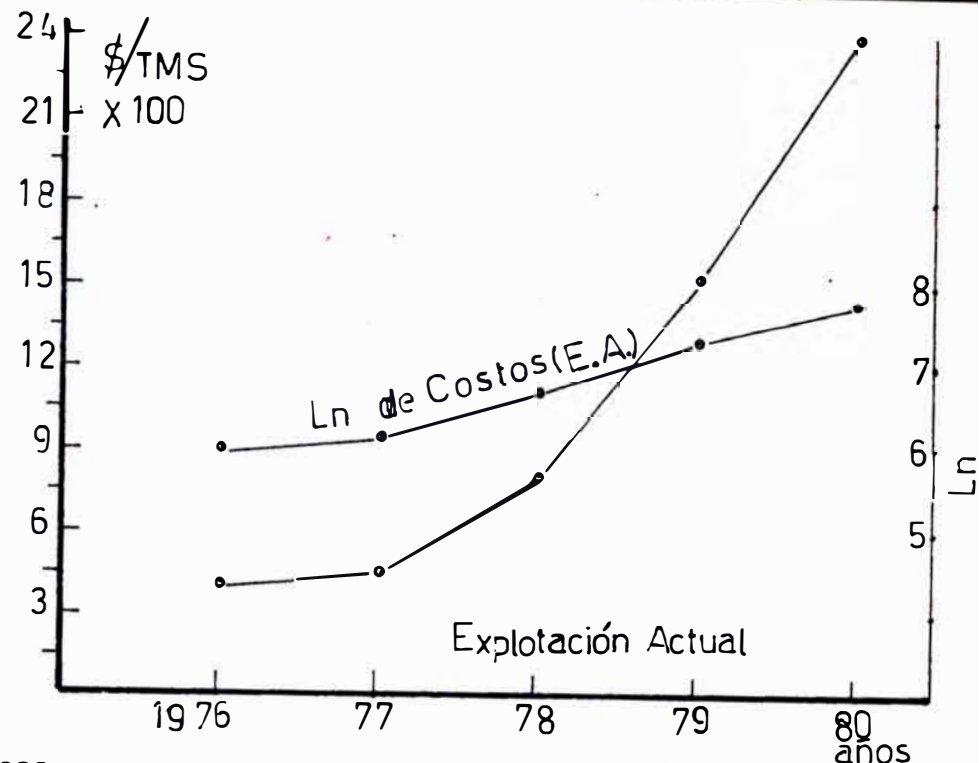
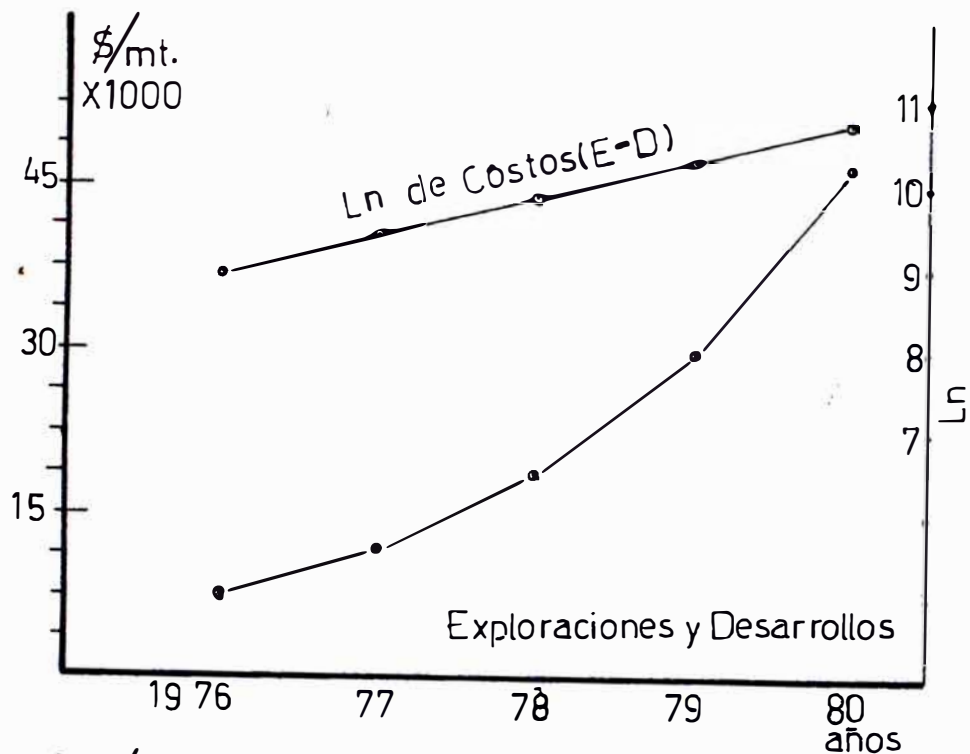
	1976	1977	1978	1979	1980
Costo Materiales	162.86	222.96	463.95	858.89	1308.17
Costo Jornales	165.74	295.44	353.88	431.32	727.26
Costo Total	328.60	518.40	817.83	1290.21	2035.43
Costo Transfor	273.25	431.24	680.32	1073.27	1693.19

3.2.2. Deducción de la fórmula matemática de las curvas de costos

Se deducirán las 7 curvas a partir de la información obtenida y presentada en el párrafo anterior. Su cálculo sera empleado el método de ajuste de curvas por mínimos cuadrados, hallando para c/u de ellos su coeficiente de correlación y sus fórmulas básicas.

Tal como se ve en la figura 3.1, todas las curvas originales, no muestran ninguna relación lineal y por lo que deberemos hallar la curva mas representativa para los cálculos. Si transformamos toda la información a logaritmos naturales, vemos que se transforman a rectas posibles de manipularlos y realizar los cálculos por ajuste. El cuadro siguientes es el resumen para hallar las 7 curvas.

FIG. 3.1.-Curvas de Costos de Informacion Original



Exploraciones y Desarrollos

	1976	1977	1978	1979	1980	VAR.
Costos Normales	7521	11865	18719	29531	46588	Y1
Costos Transfor.	6892	10873	17153	27061	42692	Y2
Explotac. Convencional						
Costos Normales	396.55	449.35	794.22	1515.01	2399.63	W1
Costos Transform.	339.00	377.44	697.61	1369.40	2150.19	W2
Explotación Shirinkage						
Costos Normales	328.60	518.40	817.83	1290.21	2035.43	Z1
Costos Transfor.	273.35	431.24	680.32	1073.27	1693.19	Z2
Costo de Jornales	124.80	159.40	310.85	631.80	791.53	J
Años	1	2	3	4	5	X

Transformando Y; W; Z, J a A; B; C; J1; tal que:

$A = \ln Y$; $B = \ln W$; $C = \ln Z$; $J1 = \ln J$; tenemos:

X	A1	A2	B1	B2	C1	C2	J1
1	8.9255	8.8381	5.9828	5.8260	5.7948	5.6107	4.8267
2	9.3813	9.2940	6.1078	5.9334	6.2507	6.0667	5.0714
3	9.8373	9.7499	6.6774	6.5477	6.7066	6.5226	5.7393
4	10.2932	10.2058	7.3232	7.2220	7.1626	6.9785	6.4486
5	10.7491	10.6618	7.7831	7.6733	7.6185	7.4344	6.6740
N=5	$\sum A1=$	$\sum A2=$	$\sum B1=$	$\sum B2=$	$\sum C1=$	$\sum C2=$	$\sum J1=$
$\sum X=15$	49.1864	48.7426	33.8743	33.2025	33.5305	32.6129	28.76
$\bar{X}=3$	$\bar{A1}=$	$\bar{A2}=$	$\bar{B1}=$	$\bar{B2}=$	$\bar{C1}=$	$\bar{C2}=$	$\bar{J1}=$
$\sum X^2=55$	9.8373	9.7485	6.77486	6.6405	6.7061	6.5226	5.752

$\sum A1^2 =$	$\sum A2^2 =$	$\sum B1^2 =$	$\sum B2^2 =$	$\sum C1^2 =$	$\sum C2^2 =$	109 $\sum J1^2 =$
485.939	477.261	231.893	223.058	226.933	214.799	168.082
$\sum X.A1 =$	$\sum X.A2 =$	$\sum X.B1 =$	$\sum X.B2 =$	$\sum X.C1 =$	$\sum X.C2 =$	$\sum X.J1 =$
152.118	150.808	106.439	104.582	105.159	102.398	91.3518

La base teórica para el cálculo de curvas por este método es la siguiente:

Función General:

$$Y_i = a_i + b_i \cdot X; \text{ donde}$$

$X = N^\circ$ de años

$Y_i =$ las 7 variables con las que trabajaremos

$b_i =$ gradiente de c/u de las curvas a hallar

$a_i =$ constante

Esta función General supone que se trata de una función lineal, de lo contrario habrá de hallar algún artificio de cambio.

Además se calculará para cada función, la correlación(r) que significa el grado de aproximación a determinada curva.

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

Realizando los cálculos tenemos:

$$\begin{array}{llll}
 r(A1) = 0.998 & r(B1) = 0.983 & r(C1) = 0.998 & r(J1) = 0.984 \\
 r(A2) = 0.998 & r(B2) = 0.972 & r(C2) = 0.998 &
 \end{array}$$

Vemos que los datos históricos tienen una correlación casi perfecta y mas aun los datos inducidos, por lo que podemos proceder a calcular las funciones.

De los mínimos cuadrados se tiene:

$$a = \frac{(\sum X^2) (\sum Y) - (\sum X) (\sum X.Y)}{N (\sum X^2) - (\sum X)^2}$$

$$\bar{Y} = a + b.\bar{X} \quad \text{de donde} \quad b = \frac{\bar{Y} - a}{\bar{X}}$$

\bar{X} , \bar{Y} son las medidas de los valores X e Y

Realizando los cálculos respectivos se tiene:

$$\begin{array}{llll}
 \text{A) } a_1 = 8.4696 & b_1 = 0.4559 & \text{B) } a_1 = 5.3301 & b_1 = 0.4816 \\
 a_2 = 8.3745 & b_2 = 0.4568 & a_2 = 5.1482 & b_2 = 0.4974 \\
 \text{C) } a_1 = 5.3359 & b_1 = 0.4567 & \text{J) } a_1 = 4.2305 & b_1 = 0.5072 \\
 a_2 = 5.1548 & b_2 = 0.4559 & &
 \end{array}$$

Las funciones de costos originales y sus transformadas son:

$$\begin{array}{ll}
 A1 = 8.4696 + 0.4559X & Y1 = e^{8.4696 + 0.4559X} \\
 A2 = 8.3745 + 0.4568X & Y2 = e^{8.3745 + 0.4568X} \\
 B1 = 5.3301 + 0.4816X & W1 = e^{5.3301 + 0.4816X} \\
 B2 = 5.1482 + 0.4974X & W2 = e^{5.1482 + 0.4974X} \\
 C1 = 5.3359 + 0.4569X & Z1 = e^{5.3359 + 0.4569X} \\
 C2 = 5.1548 + 0.4559X & Z2 = e^{5.1548 + 0.4559X} \\
 J1 = 4.2305 + 0.5072X & J = e^{4.2305 + 0.5072X}
 \end{array}$$

Con estas funciones, se graficarán los cuatro grupos de curvas y del que también se hallarán los ahorros netos. La Fig. 3.2, nos muestran estas variables.

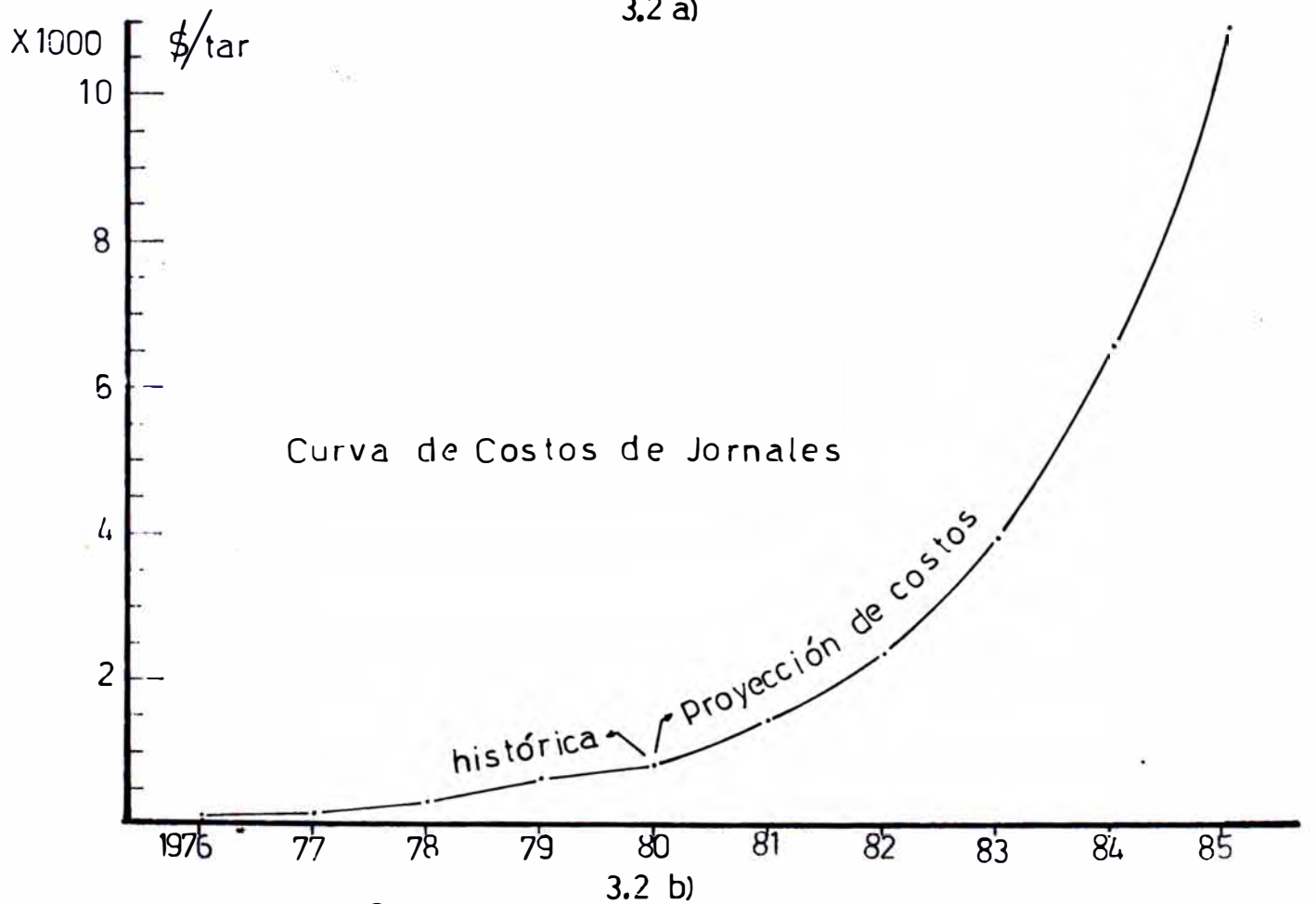
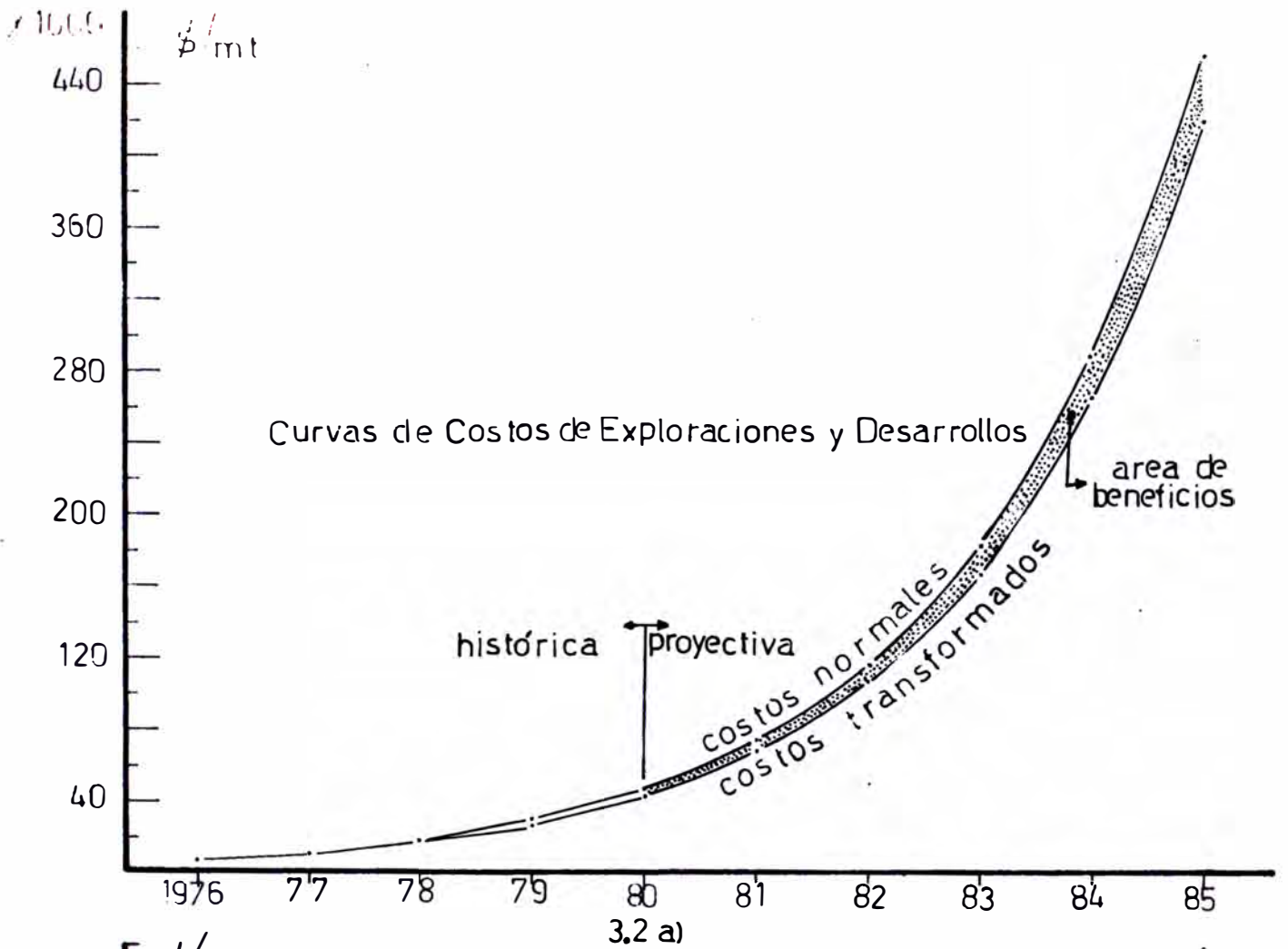
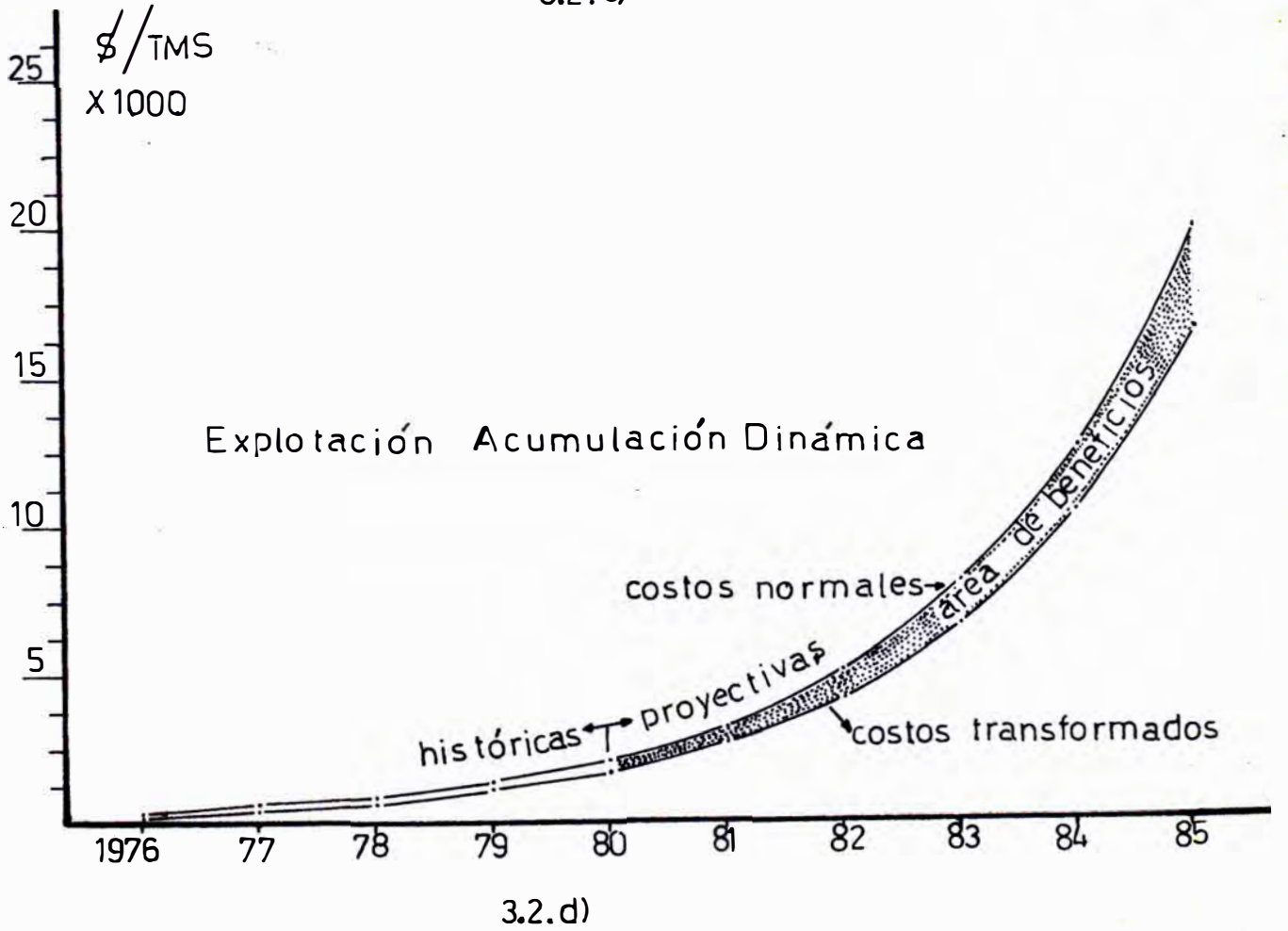
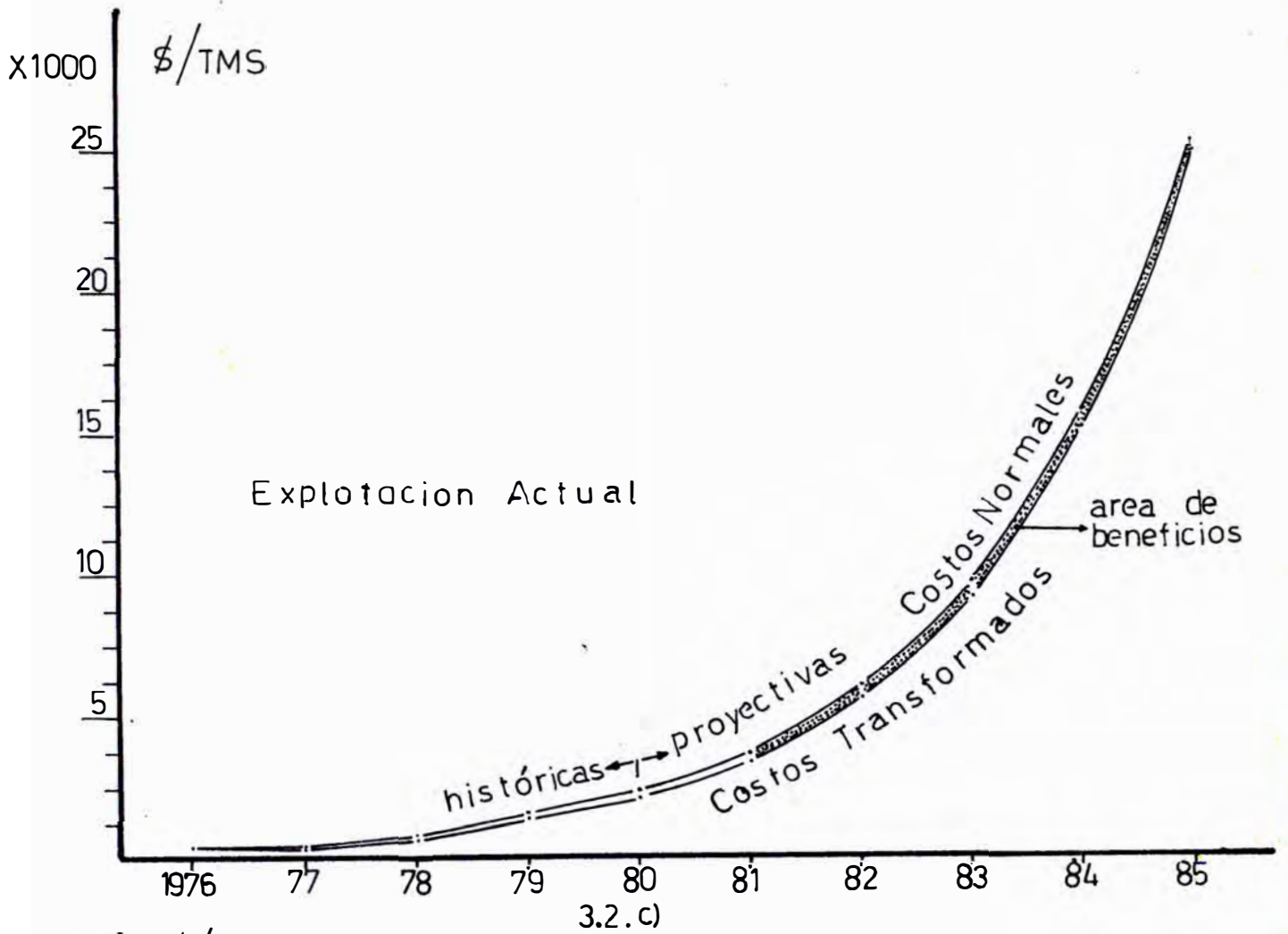


FIG.3.2.-Curvas de Costos Proyectivas y Areas de Beneficios



3.2.3. Resumen de Ahorros Netos Futuros

De las funciones o curvas halladas, deduciremos los valores que nos serán necesarios (ahorros netos) para ser empleados en los cálculos de bonificaciones y ahorros futuros (hasta 1985) y poder calcular la rentabilidad del cambio planteado.

Además, suponemos constantes todos los valores que corresponden a exploraciones y desarrollos, explotación actual, explotación shirinkage y costo de jornales. Estos valores corresponden a Avance-producción promedio al 50% de recuperación, N° de labores N° de personal por grupo de actividades y otras que se indicarán oportunamente.

El cuadro siguiente nos muestra los ahorros netos

x	1981 6	1982 7	1983 8	1984 9	1985 10
Costo Ex- plor. y Des. S./mt					
Sin Transf..	73489	115937	182900	288543	455203
Con Transf.	67191	106096	167527	264527	417692
AHORRO NETO	5988	9342	14567	22717	35417
Costo Ex- plot.					
Sin Transf.	3713	6010.7	9729.0	15748.5	25491.5
Con- Con Transf.	3404.3	5598.3	9206.4	15139.8	24879.2
AHORRO NETO	309.1	412.4	522.6	608.7	594.3
Costo Explot. Shirink.					
Sin Transf.	3216.7	5078.6	8018.4	12660.0	19988.2
Con Transf.	2670.9	4213.7	6647.5	10487.1	16544.3
AHORRO NETO	545.8	864.9	1370.9	2172.9	3443.9
Costo de Jornales	1441.9	2394.4	3976.3	6603.1	10,965.4

Cuadro 3.2- Cuadro Resumen de Ahorros Netos Unitarios

A continuación se presentan cuadros de ingresos y egresos globales para c/u de las fases.

Exploraciones y Desarrollos

Avance Prom= 47 met/mes/labor-N°Lab= 10 - N°Personal = 88

	1981	1982	1983	1984	1985
Ahorro Unitario	4659	5743	6484	6110	3039
Jornal Base	1442	2394	3976	6603	10965
Bono Promedio	18,645	30954	51409	85376	138286
Ahorro/mes x 10 ⁶	2.814	4.391	6.846	10.677	16.646
Bonific./mes x 10 ⁶	1.641	2.724	4.524	7.513	12.169
Utilidad Mes x 10 ⁶	1.173	1.667	2.332	3.164	4.477
Utilidad Anual x 10 ⁶	14.076	20.004	27.864	37.967	53.724

Explotación Sistema Actual

Producción Prom. 450. T/mes - N°Lab= 18 - Personal = 118

	1981	1982	1983	1984	1985
Ahorro Unitario	309.1	412.4	522.6	608.7	594.3
Jornal Base	1442	2394	3976	6603	10965
Bono Promedio	14777	24532	40744	67664	112364
Ahorro/mes x 10 ⁶	2.504	3.340	4.233	4.930	4.814
Bonific/mes x 10 ⁶	1.744	2.895	4.808	7.984	13.259
Utilidad/mes x 10 ⁶	0.760	0.445	-0.575	-3.054	- 8.445
Utilidad/año x 10 ⁶	9.120	5.340	-6.900	-36.648	-101.340

Explotación Shirinkage

Prod. Promed= 500 Tn/mes (*) - N°Lab= 15 - Personal = 82

	1981	1982	1983	1984	1985
Ahorro Unitario	545.8	864.9	1370.9	2172.9	3443.9
Jornal Base	1442	2394	3976	6603	10965
Bono Promedio	18104	30057	49918	82900	134275
Ahorro/mes x 10 ⁶	4.093	6.487	10.282	16.297	25.829
Bonif/mes x 10 ⁶	1.484	2.465	4.093	6.798	11.010
Utilidad/mes x 10 ⁶	2.609	4.022	6.189	9.499	14.819
Utilidad/año x 10 ⁶	31.308	48.264	74.268	113.99	177.828

(*) Se considera este tonelaje con 0.5 de factor.

Extracción y Transporte

Extracción Prom= 7500 TMS/mes = Personal = 42

	1981	1982	1983	1984	1985
Jornal Base	1442	2394	3976	6603	10965
Bono Promedio	14016	23269	38647	64181	106580
Bonific./mes x 10 ⁶	0.589	0.977	1.623	2.696	4.476
Bonific/año x 10 ⁶	7.068	11.724	19.476	32.352	53.712

Nota: Para el cálculo directo de los montos promedios de bonificación, se emplearon los factores que a continuación se muestran.

Factores para Cálculo de Bonos Promedios:

Exploraciones y Desarrollos	B = 0.05172(J B)
Explotación Convencional	B= 0.04099(JB)
Explotación Shirinkage	B= 0.05022(JB)
Extracción y Transporte	B= 0.0388(JB)
Servicios Varios	B= 0.02 (JB)

Cuadro 3.3.- Cálculo económico de las 4 alternativas

3.3. EVALUACION ECONOMICO-FINANCIERA DE LAS ALTERNATIVAS

3.3.1. Consideraciones para su Interpretación.

a) El estudio se basa en los 5 años futuros a 1980, fecha en que se tomaron los datos o información.

b) Se considera 5 años como consecuencia de haber obtenido curvas exponenciales y se hace sensible cuando N es mayor de 4 años.

c) Se evaluarán sólo las primeras 4 alternativas planteadas ya que la quinta se descarta por restricciones estructurales presentes en nuestro caso.

d) Las evaluaciones se harán con los siguientes criterios: VAN (Valor Actual Neto) y TIR(Tasa Interna de Retorno) ya que no consideramos una vida límite para su aplicación ya que esta puede continuar hasta la vida final de la mina.

e) Se trabajarán con los Ahorros (Ingresos) y Bonificaciones (Egresos) del que nos resultará los ahorros netos o Beneficios netos durante los 5 años. Las inversiones Iniciales de cada alternativa se consideran al inicio del primer año de estudios.

f) La inversión en la Adquisición de perforadoras es anual ya que su duración en pies equivale a un año de duración. Luego es un reemplazamiento de igual por igual.

g) La inversión en las wincha de izaje Samia, puede ser considerado inicialmente o depreciado durante los próximos 5 años según DGC-146.

h) El cuadro global de combinación de costos para las 4 alternativas se encuentra en el cuadro 3.3

i) Para hallar los costos futuros del equipo de perforación se considerará una tasa de 72%. Para los costos de operación y mantenimiento se considera 57.76% que es la gradiente de los costos de explotación.

j) Los precios en 1980 de las perforadoras Stoper, está calculado en 600,000 S/. unidad y de las winchas Samia en 400,000 S/:/unidad.

El costo de Operación y Manto, para perforadoras en 1980 es de 8.43 S/.pp y suponiendo una vida económica del equipo de 50,000 pies y una perforación promedio por año de 50,000 pies, se tiene que los costos de manto, y operación para 1980 es de 421,500 S /. máquina.

	1981	1982	1983	1984	1985
<u>ALTERNATIVA 1:</u>					
Ahorro en Operac.	63.816	92.772	132,948	187,284	257,520
Ahorro en Person	-.-	-.-	-.-	-.-	-.-
AHORRO TOTAL	63,816	92,772	132,948	187,284	257,520
Gasto en Bonific.	47,688	79,152	131,460	218,317	358,848
Gasto/Perforadora	-.-				
Gasto en Winchas	-.-				
Gasto Op/manto	-.-				
GASTO TOTAL	47,688	79,152	131,460	218,317	358,848
BALANCE ALT. 1	16.128	13.620	1.488	-31.033	- 101.328
<u>ALTERNATIVA 2:</u>					
Ahorro en Operac.	67,572	100.320	147,468	210,560	307,956
Ahorro/Personal	4.992	8.292	13,776	22.884	37.992
AHORRO TOTAL	72,564	108.612	161.244	237.444	345.948
Gasto/Bonific.	47,064	78.341	129.744	215.471	353.450
Gasto/Perforadoras	3.096	5.325	9.159	15.754	27.096
Gasto/Winchas	0.240	0.240	0.240	0.240	0.240
Gasto Oper/Manto.	4.649	7.334	11.571	18.254	28.798
GASTO TOTAL	52.392	87.049	144.102	239.288	393.128
BALANCE ALT. 2	20.172	21.563	17.142	- 1.844	-47.180

	1981	1982	1983	1984	1985
<u>ALTERNATIVA 3:</u>					
Ahorro en Operac.	73.350	111.654	169.242	255.486	383.610
Ahorro Personal	12.848	21.330	35.426	58.833	97.698
AHORRO TOTAL	86.198	132.984	204.668	314.319	481.308
Gasto/Bonificac.	46.128	76.572	127.170	211.201	345.354
Gasto Perforadoras	7.224	12.425	21.371	36.759	63.225
Gasto en Winchas	0.560	0.560	0.560	0.560	0.560
Gasto Oper/Manto.	4.649	7.334	11.571	18.254	28.798
GASTO TOTAL	58.561	96.891	160.672	266.774	437.939
<u>BALANCE ALT/3:</u>	<u>27.637</u>	<u>36.093</u>	<u>43.996</u>	<u>47.545</u>	<u>43.371</u>

<u>ALTERNATIVA 4:</u>					
Ahorro en Operac.	79.070	122.983	191.018	296.407	459.264
Ahorro/Personal	20.670	34.366	57.075	94.786	157.402
AHORRO TOTAL	99.74	157.349	248.093	391.193	616.666
Gastos/Bonificac,	45.192	75.024	124.596	206.932	337.258
Gastos Perforadoras	12.384	21.300	36.637	63.015	108.386
Gasto en Winchas	0.960	0.960	0.960	0.960	0.960
Gasto Oper/Manto.	7.970	12.573	19.836	31.293	49.368
GASTO TOTAL	66.506	109.857	182.029	302.200	495.972
<u>BALANCE ALT/ 4:</u>	<u>33.234</u>	<u>47.492</u>	<u>66.064</u>	<u>88.993</u>	<u>120.694</u>

Todos estos valores deberá multiplicarse por 10^6

Cuadro 3.4- Cuadro de Flujo de las 4 Alternativas

3.3.2.- Distribución de Parámetros de las Alternativas

ALTERNATIVA 1(NO existe cambio de sistema pero si de estándares)

	Avance/Prod.	N°L	Pers.	Perf.	Winch.	Disminuc.
	mes		N°	Stop	Samia	Hombres
Explorac. y Desa.	47	10	88	-.-	-.-	-.-
Explotación 1	450	18	118	-.-	-.-	-.-
Extracc/Transp	7500	-.-	42	-.-	-.-	-.-
TOTALES		28	248	-.-	-.-	0.0

ALTERNATIVA 2(Explor-Desarr + 80% Convenc.+20% Shirinkage)

Explorac-Desarr	47	10	88	-.-	-.-	-.-
Explotación 2	510	17	111	3	3	7
Extracc/Transp	7500	-.-	42	-.-	-.-	-.-
TOTALES		27	241	3	3	7

ALTERNATIVA 3 (Explor- Desarro+ 50% Conven + 50% Shirinkage)

Explorac- Desarr.	47	10	88	-.-	-.-	-.-
Explotación 3	600	16	100	7	7	18
Extracc/Transp.	7500	-.-	42	-.-	-.-	-.-
TOTALES		26	230	7	7	18

ALTERNATIVA 4 (Explor- Desarr. + 20% Convenc. + 80% Shirinkage)

Explorac-Desarr.	47	10	88	-.-	-.-	-.-
Explotación 4	690	16	89	12	12	29
Extracc-Transp.	7500	-.-	42	-.-	-.-	-.-
TOTALES		26	219	12	12	29

3.3.3. Escalas de tiempo de las 4 Alternativas.

Del cuadro 3.4, obtenemos los Beneficios Netos y las inversiones los cuales lo esquematizamos en una escala de tiempos hasta 1985, en millones de soles.

ALTERNATIVA 1

INVERSION		BENEFICIOS NETOS				
0	16.128	13.620	1.488	-31.033	- 101.328	
Años 0	1	2	3	4	5	

ALTERNATIVAS 2

INVERSION		BENEFICIOS NETOS				
4.296	23.508	27.128	26.541	14.150	- 19.844	
Años 0	1	2	3	4	5	

ALTERNATIVA 3

INVERSION		BENEFICIOS NETOS				
10.024	35.421	49.078	65.927	84.864	107.156	
Años 0	1	2	3	4	5	

ALTERNATIVA 4

INVERSION		BENEFICIOS NETOS				
17.184	46.578	69.752	103.661	152.968	230.040	
Años 0	1	2	3	4	5	

3.3.4. Cálculo de la Rentabilidad de las Alternativas

a) Cálculo con el criterio del VAN

$$VAN = \frac{\sum_j BN_j}{(1+i)^n}$$

Para : n de 1 a 5

j de 1 a n

Donde:

VAN= Es el Valor Actual Neto de los 5 Beneficios Netos a la tasa de actualización i

n° = N° de períodos de estudio

i = Tasa de actualización para hallar los diversos VAN. Los cálculos se hacen para 4 tasas (40%; 50%; 60% y 70%).

r = Tasa mínima aceptable en la economía del mercado.

b) Cálculo con el Criterio del TIR

Si los Beneficios netos fueran uniformes, el cálculo del TIR sería igualando el VAN= 0, ya que cuando Este VAN es nulo, se tiene que esa tasa es el TIR.

En nuestro caso por ser datos diferentes, el cálculo puede hacerse por aproximaciones sucesivas o directamente de la curva hallando varios valores VAN, para diferentes tasas de actualización. Es esta la metodo-

logía que optaremos para el cálculo de los TIR de dichas alternativas. En la Fig. 3.3 puede observarse el cálculo de los TIR y en el cuadro 3.5 los VAN a diferentes tasas de actualización.

Los cálculos de los VAN a partir del cuadro 3.4 son como siguen:

ALTERNATIVAS	1	2	3	4
INVERSIONES $\times 10^6$	0	4.296	10.024	17.184
INGRESOS/AÑOS $\times 10^6$				
1	16.128	23.508	35.421	46.578
2	13.620	27.128	49.078	69.752
3	1.488	26.541	65.927	103.661
4	- 31.033	14.150	84.864	152.968
5	-101.328	-19.844	107.156	230.040
VAN 40%	-7.907	44.594	126.405	206.410
VAN 50%	-2.227	40.071	105.859	170.460
VAN 60%	1.365	36.332	90.597	144.129
VAN 70%	3.651	33.210	78.968	124.334

Cuadro 3.5- Cálculos de VAN a i Diferentes

De los cuadros 3.5 y 3.4, así como del gráfico 3.3., se llega a las siguientes conclusiones.

- a) La primera alternativa queda descartada por poseer una curva negativa no existiendo TIR alguno.

- b) De las tres últimas alternativas, la última es la mas aceptable de acuerdo a su VAN, sin tomar en cuenta su tasa de rendimiento.
- c) De acuerdo al criterio del TIR, la alternativa 2 es la que debe tomarse en cuenta ya que:
- $$\text{TIR}(2) = 153\% \text{ mayor que } \text{TIR}(3) = 119.5\% \text{ mayor que } \text{TIR}(4)$$
- Concluimos entonces que la alternativa 2 es la más rentable.
- d) Como $r = 78\%$ (rentabilidad mínima aceptable), se tiene que los TIR de las 3 últimas alternativas son mayores que r , esto significa que todas ellas generarán Balance Económico Positivo.

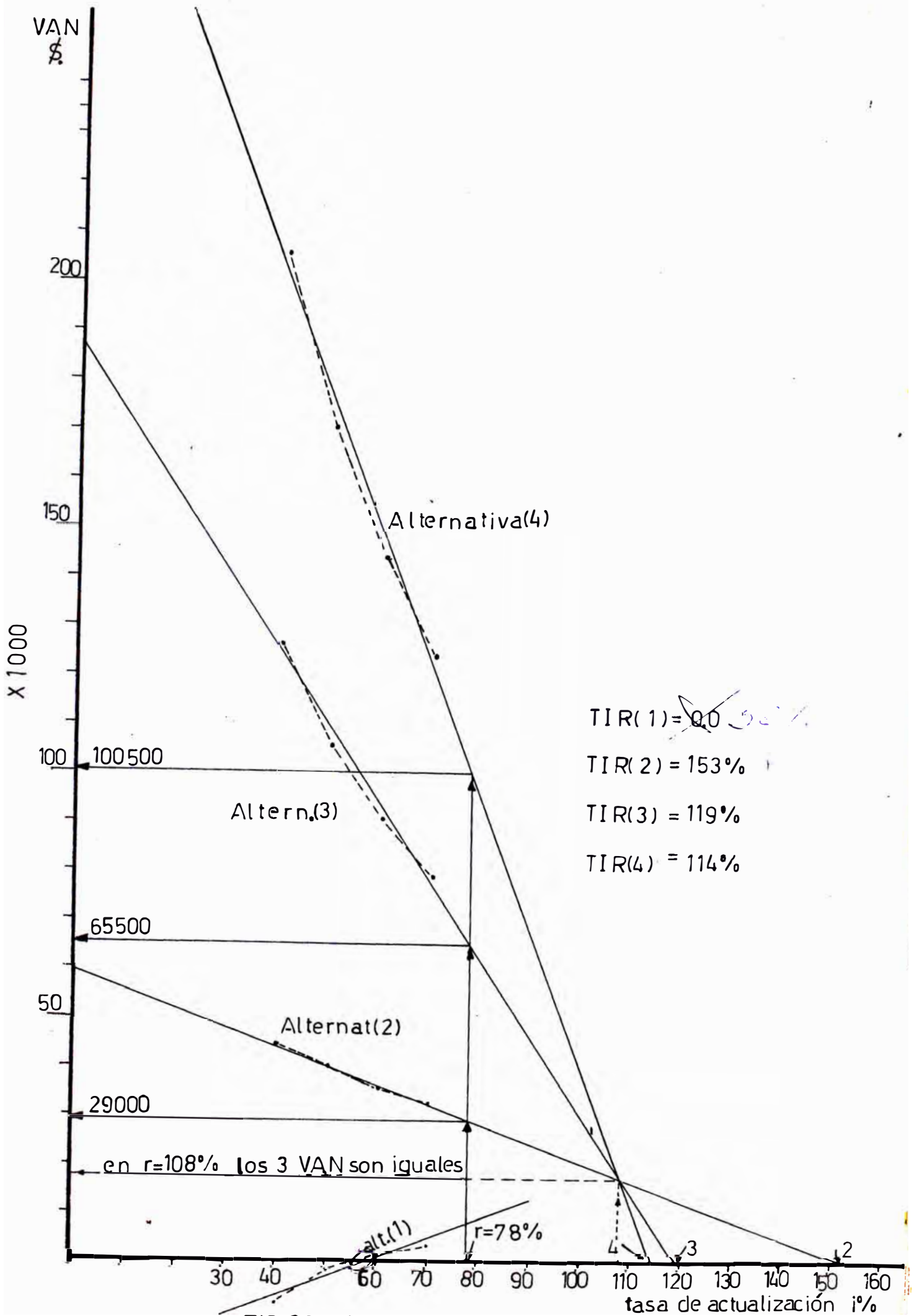


FIG.3.3-Cálculo del VAN y de las TIR

(11)

C A P I T U L O I V

CONCLUSIONES Y OBSERVACIONES

- El estudio presentado, comprende sólo aspectos específicos a las numerosas alternativas existentes en la mina. Por tanto es menester el realizar estudios colaterales sobre las demás alternativas su evaluación y posible aplicación.

Las minas de Aigamarca, poseen un gran potencial de reservas teniendo sólo un 44% de las vetas en trabajo y el 40% de las restantes estructuras requieren de desarrollos básicos. Esto se manifiesta ya que el 91% de las reservas corresponden al 44% de las vetas y sólo el 9% al 40% de las vetas aún faltos de desarrollos.

- Se aclara, que sólo se han elaborado productividades técnicas (incremento de rendimientos) y productividades financieras (rentabilidad de las alternativas). No se han analizado productividades económicas al no tomar en cuenta el análisis de mercado en función a los costos y precios unitarios.
- Es de necesidad de implementar Programas de Productividad lo más realísticamente posible dado que ayudará a incrementar productividades mediante evaluaciones y controles periódicos.
- Las productividades promedios esperados para la mina Algamarca serán:

Rendimiento General 1.00 Ton/tarea general

Rendimiento Mina 2.02 Ton/tarea Mina

y se deducen como resultado del análisis de yacimientos similares existentes en el país.

- Existen 3 tipos de jornales, El básico que es 790.62 como promedio; el jornal base que es 1.375 veces el primero y el jornal total que es 1.6 veces el primero en el cual intervienen los dominicales, feriados, sobretiempos, etc.
- De las chimeneas mecanizadas con jaula Alimak, no se posee información ya que siempre lo ejecutaron contratistas. Es de considerar sus altos rendimientos y avances pese a longitudes de 200 mts comprendiéndose entonces la presentación de información analítica.
- La diferencia existente entre los resultados analíticos de los estadísticos es, que la primera está en función de análisis teóricos pero de conocimiento real y la segunda que es la elaboración directa de información previamente tabulada.
- Es de notar que el tipo de terreno (dureza, estabilidad, grado de diaclasamiento) es factor preponderante para obtener los parámetros de cada fase operativa. Por ejemplo, las mallas de perforación están en función de este factor hallado experimentalmente.
- Para describir y parametrizar el sistema de explotación Shirinkage planteado, se ha tomado como base el mismo método de la mi -

na Casapalca y adecuarlo a nuestras condiciones existentes, resultando por tanto, información analítica de relación estadística.

- El sistema de bonificación planteado, corresponde a una adecuación a nuestra realidad del estudio de otros sistemas similares, tratando de hacerla lo más simple posible y de aplicación directa ya que la información y tabulación actuales son lo suficientemente amplios y reales para su empleo.

Los bonos promedios del cual se ha tomado como punto de partida, corresponde a un 30% del jornal base mensual y esta relación porcentual deberá mantenerse casi en forma constante durante los años en que se proyecta el estudio.

- Aparte de la disminución de hombres por disminución de labores como resultado de la aplicación de alternativas de operación, se tiene también una evaluación a groso modo, de la disminución de hombres por labor por considerar excesiva la cantidad actual. En este cuadro también se obtienen los rendimientos esperados y posibles de obtener.
- Las alternativas que se analizan y evalúan, son las de operación y que resulta de la combinación de sistemas de explotación y aplicación a todos ellos el sistema de bonificación.
- No se ha considerado el análisis comparativo con el posible incremento de la producción a 500 TMS/día ya que este posee otros parámetros comparativos.

- Las curvas de costos de explotación convencional y de jornales , tanto la estadística y la proyectiva deducida de la primera son a partir de datos reales obtenidos de informes. En cambio la curva de costos de exploraciones y desarrollos y la de explotación Shirinkage, se han hallado en función al ritmo de crecimiento de los costos de las dos primeras e iniciando su cálculo de un pivote que es el costo del año 1980.
- Para el cálculo de curvas proyectivas (fórmulas matemáticas) se han tomado en consideración el método de ajuste de curvas por mínimos cuadrados, previo tratamiento de la información y mediante el cambio a funciones logarítmicas para su tratamiento como información lineal. De esto se obtiene funciones exponenciales que representan a las curvas parabólicas de costos.
- De las primeras 4 alternativas de operación planteados, se elimina la primera por ser su función negativa.
- De las tres restantes, todas poseen un TIR superior a la tasa económica actual (78%) siendo la de mayor TIR (153%) la alternativa 2.
- De acuerdo al VAN para una determinada tasa, por ejemplo 78%, igualmente la alternativa 4 es la más aceptable y en forma sucesiva el 3 y el 2.

Se concluye que es necesario los cambios progresivos con tal de no situarse en la alternativa N°1 (que es el caso actual) y en todos estos cambios (cualquiera sea la relación) se obtendrán resultados económicos favorables.

- Como podemos ver en el párrafo 3.3.2., de las 4 alternativas de operación planteadas, con la N°1 se podría producir 450 Tn/día manteniendo el mismo N° de personal.
- Con la Alternativa N°2, se obtendría una producción de 510 Tn/día disminuyendo en 2.6% el personal actual. En la Alternativa N°3, se obtendría 600 Tn/día disminuyendo en 8.3% el personal actual y en la Alternativa 4 se obtendría una producción de 690 tn/día disminuyendo en 12.7% el personal actual, todos estos análisis en función al 50% de la recuperación de las productividades actuales.
- En caso de implementarse aumento de la producción a 500 Tn/día la vida de la mina sería de 2.2 años para la reserva actual por lo que se espera como mínimo una cubicación anual de 150,000 ton para mantener esta vida relativa de la mina, por lo que requiere de un estudio especial si la alternativa de incrementar la producción a 500 ton/día no sea contraproducente con la capacidad de las reservas actuales y el ritmo de la misma.

APENDICE I

CALCULO DE AVANCES PROMEDIOS EN EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

VETA/LABOR	Por Guardia: tal/d/ disp	Por Guardia: hom/lab	Tipo de Labor	JULIO		AGOSTO		SETIEMBRE		OCTUBRE		NOVIEMBRE		DICIEMBRE		PROMEDIOS		m/mes Avance fgt=1.0	Avance Teórico Fgt=1	Promedio de Labores			
				Avance	Factor de guard-días trab	AVANCE	Fgt	AVANCE	Fgt	Avance	Fgt	Avance	Fgt	Avance	Fgt	Avance	Fgt						
DESCUB. 2/5-(56)-S/N	23	6	S/N-B	33.3	0.95	39.9	0.94	43.8	1.0	6.0	0.50	-.	-.	-.	-.	30.7	0.85	36	60				
DESCUB. S/N-2/5-(68)	23	6	S/N-B	-.	-.	1.3	0.02	19.2	0.40	22.5	0.61	2.3	0.08	21.7	0.70	13.4	0.36	37	60				
DESCUB. CHIM 64	25	7	CHM-M	CONTRATA		32.2	-.	24.4	-.	42.3	-.	33.8	-.	43.1	-.	35.2	NO SE CONSIDER. P. SER CONTRATA						
DESCUB. GAL Nv2(34)	24	6	GAL-B	19.7	0.48	11.3	0.24	16.3	0.79	33.2	1.0	21.7	0.81	9.1	0.20	18.6	0.59	32	60	L			
DESCUB. CHIM 2 (34)	20	4	DHM-C	8.6	0.31	5.2	0.23	10.5	0.40	23.2	0.75	6.8	0.22	-.	-.	10.8	0.38	28	50	A			
DESCUB. S/N-1/4-(45)	23	6	S/N-B	-.	-.	-.	-.	-.	-.	-.	-.	34.5	1.0	41.2	1.0	37.8	1.0	38	60	B			
DESCUB. S/N- 1/5-(56)	23	6	S/N-B	29.0	0.90	36.9	0.85	9.5	0.28	-.	-.	-.	-.	-.	-.	25.1	0.68	37	60	O			
DESCUB. S/N-3/5-(56)	25	5	S/N-A	-.	-.	-.	-.	-.	-.	13.8	0.36	9.8	0.36	21.6	0.47	15.1	0.40	38	60	R			
DESCUB. S/N 1/5-(68)	23	6	S/N-B	8.0	0.22	3.1	0.04	25.1	0.63	26.2	0.96	4.0	0.19	3.2	0.04	11.6	0.35	33	60	E			
DESCUB. S/N- 3/5-(68)	25	5	S/N-A	-.	-.	3.4	0.20	32.6	0.96	32.3	0.76	22.9	0.67	20.0	0.59	22.2	0.64	35	60	S			
DESCUB. CHIM-56	22	4	DHM-C	18.5	0.60	-.	-.	3.0	0.09	5.3	0.18	-.	-.	-.	-.	8.9	0.29	31	50	P			
																PROMEDIOS PARA VETA DESCUBRIDORA.....		19.4	0.55	35		7	MES
S.B.W. S/N-2/5- 11,	23	6	S/N-B	-.	-.	-.	-.	10.3	0.35	32.6	0.96	48.6	1.0	31.1	1.90	30.6	0.80	38	60				
																PROMEDIOS VETA SAN BLAS OESTE.....		30.6	0.80	38		1	
S. BLAS GAL 46-N y 4	26	5	GAL-A	31.9	0.98	42.4	0.98	56.7	0.93	32.9	0.74	-.	-.	-.	-.	41.0	0.91	45	60				
																PROMEDIOS VETA SAN BLAS.....		41.0	0.91	45		1	
ALISOS S/N-1/4-(45)	23	6	S/N-B	-.	-.	-.	-.	25.3	0.65	6.8	0.30	-.	-.	-.	-.	16.1	0.45	36	60				
ALISOS S/N-1/5-(45)	23	6	S/N-B	-.	-.	-.	-.	4.1	0.15	21.7	0.56	-.	-.	-.	-.	12.9	0.36	36	60				
																PROMEDIOS VETA ALISOS		14.5	0.40	36		1	
																						10	
																PROMEDIO GENERAL MINA		26.4	0.69	38			
																PROMEDIO DE LABORES		10	0.69	6.5			
																AVANCE POR MES		260		240			

(con 10 labores y Fgt= 69%) PROMED. de Avance por MES
 AVANCE PROMEDIO CON 647 Labores al 100% de gt
 AVANCE MAXIMO POSIBLE (1.2 m/disp)
 AVANCE ESPERADO (al 25% de fallas de operación)

250 m/mes
 250 m/mes
 600 m/mes
 450 m/mes

	DESCUBRIDORA						SAN BLAS OESTE						SAN BLAS						ALTOS					
	T-3025			T-4049			T-5104			T-5206			T-4245			T-10			T-4025			T-4125		
	Area Rota	% gt	Area rota posib	Ar	% gt	Arp	Ar	%gt	Arp	Ar	% gt	Arp	Ar	% gt	Arp	Ar	%gt	Arp	Ar	%gt	Arp	Ar	%gt	Arp
ENERO	--	--	--	64.0	92	69.6	--	--	--	--	--	--	--	--	88	92	95.6	54.5	67	81.3	84	80	105	
FEBRERO	26.0	--	--	108.0	106	101.9	32.0	25	128	28	42	66.7	54	54	100	96	65	147.7	54	57	94.7	94	98	95.9
MARZO	115.0	122	94.3	87.0	138	63.0	79	105	75.2	58	84	69.-	114	99	115.2	146	95	153.7	102	57	178.9	69	92	75
ABRIL	92.0	112	82.1	158.0	76	207.9	NED	87	--	NED	69	--	218	153	142.5	NED	76	--	176	40	440	78	92	84.8
MAYO	135.0	74	182.4	48.5	88	55.1	62	91	68.1	92	75	122.7	NED	82	--	56	67	83.6	104	50	208	144	85	169.4
JUNIO	127.6	92	138.7	138.0	113	122.1	96	125	76.8	106	112	94.6	72	62	116.1	84	105	80	64.8	82	79	210	116	181
JULIO	166	98	169.4	62.4	109	57.2	36.5	78	46.8	86.4	81	106.7	144	66	218.2	142.5	79	180.4	84.4	67	125.9	94.5	83	113.8
AGOSTO	58.8	122	48.2	170.1	138	123.3	84.0	114	73.7	92.5	101	91.6	165.5	87	190.2	56.5	73	77.4	96.4	96	100.4	42.5	106	40.1
SETIEMBRE	42.6	75	56.8	184.4	121	152.4	38.2	110	34.7	--	--	--	114.5	84	136.3	36.0	58	62.1	62.7	83	75.5	186.5	114	163.6
OCTUBRE	81.5	103	79.1	42.6	104	41.0	55.7	85	65.5	42.5	29	146.5	--	--	--	18.5	34	54.4	56.8	82	69.3	135.6	98	138.4
NOVIEMBRE	--	--	--	114.6	143	80.1	--	--	--	69.5	80	86.9	--	--	--	--	--	--	--	--	--	74.4	87	85.5
DICIEMBRE	--	--	--	114.8	121	94.9	--	--	--	75.5	47	160.6	--	--	--	--	--	--	--	--	--	109.2	99	110.3
Máxima Rotura (m ² /mes)			182.4			207.9			128			160.6			190.2			180.4			208			181.0
Máxima Rotura (plat/gd)			1.9			2.0			1.4			1.7			2.0			1.9			2.0			1.9
Rotura Promedio 1980			106.4			97.4			71.1			105.0			133.4			103.9			107			113.6
Rot. Promedio plt/gd			1.1			1.1			0.8			1.1			1.4			1.1			1.2			1.2
MAXIMA ROTURA POR VETA m ²			195.15									144.30						185.30						194.5
MAXIMA Plata f/gd disparada			1.95									1.55						1.95						1.95
ROTURA PROMEDIO POR VETA 1980			101.90									88.05						118.65						110.30
ROTURA PROMEDIO plataf/gd 80'			1.10									0.95						1.25						1.20
MAXIMA TORURA POR TAJEO TMS			630									467.0						600						630
ROTURA PROMEDIO POR TAJEO TMS			330									285						384						357
PROMEDIOS POR SIMILITUD DE DUREZA:																								
MAXIMA ROTURA												550 TMS												600 TMS
ROTURA PROMEDIO												300 TMS												370 TMS

APENDICE 11 - CALCULO DE ROTURA PROMEDIO ACTUAL

APENDICE III

RESUMEN GENERAL DE ESTANDARES

		E X P L O R A C I O N E S				Y D E S A R R O L L O S					
	AVANCE m/disp	BARREN pp/bar	PERFOR. pp/mt		DINAM. Kg/mt	FULM. cap/mt	GUIA pie/m	MADERA pie ² /m	BARREN barr/mt	HOMB hom/mt	TAREAS tar/met
ESTAND. ANALI- TICOS + Ext y Sup	1.20	165	101.6		12.3	19.8	143.6	48.6	0.616	6.19	9.77
ESTANDARES ESTADIST.	0.84	177	130.5		14.4	29.3	184.4	42.0	0.768	8.85	12.05

		E X P L O T A C I O N									
	TM/disp	pp/bar	TM/pp	plat/dis	Kg/TM	Cap/TM	GUIA pie/TM	Madera pie ² /TM	barr/TM	HOMB Hom/TM	TAREA Tar/TM
ESTANDARES ANALITICOS	11.20	165	0.11	1.87	0.94	1.78	13.08	5.80	0.052	0.559	0.89
ESTANDARES ESTADISTICOS	9.60	164	0.16	1.60	0.70	1.65	11.60	2.61	0.041	0.85	1.33

		M I N A G E N E R A L									
		166	0.13		0.89					0.85	1.35

		R E S U M E N G E N E R A L							
		MINA		GENERAL		JORNAL PROMEDIO '80		PROMEDIO JORNAL ACTUAL	
	TM/Tar	TAr/TN	TM/tar	Tar/TM	S/.Tarea Simple	S/Tar global	S/.Tarea simple	S/.Tar. global	
	0.81	1.23	0.51	1.96	618.47	927.71	793.33	1090.82	

A P E N D I C E IV

COSTOS UNITARIOS EN EXPLORACIONES Y DESARROLLOS

	AVANCE m	MATERIALES S/./mt	JORNALES S/./mt	VARIOS S//mt (*)	TOTAL S/./mt
LABORES HORIZONT.	2077.3	33,636.4	10,839.7	5,562.5	50,038.8
LABORES INCLINADAS:					
CHIM. CONVENC. :	127.3	33,835.4	18,690.4	327.9	52,853.7
CHIM. MECANIZ :	349.4	24,351.9	1,811.6	65,026.7	91,190.2
	476.7	26,884.4	6,319.0	47,749.3	80,952.7
EXPLORAC Y DESARROLLOS	2,554.0	32,376.3	9,995.9	13,436.6	55,808.8
EXPLOR. Y DESARR. SIN CH-M	2,204.6	33,648.1	11,293.0	5,260.2	50,201.3 (**)
RELACION PORCENTUAL		67%	22.5%	10.5%	100%

* Los costos de varios en conjunto, es desproporcionado porque las liquidaciones de contrata se cargan aqui.

** Son costos sin considerar las CHIM. Mecanizadas.

A P E N D I C E V

VETAS	COSTOS UNITARIOS		DE PRODUCCION DE			MINERAL		
	S.J.	DESC.	S.B.W.	S.B.	ALISOS	Costos Promedios en Explotación	Costos Promedios en Explor.y Desar	Costos promedios de Extrac. Mina_
PRODUC. ANUAL	1486.1	31,498.1	5519.4	18,512.5	17,476.4	74,492.5	16957.1	91449.6
PROD. PROMEDIO	123.8	2624.8	460.0	1,542.7	1,456.4	6,207.7	1413.1	7620.8
% de Prod. Explot	2	42.3	7.4	24.8	23.5	100.0		
% de Prod. Mina						81.5	18.5	100.0
Materiales S//TMS	2020.98	1534.49	2720.48	960.29	1371.58	1466.58	3157.53	1780.13
Jornales S//TMS	1075.77	881.02	1454.71	775.92	942.19	899.81	1054.36	928.67
Varios S//TMS	14.94	34.12	22.24	39.68	33.46	33.10	4.12	27.51
Costo Total S./TMS	3111.69	2449.	4197.43	1775.89	2347.23	2399.49	4216.01	2736.31
Materiales %	64.9	62.7	64.8	54.1	58.4	61.1	74.9	65.1
Jornales %	34.6	36.0	34.7	43.7	40.1	37.5	25.0	33.9
Varios %	0.5	1.3	0.5	2.2	1.5	1.4	0.1	1.0
COSTOS UNITARIOS DE AVANCES EN EXPLORAC. Y DESARROLLOS								
	DESCUB.	S.B.W.	S.B.	ALISOS	TOTAL	OTRAS LABR.	AVANCE TOTAL	
AVANCE ANUAL (m)	1118.0	146.7	399.2	57.9	1721.8			
Avance Prom Mensual(11 meses)*	101.6	36.7	44.4	28.9	156.5			
% de Avance/Veta	64.9	8.5	23.2	3.4	100.0			
% de Avance Total							100.0	
Materiales S/. mt	35,695.76	33,013.72	31,653.33	31,666.50	34,394.51			
Jornales S/. m	13,650.70	12,378.43	7,903.20	12,151.07	12,159.31			
Varios S/./m	46.34	0.0	19.65	0.0	34.65			
TOTAL S/. mt	49,392.80	45,392.15	39,576.18	43,817.57	46,588.47			
Materiales %	72.3	72.7	79.9	72.3	73.8			
Jornales %	27.6	27.3	20.0	27.7	26.1			
Varios %	0.1	0.0	0.1	0.0	0.1			

(*) No hay datos de Enero

APENDICE VI

INDICES ACTUALES Y ESPERADOS Y BALANCE GENERAL DE PRODUCTIVIDAD

134

	EXPLOR. Y DESA.		EXPLOTACION CONVENCIONAL		EXPLOT. SHIRINKAGE	PROMEDIOS				Fced	PROMED. MINA (ESP ER)		BALANCE (AHORRO) DE INDICES DE PRODUCTIVIDAD RESPECTO AL:		
	EST. ANALIT.	ESTAND. ESTAD.	ESTAND. ANALIT.	ESTAND. ESTAD.	ESTAND. ANALIT.	EXPLOTAC		MINA			CON: ESTAN- DARES ANAL. Sist. CONVEN.	CON; ESTANC DARES ANA- LIT. SHIRINK	NET CONVEN	NET SHIRINK	PROME- DIO FI
						Elem/TMS	TMS/Elem.	Elem/TMS	TMS/Elem.						
D'EL TRABAJO: Tar/mt (TMS)	9.77	12.05	0.89	1.33	0.64	1.33	0.75	1.33	0.61	-7.5	0.82	0.59	0.41	0.64	0.525
hom/mt (TMS)	6.19	8.85	0.56	0.85	0.40	0.85	1.18	0.77	1.30	-9.4	0.51	0.36	0.26	0.41	0.335
Tar/hombre	1.375	1.579	1.375	1.590	1.590	1.59	0.63	1.59	0.63		1.586	1.586			
DEL COSTO: MATERIALES S/.	--	43,251.8	1,177.9	1,474.1	1,368.5	1499.54	--	1807.73	--	+20.55	1419.7	1649.7	387.8	158.0	272.9
JORNALES S/.	--	12,557.0	729.0	912.4	847.0	900.09	--	928.70	--	+3.18	754.7	876.9	174.0	51.8	112.9
TOTAL S/.	--	58,808.8	1,906.9	2,386.5	2,215.5	2399.63	--	2736.43	--	+14.04	2174.6	2526.6	561.8	209.8	385.8
DE USO : DINAMITA kg/m(TMS)	12.25	14.44	0.94	0.70	0.84	0.78	1.28	0.89	1.12						
FULMIN Cap/m (TMS)	19.81	29.30	1.78	1.65	1.40										
GUIA pie/m (TMS)	143.6	184.4	13.08	11.57	9.82										
MADERA pie ² /m(TMS)	48.6	42.0	5.80	2.61	1.77										
BARRENOS barr/m(TMS)	0.616	0.768	0.052	0.041	0.04										
CONECTORES cap/m(TMS)	--	--	--	--	1.15										
IGNITECORD pie/m(TMS)	--	--	--	--	1.72										
ESPECIALES : mt(TMS)/ Dosp	1.20	0.84	11.90	9.60	19.0										
pp/barreno	165.0	177.0	165.0	164.0	165.0	165.0	0.006	166.0	0.006						
pp/mt	101.6	130.5	--	--	--										
TMS/pp	--	--	0.11	0.16	0.14	0.15	6.67	0.13	7.69						
Plataform/disp	--	--	1.87	1.60	2.45										

* El costo unitario para el método Shirinkage, se calcula a partir del ahorro en tareas (VS) ton de explotación, valor que se disminuye al costo actual de explotación (34x 1090 x 30 x 12/6500 x 12 = 171 soles. Para los costos analíticos en el método convencional, es a partir de la diferencia de Tasa/TM, transformada en tareas y divididas entre la producción anual.

Fced: Es el factor de corrección para explor. y desarrll, es el % q ue se debe disminuir o incrementar a los índices de explotación actual para transformarlo a índices de Mina.

RELACION DE CUADROS Y GRAFICOS

Fig. 1.1. Ubicación Geográfica de la Mina Algamarca

Cuadro 1.1. - Principales Estructuras Mineralizadas

Fig. 1.2. Sección Longitudinales de la Veta Descubridora

Cuadro 1.2. Parámetros de Operación de la Planta Concentradora

Cuadro 1.3 Sensibilidad de los Factores de Rentabilidad y Economía.

Cuadro 1.4. Unidades de Productividad en Minería

Cuadro 1.5. Metas de Productividad en Algamarca

Cuadro 1.6. Presentación de un Programa de Productividad

Cuadro 2.1. Disponibilidad y Distribución de Personal Mina

Cuadro 2.2. Jornales y Personal por Categorías

Cuadro 2.3. Cálculo de las Densidades Relativas de Estructuras

Cuadro 2.4. Producción de Aire Comprimido

Cuadro 2.5. Consumo Total de Aire Comprimido

Cuadro 2.6. Producción y Consumo de Energía Eléctrica

Cuadro 2.7. Clasificación por Tipos de Labor

Cuadro 2.8. Avances por Tipos de Labor y Veta

Cuadro 2.9. Resumen General de Avances en Explor. y Desarrollos

Cuadro 2.10. Resumen de Estándares de Exploraciones y Desarrollos

Cuadro 2.11. Dimensionamiento de Chutes

Fig. 2.1. Tajeo de un Sistema Actual de Explotación

Cuadro 2.12. Anchos Mínicos de Tajeos

Cuadro 2.13. Resumen de Parámetros de Mallas de Perforación

Fig. 2.2. Mallas de Perforación

Cuadro 2.14. Dimensiona y % de M y Preparaciones

Cuadro 2.15. Roturas y N° de Tajeos Promedios para 1980

Cuadro 2.16. Resumen de Estándares de Explotación Convencional

Fig. 2.3. Labores de Preparación en Acumulación Dinámica**Fig. 2.4. Tajeo Shirinkage- Sección Longitudinal**

Cuadro 2.17 Resumen de Estándares en Acumulación Dinámica

Cuadro 2.18 Resumen General de Parámetros en Acumul. Dinámica

Fig. 2.5. Formato para el Cálculo Mensual de Primas

Cuadro 2.19. Rangos de Rendimientos Bonificables

Cuadro 2.20 Cuadro de Rendimientos para el Cálculo de Bonos

Cuadro. 2.21 Estándares y Personal Recuperables

Cuadro 2.22 Relación porcentual de Costos Actuales en Shirinkage

Cuadro 2.23 Resultados Económicos de la Cuantificación para 1980 parcial y Global.

Cuadro 3.1. Parámetros Base Mensual de Pre-cálculo.

Cuadro 3.2. Cuadro Resumen de Ahorros Netos Unitarios

Cuadro 3.3. Cálculo Económico de las 4 Alternativas

Fig. 3.1. Curvas de Costos de Información Originales**Fig. 3.2. Curvas de Costos Proyectivas y Areas de Beneficios**

Cuadro 3.4. Cuadro de Flujo de las 4 Alternativas

Cuadro 3.5. Cálculo del VAN a i Diferentes

Fig. 3.3. Cálculo del TIR de las Alternativas

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

- La Productividad- Esperanza del Siglo XX-1956- Jean Fourastié
- La Productividad- Jean Fourastié- 1956 Ed. Francisco Casanovas
- Ingeniería Industrial- B.W- Niebel- Ed. UNAM- 1975
- Ingeniería Económica-George A. Taylo- Ed. Limusa 1978
- Investigación de Operaciones- R. Thierauf y R. Grosse-Ed. Limusa 1976
- Cálculo Numérico y Gráfico- Manual Sadosky-Ed Librerías B.A. 1973
- Contabilidad de Costos- Jhon J. Neuner- Ed. U.N.Y. -1976
- Compressed Air Data- F.W. O'Neill
- Voladura de Rocas- U. Langefors- Ed. URMO-1976
- Construction Planning, Equipment and Methods-R.L. Peurifoy-Ed. I .S. 1956
- Análisis de los Criterios de Inversión- Ed. U.N.I. 1980
- Manual de Proyectos de Desarrollo Económico- Ed. N.U. 1979
- Tabla de Depreciación-D.G.C 1981
- Factores que influyen en el Costo de Producción- Arturo Alva E- Tesis .
de Grado UNI
- El Factor Humano en la Productividad- XIV Convención de I.M.- 1978
- La Ing. Industrial y la Productividad en la Industria Minero-Metalúrgica- XIV Convención de Ings. de Minas- 1978
- Productividad y Capacitación en la minería del Perú- Jean Ventura
XIV-C. de I.M.- 1978
- Productividad de Empresas Mineras- J. Vargas- XIII- CIM-1976
- Análisis de la Situación Económica Financiera de Empresas Mineras
Privadas del Perú por el Sistema de los Índices Standars

Pedro Alca F- XV Conv. de I.M.- 1980

Informes Mensuales y Anuales de la Mina Algamarca

Reportes Diarios, mensuales de Perforación, Consumos, producciones y

Avances de la Mina Algamarca.
