

3 Teji



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO**

FACULTAD DE INGENIERIA

**“ ANTEPROYECTO PARA EXPLOTACION DE CALIZA DESTINADO
A LA PRODUCCION DE CAL HIDRATADA, EN SANTA CRUZ
DE ALAYA, MUNICIPIO DE COSALA, SINALOA ”**

T E S I S

**Que para obtener el Título de
INGENIERO DE MINAS Y METALURGIA**

p r e s e n t a

LORENZO REYES ORTEGA



México D. F.

1985



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

ANTEPROYECTO PARA EXPLOTACION DE CALIZA DESTINADA A
LA PRODUCCION DE CAL HIDRATADA EN SANTA CRUZ DE ALA
YA, MUNICIPIO DE COSALA, SIN.

I N D I C E

RESUMEN

INTRODUCCION

CAPITULO I. GENERALIDADES	PAG.
I.1 - Localización y acceso	1
I.2 - Clima y vegetación.....	1
I.3 - Fisiografía e hidrografía.....	2
I.4 - Geología local.....	2
CAPITULO II. SISTEMA DE EXPLOTACION.	
II.1 - Muestreo	4
II.2 - Cálculo de reservas.....	5
II.3 - Tendencia de consumo estatal...	12
II.4 - Estimación de la producción....	16
II.5 - Método de explotación.....	17
II.6 - Conceptos generales para la ex plotación.....	21
II.7 - Operación del tajo.....	24
II.8 - Ritmo de producción.....	25
II.9 - Cálculo del equipo de operación.	26
II.10 - Personal de operación de mina..	30
II.11 - Costos.....	30
II.12 - Cálculo del costo por tonelada de material minado.....	38

CAPITULO III. PLANTA DE TRATAMIENTO.

	PAG.
III.1 - Pruebas de laboratorio.....	42
III.2 - Descripción general del proceso..	43
III.3 - Costos.....	46
a) Inversión general de la planta.	46
b) Mano de obra planta/año (3 turnos).....	47
c) Costo/ton. cal hidratada producida.....	49

CAPITULO IV.- ANALISIS ECONOMICO.

IV.1 - Monto de la inversión.....	50
IV.2 - Cálculo de ingresos anuales.....	51
IV.3 - Cálculo de egresos anuales:	
IV.3.1 Gastos de administración y ventas.....	52
IV.3.2 Gastos financieros.....	53
IV.3.3 Depreciación y amortización.	54
IV.4 - Cálculo de gastos financieros.....	55
IV.5 - Costos proyectados a 10 años.....	57
IV.6 - Gastos de operación a 10 años (pro forma).....	58
IV.7 - Estado de pérdidas y ganancias (proforma).....	59
IV.8 - Cálculo de la rentabilidad.....	62

CAPITULO V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Planos e Ilustraciones.

Bibliografía.

R E S U M E N.

El presente perfil Técnico-Económico de explotación - del depósito calcáreo "El Viche" localizado en el Municipio de Santa Cruz de Alayá, Sinaloa, se efectuó con el fin de satisfacer la demanda de cal hidratada para la industria de la construcción en el Estado de Sinaloa. El método de explotación propuesto es el de Tajo con Bancos Múltiples, el cual permitirá la explotación de roca caliza, su transportación y su almacenamiento en patios. Para éste objeto se analizan los aspectos principales que determinan la viabilidad de la inversión. El monto de la inversión requerida para los equipos de mina y planta es de 210 millones de pesos.

El personal necesario para la operación es de 11 personas en el minado y 23 para la operación de la planta.

El ritmo de producción de mina será de 497 toneladas - por día de dos turnos, de lunes a viernes, necesarios para producir 250.0 toneladas de cal hidratada en la planta, -- operando tres turnos por día, continuamente.

La vida económica se proyecta a 10 años.

Los costos calculados son los siguientes:

- 1.- Costo por tonelada minada..... \$ 194
- 2.- Costo por tonelada hidratada.... \$ 355
- 3.- Costo por administración y ventas \$ 94

INTRODUCCION.

En el estado de Sinalóa, en los últimos 3 años se ha registrado un notable desarrollo en el sector de la industria agropecuaria y una creciente evolución urbanística, lo cual ha generado la necesidad de crear un sistema de infraestructura con la consecuente repercusión para la industria de la construcción y la gran demanda de materias primas como lo es la cal hidratada. Esta cadena de actividades que recae directamente en la industria de la construcción ha generado una demanda insatisfecha de este producto, lo cual ha obligado a traerlo de otros lugares vecinos, como es el estado de Durango y en ocasiones críticas del estado de Chihuahua, por lo que este producto escasea y encarece.

Con la finalidad de encontrar un equilibrio de la demanda, se efectuó la prospección de un yacimiento calcáreo con las características que permiten la elaboración de este producto cerca a los centros de consumo con el consiguiente abatimiento de su costo.

Para que este proyecto tenga éxito durante toda su vida útil, la explotación de caliza deberá pagar por su costo de adquisición, su desarrollo, instalación de planta de beneficio, instalaciones de infraestructura, costos de operación, intereses de la inversión, impuestos y utilidad.

CAPITULO I.- GENERALIDADES.

I.1 - LOCALIZACION Y ACCESO.- La zona objeto de éste estudio, se encuentra localizada dentro del cerro conocido como "El Viche", distante aproximadamente 188.0 km. de la ciudad de Culiacán, Sinaloa vía Cosalá. Sus coordenadas geográficas son las siguientes:

24° 28' de latitud Norte y

106° 55' de longitud Oeste.

La distancia entre la ciudad de Culiacán y el lugar de estudio (188.0 km.) se ubican de la siguiente forma:

Partiendo de la Cd. de Culiacán por la carretera Internacional que va a Mazatlán hay 105 km. Entronque pavimentado al poblado de Ipucha, 40 km. De Ipucha al cerro "El Viche", 43 km sobre terracería transitable en toda época del año. Estos 188.0 km pueden reducirse a 96 km. construyendo un puente sobre el río San Lorenzo en el pueblo de Santa Cruz de Alayá y entrando por el pueblo de Tabalá (Ver plano de localización).

La distancia entre el yacimiento calcáreo y los puntos de mayor influencia económica de la zona son los siguientes:

Estación de F.F. C.C. Culiacán..... 188 km.

Estación de F.F. C.C. Mazatlán..... 201 km.

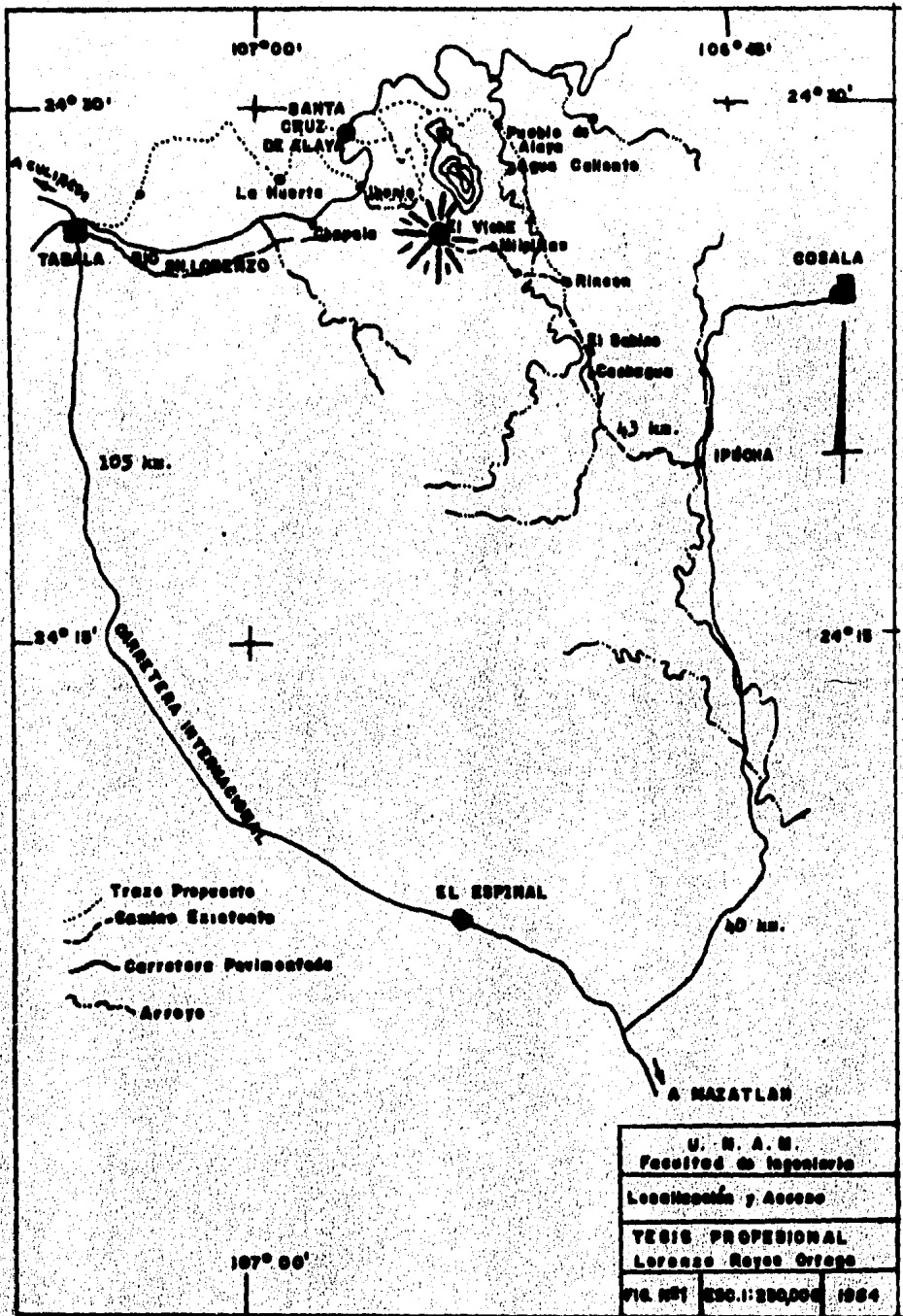
Estación La Cruz..... 91 km.

Aeropuerto Culiacán..... 195 km.

I.2 - CLIMA Y VEGETACION.

Clima. En general es semiseco con lluvias abundantes en Verano, con una temperatura media de 32°C.

Vegetación. Debido al clima semiseco, la vegetación de la región es escasa en tiempo de sequía y abundante en tiempo de lluvias, predominando los arbustos y algunas especies tropicales.



I.3 - FISIOGRAFIA E HIDROGRAFIA.

Fisiografía. El Depósito localizado en "El Viche", se halla en la parte más alta de la región, la cual está caracterizada localmente por sierras angostas y escarpadas. Estas elevaciones poseen una topografía abrupta que llegan a medir -- más de 250.0 m sobre el nivel medio del terreno. El cerro -- "El Viche" pertenece a un cordón montañoso que se encuentra al Oeste de la Sierra Madre Occidental.

Hidrografía. La principal corriente que sigue el drenaje de la región en tiempo de lluvias, es el arroyo del Sabino, -- afluente del río San Lorenzo. En el flanco Oeste del cerro "El Viche", existe una corriente subterránea notable, con -- un gasto aproximado de $0.3 \text{ m}^3/\text{min.}$ a una profundidad de -- 3 mts.

Para los fines que nos ocupa este estudio de evaluación, se omite la geología regional. Por ahora sólo se menciona la geología local del depósito, donde se tiene la suficiente materia prima para la fabricación de cal hidratada de buena calidad.

I.4 - GEOLOGIA LOCAL.

La caliza del cerro "El Viche" es una roca sedimentaria de medio ambiente marino de color gris claro que intemperiza a gris oscuro. Superficialmente se presenta en forma masiva y en las partes más bajas del cerro es donde se aprecian estratificaciones que llegan a medir hasta 0.50 mts. de espesor. Toda la roca contiene vetillas de calcita con espesores que oscilan de 1 a 8 mm. Se observa en las partes más bajas del depósito una gran cantidad de fósiles en casi toda el área de la propiedad. La roca de éste depósito está constituida por -- sedimentos calcáreos de origen marino, cruzada por vetillas de calcita, limonitas y material carbonoso. Los sedimentos que -- formaron éstas rocas calizas se modificaron en algunos casos de carbonatos a bicarbonatos.

Los procesos de sedimentación contribuyeron a consolidar las diminutas partículas de carbonatos dando origen a éste yacimiento de roca caliza.

En general el cerro presenta en los flancos lo que fué un pliegue anticlinal recumbente orientado al Noroeste. Su cresta desapareció por la intensa acción erosiva del intemperismo.

La edad del depósito calcáreo se considera del cretácico, según los estudios de geología general del Estado de Sinaloa efectuado en 1978 por el Ing. Rafael Rodríguez Torres del -- Instituto de Geología de la UNAM.

Hacia el Norte la roca caliza se encuentra en contacto con horizontes lutíticos amarillos y calizas azules de estratos delgados y pedernalosos intercalados en la formación rocosa, lo que la imposibilita comercialmente.

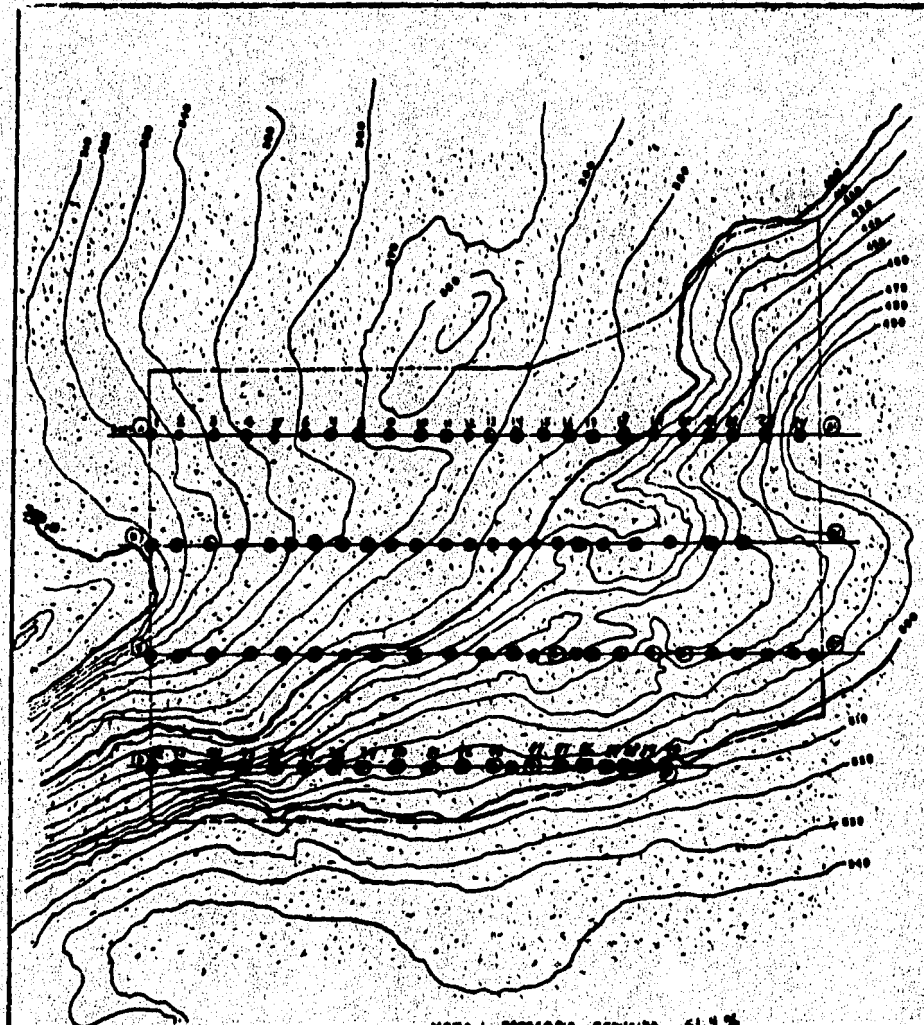
CAPITULO II.- SISTEMA DE EXPLOTACION.

II.1 - MUESTREO.





El objeto del muestreo es obtener información acerca del depósito calcáreo mediante la obtención de partes representativas de los lugares muestreados. Puesto que se trata de un depósito sedimentario a flor de tierra en forma estratificada, se ha aplicado el método de muestreo por esquiras (briznas) a lo largo de cuatro secciones estratégicamente establecidas a 200.0 mts. una de otra, de tal manera que las 90 muestras distribuidas uniformemente, arroja un promedio que representa adecuadamente la parte investigada para este anteproyecto. (Ver fig. 2).

El objetivo de haber obtenido la información anterior es básicamente la de proporcionar los parámetros fundamentales y tener bases para una correcta evaluación del potencial del yacimiento (reservas), así como conocer con exactitud la calidad del material explorado (en lo sucesivo, los resultados de muestreos, se podrán utilizar como factor de control para las operaciones de explotación).

En resumen, el muestreo de esquiras consistió en tomar muestras que quedaron referidas a puntos de fácil localización mediante la distancia aproximada que guarda una de otra (50 mts.) y que posteriormente sirvió para ubicar las muestras en el plano para tal propósito (Ver Fig.2). Todos los lugares muestreados fueron limpiados con cepillo de acero para desalojar impurezas. Se procuró continuidad y uniformidad en el material cortado; de este modo todas las muestras se embolsaron y etiquetaron para ser remitidas al laboratorio para su posterior preparación y análisis químico. (Ver Cap. III).



EXPLICACION

-  Zona Collado
-  Muestra Número
-  Curvas de Nivel
-  Línea de Sección
-  Límite de Propiedad

U. N. A. M.		
FACULTAD DE INGENIERIA		
Mapa Topográfico de la Zona de Estudio		
Tesis Profesional		
Licenciado: ROSA OLIVERA		
Fig. No. 2	Eco. 1: 8000	1964

NOTA: FOTOCOPIA REDUCIDA 61.4%

II.2 - CALCULO DE RESERVAS.

El método de cálculo de reservas debe responder a la homogeneidad del depósito en estudio. El análisis químico en muestras calcinadas es el siguiente:

ANALISIS SOBRE MUESTRAS CALCINADAS

Muestra	CaO(%)	MgO(%)	SiO ₂ (%)	R ₂ O ₃ (%)
1	95.32	0.00	2.15	2.51
2	96.82	0.04	1.56	1.56
3	94.37	0.00	1.98	2.67
4	93.33	0.15	1.92	3.58
5	96.79	0.00	1.00	2.20
6	98.19	0.02	1.21	0.57
7	96.96	0.70	1.80	0.45
8	97.77	0.04	1.70	0.49
9	97.84	0.05	1.26	0.83
10	97.27	0.04	1.73	0.95
11	97.75	0.03	1.44	0.70
12	92.26	0.02	5.54	2.17
13	92.62	6.52	0.55	0.29
14	97.09	0.24	1.54	1.12
15	96.27	0.18	2.32	1.20
16	89.87	0.18	7.40	2.54
17	96.73	0.03	1.00	2.22
18	96.87	0.00	0.61	2.51
19	93.43	0.05	0.84	5.60
20	97.86	0.02	0.93	1.18
21	96.40	0.02	1.25	2.32
22	97.61	0.03	0.02	1.98
23	97.3	0.00	0.16	2.52
24	96.55	0.02	0.98	2.43
25	96.18	0.17	1.40	2.23
26	96.94	0.14	1.30	1.60

(Continuación)

Muestra	CaO(%)	MgO(%)	SiO ₂ (%)	R ₂ O ₃ (%)
26	96.94	0.14	1.30	1.60
27	98.16	0.00	0.95	0.88
28	97.83	0.02	1.08	1.06
29	97.45	0.00	1.77	0.77
30	97.09	0.03	1.45	1.41
31	96.70	0.00	2.32	0.97
32	92.10	0.10	4.61	3.15
33	91.12	0.15	6.50	2.20
34	93.08	0.18	6.27	0.45
35	92.35	0.03	6.42	1.12
36	94.12	0.09	0.18	5.60
37	96.10	0.14	1.43	2.32
38	95.01	0.00	2.75	2.23
39	92.20	3.15	1.27	3.35
40	97.86	0.03	0.85	1.25
41	96.21	0.70	1.12	1.96
42	94.12	1.05	1.83	2.98
43	96.20	0.51	1.15	2.12
44	97.70	0.21	1.20	0.88
45	96.20	0.10	1.29	2.40
46	96.30	0.00	2.10	1.50
47	96.62	0.15	2.10	1.12
48	97.75	0.05	1.00	1.19
49	96.85	0.03	1.88	1.22
50	97.98	0.15	1.85	0.01
51	96.09	0.18	1.19	2.51
52	96.25	2.09	1.12	0.51
53	96.01	1.51	1.13	1.34
54	96.20	0.03	1.81	1.90
55	97.20	0.06	0.99	1.75
56	96.75	0.01	0.81	2.42
57	95.12	0.00	1.12	3.70
58	97.18	0.03	1.32	0.96

(Continuación)

Muestra	CaO(%)	MgO(%)	SiO ₂ (%)	R ₂ O ₃ (%)
59	97.01	0.02	1.15	1.80
60	96.09	0.20	2.01	1.69
61	97.18	0.03	1.10	1.69
62	96.01	0.01	0.82	3.16
63	98.37	0.00	0.15	1.47
64	97.11	0.05	2.00	0.84
65	97.32	0.02	1.08	1.58
66	96.20	1.10	0.91	1.79
67	97.01	0.12	1.12	1.75
68	98.02	0.07	1.10	0.81
69	96.90	2.10	0.91	0.09
70	95.85	1.01	1.16	1.98
71	96.13	0.10	1.08	2.69
72	95.99	0.98	1.00	2.03
73	97.20	0.05	0.12	2.63
74	96.70	0.09	1.90	1.31
75	97.16	0.00	1.19	1.65
76	98.17	0.00	1.01	0.82
77	96.20	0.90	2.10	0.80
78	96.90	0.87	1.00	1.23
79	96.18	0.03	1.91	1.88
80	96.20	1.01	1.18	1.61
81	95.20	1.15	2.99	0.66
82	98.10	0.80	1.00	0.10
83	96.60	0.10	1.17	1.13
84	95.39	0.01	2.10	2.5
85	96.80	0.07	1.51	1.62
86	93.37	0.20	2.60	3.83
87	96.06	1.71	1.79	0.44
88	97.83	0.10	1.25	0.82
89	97.73	0.02	1.35	0.90
90	95.31	0.10	2.10	2.49

De acuerdo a la uniformidad del contenido de CaO en las muestras anteriores, se utilizó el método de prismoides por medio de altimetría (curvas de nivel) y utilizando planímetro polar. Este método es simple, rápido, confiable y apropiado para realizar verificaciones si se desea.

El método consiste básicamente en determinar el área promedio entre cada dos curvas de nivel, multiplicando por la altura entre curvas para obtener el volumen. El valor volumétrico obtenido, se multiplica por la densidad media aparente, para obtener el tonelaje de cada prisma formado. La suma total de cada uno de éstos prismas representará el total de reservas positivas.

La importancia del cálculo de reservas radica en el interés que se tiene para éste estudio, el contar con reservas lo suficientemente realistas y confiables que permitan efectuar de forma eficiente, la programación y operación con los recursos de que se dispone.

Cálculo de reservas positivas. Como reservas positivas se consideran las obtenidas con cuatro secciones verticales con orientación E-W con rangos de influencia de 100.0 mts., en las que se tiene bien definido el material de interés económico que forma el área con posibilidades de explotarse bajo este método (Ver Fig. 3, 4 y Anexo I).

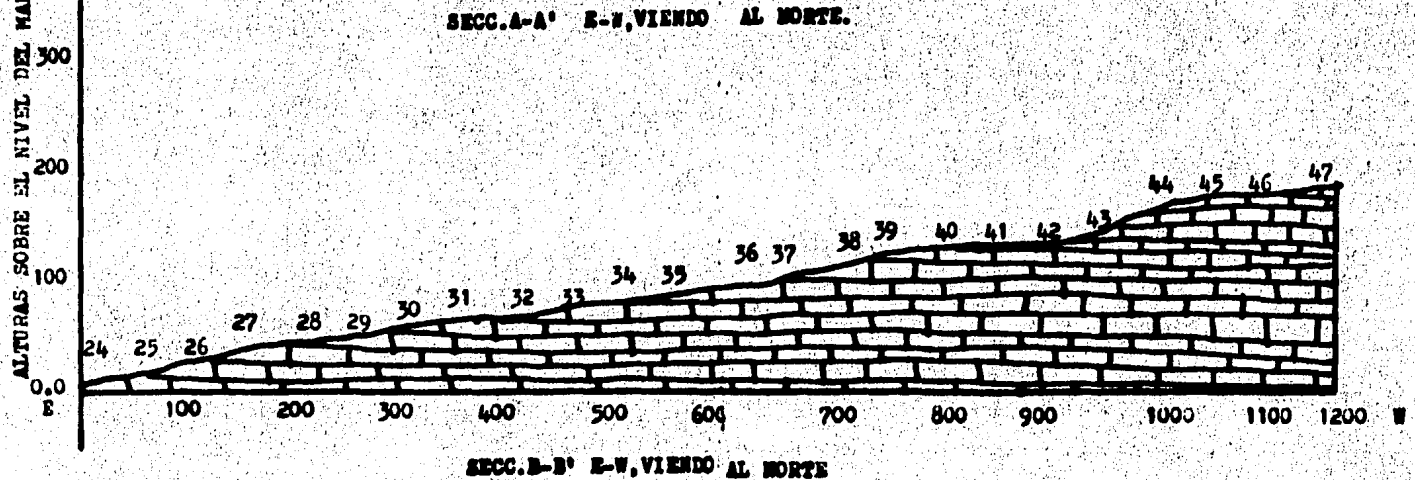
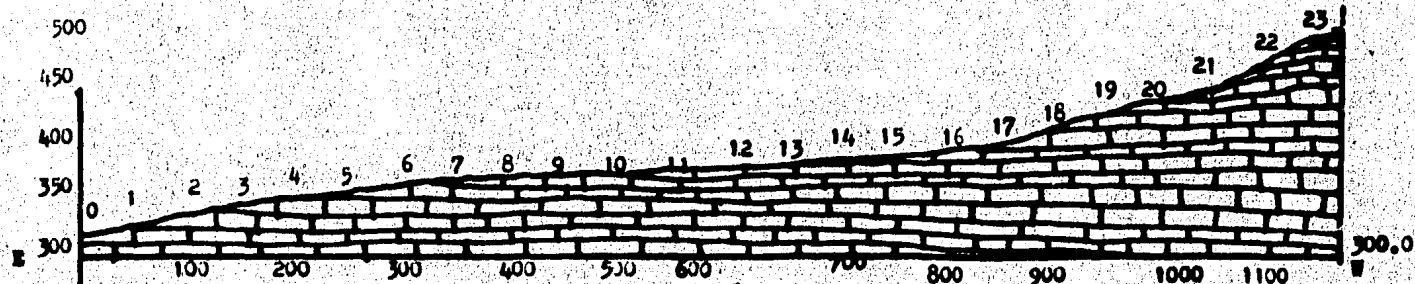
Roca caliza.....50,000,000 tons.
 Ley promedio..... 96.23 % de CaO
 (Ver tabla en página siguiente).

Se formaron cuatro compósitos con el conjunto de muestras obtenidas en cada sección de muestreo, las cuales se calcinaron a 950°C y dieron las leyes siguientes:

Elemento	COMPOSITO				Promedio =
	1	2	3	4	
CaO(%)	96.20	95.60	96.70	96.45	=96.23%
MgO(%)	0.33	0.26	0.35	0.43	
SiO ₂ (%)	1.68	2.14	1.20	1.52	
R ₂ O ₃ (%)	1.70	1.88	1.61	1.45	
CaO + MgO(%)	96.53	95.86	96.95	96.88	

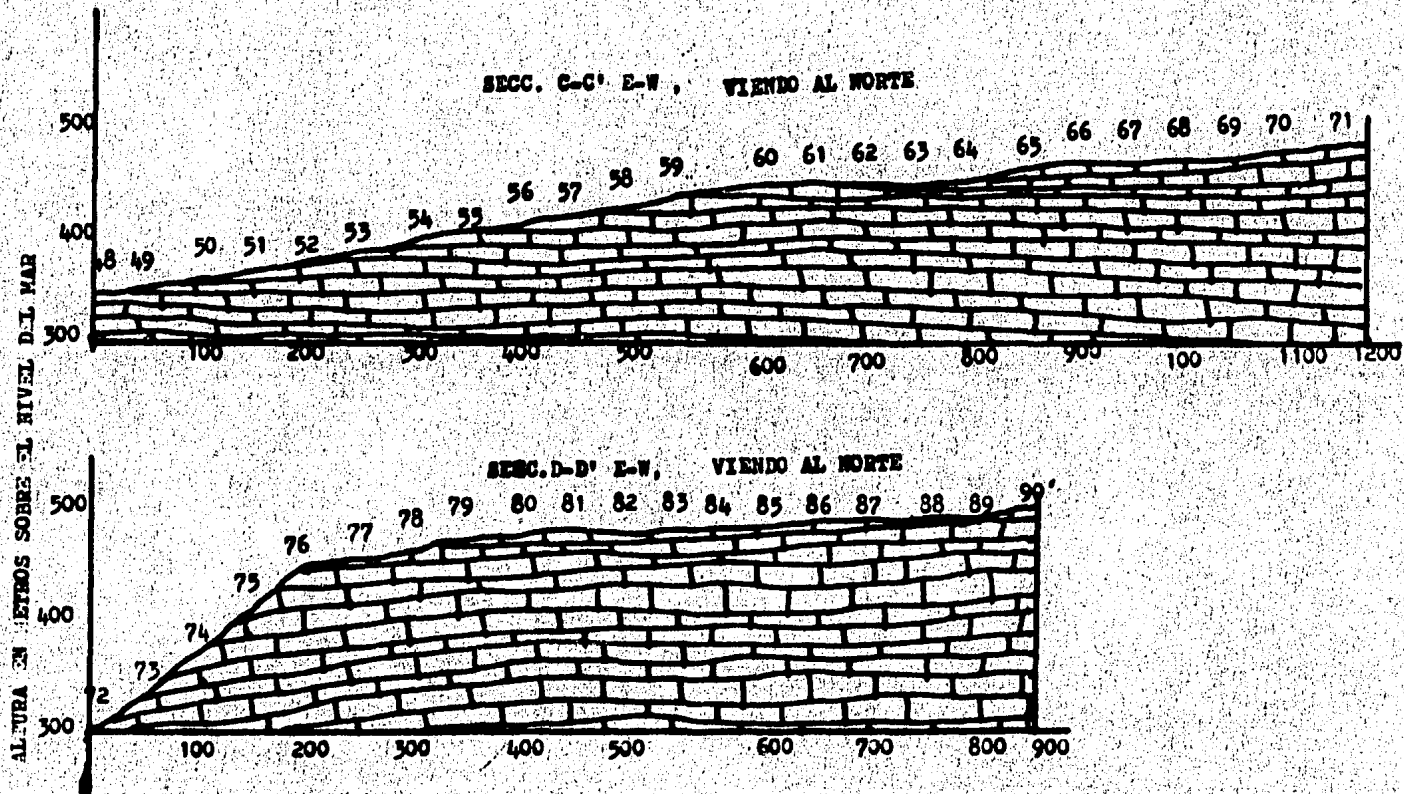
Existe en el área material susceptible de incrementar nuevas reservas que no se estudiaron ni se cuantificaron por tener reservas positivas abundantes (Ver anexo I).

El peso volumétrico medio considerado para el cálculo es de 2.5 tons/m^3 .



Nota: Los numeros indican lugar y numero de muestra
 Distancia horizontal y elevacion en metros.

U.N.A.H.		
FACULTAD DE INGENIERIA		
SECCIONES TOPOGRAFICAS		
TESIS PROFESIONAL		
LORRENZO REYES ORTEGA		
FIG. 3	SIN ESC.	1984



Nota: Los números indican lugar y número de muestra.
Escala horizontal y vertical en metros.

U.N.A.M. FACULTAD DE INGENIERIA		
SECCIONES TOPOGRAFICAS		
TESIS PROFESIONAL LORENZO RIVERA ORTEGA		
FIG. 4	SIN ESC.	1984

ANEXO I

CALCULO DE RESERVAS (1)					
Curvas	Area media (m ²)	Altura entre curvas (m)	Vol. (m ³)	Peso Vol. (ton/m ³)	Tons.
300-310.0	270,000	10.0	2,700,000	2.5	6,750,000
310-320.0	270,000	"	2,400,000	"	6,000,000
320-330.0	189,000	"	1,890,000	"	4,725,000
330-340	155,000	"	1,550,000	"	3,875,000
340-350	145,000	"	1,450,000	"	3,625,000
350-360	135,000	"	1,350,000	"	3,375,000
360-370	120,000	"	1,200,000	"	3,000,000
370-380	115,000	"	1,150,000	"	2,875,000
380-390	110,000	"	1,100,000	"	2,750,000
390-400	100,000	"	1,000,000	"	2,500,000
400-410	95,000	"	950,000	"	2,375,000
410-420	85,000	"	850,000	"	2,125,000
420-430	75,000	"	750,000	"	1,875,000
430-440	70,000	"	700,000	"	1,750,000
440-450	35,000	"	350,000	"	875,000
450-460	25,000	"	250,000	"	625,000
460-470	18,000	"	180,000	"	450,000
470-480	10,000	"	100,000	"	250,000
480-490	5,000	"	50,000	"	125,000
490-500	3,000	"	30,000	"	75,000
	2,000,000		20,000,000	2.5	50,000,000

(1) Considerando únicamente el área de la propiedad.

Como base para estimar la capacidad de producción de cal hidratada se analiza la tendencia del consumo estatal desde el año 1972, a partir de los datos siguientes:

II.3 - CONSUMO ESTATAL.

CONSUMO ESTATAL APARENTE⁽¹⁾

<u>AÑO</u>	<u>MILES DE TONS.</u>	<u>TON/DIA.</u>
1972	134	372
1973	132	366
1974	153	425
1975	169	469
1976	163	453
1977	189	525
1978	179	497
1979	220	611
1980	248	689
1981	251	697
1982 ⁽²⁾	---	---
1983 ⁽²⁾	---	---
1984 ⁽²⁾	---	---

(1) Cámara Nacional de la Industria de la Transformación.

(2) Por razones desconocidas no existen estadísticas al respecto.

CÁLCULO DE LA TENDENCIA PARA EL CONSUMO ESTATAL

AÑO	X	Y	$x = X - \bar{X}$	$y = Y - \bar{Y}$	x^2	$x \cdot y$
		miles tons.				
1972	0	134	- 4.5	- 49,800	20.25	+ 224,100
1973	1	132	- 3.5	- 51,800	12.25	+ 181,300
1974	2	153	- 2.5	- 30,800	6.25	+ 77,000
1975	3	169	- 1.5	- 14,800	2.25	+ 22,200
1976	4	163	- 0.5	- 20,800	0.25	+ 10,400
1977	5	189	+ 0.5	5,200	0.25	+ 2,600
1978	6	179	+ 1.5	- 4,800	2.25	- 7,200
1979	7	220	+ 2.5	36,200	6.25	+ 90,500
1980	8	248	+ 3.5	64,200	12.25	+ 224,700
1981	9	251	+ 4.5	67,200	20.25	+ 302,400

$$\Sigma x = 45.0 = 1,838.000 \quad x=0.000 \quad y=0.000 \quad x^2 = 82.5 \quad \Sigma x \cdot y = 1,128,000.0$$

$$\bar{X} = \frac{45}{10} = 4.5$$

$$\bar{Y} = \frac{1,838,000}{10} = 183,800$$

Ecuación de la recta de tendencia.

$$y = \bar{Y} + \frac{\Sigma x \cdot y}{\Sigma x^2} (x - \bar{X})$$

Sustituyendo valores de la tabla

$$y = 183,800 + \left(\frac{1,128,000.0}{82.5} \right) \cdot (x - 4.5)$$

$$y = 183,800.0 + (13,672.73) (x - 4.5)$$

$$y = 183,800.0 + 13,672.73 (x) - 61,527.30$$

$$y = 183,800.0 - 61,527.30 + 13,672.73 (x)$$

$$y = 122,272.70 + 13,672.73 (x)$$

Para $X = 0$

$$y = 122,272.70$$

Para $X = 9$

$$y = 122,272.70 + 136,727.30$$

$$y = 245,327.27$$

Por lo tanto

X	AÑOS	Y
0	1972	122,272.70
9.0	1981	245,327.27
22	1994	423,072.76

PRECIOS DEL MERCADO ESTATAL.

Como ya se mencionó anteriormente el precio de la cal varía de acuerdo al lugar donde se produce, tipo de yacimiento y equipo utilizado para su producción.

Los precios listados a continuación son promedios aproximados según productores del Estado de Sinaloa, pues la historia de los precios reales de este producto se desconoce.

AÑO	PRECIO/TON. (1)
1973	\$ 234.20
1974	391.20
1975	513.20
1976	799.30
1977	1,121.50
1978	1,570.00
1979	1,950.00
1980	2,100.00
1981	2,350.00
1982	- - - -
1983	6,000.00
1984	7,250.00

(1) Precio libre a bordo (L.A.B.) planta productora, por lo que los costos por transportación se consideran imputables al comprador.

CALCULO DE LA TENDENCIA DE LOS PRECIOS DE CAL HIDRATADA
A 10 AÑOS.

AÑO	X	Y	$x = X - \bar{X}$	$y = Y - \bar{Y}$	x^2	$x \cdot y$
1973	0	234.20	- 5.0	- 2,053.01	25	+ 10,265.05
1974	1	391.20	- 4	- 1,896.81	16	+ 43,587.64
1975	2	513.20	- 3	- 1,774.01	9	+ 5,322.03
1976	3	799.30	- 2	- 1,487.91	4	+ 2,975.82
1977	4	1,121.50	- 1	- 1,165.71	1	+ 1,165.71
1978	5	1,570.00	0	- 717.21	0	0
1979	6	1,950.00	1	- 337.21	1	- 337.21
1980	7	2,100.00	2	- 187.21	4	- 374.42
1981	8	2,350.00	3	+ 62.79	9	+ 188.37
1982	-	-----	-	-----	-	-
1983	9	6,000.00	4	+ 3,712.79	16	+ 20,251.16
1984	10	7,250.00	5	+ 4,962.79	25	+ 24,813.95

$$\Sigma = 55 = 24,279.40 \quad \bar{x} = 0.0 \quad \bar{y} = 0.00 \quad \Sigma x^2 = 110.0 = 107,658.10$$

$$\bar{X} = \frac{55}{11} = 5.0 \quad \bar{Y} = 2,287.21$$

Ecuación de la recta de tendencia por mínimos cuadrados

$$y = \bar{Y} + \frac{\Sigma X \cdot Y}{\Sigma x^2} (X - \bar{X})$$

Sustituyendo valores en la tabla

$$y = 2,287.21 + \left(\frac{107,658.10}{110.0} \right) (X - 5)$$

$$y = 2,287.21 + 978.71 (X - 5)$$

$$y = 2,287.21 + 978.71 (x) - 4,893.55$$

$$y = - 2,606.34 + 978.71 (x)$$

Para $x = 0$

$$y = - 2,606.34$$

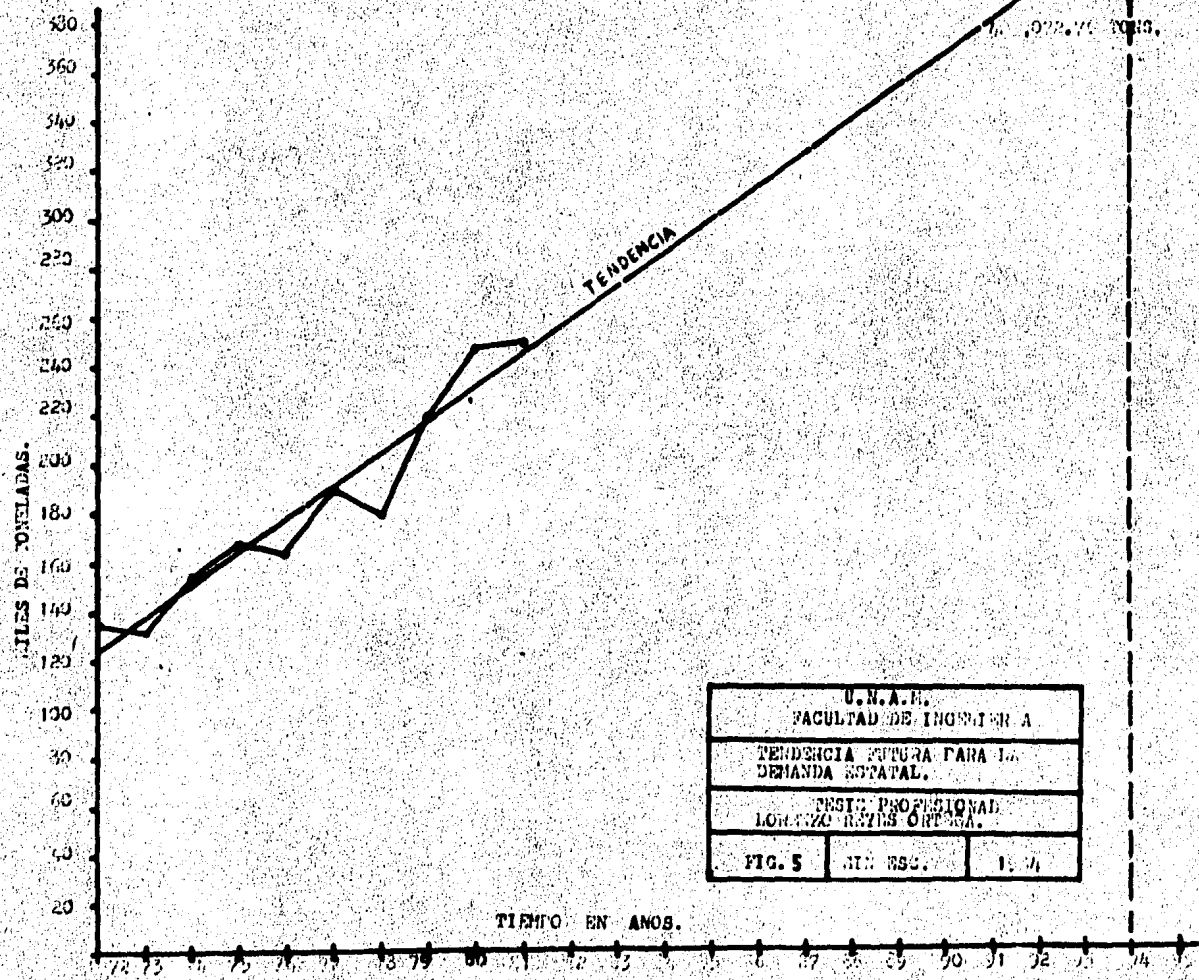
Para $x = 10$

$$y = 7,180.76$$

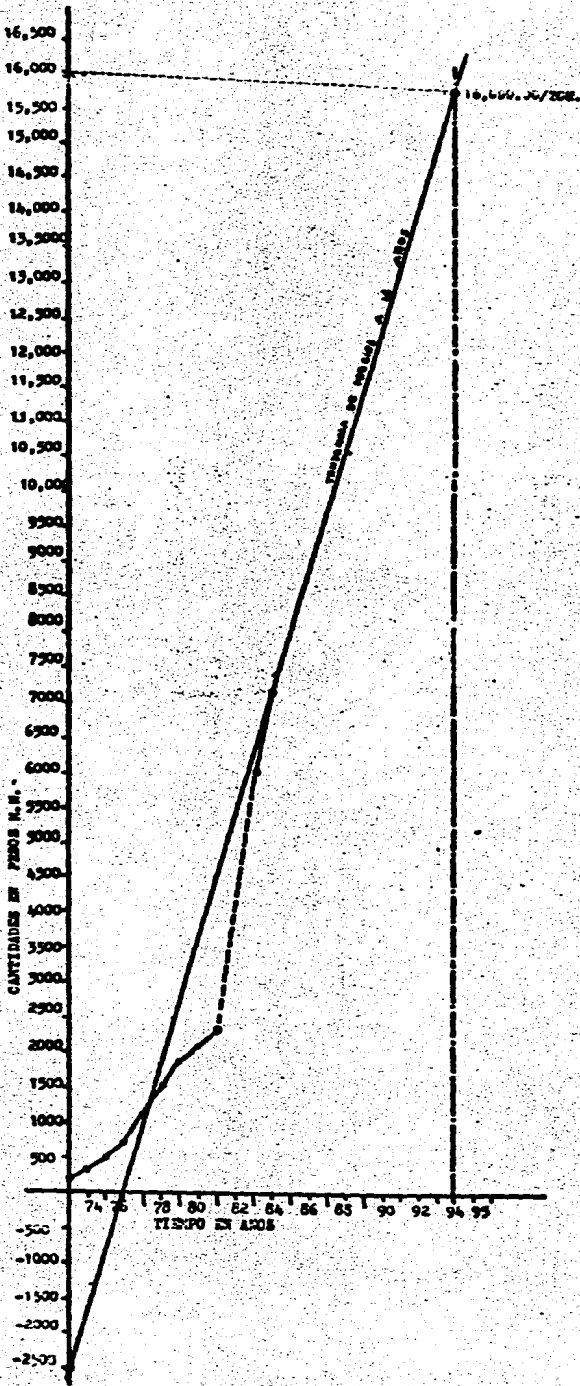
Por lo tanto	AÑO	X	Y
	1973	0	- 2,606.34
	1984	10	\$ 7,180.76

No obstante el desconocimiento de estadísticas de consumo para los últimos tres años, se puede observar desde 1973 hasta 1981 un crecimiento del consumo de cal hidratada casi constante.

El detrimento de la economía del país ha afectado directamente los programas gubernamentales sobre construcción de viviendas, escuelas, presas etc.; sin embargo existe un notable desarrollo de las actividades agropecuarias, cuya infraestructura demanda el abastecimiento de cal hidratada para construcción, dentro del mismo Estado.



U.N.A.M.		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TENDENCIA FUTURA PARA LA DEMANDA ESTATAL.		
CUESTA PROFESIONAL LOMAZA-REYES ORTIZ.		
FIG. 5	IN. 850.	1. 74



U.N.A.M.
 FACULTAD DE INGENIERIA
 ESCUELA DE PROFESORES
 10 AÑOS AL FINISH
 INSTITUTO TECNOLÓGICO
 TORREÓN, COAHUILA DE ZARAGOZA
 FIG. 6 2/1 1984

II.4 - ESTIMACION DE LA PRODUCCION.

Tomando en cuenta el potencial del depósito, y a reserva de efectuar un estudio formal de mercado, se puede decir que, de acuerdo a la demanda actual, la pronosticada para 1993 y las amplias reservas de materia prima, se propone producir una cantidad de 497 tons./día de caliza; necesarias para producir 250 tons./día de cal hidratada, con lo cual se estima aliviar el alto costo del producto traído de mercados vecinos como lo es el de Durango y en ocasiones críticas de Chihuahua. Las cifras anteriores están calculadas de la forma siguiente:

Partiendo de la reacción:



Peso Mol. 100.09 ----- 56.08 + 44.01

Cálculo Estequiométrico:

Cantidad de roca caliza para producir 1 ton. de CaO

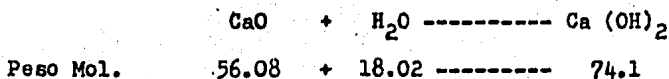
$X(\text{CaCO}_3) : 1000 \text{ kg (CaO)} :: 100.09 : 56.08$

$$X(\text{CaCO}_3) = \frac{100.090}{56.08} = 1,784.7 \text{ Kg.}$$

Por lo tanto Se requieren 1.78 tons. de CaCO_3 para producir 1 ton. de CaO.

A pesar de que este valor es teórico y que no toma en cuenta las impurezas ni la humedad ni las pérdidas en el manejo de la roca caliza, es un dato base para el cálculo práctico y los correspondientes cálculos aproximativos.

La producción de Hidróxido de Calcio (cal apagada o hidratada) se efectúa a partir del óxido de calcio o cal viva (CaO); el cual es un proceso exotérmico que puede representarse por la siguiente expresión:



Cálculo estequiométrico:

Cantidad de CaO para producir una tonelada de Hidróxido de calcio:

$$X(\text{CaO}) : 1000 \text{ kg. Ca(OH)}_2 :: 56.08 : 74.1$$

$$X(\text{CaO}) = \frac{56.080}{74.1} = 757.0 \text{ kg. de CaO y 243 Lts. de H}_2\text{O} \\ \text{para producir una ton. de Ca(OH)}_2$$

Ahora, se calculará la cantidad de roca caliza necesaria para producir una tonelada de Ca(OH)_2 .

$$\text{Con } 100.09 (\text{CaCO}_3) : 56.08(\text{CaO}) :: X(\text{CaCO}_3) : 757(\text{CaO})$$

$$X(\text{CaCO}_3) = 1350.07 \text{ Kg. CaCO}_3$$

$$\text{Con } 1.350 \text{ tons. de CaCO}_3 \text{ se produce una ton. de Ca(OH)}_2$$

Por lo tanto para producir 250 tons. de Ca(OH)_2 se requieren $250 \times 1.35 \text{ ton.} = 338.0 \text{ tons/día de CaCO}_3$

El cálculo de $497 \approx 500 \text{ ton/día}$, se encuentra en la pg. 25 (ritmo de producción/día).

II.5 - METODO DE EXPLOTACION.

La roca caliza es una roca sedimentaria que se encuentra aflorando en forma estratificada y no tiene encape, por lo que su explotación queda comprendida dentro de las técnicas de tajo abierto bajo el método conocido como tajo con bancos múltiples ya que la pendiente del depósito ($10^\circ - 15^\circ$) no permite - explotar el clásico método de cantera (un solo banco). Un solo banco sería suficiente para cumplir con la producción diaria, - pero resultaría inoperable a determinado avance, ya que la pendiente no es nula. La explotación con bancos múltiples facilita la movilidad del equipo y se puede contar con diversos lugares a explotar, así como facilidad de incrementar la producción en cualquier momento.

BASES GENERALES PARA EL DESARROLLO DEL PROYECTO

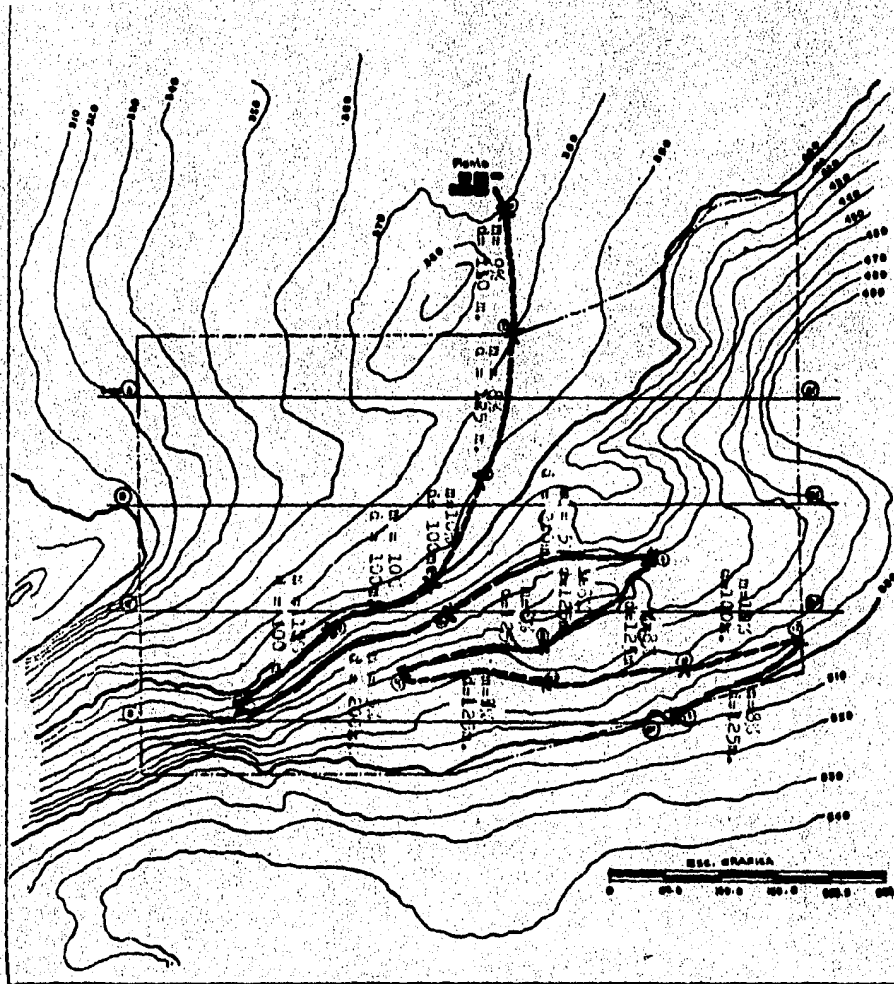
- a) Se consideran las reservas calculadas.
- b) La producción se obtendrá en dos turnos al día; 5 días por semana y 248 días al año.
- c) Los cálculos de mano de obra y supervisión se consideraron en conjunto como nómina de personal.
- d) Se utilizaron precios de materiales, equipos y mano de obra vigentes al mes de Junio de 1983.
- e) La densidad media aparente es de 2.5 tons/m³.

ALGUNAS VENTAJAS DEL METODO DE TAJO ABIERTO AL COMPARARLO CON UN METODO SUBTERRANEO,







- 1.- Menor costo de extracción/ton.
- 2.- Mayor recuperación del depósito.
- 3.- No se utilizan materiales de relleno y fortificación.
- 4.- Mejores condiciones de seguridad.
- 5.- Mayor rendimiento de hombre/turno al utilizar equipo, obteniendo mayor productividad.
- 6.- Posibilidades de incrementar la producción de inmediato.
- 7.- Mayor efectividad de la supervisión y seguridad.

El método de explotación consistirá en remover en su totalidad el material del depósito calcáreo a explotar, dando lugar a la formación de un tajo abierto por medio del cual se avanzará en forma descendente, (Ver Fig. 6A) creando una serie de bancos de trabajo a los cuales se tendrá acceso por medio de caminos con pendiente escalada y adecuada para que del equipo que se utilice se obtenga su máximo rendimiento. Estos caminos se trazan en el mapa topográfico, considerando las pendientes permisibles del equipo de acarreo (Ver Fig. 6B).

El depósito prospectado cubre una superficie de 894,000 m² aproximadamente sobre una longitud de 758.0 mts. en el eje N-S y 1,178.0 mts. en el eje E-W. La elevación promedio es de 200 mts.





EXPLICACION

-  Zona Calle
-  Curvas de Nivel
-  Línea de Sección
-  Límite de Propiedad
-  Trazo de camino
-  Planta

Abastecimiento curvas: $m(\%) = \frac{\text{Abastecimiento del camino a 1\% del dibujo}}{100}$

U. N. A. M.		
FACULTAD DE INGENIERIA		
TRAZO DE CAMINO.		
TESIS PROFESIONAL		
Estadística y Estadística		
Fig. No. 66	Esc. 1:5000	1964

Figura 6A.

I) EXPLOTACION ASCENDENTE	VENTAJAS	DESVENTAJAS
	<p>1.- No necesita inversión inicial por desarrollo de caminos de acceso.</p> <p>2.- Tendría menor distancia inicial de acarreo.</p>	<p>1.- Llegaría un momento en que se tendría un talud tan alto que sería inoperable.</p> <p>2.- Mayor riesgo de accidentes al operar sobre bancos muy altos.</p> <p>3.- El desarrollo de bancos se limita hasta avance de bancos superiores.</p>
II) EXPLOTACION DESCENDENTE	VENTAJAS	DESVENTAJAS
	<p>1.- Es posible diversificar obras.</p> <p>2.- Se puede tener mayor continuidad en la explotación.</p> <p>3.- De encontrar áreas inconvenientes de explotarse se podrán sustituir por otras mejores sin costo adicional.</p>	<p>1.- Necesita inversión inicial en desarrollo de caminos de acceso al lugar de trabajo.</p> <p>2.- Inicialmente se tendría mayor distancia de acarreo.</p>

1.- PENDIENTE DE BANCOS.- No existen estudios de mecánica de rocas como antecedente para fijar la pendiente de los bancos. Se sabe - que el depósito no tiene fallas ni fracturas y que la estratificación es casi horizontal. A reserva de efectuar estudios que permitan evaluar la pendiente más adecuada, se puede pensar en bancos - verticales.

2.- ALTURA DE BANCOS.- Atendiendo a la producción de caliza necesaria para fabricar 250 tons. de cal hidratada, se desarrollarán bancos bajos con altura de 3.50 mts., ya que son los menos peligrosos y más económicos para operar para éste caso particular⁽¹⁾.

3.- ANCHO DE BERMA (plataforma de trabajo).- Se determinará de acuerdo a las dimensiones del equipo y altura de los bancos (Borisov, 1976)⁽²⁾. Fig. 7. La plataforma de trabajo será como mínimo la que permita la media vuelta del camión de acarreo y será aproximadamente igual a $3K + A$, donde:

K ; Ancho del camión ≈ 2.0 m.

A ; Ancho de la rezaga en piso $\approx 2H =$
 $\approx 2(3.50 \text{ m}) = 7.0 \text{ m}.$

Entonces: $3K + A = 3(2\text{m}) + 7\text{m} = \underline{13.0 \text{ m}.$

Por lo tanto, la plataforma de trabajo será aproximadamente 13 mts. de ancho.

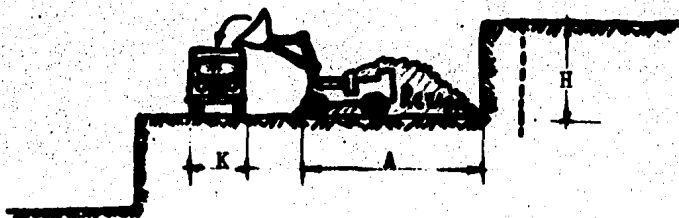


Fig.7

-
- (1) DU PONT. 1979. Manual para el uso de explosivos. 3a. Ed. CECSA. Pg. 377.
- (2) BORISOV, S., 1976. Labores Mineras, Pg.439

4.- CAMINOS DE ACCESO. La pendiente máxima será de 10%, que según el fabricante de camiones a utilizar, es la máxima permisible.

5.- DRENAJE.- La plataforma de trabajo tendrá una pendiente de 3° hacia el talud de los Bancos, con objeto de canalizar el agua a la acequia que se localizará posteriormente, con lo cual se evitará el riesgo de derrapar fuera del camino -- cuando existan condiciones extremas de lluvia. Fuera del tajo el drenaje es natural, lo cual favorece el desagüe de la zona.

II.6 - CONCEPTOS GENERALES PARA LA EXPLOTACION.

La barrenación se realizará con perforadora neumática manual modelo Jack Hammer marca Ingersoll Rand con diámetro de 33 mm y broca hexagonal. Fig. C.

A reserva de efectuar las pruebas necesarias con diferentes tipos de explosivos y realizar estudios de mecánica de rocas, para fines de cálculo se proponen teóricamente las siguientes:

Para la carga de fondo (fb) -----	Agente explosivo de alta densidad: GODYNE (salchicha).
Para la carga de columna (c.c)-----	Agente explosivo de baja densidad: ANFOMEX X (granulado).
Artificios de iniciación-----	Estopines eléctricos.
Factor de roca (c) -----	0.4
Se establece además:	
Diámetro de barrenación (d) -----	33 mm.
Potencia del explosivo (p) -----	0.75 (catálogo)
Densidad del explosivo (s) -----	1.20 gr/cm ³ .(catálogo)
p.s -----	0.90
Altura de la cara del banco (H) ---	3.50 mts.

Para efectuar un cálculo práctico y rápido a partir de los parámetros de barrenación conocidos (Figs. A y B), se utilizará el nomograma para cálculo de voladura de bancos - (Ver Fig. 6). El cual nos permitirá estimar los parámetros necesarios para diseñar una plantilla de barrenación.

Procedimiento: Se empieza por la parte izquierda de la escala horizontal localizando sobre ésta a $d = 33$ mm., se continúa sobre la vertical en este punto hasta intersectar la línea diagonal p.s. = 0.90 y siguiendo horizontalmente hacia la derecha hasta cortar la escala vertical del centro del nomograma, que corresponde a la de la carga de fondo (lb) = -- = 0.80 kg./por m. de long. de c.c.

Continuando la línea hasta intersectar la línea diagonal del factor de roca (c) = 0.4 y bajando por la vertical de este punto que da el valor del Bordo (B) = 1.30 mts.

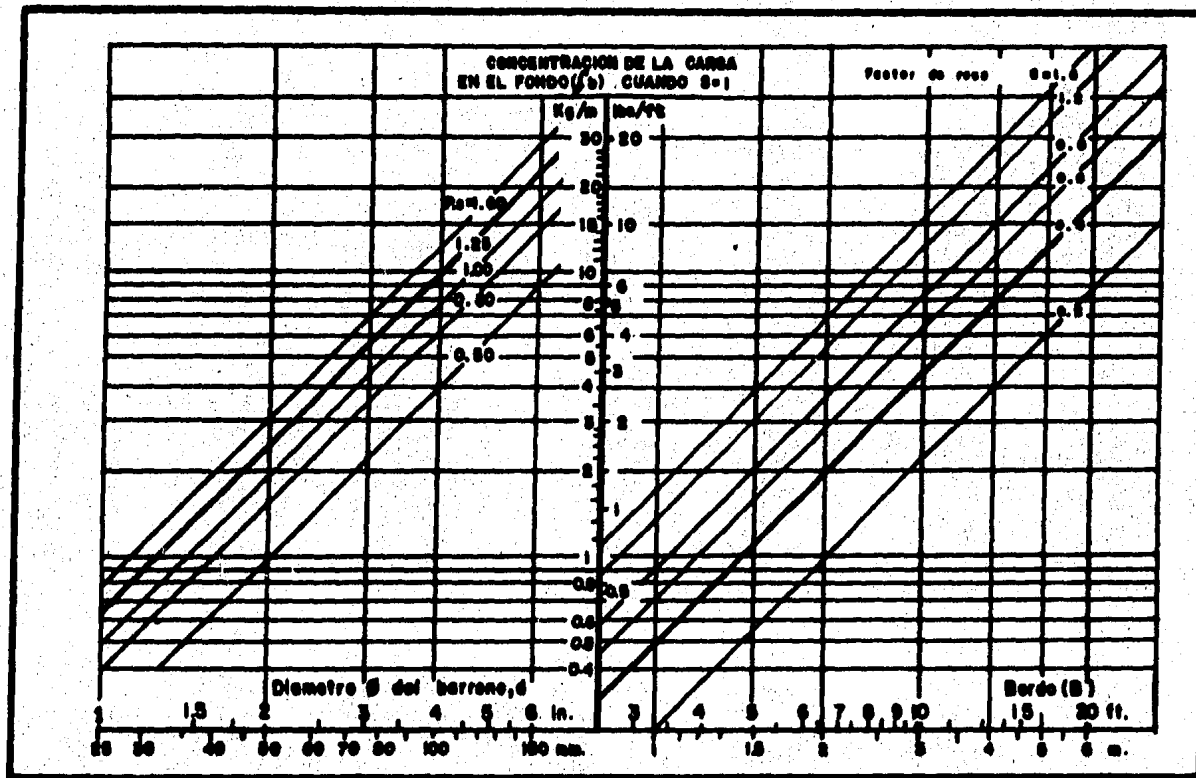


Fig. 2. Nomograma para sellos de Voladura de Rocas.

BORDO MAXIMO (B) , ESTA EN FUNCION DE LA CONCENTRACION DE LA CARGA, (f_b .)
 DIAMETRO DEL BARRENO (d) ; GRADO DE EMPAQUETAMIENTO (P); POTENCIA POR PESO DE EXPLOSIVOS (S);
 PENDIENTE DE LOS BARRENOS = 90° (T=1)

Fuente; "Tecnica Moderna de Voladura de Rocas" , U. Langefors y Kihlstrom

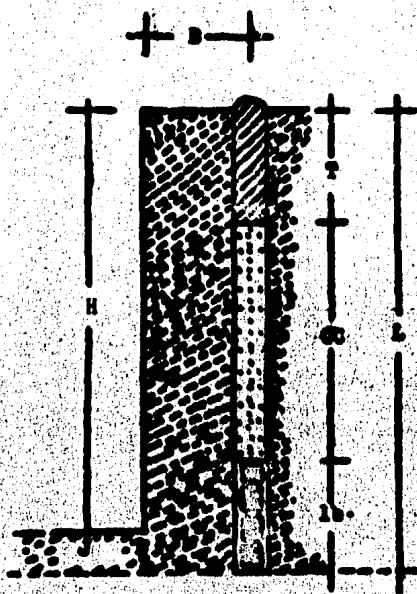


Fig. A. Banco visto de perfil.



- $H =$ Altura de la cara = 3.50 mts.
 $B =$ Bordo = 1.30 mts.
 $E =$ Espaciamiento = $1.2(B) =$
 $= 1.56$ mts.
 $J =$ Sub-barrenación = $0.3(B) =$
 $= 0.40$ mts.
 $CC =$ Carga de columna = $H - 2B = 0.90$ mts.
 $lb =$ Carga de fondo = 0.80 kgs.
 $T =$ taco = $B = 1.30$ mts.
 $L =$ Profundidad de Barr. = $H + J =$
 $= 3.90$ mts.
 $Vol. = B \times E \times H = 1.30 \times 1.56 \times 3.50 =$
 $= 7.10 \text{ m}^3.$

Fig. B. Banco visto en planta.

$$\begin{aligned}
 \text{TON/BARR.} &= \text{Vol.} \times \rho = \\
 &= 7.10 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ ton/m}^3 = \\
 &= \underline{17.75}
 \end{aligned}$$

Figs. A y B.- Parámetros de barrenación en un banco.

II.7 - OPERACION DEL TAJO.

1.- ANUAL. Las reservas de roca caliza se han calculado en 50,000,000 de tons., para fines del análisis económico se tomará como base 1,250,000, que serán las reservas positivas explotables aproximadamente en 10 años, período de tiempo en el cual se han estimado los precios al futuro (a partir de las series estadísticas mencionadas antes), y la amortización de los equipos.

Días por año/calendario - - - - -	365
Menos 52 domingos - - - - -	313 días
Menos 52 sábados - - - - -	261 días
Menos 7 días de asusto nacional - -	254 días
Menos 6 días económicos - - - - -	248 días hábiles/año.

2.- DIARIA.- Dado que este estudio es un proyecto de prefactibilidad en el cual sólo existe el depósito calcáreo, y se conocen las condiciones naturales (fisiografía, hidrografía, etc...) mencionadas en el primer capítulo, los siguientes tiempos son teóricos a reserva de hacer un estudio de tiempos y movimientos en la operación real.

Con fin de dimensionar capacidades y calcular equipo, se estima en este estudio un programa de dos turnos por día con 12.5 horas efectivas diarias de trabajo calculadas de la forma siguiente:

	TURNO MATUTINO	TURNO VESPERTINO	HORAS TO- TALES.
Horas de trabajo	8 hrs.	7.5 hrs.	15.5 hrs.
Tiempo para ali- mentos.	-0.5 hrs.	-0.5 hrs.	- 1.0 hrs.
Tiempo empleado por cambio de tur- no y traslado de área de trabajo.	-0.5 hrs.	-0.5 hrs.	- 1.0 hrs.
Tiempo empleado en revisar y suminis- trar combustible y lubricantes a la máquina.	-0.5 hrs.	-0.5 hrs.	- 1.0 hrs. efectivas/día
TOTAL	6.5 hrs.	6.0 hrs.	12.5

TOTAL HRS. EFECTIVAS = 12.5 hrs.

3.- HORAS NETAS ANUALES DE OPERACION.- El efecto combina-
do de los factores climatológicos, configuración de la mi-
na y disponibilidad de las máquinas, afecta al tiempo pro-
gramado de trabajo para los diversos tipos de equipo minero. Se ha calculado como sigue las horas netas anuales de
trabajo para el cálculo del equipo minero utilizando una
disponibilidad global de 85 %.

Por lo tanto (248 días hábiles/año)(12.5 horas efec-
tivas/día)(0.85 disponibilidad) = 2,635 horas netas anua-
les de operación.

II.8 - RITMO DE PRODUCCION.

Producción diaria (Ver pag. 14); 338 tons. x 1 día x 365
días/año calendario = 123,370 tons./248 días hábiles al
año = 497 tons/día. \approx 500 ton/día.

Producción anual: 497 ton/día x 248 días hábiles/año =
= 123,370 ton/año.

Vida Económica del proyecto.

Reservas base - - - - -	1,250,000 tons.
Producción/día - - - - -	497 ton/día.
Días hábiles/año - - - - -	248 días.
Vida económica = $\frac{1,250,000.0 \text{ ton}}{497 \text{ tons/día}}$	= 2,515 días.
Por lo tanto: Vida Económica	= $\frac{2,515 \text{ días}}{248 \text{ días hábiles/año}}$ = ± 10 años.

II.9 - CALCULO DE EQUIPO DE OPERACION.

1 - Equipo de Acarreo. Para hacer el cálculo del equipo de acarreo del tajo "El Viche", donde el material esta constituido por roca calcárea, se utilizarán camiones - FORD F-600 de gasolina de 6 toneladas métricas de capacidad. El equipo de carga estará constituido por cargadores frontales CLARK 45-B equipado con cucharón de - - 0.76 m³(1.0 yd³).

CALCULO DEL CICLO DE ACARREO.

Tiempos fijos estimados:

Acomodo para carga - - - - -	0.40 min.
Carga - - - - -	2.25 min.
Acomodo para descarga - - - - -	0.40 min.
Descarga - - - - -	<u>0.20 min.</u>
Total - - - - -	= 3.25 min.

Máximos estimados del equipo, cargado y vaciado en:

Recorrido aproximado en bancos - - - - - 300 mts.
 Recorrido aproximado en camino de acceso -- 1,400 mts.
 Total - - - - - 1,700 mts.

Ciclo de Acarreo:

Vel. promedio estimada (ciclo) - - - - - 20 km/Hr.
 Tiempos fijos - - - - - 3.25 mín.
 Tiempo de recorrido en bancos - - - - - 1.80 mín.
 Tiempo de recorrido en camino de acceso -- 8.40 mín.
 Ciclo total - - - - - 13.45 mín.

1.- CALCULO DE EQUIPO DE ACARREO PARA EXTRAER UN TOTAL DE 1,250,000 TONS. DE MATERIAL CALCAREO A UN RITMO DE 123,370.0 TONS/AÑO.

Producción requerida por hora = $\frac{123,370.0 \text{ (tons/año)}}{2,635 \text{ Hrs. netas anuales de operación}}$
 = 46.81 ton/hr. \approx 47 ton/hr.

Tiempo total del ciclo de acarreo - - - - 10.05 mín.
 Capacidad del camión - - - - - 6.0 ton.
 Minutos efectivos/hora = 60×0.85 - - - 51 mín.

Promedio viajes/hora: $\frac{51 \text{ mín/hora}}{13.45 \text{ mín/ciclo}} \approx$ 4 viajes/hr.

Producción horaria = 4 viajes/hr. x 6 tons/viaje =
 = 24 tons/hr.

Número de unidades requeridas = $\frac{47 \text{ ton/hora}}{24 \text{ ton/hora}}$

\approx 2 Unidades para acarreo.

2 - CALCULO DE EQUIPO DE CARGA.

Se usará cargador frontal CLARK 45-B articulado. Fig.E.

Capacidad del cucharón - - - - - $0.76 \text{ m}^3 (1.0 \text{ yd}^3)$.

Densidad del material - - - - - 2.5 tons/m^3 .

Factor de abundamiento estimado - - 0.70

Factor de eficiencia de llenado ---- 0.90
 Duración del ciclo ----- 0.75 min.
 Minutos efectivos/hora ----- 51 min.

Capacidad efectiva = capacidad del cucharón x factor
 de eficiencia de llenado = $0.76 \text{ m}^3 \times 0.90 = 0.684 \text{ m}^3$.

Capacidad efectiva en banco = capacidad efectiva x factor
 de abudamiento = $0.684 \text{ m}^3 \times 0.70 = 0.4788 \text{ m}^3$

Rendimiento teórico: ciclos/hora = $\frac{51 \text{ min/hora}}{0.75 \text{ min.}} = 68$
 = 68 ciclos/hora

Rendimiento Real = ciclos/hora x capacidad efectiva en --
 banco = $68 \text{ ciclos/hora} \times 0.4788 \text{ m}^3 = 33 \text{ m}^3/\text{hora}$

para una $\delta = 2.5 \text{ ton/m}^3$; $(33 \text{ m}^3/\text{hora})(2.5 \text{ tons/m}^3) =$
 = 81 ton/hora.

Producción requerida/hora $\hat{=} 47 \text{ ton/hora.}$

Por lo tanto, número de unidades requeridas = $\frac{47 \text{ ton/hr.}}{81 \text{ ton/hr.}} =$
 = 0.60 unidades $\hat{=} 1.0 \text{ unidad para carga.}$

3.- CALCULO DEL EQUIPO DE BARRENACION.

Equipo.- Perforadora neumática manual JM-40 marca Ingersoll
 Rand con broca de 33 mm. de diámetro. Fig.C.
 Velocidad de penetración - - - - - 24 mts/hr.
 Horas netas/año - - - - - 2,635.0 hrs/ano.
 Horas efectivas/año (Hr.netas x 0.85 de eficiencia)=
 = $2,635 \times 0.85 = 2,239.6 \text{ hrs. efectivas/año.}$
 Longitud de barrenación/año (24 mts/hr x 2,239.6 hrs.
 efect./año) = 53,754 mts/año.
 Altura de bancos (H) - - - - - 3.50 mts.
 Profundidad de barrenación (L) = H + sub-barrena-
 ción (J) = 3.50 m. + 0.40 m. = 3.90 mts.

Toneladas/barreno = $B \times E \times H \times 2.5 \text{ ton/m}^3 = 17.75 \text{ ton/barr.}$

Barrenos requeridos/año = $\frac{123,370 \text{ ton/año}}{17.75 \text{ ton/barr.}} = 6,950.42 \text{ barr/año.}$

Longitud de perforación requerida/año = $6,950.42 \times 3.90 =$
 $= 27,106.65 \text{ mts/año.}$

Número de unidades requeridas = $\frac{27,106.65 \text{ mts/año}}{53,754 \text{ mts/año}} =$
 $= 0.50 \hat{=} 1 \text{ unidad de barrenación. (1)}$

La perforadora JM-40 consume 125 PCM de aire a una presión de 90 Lb/pulg.² para lo cual se utilizará un compresor portátil que entrega 160 PCM a una presión de 100 Lbs/pulg.², de acuerdo a catálogo del fabricante. (Fig.D).

La operación del equipo principal de producción estará apoyado por una camioneta Pick-Up destinada para supervisión, suministro de materiales y lubricantes; y una motoconformadora para caminos y arrimar la rezaga.

COSTO DE ADQUISICION DE EQUIPO DE MINADO. (2)

DESCRIPCION	UNIDAD x PRECIO UNITARIO	VALOR M.N.
EQUIPO	(Unidad)(Precio Unit.)(1983)	Inv. total.
Perforadora manual JH-40-- Ingersoll - Rand.	1 x 443,800	\$ 443,800
Compresor Mod. DRR-160 --- Ingersoll - Rand.	1 x 1,400,000	\$ 1,400,000
Cargador Frontal Clark --	1 x 3,100,000	\$ 3,100,000
Camiones F-600 -----	2 x 4,100,000	\$ 8,200,000
Camioneta Pick-Up, FORD --	1 x 1,800,000	\$ 1,800,000
Motoconformadora Caterpillar	1 x 3,500,000	\$ 4,056,200
Total - - - -		\$19,000,000

(1) Su utilización durante un turno será suficiente para obtener la producción diaria requerida.

(2) Cotizaciones basadas en \$150.00 por dolar americano.

II.10.- PERSONAL DE OPERACION MINA.

PERSONAL	NIVEL	PERCEPCION TOTAL/AÑO. (1)
1 Superintendente general	----	\$ 1,296,000
1 Perforista	----	515,650
1 Operador cargador F.	----	500,250
1 Operador motoconformadora	---	500,250
4 Operadores camión	----	1,944,000
2 Peones	----	754,433
1 Chofer camioneta	----	377,216
11 plazas		TOTAL: \$ 5,887,800/año.

II.11.- COSTOS.

1 - COSTOS HORA/MAQUINA.- Primero se analizarán todos los cargos que influirán en éste estudio para el cálculo del costo horario con sus fórmulas respectivas.

a) Cargos fijos.

$$\text{Depreciación (D)}^{(2)} = \frac{V_a - V_r}{V_e}$$

Donde:

- D = Costo horario por depreciación.
- V_a = Valor de adquisición (descontando el valor de llantas).
- V_r = Valor de rescate.
- V_e = Vida económica.

(1) Incluye el 35% por concepto de Prestaciones Sociales. Cotización dolar = \$150.00.

(2) Oficialmente existe un código para la Tasa de Depreciación de equipo y maquinaria, editada por SECOPIN. En este estudio preliminar se utilizará ésta fórmula teórica de depreciación lineal (línea recta).

$$\text{Seguro (s)} = \frac{(V_a - V_r)(s)}{2 \text{ ha}}$$

Donde:

S = Costo horario por seguro.

V_a = Valor de adquisición (descontando el valor de llantas).

V_r = Valor de rescate.

s = Prima anual seguro (2%).

ha = Horas efectivas anuales.

$$\text{Mantenimiento (M)} = (Q)(D)$$

Donde:

M = Costo horario por mantenimiento

Q = Coeficiente que abarca partes y mano de obra.

D = Depreciación.

b) CARGOS POR CONSUMOS.

$$\text{Combustible (E)} = (C)(P_c)$$

Donde:

E = Costo horario por combustible.

C = Cantidad de combustible por hora.

P_c = Precio del combustible.

$$\text{Lubricante (L)} = (a)(P_a)$$

Donde:

L = Costo horario por lubricante.

a = Cantidad de aceite por hora.

P_a = Precio del aceite.

$$\text{Llantas (LL)} = \frac{V_a}{H_v}$$

Donde:

LL = Costo horario por llantas.

V_a = Valor de adquisición de llantas.

H_v = Vida económica en horas.

$$\text{Reparación de llantas (R)} = (Q)(LL)$$

Donde:

R = Costo horario por reparación de llantas.

Q = Porcentaje del costo horario por llantas.

LL = Costo horario por llantas.

c) RESUMEN DE COSTO/HORA-MAQUINA⁽¹⁾.

<u>EQUIPO</u>	<u>COSTO HORA MAQUINA.</u>
Perforadora -----	\$ 36.80
Compresor -----	181.00
Cargador frontal -----	448.25
Camiones F-600 -----	1,733.80
Camioneta Pick-Up -----	475.95
Motoconformadora -----	656.00

(1) El análisis desglosado de cada uno de estos costos aparece en las siguientes páginas.

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (HMD)

DATOS GENERALES:

1) MAQUINA <u>Perforadora</u>	9) HORAS NETAS POR AÑO <u>2,635 Hrs.</u>
2) MARCA <u>Ingersoll - Rand</u>	10) FACTOR DE MANTENIMIENTO <u>85%</u>
3) MODELO <u>JH-40</u>	11) PRIMA ANUAL SEGURO <u>2 %</u>
4) MOTOR <u>Neumático</u>	12) VALOR LLANTAS <u>X</u>
5) POTENCIA <u>X</u>	13) VIDA ECONOMICA LLANTAS <u>X</u>
6) VALOR ADQUISICION <u>\$ 443,800</u>	14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS <u>X</u>
7) VALOR RESCATE (30%) <u>\$ 133,140</u>	
8) VIDA ECONOMICA <u>20,000 Hrs.</u>	

CARGOS FIJOS:

1) DEPRECIACION $(\$443,800 - \$133,140) / 20,000 \text{ Hrs.}$	<u>\$ 15.53/hr.</u>
2) SEGURO $(\$443,800 - \$133,140) (0.02) / 5,270$	<u>\$ 1.17/hr.</u>
3) MANTENIMIENTO $(0.85) (\$ 15.53/hr.)$	<u>\$ 13.20/hr.</u>
TOTAL CARGOS FIJOS	<u>\$ 29.90/hr.</u>

CARGOS POR CONSUMO:

1) COMBUSTIBLE <u>X</u>	
2) LUBRICANTE $(0.06 \text{ Lts.}) (\$ 104)$	<u>\$ 6.86/hr.</u>
3) LLANTAS <u>X</u>	<u>X</u>
4) REPARACION DE LLANTAS <u>X</u>	<u>X</u>
TOTAL CARGOS POR CONSUMO	<u>\$ 6.86/hr.</u>

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO \$ 29.90 + \$ 6.86 = \$ 36.80/hr.

NOTA: Estos cálculos fueron obtenidos de acuerdo a fórmulas mencionadas en las pgs. 30, 31 y 32.

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (HMD)

DATOS GENERALES.

- 1) MAQUINA Compresor portátil.
- 2) MARCA Ingersoll - Rand
- 3) MODELO DRR - 160
- 4) MOTOR Diesel
- 5) POTENCIA X
- 6) VALOR ADQUISICION \$ 1,800,000
- 7) VALOR RESCATE (30%) \$ 540,000
- 8) VIDA ECONOMICA 20,000 Hrs.
- 9) HORAS NETAS POR AÑO 2,635 Hrs.
- 10) FACTOR DE MANTENIMIENTO 85 %
- 11) PRIMA ANUAL SEGURO 2 %
- 12) VALOR LLANTAS \$ 20,000 (dos)
- 13) VIDA ECONOMICA LLANTAS 6,000 Hrs.
- 14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS 15 %

CARGOS FIJOS.

- 1) DEPRECIACION $(\$ 1,800,000 - \$ 540,000) / 20,000 \text{ hrs.} = \$ 63.00/\text{hr.}$
- 2) SEGURO $(\$ 1,800,000 - \$ 540,000) \times 0.02 / 5,270 = \$ 4.80/\text{hr.}$
- 3) MANTENIMIENTO $(0.85)(\$ 63/\text{hr.}) = \$ 53.55/\text{hr.}$
- TOTAL CARGOS FIJOS $\$ 121.35/\text{hr.}$

CARGOS POR CONSUMO.

- 1) COMBUSTIBLE $2.5 \text{ Lts./hr.} (\$ 19/\text{Lt.}) = \$ 47.50/\text{hr.}$
- 2) LUBRICANTE $0.08 \text{ Lts/hr.} (\$ 104/\text{Lt.}) = \$ 8.32/\text{hr.}$
- 3) LLANTAS $\$ 20,000 / 6,000 \text{ hrs.} = \$ 3.33/\text{hr.}$
- 4) REPARACION DE LLANTAS $(0.15)(\$ 3.33/\text{hr.}) = \$ 0.49/\text{hr.}$
- TOTAL CARGOS POR CONSUMO $\$ 59.65/\text{hr.}$

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO $\$ 121.35/\text{hr.} + \$ 59.65 = \$ 181.00/\text{hr.}$

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (HMD)

DATOS GENERALES.

1) MAQUINA <u>Cargador Frontal</u>	9) HORAS NETAS POR AÑO <u>2,635 Hrs.</u>
2) MARCA <u>Clark</u>	10) FACTOR DE MANTENIMIENTO <u>80 %</u>
3) MODELO <u>45-B, Articulado</u>	11) PRIMA ANUAL SEGURO <u>2 %</u>
4) MOTOR <u>Diesel</u>	12) VALOR LLANTAS <u>\$ 450,000</u>
5) POTENCIA <u>92.0 H.P.</u>	13) VIDA ECONOMICA LLANTAS <u>3,000 Hrs.</u>
6) VALOR ADQUISICION <u>\$ 3,100,000</u>	14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS <u>15 %</u>
7) VALOR RESCATE (30%) <u>\$ 930,000</u>	
8) VIDA ECONOMICA <u>20,000 Hrs.</u>	

CARGOS FIJOS.

1) DEPRECIACION $(\$3,100,000 - \$930,000) / 20,000 \text{ Hrs.}$	<u>\$ 108.50 hr.</u>
2) SEGURO $(\$3,100,000 - \$930,000) \cdot 0.02 / 5,270$	<u>\$ 8.23/hr.</u>
3) MANTENIMIENTO $(0.80)(\$108.50/hr.)$	<u>\$ 86.80/hr.</u>
TOTAL CARGOS FIJOS	<u>\$ 203.53/hr.</u>

CARGOS POR CONSUMO.

1) COMBUSTIBLE <u>2 Lts/hr. (\$19/Lt.)</u>	<u>\$ 38/hr.</u>
2) LUBRICANTE <u>(0.09 Lts/hr.) (\$380/Lt.)</u>	<u>\$ 34.20/hr.</u>
3) LLANTAS $\$450,000 / 3,000 \text{ hrs.}$	<u>\$ 150.00/hr.</u>
4) REPARACION DE LLANTAS <u>0.15 (\$150/hr.)</u>	<u>\$ 22.50/hr.</u>
TOTAL CARGOS POR CONSUMO	<u>\$ 244.70/hr.</u>

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO $\$203.53/hr. + \$244.70/hr. = \$448.25/hr.$

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (IIMU)

DATOS GENERALES.

1) MAQUINA <u>Camión de Volteo</u>	9) HORAS NETAS POR AÑO <u>2,635 Hrs.</u>
2) MARCA <u>Ford</u>	10) FACTOR DE MANTENIMIENTO <u>80 %</u>
3) MODELO <u>F-600</u>	11) PRIMA ANUAL SEGURO <u>2 %</u>
4) MOTOR <u>Gasolina</u>	12) VALOR LLANTAS <u>\$ 180,000 (seis)</u>
5) POTENCIA _____	13) VIDA ECONOMICA LLANTAS <u>3,000 Hrs.</u>
6) VALOR ADQUISICION <u>\$ 4,100,000</u>	14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS <u>15 %</u>
7) VALOR RESCATE (30%) <u>\$ 1,230,000</u>	
8) VIDA ECONOMICA <u>10,000 Hrs.</u>	

CARGOS FIJOS.

1) DEPRECIACION <u>($\\$ 4,100,000 - \\$ 1,230,000$)/10,000 hrs.</u>	<u>\$ 287/hr.</u>
2) SEGURO <u>($\\$ 4,100,000 - \\$ 1,230,000$)(0.02)/5,270</u>	<u>\$ 10.89/hr.</u>
3) MANTENIMIENTO <u>(0.80)($\\$ 287/hr.$)</u>	<u>\$ 229.60/hr.</u>
TOTAL CARGOS FIJOS _____	<u>\$ 527.49/hr.</u>

CARGOS POR CONSUMO.

1) COMBUSTIBLE <u>(8 Lts/hr)($\\$ 30/Lt.$)</u>	<u>\$ 240/hr.</u>
2) LUBRICANTE <u>(0.08 Ltc/hr)($\\$ 380/Lt.$)</u>	<u>\$ 30.40/hr.</u>
3) LLANTAS <u>\$ 180,000/3,000 hrs.</u>	<u>\$ 60/hr.</u>
4) REPARACION DE LLANTAS <u>(0.15)($\\$ 60/hr.$)</u>	<u>\$ 9 hr.</u>
TOTAL CARGOS POR CONSUMO _____	<u>\$ 339.40/hr.</u>

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO $\$ 527.49/hr. + \$ 339.40/hr. = 866.89/hr.$

x 2 Unidades

\$ 1,733.80/hr.

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (HMD)

DATOS GENERALES.

1) MAQUINA <u>Camioneta</u>	9) HORAS NETAS POR AÑO <u>2,635</u>
2) MARCA <u>Ford</u>	10) FACTOR DE MANTENIMIENTO <u>80 %</u>
3) MODELO _____	11) PRIMA ANUAL SEGURO <u>2 %</u>
4) MOTOR <u>Gasolina</u>	12) VALOR LLANTAS <u>\$ 80,000</u>
5) POTENCIA _____	13) VIDA ECONOMICA LLANTAS <u>3,000/Hrs.</u>
6) VALOR ADQUISICION <u>\$ 1,800,000</u>	14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS <u>15 %</u>
7) VALOR RESCATE (30%) <u>\$ 540,000</u>	
8) VIDA ECONOMICA <u>10,000 Hrs.</u>	

CARGOS FIJOS.

1) DEPRECIACION <u>$(\\$ 1,800,000 - \\$ 540,000) / 10,000 \text{ h.} = \\$ 126/\text{hr.}$</u>	
2) SEGURO <u>$(\\$ 1,800,000 - \\$ 540,000)(0.02) / 5,270 = \\$ 4.78/\text{hr.}$</u>	
3) MANTENIMIENTO <u>$(0.80)(\\$ 126/\text{hr.}) = \\$ 100.80/\text{hr.}$</u>	
TOTAL CARGOS FIJOS _____	<u>\$ 231.60/hr.</u>

CARGOS POR CONSUMO.

1) COMBUSTIBLE <u>$(7 \text{ Lts/hr})(\\$ 30/\text{Lt.}) = \\$ 210/\text{hr.}$</u>	
2) LUBRICANTE <u>$(0.01 \text{ Lts/hr})(\\$ 380/\text{Lt.}) = \\$ 3.80/\text{hr.}$</u>	
3) LLANTAS <u>$(\\$ 80,000) / 3,000 \text{ Hrs.} = \\$ 26.65/\text{hr.}$</u>	
4) REPARACION DE LLANTAS <u>$(0.15)(\\$ 26.65/\text{hr.}) = \\$ 3.90/\text{hr.}$</u>	
TOTAL CARGOS POR CONSUMO _____	<u>\$ 244.35/hr.</u>

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO $\$ 231.60/\text{hr.} + \$ 244.35/\text{hr.} = \$ 475.95/\text{hr.}$

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO (HMD)

DATOS GENERALES.

1) MAQUINA <u>Motocofradora</u>	9) HORAS NETAS POR AÑO <u>2635 hrs.</u>
2) MARCA <u>Caterpillar</u>	10) FACTOR DE MANTENIMIENTO <u>80 %</u>
3) MODELO <u>120-B</u>	11) PRIMA ANUAL SEGURO <u>2 %</u>
4) MOTOR <u>Diesel</u>	12) VALOR LLANTAS <u>\$ 108,000</u>
5) POTENCIA <u>135 H.P.</u>	13) VIDA ECONOMICA LLANTAS <u>3,000 Hrs.</u>
6) VALOR ADQUISICION <u>\$ 4,056,200</u>	14) FACTOR DE REPARACION DE LAS LLANTAS <u>15 %</u>
7) VALOR RESCATE (30%) <u>\$ 1,216,860</u>	
8) VIDA ECONOMICA <u>20,000 Hrs.</u>	

CARGOS FIJOS.

1) DEPRECIACION <u>(\$ 4,056,200 - \$ 1,216,860)/20,000 Hrs.</u>	<u>\$ 141.97/Hr.</u>
2) SEGURO <u>(\$ 4,056,200 - \$ 1,216,860)0.02/5270</u>	<u>\$ 10.78/Hr.</u>
3) MANTENIMIENTO <u>(0.85)(\$ 141.97/Hr.)</u>	<u>\$ 120.67/Hr.</u>
TOTAL CARGOS FIJOS	<u>\$ 273.42/Hr.</u>

CARGOS POR CONSUMO.

1) COMBUSTIBLE <u>(15 Lts/Hr)(\$ 19/Lt.)</u>	<u>\$ 285/Hr.</u>
2) LUBRICANTE <u>(0.54 Lts/Hr)(\$ 104/Lt.)</u>	<u>\$ 56.16/Hr.</u>
3) LLANTAS <u>\$ 108,000/3,000Hrs.</u>	<u>\$ 36/Hr.</u>
4) REPARACION DE LLANTAS <u>0.15(\$ 36/Hr.)</u>	<u>\$ 5.40/Hr.</u>
TOTAL CARGOS POR CONSUMO	<u>\$ 382.56/Hr.</u>

COSTO HORA MAQUINA DIRECTO \$ 273.42/Hr + \$ 382.56/Hr = \$ 656/Hr.

II.12 - CALCULO DEL COSTO POR TONELADA DE MATERIAL MINADO.

Tomando en cuenta que el depósito calcáreo tiene un material por minar de 1,250,000 tons. a un ritmo de explotación de 472.5 tona/día durante 10,14 años. \approx 10 años.

DISTRIBUCION DE COSTO:

Barrenación.

Vel. de barrenación - - - - -	=	24 mts./hora.
Profundidad de barrenación - - -	=	3.90 mts.
ton/barreno - - - - -	=	17.75 tons.
Barrenos/hora - - - - -	=	24 mt/hr./3.90 mts =
	=	6.15 barr/hr.
Toneladas/hora - - - - -	=	6.15 barr/hora x 17.75 ton/barr.=
	=	109.20 ton/hr.

Por lo tanto:

Costo hora máquina ⁽¹⁾ - - - - -	=	\$ 36.80/hr
Costo/ton.= - - - - -	=	\$ 36.80/hr/109.9 ton/hr.=
	=	<u>\$ 0.35/ton.</u>

(1) Calculado en los formatos costo hora máquina directo.

EXPLOSIVOS:

Carga de fondo (GODYNE) - - - - - = 0.80 kg/m(1.70m) =
= 1.40 kgs;

lb = 1.70 m. °. 1.40 kg x \$ 155/kg =
Costo : \$ 155/kg. = \$ 217/Barr.

Carga de columna (ANFOMEX X) - - - - - 769.4 cm³ x 0.90 gr/cm³ a
c.c = 0.90 m. & 0.70 kgs;

Densidad = 0.90 gr/cm³ °. 0.70 kgs x \$ 47/kg =

Potencia = 0.60 = \$ 33/barreno.

Vol. = $\pi r^2 h$ = 769.4 cm³

Costo : \$ 47/kg.

Costo de explosivos/barreno - - - - - \$ 217 + \$ 33 = \$ 250/barr.

Artificios de iniciación - - - - - 20% de \$ 250 = \$ 50/barreno.

Costo de explosivos y artificios - - - \$ 250 + \$ 50 = \$ 300/barreno.

Toneladas/barreno - - - - - 17.75 ton/barr.

Costo total explosivos y artificios/ton. \$ 300/barreno =
17.75 ton/barr.

= \$ 16.90/ton.

a) BARRENAS:

7 piezas hexagonales de 2', acopladas - - - \$ 36,300

Vida económica - - - - - 300 mts.

Costo/M.L. - - - - - \$ 36,300/300 mts. =
= \$ 121/M.L.

Costo/barreno - - - - - \$ 121/M.L. x 3.90 mts. = \$ 472/barr.

Costo/ton. - - - - - \$ 472/barr.
17.75 ton/barr. = \$ 26.60/ton.

b) ACCESORIOS 30% del costo de barreno/ton. =

= 0.30 x \$ 26.60/ton. = \$ 8/ton.

Costo total de acero de barrenación/ton. \$ 26.60 + \$ 8 =

= \$ 34.60/ton.

AIRE COMPRIMIDO.

Costo hora máquina (1) - - - - - \$ 181/hr.
 Tonelada/hora (2) - - - - - 47 ton/hora.
 Costo/tonelada - - - - - $\frac{\$ 181/\text{hr}}{47 \text{ ton/hr.}} = \underline{\underline{\$ 3.85/\text{ton.}}}$

-CARGADO DE CAMIONES:

Equipo: Cargador frontal Clark
 Rendimiento: 51.30 ton/hr.
 Costo hora máquina (1) = \$ 448.25/hora
 Costo/ton. - - - - - = $\frac{\$ 448.25/\text{hr.}}{51.30 \text{ ton/hr}} = \underline{\underline{\$ 8.75/\text{ton.}}}$

-CARRRO A TOLVAS Y PATIOS.

Equipo: 2 camiones.
 Rendimiento: 30.0 ton/hr/unidad.
 Costo hora máquina (1): 1,733.80/hr.
 Costo/tonelada: 1,733.80/hr/30 ton/hr. = 57.80/ton.

-EQUIPO AUXILIAR.

Camioneta Pick - Up - - - - (1)
 Costo horario máquina (1) = \$ 475.95/hr.
 Toneladas/hora (2) - - - - = 47 ton/hora.
 Por lo tanto: costo/ton. = $\frac{\$ 475.95/\text{hr.}}{47 \text{ ton/hr.}} = \underline{\underline{\$ 10.15/\text{ton.}}}$
 Motoconformadora:
 Costo hora máquina (1) - - - $\frac{656/\text{hr.}}{47 \text{ ton/hr.}} = \underline{\underline{\$ 13.96/\text{ton.}}}$

(1) Calculado en los formatos costo hora máquina directo.

(2) Calculado en la pag. 24.

-MANO DE OBRA.

Percepción anual de personal (1984) - - \$ 5,887,800
Tonelaje extraído al año - - - - - 123,370 tons/año

Mano de Obra: $\frac{5,887,800/\text{año}}{123,370 \text{ tons/año}} = \$ 47.80/\text{ton.}$

II.12.1 - RESUMEN DEL COSTO POR TONELADA DE MATERIAL MINADO:

<u>CONCEPTO</u>	<u>COSTO POR TONELADA.</u>
Barrenación - - - - -	\$ 0.35
Explosivos - - - - -	\$ 16.90
Aire comprimido - - - - -	\$ 3.85
Acero de barrenación - - - - -	\$ 34.60
Cargado de camiones - - - - -	\$ 8.75
Acarreo a tolvas y pátios - - - - -	\$ 57.80
Equipo auxiliar - - - - -	\$ 24.11
Mano de obra - - - - -	\$ 47.80
COSTO TOTAL: - - - - - -SUMA	\$ 194.16/Ton.
<u>Por lo tanto COSTO TOTAL POR TONELADA DE MATERIAL</u>	
<u>MINADO: - - - - -</u>	<u>\$ 194.16/Ton.</u>

CAPITULO III.- PLANTA DE TRATAMIENTO.

III.1 - PRUEBAS DE LABORATORIO. Después de haber efectuado análisis químicos a cada una de las muestras obtenidas en las cuatro secciones de muestreo, se formaron cuatro compósitos con el conjunto de muestras obtenidas en cada sección, las cuales se calcinaron a 950°C , se hidrataron y dieron los siguientes resultados:

ELEMENTO	COMPOSITOS			
	1	2	3	4
CaO (%)	96.20	95.60	96.70	96.45
MgO (%)	0.33	0.24	0.35	0.43
SiO ₂ (%)	1.68	2.14	1.20	1.52
R ₂ O ₃ (%)	1.70	1.88	1.61	1.45
CaO + MgO (%)	96.53	95.86	96.95	96.88
% Hidratación: Ca(OH) ₂	98	97.70	98.50	98.30
Blancura del Ca(OH) ₂	Blanco	Blanca	Blanca	Muy Blanca

El contenido de $\text{CaO} + \text{MgO}$ permite clasificar el tipo de cal que se puede obtener y se denomina Cal Grasa, caracterizada por contener de 91.37 a 98.08 % de CaO .

Según la norma C3-44 de la dirección general de normas, la suma de $\text{CaO} + \text{MgO}$ debe ser 92% mínimo.

La cal viva se obtiene por calcinación de la roca caliza (CaCO_3) a temperaturas superiores a los 900°C usualmente entre 900° y 1300°C . Las propiedades de la cal viva son determinadas decisivamente por el comportamiento de la roca caliza, que en virtud de su origen, puede variar mucho en su calidad durante el proceso de calcinación.

III.2 - DESCRIPCION GENERAL DEL PROCESO.

Las principales operaciones que involucran el proceso de obtención de cal hidratada son:

- A - TRITURACION Y CLASIFICACION.
- B - CALCINACION.
- C - HIDRATACION Y ENVASADO.

A.- TRITURACION Y CLASIFICACION. Esta sección (Ver Fig.9) dispondrá de una tolva de material (No.2) que a su vez suministrará el material necesario para la quebradora primaria con un ϕ de -24" (No.3) y con una descarga de -8". Al pasar por el primer tamiz de la criba vibratoria (No.7), los finos a -2" se van a un apilamiento (No.10). Los gruesos pasan al segundo tamiz de la criba vibratoria (No.7) en la que los tamaños de -4" a +2" son recibidos por una banda transportadora inclinada (No.8) que conducirá el material a una tolva (No.9) para alimentación de los hornos (No.12). Los tamaños de -8" a +4" que no pasan por el primer tamiz de la criba (No.7), se circularán a la trituradora secundaria (No.5) con alimentación de -8" y descarga de -4" y conducidos a la criba vibratoria en la que los finos pasarán a través de los dos tamices al apilamiento

a -2". Los gruesos pasan al segundo tamiz de la criba vibratoria (No.7) que serán los tamaños deseados de -4" a + 2"; los cuales irán a la tolva (No.9) de alimentación de los hornos.

De la tolva de alimentación (No.9), por medio de un alimentador automático cargará un Skip (No.11) que transportará la roca caliza a las boquillas de alimentación de los hornos (No.12).

B.- CALCINACION. Esta sección constará de dos hornos verticales (No.12) con capacidad de 125 ton/día de cal viva, cada uno en forma de cuba, fabricados de lámina de acero reforzado, con revestimiento interior de ladrillo refractario y a base de concreto armado. Estos hornos, tendrán una primera zona interna de precalentamiento de la cual extraerán los humos de combustión a través de un tubo conectado a un ciclón colector de polvos, y a un precalentador de aire -- primario conectado a las cámaras de combustión.

La segunda zona interna de los hornos es la calcinación, donde estarán las cámaras de combustión y donde se gasifica el combustóleo, produciéndose la mezcla con el aire primario precalentado. Esta mezcla de gases entra al interior del horno a una temperatura aproximada de 800°C y al llegar a combustión total alcanza una temperatura cercana a 1,100°C, la cual permitirá la disociación del carbonato de calcio como en la reacción mencionada en la página 16.

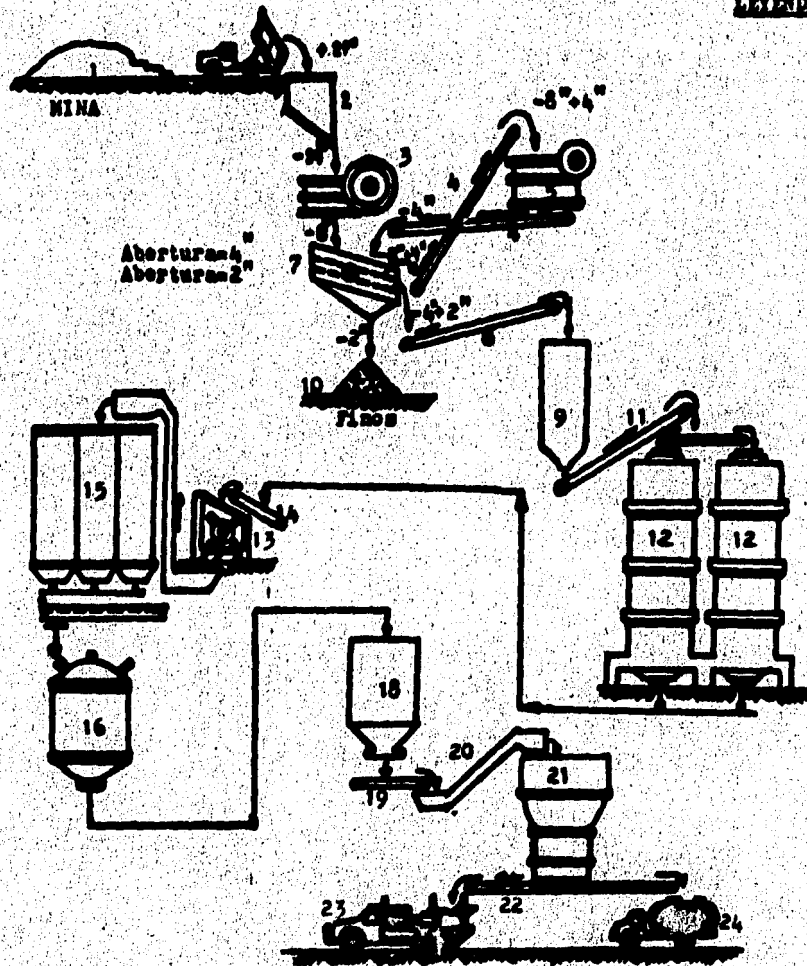
Finalmente se tiene la zona interna de enfriamiento, la cual tendrá controles de descarga vibratorios que servirán para regular el flujo de salida de la cal viva.

C.- HIDRATACION Y ENVASADO. La cal viva extraída de los hornos, pasa a una quebradora de martillos (No.13) por medio de una banda (No.14), de la quebradora de martillos (No.13) por medio de un elevador de cangilones pasará a los silos (No.15). Los silos descargarán sobre un dosificador de banda que regulara la alimentación del hidratador

(No.16); Aquí primero se iniciara la reacción química mezclando la cal viva y el agua, y después se eliminará el exceso de agua y el CO_2 desprendido. La descarga de cal hidratada pasará a una tolva (No.18). La tolva descargará en una banda transportadora (No.19) y ésta a un elevador de cangilones (No.20) que alimentará la tolva de -- almacenamiento de cal apagada (No.21), para finalmente -- descargar en las envasadoras (Nos. 23 y 24) que pueden -- trabajar alternadamente llenando camiones tolva o líneas de ensacado (Ver diagrama de flujo anexo).

NOTA. Los establecimientos teóricos, cálculos, constantes de operación de los equipos principales de producción de cal hidratada, etc. no son objeto de éste estudio, solo se analizarán costos globales según cotización solicitada a MAQUINARIA INDUSTRIAL, S.A. e información recibida.

LEYENDA: FABRICACION DE HIDROXIDO DE CALCIO.



- 1.- Materia prima.
- 2.- Tolva de gruesos.
- 3.- Quebradora primaria.
- 4.- Banda transportadora.
- 5.- Quebradora secundaria.
- 6.- Banda transportadora.
- 7.- Crivas.
- 8.- Banda transportadora.
- 9.- Tolva de alimentación.
- 10.- Finos.
- 11.- Banda transportadora.
- 12.- Hornos.
- 13.- Quebradora de martillos.
- 14.- Banda transportadora.
- 15.- Silos.
- 16.- Hidratador.
- 17.-
- 18.- Tolva de cal hidratada.
- 19.- Banda transportadora.
- 20.- Elevador de cangilones.
- 21.- Tolva de almacenamiento.
- 22.- Banda transportadora.
- 23.- Envasado de cal.
- 24.- Granel.

UNAM		
Facultad de Ingeniería		
Diagrama de Flujo.		
TESIS PROFESIONAL		
Lorenzo Reyes Ortega		
FIG. 9	SIN ESC.	1985

III.3 - COSTOS.

a) INVERSION GENERAL PLANTA.

CONCEPTO	MONTO (MILES DE PESOS)
Equipo Integral de planta: - - - -	\$ 191,005
a) Trituración y clasificación.	
b) Calcinación.	
c) Hidratación y envasado.	
Edificio para oficinas generales ⁽¹⁾ - -	7,000
Edificio para taller y almacén ⁽¹⁾ - - -	10,000
Instalaciones de energía eléctrica,	
Agua y Combustible ⁽¹⁾ - - - - - - -	5,425
Otras instalaciones - - - - - - -	3,000
Ingeniería y servicios - - - - - - -	3,000
Materiales de consumo y refacciones - -	1,910
(para 6 meses de operación: 1 % del costo de la planta).	
TOTAL	\$ 221,340

(1) Estimados de acuerdo a STANDARD DE COSTOS CONSTRUCTORES ASOCIADOS, S.A. FEB.80.

b) MANO DE OBRA PLANTA/AÑO (3 TURNOS).

MANO DE OBRA DIRECTA	PLAZAS	PERCEPCION TOTAL
(MILES DE PESOS)		
Operador trituración - - - -	1 - - - -	\$ 365
Operador Cribado - - - -	1 - - - -	365
Hornero - - - - - - - -	3 - - - -	1,095
Ayudante hornero - - - - -	3 - - - -	900
Hidratador - - - - - - - -	3 - - - -	1,095
Ayudante hidratador - - - - -	3 - - - -	900
Envasador - - - - - - - -	3 - - - -	1,095
Estibador - - - - - - - -	3 - - - -	900
Peón de carga - - - - - - - -	3 - - - -	850
TOTAL	23	\$ 7,565/año

COSTOS POR CONCEPTO DE:

$$\begin{aligned} \text{Mano de obra/ton. cal. M.} &= \frac{\$ 7,565,000/\text{año}}{123,370 \text{ ton/año}} = \\ &= \underline{\$ 61.30/\text{ton.}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Consumo de Energía Eléctrica, agua y combustible}^{(1)} &= \\ &= \underline{\$ 75/\text{ton.}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Depreciación de equipo/ton} &= \frac{\$ 191,005,000}{10 \text{ años} \times 123,370 \text{ ton/año}} = \\ &= \underline{\$ 155/\text{ton.}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Mantenimiento.- Se considerará el 8 \% del monto inicial} \\ \text{Por lo tanto: } &\frac{\$ 191,005,000 \times 0.08}{10 \text{ años} \times 123,370 \text{ ton/año}} = \underline{\$ 12.40/\text{ton.}} \end{aligned}$$

(1) Estimado de acuerdo a costos proporcionados por F. de minerales no metálicos.

OTROS COSTOS:

Energía Eléctrica.- Este concepto se refiere al suministro de Energía Eléctrica y su amortización; considerando que la inversión inicial de una subestación eléctrica con capacidad de 1500 KVA con dos unidades transformadoras = 3,000,000

$$\begin{aligned} \text{Amortización E.Eléctrica/ton} &= \frac{\$ 3,000,000}{10 \text{ años} \times 123,370 \text{ ton/año}} = \\ &= \underline{\$ 2.45/\text{ton}} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Amortización de obra civil/ton} &= \frac{\$ 17,000,000}{10 \text{ años} \times 123,370 \text{ ton/año}} = \\ &= \underline{\$ 13.80/\text{ton}}. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Amortización de Instalaciones/ton} &= \\ &= \frac{\$ 3,000,000}{10 \text{ años} \times 123,370 \text{ ton/año}} = \\ &= \underline{\$ 2.45/\text{ton}}. \end{aligned}$$

c) COSTO POR TONELADA DE CAL HIDRATADA PRODUCIDA.

COSTOS FIJOS/TON.	COSTOS VARIABLES/TON.
Mano de obra - - - - \$ 61.30	Consumo energía eléctrica, agua y combustible - - - \$ 75
Depreciación de Equipo - - - - - \$ 155	Materiales y refacciones ⁽¹⁾ - - - - \$ 32.25
Mantenimiento - - - - \$ 12.40	
OTROS COSTOS	
Amortización - - - - \$ 2.45 (Suministro energía elect.)	
Amortización - - - - \$ 13.80 (obra civil)	
Amortización de instalaciones - - - - - \$ 2.45	
TOTAL \$ 247.40	TOTAL \$ 107.25

Por lo tanto COSTO TOTAL/TON. CAL = \$ 355

(1) Es el 10% del costo total/ton. de cal H. producida, y es igual al 1% del costo de planta para 6 meses de operación.

CAPITULO IV. ANALISIS ECONOMICO.

IV.1 - MONTO DE LA INVERSION.

Inversión mina - - - - -	↓ 19,000,000
Inversión planta - - - - -	↓ 191,005,000
	<hr/>
	↓ 210,005,000

INFRAESTRUCTURA.

Edificio Oficinas generales - -	↓ 7,000,000
Edificio Taller y almacén - - -	↓ 10,000,000
Otras instalaciones - - - - -	↓ 3,000,000
Energía eléctrica, agua y combustible - - - - -	↓ 5,425,000

PREOPERATIVOS.

Ingeniería y servicios - - - - -	↓ 3,000,000
----------------------------------	-------------

CAPITAL DE TRABAJO.

Efectivo en caja (1 mes nómina mina y planta) - - - - -	↓ 1, 121,066
Materiales de consumo y refacciones (para 6 meses de operación: 1 % del costo de la planta). -	↓ 1,910,050
	<hr/>
SUB TOTAL - - -	↓ 241,461,116
más 10 % imprevistos - - - -	↓ 24,146,111.60
	<hr/>
TOTAL - - - -	↓ 265,607,228

CALCULO DE INGRESOS ANUALES
(Según tendencia de precios, Fig. 6.)

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
Producción/Día(Tons.)	250	250	250	250	250	250	250	250	250	250
Precio en M. U./Ton. (Miles de pesos)	7.90	8.85	9.70	10.65	11.65	12.75	13.85	14.2	15.075	16
Producción a Precio de venta/día, (Miles de pesos).	1,975	2,212.5	2,425	2,662.5	2,862.5	3,093.75	3,312.5	3,950	3,768.75	4,000
Ingresos brutos/ano. (Miles de pesos)	711,000	796,500	873,000	958,500	1,030,500	1,113,500	1,198,500	1,278,000	1,356,750	1,440,000

COSTOS DE PRODUCCION POR TONELADA.

Costos Mina - - - - -	\$/ton.	194.16
Costos planta - - - - -	\$/ ton.	355.00
COSTO TOTAL - - - - -	\$/ ton.	549.16

GASTOS DE ADMINISTRACION Y VENTAS

Calculado a partir del personal siguiente:

No.	PUESTO	SUELDO TOTAL/AÑO	GASTO ADMON/TON.
		M.N.	M.N.
1	Jefe de mantenimiento	\$ 780,000	\$ 8.66
1	Mecánico	430,000	4.77
1	Ayudante mecánico	350,000	3.88
3	Almacenistas	1,311,000	14.56
1	Electricista	400,000	4.44
1	Ayudante electricista	350,000	3.88
1	Servicios generales	350,000	3.88
3	Vigilantes	1,050,000	11.66
1	Contador general	700,000	7.77
1	Auxiliar contabilidad	450,000	5.0
1	Compras	500,000	5.55
1	Nómina	450,000	5.00
3	Secretarias	1,350,000	15.00
TAL 19 Plazas		\$ 2,694,400	\$ 94.05/ton.

GASTOS FINANCIEROS.

Inversión total - - - - - \$ 265,607,228
 Financiamiento (40% Inv. total) - \$ 106,242,891
 Capital Social - - - - - \$ 156,333,221
 Capital de trabajo - - - - - \$ 3,031,116

GASTOS FINANCIEROS:

Capital - - - - - \$ 106,242,891
 Tasa de interés - - - - - 39 %
 Base de interés - - - - - Sobre saldos insolutos.
 Tiempo de duración del préstamo 5 años.
 Años de gracia - - - - - 2 años.
 Período de pagos - - - - - anual.
 Fecha de pagos - - - - - Fin de período.

DEPRECIACION Y AMORTIZACION.

CONCEPTO	INVERSION	DEPRECIACION Y AMORTIZACION/AÑO.
Inversión mina	\$ 19,000,000	\$ 1,900,000
Inversión planta	\$ 191,005,000	\$ 19,100,500
Edificio Oficinas	\$ 7,000,000	\$ 700,000
Edificios taller y Almacén.	\$ 10,000,000	\$ 1,000,000
Otras instalaciones.	\$ 3,000,000	\$ 300,000
Ingeniería y servicios.	\$ 3,000,000	\$ 300,000

TOTAL - - \$ 23,300,500

CALCULO DE GASTOS FINANCIEROS
(EN MILES DE PESOS)

AÑO CALENDARIO	AÑO RELATIVO	SALDO INICIAL	PRESTAMO	PAGO DE CAPITAL	SALDO FINAL	INTERESES
1985	-1	0	106,242.8	0	106,242.8	20,717.4
1986	0	106,242.8	0	0	106,242.8	41,435
1987	1	106,242.8	0	21,248.6	84,994.2	33,147.7
1988	2	84,994.2	0	21,248.6	63,745.60	24,660.8
1989	3	63,745.6	0	21,248.6	42,497.0	16,573.8
1990	4	42,497.0	0	21,248.6	21,248.4	8,286.9
1991	5	21,248.4	0	21,248.6	0	0

AMORTIZACION DE GASTOS FINANCIEROS.

AÑO	MONTO	AMORTIZACION ANUAL.
-1	\$ 20,717.4	\$ 2,071.74
0	\$ 41,435	\$ 4,143.50
	TOTAL	\$ 6,215.24

COSTOS DE PRODUCCION (1984)

<u>COSTO MINA</u>	<u>¢/TON.</u>
Barrenación - - - - -	-¢ 0.35
Aire comprimido - - - - -	3.85
Explosivos - - - - -	16.90
Acero de Barrenación - - - -	34.60
Cargado de camiones - - - -	8.75
Acarreo - - - - -	57.80
Equipo auxiliar - - - - -	24.11
Mano de obra - - - - -	47.80
<hr/>	
Sub-total - - - - -	-¢ 194.16/ton.

COSTO PLANTA:

Costo global - - - - -	-¢ 355/ton.
<u>TOTAL - - - - -</u>	<u>¢ 549.16</u>

COSTO TOTAL DE 1 TON. DE CAL H. PRODUCIDA = ¢ 549.16

PRO FORMA DE COSTOS A 10 AÑOS
Costos en M.N./Ton. Incremento anual de 15 %
(Basado en costos calculados para 1984).

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
MINA:										
Barrénación	0.35	0.40	0.46	0.53	0.61	0.70	0.80	0.93	1.07	1.23
Aire comprimido	3.85	4.42	5.09	5.85	6.73	7.74	8.90	10.24	11.77	13.54
Explosivos	16.90	19.43	22.35	25.70	29.55	33.99	39.09	44.95	51.69	59.45
Acero de Barr.	34.60	39.79	45.75	52.72	60.51	69.59	80.03	92.03	105.84	121.71
Cargado de camiones	8.75	10.06	11.57	13.30	15.30	17.59	20.23	23.27	26.76	30.98
Acarreo	57.80	66.47	76.44	87.90	101.09	116.25	133.69	153.74	176.81	203.53
Equipo auxiliar	24.11	27.72	31.88	36.66	42.16	48.49	55.76	64.13	73.75	84.81
Mano de obra	47.80	54.97	63.21	72.69	83.60	96.14	110.56	127.14	146.22	168.15
Subtotal	194.16	223.28	256.77	295.29	339.58	390.52	449.10	516.46	593.03	683.03
PLANTA:										
Costo global	355	408.25	469.48	539.91	620.89	714.03	821.13	944.30	1,085.95	1,248.86
TOTAL	549.16	631.53	726.26	835.20	960.48	1,104.55	1,270.24	1,460.77	1,679.89	1,931.89
TOTAL DE COSTO ANUAL (1)										
(MILES DE PESOS) AÑO DE 360 DIAS.	49,424	56,837	65,363	75,167	86,442	99,409	114,320	131,468	151,139	173,867

(1) (Costo anual/Ton.)(250Ton./día)(360 días).

PROFORMA DE LOS GASTOS DE OPERACION A 10 AÑOS
(Miles de pesos)(CALCULADO EN BASE A DATOS DE
1984).

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
<u>GASTOS DE OPERACION:</u>										
GASTOS DE ADMON. Y VENTAS (Incr.10% anual)	8,464	9,311	10,242	11,266	12,393	13,632	14,995	16,495	18,144	19,959
<u>GASTOS FINANCIEROS:</u>	-----	-----	33,147	24,860	16,573	8,287	-----	-----	-----	-----
<u>DEPRECIACION Y AMORTIZACION:</u>										
DEPRECIACION DE INVER SION INICIAL.	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300	23,300
<u>AMORTIZACION:</u>										
GASTOS FINANCIEROS.	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215	6,215
<u>TOTAL DEPRECIACION Y AMORTIZACION:</u>	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515

PROFORMA DEL ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS A 10 AÑOS
(Cantidades en miles de pesos).

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
INGRESOS POR VENTAS	711,000	796,500	873,000	958,500	1,030,500	1,113,750	1,192,500	1,278,000	1,356,750	1,440,000
COSTOS DE PRODUCCION	49,424	56,837	65,363	75,167	86,442	99,409	114,320	131,468	151,189	173,867
UTILIDAD BRUTA	661,576	739,663	807,637	883,333	944,058	1,014,341	1,078,180	1,146,532	1,205,561	1,266,133
COSTOS DE OPERACION.										
GASTOS DE ADMON. Y VENTAS	8,464	9,311	10,242	11,266	12,393	13,632	14,995	16,495	18,144	19,959
GASTOS FINANCIEROS	-----	-----	33,147	24,860	16,573	8,287	-----	-----	-----	-----
DEPRECIACION Y AMORTIZACION	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515
UTILIDAD DE OPERACION.	623,597	700,837	734,783	817,692	805,577	962,907	1,033,670	1,100,522	1,157,902	1,216,559
IMPUESTO S/LA RENTA (1)	311,798	350,418	367,366	408,847	442,788	481,453	516,835	550,261	578,951	608,429
REPARTO DE UTILIDADES (50% DE U.D.O.)										
UTILIDAD NETA	311,798	350,418	367,366	408,847	442,788	481,453	516,835	550,261	578,951	608,429

(1) La Ley de Impuestos Sobre la Renta Establece:

Toda persona física o moral que sobrepase 1,5 millones de pesos en su utilidad de operación pagará el 42 % de impuesto.

Toda persona física o moral tiene la obligación de pagar el 8% de su utilidad de operación (Utilidad antes de impuesto) a sus trabajadores como participantes de la utilidad.

PROFORMA DE FLUJO DE EFECTIVO ANUAL A 10 AÑOS.
(Cantidades en miles de pesos).

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
ENTRADA DE EFECTIVO:										
Utilidad neta	311,798	350,418	367,366	408,847	442,788	481,453	516,835	550,261	578,951	608,329
Depreciación y Amortización.	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515
Financiamiento	106,242	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Capital social	156,333	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Capital de trabajo	3,031	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
TOTAL:	606,919	379,933	396,881	438,363	472,303	510,968	546,350	579,776	608,466	637,844
SALIDA DE EFECTIVO:										
Inv. en activo fijo ⁽¹⁾	262,576	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Pago a Bancos	-----	-----	21,248	21,248	21,248	21,248	21,248	-----	-----	-----
Capital de Trabajo	3,031	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Intereses acumulados	20,717	41,435	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
TOTAL:	286,324	41,435	21,248	21,248	21,248	21,248	21,248	-----	-----	-----
FLUJO NETO DE EFECTIVO.	320,595	338,498	375,633	417,114	451,055	489,720	525,102	579,776	608,466	637,844

(1) Inversión-Capital de trabajo.

PROFORMA DEL FLUJO DE CAJA DESCONTADA
(Cantidades en miles de pesos)

CONCEPTO	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992	1993	1994
Ingresos por venta	711,000	796,900	873,000	958,500	1,030,500	1,113,500	1,192,500	1,278,000	1,356,750	1,440,000
Costos	49,424	56,837	65,353	75,167	86,442	99,409	114,320	131,468	151,189	173,367
Utilidad bruta.	661,576	739,663	807,637	883,333	944,058	1,014,341	1,078,180	1,146,532	1,205,561	1,266,633
Gastos de Admón. y Ventas.	8,464	9,311	10,242	11,266	12,393	13,632	14,995	16,495	18,144	19,959
Gastos financieros.	-----	-----	33,147	24,860	16,573	8,286	-----	-----	-----	-----
Depreciación y Amortización.	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515
Utilidad de operación.	623,597	700,837	734,783	817,692	885,577	962,907	1,033,670	1,100,522	1,157,902	1,216,659
Utilidad neta.	311,798	350,418	367,366	408,897	442,788	481,453	516,835	550,261	578,951	608,329
Depreciación y amortización.	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515	29,515
Flujo de caja de operación.	341,314	379,934	396,936	438,310	472,304	510,969	546,350	579,776	608,466	637,845
SALIDAS EN CAJA:										
Inversiones (265,607)	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Pago a Bancos	-----	-----	21,248	21,248	21,248	21,248	21,248	-----	-----	-----
Financiamiento	106,242	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----
Ganancia (Perd.) (265,607)	235,072	379,934	375,688	417,062	451,056	489,721	525,102	579,776	608,466	637,845
Acumulación Caja (265,607)	(30,535)	349,399	725,087	1,142,149	1,593,205	2,082,926	2,608,028	3,187,804	3,796,270	4,434,111

CALCULO DE LA RENTABILIDAD.

La rentabilidad de la inversión se calculará considerando una tasa de oportunidad (i) de 39%, mediante la siguiente expresión:

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum_{k=1}^n I_k(1+i)^{n-k}}{\text{Inversión}}} - 1$$

Donde: R = Rentabilidad
 I_k = Utilidad neta
 i = Tasa de oportunidad
 n = Número de años

UTILIDAD NETA REDUCIDA A VALOR ACTUAL.

AÑO	No.	UTILIDAD NETA (Miles de pesos)	(1 + i) ^{n-k}	FACTOR $\frac{1}{(1+i)^n}$.N.A VALOR ACTUAL (Miles de pesos)
		(A)	(B)	(C)	(D) = (A)(C)
		(20,717.4) ⁽¹⁾			(20,717.4) ⁽¹⁾
1985 ⁽²⁾	1	311,798	(1.39) ⁹ = 19.37	1(1.39) ¹ = 0.719	224,182
1986	2	330,418	(1.39) ⁸ = 13.93	1(1.39) ² = 0.518	181,517
1987	3	367,366	(1.39) ⁷ = 10.02	1(1.39) ³ = 0.375	137,762
1988	4	408,847	(1.39) ⁶ = 7.21	1(1.39) ⁴ = 0.268	109,571
1989	5	442,788	(1.39) ⁵ = 5.18	1(1.39) ⁵ = 0.193	85,458
1990	6	481,453	(1.39) ⁴ = 3.73	1(1.39) ⁶ = 0.138	66,441
1991	7	516,835	(1.39) ³ = 2.68	1(1.39) ⁷ = 0.099	51,167
1992	8	550,261	(1.39) ² = 1.93	1(1.39) ⁸ = 0.071	39,069
1993	9	578,951	(1.39) ¹ = 1.39	1(1.39) ⁹ = 0.051	29,527
1994	10	608,329	(1.39) ⁰ = 1.0	1(1.39) ¹⁰ = 0.037	22,508
TOTAL					926,485

(1) Intereses acumulados.

(2) Año en que se recupera la inversión: P_c = 10 meses y 6 días.

Empleando la expresión para calcular la rentabilidad de la inversión se tiene:

$$\begin{aligned}
 & 311,798(19.37) + 350,418(13.93) + 367,366(10.02) + \\
 & + 408,847(7.21) + 442,788(5.18) + 481,453(3.73) + \\
 & + 516,835(2.68) + 550,261(1.93) + 578,951(1.39) + \\
 & + 608,329(1.0) - 20,717.4 = 6,039,527 \\
 & \quad \quad \quad 4,881,323 \\
 & \quad \quad \quad 3,681,007 \\
 & \quad \quad \quad 2,947,787 \\
 & + \quad \quad \quad 2,293,642 \\
 & \quad \quad \quad 1,795,818 \\
 & \quad \quad \quad 1,385,118 \\
 & \quad \quad \quad 1,062,004 \\
 & \quad \quad \quad 804,742 \\
 & \quad \quad \quad \underline{608,329} \\
 & \quad \quad \quad 25,499,297 - 20,717 = \\
 & \quad \quad \quad = 25,478,580
 \end{aligned}$$

Entonces:

$$R = \sqrt[11]{\frac{25,478,580}{265,607}} - 1$$

Por lo tanto, $R = 51\%$

TASA DE RETORNO SOBRE LA INVERSIÓN.

$$T.R.I. = \frac{\text{Utilidad neta promedio}}{\text{Inversión}} \times 100$$

$$T.R.I. = \frac{461,705}{265,607} \times 100$$

$$T.R.I. = 174\%$$

CALCULO DE LA TASA DE FLUJO DE CAJA DESCONTADA.

(Datos del flujo de caja, Pg.61).

AÑO	FLUJO DE CAJA (Miles de pesos)	$\frac{1}{(1+i)^n}$; $i = 115\%$	VALOR ACTUAL (Miles de pesos)
1	235,072	0.465	109,335
2	379,934	0.216	82,192
3	375,688	0.100	37,802
4	417,062	0.046	19,519
5	451,056	0.021	9,818
6	489,721	0.010	4,958
7	525,102	0.004	2,473
8	579,776	0.002	1,270
9	608,466	0.001	619
10	637,845	0.0004	302

TOTAL VALOR ACTUAL : 268,288
 - INVERSION : - 265,607
 Valor actual neto: (+) 2,681

AÑO	FLUJO DE CAJA (Miles de pesos)	$\frac{1}{(1+i)^n}$; $i = 120\%$	VALOR ACTUAL (Miles de pesos)
1	235,072	0.454	106,851
2	379,934	0.206	78,499
3	375,688	0.093	35,282
4	417,062	0.042	17,804
5	451,056	0.019	8,752
6	489,721	0.008	4,319
7	525,102	0.004	2,105
8	579,776	0.001	1,056
9	608,466	0.0008	504
10	637,845	0.0003	240

VALOR ACTUAL 255,412
 - INVERSION - 265,607
 Valor actual neto (-) 10,195

Interpolando: $TFD = 115\% + 5\% \left[\frac{2,681}{2,681 - (-10,195)} \right]$

$TFD = 115\% + 1.04\%$

TFD de la Inversión = 116 %.

GANANCIA. Es la diferencia obtenida entre la suma de los ingresos netos reducidos a valor actual y la inversión inicial.

$$G = 926,485 - 265,607 \text{ (Miles de pesos).}$$

Por lo tanto $G = \$660,878,000$

PERIODO DE CANCELACION. Es el tiempo en que se recupera la inversión y se inician las ganancias.

$$Pc = \frac{I}{D}$$

Donde: I = Inversión.

D = Año en que se recupera la inversión.

$$Pc = \frac{265,607}{311,798/\text{año}} = 0.851 \text{ años.}$$

$$\therefore 0.851 \times 12 \text{ meses} = \underline{10.22} \text{ meses}$$

$$0.22 \times 28 \text{ días} = 6 \text{ días.}$$

$$\underline{Pc = 10 \text{ meses y } 6 \text{ días.}}$$

CAPITULO V.- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

Aunque la demanda de cal hidratada en el Estado de Sinalóa sea mayor a la que producirá la planta de "El Viche", esta resolverá parcialmente el problema regional. Una vez que ésta unidad esté operativa y financieramente consolidada, el incremento a la producción será acorde con la demanda y sujeta a la generación de recursos de la propia empresa. Las ampliaciones serán de forma en que se consolide un negocio minero redituable ya que se cuenta con las reservas suficientes de caliza para poder absorber cualquier volumen de producción.

De conseguirse mayor financiamiento se harán las modificaciones pertinentes en el proyecto de tipo formal, se revisarán y actualizarán los costos de mina y planta; se buscarán los procedimientos necesarios para abatir los costos de producción. - Así mismo, al efectuar un exhaustivo estudio del mercado de cal hidratada en el Estado de Sinalóa, se podrá estimar el volumen de las ampliaciones a efectuar, basándose en el conocimiento de la situación inflacionaria que vive el país.

Aunque la rentabilidad de 51 % estimada en el Capítulo IV no sea muy atractiva, (12 % mayor a la tasa de oportunidad) se está resolviendo un problema socioeconómico.

Al estimar la tendencia de la demanda futura de cal hidratada para el Estado de Sinalóa (Fig.5), se observa una demanda creciente. Para 1985 se estimó una demanda aproximada de 300 mil toneladas, y se proyectó una producción de 90 mil toneladas. Esta baja producción se debe a las limitaciones de préstamo de capital por parte de los Bancos. Los inversionistas potenciales -- tienen disponibilidad de prestar 300 millones de pesos.

Además de las restricciones financieras, no se han evaluado los riesgos de la inversión, la cual se somete a la inestabilidad económica actual provocada por las devaluaciones de la moneda mexicana, con la consecuente pérdida de su valor adquisitivo.

I L U S T R A C I N E S .



Perforadora

JH40

Jackhammer®

La perforadora de mano de peso medio y alta velocidad para hacer barrenos de 33 mm (1 3/16") por 0.40 m (21") de profundidad en todo tipo de cantoseras.

Ofrece las siguientes características:

- Palanca de control con tres posiciones para rimado, perforación y salida de aire.
- Silenciador incorporado.
- Serranado seco o húmedo.
- Nuevo sistema de vibración que aumenta la velocidad de perforación.

ESPECIFICACIONES:	Sistema métrico	Sistema Inglés
Peso Neto	20.3 Kg.	58 Lb.
Longitud Total	571.5 mm	22 1/2"
Díámetro del pistón	63.5 mm	2 1/2"
Carroza	66.7 mm	2 5/8"
Broquero (Hexagonal)	22 x 100 mm	7/8" x 4 1/4" (*)
Conexión para aire	19 mm	3/4"
Consumo de aire	3.25-3.50 m ³ /min.	115-125 FCM
Presión requerida	6.3 Kg/cm ²	90 Lb/pulg ²
Volumen para transporte	.04 m ³	1.5 pie ³

(*) También se puede suministrar 25 x 100 mm (1" x 4 1/4")

FIG. C

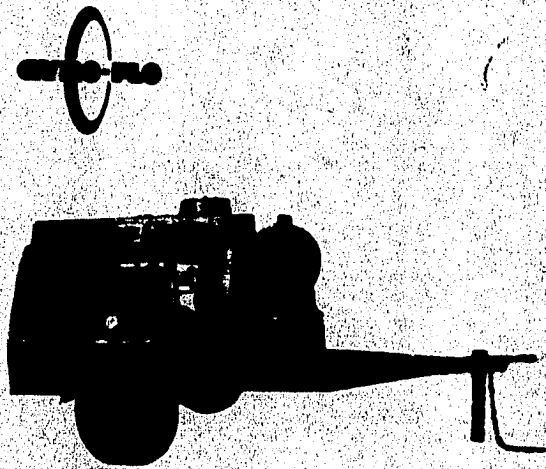


Fig. D.-Compresor portátil DRR-160
con motor diesel de un paso, tipo rotativo de
aspas no metálicas con enfriamiento por medio
de inyección de aceite, control de capacidad
automático. Entrega 160 pies cúbicos a 100 Lbs.
por pulgada cuadrada.



CARGADOR FRONTAL CLARK 45-B

FIG. 18



45-B Articulado.....	52 H.P.
Potencia neta al volante.....	0.75-1.55 m ³ (1 a 2 yd ³)
Capacidad del cucharón.....	7000 Kgs.
Peso de operación.....	4900 Kgs. (10,800 Libs.)
Carga de volteo.....	13.00 x 34 - 12 Capas
Llantas.....	

BIBLIOGRAFIA

- 1.- CUMMINS, B.A. Mining Engineering Handbook, Vol. II
Society of Mining Engineering.
New York, N.Y. 1973
- 2.- RODRIGUEZ, T.R. Atlas de Geología del Estado de Sinaloa.
Instituto de Geología, UNAM. México, 1973.
- 3.- ----- Técnicas en el Uso de Explosivos.
Dpto. de Explosivos Du Pont, S.A. México. 1975.
- 4.- LANGEFORS, U. y Kihlström. Técnica Moderna de Voladura de Rocas. Ed. Urmo. Barcelona, España. 1973.
- 5.- LICONA, S.J. Instructivo para Evaluar Financieramente una Inversión. en: Geomimet No. 128. Asociación de Ingenieros de Minas, Metalurgistas y Geólogos de México, A.C. Electrocomp, - S.A. México. 1984. Pgs. 99-111.
- 6.- ----- Manual de Operaciones de la Fábrica de Cal M-20. Siderúrgica Lázaro Cárdenas - Las Truchas, S.A. (SICARTSA). México. 1976.
- 7.- SADA, S. Juan M. Explotación de Asbesto en "El Novillo", Tamaulipas, Tesis Profesional, Fac. de -- Ingeniería, UNAM. 1976.