

ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“Estudio económico - Técnico de la explotación de sulfato sodico y diseño de la mina de yeso en Belorado - Burgos - España y las perspectivas para Ecuador”

TESIS DE GRADO

Previo a la Obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

MAURICIO CORNEJO MARTINEZ

GUAYAQUIL

1999

DEDICATORIA

A MI DIOS

A MIS PADRES

A MIS HERMANOS

A MIS AMIGOS

AGRADECIMIENTO

- A JEHOVA Dios por su inconmensurable amor
- Al Dr. Paul Carrion por su ayuda a la realización de esta tesis
- Al Dr. Alfonso Maldonado por su apoyo y comentarios para la realización de la tesis en España
- A la Dra. María Teresa Aguado por la dirección de la misma.
- Al Ing. Alejandro Lansac por su constante interés en el proyecto

DECLARACIÓN EXPRESA

“ La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis me corresponden exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”

(Reglamento de Graduación de la ESPOL).

Maurico H. Cornejo Martinez

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

Ing. Edison Navarrete
Presidente del tribunal

Dr. Paúl Carrión Mero
Director de Tesis

Dra. Elizabeth Peña
Miembro del Tribunal

Ing. Hugo Egeuz A.
Miembro del Tribunal

RESUMEN

En resumen el trabajo es la realización de un proyecto de prefectibilidad para tomar la decisión de invertir en una explotación de yeso, fruto de la Glauberita ($\text{Na}_2\text{SO}_4\text{CaSO}_4$) lixiviada por el contacto con agua dulce templada.

Por las Características físicas del yacimiento se ha escogido el método de explotación por descubierta con una variante con respecto al tradicional avance unidireccional, en este caso es diagonal para disminuir la dilución. Además de volquetes y retroexcavadora para el arranque, carga y transporte hacia la planta de tratamiento.

La planta de tratamiento dividido en dos etapas:

La primera que corresponde a un lavado del mineral y una clasificación Granulometrica, la segunda que corresponde a Hornos para transformarlas en yeso para enlucir. La evaluación económica y el análisis de sensibilidad han presentado prometedores resultados.

INDICE GENERAL

RESUMEN	VI
INDICE GENERAL.....	VII
INDICE DE TABLAS.....	XI
INDICE DE ILUSTRACIONES.....	XII
INTRODUCCION	1
CAPITULO I.....	3
GENERALIDADES	3
1.1 PANORAMA MINERO.....	3
1.2 CARACTERISTICAS DE FORMACION.....	5
1.2.1. ORIGEN DE LOS DEPOSITOS SALINOS.....	5
1.2.2 CLASIFICACIÓN DE LAS SALMUERAS	13
1.3 DEPOSITO DE SULFATO SÓDICO	15
1.3.1.MINERALOGIA Y PROPIEDADES	15
características físicas de la mirabilita.....	16
Características físicas de la thenardita.	17
Características de la glauberita.....	18
1.3.2 ORIGEN DE LOS DEPOSITOS DE SULFATO SODICO	19
1.4 PROCESADO Y FABRICACION.....	23
1.4.1 SULFATO SODICO NATURAL.....	23
1.4.2 SULFATO SODICO INDUSTRIAL	24
1.5.COSTES Y COMERCIALIZACION.....	32
1.6 IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES.....	34
1.7 APLICACIONES.....	35
CAPÍTULO II.....	41

ANTECEDENTES DE LA MINA DE SULFATO SODICO.....	41
2.1.INTRODUCCION	41
2.1.1 UBICACIÓN Y ACCESO.....	41
2.1.2 CLIMA Y VEGETACION	43
2.1.3 FISIOGRAFIA DE LA MINA.....	43
2.1.4 DATOS HISTORICOS DE LA MINA CRIMIDESA.....	44
2.1.5 SUMINISTRO DE AGUA.....	45
2.1.6 SUMINISTRO DE ENERGIA.1.6 SUMINISTRO DE ENERGIA.....	46
2.1.7 ABASTECIMIENTO Y COMUNICACIONES.....	48
2.2.GEOLOGIA DEL YACIMIENTO DE SULFATO SODICO	48
2.2.1.ENCUADRE GEOLOGICO DE CEREZO DEL RIO TIRON	48
2.2.2 MINERALIZACION	50
2.2.3. MINERALOGENESIS	53
2.3 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA	59
2.4 RITMO DE PRODUCCIÓN	60
2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	62
2.5.1 INTRODUCCIÓN	62
2.5.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	62
2.7 DETALLES DE LA UNIDAD	69
2.7.1 CICLO DE PRODUCCIÓN.....	69
2.7.3 TRANSPORTE EN LA MINA.....	71
2.7.3 TRANSPORTE MINA – PLANTA.....	74
2.8 SERVICIOS AUXILIARES DE MINA.....	75
2.8.1 TALLERES.....	75
2.9 DOTACIÓN DE PERSONAL	76
 CAPITULO III.....	 78
 EXPLOTACIÓN DEL YESO SECUNDARIO DE LA MINA DE CRIMIDESA.....	 78
3.1 INTRODUCCIÓN	78
3.2 AMBIENTES GEOLÓGICOS DE FORMACIÓN DE YESO	78
3.3 RESERVAS MINERAS DE YESO	80
3.3.1 RESERVAS	81
3.3.2 CUBICACIÓN CUBICACIÓN	81
3.4 RITMO DE PRODUCCIÓN	82
3.5 ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	83

3.5.1 CRITERIOS EN LA ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	84
3.6 PREPARACIÓN Y DESARROLLO DE LA MINA	85
3.7 CONCEPTUALIZACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN.....	86
3.7.1 DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN.....	86
3.7.3 DETALLES DE LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN.....	93
3.7.4 TRANSPORTE DE LA MINA A PLANTA.....	96
3.7.5.APERTURA DE CAMINOS DE ACCESO.....	99
3.7.6.PLANIFICACION DE DESARROLLO.....	103
3.8.PRODUCCION DE LA MINA	103
3.8.1.CICLO DE PRODUCCION.....	104
3.8.2. ABASTECIMIENTO DE RELLENO	105
3.9.SERVICIOS AUXILIARES DE MINA	106
3.9.1.TALLERES.....	106
3.9.2.ENERGIA ELECTRICA.....	107
3.9.3. DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA.....	107
CAPITULO IV	108
DESCRIPCION DE LA PLANTA.....	108
4.1.DETALLES DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO.....	108
4.2 .DESCRIPCIÓN Y VALOR DE ADQUISICION DE LOS ELEMENTOS CONSTITUTIVOS DE LA PLANTA.....	111
4.3.DESCRIPCION DEL HORNO	114
4.3.1.DESCRIPCION DEL HORNO ROTATORIO DE 2 TUBOS	114
4.3.2.DESCRIPCIÓN DEL HORNO DE 3 TUBOS.....	115
4.3.3.QUEMADOR, COMBUSTIBLE Y CONSUMO.....	116
4.3.4.ENTRADA DEL POLVO RECUPERADO POR EL FILTRO DE MANGAS	116
4.4.DETALLES DEL PROCESO DE FABRICACION DE YESO Y ESCAYOLA.....	118
ANALISIS ECONOMICO	122
5.1.COSTO DE PRODUCCION.....	122
5.2.CALCULO DE INGRESOS.....	123
5.3.TRIBUTACION, INFLACION Y TIPO DE CAMBIO.....	123
5.4.CAPITAL DE TRABAJO	124
5.5.TASA DE DESCUENTO.....	125
5.6.CALCULO DE LA INVERSION.....	125

5.7.CALCULO DE LA DEPRECIACION.....	126
5.8.EVALUACION DEL PROYECTO PURO.....	126
5.8.1.ANALISIS CON ENDEUDAMIENTO.....	127
5.9.ANALISIS DE SENSIBILIDAD.....	127
5.9.1.CALCULO DEL PRECIO CRITICO.....	128
5.9.2.CALCULO DEL COSTO CRITICO.....	128
CAPITULO VI	130
PERSPECTIVAS DE ESTA MINERIA EN EL ECUADOR.....	130
6.1.PROSPECTOS DE YESO EN EL ECUADOR.....	130
6.1.1.DEPOSITO, PROSPECTO E INDICIOS DE YESO EN EL ECUADOR.....	131
6.2. IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES DE YESO.....	132
CAPITULO VII	134
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	134
7.1.PARA ESPAÑA.....	134
7.2.PARA ECUADOR.....	136
ANEXO A CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS VOLQUETES DE LA EXPLORACION DE SULFATO SODICO	139
ANEXO B DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA DE SULFATO SODICO	141
ANEXO C DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA DE YESO	143
ANEXO D CALCULO DEL VOLUMEN TOTAL DE DESMONTE PARA AMPLIACION DE LA CARRETERA	144
ANEXO E DESCRIPCION DE LOS HORNOS DE 2 TUBOS Y 3 TUBOS PARA LA FABRICACION DE YESO Y ESCAYOLA	145

ANEXO F DIAGRAMAS DE LA PLANTA DE TRITURACION Y LAVADO	146
ANEXO G ESQUEMA DE LOS HORNOS Y PLANTA DE ENSACADO ..	147
ANEXO H GRAFICOS DEL ANALISIS DE SENSIBILIDAD	148
ANEXO I FLUJOS DE CAJA.....	149
ANEXO J CALCULO DE COSTOS DE MAQUINARIA.....	150

INDICE DE TABLAS

Tabla I EMPRESAS PRINCIPALES EN LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.	32
Tabla II EVOLUCION DE LA PRODUCCION DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.	33
Tabla III RELACION POTENCIA/LEY DE LAS CAPAS EXPLOTADAS POR CRIMIDESA	58
Tabla IV. RESERVAS MINERALES PROBADAS.....	58
Tabla V RESERVAS MINERALES POSIBLES - PROBABLES	59
Tabla VI . CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EXPLOSIVOS	65
Tabla VII. PARQUE AUTOMOTOR DE LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO DE CRIMIDESA.....	68

Tabla VIII. PARQUE AUTOMOTOR DE LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO DE CRIMIDESA.....	70
Tabla IX. RESERVAS PROBABLES-POSIBLES DE YESO DE LA MINA DE CRIMIDESA.....	81
Tabla X. CARACTERISTICAS TECNICAS DE LA EXCAVADORA HIDRAULICA RETRO.....	98
Tabla XI. CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS VOLQUETES RIMPULL RD65.....	99
Tabla XII . RESERVAS NACIONALES DE YESO	132
Tabla XIII. EVOLUCION DE LAS IMPORTACIONES DE YESO EN (TON)	133

INDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1 PRINCIPALES DEPOSITOS NATURALES DE SULFATO SODICO.....	22
Ilustración 2 SITUACION DE LAS EXPLOTACIONES ACTIVAS DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.....	31
Ilustración 3 UBICACIÓN DE LA MINA DE CRIMIDESA EN BURGOS.	42
Ilustración 4 ESQUEMA GEOLOGICO DEL YACIMIENTO DE CEREZO DEL RIO TIRON.	49
Ilustración 5 COLUMNA LITOESTRATIGRAFICA DE LA MINA.....	51

Ilustración 6	MODELO DE DEPOSITACION DE LA CUENCA.....	55
Ilustración 7	SECUENCIA DE DEPOSITACION DE LA CUENCA.....	56
Ilustración 8	ESQUEMA DE LAS BALSAS DE LIXIVIACION	67
Ilustración 9	ESQUEMA DE EXPLOTACION DE LOS TAJOS EN LA MINA DE YESO DE CRIMIDESA	88
Ilustración 10	. PLANTA DE TRITURACION , CLASIFICACION Y ENSILADO.....	121

INTRODUCCION

En el área de la Cuenca del Ebro, en la localidad burgalesa de Cerezo del Río Tirón (BURGOS); esta ubicado el paraje Valdebuñelos se encuentra uno de los yacimientos mas grandes de Glauberita en el Mundo.

Una de las Empresas encargadas de explotar este yacimiento es CRIMIDESA (Criaderos Minerales de España S.A.) y lo viene haciendo desde 1954 por método subterráneo. En 1976, se cambio el laboreo a Cielo abierto mediante balsas se inicio un fuerte despliegue de la produccion de Sulfato Sodico del cual CRIMIDESA es el primer productor en España.

La Glauberita ($\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot \text{CaSO}_4$) tiene una característica importante para su explotación, es que cuando esta en contacto con agua dulce templado se pone en solución el Sulfato Sodico mientras precipita el Sulfato Calcico. Por este motivo se construye balsas, previamente se ha hecho voladura en estrato de Glauberita con el fin de aumentar el área de contacto con el agua, para el bombeo de agua templado se establece así una lixiviación y flujo permanente.

Acompañado de una infraestructura de tuberías y bombas se traslada hacia la planta por medio de un Salmueroducto una solución acuosa subsaturada de 275 gr Sulfato sodico/lt. La vida útil de una bolsa varia entre 7 y 8 años con un rendimiento progresivamente decreciente.

La longitud media de una bolsa es de unos 220 mt. Y el espesor de relleno de mineral contenido de 15 mt.

Al terminar la vida útil de la balsa el contenido de yeso es del 78% del volumen inicial, además de un 14% arcillas y 6% de Sulfato Sodico.

En base al número de balsas utilizada a lo largo de 23 años, y con los datos anteriores se realiza una primera aproximación para calcular las reservas de yeso. Además las balsas al ser clausuradas se procedió a colocarlas 2 mt. de terreno para cultivo. En base a estos datos se procedió a realizar un estudio Técnico-Económico de este proyecto minero de inversión.

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 PANORAMA MINERO

La sal común , que procede de las salmueras marinas , era conocida en China alrededor del año 3000 a.C. . Por referencias bíblicas en el génesis, la mujer de lot fue convertida en estatua de sal por castigo divino. Aunque no existe indicio alguno que sea prueba de tal acontecimiento, en la actualidad este hecho se lo asocia con un cono de sal que ha sido descubierto al sudoeste del mar Muerto.

En el antiguo Egipto, una de las principales industrias era la del vidrio. Cuya base era las sales carbonatadas sódica . Mas adelante , en el apogeo del imperio romano, el trabajo que ejercían tanto militares como civiles, era remunerado con sal. La palabra sal viene del latín Salarium , de donde tiene su raíz etimológica la palabra salario.

Las salmueras se presentan en todas las regiones del planeta, a pesar de que para su saturación y posterior precipitación necesitan de la evaporación. En los países de clima húmedo, la técnica de precipitación se la realiza por medio de la ebullición de las aguas que forman la salmuera. Pero el descubrimiento de la sal gema , a finales del siglo XVII, provoco la desaparición de esta técnica por el momento.

En España, la fabricación y distribución de la sal común, era un monopolio real. El código de las siete partidas dice: “La renta de las salinas son de los emperadores y reyes, a quienes se otorgan, para que con su producto se mantuviesen honradamente. Pudiendo ampliar sus tierras y reinos, y

guerrear contra los enemigos de la fe, y evitar imponer a sus pueblos nuevos tributos y gravámenes". Por ende , la explotación de las antiguas salmueras de atienza, espartinas y Almoquera, correspondían a sus respectivos reinos donde se asentaban cada yacimiento.

En el siglo pasado, se descubre que las salmueras era una asociación de sales de distintos tipos. Se comienza a explotar ,a principios de siglo, las demás sales al encontrar sus distintas aplicaciones en la industria. Por ejemplo las sales potasios, bromuros, carbonato sódico, litio e incluso compuestos de Yodo.

El interés por su génesis, composición y asociaciones minerales fue motivo de investigación. Así es como, en Japón se descubrían salmueras asociadas con yacimientos de gas natural en la península de Chiba. Los nitratos chilenos caracterizados por su alto contenido de litio y en Yodo, asentados en el desierto de Atacama , poseen hasta 200ppm de concentración.

En 1965 J. Swallow y J. Crease descubrían las salmueras calientes (44.8°C) en el fondo del mar rojo , la cual tenían en solución Cu, Fe, Zn, Ag, y Pb. Cuyas concentraciones eran muy superiores a las del mar. Entonces se abría una gran posibilidad de explotación de salmueras de metales pesados. Tienen similitud con las salmueras continentales que son de origen termal profunda con concentraciones de alrededor de 100ppm de Mn, 500ppm de Zn, 20ppm de Cu y 2ppmde Ag. Al tener este tipo de salmueras, temperaturas superiores a las ambientales . Se abre la posibilidad de una explotación mixta , tanto de energía geotérmica como de la sustancia disuelta en la salmuera.

La explotación de este tipo de yacimiento es muy factible tanto en el aspecto técnico como en el económico. Los trabajos de exploración con métodos simples y sencillos lo pueden determinar con exactitud, y sus trabajos de

apertura y de explotación propiamente dicha son muy baratos . Desde el punto de vista del medio ambiente , causa un impacto al medio ambiente que puede ser corregido con precisión sin demasiada carga económica a la empresa. En síntesis, su explotación es muy viable . Pero la aparición de procesos industriales , cuyos subproductos son los mismos que se obtienen en las salmueras naturales, ha incrementado la oferta con precios muy bajo en comparación con los de las explotaciones mineras. Esto ha provocado el cierre de empresas mineras al no poder competir en el mercado.

Pero nuevamente se ha puesto el interés en la obtención de estas sustancias por explotación minera . Con el avance tecnológico y la poca energía que se consume durante su explotación han hecho viable este tipo de empresa. Sumado a eso , el poco impacto que causan al medio ambiente, han provocado la aceptación de la sociedad actual.

1.2 CARACTERISTICAS DE FORMACION

1.2.1. ORIGEN DE LOS DEPOSITOS SALINOS

La salmuera es una disolución acuosa de iones y coloides en concentraciones superiores a 35ppm , para diferenciarlas de las máximas concentraciones de agua de mar . Empezaremos su estudio con El agua, que desde el punto de vista de su composición tiene muchas formas, debido principalmente a los varios isótopos de sus elementos constitutivos , tanto el hidrogeno como el oxigeno.

El Hidrogeno puede aparecer en tres isótopos naturales H^+ protón , H^{+2} Deuterio y H^{+3} tritio; este ultimo un elemento radioactivo, con un periodo de semidesintegracion de 12 años, que con otros elementos radioactivos como el carbono 14 sirven para la datacion de las aguas

fósiles. Por otra parte, el oxígeno presenta tres Isótopos naturales que son O^{16} , O^{17} y O^{18} siendo el mas abundante el O^{17} ; que por cada 2600 átomos de O^{16} corresponden 10 átomos de O^{17} y 55 átomos de O^{18} . Entonces, desde el punto de vista de su composición Isotópica es rara que existan 2 aguas con composición química iguales.

Se debe tomar en cuenta que el agua pura es dieléctrica, debido a que no posee electrones libres. Su constante dieléctrica es 80 veces menor que la del aire. Por ende, la fuerza de atracción del enlace ionico dominante en la mayoría de las estructuras atómicas de los minerales, se debilita 80 veces en el seno del agua. Esto provoca la disociación de los iones que formaban la molécula en solución, entonces la constante dieléctrica decrece y se vuelve conductora.

La cantidad de especies disuelta, depende de la naturaleza del mineral, ósea de su enlace químico, de la presión y la temperatura de su entorno. Las diferentes especies minerales presentan diferentes solubilidades, la cual se expresa mediante la constante de equilibrio, que varía con respecto a la presión y temperatura.

La precipitación de la sal ocurre porque disminuye la cantidad de disolvente y varía la constante de equilibrio. También influye la concentraciones de hidrogeniones (H^+) y oxígeno disuelto. Los iones en solución varían las concentraciones de H^+ , ósea el PH. El componente móvil mas común en la naturaleza que regula el PH, es el CO_2 que puede presentarse como (CO_3H_2 , CO_3H^1), por ende, varía también la solubilidad.

La composición de las aguas marinas se diferencian de las continentales por un contenido en cloruros mayor que sulfatos, mas magnesio que calcio y mucho mas sodio que potasio.

El volumen de las aguas cubre alrededor del 71% de la superficie terrestre. Según V. Vernadski estos poseen $22M \text{ Km}^3$ de sales, y si precipita todo, cubriría la tierra con una capa de 42mt en tierra y de 60mt en el piso oceánico, del cual 47.5 mt sería NaCl, 5.8 mt MgCl_2 , 3.9 mt MgSO_4 , 2,3 mt CaSO_4 y las otras sales ocuparían 0.5 mt.

Al final del siglo XIX, J. Van't Hoff estableció las combinaciones básicas de las sales. Si se evaporase toda el agua marina, estaría condicionada por el equilibrio del sistema de 5 miembros: Na, K, Mg, SO_4 , Cl. Pero años más tarde fue rectificado por N. Kurnakov, en lo que denominó "diagrama solar", por medio de la cual se establece el orden de precipitación de las aguas marinas que damos a continuación:

- 1.- yeso
- 2.- halita
- 3.- Epsomita
- 4.- Hexahidrita
- 5.- Carnalita
- 6.- bischofita

El agua natural puede disolver oxígeno del agua, por lo que la concentración en el agua es mil veces menor que la existente en la atmósfera. La materia orgánica reduce por putrefacción el agua, ósea que reduce su concentración de oxígeno. Así se forman las aguas reductoras, pobres en concentración de oxígeno. Por ende las aguas ricas en oxígeno son aguas oxidadas.

Los iones presentes en la solución pueden presentar varios estados de oxidación, siempre que la energía requerida para el proceso de oxidación – reducción, no alcance valores para provocar

descomposición electrolítica . Entonces algunos pueden pasar por oxidación:

S^{2-} pasa a SO_4

Fe^{+2} pasa a Fe^{+3}

NH_4 pasa a NO_3

Y viceversa por reducción.

Por medio de precipitaciones meteóricas, las aguas alcanzan la superficie terrestre y se incorporan a las escorrentías, en la cual atraviesa distintos ambientes. Las aguas meteóricas puede fluir, infiltrarse o evaporarse, en función de las condiciones climatológicas , topográficas y litológicas.

Las aguas de escorrentías atraviesan distintas formaciones litológicas, incorporando iones y coloides y transportándolos hasta las cuencas de deposición lacustre, marina o al mar. Las aguas meteóricas son oxidadas, ácidas y diluidas, que están cargadas de iones. Cuando atraviesan zona vegetal, la acidez aumenta debido a la actividad bacteriana que genera CO_2 , y por consiguiente el aumento de la presión parcial de este gas.

Las aguas meteóricas suelen infiltrarse en el terreno, cuando la litología lo permite, entonces se denomina aguas infiltracionales que pueden ser de dos tipos: locales, que afloran al poco tiempo de infiltrarse, en manantiales, arroyos y surgencias. Las profundas , las cuales pueden demorar años en alcanzar la superficie.

Cuando la materia orgánica es enterrada debido a la acumulación de sedimentos, convierte en reductoras las aguas meteóricas de

infiltración , que en primera instancia eran oxidantes. Entonces se incorporan un sinnúmero de cationes pesados acomplejados en moléculas orgánicas y empiezan a aparecer radicales hidrocarburos sencillos que se forman por las altas presiones y temperaturas. Las aguas reductoras, ricas en metales pesados asociada a yacimientos de hidrocarburos se las denomina aguas elisionicas

Los procesos petrogenicos endogenos (plutonismo, vulcanismo y metamorfismo), movilizan grandes cantidades de aguas , que en presencia de domos térmicos locales adquieren propiedades termales . Esta al manifestarse en la superficie se las conoce como aguas termales.

Cuando las aguas no son ni elisionicas, ni infiltracionales y proceden de procesos endogenos, que nunca han estado en contacto con la hidrosfera, sino que procede de las reacciones internas del planeta se las denomina aguas juveniles.

Los materiales salinos se concentran debido a la precipitación de las sales disueltas en el agua, además de iones que son transportados por aguas superficiales , producto del proceso de meteorización.

Como su principal proceso es la evaporación , este tipo de depósitos son evaporíticos. La evaporación precipita las sales disueltas en el agua, de las cuales las mas importantes son los sulfatos y cloruros. La evaporación es mayor en climas áridos, pero cuando el ambiente tiende a saturarse de humedad esto impide la acción evaporitica. Entonces es necesario que los vientos barran el ambiente dejándolo seco para que prosiga la evaporación, por este motivo los climas mas apropiados son los desérticos o esteparios.

Como se había mencionado anteriormente, los depósitos evaporíticos son alimentados por aguas superficiales cargados de iones y coloides. La naturaleza de estos depende de la composición química del agua, el modelo de drenaje, la zona climática y geográfica de la cuenca de deposición. Entonces podemos diferenciar los modelos salinos de los de agua dulce por la ausencia o muy poca aportaciones de aguas superficiales. Ambos son sistemas dinámicos, debido a la variación de las velocidades de precipitación que esta en función de los cambios de las condiciones externas. Este proceso llega a un punto en que las velocidades de evaporación es superior a la velocidad de aguas aportadas, en la cual ocurre que la actividad iónica es superior a la constante de equilibrio y precipita las sales que están en solución. La precipitación influye en la química del agua lacustre. Eugster y Hardie en 1978 señalaron que había 4 procesos principales para que una solución acuosa se sobresaturará y precipitará en la naturaleza:

Concentración evaporítica.

Perdida de gases.

Mezcla de aguas.

Cambios de temperatura.

En la evolución evaporítica ocurren dos fases claramente diferenciadas: en la primera la precipitación de carbonatos, sulfatos y silicatos relativamente insolubles, y en la segunda fase los cloruros y minerales salinos mas solubles.

Las aguas marinas aumentan su concentración a medida que se aproximan a tierra firme, en la que precipita sales conforme se saturan. El mar es muy grande, motivo por el cual proporciones de

agua marina debe aislarse para que sean mas efectivos los aportes periódicos tanto de esorrentias como de mar y se efectúen los procesos cíclicos de aportación evaporación saturación y precipitación. En la cuencas marinas, el agua se evapora en intervalos de 25°C a 55°C, permaneciendo con un Ph de 8 a 8.4 y a su vez controlado por reacciones que involucran a H_2CO_3 , $CaCO_3$, etc. Las primeras sales en precipitar son el carbonato cálcico y magnesico hasta que la concentración de las salmueras es 5 veces la original, depositándose yeso y después anhidrito. Por ultimo, se precipita la halita, cuando la concentración es 10 veces la original; posteriormente sulfatos y cloruros.

Después el deposito salino reacciona en su interior, debido a los desequilibrios físico - químicos de los iones, hasta estabilizarse. Es posible, que aguas infiltracionales cargadas con iones y coloides, disuelvan y/o hidraten las sales. Produciendo intercambio ionico. Pueden que estén acompañados por un incremento de la profundidad, debido a secuencias de enterramiento o procesos tectónicos, experimentando el deposito incrementos de presión y temperatura. Reaccionando hasta estabilizarse. Estos procesos ocurrieron en tiempo geológico singulares como el permiano, triasico, oligoceno, Mioceno.

Las propiedades principales que caracterizan a los depósitos salinos son conductividad eléctrica (mho/cm) , densidad (gr./cm³) y las propiedades físicas, una de las cuales es su gran plasticidad. Por este motivo , se deforman fácilmente a diferentes esfuerzos , y forma a menudo acumulaciones, domos o diapiros. En la cima del domo puede haber un sombrero de caliza, dolomia, anhidrita y yeso. Generalmente se encuentran fallados y pueden formar sinclinales.

Sumando a esto la propiedad de las evaporitas de no favorecer las degradaciones biológicas. Principalmente en la mas alta salinidad, que ocurre en el fondo, la materia orgánica es preservada. Es muy probable que estos depósitos puedan entrapar hidrocarburos y gas.

Las evaporitas marinas, como ya se había mencionado antes, se forman en climas áridos y zonas emergidas o “ rift “, cerca o en las márgenes continentales. Podemos tomar como referencia en modelo Sabkha de formación de evaporitas. Sabkha es un vocablo árabe que se le asigna a las llanuras evaporíticas inhabitables y estériles, limitados parcialmente por mares interiores (Sabkha costera) y que cubren depresiones continentales (Sabkha continental). Difieren de cuencas evaporíticas en que su interfase deposicional es subaerea, mientras en aquellas es subacuática. Las aguas que alimentan a las Sabkha tienen su mayor componente lateral de flujo interticial mientras esta siendo concentrada por evaporación , produciendo numerosos cambios diagenéticos. Estos generalmente están limitados por el mar y del lado terrestre por una zona desértica o semidesértica.

En los modelos Sabkha, los suministros de aporte necesario para mantener el ritmo de evaporación no deben superarlo. Si el gradiente se invierte, formaría una cuenca evaporítica común y viceversa. En los ambientes Sabkha, se depositan materia orgánica (algas) intercaladas entre evaporitas y carbonatos, que son preservados como fuente potenciales de hidrocarburos. Por su plasticidad, las evaporitas son un sello ideal, para yacimientos de hidrocarburos por su máxima plasticidad y mínimo de permeabilidad.

1.2.2 CLASIFICACIÓN DE LAS SALMUERAS

Los procesos formativos de las salmueras no son puros, son complejos en los cuales actúan en forma simultánea varios factores. Para clasificarlos se toma en cuenta el proceso dominante. A menudo el proceso dominante es el transporte, en la cual se basa la siguiente clasificación:

Salmuera por alimentación restringida: Este tipo de salmuera no posee aportaciones de agua superficiales, están ubicados en clima árido con escasa precipitación y conexión restringida con el mar. Por ejemplo el Golfo Kara Bogaz en el mar Caspio.

Salmuera por causas climáticas: Su principal proceso de concentración es por evaporación debido al clima en que se encuentra: Salares andinos.

Salmueras vadosas: Se forma a partir de las aguas de inhibición de los suelos: Las salmueras vadosas lacustres se forman sobre las aguas continentales en lagos efímeros, sin conexión aparente con aguas marinas.

Salmueras de aguas marinas: Evolucionan en cuencas marginales de pequeño espesor de agua de mar (salinas), o en cuencas profundas con comunicación restringida con el mar abierto.

Salmueras Infiltracionales: Son generadas por la disolución de sales preexistentes. Cuando las aguas infiltracionales locales alcanzan niveles de sales, para luego fluir hasta la superficie en forma de surgencias. Estas se evaporan y concentran las sales que transportaban.

Salmuera Caliente: Se origina cuando las aguas infiltracionales ascienden a la superficie, estas atraviesan puntos en los cuales son calentados por cualquier proceso térmico local. La composición de la salmuera dependerá de la naturaleza del agua calentada y del tipo de roca que atraviesa.

Dentro de las salmueras, los aniones principales son los carbonatos, bicarbonatos, sulfatos y cloruros. Y, los cationes principales son: calcio, magnesio, sodio y potasio. Cuando los equivalentes Carbonatos o Bicarbonatos son mucho mayores a los equivalentes calcio y magnesio, tenemos una salmuera sódica. Por que el calcio y el magnesio son eliminados de la solución en etapas precoces, debido a que son fases insolubles, entonces el sodio queda como cation dominante. Y, se forma la salmuera sódica.

La salmuera sódica es alcalina y por evaporación precipita carbonato sódico(trono o gaylesita), sulfato sódico, (Thenardita o mirabilita) y cloruro sódico (halita). Evolucionan en clima árido. Generalmente las aguas que alimentan a estas salmueras han drenado rocas plutónicas ácidas (por ej. granodioritas) y vulcanicas ácidas (serie calco alcalinas). Los silicatos frecuentemente están en solución ionica como SiO_4H_3^- ó como coloide SiO_4H_4 .

Cuando el equivalente calcio y magnesio son iguales a los equivalentes Carbonatos y Bicarbonatos, ocasiona la precipitación de todo el carbonato; pero puede haber iones calcio y magnesio. Estamos frente a una salmuera sulfatada. Este tipo de salmueras precipitan Carbonatos de calcio y sulfato de calcio.

Las salmueras sulfatadas son neutras o ligeramente alcalinas. Las aguas que lo alimentan son aguas marinas o aguas que han

atravesado serie evaporíticas antiguas. Son el grupo más abundante. Su mezcla con aguas continentales se tienen como precipitados normales sulfatos sodicos. Que son típicos de aguas sulfatadas en tránsito a sódica.

1.3 DEPOSITO DE SULFATO SÓDICO

1.3.1. MINERALOGIA Y PROPIEDADES

El Sulfato sódico en su forma natural es encontrado como mirabilita (comúnmente llamado Sal de Gluber) y como Thenardita, su variedad anhidra. También es encontrado en compuestos, tales como glauberita, la doble sal de sulfato de sodio y calcio anhidra, bloedita la doble sal de sulfato y carbonato magnésico hidratada, y burkerita la doble sal de carbonato sódico y sulfato sódico anhidra. Mas de 40 minerales contienen Sulfato Sódico en variadas proporciones. Solo serán descrita la glauberita, mirabilita y la thenardita.

Mirabilita: Este mineral es un sulfato de sodio decahidratado ($\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$). Su composición porcentual expresada en óxidos es: 19.3% en Na_2O , 24.8% de SO_3 y 55.9 de H_2O . El mineral puede presentarse como opaco o incoloro, en forma masiva, como eflorescencia o en agregados de cristales monoclinicos aciculares; tiene un sabor inicialmente fresco y en seguida algo amargo. De modo análogo al caso de la thenardita, la mirabilita puede sufrir una deshidratación o disolución congruente como la que se indica:



En este proceso, el mineral experimenta una merma en volumen, que puede llegar a suponer hasta una cuarta parte del inicial; los

hundimientos del terreno que este hecho físico ocasiona han sido, a veces, utilizados como dato de interés durante la prospección de depósitos de estas sales. En áreas expuestas a la meteorización la mirabilita siempre acompaña a otros minerales de sulfato sódico. es muy frecuente su presencia eflorescente en la superficie de taludes y cavidades, en terrenos evaporíticos, y puede alcanzar concentraciones elevadas en agua superficiales y subalveas.

características físicas de la mirabilita

Sistema de cristalización: monoclinicos

Tipo de cristales: Prismas o tabulares cortas según el eje b o c .
Forma agregados granulares, costras o eflorescencia.

Dureza (escala de Mohs) : 1.5 a 2 ; muy frágil.

Exfoliación: Fractura concoidea en cualquier plano, excepto el 100 bien exfoliable.

Densidad: 1.49

Color: Blanco o incoloro, a veces verdoso, azulado o amarillento

Brillo: Vítreo; bajo índice de refracción

Sabor: Débilmente salado, amargo y fresco.

Otros: Funde a partir de 32 C en su propia agua de cristalización . En aire seco convierte en thenardita pulverulenta.

Thenardita: La thenardita fue diferenciada por primera vez de otros sulfatos presentes en la Laguna de Espartinas (Aranjuez, Madrid) por Rafael de Rodas; un primer análisis químico del mineral de esta localidad se debe al naturalista Casaseca, quien le dio tal denominación en honor a un contemporáneo suyo, el descubridor del agua oxigenada barón Louis Jacques Thenard (1.777 – 1.857).

La thenardita, sulfato sódico anhidro, contiene un 43.7% Na₂O y un 56.3 % de SO₃ ; es un hecho frecuente que este mineral contenga pequeñas cantidades de K₂O, de origen primario, así como otras impurezas sinsedimentarias (Sulfato cálcico por ejemplo). Puede presentarse bajo la forma de cristales incoloros o blancos, en ocasiones con tinte gris o marrón, y tiene un sabor ligeramente amargo. Es soluble en el agua , cristalizando en condiciones de sobresaturación como Na₂SO₄ a temperaturas inferior a 32.5°C, mientras que por encima de tal temperatura se forma mirabilita , frecuentemente visible en las explotaciones como un recubrimiento eflorescente.

Las disoluciones acuosas de thenardita son del tipo siguiente:



Características físicas de la thenardita.

Sistema de cristalización: Rombico

Tipo de cristales: Bipiramiral, a veces tabulares, frecuentes maclas y crecimiento en agregados y drusas.

Dureza (escala de Mohs): 2.5 a 3 ; frágil.

Exfoliación: Perfecta según 010, buena según 101 e imperfecta según 100

Densidad: 2.664

Color: Incoloro, blanco grisáceo, amarillento o rojizo

Brillo: Resinoso brillante o vitero, traslucido o transparente.

Sabor: Salado y amargo

Otros: Funde al soplete con llama amarilla.

Glauberita: La Glauberita es un sulfato doble de sodio y calcio, de fórmula $\text{Na}_2\text{SO}_4 \cdot \text{CaSO}_4$. Fue reconocido por el naturalista C. Dumeril en 1807, entre materiales salinos del término municipal de Villarrubia de Santiago (provincia de Toledo), siendo descrita mineralógicamente al año siguiente por Alexandre Brongniart (1770 - 1847), director de manufactura Nacional de Sevres.

Este mineral se disuelve en agua a temperatura ambiente, por encima de los 0°C , dejando como residuo un precipitado de yeso. Contiene 51.1% de Na_2SO_4 .

Características de la glauberita

Sistemas de cristalización: monoclinicos

Tipo de cristales: Tabulas o prismas, agregados arriñonados y testaceos.

Dureza (escala de Mohs): 2.5 a 3

Exfoliación: Perfecta según 001

Fractura: Concoidea

Densidad: 2.25

Color: Blanco, gris, amarillento, rojizo, rosado o incoloro.

Brillo: Vítreo a graso

Sabor: Salino y amargo

Alteración: a mirabilita

1.3.2 ORIGEN DE LOS DEPOSITOS DE SULFATO SODICO

La solubilidad del sulfato sódico tiene un efecto importante en la cristalización de la sal en la naturaleza, tanto como su producción. Su solubilidad en el agua se incrementa en una función no lineal de la temperatura. Cuando la temperatura decrece hasta -1.2°C se congela y se cristaliza como sulfato sódico decahidratado (mirabilita) . Si la temperatura se incrementa, la solubilidad también. Si llega a 32.4°C , que es el punto de transición en la curva de solubilidad, la mirabilita funde su agua de cristalización y su forma anhidra se cristaliza. Si se combina con otras sales , el punto de transición decrece y cambia la solubilidad del sulfato sódico.

Es importante el control del volumen del agua de disolución; si esto es escasa durante la disolución, la salmuera resultante contendrá sulfato decahidratado y anhidrita en solución:



Pero si es suficiente, el sulfato sódico ira en solución:



Estas reacciones son validas, siempre que la temperatura se mantenga debajo de 32.4° C.

Las primeras teorías sobre el origen del sulfato sódico generalmente atribuidas a la descomposición de rocas graníticas. Era asumido que los feldespatos en los granitos, producirían sales solubles que fueron transportadas por aguas superficiales, y que las piritas y otros sulfuros en estas rocas eran oxidadas a ácido sulfúrico, las cuales inmediatamente disolvían algunos de estos óxidos básicos para producir sulfatos solubles (Wells 1923).

La evolución de la cuenca y la subsecuente precipitación de los minerales envuelve factores geoquímicos complejos: Ellos incluyen la meteorización del sulfato desde las rocas madres, su transporte a la cuenca de depositación y la concentración evaporítica. Jones en 1966, señaló la importancia de la litología y los procesos de meteorización para la determinación del anión dominante. Krauswopf en 1967, el destino de varios elementos y radicales durante el transporte y el eventual arribó de sodio como cation dominante y del sulfato o cloruro como anión principal. Hardie y Eusgter en 1970, discutieron

la evolución de las aguas diluidas en cuencas cerradas dentro de 4 grupos:

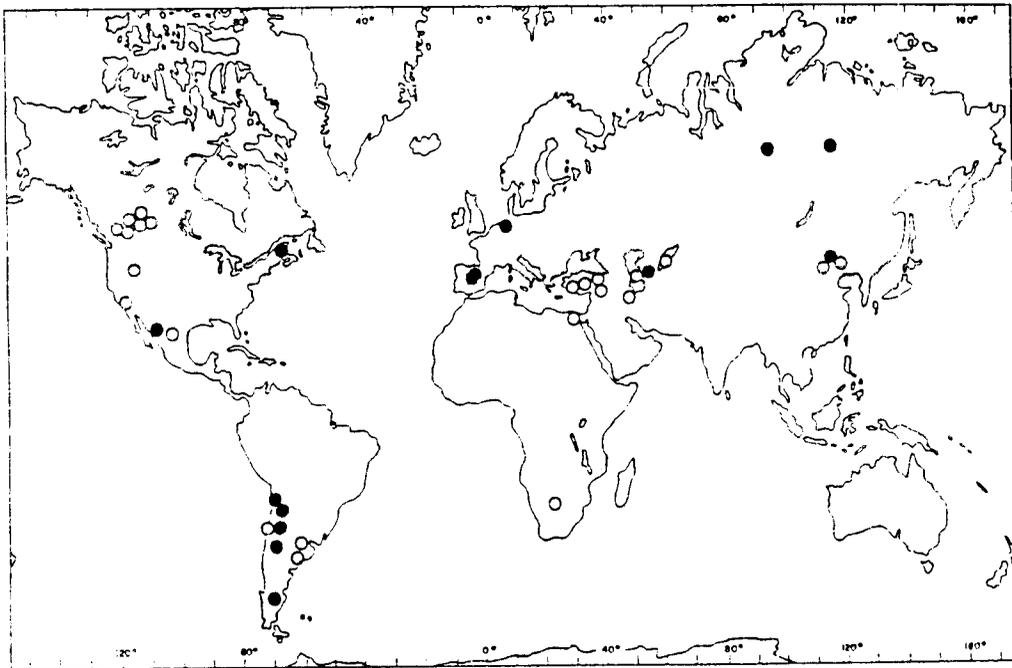
Grupo A (Na- CO₃ – SO₄ - Cl)

Grupo B (NaSO₄ - NaCl)

Grupo C (Na – Mg – Ca - Cl)

Grupo D (Na - Mg - SO₄ – Cl)

En la deposición del sulfato sódico como cristal existen dos procesos que son la evaporación y la congelación. Cuando se evapora se reduce el volumen de agua y la solubilidad de la sal. En la congelación se forma el cristal de sulfato sódico. Entonces estos procesos deben ser cíclicos, para que el sulfato sódico se deposite en forma que sea comercial. Podría ser estos cambios climáticos o de estación, en el intervalo de día a noche, en lugares de alta latitud donde los cambios sean extremos. Pero a su vez deben estar acompañados por otros procesos, para que la cantidad de sulfato sódico se incremente y no se mantenga constante. Deberían estar interestratificados con otras sales, arcillas y materia orgánica, de esta manera se forma una capa que protege la anterior depositación y evita que se redisuelva.



LEYENDA

- Depósitos de minerales
- Salmueras en lagos o mares

Ilustración 1 PRINCIPALES DEPOSITOS NATURALES DE SULFATO SODICO.

En climas cálidos, la congelación natural no se puede emplear. En este caso las salmueras concentradas son bombeadas, para luego almacenarlas en refrigeradores, y proseguir con el congelamiento artificial, necesario para la deposición del sulfato sódico.

En depósitos complejos existen concentraciones de cloruros de potasio y boratos, que están en función de la localización de la salmuera y del origen de la sal.

En síntesis, los yacimientos estratiformes de sulfato sódico son depósitos evaporíticos de carácter lacustre, generalmente del oligoceno o el Mioceno. Aparte existen numerosos lagos en los cuales se depositaron o se deposita los sulfatos sodicos en la actualidad.

1.4 PROCESADO Y FABRICACION

1.4.1 SULFATO SODICO NATURAL

En la actualidad la explotación de salmueras esta en función de la forma del yacimiento, su contenido de mineral útil y su distribución. La mayoría de los depósitos de sulfato sódico se los explota por cantera, para luego pasar a un proceso de trituración y lavado, donde la solución queda libre de impurezas insolubles. Posteriormente pasa a un deshidratador en hornos rotatorios, donde su contenido de impurezas es reducido a menos del 5%.

En las plantas modernas, la evaporación y cristalización se realiza en diferentes ciclos, donde son separados los carbonatos sodicos, boratos, cloruros sodicos, etc. , que requieren procesos de

carbonatación para precipitar carbonatos. Posteriormente, la adición de cloruro sódico para saturar las soluciones y precipitar los sulfatos. El sulfato sódico es finalmente calentado para obtener la sal anhidra.

Durante el proceso de carbonatación se inyecta CO_2 , procedente de la calcinación de la caliza. La sobresaturación se produce en bicarbonato sódico que precipita. Después precipita cloruro sódico, para luego, la sal doble Burkerita ($\text{CO}_3\text{SO}_2\text{SO}_4\text{Na}_2$). Este mineral se redissuelve, y al enfriar la solución precipita mirabilita que por calentamiento, evapora su agua de cristalización formando Thenardita, que es un mineral comercial.

1.4.2 SULFATO SODICO INDUSTRIAL

Las actividades industriales proporcionan algo más de la mitad del sulfato sódico consumido en el mundo. En el caso de España tal manufacturación viene realizándose por algunas empresas del sector químico, si bien la producción comercializable va disminuyendo desde 1988 con relación a la producción de sulfato sódico por minería.

La menor presión de mercado del sulfato sódico industrial es explicable en el caso español por el incremento de actividad extractiva de minerales de sulfato sódico y mejora de las plantas de tratamiento. Se han señalado (Roskill, 1990) factores que en determinadas áreas geográficas donde coexisten industrias de producción y consumo de este producto, pueden jugar un papel a favor del uso del sulfato sódico industrial frente al uso de sulfato sódico natural:

- economía en tiempo de coste de transporte

- menor riesgo de que se humedezca o contamine el compuesto(para detergentes)

- ahorro que supone el aprovechamiento de un subproducto que en otro caso habría que eliminar.

El sulfato sódico industrial, y por extensión también el natural, se clasifica por “grados” (calidades de pureza), que suelen hacer referencia a su uso preferentemente o a su manufactura de procedencia:

“Grado detergente”. Corresponde a una calidad de sulfato sódico con mas de un 99% de pureza y cuyo porcentaje restante no debe incluir sustancias de cualidades colorantes; su nombre proviene de su aplicación básica, aunque también se emplea en la fabricación de otros productos químicos.

“Grados saltcake, chromecake y fenolcake”. Son calidades de menor pureza que el grado detergente; sus respectivas denominaciones indican las fuentes de procedencia industriales, de las que dependen a su vez los tipos de impurezas heredadas (cloruro sódico, calcio, magnesio, cromo, hierro, etc.)cuya presencia puede dificultar o impedir determinados usos.

De estos tres grados el de mas empleo en la fabricación de pulpa de papel y vidrio es el “grado saltcake” tiene sus principales centros de producción en Bélgica, Suecia y EE.UU.

A continuación se indican los sectores industriales mundiales que elaboran y suministran sulfato sódico.

a) INDUSTRIAS QUIMICAS

ACIDO CLORHIDRICO (PROCEDIMIENTO MANNHEIM).

Los hornos mannheim permiten elaborar el ácido clorhídrico a partir de la reacción, en caliente, entre ácido sulfúrico y cloruro sódico; como residuo resultan en este proceso costras (“cakes”) de sulfato sódico que una vez molidas se comercializan como “saltcake”.

La fabricación de ácido clorhídrico mediante hornos Mannheim ha sido fuente principal de sulfato sódico subproducto; no obstante en la última década esta manufactura ha caído en franca recesión.

El declive en la producción se justifica por dos motivos:

menor rentabilidad de estas instalaciones frente a las de síntesis del HCl partiendo de hidrocarburos clorados.

utilización de sales potásicas en lugar de la sal común en los hornos Mannheim, con lo que se consigue obtener sulfato potásico subproducto utilizable en la industria de fertilizantes.

DICROMATOS.

En la elaboración de dicromato sódico a partir de carbonato sódico y de menas de cromo, se obtienen cantidades significativas del tipo de sulfato sódico comercialmente denominado “Chromecake”.

En su presentación de mejor calidad se utiliza en farmacopea y tintes; con algunas impurezas (hasta un 0.2 % de dicromato sódico, por

ejemplo) tiene aplicación en la industria papelera. Actualmente no se emplea en la fabricación de detergentes aunque están en marcha en EE.UU. ensayos refinados para tal fin.

Este país es el principal productor, seguido de Italia.

FENOL Y OTROS COMPUESTOS ORGANICOS.

De la sulfonación de benceno y tolueno durante la elaboración de fenol, resorcinol y ácidos cresílicos se obtienen tanto sulfito como sulfato sódico, este último denominado comercialmente "fenolcake".

Tal método de obtención ha perdido vigencia hoy día, ya que hay procedimientos con mejor rendimiento para la obtención de los compuestos citados; únicamente se sigue manteniendo esta fuente de producción de sulfato sódico en EE.UU. y Alemania.

El sulfato sódico es también resultado de otros procesos químicos como el de fabricación de metionina o de ácidos a partir de sales sódicas; resulta también de la neutralización de álcalis sódicos con ácido sulfúrico, de la producción de sales de litio y de diversos procesos de catálisis.

ACIDO FORMICO.

Por reacción a presión elevada entre hidróxido sódico y monóxido de carbono resulta un formato sódico que, una vez tratado con ácido sulfúrico, permite obtener ácido fórmico y como residuo sulfato sódico.

Esta vía es utilizada en Suecia para la producción de pequeñas cantidades de sulfato sódico.

ACIDO BORICO.

Haciendo reaccionar tetraborato sódico decahidratado (bórax) con ácido bórico y sulfato sódico decahidratado (sal de Gluber) . Sólo E.E.U.U comercializa sulfato sódico de esta procedencia.

CARBONATO DE LITIO.

Una síntesis del carbonato de litio se consigue por reacción entre una solución caliente de carbonato sódico y una sal soluble de litio; si tal sal es el sulfato sódico. A nivel Industrial el procedimiento solo se aplica en EE.UU.

ACIDO ASCORBICO O VITAMINA C.

En el proceso de manufactura del ácido ascórbico o vitamina c denominado “ síntesis de Grissmer” intervienen ácido sulfurico e hidróxido sódico; como derivado se obtiene sulfato sódico de gran pureza. Comercializan sulfato sódico de esta procedencia EE.UU. y Gran Bretaña.

b) INDUSTRIA DEL RAYON Y CELOFAN

La fabricación del rayón se ha citado tradicionalmente como segunda fuente industrial se suministro de sulfato sódico, después del proceso Mannheim.

La manufactura de rayón comenzó en la primera década del siglo y a pesar de la competencia presente en el mercado de fibras, sigue manteniendo una gran vigencia; en particular son los países con menor desarrollo económico los que hoy en día tienen mayor consumo

de rayón, en parte debido al mayor precio de las fibras sintéticas alternativas.

Los principales productores mundiales de rayón son la Rusia, Austria, Japón, EE.UU. , Alemania, Finlandia, Bulgaria, Canadá, Suecia, Holanda, Italia y, probablemente China:

No todos los procedimientos de elaboración de rayón proporcionan sulfato sódico; el principal es el denominado como de filamento viscoso (rayón de viscosa); basado en una disolución en un medio alcalino de xantato sódico de celulosa, previamente obtenido con hidróxido sódico, obteniéndose una dispersión coloidal, "la viscosa".

Por hilado de la viscosa, dentro de un baño ácido, se obtienen finos filamentos utilizables en la producción de productos textiles; también, haciendo pasar la viscosa por ranuras muy delgadas se consigue regenerar una película de celulosa que al ser tratada con glicerol proporcionan el conocido papel celofán.

En las dos manufacturas descritas se obtiene como subproducto sulfato sódico.

En Italia existe también una producción de sulfato sódico derivada de la fabricación de caprolactum, monómero usado en la elaboración de nylon.

c) DESULFURACION DE HUMOS INDUSTRIALES

Son conocida las perturbaciones medioambientales que producen, tanto en áreas industriales como urbanas, las emisiones de anhídrido sulfuroso de plantas térmicas, fundiciones, calderas de calefacción, etc.

Entre los diversos procedimientos de eliminación del SO_2 de humos y gases, algunos pueden ser contemplados desde la óptica de fuentes de producción de sulfato sódico.

En los EE.UU. se han experimentado en este sentido equipos para filtrar SO_2 que han alcanzado rendimientos de hasta el 70%; el método tiene como base la inyección de sexquicarbonato sódico pulverizado en el caudal de humos o gases, lo que indirectamente acaba proporcionando un residuo de sulfato y sulfito sódico comercializables.

Igualmente en Gran Bretaña está en desarrollo dispositivos de purificación similares en cuanto a la abstención de sulfato sódico; uno de ellos es el denominado proceso Wellman-Lord aplicable a plantas térmicas, que ha permitido llegar a una estimación de 46000 Tm/año de sulfato sódico obtenibles a partir de una central térmica de 2000MW de capacidad.

DE BATERIAS CON PLOMO.

Alemania e Italia vienen efectuando reciclado de los componentes metálicos de baterías eléctricas fuera de uso, mediante técnicas que permiten eliminar cerca del 90% del azufre de aquellos componentes que contienen sulfuro de plomo; como resultado final se recupera plomo; como resultado final se recupera plomo con el 99.99% de concentración.

Se han mencionado propuestas de exportación de esta tecnología de reciclado a otros países: Egipto, Argelia, Rusia; Francia, Checoslovaquia .

4.- OTRAS FUENTES

Aunque con carácter menos generalizado son también fuentes destacables de suministro de sulfato sódico las siguientes actividades industriales:

Pigmentos silicatados

Concentración de uranio

Potasas

Blanqueado de papel

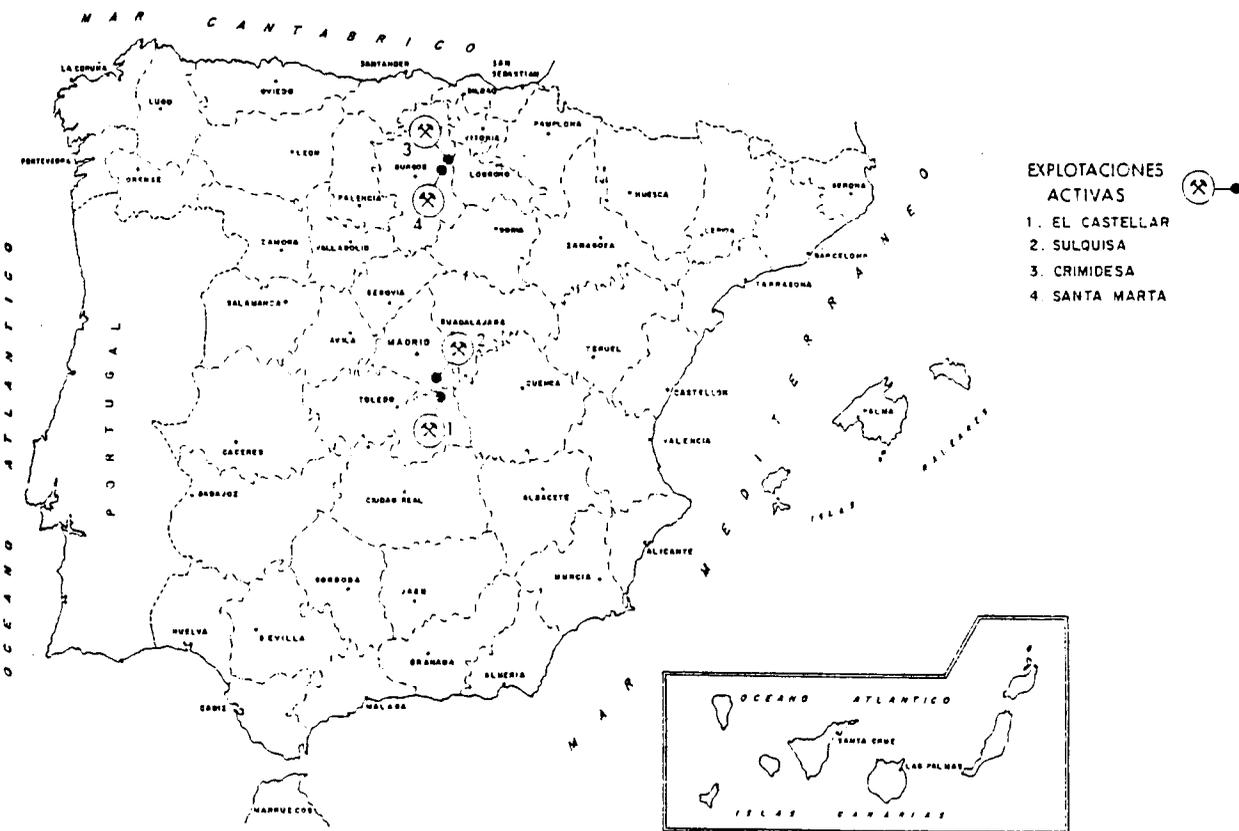


Ilustración 2 SITUACION DE LAS EXPLORACIONES ACTIVAS DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.

1.5.COSTES Y COMERCIALIZACION.

Como todo bien o servicio que se ofrece en el mercado, su precio depende del costo de producción y demanda. El precio de Sulfato Sódico anhidro de producción minera esta sujeto por una parte con las oscilaciones de mercado Internacional y por otra las condiciones de competencias.

En España, existen cuatro grandes productores de Sulfato Sódico anhidro de producción minera esta son:

Tabla I EMPRESAS PRINCIPALES EN LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.

EMPRESA	EXPLOTACION	UBICACIÓN
FORET S.A.	"EL CASTELLAR"	VILLAMBRA DE SANTIAGO (TOLEDO)
SULQUISA S.A.	"SULQUISA"	VILLACONEJOS (MADRID)
SANTA MARTA S.A.	"SANTA MARTA "	BELORADO (BURGOS)
CRIMIDESA	"CEREZO DE RIO TIRON"	CEREZO DE RIO TIRON (BURGOS)

Habría que señalar los factores que rigen la estabilidad de los precios del Sulfato de Sodio Anhidro; El menor coste de transporte con respecto al importado y la excelente calidad de la materia prima explotada.

Los precios del Sulfato Sódico, correspondiente al año 1998 son los siguientes:

-Producto importado: 13631 Pts/tm

-Producto exportado: 12525 Pts/tm

-Precio mercado interior: 8470 Pts/tm

-Precio mercado internacional: 117 \$/tonelada corta

(tonelada corta: 0.9tm)

En el cuadro siguiente se muestra la evolución de la producción minera en los últimos años.

Tabla II EVOLUCION DE LA PRODUCCION DE SULFATO SODICO EN ESPAÑA.

AÑO	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998
Na ₂ SO ₄	383.1	480.4	488.7	572.1	637.5	701.1	764.7	828.3

Como se habrá notado, hay un incremento en la producción de Na₂SO₄ Natural en España, de alrededor de 9% en los últimos años.

La producción de CRIMIDESA es la mayor en España. Con alrededor de 30.2% de la producción española

Porcentaje de Sulfato Sódico Natural del 73.2% y del Sulfato Sódico Industrial del 26.8% .

1.6 IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES

Prácticamente los 4 productores de Sulfato Sódico Anhidro Natural abastece todo el mercado español, por lo tanto los importadores de Sulfato Sódico Anhidro Natural son significativo.

El 50% de la producción total de Sulfato Sódico Anhidro Natural de CRIMIDESA es la destinada para la exportación para el resto de Europa y Norte de Africa, en consecuencia el otro 50% se destina al mercado español.

En los últimos años las importaciones españolas de Sulfato de Sodio, siendo los países exportadores los siguientes.

Francia	41.7%
Austria	20.1%
R.F.A	17.8%
Reino Unido	7.9%
Belgica	7.8%
R.P China	2.5%
E.E.U.U	0.7%
Portugal	0.6%
Italia	0.9%
Suecia	0.9%

En general, se importo el 1% de la producción total española de Sulfato de Sodio.

Con respecto a las exportaciones, en los últimos años fueron alrededor del 21.1% de la producción total de Sulfato de Sodio en España. Los principales países exportadores fueron:

Portugal:	20.1%
Francia:	12.8%
Argelia:	12.1%
Irak:	9.0%
Italia:	8.5%
Iran:	4.4%

1.7 APLICACIONES

La relación siguiente muestra los usos del sulfato sódico mas representativos en el campo industrial; el mayor interés económico reside en las dos primeras aplicaciones de esta lista.

DETERGENTES

Mundialmente es la industria de detergentes el campo de aplicación mas importante del sulfato sódico; un país importante productor de este compuesto como es EE.UU. absorbe en tal manufactura un 50% de su producción ; en España , los porcentajes muy elevados del sulfato sódico que se explota, tienen como destino la fabricación de detergentes, industria que supone en España ,un movimiento anual de 7000 millones de pesetas.

Desde un punto de vista histórico los detergentes aparecen después de la II Guerra mundial, como productos de síntesis química, a consecuencia de la escasez de grasas utilizables en la fabricación de jabones; posteriormente quedaría consolidado su uso en coexistencia con el de los jabones tradicionales.

El sulfato sódico entra como carga en la formulación de un amplio grupo de detergentes (sulfatados, sulfonados, algunos detergentes no ionicos, etc.-) fundamentalmente por sus cualidades de compuesto inerte; de bajo costo y sin impurezas que puedan colorear los objetos lavados; su función como agente tensioactivo es mas bien modesta.

El porcentaje de sulfato sódico incluidos en la composición del detergente puede variar ampliamente, en general entre el 15% y el 30% pero en algunos casos incluso hasta el 70%.

PULPA Y PAPEL.

La fabricación de pasta de papel “ al Sulfato” , invento del alemán Carl Ferdinand Dalh a finales del siglo XIX , supuso por primera vez un consumo importante de sulfato sódico.

Un producto obtenido en este tipo de manufactura, el papel Kraft, ocupa un lugar dominante en el conjunto de industrias del papel.

El consumo total mundial de pulpa de celulosa fue de 156 millones de Tm en 1987 y la tendencia al alza ha sido constante en años posteriores. La pulpa al sulfato suponía un 56% de la producción total en 1970 y un 64% en 1980; de este tipo de pulpa aproximadamente un 50% se destina a elaboración de papel Kraft.

En el entorno europeo ha habido, entre 1984 y 1988, un incremento del 17% en el consumo de pulpa de papel: El proceso de elaboración de la pulpa química al sulfato comprende la cocción durante unas 3 horas y a temperatura entre 160 °C y 180 °C, de la materia prima leñosa en una solución acuosa de sulfuros sódico y sosa cáustica (“ lejía blanca”) en cuya preparación interviene el sulfato sódico:

En esta etapa de elaboración se produce la disolución de la lignina de la lámina media de la madera y se liberan las fibras que quedan, tras un lavado, flotando en una solución (“lejía negra”) formada por hidróxido sódico, sulfuro sódico, y algo de carbonato, sulfato y sulfito sódicos, además de los componentes disueltos de la madera.

La fibra pasa por sucesivas fases de blanqueo constituyendo la pulpa de papel, mientras que en una siguiente etapa de recuperación química la lejía negra, o “ licor negro” , se trata químicamente recuperándose lejía blanca reutilizable.

Entre los países que han visto un mayor incremento de su consumo de sulfato sódico; así, en los últimos años, ha disminuido la demanda de este compuesto por parte de industrias papeleras de productoras de pulpa como Canadá o Alemania, en gran parte a causa de sus nuevas normas legislativas en materia de medioambiente.

Estos y otros países con industria papelera de firme arraigo buscan paliar los efectos de contaminación producidos; bien sea con instalaciones de depuración o bien con métodos alternativos de producción:

En plantas de pulpa de Canadá se ha aplicado un procedimiento denominado “ Alcell” en el que para preparar la lejía de digestión de la celulosa, se sustituye el sulfato sódico por alcohol.

En EE.UU. y con el mismo fin se experimenta con reactivos reciclables que requieran bajo consumo energético, como la mezcla de agua, etilacetato y ácido acético.

En Suecia se ensaya el reblandecimiento termoquímico en vapor de agua de la fibra de celulosa, complementado con el blanqueo por peróxido de hidrogeno.

Otro factor que ha influido en un menor consumo de sulfato sódico en algunas industrias del papel es la mejora técnica de los propios procesos de elaboración. Mientras en 1980 la industria de la pulpa al sulfato empleaba una medida de 40 Kg. de sulfato sódico/Tm de producto obtenido, en la actualidad se ha descendido a 25 Kg./Tm.

Entre estos avances en el proceso de fabricación se sita el mayor autoabastecimiento en sulfato sódico; tal es el caso de algunas instalaciones de pulpa en Finlandia cuya propia manufactura de un agente blanqueador, el dióxido de cloro, les permite obtener sulfato sódico subproducto (hasta 2,3 Tm de sulfato sódico por Tm de dióxido de cloro producido) .

En lo concerniente a España, según datos de “ La Industria química en España “ (1989) y con relación al año anterior, un incremento del 5.6 % en términos corrientes y del 1.5 % en términos reales; no obstante el consumo aparente ha crecido más que la producción a causa de un importante avance en las importaciones, particularmente las de papel.

El costo de este déficit en producción de papel no ha sido compensado por el valor de las exportaciones de la producción excedentaria de pulpa, sector más directamente relacionado con el consumo de sulfato sódico, que mostraba un importante superávit en su balanza de pagos sectorial (4820 millones de Pts.) .

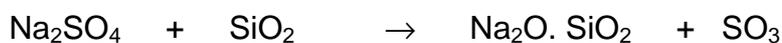
VIDRIO

Aunque en cantidades comparativamente menores que en el caso de las dos aplicaciones precedente, el sulfato sódico se emplea en la elaboración de vidrio de diversos tipos, desde el vidrio plano a variedades especiales; las proporciones de sulfato sódico añadidas como materia prima en la fabricación de vidrio oscilan entre el 5 y 10 gr. por cada 1000 gr. de sílice.

Para este sulfato sódico, natural o industrial indistintamente, se requiere habitualmente una pureza mínima del 98 % , con contenidos en óxidos férrico inferiores al 0.15 % , y una textura granulada (tamaños de grano entre 0.5 mm y 0.07 mm).

Aunque en esta manufactura y como alternativa al sulfato sódico se han usado otros compuesto (sulfato cálcico industrial y anhidrita) su rendimiento en el proceso es menor. La incorporación de sulfato sódico a la mezcla que compondrá el vidrio rebaja el punto de fusión, lo que reviste gran interés en el refinado de vidrio plano, asimismo la incorporación del sulfato sódico se traduce en formación de oxido de sodio, lo que ahorra parte del mas costoso carbonato sódico necesario para la manufactura.

Una ventaja más que añade el uso del sulfato sódico es la neutralización de la sílice espumosa que se forma en el horno de fusión del vidrio, de acuerdo con la siguiente reacción:



INDUSTRIA DE LA ALIMENTACION

En pequeñas cantidades el sulfato sódico se utiliza en la elaboración de productos de alimentación, tanto en concepto de cargas inerte como por sus cualidades saborizantes.

INDUSTRIA MEDICINALES

También cantidades menores de sulfato sódico de alta pureza se utilizan como carga en la preparación de productos medicinales, si como por sus efectos laxantes.

OTRAS APLICACIONES

La elaboración de tintes, colorantes textiles y tintas de imprenta incluye en ocasiones el sulfato sódico por sus cualidades deshidratantes y de contribuir a la fijación de colores.

La aplicación de sulfato sódico en mezclas frigoríficas (aprovechando el salto térmico que acompaña a la cristalización), en la fabricación de esponjas sintéticas y en el tratamiento de aguas potables son otros usos menos frecuentes.

CAPÍTULO II

ANTECEDENTES DE LA MINA DE SULFATO SODICO

2.1.INTRODUCCION

2.1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

El yacimiento, mina y la planta de tratamiento de CRIMIDESA, así también la planta de Cogeneración de INERCRISA. Las empresas anteriormente mencionadas pertenecen al mismo grupo de inversores. Se ubican en la provincia de Burgos, en el termino municipal de Cerezo del Río Tirón. El yacimiento de Glauberita ubicado en la cuenca del Ebro, en el paraje conocido como Valde buñuelos y queda comprendido en los permisos mineros “Río Tirón” (231 Ha) y “Ampliación de Río Tirón” (624 Ha). La cota, en la que se ubica tanto la planta como la mina, oscila entre los 600 y 750 msnm.

Se accede fácilmente desde la ciudad de Burgos hasta Belorado por la carretera N.120, y después por el camino que une Belorado con Tormantos a la altura del Kilometro 20 se encuentra la garita de vigilancia de la Mina de CRIMIDESA. El pueblo más cercano es Cerezo del Río Tirón que se encuentra a 5 kilómetros de la mina.

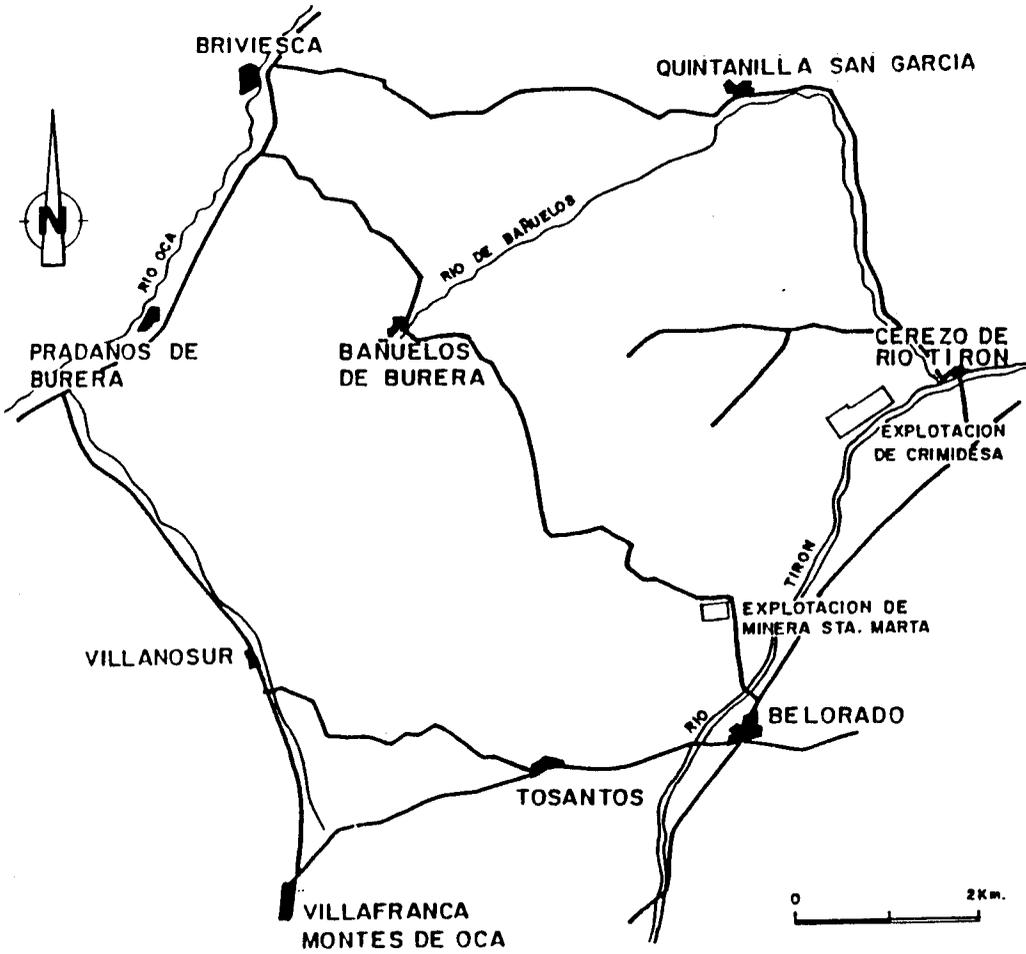


Ilustración 3 UBICACIÓN DE LA MINA DE CRIMIDESA EN BURGOS.

2.1.2 CLIMA Y VEGETACION

La zona se caracteriza por un clima que oscila entre continental cálido y templado. A continuación definimos la siguiente tabla de valores medios para la climatología del lugar.

VARIABLE CLIMATICA	VALOR MEDIO
Temperatura media anual	11°C
Temperatura media del mes mas frío	3°C
Temperatura media del mes mas cálido	22°C
Duración media del periodo de heladas	6 meses
Precipitación media anual	450 mm
Duración media del periodo seco	6 meses

Según la tabla anterior se define un ecoclima que va de mediterráneo continental a mediterráneo templado.

2.1.3 FISIOGRAFIA DE LA MINA

El relieve en la cual esta asentada la mina de CRIMIDESA es una planicie terciaria cruzada por el Río Tirón. Desde el pueblo de Belorado, se distingue la explotación de CRIMIDESA como una loma de 100 mt de altura, con una terraza en su cumbre. Es el accidente en el relieve mas notorio de Belorado a Cerezo del Río Tirón. Toda la planicie es poco movida con una cota promedio de 600 msnm. Hacia el norte se encuentra los montes Obarenes que cambian abruptamente el relieve de la zona.

2.1.4 DATOS HISTORICOS DE LA MINA CRIMIDESA

Salvador Calderón ya indicaba en 1910 en su obra “Los minerales de España” la existencia de dos explotaciones de Glauberita en Cerezo del Río Tirón, las minas “Peña Hermosa” y “La Continua”; Según el autor en ellas se encontraban capas de 1 a 13 mt de potencia con dos variedades de mineral: “Charro” (de mayor pureza y muy soluble en agua) y “Canto” (que necesitaba estar expuesto a la meteorización cierto tiempo antes de alcanzar un grado de solubilidad aceptable).

El tratamiento entonces aplicado consistía en una disolución mediante agua caliente, evaporación en depósitos hasta alcanzarse la cristalización de la sal hidratada y posterior calcinación en hornos de reverbero.

La siguiente etapa de investigación y explotación de los yacimientos corre a cargo de la sociedad minera y metalúrgica Peñarroya y la firma Saint Gobain (Francia), que se asocian con el fin de conseguir un suministro de sulfato sódico natural para las industrias del vidrio galas. La explotación era subterránea y el mineral en bruto se transportaba por cable aéreo hasta la localidad de Pancorbo , desde donde se expedía por ferrocarril a Francia.

El Laboreo de la mina se interrumpió a consecuencia de que el tratamiento mineralúrgico aplicado no conseguía eliminar satisfactoriamente la porción de sulfato cálcico contenida en la Glauberita.

La tercera y actual etapa de explotación comienzan en 1954, al constituirse CRIMIDESA (Criaderos Minerales y Derivados S. A.); Promotores del proyecto de reapertura de la mina fueron D. Angel Plantalamor, D. Serafín de la Concha y D. Gustavo Fernández.

El primero de ellos, basándose en ensayos de minerales de sulfato sódico de explotaciones del Sur de Madrid y en su experiencia en las plantas de tratamiento de potasa de Cataluña, consiguió resolver el problema de separación del yeso planteado por la mina de Cerezo de Río Tirón.

Para ello se diseñó una instalación de evaporación que utilizase una corriente forzada de aire frío, en circulación inversa al flujo de salmuera corriendo por un canal; la combinación del movimiento, el enfriamiento y la evaporación permitía separar una solución enriquecida en yeso del Sulfato Sódico Hidratado, que posteriormente se deshidrataba mediante calor.

Durante una ventena de años. Mina e Instalaciones funcionaron a bajo ritmo; en 1976, con el comienzo, del laboreo a cielo abierto mediante balsas se inició un fuerte despegue de la producción.

2.1.5 SUMINISTRO DE AGUA

En la zona no existe una red de distribución de Agua potable, por ello; el agua de producción se obtiene del río Tirón, mientras que el agua para consumo humano se la compran a la embotelladora Font Lyu en Burgos.

El nivel freático no sé comprobado su localización exacta. Pero según los sondeos hasta los 120 mt no hay indicios de su existencia.

Esto es beneficioso puesto que el agua dulce lixivia los horizontes rentables precipitando Sulfato cálcico y llevándose en solución el sulfato sódico, formando yeso secundario que por el momento es considerado “ganga”

El problema con el agua se acentúa en las estaciones de primavera e invierno, que son las estaciones mas lluviosas del año y con ello el incremento de las aguas de escorrentía provocando una “lixiviación incontrolada” por la infiltración de esta agua hasta unos 7 mt siguiendo el contorno de la superficie. Hasta este nivel de / mt la precipitación de sulfato cálcico y la casi ausencia de sulfato sódico provoca que sea considerable la capa de estéril.

Para la explotación de la mina y la planta se requieren un caudal de 600 mt³/h en un circuito cerrado. Pero como se ha dicho anteriormente la disponibilidad de agua esta en función de la estación, aunque a mayor consumo de agua mayor producción.

Para controlar la calidad del agua del Río Tirón, que luego pasa por distintos pueblos que la consumen, se han instalado conductímetros en las márgenes del río. Aunque el sulfato sódico en solución dentro del cuerpo humano actúa como laxante, una concentración mayor a las permitidas por la norma, afecta su sabor. Incluso, el agua que se consume en los alrededores de Burgos tiene un sabor un tanto amargo, debido principalmente a estas sales en solución.

2.1.6 SUMINISTRO DE ENERGIA.1.6 SUMINISTRO DE ENERGIA

De acuerdo con datos operacionales de producción el consumo esta distribuido de la siguiente manera:

Para Mina: 0.8 Mw/mes

Para Planta (*): 2.7 Mw/mes

Total consumo: 3.5 Mw/mes

(*) Incluido campamento, oficinas, talleres, etc.

Tenemos como consumo: 4704 wh

Osea:

4.7 kw/h / 600 mt³/h

De esta manera obtenemos el consumo unitario que es de 7.8 wh/mt³. Con un voltaje operacional de 330v y 50 Hz.

Posee una planta de Cogeneración, que pertenece a un empresa asociada al grupo de CRIMIDESA, esta se llama INERCRISA que posee dos generadores de energía uno de vapor y otro de gas.

El generador de vapor integra a la red 3 Mw que es consumido en su totalidad tanto por la mina como por la planta, aparte del hecho que el mismo vapor utilizada en la turbina de generación, es utilizada durante el proceso.

El generador de gas proporciona 14Mw. Esta energía pasa por un contador diferencial para que se integre a la red nacional de electrificación de España, esta a su vez ; tiene que reconocer los servicios para reducir en la planilla de consumo mensual. El gas lo obtiene del gasoducto del Norte . El costo de Kw/h en España es de alrededor de 10 ptas.

2.1.7 ABASTECIMIENTO Y COMUNICACIONES

En la actualidad no existe problemas con el abastecimiento, debido a que el alojamiento y la alimentación del personal de CRIMIDESA se la realiza en Cerezo del Río Tirón. En esta localidad, algunos comedores son contratados para servir a la hora de comer. La ventaja que tiene Cerezo del Río Tirón es la cercanía y el fácil acceso por una carretera de 5 Km.

En lo que respecta a las comunicaciones existen radios de onda corta como los Tarkin , una red interna de teléfonos entre mina, planta y oficina central en Madrid . A parte de la telefonía Móvil a menudo aparecen inconvenientes en las comunicaciones internas, debe ser por el sulfato sódico es un electrolito y además el corrosivo. Esto ocasiona que haya un mal funcionamiento en los teléfonos móviles.

2.2.GEOLOGIA DEL YACIMIENTO DE SULFATO SODICO

2.2.1.ENCUADRE GEOLOGICO DE CEREZO DEL RIO TIRON

La zona se sitúa en la terminación occidental del denominado «Surco Terciario de del Ebro», que enlaza la cuenca del Ebro (Cuenca Terciaria del Ebro- Rioja: Rioja Alta- La Bureba) con la cuenca terciaria del Duero (Burgos).

En la Cuenca del Ebro-Rioja, muy subsistente y con grandes potencias de sedimentos, se han diferenciado una serie de fases tanto detríticas

(facies de Najera, Haro, Pan Carbo, Bureba) como químicos (Facies Cerezo) y mixtas (Facies Altable, Crisaleña, Briviesca, Cameno).

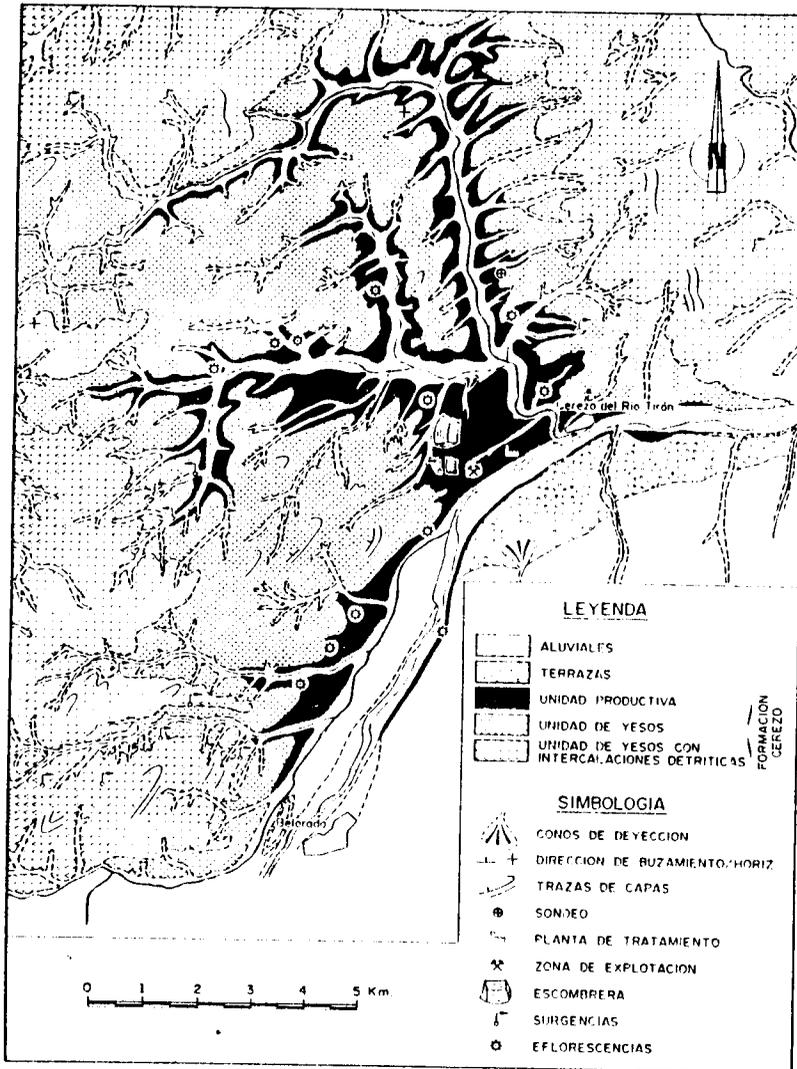


Ilustración 4 ESQUEMA GEOLOGICO DEL YACIMIENTO DE CEREZO DEL RIO TIRON.

FACIES CEREZO

La mineralización económica atractiva se encuentra en esta «Facies Cerezo», que esta constituida por Anhidrita y Glauberita alternando con dolomita, margas con micas (Ilita) y cuarzo, y en menor proporción feldespato y caolín y más escasos aun son los niveles arenosos.

La hipergenesis ha hecho que los niveles mas próximo a la superficie de erosión parezcan hoy como yesos, al igual que los niveles mas íntimamente relacionados con el nivel freatico de lo zona. Los tramos que contienen niveles de la glauberita explotable se caracterizan por los abundante eflorescencia de mirabilita, reflejo externo de la presencia de glauberita que ha sido alterada.

2.2.2 MINERALIZACION

La mineralización forma parte de una secuencia esporádica anhidritico-glauberitica en la que dichos minerales alternan con niveles, en general de menor grosor, dolomicriticos y/o margosos que a veces se reducen a su simple presencia como material intracristalino, especialmente en los ciclos glaubeiticos mas potentes, donde puede hablarse de la presencia de glauberita masiva.

Los niveles anhidriticos son conocidos como «falsos» en el lenguaje minero cuando tienen una potencia mayor que la media de los niveles del conjunto.

A continuación describimos a las rocas asociadas a la mineralización.

a) ROCAS YESIFERAS

Las rocas yesíferas asociadas a la mineralización son yesos secundarios que forman parte de la «facie cerezo» estas rocas han sido generadas por procesos hipergénicos, de ahí que su presencia sea función de la composición mineralógica primaria y de su situación respecto a la superficie topográfica y al nivel freático actual y anterior.

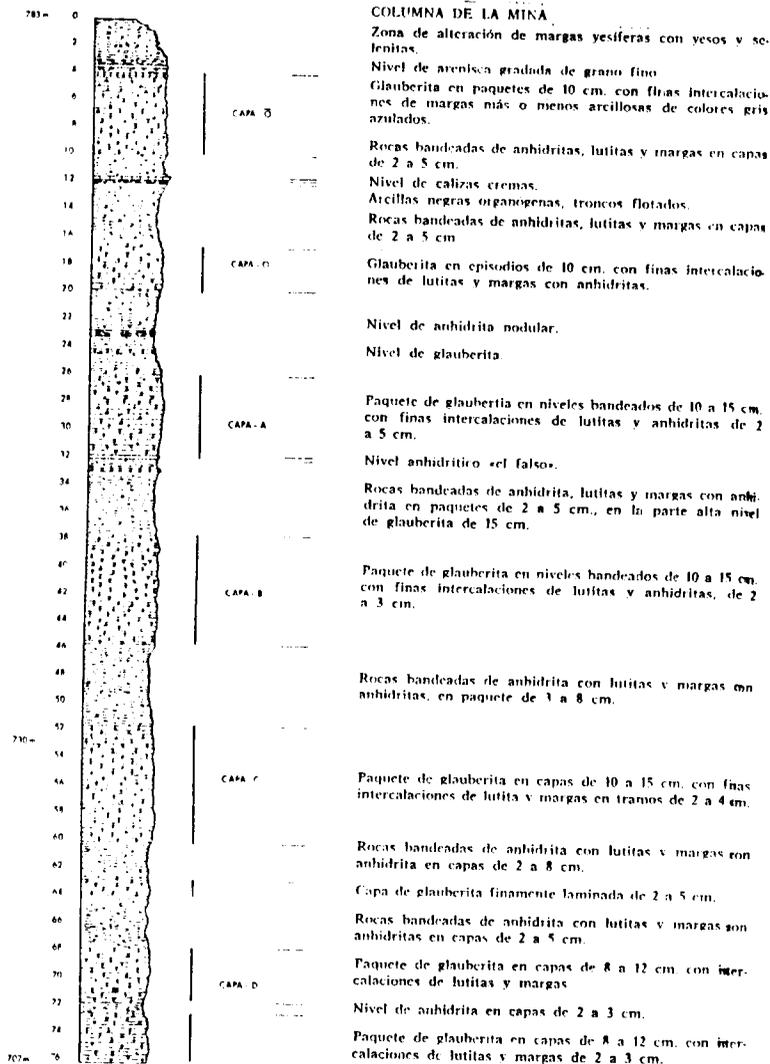


Ilustración 5 COLUMNA LITOSTRATIGRAFICA DE LA MINA

b) ROCAS CARBONITICAS

El carbonato asociado a la dolomitización es fundamentalmente dolomita. Constituye bandas de pequeño grosor que alternan con otros de sulfato. También existen niveles carbonáticos no compactos con elementos detríticos, margas, en lo que frente con dolomita y yeso, que son los componentes principales, aparece, siendo mucho más abundantes cuarzo, ilita, caolín, talco y feldespato potásico.

c) ROCAS ANHIDRITICAS

Son las más abundantes en las zonas inalteradas, constituyen un bandeo en el que alternan con niveles de dolomítica con algunos cristales dispersos de glauberita y anhidrita microcristalina. A veces la dolomita es menos abundante y tenemos entonces una alternancia de niveles anhidríticos de gran pureza mineralógica.

d) ROCAS GLAUBERITICAS

Se pueden considerar tres tipos fundamentales:

- Glauberita masiva
- Glauberita bandeada con dolomita
- Cristales de glauberita dispersos en el seno de una matriz carbonatada.

* Glauberita masiva

Los cristales primarios, en el cual frecuentemente glauberita cementante. El tanto por ciento de matriz es variable, siendo frecuentemente nulo. Cuando su cantidad es algo significativa

presenta indicios de bandeado, se trata fundamentalmente de dolomicrita, a veces algo margosa también presentan indicios de sílice no detrítica calcedonia y cuarzo autigenico. Es común la yesificación parcial de los cristales de glauberita, que se inicia en sus bordes y progresa hacia el centro, siendo a veces observable incluso a la mesoescala.

* Glauberita bandeada con dolomita

Presenta una característica petrográficas similares al tipo anterior, si bien la dolomicrita es mas abundante, si bien la dolomitrica es mas abundante, constituyendo bandas que paran gradualmente a dolomita o a glauberita con dolomicrita en porción intercrystalina.

En los materiales frescos encontramos los cristales de glauberita en el seno de dolomicrita, en los materiales hipergenzados encontramos yeso pseudomorfo de Glauberita o bien los cristales de glauberita en el seno de caliza.

2.2.3. MINERALOGENESIS

Básicamente las facies de Cerezo están formadas por materiales bandeados donde alternan, con mayor o menor proporción y con una regularidad difícil de precisar, laminas carbonatadas (de naturaleza dolomicritica) , con otras de naturaleza sulfatadas (cálcica o sódico - cálcica). Las variaciones climáticas anuales son las responsables de la precipitación alternante de laminas carbonaticas y yesíferas, de forma que en la estación lluviosa se produce una disminución de salinidad favoreciendo con ello el desarrollo de floraciones de algas planctoricas que fijan el CO₂ (función fotosintética) y con ello provocan la precipitación de carbonatos, en cambio en la estación seca se

produce un aumento de Salinidad que provoca una sobresaturación salina del medio, favoreciendo con ello la precipitación de fases sulfatadas que se depositan en el fondo del lago. Esto nos permitiría interpretar esta ritmicidad como ligada a procesos puramente estacionales..

El relleno de la cuenca presenta secuencias ricas en glauberita, alternado con otras secuencias ricas en anhidrita, siendo las potencias en estos niveles del orden 6 o 8 mt., es un hecho que puede atribuirse a cambios climáticos estacionales o anuales, también en el análisis de series marginales, y tomando en cuenta el criterio de STURM Y MATTER (1978), entre otros autores, han puesto de manifiesto la importancia que tienen las corrientes de turbidez en la sedimentación lacustre.

Cabria clasificar a la serie marginal, como un deposito "deltaico" que "prograda" en el seno de una cuenca donde predomina la sedimentación química, de forma que las facies dístales de tipo químico se interrumpen bruscamente por cuerpos arenosos que aumentan de potencia y desarrollo a medida que ascendemos en la columna .

La coexistencia de la precipitación química y la sedimentación detrítica justificaría las formas ooidales que hemos encontrado en algunos cuerpos arenosos, los cuales representan el sistema de canales distribuidores del cono deltaico. Partimos del hecho que lo Paleogeografía de la cuenca difería poco de la actual forma de los afloramientos, constituyen un argumento a favor del modelo "lago Perenne".

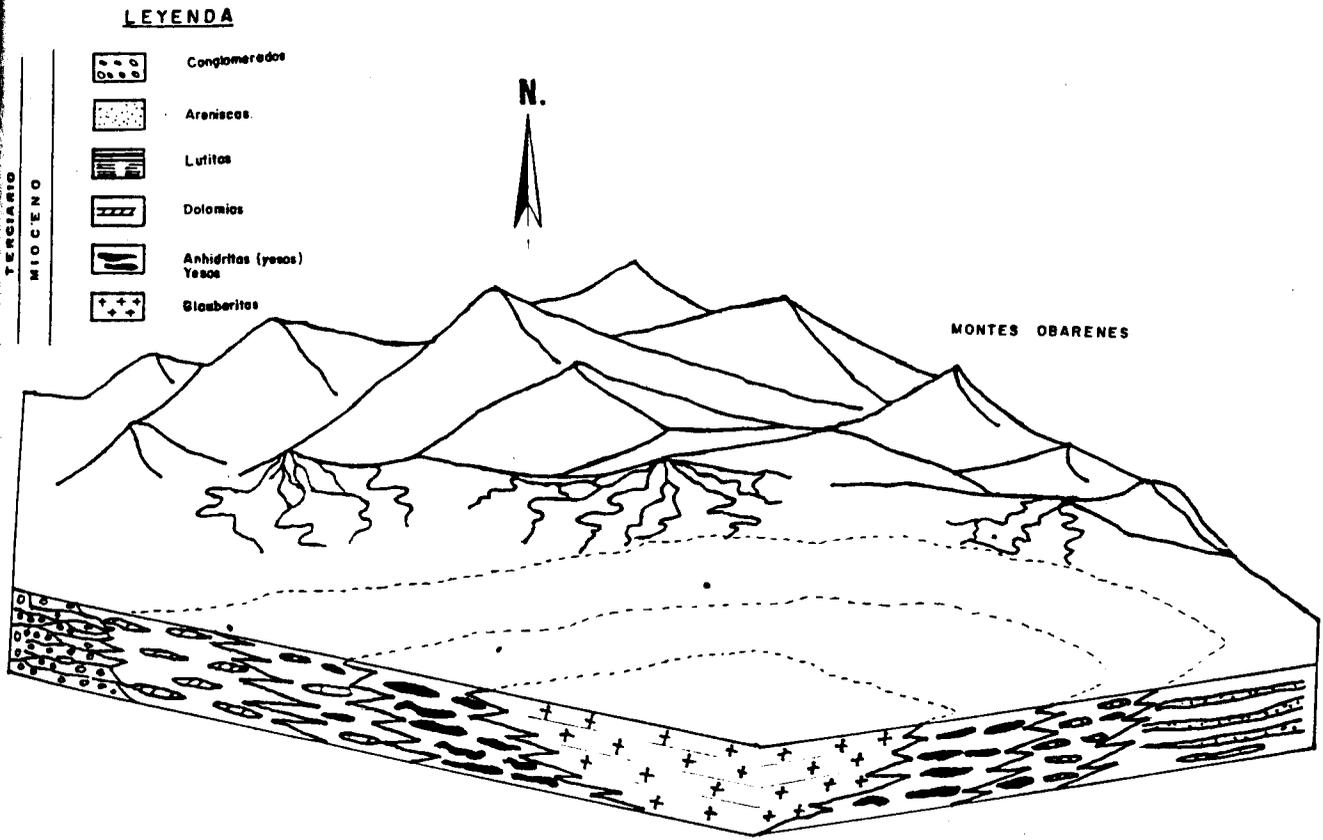


Ilustración 6 MODELO DE DEPOSITACION DE LA CUENCA

LEYENDA

-  Conglomerados
-  Areniscas
-  Lutitas
-  Dolomias
-  Anhidritas (yesos)
Yesos
-  Glauberitas

MIOCENO



CONGLOMERADOS, FANGOS
ARENISCAS, LIMOLITAS
LUTITAS

LUTITA, LUTITAS LIMOSAS,
CARBONATOS (DOLOMIAS)
LIMOLITAS, YESOS, ARENISCAS

LUTITAS - CARBONATOS
ANHIDRITAS (YESO)
(dolomia = anhidrita)

ANHIDRITA (YESO)
(en lutitas - dolomias)

GLAUBERITA - ANHIDRITA
(en lutitas - dolomias)
(trozos halita)

GLAUBERITA
(en lutitas)
(trozos thenarditas)

Ilustración 7 SECUENCIA DE DEPOSITACION DE LA CUENCA

2.2.4 RESERVAS MINERAS

a) Zona a explotar

La zona cuya explotación es de interés en la mina, corresponde a un cuerpo mineralizado ubicado bajo la cota 745 que es el techo de la capa B, ya que sobre esta capa, los estratos ya fueron explotados y están en proceso de lixiviación incontrolada.

El cuerpo mineral ha sido reconocido mediante 17000 m. lineales de sondeos de corona diamantada, fue continua empezando por su centro, que en ese momento era conocida su ubicación, y se fue extendiendo hacia los bordes para definir el modelo de sedimentación de la cuenca de Cerezo de Río Tirón. Esta campaña de sondeos fue realizada por la empresa española Geomecanica en el año de 1983.

La extensión superficial de la cuenca de Cerezo de Río Tirón es estimada en alrededor de 400 Km², pero el área de explotación, en la actualidad, es de 350 Ha.

b) Reservas.

Como ya se había indicado anteriormente, la mina de CRIMIDESA explota una zona en la cual existen 6 capas subhorizontales definidas por los sondeos, intercaladas entre tramos de 6 a 7 m. de espesor de lutitas con yeso y Anhidrita. La serie total es de alrededor de 100 m. esta tiene al menos el 50% de tramo de mineral. Por este motivo el coeficiente de destape para la explotación de sulfato sódico de CRIMIDESA es de alrededor de 1: 1. Pero la explotación a cielo abierto se considera viable hasta los 50 m. de profundidad. Los sondeos también determinaron la existencia de un nivel mas de

Glauberita (capa "e"), bajo de la capa "d" . esta capa "e" tiene alrededor de 9 m. de espesor.

Tabla III RELACION POTENCIA/LEY DE LAS CAPAS EXPLOTADAS POR CRIMIDESA

CAPA	POTENCIA (m.)	LEY (% Na ₂ SO ₄)
O	3	32
A	6	34
B	7 – 9	35
C	10 – 12	36
D	8	36

El calculo de las reservas de Glauberita, referidas a la actualidad es la siguiente:

Tabla IV. RESERVAS MINERALES PROBADAS

CAPA	A	B	C
AREA (m ²)	1.55x10 ⁶	2x10 ⁶	2x10 ⁶
PROFUNDIDAD (m.)	21	35	51
POTENCIA (m)	6	8	10
VOLUMEN (m ³)	4.42626x10 ⁶	1.6x10 ⁷	2x10 ⁷
TONELAJE (ton).	9.96x10 ⁶	3.6x10 ⁷	4.5x10 ⁷
% Na ₂ SO ₄	34	35	36

Tabla V RESERVAS MINERALES POSIBLES - PROBABLES

CAPA	A	B	C
AREA (m ² .)	8.5x10 ⁵	8.5x10 ⁵	8.5x10 ⁵
PROFUNDIDAD (m.)	21	35	51
POTENCIA (m.)	6	8	10
VOLUMEN (m ³)	5.1x10 ⁶	6.8x10 ⁶	8.5x10 ⁶
TONELAJE (ton)	1.15x10 ⁷	1.53x10 ⁷	1.91x10 ⁷
% Na ₂ SO ₄	34	35	36

En resumen , las clasificación de las reservas de la mina de CRIMIDESA son las siguientes:

Reservas Probadas : 74500000 ton

Reservas Posibles : 31500000 ton

Reservas Probables : 31500000 ton

Reservas no Descubiertos: 200000000 ton

2.3 DESCRIPCIÓN DE LA PLANTA

La planta de tratamiento de CRIMIDESA consta de dos plantas autónomas. La planta antigua que comenzó a funcionar en 1970, y que en la actualidad realiza de 200000 a 250000 ton de sulfato sódico al año. Y una planta mas moderna que entro en funcionamiento en 1990. Esta planta funciona a base de termocompresión a incrementado el rendimiento a 600000 ton/año, además de optimizar el costo de tratamiento, reduciendo en 1/3 el costo por tonelada de sulfato sódico vendible.

La ubicación de las instalaciones de la planta cerca de las balsas de lixiviación y la cota inferior, en la que se encuentra (650 msnm) , facilita el transporte del sulfato sódico por un salmueroducto, que llega a la planta con una concentración de 37% en Na_2SO_4 .

La técnica de tratamiento se basa en un enfriamiento adiabático de la salmuera, lo que se consigue haciéndola fluir por un canal cubierto por un túnel de lona, con circulación forzada de aire frío en dirección opuesta. El efecto cinético de la corriente de aire hace elevarse desde la superficie del canal diminutas gotas de disolución saturada que al enfriarse se evaporan, dando un precipitado pulvarento de sulfato sódico decahidrata o sal de glauber.

La sal de glauber se deseca y se funde a baja temperatura para que pierda el agua; después se somete a evaporaciones, decantado, centrifugado, un nuevo secado y enfriamiento, con lo que se tiene finalmente sulfato sódico anhidro.

El concentración de sulfato sódico que entra en el proceso es de 275 gr/lit, mientras que se recupera alrededor de 120 gr/lit. Es decir que el proceso tiene un eficiencia de 44%.

2.4 RITMO DE PRODUCCIÓN

La planta de tratamiento, ya descrita en el apartado anterior, tiene una capacidad máxima de tratamiento de 600 m³/h . Este caudal proveniente de las balsas de lixiviación, que constantemente se encuentra circulando en un circuito cerrado. El abastecimiento de la planta para los efectos de la explotación se realiza con la producción del yacimiento de CRIMIDESA solamente , la que copa la capacidad de la planta.

El sistema de trabajo tanto en mina como en planta es por turnos rotativos, ya que operan en forma continua., durante todo el año excepto días festivos o se incrementa la producción de 600m³/h , para suplir los días de “paro” en la mina. Sin embargo, el aumento o disminución de la producción de la mina puede regularse fácilmente habilitando o desusando las balsas y las bombas.

Se señaló que el ritmo de producción de CRIMIDESA deberá ser de:

Ritmo diario de producción: 600m³/h = 14400 m³/dia

Días de operación al mes : 30 días

PROGRAMA MENSUAL DE OPERACIONES : 432000 m³/mes

Días de operación al año : 340 días

PROGRAMA ANUAL DE OPERACIONES: 4896000 m³/año

Es preciso señalar, que el elemento limitante para la vida útil de la explotación, no son las reservas, sino la vida útil del planta. Es decir, que la vida útil de la explotación esta en función de la vida de la planta. Pero siempre cabría la posibilidad de construir otra planta de tratamiento, además de las ventajas que esto conlleva como mejor rendimiento, más moderna, reducción de personal, se añadiría que esta se ubicaría mas cerca de la explotación para ese momento con lo que reduciría costo de tuberías, bombas, accesorios, etc. . el tiempo de vida útil de la planta es de alrededor de 25 años. Si se prolongará este tiempo se reduciría en forma exponencial el valor residual que podría tener esta planta.

2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

2.5.1 INTRODUCCIÓN

En los años 1954, la explotación se hacía en la capa “d”, por método. Consistían en la apertura de enormes cámaras en la cual se hacían balsas de 15m. de ancho por 15 m. de largo, después se hacía una disolución dentro de las cámaras y luego se transportaba por cañerías hasta la planta. De hecho, este sistema de trabajo era muy costoso y con un bajo rendimiento.

Con la ampliación de la explotación a cielo abierto en los años 70, el sistema anteriormente explicado se lo traslada a superficie. Ose la construcción de balsas mas grandes que en subterráneo, para la disolución en superficie. Dicho de otra manera, es una disolución estática en balsas “in situ” Cabe indicar, que este método fue patentado por CRIMIDESA en 1980.

2.5.2 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

I) Preparación:

El sistema para la apertura de una balsa de disolución es el siguiente:

- Excavación rectangular con taludes verticales y fondo constituido por la capa “c” de Glauberita.
- Acopio del mineral de las capas cortadas durante la excavación.
- Remoción mediante voladura de la capa de Glauberita de fondo.

- Instalación de la infraestructura de conducciones para aporte de aguas y drenaje de salmueras.
- Relleno hasta la colmatación de la balsa con el mineral previamente extraído.

En la operación de carga de una balsa se lleva a cabo un control de distribuciones vertical de la ley del mineral vertido, la mas elevada en la parte superior, para compensar el posterior reparto inverso de la salmuera formada.

El comienzo de la producción se inicia con el bombeo de agua templada que va regando la superficie de mineral contenido en la balsa; se establece así una lixiviación y un flujo permanente de salmuera hacia la planta y de solución acuosa subsaturada a la balsa desde la planta.

Es importante tomar en cuenta que la remoción y acopio de material no lo realiza CRIMIDESA. Para esta contrata a una empresa dedicada a esta actividad y que además pertenece al mismo grupo empresarial.

La explotación de la mina de CRIMIDESA es una minería de transferencia. Previo a la construcción de las balsas se remueve la tierra vegetal , alrededor de unos 20 cm. de espesor y se la conserva en una escombrera especial. De la misma manera se lo realiza con la tierra mixta , procediendo al retiro de una capa de alrededor de 1m. de espesor y llevándola a otra escombrera especialmente para el acopio de este tipo de tierra.. El motivo de conservarlas es para verterlas nuevamente sobre las balsa ya en desuso para integrarlas nuevamente al entorno. Este proceso de recuperación de terrenos se lo ha implantado a finales de los 80, con la entrada en rigor de la ley

de corrección de impactos ambientales. El estéril, conformado principalmente por margas y lutitas, es llevado a las escombreras laterales para su posterior tratamiento del talud.

Después de retirar el estéril a las escombreras y almacenar la Glauberita, de las capas someras, se procede a la voladura de la capa "C" de Glauberita. Una vez volada se rellena con mas Glauberita previamente almacenada. Cabe indicar, que el aumento del volumen de la Glauberita por esponjamiento es de alrededor de un 20%.

II) Voladura.

Es la utilización de un explosivo en el arranque de rocas, disponiendo de una energía concentrada químicamente, situada en el lugar apropiado y en cantidad suficiente, de forma que liberada de un modo controlada, en tiempo y espacio, pueda lograr la fragmentación del material rocoso.

La voladura en la mina de CRIMIDESA se la realiza en tres etapas:

a) Precorte.

Es la voladura de contorno constituida por barrenos que se disparan antes de las voladuras de destroza y que crean un corte o plano de fisuración en las rocas. Para este tipo de voladuras se dispone linealmente la perforación, es decir en una sola fila. En cada disparo se avanza 25m. con una distribución de 10 barrenos con separación de 2.5 m. El explosivo utilizado es la pentrita. El diámetro de la perforación es de 31/4" con una profundidad de 10 mt y una sobreperforación de 1.5m aproximadamente.

b) Corte

Es la fragmentación de la roca y otros materiales sólidos mediante explosivos confinados en barrenos o adosados a su superficie.

Esta es la ficha técnica de la voladura de corte en CRIMIDESA :

Tabla VI . CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS EXPLOSIVOS

EXPLOSIVOS	POTENCIA RELATIVA %	DENSIDAD ENCARTUCHADO gr/cm ³	VELOCIDAD DE DETONACION m./s	ENERGIA ESPECIFICA Kgm/Kg	RESISTENCIA AL AGUA
Goma 2E-C	85	1.4	5200	100410	Bueno
Anfo (nagolita)	65	0.8	2000	94400	mala

DATOS TECNICOS:

Resistencia a la compresión simple:	120 Mpa
Altura de banco :	10 m.
Angulo del talud :	0°
Diámetro de la perforación :	4" = 101.6 mm
Sobreperforación :	1.2 m
Longitud del barreno:	11.2 m
Retacado T :	3.2 m
Piedra B :	3.5 m
Espaciamiento S :	4.3 m
Volumen arrancado :	150 m ³
Rendimiento de arranque :	13.44 m ³ /m

Longitud de carga de fondo :	4 m.
Carga de fondo :	43.4 Kg
Concentración de la carga de fondo:	10.85 Kg/mt
Longitud de la carga de la columna :	4 m.

Se hace una malla de 2.5 x 2.5 m. para dispararlas en secuencia lineal, cuya diagrama adjuntamos en los anexos.

c) Recorte

Es una voladura de contorno formada por barrenos próximos y cargas suaves disparadas después de las de destroza para conseguir una mejor terminación del perfil final. De esta manera en CRIMIDESA , consiste en la voladura de una sola fila de barrenos con cargas de explosivos desacopladas. esta técnica implica un arranque de roca hacia un frente libre, por lo que el Espaciamiento de las cargas es mayor que en el Precorte y resulta de un menor coste. El recorte en CRIMIDESA es el denominado “Tim blastins” , ósea que el diámetro de los barrenos del corte se utilizan en el recorte.

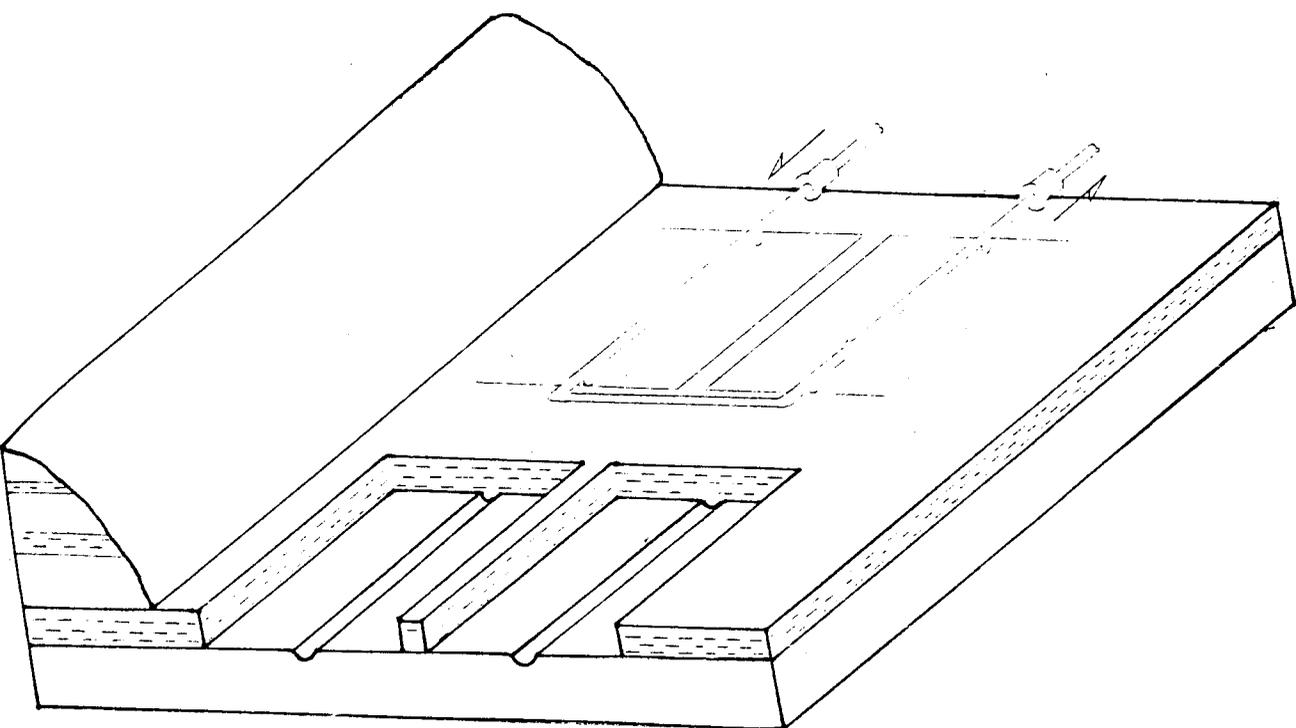


Ilustración 8 ESQUEMA DE LAS BALSAS DE LIXIVIACION

2.6 MAQUINARIA MINERA

Como sea había indicado anteriormente, tanto el transporte como la carga de material principalmente estériles a las escombreras laterales, corre a cargo de una empresa contratada. La empresa contratada se llama Excavaciones Castilla S. L. , la cual es propietario de la maquinaria, aunque pertenezca al grupo de CRIMIDESA, no deja de ser una entidad autónoma. En consecuencia, el mantenimiento así como el pago a los operarios también corresponde a excavaciones Castilla.

El contrato firmado por CRIMIDESA y Excavaciones Castilla se renueva cada año y la forma de pago es simple. Se paga por m³ de tierra removido y tiene un valor de 250 pts. La maquinaria que ase tiene a disposición son los siguientes:

Tabla VII. PARQUE AUTOMOTOR DE LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO DE CRIMIDESA.

CANTIDAD	NOMBRE	CAPACIDAD
1	Bulldozer	
3	retroexcavadoras	3 m ³
5	Volquetes	65 ton
3	volquetes	35 ton
2	volquetes	30 ton
1	palacargadora	
1	motoniveladora	
1	camión cisterna	

La motoniveladora se la utiliza para estabilizar los taludes finales de las escombreras y el camión de agua para el mantenimiento de las vías.

2.7 DETALLES DE LA UNIDAD

La explotación por lixiviación en balsas “in situ” , como ya se había dicho anteriormente, es una explotación de minería por transferencia. El material que es extraído de las balsas es almacenado temporalmente en pilas, ubicado en zonas donde generalmente no se explotaran pronto.

Las balsas se acoplan bien, aunque a veces varían sus dimensiones. La distancia de separación entre la pared de una balsa y otra varia de 10 a 15 m. dependiendo de cómo se piensa usar ese espacio, es decir; si será camino para vehículo ligero o pesado.

Las balsas adquieren los nombres de la capa que están explotando y de su orden de construcción, dicho de otra manera la balsas puede llamarse C9 porque explota la capa “C” y fue construido en noveno lugar.

Se encuentra en funcionamiento permanente entre 6 y 7 balsas, si bien un número de 3 o 4 ya aseguran el suministro mínimo requerido por la planta de tratamiento anexa a la explotación.

El numero de balsas clausuradas o en desuso, a lo largo de toda la vida de explotación a cielo abierto, es de alrededor de 70.

2.7.1 CICLO DE PRODUCCIÓN

El ciclo de producción de la mina de CRIMIDESA es un circuito cerrado. La compensación de agua por perdidas por evaporación , infiltración, absorción , etc. se las realiza en una estación de bombeo

con agua de Río Tirón. Aunque mínima es alrededor de 20 m³/h. Si tomamos en cuenta los 600 m³/h que circula en el fondo de las balsas lixiviado la Glauberita y llevando el sulfato sódico en solución hasta la planta.

El tiempo de vida útil de una balsa, es decir el tiempo de disolución total de la cámara es aproximadamente de 8 años. A lo largo de ese tiempo su saturación va disminuyendo, por lo siguiente se debe mezclar con otra solución mas rica, proveniente de otra balsa con menor tiempo de estancia en el proceso, para compensar su caída en la ley de sulfato sódico. Generalmente esto es lo que se hace , se combina distintas balsas en distintos periodos de lixiviación para obtener siempre un producto promedio.

La saturación alta nos lleva a una producción alta. y se parte de una simple relación entre los grado Baume y los Grados centígrados, con respecto a la mayor saturación a mayor temperatura.

Tabla VIII. PARQUE AUTOMOTOR DE LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO DE CRIMIDESA.

Concentración gr/lit.	Grados centígrados	Grados Baume
275	28	28
264	27	27
253	26	26
242	25	25
231	24	24

La ley de cabeza promedio que se requiere para la planta es de 275 gr/lit , que es una solución saturada a 28°C. en la tabla observemos la

relación que , antes mencionamos, y notamos que por cada grado centígrado que baje la concentración de la salmuera baja en 11gr/lit.

Para la combinación de los distintas balsas se procede de la siguiente manera:

Se selecciona entre las distintas balsas del stock, las que posean concentraciones convenientes para combinarlas.

Se acoplan los salmuero ducto, entre las distintas balsas, para que el flujo pase por todas las balsas seleccionadas., para que se pueda mezclar los productos de la lixiviación.

Se puede acoplar hasta 8, pero con 3 o 4 también se puede combinar para que haya dentro del salmuero ducto la ley promedio de 275 gr/lit a lo largo de todo el proceso.

Se muestreo a diario cada una de las balsas que están en producción para un control y mantenimiento de las leyes promedios que irán a la planta de tratamiento.

El ciclo de producción es continuo las 24 h, para ello el personal de planta trabaja en tres turnos rotativos. Teniendo una producción horaria de 73 ton de sulfato sódico anhidro.

2.7.3 TRANSPORTE EN LA MINA

Cabe recordar, la apertura de las balsas, el retiro del material a las escombreras o a pilas para almacenarlas temporalmente, es decir el transporte, carga y el arranque (excepto la voladura), están a cargo de la empresa: Excavaciones Castilla S. L. , se dedica al movimiento

de tierra y minería a cielo abierto, con oficinas en Burgos y dirección Gral. Vigón 39, 1ª Izda .

En el apartado de maquinaria minera, se citó el parque automotor con que cuentan en la explotación de la mina de CRIMIDESA, para el movimiento de material. Debemos tener en cuenta que las 3 retroexcavadoras generalmente no trabajan en simultaneo. Una de las Liebherr permanece como apoyo en caso de que falle cualquiera de las dos. Lo mismo ocurre con los volquetes. No todos trabajan en simultaneo. A menudo 3 permanecen en mantenimiento para reparaciones o revisiones.

El contrato entre Excavaciones Castilla y CRIMIDESA es sobre m³ de material removido, es decir cuanto mas arranque , carga y transporte mas réditos económicos le representa. Como toda explotación a cielo abierto esta en función de las condiciones climatológicas y de las estaciones en la que se encuentra. Por que en estaciones lluviosas como primavera e invierno, el frío y el barro que se forma en los caminos de acceso son muy difíciles de manejar, por no decir peligrosas. A parte que la carga se dificulta por el atasco de los materiales (generalmente arcillosos) en las cubas, la perforación también tiene inconvenientes por aguas infiltraciones y de escorrentía, la lixiviación incontrolada se incrementa, etc. Durante el verano y otoño, que suelen ser mas secos, el polvo es el principal problema. Pero se soluciona de inmediatamente por el uso camión Cisterna de agua que riega los caminos de acceso para evitar el levantamiento de polvo.

A continuación daremos los detalles técnicos del parque automotor:

RETROEXCAVADORAS

Liebherr

Modelo :	R972
Rodaje:	Orugas
Excavación:	Retro
Potencia:	250 kw / 335 Hp
Peso :	63.7 ton
Máxima profundidad de excavación:	12 m.
Capacidad de la cuba :	2.5 m3

North west engineering

Modelo:	55DH
Rodaje:	Orugas
Excavación:	Retro
Potencia:	340 kw / 456 Hp
Peso :	57.15 ton
Máxima profundidad de excavación:	8.6 m.
Capacidad de la cuba :	3 m3

Las características de los volquetes se encuentran en el anexo A .

Existen dos retroexcavadoras Liebherr y North west engineering. Las volquetes viajan a una velocidad promedio de 35 km/h , desde el lugar de apertura de las balsas hasta las escombreras a las pilas de almacenamiento temporal que están aproximadamente a 1 km.

Entonces tenemos como ciclo promedio del volquete:

tiempo de carga :	5 min
Velocidad media :	583.3 mt/min
Distancia max. :	1500 m.
Tiempo de descarga:	1.5 min
maniobras :	5 min

CICLO PROMEDIO DE LOS VOLQUETES : 16.5 min

Como el nivel de transporte es un sistema de doble vía, una para la ida cargada, y otro para la vuelta vacío, se minimizan los tiempos de espera debido a las maniobras.

El personal de excavaciones Castilla S.L. trabaja a un solo turno de 8 horas. Comenzando a las 9 a m hasta 1 p m , hacen un descanso de 2 horas para el almuerzo y después de 3 p m a 7 p m . Con un total de 17 personas. Donde cada maquina tiene su operario que suelen rotarse y 2 personas para el mantenimiento.

Es variable el volumen que diariamente remueve Excavaciones Castilla S. L. pero oscila entre 2500 a 3500 m³ de terreno removido.

2.7.3 TRANSPORTE MINA – PLANTA

El sulfato sódico en solución es transportado por medio de salmueroducto desde las balsas de lixiviación hacia la planta de tratamiento. El salmueroducto es una cañería de P.V.C. de 250 mm. de diámetro, que aprovecha el desnivel de 100m. que existe entre la zona de explotación y la planta, pero de igual manera por ser un

circuito cerrado, una estación de bombeo ubicado a la salida de la planta la envía de nuevo hacia las balsas.

A continuación anexamos los datos técnicos del salmueroducto:

Material:

Tipo: Sulfato sódico en solución

Peso específico: 1050 kg/m³

Necesidades de transporte:

Capacidad: 5.184x10⁶ m³/año

Organización: 360 días/año, 24 h/día

Características del trazado:

Según características del terreno:

Distancia total: 1200 mt

Desnivel favorable: 100 m (+ 700 a +600) m.

Caudal : 600 m³/h

Perdidas por rozamiento en la tubería:

Velocidad : 3.5 m./s

Diámetro de la tubería : 0.25 m.

Aplicando formula de Hazen- Williams.

Perdidas : 0.99m/km, 0.099%

2.8 SERVICIOS AUXILIARES DE MINA

2.8.1 TALLERES

El taller general de reparaciones mayores se ubica en la planta, pero en la mina también hay un taller para mantenimiento vehicular por parte de Excavaciones Castilla S. L.

I) Taller de revisión y mantenimiento de motores diesel:

La maquinaria pesada para el arranque, carga y transporte de material, poseen motores diesel, en este taller el encargado se especializa en motores diesel. Este taller pertenece a Excavaciones Castilla S. L. ubicado en el lugar de aparcar los volquetes cerca de la mina. Con un total de dos personas encargadas de mantención de los vehiculos, un mecánico profesional y un ayudante.

II) Taller mecánico general.

En este taller se reparan vehículo, bombas y en general todas las estructuras metálicas presente en la planta. Esta destinado al uso exclusivo de las maquinas que pertenecen a CRIMIDESA, por que pertenece y trabaja con personal de esta.

2.9 DOTACIÓN DE PERSONAL

Cabe indicar que existen tres turnos que se dan de la siguiente manera:

Turno 1:	7 a m - 2 p m
Turno 2 :	2 p m - 10 p. M
Turno 3	10 p m - 6 a m

El personal de Excavaciones Castilla S. L. tiene su propio ritmo de trabajo. Ellos siguen el siguiente esquema:

Turno 1 : 9 a m - 1 p m , y 3 p m - 7 p m

Con dos horas para almorzar y descansar. De esta manera el personal de desarrollo solo realiza un turno diaria de 8 horas.

El personal de planta y que hace mantenimiento de cañerías pertenecientes a CRIMIDESA, hace turnos rotativos, es decir que en una semana

permanece en el mismo turno, después si le corresponde el siguiente turno, el continua sin descansar dos turnos seguidos, si no descansa el turno correspondiente. Así continúan durante tres semanas, a la 4ª semana descansa, para volver al misma rutina laboral.

La remuneraciones del personal de Crimidesa es la siguiente se hace 15 pagos de 162000 c/u, que los recibe mensualmente.

La dotación de personal se la expondrá en El anexo B.

CAPITULO III

EXPLOTACIÓN DEL YESO SECUNDARIO DE LA MINA DE CRIMIDESA.

3.1 INTRODUCCIÓN

A lo largo de todo el tiempo de explotación a cielo abierto de la mina CRIMIDESA, EL METODO DE LIXIVIACIÓN “In situ” ha sido aplicado principalmente. El sulfato sódico entra en solución mientras que el sulfato cálcico permanece en las balsas. Este sulfato cálcico podría ser económicamente rentable. Con simple método de explotación a cielo abierto, y en consecuencia la puesta en marcha de una planta de tratamiento.

Se parte del hecho de que se conoce la forma que tiene el yacimiento, que es la misma de las balsas y su volumen es alrededor del 78% del volumen inicial de las balsas.

Como las balsas en desuso han sido rellenas, se procederá a una remoción del material estéril que forma su cubierta vegetal, a fin de destapar el yacimiento. En el interior de las balsas, se forma un yeso amorfo y pulvurento, fácilmente desmenuzable. Esta características nos facilita el arranque, ya que bastará con una retroexcavadora para su fácil remoción, carga y transporte hacia la planta.

3.2 AMBIENTES GEOLÓGICOS DE FORMACIÓN DE YESO

El yeso es una de las sustancias mas abundante y ampliamente repartida en la corteza terrestre que, en la mayor parte de los casos, resulta de la precipitación de cristales de sulfato calcico dihidratado ($\text{SO}_4\text{Ca} \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) a partir de soluciones concentradas o salmueras. Como mineral, el yeso

cristaliza en el sistema monoclinico y tanto la morfología como el tamaño de las cristales presentan una amplia variedad dependiendo de las condiciones y ambientes de formación. Es el segundo mineral en la escala de Mohs.

Muchas veces se presenta como un material de alta pureza aunque generalmente presenta intercalaciones de arcillas, carbonatos, sílex y otros minerales evaporíticos. Aparecen en edades muy variada, aunque de forma predominante en formaciones mesozoicas y terciarias.

A principios de los años sesenta cuando se reconocen ambientes naturales donde actualmente se forman muchas de las tipologías de depósitos yesíferos que aparecen en formaciones antiguas.

Uno de ellos es la llanura costera evaporítica (Sabkhas, en árabe) son regiones sometidas a intensa evaporación del agua de mar allí donde se queda empapando sedimentos, evaporándose hidratándose continuamente dando lugar a depósitos potentes de sulfato cálcico modular o laminado.

Algo muy parecido sucede con las lagunas costeras saladas permiten observar el crecimiento de cristales de yeso, bien en forma de grandes cristales seleníticos o como yeso laminado, proporcionando un modelo de sedimentación actual para este tipo de depósitos reconocibles en formaciones geológicas antiguas.

En este tipo de ambiente de formación de yesos, los cristales pueden crecer a partir del fondo de las lagunas hacia arriba o bien formarse en la superficie de la salmuera y caer posteriormente por su peso hacia el fondo donde se acumulan.

El yeso también precipita en áreas continentales esencialmente en lagos salinos. El yeso y/o la Anhidrita, se forman de manera similar a lo enunciado para los ambientes marinos, esto es, creciendo como módulos dentro del

sedimento en los márgenes del lago o bien que crecen y/o se acumulan sobre el fondo del cuerpo de agua lacustre. El yeso crece en simultáneo o interestratificado con otras sales (halita, sulfato sodico etc.), en realidad este tipo de yacimientos de yeso son muy complejos.

Los minerales de yeso son muy inestables, y distinta formación en su composición como en su textura) cuando cambian su condiciones del entorno, así es que cuando son enterados a cierta profundidad, el yeso acumulado a superficie se transforma por deshidratación a Anhidrita a unos pocos centenares de metros de profundidad, la Anhidrita es el más estable de los Sulfatos calcicos en condiciones de mayor presión y temperatura. Puede que por procesos geológicos (Tectónico y erosivos) estos depósitos que han alcanzado cierta profundidad se exhuma, la anhidrita, en contacto con las aguas meteóricas vuelve a hidratarse dando lugar al yeso, en este caso, nos encontramos con el denominado yeso secundario y presenta forma cristalinas diferentes a los anhidritos y a las del yeso con el cual se inicio el ciclo.

3.3 RESERVAS MINERAS DE YESO

La zona de interés comprende el área de las antiguas balsas de lixiviación ubicada bajo la cota 740. Con un área total de 280 Ha. El cuerpo no ha sido reconocido previamente mediante un muestreo sistemático de superficie, ni sondeos. Pero la apertura de antiguas balsas ha corroborado la información sobre el volumen, forma, granulometría, dureza, porcentaje de sulfato sódico, de arcillas etc. La forma del cuerpo mineral es asimilable al de un estrato horizontal de 12 m. De potencia, cuyo muro se ubica en la cota 723, donde la distribución de leyes es bastante regular.

3.3.1 RESERVAS

Como no se ha realizado una campaña de sondeos, ni muestreo. No se tiene con la precisión adecuada la cantidad de reserva probada, probable o posible. Por lo tanto, para la clasificación de las reservas se ha tomado en cuenta el área ocupada por las antiguas balsas de disolución y el volumen de sulfato cálcico que cada una de ellas debe poseer. Por este método es difícil tener un valor aproximado al real, pero será una base aceptable, como primera aproximación para el cálculo definitivo de las reservas. En consecuencia, para este proyecto se tomará el valor obtenido de esta manera como reserva probada.

3.3.2 CUBICACIÓN CUBICACIÓN

Solo se ha cubicado el cuerpo mineral y su cubierta estéril, que la hemos tabulado en la siguiente tabla:

Tabla IX. RESERVAS PROBABLES-POSIBLES DE YESO DE LA MINA DE CRIMIDESA

Capa	Area m ²	Profundad m.	Potencia m.	Volumen m ³	Tonelaje ton	% CaSO ₄
estéril	2.8 x 10 ⁶	2	2	80000	136000	
A	2.8x10 ⁶	14	12	3.276x10 ⁷	7.534x10	80

3.4 RITMO DE PRODUCCIÓN

La planta de tratamiento de yeso, tendrá una capacidad máxima de tratamiento de mineral , proveniente del yacimiento de CRIMIDESA igual a 120 ton/h. El abastecimiento de la planta para efectos de este proyecto deberá realizarse con la producción de la mina de CRIMIDESA solamente, el que deberá copar la capacidad de la planta.

Como el sistema de trabajo es continuo, y no se descansa sistemáticamente, es decir no tiene días de paro obligatorio, no se requerirán producir mas de lo que la planta exija. Entonces en la mina deberá producirse como mínimo 2880 ton/día que será el ritmo de producción diaria.

Cabe señalar que el tiempo de vida de este proyecto es el mismo tiempo de vida de la planta , que es alrededor de 25 años. Para la evaluación económica el valor residual de la planta será cero, por cuanto el proyecta terminar cuando termina la vida útil de la planta, pero siempre cabría la posibilidad de comprar otra planta de tratamiento. Valdría explicar que por el momento la vida del proyecto no es la misma de las reservas, debido a la inexactitud del procedimiento que se siguió para obtener ese resultado.

Se señaló que el ritmo de producción en la mina de yeso sería:

Ritmo diario de producción :	2880 ton/día
Dias de operación al mes:	30 dias
Programa mensual de producción :	86400 ton/año
Dias de operación al año:	340 dias
Programa anual de producción :	979200 ton/año
Reservas probadas posibles :	7.53x10 ⁷ ton
Vida útil de la mina (primera aproximación) :	77 años

3.5 ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Los primeros factores que inciden en la elección de un método de explotación están determinados por la naturaleza del cuerpo como:

- Morfología del yacimiento
- Características geomecánica de la roca.

Una vez seleccionado el método o los métodos que se adapten a las características físicas, geológicas y geomecánica del yacimiento, se deben tomar en cuenta consideraciones técnicas y económicas tendientes a conseguir el óptimo, Estas consideraciones serían:

- Recuperación de las reservas
- Selectividad
- Dilución
- seguridad
- Equipo a utilizar
- preparación

En general, los métodos de explotación a cielo abierto se clasifican en los siguientes grupos :

- Cortas
- Graveras
- Descubiertas
- Terrazas
- Contorno
- Canteras
- Especiales o mixtos

3.5.1 CRITERIOS EN LA ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

En base a lo expuesto anteriormente y sabiendo que el cuerpo mineralizado ya descrito anteriormente corresponde a una estructura tipo estrato de 12 m. De potencia y un manto horizontal se puede visualizar que son pocos los métodos aplicables a la explotación de las reservas del yacimiento.

En lo que respecta al método de cortas no sería aplicable, dados las características del cuerpo mineral. Pues la corta se aplica en yacimientos masivos o de capas inclinadas, y en este caso tenemos estratos horizontales.

El método por terrazas es aplicable en yacimientos relativamente horizontales, de uno o varios niveles mineralizados, es decir; grandes potencias y con recubrimientos potentes. Pero en el caso de CRIMIDESA es un solo nivel no muy potente.

El método por contorno es aplicable a capas tumbadas de reducida potencia y con una topografía desfavorable. No es el caso de la mina de CRIMIDESA.

Por el método de Descubierta es aplicable a yacimientos horizontales con recubrimiento de estéril no muy potentes. Los métodos por terrazas y por descubiertas son los mas adecuados, ya que su diseño corresponde justamente a explotaciones de estratos horizontales.

Los métodos por terrazas y descubiertas son minería de transferencia, aplicados ambos a estratos horizontales. Pero la diferencia radica en que método por terrazas se aplica convenientemente a estratos mas

potentes, ya que se basa en explotaciones por niveles formando terrazas en cada uno de ellos, mientras que descubierta solo consiste en el avance unidireccional de un módulo con un solo banco desde el que se efectúa el arranque del estéril y vertido de este en las fases vacías anteriores.

En síntesis, el método más adecuado para este yacimiento parece ser el método por descubierta, además que este método es relativamente más barato tomando en cuenta que no será necesario voladura para la remoción de mineral, ni estabilizar taludes por un tiempo prologando, etc. Presenta una ventaja adicional de tipo económico - técnico para este yacimiento, es el hecho que se posee un amplio parque automotor en la explotación de sulfato sódico y en cualquier momento se puede suplir la ausencia por avería de cualquier unidad, es más el relleno proveniente de la explotación de sulfato sódico se propondrá que sea llevado para relleno de los tajos de trabajo de la mina de yeso. En general la recuperación del yacimiento por este método es buena, siempre que se tome la precaución de evitar la dilución del mineral en el desmonte de estéril y mineral. La dilución siempre va a existir, especialmente al cargar los últimos restos de mineral arrancado que queda en contacto con el estéril.

3.6 PREPARACIÓN Y DESARROLLO DE LA MINA

Las labores de preparación de la mina por método de descubierta son muy sencillas, prácticamente no se requiere de trabajos previos. El área a explotar se encuentra adyacente a las balsas que están en producción. Prácticamente solo se requiere de un camino de acceso fácil y rápido del parque automotor que intervendrá en la explotación.

Cabe recordar que el área para la explotación de yeso, anteriormente fue explotada para sulfato sódico. Por lo que existen camino de acceso que uniría la mina con la planta.

Este camino debe acondicionarse adecuadamente para soportar el constante usos por parte de los volquetes que circularan. En la actualidad el camino es alrededor de 800m. Hasta llegar a la explotación, no esta asfaltado, incluso posee piedras sueltas y baches que entorpecen la circulación vehicular. Su ancho es de 7 m. Y posee una pendiente promedio de 9.5 %.

Se deberá ensanchar el camino, asfaltarlo o en su defecto, mejorar su condiciones generales. La planta se ubicará en la cota 656, mientras que la explotación estará en la cota 740, por ende este es un factor a favor ya que los volquetes llenos estarán bajando, mientras que los vacíos estarán subiendo, esto es un factor a favor de el mantenimiento de los vehiculos, prolongar su tiempo de vida útil.

3.7 CONCEPTUALIZACIÓN DEL METODO DE EXPLOTACIÓN.

3.7.1 DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN.

He elegido como sistema de explotación mas adecuado el método de descubierta, que básicamente consiste en el avance unidireccional de un modulo con un solo banco, desde el que se efectúa el arranque del estéril y vertido de este a las fases anteriores.

Señalaremos los pasos que se seguirán en la mina de CRIMIDESA:

a) Desmonte de estéril:

Se lo realizará con una retroexcavadora, debido a que se trata de tierra suelta. Esta la cargará a los volquetes para almacenarlos temporalmente y luego verterlos en las fases anteriores.

b) Arranque de estéril:

Como este yeso es secundario, fruto de la inestabilidad química de la glauberita frente al agua dulce templada, y además después de una remoción por voladura, se lo encuentra en trazos y hasta un tanto desmenuzables. Esto es favorable ya que evita realizar voladura, reduce costo y tiempo. Se lo puede arrancar con una retroexcavadoras.

c) Relleno de estéril.

Se lo realizará con todo el estéril que ha salido de las etapas de desmonte. Pero este volumen es muy pequeño comparado con el volumen de yeso que se explotará, por lo tanto se propondrá que el estéril de la explotación de sulfato sódico sea transportada para que rellene el volumen requerido.

Básicamente, este será el diseño a utilizar en este yacimiento, el que detallaremos en los próximos epígrafes.

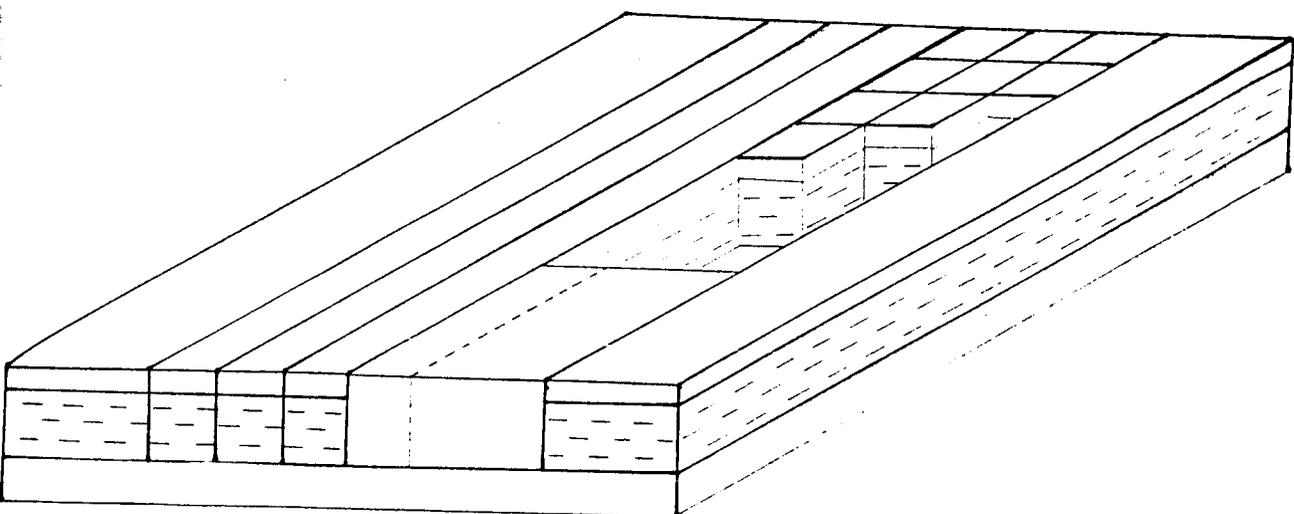


Ilustración 9 ESQUEMA DE EXPLOTACION DE LOS TAJOS EN LA MINA DE YESO DE CRIMIDESA

3.7.2 ELECCIÓN DE LA MAQUINARIA MINERA.

Ya escogido el método de explotación de este yacimiento, donde se realizara minería de transferencia, por lo que se tiene que contar con maquinaria tanto para arranque, carga y transporte de estéril y mineral. Debemos escoger los equipos adecuados para la mina.

Para la evaluación se presenta 4 alternativas.

- 1.- ferrocarril
- 2.- Teleféricos
- 3.- Volquetes
- 4.- cintas transportadoras.

El ferrocarril y las cintas transportadoras las descartaremos por 4 razones:

1.- por el desnivel que existe entre la cota de la planta y la mina (740 y 650 msnm respectivamente), es de alrededor de 30%. Las pendientes máximas adversas es de 5% y 20% para ferrocarril y cintas transportadoras respectivamente.

2.- El costo de inversión sería alto por la adquisición de la maquinaria, instalar toda la infraestructura. Aunque el rendimiento es alto, no compensará el costo inicial del sistema.

3.- El sistema de transporte por ferrocarril y cintas transportadoras no son flexibles, por lo que las limitaciones de la rigidez del sistema sería un grave inconveniente, en el momento de ampliarlo debido al avance de la explotación

4.- Requiere un mantenimiento adecuado y mano de obra especializada, Su costo por mantenimiento sería alto, siempre y cuando se salvase el detalle de encontrar el personal idóneo.

Con respecto a los Telefericos su rendimiento horario es igual o hasta mejor que el de los equipos antes señalados e ideal para este tipo de pendientes, pero también tiene un alto costo. Además este equipo presenta las siguientes desventajas:

- Requiere un sistema de transporte complementario, para reducir tiempos de carga.

- Requiere además de mucha mano de obra.

- Alto costo de inversión, operación y mantenimiento.

- Poca flexibilidad.

Aparentemente el equipo que presentaría mas ventajas sería los volquetes, pues es un equipo de autopropulsión y de buen rendimiento, pero el costo de inversión es alto y en la mina se necesitarían por lo menos tres volquetes de gran capacidad de carga. Sin embargo posee las siguientes ventajas.

- Capacidad de adaptación a todo tipo de materiales para transportar:

- Facilidad para variar el ritmo de producción, aumentando la flota de volquetes o el grado de utilización de esta.

- Necesidad de una infraestructura relativamente sencilla y poco costosa.

- Posibilidad de contratación de la falta e incluso de la operación.

- existencia de una variedad de modelos que permiten adaptarse bien a las necesidades en que debe desarrollarse la operación.

- Sistema muy conocido y, por tanto, relativamente fácil de supervisar y controlar.

- Menor inversión inicial que en otros sistemas de transporte.

Luego en definitiva se elegirá a la volquete como equipo de evacuación y de traslado de relleno.

Para el arranque y carga tanto de mineral como de estéril se tiene 2 alternativas:

- 1.- Rotopalas

- 2.- Retroexcavadoras

En primer lugar, la producción de una roto pala es muy superior a la que se necesita en la mina de CRIMIDESA. Por ejemplo, la rolopala con menor producción es PHB wesserhutte SR 250 con una producción teórica de 750 m³/h, mientras la que se requiere en planta es de 70 m³/h, por lo que nos llevaría a una subexplotación de la maquina y sus respectivas consecuencias como trabajo al vacío, perdida innecesaria de combustible, personal inactivo, etc. . Además de un costo elevado que no podrá ser recuperado pronto.

Tenemos a la excavadora hidráulica retro. que presenta las siguientes características:

- Gran movilidad y flexibilidad en la operación, especialmente en la versión diesel, con velocidades de desplazamientos de hasta 2.4 km/h

-Elevada luz del chasis inferior sobre el suelo del orden de 0.5 a 1 m lo que facilita sus desplazamientos sobre terrenos de baja capacidad portante o mal acondicionados. Ideal para terrenos fangosos durante las estaciones lluviosas.

- Excelente posicionamiento de la maquina gracias al accionamiento independiente de las orugas.

-Costo de inversión, operación y mantenimiento es medio.

- Capacidad para remontar pendientes de hasta el 80% y posibilidad de realizar la operación continuada en pendientes del 60%.

-Fuerzas de penetración y de excavación elevadas, permitiendo el arranque directo de materiales compactos.

Versatilidad para orientar el cazo en el frente de la excavación por lo que son muy adecuados para efectuar una explotación selectiva.

- Reducción de los daños causados en la caja de los volquetes por el mayor control en la descarga de los cazos, alcanzándose una buena distribución y reparto del material.

-Moderado consumo de energía, debido a la pequeña potencia relativa instalada y al grado de eficiencia alcanzado.

-Vida útil media de 25000 a 35000, por lo que su uso resulta muy atractivo en proyectos mineros de tipo medio y pequeño.

Además de que su producción horaria es la adecuada para este tipo de explotación, y que se puede ampliar su rendimiento añadiendo mas unidades. Así es que en definitiva nos quedaremos con la excavadora hidráulica retro.

3.7.3 DETALLES DE LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN.

La unidad de explotación en este yacimiento o también llamado tajo, corresponderá a bancos de las siguientes medidas:

Altura: 11 mt (dependerá de la forma del fondo de la balsa)

Largo: 1600 mt

Ancho: 11m.

La nomenclatura para definir el tajo será sencilla. Como se empieza la explotación por el lado mas cercano a la planta será el 1º, los siguientes serán 2º , 3º , 4º ... etc.

Para evitar la dilución, al momento del arranque y carga del mineral de un tajo con el relleno de estéril del tajo anterior. Haremos una variante del método de descubierto que consistirá en un avance diagonal, en lugar de unidireccional en un banco.

Previo a la explotación sistemática de cada tajo se requiere la preparación de estos, esta preparación consiste en el diseño de las siguientes labores.

-Definición del Bloque diaria .

Se conocerá como Bloque diaria al volumen de mineral que se requiere explotar diariamente para copar la capacidad de la planta.

Ancho: 11m,

Alto:. 11m.

Largo: 11 m.

Con un área de 121 m², que previamente se ha desmontado el estéril. Por este motivo la anchura del tajo de trabajo es 11 m.

a) Desmante de estéril.

-1º desmante de estéril.

Consistirá en demantar estéril en un área considerable para que en primer lugar: optimizar la acción del parque automotor, dedicándose a una actividad específica tomando en cuenta que se contará con solo una excavadora hidráulica tanto para mineral como estéril. Y en segundo lugar evitar largos desplazamientos de la excavadora hidráulica que afecten el rendimiento previsto

El volumen de desmante de estéril será el equivalente a una día de producción de todo el parque automotor. Osea alrededor de 12 Bloques diarios. Distribuidos de la siguiente manera:

1º Tajo: 6 Bloque diarias

2º Tajo : 4 Bloque diarias

3ª Tajo: 2 Bloque diarias

Volumen total de estéril : 2904 m³

Tonelaje de desmante: 4849.7 m³

Area total de desmante: 1452 m²

Que se trasladará a una escombrera temporal donde se la depositará hasta que el tajo este listo para ser rellenado.

- Desmonte diario de estéril.

Como se había advertido la variante del método consistirá en un avance diagonal a lo largo de los 3 tajos de trabajo. Se desmontará el estéril de una sola unidad productiva en cada tajo. Las distancias y el tonelaje a desmontar es realmente pequeño.

Volumen de desmonte diario: 242 m³

Tonelaje de desmonte diario: 405 ton s

Area desmonte diario: 121 m²

En definitiva se avanzará en forma diagonal a lo largo de todo el tajo hasta terminar su longitud o el mineral se haya consumido, lo que ocurra primero. Del mismo modo se procederá en los siguientes tres tajos de trabajo.

b) Arranque y carga del mineral.

Se lo hará análogamente al desmonte, ósea en forma diagonal. Se iniciara con el primer bloque diario en el primer tajo luego se explotara el primer bloque diario en el segundo tajo, después el segundo bloque diario en el primer tajo. En síntesis se explotara primero el bloque diario de los tajos superiores y se bajara en forma diagonal a los tajos inferiores.

Volumen diario: 1252.2 mt³

Tonelaje diario: 2880 ton.

Areas diarias: 121 mt²

Una vez que se ha terminado con los tres tajos se procederá a acumular mineral para copar la capacidad de la planta por un día a fin de empezar el desmonte de preparación en los siguientes tres tajos.

c) Relleno de estéril.

Al tener un ratio de explotación de 1: 409, es obvio que el estéril fruto de la preparación de los tajos no llenara las fases anteriores. Por este motivo se propondrá traer el estéril de la explotación de sulfato de sodio que esta ubicada a 500 mt. A parte que se descongestiona la escombreras de la explotación de sulfato de sodio desviando el vertido de los estériles en estos tajos, se economizan el costo de relleno porque la movilización de material en la explotación de sulfato sodico esta a cargo de una empresa contratada (excavaciones Castilla S.L.) que asumirá los costos de la movilización estéril desde la explotación de sulfato sodico hacia el relleno de tajos de la explotación de yeso.

3.7.4 TRANSPORTE DE LA MINA A PLANTA

El transporte se lo realizara con volquetes para la carga y arranque con excavadora hidráulica retro. Se los utilizara en un solo turno de 9 AM -1pm y de 3pm-7pm, es decir 8 horas de trabajo. Existiendo la posibilidad de ampliar la capacidad de la planta y por ende el numero de turnos en la mina.

Tiempo de carga: 5 min

Velocidad media: 583.3 mt/ min

Distancia máxima: 1500 mt

Tiempo de descarga: 2 min

Maniobra : 10 min

Tiempo total: 480 min

Volumen total: 3285 ton

Ciclo del vehículo: $5 \text{ min} + 10 \text{ min} + 2 \text{ min} + 2 \text{ min} + 2(1500/583.3) = 22.1 \text{ min}$

Cada vehículo realiza :

Numero de viaje $480\text{min}/22.1\text{min.} = 21$ viajes

Alternativas: Volquetas de 35 toneladas y 65 toneladas

Para la volqueta de 35 toneladas

$21 \times 35 = 735 \text{ ton.}$

Numero de vehículos a utilizarse: $3285 \text{ ton.}/735\text{ton.} = 5$ vehículos

Para la volquete de 65 toneladas

$21 \times 65 = 1365 \text{ ton.}$

Numero de vehículos a utilizarse: $3285\text{ton}/1365\text{ton} = 3$ vehículos

Se eligira volquete de 65 toneladas debido a que su costo de adquisición del conjunto de 3 unidades es menor a 5 unidades de 35 toneladas. Además como se cuenta con una sola excavadora hidráulica se optimiza el uso de las volquetes porque evitara que ciertas unidades estén esperando ser cargadas.

Para evitar falta de tiempo en la faena se ha sobredimensionado la volquete en un 10%, de esta manera será mas flexible el método de explotación.

Mientras que para la excavadora hidráulica se tiene:

Tiempo de palada: 0.5min.

Tiempo de carga: 5 min.

Numero de paladas: 10

Capacidad de la volquete: $65 \text{ ton} / 2.3 \text{ ton/mt}^3 = 28.26 \text{ mt}^3$

Capacidad de cuba: $28.26 \text{ mt}^3 / 10 = 3 \text{ mt}^3$

En consecuencia, se propondrá que la excavadora hidráulica retiro sea:

**Tabla X. CARACTERISTICAS TECNICAS DE LA EXCAVADORA
HIDRAULICA RETRO.**

MARCA	MODELO	RODAJE	EXCAVACION	POTENCIA KW/HP	PESO ton.	MAX. PROF EXCA.	CAPACIDAD DE LA CUBA mt ³
Liebherr	R972	T	R	250/335	63.7	13.3	3

Y las volquetes sean: Rimpull RD65

**Tabla XI. CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS VOLQUETES
RIMPULL RD65**

Carga máxima ton (us ton)	59.0 (65)
A ras capacidad mt³ (yd cu)	26.8 (35)
Colmado (2:1) SAE	39.0 (51)
Potencia Kw (Hp)	448 (600)
Velocidad máxima Km/h (mph)	
Radio de giro (SAE) mt (ft in)	11.0 (36' 0")
Dimensiones mm (ft in)	
Anchura	4.5 (15' 0")
Altura de la visera	4.775 (15' 8")
Altura de la carga	3.66 (12' 0")
Longitud de la carga	6.22 (20' 5")
Pesos kg. (lb)	
Vacío , en orden de trabajo	3200 (82000)
Cargado	96200 (212000)

3.7.5.APERTURA DE CAMINOS DE ACCESO.

Cabe recordar, que habíamos mencionado la existencia de unos caminos que uniría la planta con la explotación e la mina. Este camino tiene una longitud, hasta donde sería la mina de yeso, de unos 800 mt. Con una pendiente promedio de 9.5% y una anchura de 7 mt. Este camino es de tierra compactada con gravas y arena.

Según AASHO (Manual for Rural Highway Design) la anchura debe ser:

$$A = a(0.5 + 1.5n)$$

donde:

A: Anchura total

a: Anchura Vehicular

n: numero carriles

para nuestro caso tenemos

A=?

a: 4.5 mt

n: 2

A: 4.5 (0.5+1.5(2))

A: 4.5 (0.5+3) → 4.5 (3.5)

A: 15.75~ 16 mt

Esto significa que a la izquierda y a la derecha de cada vehículo se deja una distancia de seguridad equivalente a la mitad de la anchura de este. Además se escogen dos carriles para mayor agilidad en la circulación Vehicular, a parte que siempre existe la posibilidad de ampliar el parque automotor.

Con respecto a la pendiente, consideramos que es aceptable para el tipo de transporte que hemos seleccionado.

Se debe tomar en cuenta la visibilidad principalmente en curvas y en caminos rasante. Tenemos que la distancia visibilidad esta en función de la distancia del frenado.

Según el fabricante, para un vehículo cargado de 96.2 toneladas la distancia de seguridad para el frenado será de 3 mt para una

velocidad promedio de 32 km/h. Dicho de otra manera debe asegurarse la visibilidad, por lo menos 38mt

El radio mínimo en la curvatura según AASHO para el caso de carreteras es de 25 mt Para calcular el ancho de la curva por la formula de Roshell.

F: Sobre ancho en mt

R: Radio de curvatura en mt

L: Distancia entre los ejes del vehículo

$$f: 2(R - \sqrt{R^2 - L^2}) + 5.8/\sqrt{R} \text{ (roshell)}$$

f: =??

R: 25mt

L:3.9mt

$$f: 2(25 - \sqrt{25^2 - 3.9^2}) + 5.8/\sqrt{25}$$

$$f: 2(0.31) + 5.8/5 = 0.62 + 1.16$$

f: 1.78~2mt

También debe considerar el angulo de peralte par mayor seguridad en las curvas. Por lo tanto tenemos:

$$e = v^2 / (127.14 * R) + \delta$$

$$e = (9.7 \text{ mt/seg})^2 / (127.14 * 25 \text{ mt}) + 0.05$$

$$e = 0.025 + 0.05$$

$$e = 0.079 \quad e = 7.9\%$$

Donde:

e: </ peralte =??

δ : Coeficiente de rozamiento = 583.3kg/t~0.05

V: Velocidad = 583.3mt/min~9.7mt/seg

R: Radio de curva (mt)= 25mt

Se ha realizado el calculo del volumen total de terreno a remover. Que podría gestionarse para que realice excavación Castilla, o en su defecto la maquinaria minera de Arranque carga y transporte seleccionada previamente.

Preferimos que este trabajo lo realice excavaciones Castillo S.L. Por los siguientes motivos:

Tiene experiencia en la remoción de terreno de la mina. Partiendo del hecho que los terrenos que se van a remover son terrenos sueltos y meteorizados de una antigua escombrera.

Su maquinaria y equipo técnico esta disponible. Debido a que esta en constante remoción los terrenos en la explotación de S.S. Además su traslado seria casi inmediato.

La maquinaria y el personal, comprado y contratado respectivamente para la mina y estarían en proceso de optimización y adiestramiento. Y el lugar de remoción es una escombrera, que siempre hay la posibilidad de un deslizamiento, si se opera mal o tiene mala suerte.

Los terrenos a remover, para la ampliación del camino, son terrenos de la antigua escombrera, están sueltos y meteorizados con un ángulo de talud de 25^o-30^o, por este motivo no haremos que sea necesaria voladura (pueda que en algún tramo) y si lo es, sea corto pueda ser absorbido sin ningún problema por el proyecto.

El volumen total de material a remover, para ampliar el camino de acceso de 7 mt. A 16 mt, es de 15125 mt³ distribuido a lo largo de 820 mt. El detalle de los tramos y su desmonte lo tenemos en la tabla.

Volumen Total: 15125 mt³

Densidad despojado: 1.67ton/mt³

Tonelaje total: 25258.75 ton esteril

3.7.6.PLANIFICACION DE DESARROLLO

En el método de Recubierta, las labores de desarrollo se centran en hacer el yacimiento accesible. Por lo tanto nuestro desarrollo consiste en el tiempo para ampliar el camino de acceso para el desarrollo, se tomara como ritmo de desmonte el mismo que el de la mina en producción es decir:

Ritmo/desmonte: 4000ton/turno

Con lo que respeta al material desmontado, se lo puede almacenar en escombrera temporales y luego añadirlos al relleno de los tajos de trabajo. Además su volumen es muy pequeño con respecto a los volumen que se requieren para rellenar cada tajo.

3.8.PRODUCCION DE LA MINA

Una vez terminado con la preparación de los tajos, se puede empezar con el método de explotación. Cabe recordar que los tajo 1,2,3, son los primeros en entrar en producción.

La dirección que tomara la explotación de los tajos es de N58° y se prolongara a lo largo de 1600mt.

Se puede coordinar de tal manera que una vez cavado los tajos 1,2,3, y se habría concluido el primer desmonte de los siguientes tajos para explotar 4,5,6.

3.8.1.CICLO DE PRODUCCION

La producción en mina debe abastecer 120ton/h, o lo que es lo mismo 2880ton /diaria. Pero también debe desmontar diariamente 405,4ton. Tomando en cuenta que solo existe una maquina cargadora, a pesar que las reglas del diseño de explotación mineros nos dice: ``una maquina de carga por cada tipo de material``.

Por lo tanto, se debe coordinar el arranque, carga y transporte de los materiales .

Sugerimos que primero se trate el material para luego tratar el esteril .

* Tiempo, arranque, carga y transporte de estéril

Tenemos:

Ciclo Vehicular = 22min

Capacidad Vehicular: 65ton

Tonelaje estéril : 405 ton

Numero de vehículos: 3

Por lo tanto :

$N^{\circ} \text{ Ciclo} = \text{Tonelaje estéril} / \text{capacidad Vehicular} = 405 \text{ ton} / 65 \text{ ton} = 6.2$

$N^{\circ} \text{ de viajes individuales} = N^{\circ} \text{ ciclo} / N^{\circ} \text{vehículos} = 2.07$

$\text{Tiempo a desalojar} = T \text{ ciclo/vehículo} \times \text{numero viaje} = 22 \times 2.07 = 45,3 \sim 1 \text{ H}$

Tiempo para desalojar estéril = 1 hora

* Tiempo arranque carga y transporte de mineral

Tiempo mineral = Tiempo del turno - Tiempo estéril = (8-1) H =

Tiempo para desalojar el mineral = 7 horas

3.8.2. ABASTECIMIENTO DE RELLENO

No se toma en cuenta el relleno de estéril, debido que por razones técnica y económicas para la empresa, consideramos que lo mas conveniente es que el relleno de estéril lo realice excavaciones Castilla S.L. Para evitar la adquisición de mas maquinaria, incrementando la inversión en el proyecto, y también para descongestionar la saturación de los escombreras laterales. Además seria en servicio que ya esta pagado.

Además, el abastecimiento del relleno, para efectos de coordinación con la producción en la mina, su ritmo de relleno seria igual que el volumen de una unidad productiva diaria mas el volumen de esteril de su cubierta. Y que la restauración del terreno lo dije a la misma cota que estaba antes de la explotación.

Volumen bloque = 1331 mt³

Volumen estéril = 242 mt

Volumen total = 1573 mt³

Tonelaje total = 2626.9 ton

El volumen de excavación diaria de estéril es la explotación de Sulfato de Sodio es variable oscila entre 2400 a 3500 mt³, por lo que no todo el estéril que se extrae diario iría a los tajos, pero si un 80% a 90% diario

3.9.SERVICIOS AUXILIARES DE MINA

3.9.1.TALLERES

Se propondrá que hallan 2 talleres uno de revisión y mantenimiento de motores diesel y ubicado en los alrededores de la mina y otro taller general de reparaciones, cerca de la planta.

a) Taller de revisión y mantenimiento de motores diesel

La volquete y la cargadora poseen motores diesel, este taller se encargara de la manutención de esta. Para el buen funcionamiento de estos equipos de primera necesidad en la mina, se llevara un control estricto sobre la operación de estos. Deberá planificarse muy bien la manutención de estas maquinas , para no entorpecer el proceso productivo. La reparación de cualquiera de estos equipos, que sea difícil realizarla en la mina, se hará en Burgués con personal especializado.

b) Taller mecánico general

En este taller se reparara cualquier avería en la infraestructura principalmente de la planta, es decir toda la estructura metálica presente en la planta. Este taller entra a cargo del mantenimiento de las tolvas, hornos, cribas vibratorios etc.

3.9.2.ENERGIA ELECTRICA.

El abastecimiento de la energía eléctrica tanto para la planta como la mina se hará conectándose el tendido eléctrico de la explotación de S.S. Como se había dicho anteriormente, INERCRISA Con su planta de cogeneracion, integra la red mas de 13 MW, por lo que el abastecimiento de la energía eléctrica no será problema para la planta de tratamiento de yeso.

3.9.3. DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA

En el anexo C se detalla la distribución del personal en la explotación de yeso para CRIMIDESA.

El jefe de mina de CRIMIDESA, podría encargarse de la explotación de yeso, con la ayuda de un jefe de turno por llamarlo de alguno manera, la parte administrativa, encargada de llevar todo el aspecto contable coordina todo el complejo minero, seria el mismo personal administrativo de CRIMIDESA.

CAPITULO IV

DESCRIPCION DE LA PLANTA

4.1.DETALLES DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO.

i) Datos de partida

1.-Curva Granulometrica del todouno

La curva Granulometrica orientativa del todouno es la siguiente:

+80mm	34%
36 - 80mm	14%
25 - 36mm	4%
8 - 25mm	16%
5 - 8mm	9%
0 - 5mm	<u>23%</u>
	100%

Porcentaje del material inferior a 100 micras de acuerdo con pruebas realizadas, el porcentaje inferior a 100 micras (arcillas) en todouno, puede ser aproximadamente un 8 o 10% del total del material.

Los contenidos de sulfatos sodicos han sido bajos.

- 0 - 6 (Salida Ruedas decantadoras) (se someterá a un segundo lavado)	0.11%
- Desagüe lavador de piedras (debe ser vertido este producto a bolsas de decantación)	0.10%
- 0 - 4 Salida lavador de piedras (este producto en el circuito definitivo será lavado en Rueda decantador)	0.06%
- 4 - 9	mm0.02%

- 6 - 12 mm	0.02%
- 6-20 mm	0.03%

II) Descripción de Instalación Descripción de Instalación

La instalación proyectada, básicamente consiste en la siguiente

El material proveniente de la mina llega a la de recepción (T: R-1) de 40 mt³, Lo cual se descarga en la cinta transportadora tipo fijo (C.F-1) que lleva el material 0-300 mm a la criba vibrante (C.V-1) que tiene mayas metálicas de 80/protección y 6 mm . La criba tendrá 3 rampas de riego, puede que una de ellas no se utilice. De esta criba sale tres productos:

- El material superior a 80 mm será enviado a la machacadora de mandíbulas
- El material de 6 - 80 mm conjuntamente con el material triturado por la machacadora de mandíbula cae en la cinta (CF-2)
- El material de 0-6 con el agua de riego sale por la canaleta inferior de la criba Cv-1, para enviarla a la rueda decantadora (RD-1) por gravedad.

La trituradora será una machacadora de mandíbulas de 650x450 mm. Colocada bajo la criba (CV-1)

En la cinta transportadora tipo fijo (CF-2) recibirá el material proveniente :

- Salida da machacadora de mandibula
- 6-80mm. Natural de frente de trabajo sin tratar

Se ha proyectado que el molino secundario, sera un molino de rodillos.

La cinta (CF-2) descarga sobre el lavador de piedras, que envía el material mediante la cinta (C.F-3) a la criba (C.V-2). La criba (C.V-2) trabaja por vía húmeda y vía seca con mallas metálicas de 20/10 y 6mm.

- El material superior a 20mm se manda molino secundario con la cinta C.F-4 .
- El material entre 10 - 20mm se almacena al suelo mediante la cinta (C.F-6) .
- El material entre 6-10mm se envía con la cinta (CF-1) al stock general final de 0-10mm.

El material entre 0-6mm obtenido del lavador de piedra trituración primaria y secundaria (pasado también por el lavador), se envía a la rueda R.D-1 .

El material transportado en la C.F-4 se lo lleva al molino de rodillo, previamente se lo almacena en una tolva de recepción , después esta se descarga en una cinta transportadora hacia el molino de mandíbula. Este producto es transportado por la cinta (C.F.5) y se descarga en la cinta transportadora (C.F-1)

Todo el material de 0-6mm que proviene de las cribas se lava en las ruedas de decantación (R.D-1), para posteriormente pasarlo mediante una rampa de lavado con agua limpia a la rueda de decantación (R.D-½) se junta con el 6-10 mm que proviene de la (C.V-2) , para realizar un acopio en forma de riñón con 16.000 mt³ de producto útil final 0-10 mm .

III) CONSUMO DE AGUA

Criba CV-1	50mt ³ /h
Criba CV-2	80 mt ³ /h
(Caudal recibido por RD-1)	
Lavador de piedras L.P-1	70mt ³ /h
Rueda R.D-2	<u>80mt³/h</u>
	380mt ³ /h

4.2 .DESCRIPCIÓN Y VALOR DE ADQUISICION DE LOS ELEMENTOS CONSTITUTIVOS DE LA PLANTA.

PARTES DE LA PLANTA	PRECIO
CF.1 Cinta transportadora de tipo fijo	3230000
TR.1 Tolva de recepción (40mt ³)	4110000
CV.1 Criba vibrante	3260000
Estructura soporte	2230000
CF.2 Cinta transportadora de tipo fijo	1610000
LP.1 Lavador de piedra	12300000
Estructura soporte	970000
CF.3 Cinta transportadora de tipo fijo	2280000
CV.2 Criba vibrante	3260000
Estructura soporte	2350000
CF.4 Cinta transportadora tipo fijo	1110000
CF.5 Cinta transportadora tipo fijo	930000
CF.6 Cinta transportadora tipo fijo	1590000
RD ½ Dos ruedas decantadoras	5880000
RL.1 Rampa de lavado	310000

CF.7 Cinta transportadora tipo fij	1240000
CF.8 Cinta transportadora tipo fijo	1510000
CM.1 Cinta transportadora móvil giratoria	4690000

PARA LOS HORNOS

2 tolvas de recepción y pala alimentadora	2660000
Elevador	3460000
Dosificador a disco	790000
Cinta transportadora	1280000
Tolva	380000
Dosificador a cinta	1170000
Criba	860000
Molinos/martillo	1440000
Tolva	320000
2 dosificadores a cinta	2340000
Estructura apoyo conjunto unificación	1760000

YESO PARA PREFABRICADOS - CAPACIDAD 7-8 TM/H

Cinta tramo portadora	710000
Horno Aramir de 2 tubos	29340000
Hagas portaquemador	1230000
Cubierta metálica aislante	1250000
Quemador de feul	1060000
Filtro de mangas	10640000
Rosca sin fin	580000
Rosca sin fin	1560000
Elevador	3630000
2 alveolares	1020000
Rosca sin fin	900000

Rosca sin fin	1080000
2 Molinos pitones	5380000
Elevador	2780000
Separador	4490000
Elevador	3630000
2 alveolares	1020000
Rosca sin fin	900000
Rosca sin fin	940000
Elevador	1600000
Ensacadora	5660000
Rosca sin fin	500000
Cinta carga - sacos	3460000

LINEA YESO DE ENLUCIR - CAPACIDAD 6 A 7 TM/

Cinta transportadora	710000
Horno aramir de 3 tubos	42110000
Quemador de fuel - oil	1060000
Filtro de mangas	10600000
Rosca sin fin	580000
Rosca sin fin	910000
Rosca sin fin	1030000
Elevador	3630000
2 alveolares	1020000
Rosca sin fin	900000
Rosca sin fin	790000
Elevador	2600000
Criba	3000000
Molino martillo	1520000
Rosca sin fin	840000
Elevador	3360000

2 alveolares	1020000
Rosca sin fin	900000
Rosca sin fin	940000
2 bocas descarga lateral	980000
Rosca sin fin	1470000
Rosca sin fin	1470000
Báscula yeso	2080000
Dosificador aditivos	380000
4 dosificadores	1280000
Báscula aditivo	1280000
Polipasto	370000
Mezcladora	6850000
Elevador	2600000
Ensacadora	5660000
Rosca sin fin	500000
Cinta carga sacos	3460000

4.3.DESCRIPCION DEL HORNO

Para el proceso se utilizaran 2 hornos uno de tubos para fabricar escayola y otro de tres tubos para yeso de enlucir que continuación se describen:

4.3.1.DESCRIPCION DEL HORNO ROTATORIO DE 2 TUBOS

Esta formado por dos tubos concéntricos, que van provista con paletas de agitación y avance. El material crudo de yeso hace un doble recorrido en el interior del horno: primero avanzando en un sentido por la corona circular que forman los dos tubos; segundo, en sentido

contrario por el tubo interior. Al final de este se encuentra la cámara de combustión, que esta recubierta de hormigón refractorio. La flexibilidad del horno queda de manifiesto al variarse a voluntad las temperaturas de cocción hasta alcanzar la idónea para el tipo de piedra de yeso que se disponga para producir según se desee:

- Escayola (Semihidrato $\text{CaSO} \cdot \frac{1}{2} \text{H}_2\text{O}$) a 180°C
- Yeso, mezcla de Semihidrato y Anhidrita en proporciones variables.

Además, para que el calor generado por la combustión del fuel-oil lleguen a todo el material para su cocción se dispone de un potente aspirador, que hace circular el aire caliente a lo largo del horno en sentido inverso al del material.

4.3.2.DESCRIPCIÓN DEL HORNO DE 3 TUBOS.

Su funcionamiento es similar al horno de 2 tubos, pero este posee tres cuerpos tubulares cilíndricos, montados coaxialmente. Esta compuesto por un tubo interior o de cocción, el intermedio y el exterior o enfriador. Entre estos tres tubos se forman tres cámaras: interior, la intermedia y la Exterior.

Todos los 3 tubos concéntricos se hallan dispuestos de manera que presentan una inclinación del 1.5% en sentido descendente desde el extremo delantero al posterior para favorecer la circulación y avance del material. También es importante la presencia de aletas en el

interior de cada una de las cámaras, que varían de forma y disposición según sea la función que deba desempeñar las paredes del tubo interior o de cocción, donde se halla el quemador, se han recubierto de material refractorio dándoles una forma Cónica.

4.3.3.QUEMADOR, COMBUSTIBLE Y CONSUMO.

El quemador es exclusivamente de fuel con copa rotativa de alta pulverización y con capacidad técnica de 3000000 Kcd/h mientras se utiliza el fuel-oil No1, cuyas características son:

<i>Características</i>	<i>Valores medios</i>	<i>Valores Limites</i>
Color	Negro	Negro
Viscosidad E a 50 C	7 - 20	12
Azufre %	2.7 max	2.48
Punto de inflamación oC	70 min	94
Sedimento % Volumen	1.0 max	0.18
Agua % Volumen	0.75 max	
Potencia calorífica Superior Kcal/kg	10200 min	10642

4.3.4.ENTRADA DEL POLVO RECUPERADO POR EL FILTRO DE MANGAS

Es importante tenerla en cuenta, básicamente, por dos razones:

1.- Evita la contaminación del medio ambiente. Actualmente, las normas oficiales en España prevén que la cantidad de polvo en la atmósfera no debe sobrepasar los 150 mg/Nm³.

2.- Supone un considerable abono para el industrial. Concretamente en nuestro caso, el polvo se recupera y se reintroduce en el horno representa la cantidad de 31 Kg/min, lo que equivale a un 22% de la alimentación.

A continuación veamos la general granulometria del polvo que vamos a reintroducir.

GRANULOMETRIA

Superior a:	1000 u	1.7%
	800 u	2.2%
	400 u	6%
	200 u	15%
	160 u	21%
	100 u	30.1%
	63 u	46%
	40 u	53.6%
Inferior a 40 micras		46.4%

COMPOSICIÓN FUEL - OÍL NO. 1

C	85.5%	S	2.7%	O	0.3%
H	10.8%	N	0.3%	Resto	0.4%

El consumo no dependerá solo de la producción, sino de factores como: Temperatura ambiente, humedad del producto perdidas por radiación, etc. Los consumos medios horarios de fuel en las condiciones antes citados son: 221.4 lt/H A partir de este dato se obtiene el consumo que es 25 Kg. fue/ton

4.4.DETALLES DEL PROCESO DE FABRICACION DE YESO Y ESCAYOLA

En síntesis, la planta se dividirá para fabricar por un lado yeso de enlucir y por el otro escayola para prefabricarlo con sus respectivos hornos.

El material proveniente de la planta de lavado llega a una tolva de recepción para pasar por un elevador a un dosificador a disco que controla si el tonelaje requerido para los 2 hornos.

Por medio de una cinta transportadora llega al área de los hornos donde previamente el material es cribado para evitar cualquier partícula mayor a 10mm que pasa a un molino para su trituración. Este es el fin de la línea común. Aquí el proceso se divide en dos. Cada una tiene una tolva con un dosificador a cinta donde se controla el tonelaje requerido para cada horno, y cinta transportadora lleva el material crudo a cada horno.

a) Fabricación de Escayola para prefabricado

El dosificador a cinta en continuo se garantiza la alimentación regular al horno. La cocción en continuo y con fuego directo se realiza en el horno de 2 tubos a una temperatura de 170 a 180 °C para obtener el semihidrato

La captación del polvo producida por la aspiración de los gases del horno se realiza mediante un filtro de mangas. El aire limpio sale al exterior por la chimenea, mientras que el polvo es recogido en la tolva del filtro, y si se desea puede ser reincorporado.

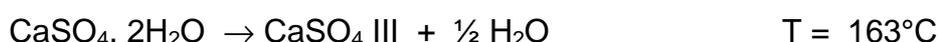
El tonelaje de material que alimenta el horno será de 9.8 Ton/h, para obtener después de pasar por el horno 7-8 Ton/h. El Semihidrato pasa a una rosca sinfín donde es llevada a los Alveolares para su almacenamiento de 8 a 12 h. para su enfriamiento.

El material, una vez enfriado, llega a un molino de pitones por medio de una rosca sinfín, donde se asegura la granulometría comercial de 200 micras. Después el almacenado para posteriormente ser llevada a la Ensacadora por medio de una rosca sinfín.

b) Fabricación de yeso de Enlucir Fabricación de yeso de Enlucir

El horno rotatoria para la fabricación de yeso de enlucir será 3 tubos. Mediante el dosificador llegara al horno 8.4 Ton/h de mineral crudo. La cocción en continuo y con fuego directo se realiza a una temperatura de 170 a 180 c para obtener Semihidrato, y a 500° a 600°C para la Anhidrita II.

Para este proceso se obtiene los siguientes reacciones



En este proceso de producción, la obtención de ambos productos se realiza en cocciones separadas, por lo que a la salida del horno tendremos 3 líneas de moliendo y ensillado.

- Línea de Anhidrita II para la producción de yeso
- Línea de Semihidrato para la producción de yeso
- Línea de Semihidrato para la producción de yeso Escayola

La captación del polvo producido por la aspiración de los gases del horno se realiza mediante un filtro de mangas. El polvo recogido en la tolva de filtro si se desea puede ser reincorporado al circuito de producción.

El horno tiene la capacidad de producir 7 Ton./h pudiendo variar las proporciones de Anhidrita II y Semihidrato a conveniencia. En forma similar como en el circuito anterior con la escayola, el material que sale del horno pasa a almacenarse para su enfriamiento alrededor de 8 a 12 h.

Después llega a un molino de martillos por medio de una rosca sinfín, para tenerla granulometría comercial de 200 micras, nuevamente es llevado por rosca sinfín para ser almacenado.

En dos básculas electrónicas programables de pesados por acumulación se pesan Anhidrita II y Semihidrato, pudiéndose variar las proporciones de uno y otro producto y los distintos aditivos, respectivamente; El material pasa posteriormente a una mezcladora de homogeneización del producto. El yeso ya terminado y adivinado es transportado a los silos de almacenamiento y ensacado.

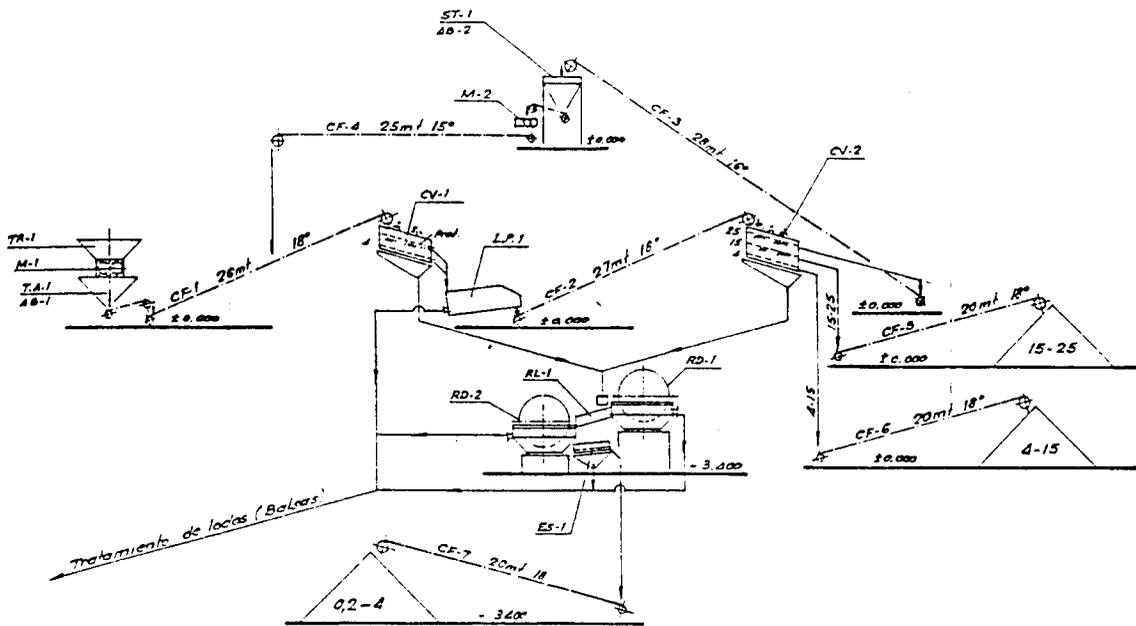


Ilustración 10 . PLANTA DE TRITURACION , CLASIFICACION Y ENSILADO

CAPITULO V

ANALISIS ECONOMICO

En este capítulo se analizará la evaluación económica del proyecto mediante los indicadores económicos VAN y TIR. El proyecto en sí es muy largo, con lo que es en la mayoría de equipo se considera valor residual nulo.

5.1.COSTO DE PRODUCCION.

Este costo ya fue calculado en el apéndice y desglosado en los siguientes ítems :

ACTIVIDAD	COSTO POR TON. (Sin depreciación)
Transporte	114.2 Pta/ton
Arranque y carga	17 Pta/ton
Planta de lavado	55.4 Pta/ton
Personal	<u>75.4 Pta/ton</u>
	262.8 Pta/ton

Costo Horno y planta de ensacado	2024.7 Pta/ton
----------------------------------	----------------

El costo total de la faena ha sido dividido en dos, debido a que la producción anual del horno y planta de ensacado es distinto a de la planta de lavado

	Tonelaje / Mineral	Costo Operación	Costo Anual
Planta de lavado	979200 ton	262.8 Pta/ton	257333760 Pta
Horno y planta de ensaca	146880 ton	2024.7 Pta/ton	<u>297387936 Pta</u>
Total			554721696 Pta

5.2.CALCULO DE INGRESOS.

La planta de lavado sacara al mercado el Aljez o piedra de yeso crudo con dos granulometria:

Aljez con granulometria 10 a 20mm = 489600 ton/año

Aljez con granulometria 6 a 10 mm = 117504 ton/año

Cabe indicar que el Aljez de 6 a 10mm cuya producción horaria es de 32.4 ton./h, se irán 18 ton/h al horno para su posterior tratamiento y convertirlos en yeso y escayola.

El precio en el mercado español de este producto es de 670 Pta/ton durante el año en curso.

Para el yeso y la escayola tiene un precio único por lo que se trataran como un solo producto, por lo tanto la produccion anual será: 122400 ton/año y tiene un precio de 10.000 Pta/ton para el mercado español en la actualidad.

Producto	Tonelaje de Mineral	Precio de Venta	Ingreso al Año
Aljez (20-10)	489600 ton/año	670 Pta/ton	328032000 Pta
Aljez (10-6)	117504 ton/año	670 Pta/ton	78727680 Pta
Yeso y Escayolas	122400 ton/año	10000 Pta/ton	<u>1224000000 Pta</u>
Total			1630759680 Pta

5.3.TRIBUTACION, INFLACION Y TIPO DE CAMBIO.

Este tipo de cambio mineras se acoge al impuesto tributando un 35% de las utilidades llevando contabilidad y presentando balance anual.

La inflación que se ha tenido en cuenta, es la que ha prevalecido en los últimos diez años siendo 2%.

Sin embargo las tasas de inflación son muy bajas siendo el 0.1% anual para Madrid, pero se ha escogido el valor mas probable. Por tal motivo, todos los valores que obtengan tendrán en consideración el efecto inflacionario.

El tipo de cambio se ha supuesto constante en términos reales a lo largo de la vida del proyecto. Para efecto de evaluación en las conclusiones se considero:

1 US \$ = 160 Pta

1 Pta = 55 Sucres

5.4.CAPITAL DE TRABAJO

Debe incluirse dentro de la Inversión en el año de lo puesto en marcha. Su objeto es cubrir el costo de operación durante los 2 primeros meses de producción.

Después cada 3 años para cubrir déficit de liquidez debido al incremento de cuentas por cobrar que se recuperara posteriormente.

Costo por tonelaje de mineral :	262.8 Pta./ton. Mina	+	2024.7 Pta/ton.horno
Tonelaje mensual	: 86400 ton. Mina	+	12960 ton. Horno
Capital de trabajo	: 2x[(262.8 Pta./ton. Mina x 86400 ton. Mina) +		
	+(2024.7 Pta./ton. Horno x 12960 ton. Horno)]		
=	97892064 Pta.		

5.5.TASA DE DESCUENTO

La tasa de descuento utilizado para la evaluación del proyecto es de un 8%, que es la tasa mínima atractiva para CRIMIDESA como empresa.

5.6.CALCULO DE LA INVERSION.

La inversión a realizar se refiere tanto a las labores de preparación, equipos, maquinarias e instalaciones.

La labor a realizar son las siguientes:

LABOR	VOLUMEN REMOVER	COSTO/mt ³	TOTAL
Apertura camino	15125 mt ³	250 Pta/mt ³	3781250 Pta

EQUIPO, MAQUINARIA Y SERVICIO

EQUIPO	No. UNIDADES	PRECIO UNIDAD	TOTAL
Retro Excavador	1	81.2 M	81.2 M
Volquete 65 Ton	3	58 M	174 M
Planta Lavado	1	75.516 M	75.516 M
Horno	1	253.762 M	253.762 M
TOTAL			584.478 M

INVERSIÓN TOTAL:	584.478 M
	<u>3.781 M</u>
	588.259M

La inversión se realizara en el año 0, donde se invertirá el 100%.

5.7.CALCULO DE LA DEPRECIACION.

Se aplicara el régimen de depreciación lineal. La vida útil de los activos y el periodo de depreciación es 10 años. El valor residual se considera nulo para todos los activos de la empresa.

EQUIPO	DEPRECIACION POR TONELAJE	DEPRECIACION ANUAL
Volquetes 65 Ton.	36 Pta/Ton	35251200
Retro Excavadora	6 Pta./Ton	58775200
Planta de Lavado	23.13 Pta./Ton	63646058
Horno y Planta de Ensacado	518 Pta./Ton	76083839
TOTAL:		1808856298 Ptas

5.8.EVALUACION DEL PROYECTO PURO.

Con todos los datos anteriores, es posible calcular el flujo de caja, y de esta manera determinar la contabilidad del proyecto mediante los indicadores económicos VAN y TIR.

V.A.N : Valor actualizado neto

Debe ser mayor que 0 para que el proyecto resulte rentable

T.I.R : Tasa interna de retorno

Debe ser mayor que TMAR para que sea económicamente atractiva

5.8.1.ANALISIS CON ENDEUDAMIENTO.

Se considera conveniente mostrar la rentabilidad del proyecto en caso de conseguir financiamiento mediante algún préstamo.

Se analizara las siguientes alternativas

50% de financiamiento externo

100% de financiamiento externo.

Para efecto del financiamiento externo el interés nominal es 10%

5.9.ANALISIS DE SENSIBILIDAD.

La evaluación económica se desarrolla sobre la base de los flujos de ingresos y egresos proyectados, y sujetos a las condiciones de mercado de hoy en día.

Pero, esto no es suficiente, como para tomar la decisión de invertir sino que también es necesario visualizar como afecta nuestro proyecto, el hecho que cambien las variables básicas necesarias para realizar la evaluación. En consecuencia, efectuaremos un análisis de sensibilidad, variando costo de operación, inversión, precio del producto, y así podremos tener una visión mas completa de la calidad del Proyecto.

Las variaciones serán incrementando costo de operación e inversión en 10%, 20%,30%.

A pesar que las variaciones son individuales, se ha tomado en cuenta variaciones en conjunto en 10% y 20%.

Además, el efecto inflacionario en 0% y 4% con respecto al precio de hoy.

5.9.1.CALCULO DEL PRECIO CRITICO.

El precio critico del valor del peso, es aquel que nos hace que el valor actualizado neto se iguale a 0. Tomaremos como hipótesis que el porcentaje de variación es el mismo para los precios de venta.

En el gráfico VAN vs. Ingreso haremos que VAN = 0, por regresión lineal tenemos que el porcentaje que debería reducir es el 43.6%.

Por lo tanto tenemos como precios, para Aljez y yeso fraguable.

Precio critico del Aljez = 377.4 Pta./ton

Precio critico del yeso fraguable = 3360 Pta./ton.

5.9.2.CALCULO DEL COSTO CRITICO.

Llamaremos costo critico el que nos da el limite de nuestro punto de operación es decir bajo el, estamos en condiciones de seguir operando y sobre el debería paralizar la faena, de no mediar un aumento en los ingresos.

Para que el costo critico sea mas real tomaremos del gráfico Costo de operación Vs TRI. Para lo cual utilizaremos tasa mínima atractiva, que en nuestro caso es 8%, para obtener el porcentaje que aumentaría.

Cabe recordar que haremos la misma suposición que en el caso del Precio crítico, aumentan en la misma proporción.

Para una TRI = 8%, por regresión lineal tenemos un aumento en el costo de operación de un 40.8%. Por lo tanto tenemos:

Costo crítico del Aljez = 370 Pta./ton

Costo crítico del yeso fraguable = 2850.8 Pta./ton.

CAPITULO VI

PERSPECTIVAS DE ESTA MINERIA EN EL ECUADOR

6.1.PROSPECTOS DE YESO EN EL ECUADOR

La principal actividad de explotación minera es metálica del país básicamente se ha canalizado hacia la calizas y en mucho menor grado las arcillas, cuyos volúmenes de producción se pueden catalogar de mediana y pequeña minería, tiene poca participación en la economía del País.

A demás la explotación minera en su gran mayoría se realiza a nivel informal, con lo que la tecnología en uso no es la apropiada, incidiendo en el aprovechamiento del mineral y su comercialización tanto en el mercado interno como externo. Por lo tanto, no se tiene con exactitud el valor bruto de la producción por mineral, y su incidencia en el Producto Interno Bruto (PIB).

El yeso no esta excepto de la problemática de explotación minera del País, y su problema se acentúa aun mas por la falta de Información Geológica base para iniciar los estudios de prospección, y determinar su rentabilidad. Con esta premisa,, (a principio de los 80), se inicio la investigación con el objeto de localizar depósitos Yesíferos económicamente rentables que permitan satisfacer las demandas internas del País. El financiamiento provino del BID a través de FONAPRE. Cabe recordar que el yeso es un factor muy importante en la Industria de la Construcción tanto Cementera como Cerámica y de acabado. Por su características físicas propias del Yeso como: fraguado rápido para recuperar su composición cristalografica inicial,

aislamiento térmico y Acústico, facilidad de moldeo y resistencia al fuego por nombrar unas cuantas.

6.1.1.DEPOSITO, PROSPECTO E INDICIOS DE YESO EN EL ECUADOR.

La serie de campañas investigativas tanto por organismo públicos como privados han arrojado el siguiente resultado:

NOMBRE	LONGITUD	LATITUD	MINERALES	PROVINCIA
SHUCOS	741000	9764000	S Y YESO	CHIMB
EL MORRO	577000	9711000	YESO	GUAYAS
OLMEDO	560500	9733700	YESO	GUAYAS
PUEBLO NUEVO	531500	9733700	YESO	GUAYAS
SALINAS	506000	9757000	CLNA. Y YESO	GUAYAS
ZAMBI	662100	9568300	YESO	LOJA
BRAMADEROS	631100	9546000	YESO	LOJA
CUEVA/LEON	632300	9548700	YESO	LOJA
JUBONES	681000	9630000	YESO	LOJA
LA MERCED	690000	9541700	YESO	LOJA
LA RAMADA	638800	9552700	YESO	LOJA
LANGUNCHI	636000	9551500	YESO, CALCITA	LOJA
MALACATOS	688400	9542500	YESO, CALCITA	LOJA
PALTAS	632000	9547500	YESO, CALCITA	LOJA
REINA/NUBE	690200	9539700	YESO, CALCITA	LOJA
RIO JUBONES	675500	9629000	YESO, CALCITA	LOJA
SAN JOSE	689800	9536500	YESO, CALCITA	LOJA
TIERRAS BLANCAS	631000	9547000	YESO CALCITA	LOJA

La investigación geológica ha determinado las posibles reservas que se poseen:

Tabla XII . RESERVAS NACIONALES DE YESO

MINERAL	PROBADAS O MEDIDAS	PROBABLES O INDICADAS	POTENCIALES O INFERIDAS
YESO	4000000 Ton	8000000 Ton	11500000 Ton

6.2. IMPORTACIONES Y EXPORTACIONES DE YESO

Existe un déficit entre la demanda del mercado de yeso y la oferta nacional. La producción mineral de yeso, acentuada principalmente en Guayas y Loja, solo cubre un 25% a 40% del consumo interno ecuatoriano.

Por esta razón, y corroborado por el Banco Central Ecuatoriano no se ha realizado ninguna Exportación de Yeso en los últimos 20 años.

Todo lo contrario ocurre con las importaciones de yeso, que se ha incrementado paulatinamente en los últimos años. Los principales países importadores son México, Chile y E.U.A., que por su ubicación geográfica son las más ventajosas con respecto a los Países Europeos y Orientales. A continuación se detalla su participación en cuanto a yeso natural o Aljez:

México:	73.94%
Chile :	0.14%
EUA:	19.9%
Otros :	6.02%

Con respecto a yeso para fraguable tenemos:

Chile : 54.4%

México: 11.4%

EUA: 24.8%

Otros: 9.4%

Tabla XIII. EVOLUCION DE LAS IMPORTACIONES DE YESO EN (TON)

	1994	1995	1996	1997	1998	1999
YESO NATURAL	33243.6	42699.2	31092.3	68429.1	113033.	18
YESO FRAGUABLE	1966.2	2152.5	2010.3	2797.4	3195.7	636.8

CAPITULO VII

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1.PARA ESPAÑA.

Después del resultado de la evaluación económica, las conclusiones son evidentes, el proyecto en estas condiciones es altamente rentable, cabe señalar que en gran parte la bondad de este proyecto se debe a que existe una poca cobertura estéril que solo es el 15% del material removido diariamente. Este hecho nos lleva prácticamente a utilizar toda la maquinaria a transportar yeso a la planta. Además de evitar de invertir en retroexcavadoras y mas volquetes que serian utilizadas solamente en relleno de estéril, debido a que el estéril de la mina de Sulfato Sódico puede ser llevado a rellenar los tajos sin ningún inconveniente. Resolvería un doble problema el estéril de la mina de Sulfato Sódico que sé acumulado peligrosamente en las escombreras laterales tendrá un destino permanente, y por otro lado el problema de remover estéril para rellenar los tajos vacíos y proceder a la restauración del terreno.

Con respecto a la evaluación propiamente tal se analizaron tres modalidades, Proyecto Puro, 50% financiamiento externo, y 100% financiamiento externo con un interés del 10% anual. Se puede concluir de los resultados que es altamente ventajoso en términos económicos endeudarse para llevar a cabo el proyecto. Se produce lo que se llama efecto palanca que favorece el endeudamiento. Se podría señalar quizás, que el interés considerado para el análisis (10%) podría ser bajo, pues actualmente la tasa llega hasta 12%, que si bien variaría los resultados específicos en términos generales se cumpliría la misma regla, ósea convendría pactar un crédito por el 100% de financiamiento.

En cuanto al análisis de sensibilidad se puede apreciar que el proyecto resiste algunas variaciones de los parámetros básicos, y aun sigue siendo rentable. De los resultados obtenidos notamos que el factor que mas afecta al proyecto es el ingreso, reflejado en una caída en los precios o una disminución de ventas. El siguiente factor en importancia es el costo de operación que esta en función de lo optimización del proceso y de la inflación general. La inversión por ser pequeña y recuperable a corto plazo y amortizable a 10 años tiene poco influencia en la rentabilidad del proyecto.

En resumen, para los actuales precio del yeso en el mercado Internacional, el proyecto de la explotación de la mina de yeso perteneciente a CRIMIDESA es altamente rentable, si consideramos además la larga vida útil del proyecto; debido al pequeño ritmo de producción y grandes reservas.

Podemos decir que el tiempo de recuperación del capital es casi al año, con lo que prácticamente es seguro el buen éxito tanto técnico como económico.

Podríamos recomendar:

Se realice un estudio mas detallado sobre las reservas para tener un dato mas confiable de su ubicación. Sin embargo los datos con que se maneja este proyecto tiene un error 20% - 30% pero como estudio de prefactabilidad es valido.

* Se encarga el estudio de impacto ambiental cuyo contenido se recoge en los artículos 7 al 12 del real Decreto 1131/1988 se seguía todos los procedimientos legales contenido en el real decreto legislativo 1302/1986 del 28 de Junio sobre la "Evaluación del Impacto Ambiental". (B.O.E 30-6-1986) hasta obtener la declaración de impacto Ambiental.

* Que la carretera que comunica las bolsas de Sulfato Sodico con la próxima mina de yeso sea habilitada para que tenga mejores condiciones pueda soportar el transporte de estéril para rellenar los tajos en las labores de extracción de yeso. Además esta carretera como la que comunica la mina de yeso con la planta sea asfaltada para mejorar las condiciones del trabajo.

Un estudio de mercado, porque podríamos decir que difícilmente las variables básicas analizadas en esta evaluación podrían mantenerse constantes. A pesar que el mercado Español es uno de los más estables del mundo, valdría profundizar mas en el aspecto económico.

7.2.PARA ECUADOR

El Sulfato Sódico con minerales de Glauberita y Thernadita no existen en el país, debido principalmente al clima. Las temperaturas en el Ecuador son prácticamente constantes a lo largo de todo el año, por esta razón no podría cristalizarse el Sulfato Sódico en cualquiera de sus formas naturales. Necesita estar bajo 0°C y después evaporarse para que se concentre. No existe un lugar en el Ecuador, a excepción de estar ubicado a 4000 o 4500 mts. Para que ocurran estas condiciones.

Pero se encuentra en solución, y para que una solución sea rentable debe tener una concentración de. 275 gr. $\text{Na}_2\text{SO}_4/\text{lt}$ y no se tiene conocimiento de un tan elevado valor en el Ecuador.

Además, la utilización de congelamiento artificial es muy probable que no sea rentable debido a que la demanda de Sulfato Sódico es muy baja en el país. El mercado Americano se abastece de los E.U.A, México, Canadá, Chile y Argentina,y estos dos últimos abasteciendo a Suramerica.

En cuanto al yeso, existe mucha demanda pero la oferta es baja, debido a la poca explotaciones de yeso en el País que son casi todas en forma artesanal.

Obligando al País a desembolsar grandes cantidades de divisas a países como Chile, México y E.U.A. que significa perdidas para el sector minero no metálico Ecuatoriano.

Se recomienda proceder a realizar un inventario profundo de las reservas yesíferas del País, para poder planificar el consumo futuro del yeso en función de reservas probadas y así y evitar fugas de divisas que se reflejara en ahorro a la economía nacional.

Cuando no se conoce un yacimiento, el "Método Artesanal" es el mas seguro. Se necesita conocer forma, profundidad, ubicación mineralogía, característica de las rocas encajantes etc., para sugerir un sistema de explotación. Pero la mayoría de los yacimientos carece de esta información

En conclusión, para impulsar el desarrollo de la Industria yesífera en el País, se debe partir de un estudio detallado de los principales yacimientos de yesos en el País ubicados en Guayas y Loja. El yeso es parte de la Industria de la construcción, y esta a su vez es un parámetro para medir el desarrollo de lo Pueblos.

BIBLIOGRAFIA.

1. Mauricio Cornejo, "Estudio Económico- técnico de la Explotación de Sulfato Sódico y Diseño de la explotación de yeso en la Mina de CRIMIDESA - Español" (Tesis, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la tierra, ESPOL, 1999).
2. Instituto Tecnológico Geominero de España, Estudios de viabilidad en proyectos mineros (Madrid - España, 1993), PP 103 - 116
3. José A. Sepulveda, Ingeniería Económica (1ra. Edición; New York: Mc Graw - Hill, 1984), PP 68 - 85
4. Instituto Tecnológico Geo minero de España, Manual de arranque, carga y transporte de minería da Cielo abierto (Madrid - España, 1995) PP.
5. Ramón Jorquera, "Explotación del Sector Inferior Mina Diablo Norte" (Tesis, Facultad de ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile, 1982).

ANEXO A
CARACTERISTICAS TECNICAS DE LOS VOLQUETES
DE LA EXPLOTACION DE SULFATO SODICO

MARCA Y MODELO	CATERPILLAR		RIMPULL
	D300B	D350C	RD65
carga max. t (us ton)	27.2 (30.0)	31.8 (35.0)	59.0 (65)
Capacidad m³ (cu yd)			
a ras	13.0 (17.0)	15.4 (20.1)	26.8 (350)
Colmado (2:1) SAE	17.0 (22.0)	19.4 (25.4)	39.0 (51.0)
potencia kw(Hp)	194 (260)	194 (260)	448 (600)
velocidad max. km/h (ml/h)	56.0 (35.0)	56.0 (35.0)	
radio de giro m.(ft in)	7.4 (24' 4")	7.61(25' 0")	11.0 (36' 0")
Dimensiones mm. (ft in)			
A: anchura	2740 (9' 0")	3000 (9' 10")	4570 (15' 0")
B: altura de visera	3210 (10' 9")	3270 (10' 7")	4775 (15' 8")
C: altura de carga	2695 (7' 10")	2905 (9' 6")	3660 (12' 0")
D: longitud de carga	5670 (18' 7")	5980 (19' 7")	6220 (20'5")
pesos kg (lb)			
vacío, en orden de trabajo	19800 (43700)	23200 (51100)	37200 (82000)
cargado	47060 (103700)	55000 (121200)	96200 (212000)

ANEXO B
DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA DE SULFATO
SODICO

Actividad	Turno 1	Turno 2	Turno 3
Carga, arranque y transporte	10 choferes 3 Operarios retros 1 operario bulldozer 1operario motoniveladora Mecanico 1 ayudante		
Mina	5 obreros	5 obreros	5 obreros
Planta	20 obreros	20 obreros	19 obreros
supervisión	1 jefe de mina 1 jefe de turno	1 jefe de turno	
Mantenimiento	1 electromecanico 1 ayudante		
servicios	1 bodeguero 1 chofer		
administrativos	2 secretarias		
total	50	26	24

ANEXO C
DOTACION DE PERSONAL EN LA MINA DE YESO

	TURNO A	TURNO B	TURNO C
ARRANQUE Y CARGA	1 OPERARIO		
TRANSPORTE	3 OPERARIOS		
MANTENIMIENTO (taller mecanico)	1 MECANICO 1 AYUDANTE		
SUPERVISION	1 JEFE DE TURNO	1 JEFE DE TURNO	
MANTENIMIENTO (taller general)	1 ELECTROMECHANICO 1 AYUDANTE		
SERVICIOS	1 BODEGUEROS 1 ESTADISTICO		
PLANTA LAVADO	3 OPERARIOS	3 OPERARIOS	3 OPERARIOS
HORNO	2 OPERARIOS	2 OPERARIOS	3 OPERARIOS
ENSACADO	3 OPERARIOS	3 OPERARIOS	3 OPERARIOS

TOTAL =	37 PERSONAS
---------	-------------

ANEXO D
CALCULO DEL VOLUMEN TOTAL DE DESMONTE
PARA AMPLIACION DE LA CARRETERA

CALCULO DEL MATERIAL DE DESMONTE

Perfiles: c/ 20 mt

Cota camino	Distancia	Cota	H 3mt	H 6mt	H 9mt	H 0mt	A 3mt	A 6mt	A 9mt	Atotal	Volumen
656	0	656	2	4	5	0	3	9	13.5	25.5	
656	20	656	2	4	5.5	0	3	9	14.25	26.25	517.5
656	40	657	1	3	5	1	3	6	12	21	472.5
657	60	657	1	3	6	0	1.5	6	13.5	21	420
657	80	658	1.5	4.5	6.5	1	3.75	9	16.5	29.25	502.5
659	100	659	1.5	2.5	4	0	2.25	6	9.75	18	472.5
659	120	660	2	4	5.5	1	4.5	9	14.25	27.75	457.5
661	140	661	2	4.5	6	0	3	9.75	15.75	28.5	562.5
662	160	662	3	4	5.5	0	4.5	10.5	14.25	29.25	577.5
663	180	663	2	3	4.5	0	3	7.5	11.25	21.75	510
664	200	664	1.5	2.5	4	0	2.25	6	9.75	18	397.5
665	220	665	2	3.5	4	0	3	8.25	11.25	22.5	405
667	240	667	3	4	5	0	4.5	10.5	13.5	28.5	510
669	260	669	2	3.5	5	0	3	8.25	12.75	24	525
672	280	672	1.5	3	4	0	2.25	6.75	10.5	19.5	435
674	300	674	1	2.5	4	0	1.5	5.25	9.75	16.5	360
676	320	676	2	2.5	4	0	3	6.75	9.75	19.5	360
678	340	679	2	3	4.5	1	4.5	7.5	11.25	23.25	427.5
681	360	682	1.5	2.5	4	1	3.75	6	9.75	19.5	427.5
683	380	684	1	2.5	3	1	3	5.25	8.25	16.5	360
686	400	687	1	2	2	1	3	4.5	6	13.5	300
689	420	689	0.5	1.5	1.5	0	1.5	2.25	4.5	9	225
693	440	693	0.5	1	1	0	1.5	2.25	3	6.75	157.5
697	460	697	0.5	1	1.5	0	1.5	2.25	3.75	7.5	142.5
699	480	700	1.5	1.5	2	1	3.75	4.5	5.25	13.5	210
702	500	702	1.5	2	2	0	4.5	5.25	6	15.75	292.5
704	520	704	2	2.5	3	0	3	6.75	8.25	18	337.5
705	540	707	2	3	3	2	6	7.5	9	22.5	405
707	560	709	2.5	3	3.5	2	6.75	8.25	9.75	24.75	472.5
710	580	711	2	2.5	3	1	4.5	6.75	8.25	19.5	442.5
712	600	713	2	3	3	1	4.5	7.5	9	21	405
714	620	715	2.5	3	3	1	5.25	8.5	9	22.75	437.5
716	640	718	2	2.5	2.5	2	6	6.75	7.5	20.25	430
719	660	720	2	2.5	2.5	1	4.5	6.75	7.5	18.75	390
721	680	722	1.5	2	2.5	1	3.75	5.25	6.75	15.75	345
724	700	725	1.5	1.5	2	1	3.75	4.55	5.25	13.5	292.5
727	720	728	1.5	1.5	1.5	1	3.75	4.5	4.5	12.75	262.5
729	740	730	1	1.5	1.5	1	3	3.75	4.5	11.25	240
732	760	732	1	1	1.25	0	1.5	3	3.75	8.25	195
7736	780	736	0.5	1	1.5	0	0.75	2.25	3.75	6.75	150
737	800	737	0.5	0.5	1	0	0.75	1.5	2.25	4.5	112.5
737	820	737	0.5	0.5	1	0	0.75	1.5	2.25	4.5	90
739	840	738	0.5	0.5	1	0	0.75	1.5	2.25	4.5	90

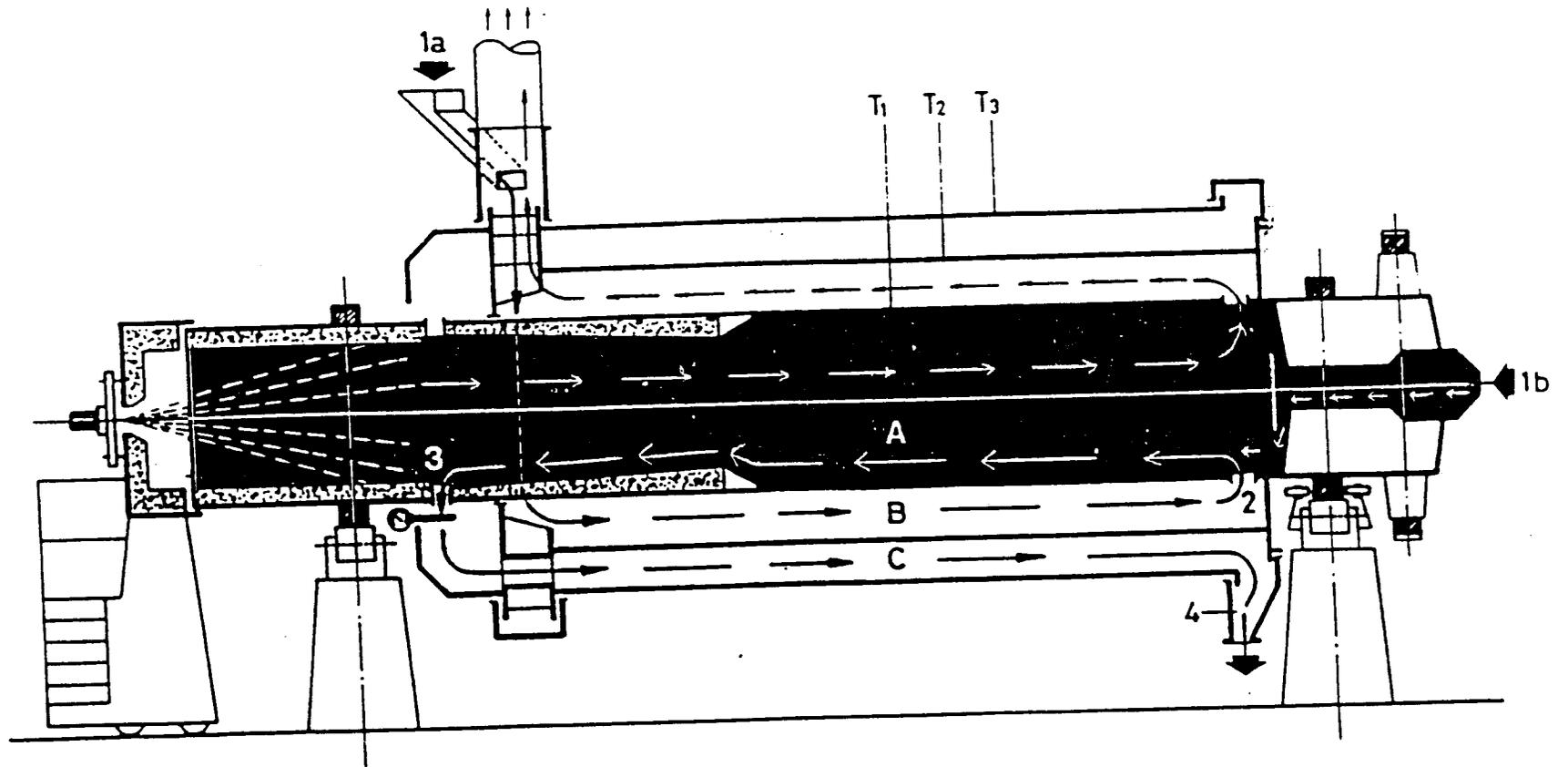
Volumen total 15125 mt

ANEXO E

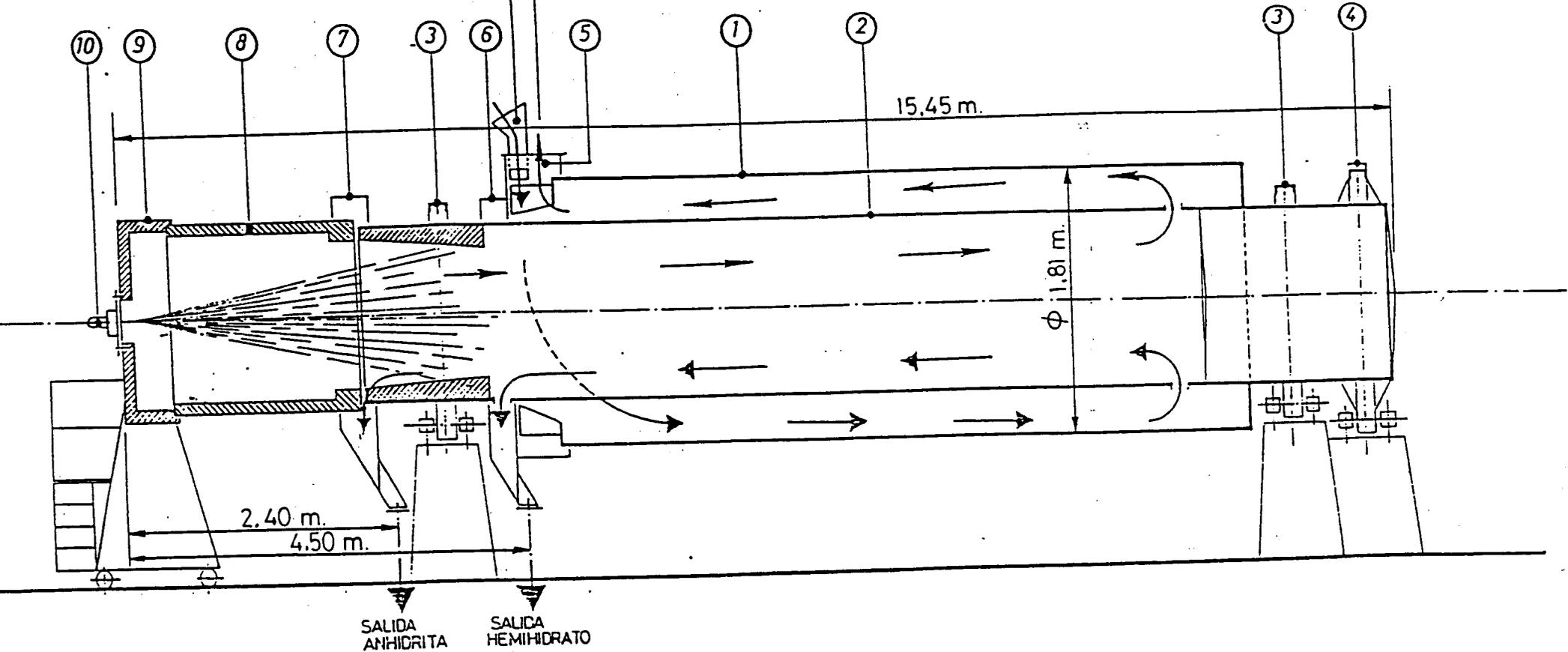
DESCRIPCION DE LOS HORNOS DE 2 TUBOS Y 3

TUBOS PARA LA FABRICACION DE YESO Y

ESCAYOLA



ANEXO F
DIAGRAMAS DE LA PLANTA DE TRITURACION Y
LAVADO



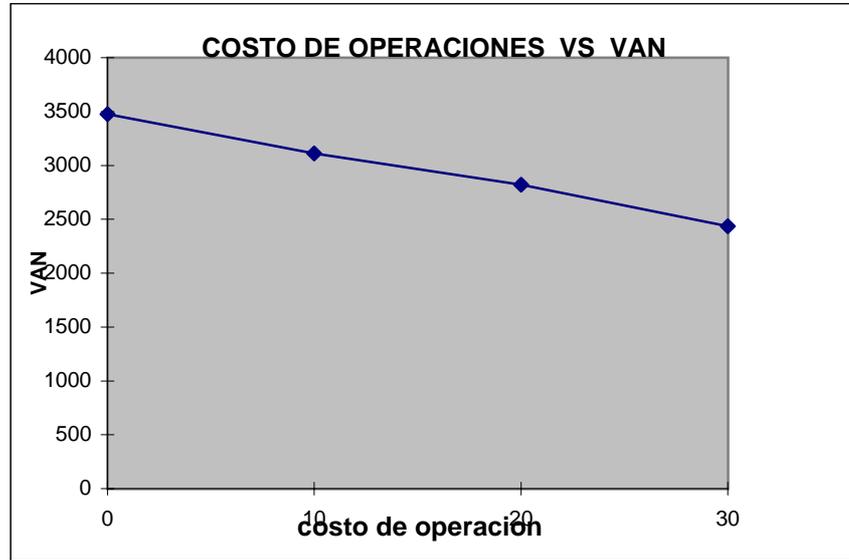
- ① - TUBO EXTERIOR
- ② - TUBO INTERIOR
- ③ - LLANTAS DE RODAJURA
- ④ - RUEDA DENTADA
- ⑤ - CAJA ALIMENTACION Y SALIDA DE GASES
- ⑥ - CAJA SALIDA DE YESO HEMIHDRATO
- ⑦ - CAJA SALIDA DE YESO ANHIDRITA

- ⑨ - CARRO PORTA QUEMADOR
- ⑩ - QUEMADOR
- - RECORRIDO DEL MATERIAL
- - RECORRIDO DE LOS GASES CALIENTES

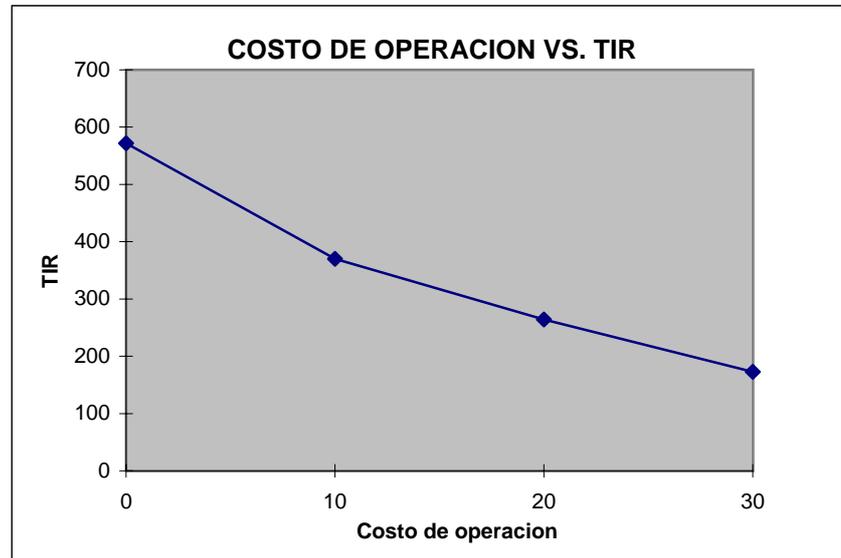
ANEXO G
ESQUEMA DE LOS HORNOS Y PLANTA DE
ENSACADO

ANEXO H
GRAFICOS DEL ANALISIS DE SENSIBILIDAD

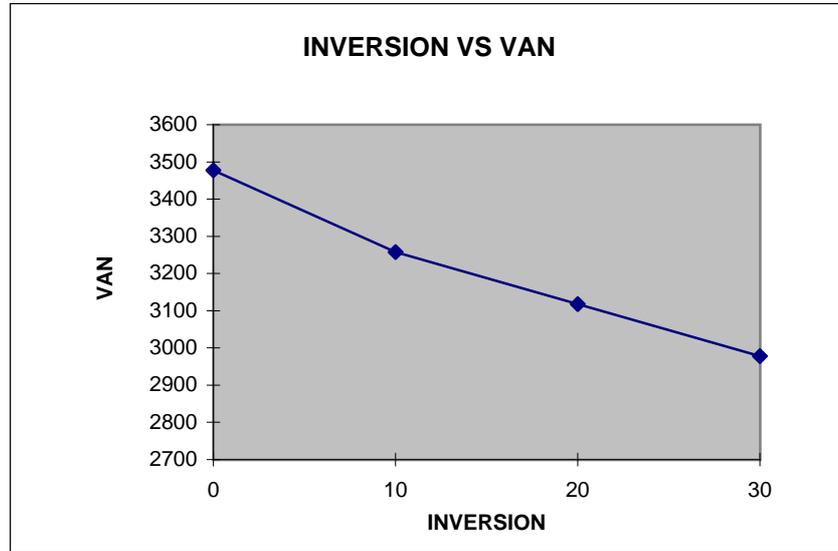
C/O	VAN
0	3477
10	3110
20	2820
30	2437



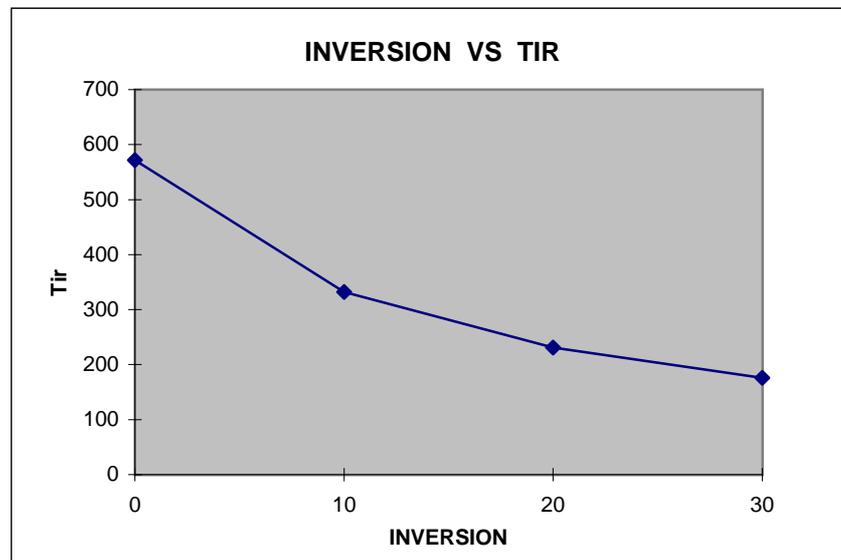
C/O	TIR
0	572
10	370
20	264
30	173



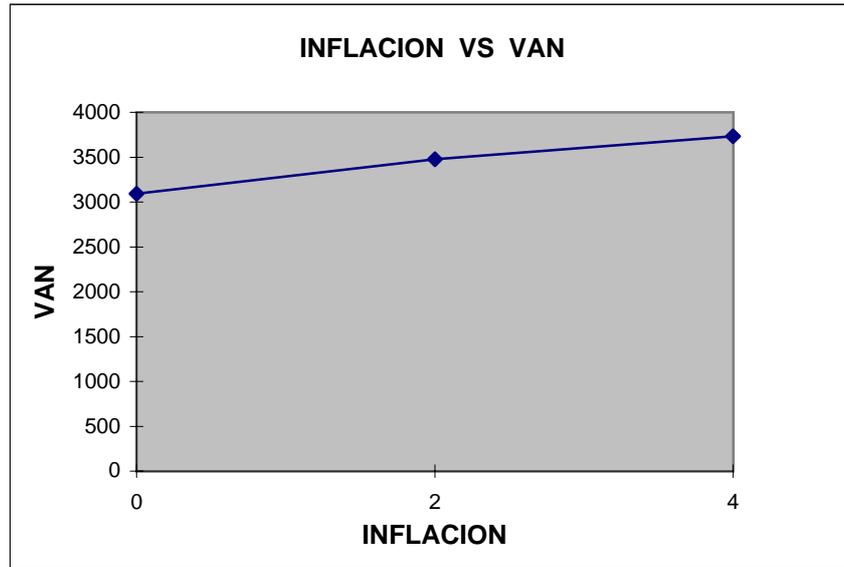
INV	VAN
0	3477
10	3258
20	3118
30	2978



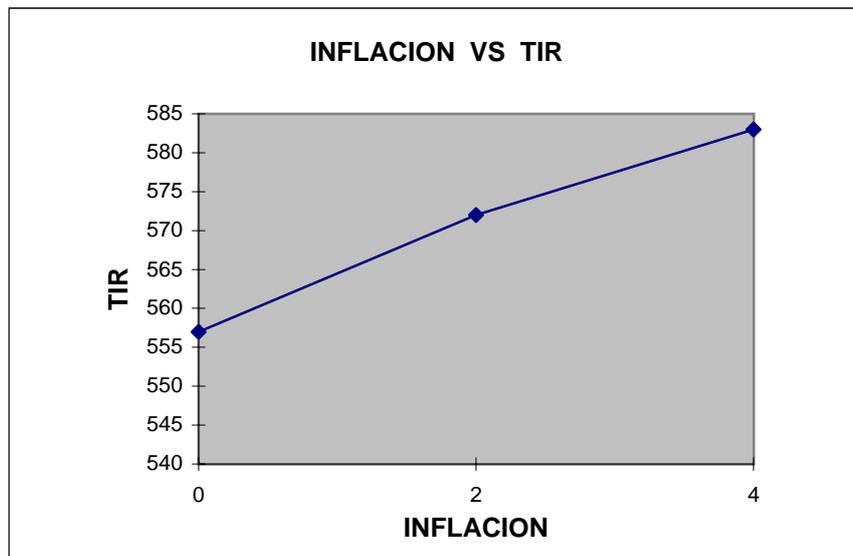
INVERSION	TIR
0	572
10	332
20	231
30	176



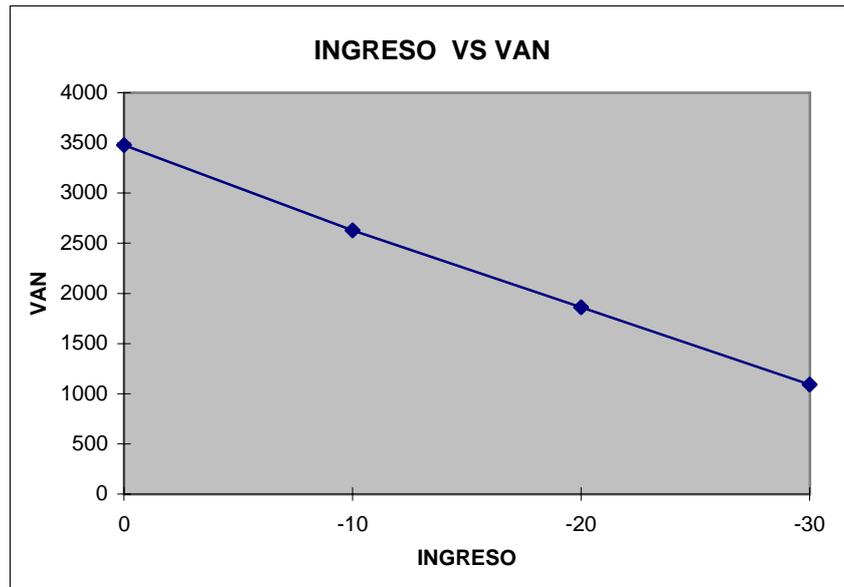
INFLACION	VAN
0	3094
2	3477
4	3733



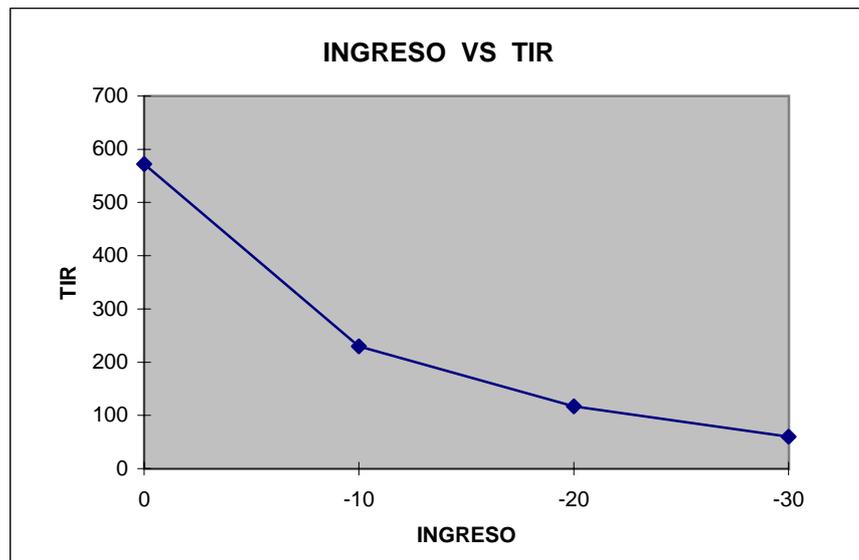
INFLACION	TIR
0	557
2	572
4	583



INGRESO	VAN
0	3477
-10	2630
-20	1861
-30	1091



INGRESO	TIR
0	572
-10	230
-20	117
-30	60



ANEXO I
FLUJOS DE CAJA

PROYECTO PURO (MPTAS)

	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9
INGRESO	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTO	554.67	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.90	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
CUOTA DE DEUDA	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
DEPRECIACION	180.80	184.50	1,877.30	191.10	195.00	189.90	202.96	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	895.20	913.40	933.10	951.90	971.40	991.00	1,011.20	1,031.50	1,052.40	104.00
IMPUESTO	313.30	319.70	326.60	333.20	340.00	346.90	353.90	361.00	368.30	375.90
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	104.20	593.70	606.50	618.70	631.40	644.10	547.10	670.50	684.10	581.30
Precio	670Pta/Ton		10000 Pta/Ton							
Costo operativo	262.81 Pta/Ton		2024. Pta/Ton							
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 3,477,307,862 Pts

TIR : 572%

INFLACION AL 0%

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESO	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70	1,630.70
COSTOS	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70	554.70
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00	1,076.00
DEPRECIACION	180.80	108.80	10.80	108.80	108.80	108.80	108.80	108.80	108.80	108.80
MONTO DISPONIBLE	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20	895.20
IMPUESTO	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30	313.30
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			97.90			97.90			97.90
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	104.20	581.90	581.90	484.00	581.90	581.90	44.00	51.90	581.90	484.00
Precio	670 Pta/Ton	10000 Pta/ton								
Costo operativo	262 Pta/Ton	2024.7 Pta/ton								
tasa de descuento	8%									
Inflacion	0%									

VAN: 309,488,813 Pts
TIR: 557%

INCREMENTO DEL COSTO OPERATIVO EN 10 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.00	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	610.14	622.30	634.50	647.35	660.10	673.50	686.90	701.00	715.00	729.00
INGRESO BRUTO	1,020.50	1,041.30	1,062.70	1,084.10	1,106.40	1,128.70	1,151.70	1,174.80	1,198.60	1,223.30
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	839.70	856.80	857.40	893.00	911.40	929.80	948.80	967.80	987.40	1,007.80
IMPUESTO	293.90	299.90	306.40	312.50	319.00	325.40	332.10	338.70	345.60	352.70
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	107.70			114.30			121.30			128.70
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	150.10	556.90	569.00	466.20	592.40	604.40	495.40	629.10	641.80	526.40
Precio	670 Pta/Ton	10000 Pta/Ton								
Costo	289.1 Pta/ton	227.2 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 3,110,713,114 Pts
TIR: 370%

O DEL COSTO OPERATIVO EN 20 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	665.60	678.80	692.20	706.20	720.10	734.80	749.40	764.80	780.00	795.40
INGRESO BRUTO	965.10	984.80	1,005.00	1,025.30	1,046.40	1,067.40	1,089.20	1,111.00	1,133.60	1,156.90
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	784.30	800.30	817.70	834.20	851.40	868.50	886.30	904.00	922.40	941.40
IMPUESTO	274.50	280.10	286.20	292.00	298.00	304.00	310.20	316.40	322.80	329.50
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	117.50			124.70			132.50			140.70
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	195.90	520.20	531.50	417.50	553.40	564.50	443.60	537.60	599.60	4,712.00
Precio	670 Pta/ton	10000 Pta/Ton								
Costo	315.4 Pta/ton	2429.6 Pta/Ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 2,820,265,448 Pts

TIR: 264%

INCREMENTO DEL COSTO OPERATIVO EN 30 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	721.10	735.40	749.80	765.00	780.10	796.00	811.80	828.50	845.00	861.60
INGRESO BRUTO	909.60	928.20	947.40	966.50	986.40	1,006.20	1,026.80	1,047.30	1,068.60	1,090.70
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	728.80	743.00	760.10	775.40	791.40	807.30	823.90	840.30	857.40	875.20
IMPUESTO	255.10	260.30	266.00	271.40	277.00	282.50	288.40	294.10	300.10	306.30
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	159.20			169.10			179.50			190.60
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	273.70	483.40	494.10	334.90	514.40	524.80	356.00	546.20	557.30	378.30
Precio	670 Pta/Ton.	10000 Pta/Ton								
Costo	341.6Pta/Ton	2632.1Pta/Ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 2,437,042,975 Pts
TIR: 173%

REDUCCION DEL INGRESO EN 10 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,467.60	1,497.20	1,527.50	1,558.30	1,589.90	1,622.00	1,654.70	1,688.20	1,722.20	1,757.10
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	912.90	931.50	950.70	969.80	989.88	1,009.70	1,030.20	1,050.90	1,077.20	1,094.30
DEPRECIACION	180.90	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	732.00	747.00	763.40	778.70	794.80	810.80	827.30	843.90	861.00	88.88
IMPUESTO	256.20	261.50	267.20	272.60	278.20	283.80	289.60	295.40	301.40	307.60
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	210.30	485.50	496.20	402.20	516.60	527.00	427.50	548.50	559.60	459.40
Precio	603 Pta/Ton	9000 Pta/Ton								
Costo	262.81 Pta/Ton	2024.7 Pta/Ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 263,092,082 Pts
TIR: 230%

REDUCCION DEL INGRESO EN 20 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,304.70	1,330.90	1,357.80	1,385.20	1,413.20	1,441.80	1,470.90	1,500.60	1,530.90	1,561.30
COSTOS	554.60	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	750.00	765.20	781.00	796.70	813.10	829.50	846.40	863.30	880.90	899.00
DEPRECIACION	180.88	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	569.20	580.70	593.70	605.60	618.10	630.60	643.55	656.30	669.70	693.50
IMPUESTO	199.20	203.20	207.80	212.00	216.30	220.70	225.20	229.70	234.40	239.20
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	316.10	377.50	385.90	289.70	401.80	409.30	308.10	426.60	435.30	327.50
Precio	536 Pta/Ton	8000 Pta/Ton								
Costo	262.8 Pta/Ton	2024.7 Pta/Ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 1,861,331,326 Pts
TIR: 117%

REDUCCION DEL INGRESO EN 30 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,141.50	116.50	1,188.00	1,212.00	1,236.50	1,261.50	128.00	1,313.00	1,339.50	1,366.60
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	586.80	598.80	611.20	623.50	636.40	649.20	662.50	675.70	689.50	703.80
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
MONTO DISPONIBLE	406.00	414.30	423.90	432.40	441.40	450.30	459.60	468.70	478.30	488.30
IMPUESTO	142.10	145.00	148.40	151.30	154.50	157.60	160.90	164.00	167.40	170.90
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	977.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	422.20	269.30	274.50	177.20	286.90	292.70	188.50	304.70	310.90	201.50
Precio	469 Pta/ Ton 7000 Pta/Ton									
Costo	262.8 Pta/Ton 2024.7 Pta/Ton									
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 10,912,883,887 Pts

TIR: 60%

INCREMENTO DE LA INVERSION EN 10 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.20
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.30	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
DEPRECIACION	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50	219.80	224.30	228.80	233.40	238.10
MONTO DISPONIBLE	877.10	895.00	913.40	931.80	950.90	970.10	989.80	1,009.70	1,030.20	1,051.40
IMPUESTO	307.00	313.20	319.70	326.10	332.80	339.50	346.40	353.40	360.60	368.00
INVERSION	647.00									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	-174.80	581.80	593.70	501.80	618.10	630.60	533.20	656.30	669.60	566.60
Precio	10000 Ptas/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Ptas/ton	263 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 325,824,512 Pts
TIR: 332%

INCREMENTO DE LA INVERSION EN 20 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	630.00	662.80
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.90	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
DEPRECIACION	217.00	221.40	225.90	230.40	235.10	239.80	244.70	249.60	254.60	259.80
MONTO DISPONIBLE	859.00	876.50	894.50	912.60	931.30	950.10	969.40	988.90	1,009.00	1,029.70
IMPUESTO	300.70	306.80	313.10	319.40	325.90	332.50	339.30	346.10	353.20	360.40
INVERSION	705.80									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	245.40	569.70	581.40	489.30	605.40	617.60	519.90	642.80	655.80	552.50
Precio	10000 Pta/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Pta/ton	263 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 3,118,224,874 Pts
TIR: 231%

INCREMENTO DE LA INVERSION EN 30 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.90	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
DEPRECIACION	235.00	239.80	244.60	249.50	254.60	259.70	265.00	270.30	275.80	281.30
MONTO DISPONIBLE	841.00	858.10	875.80	893.50	911.80	930.20	949.10	968.20	987.80	1,008.20
IMPUESTO	294.40	300.40	306.50	312.70	319.10	325.60	332.20	338.90	345.70	352.90
INVERSION	764.70									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	-316.00	557.70	569.30	476.90	592.70	604.60	506.70	629.30	642.10	538.50
Precio	10000 Pta/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Pta/ton	263 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 2,978,677,263 Pts
TIR: 176%

INCREMENTO EN UN 10 % DE LA INVERSION , COSTO DE OPERCION Y REDUCCION EN UN 10 % DEL INGRESO

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,467.60	1,497.20	1,257.50	1,558.30	1,589.90	1,622.00	1,654.70	1,688.20	1,722.20	1,757.10
COSTOS	610.10	622.30	634.50	647.30	660.10	673.50	686.90	701.00	715.00	729.00
INGRESO BRUTO	857.60	874.00	893.00	911.00	929.80	948.50	967.80	987.20	1,007.20	1,028.10
DEPRECIACION	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50	219.80	224.30	228.80	233.40	238.10
MONTO DISPONIBLE	658.70	671.10	686.00	699.80	714.30	728.70	743.50	758.40	773.80	790.00
IMPUESTO	230.50	234.90	240.10	244.90	250.00	255.00	260.20	265.50	270.90	276.50
INVERSION	647.00									
CAPITAL DE TRABAJO	107.70			114.30			121.30			127.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	-326.50	436.20	445.90	340.60	464.30	473.70	362.00	492.90	502.90	384.80
Precio	9000 Pta/ton	603 Pta/ton								
Costo	2227.2 Pta/ton	289 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 2197817589 Pta
TIR: 132%

**REDUCCION DE LA INGRESO EN 20 % , INCREMENTO DEL COSTO OPERATIVO EN 20 % ,
E INCREMENTO DE LA INVERSION EN 20 %**

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,304.70	1,330.90	1,357.80	1,385.20	1,413.20	1,441.80	1,470.90	1,500.60	1,530.90	1,561.80
COSTOS	665.60	678.80	692.20	706.20	720.10	734.80	749.40	764.40	780.00	795.40
INGRESO BRUTO	639.10	652.10	665.60	679.00	693.10	707.00	721.50	736.20	750.90	766.40
DEPRECIACION	217.00	221.40	225.90	230.40	235.10	239.80	244.70	249.60	254.60	259.80
MONTO DISPONIBLE	422.10	430.70	439.70	448.60	458.00	467.20	476.80	486.60	496.30	506.60
IMPUESTO	147.80	150.70	153.90	157.00	160.30	163.50	166.90	170.30	173.70	177.30
INVERSION	705.80			124.70			132.50			140.70
CAPITAL DE TRABAJO	117.50									
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	-549.00	280.00	285.80	166.90	297.70	303.70	177.40	316.30	322.60	188.60
Precio	8000 Pta/ton	536 Pta/ton								
Costo	2429.6 Pta/ton	315 Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 998,404,259 Pts
TIR: 46%

ENDEUDAMIENTO DEL 50 % DE LA INVERSION INICIAL AL 10 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.70	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.90	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	207.00	211.20	215.50
CUOTA DE DEUDA		52.20	52.20	52.20	52.20	52.20	52.20	52.20	52.20	52.20
MONTO DISPONIBLE	895.20	861.20	880.90	899.70	919.20	938.80	959.00	979.30	1,000.20	1,021.80
IMPUESTO	313.30	301.40	308.30	314.90	321.00	328.60	335.70	342.80	350.10	357.60
INVERSION	294.10									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	189.90	559.80	572.60	480.90	597.50	610.20	513.10	636.50	650.10	547.40
Precio	10000 Pta/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Pta/ton	262. Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 6,999,043,890 Pts

ENDEUDAMIENTO DEL 100 % DE LA INVERSION INICIAL AL 10 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.00	1,663.60	1,697.20	1,731.50	1,766.50	1,802.20	1,838.60	1,875.80	1,913.60	1,952.30
COSTOS	554.70	565.70	576.80	588.50	600.10	612.30	624.50	637.30	650.00	662.80
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,097.90	1,120.40	1,143.00	1,166.40	1,189.90	1,214.10	1,238.50	1,263.60	1,289.50
DEPRECIACION	180.80	184.50	187.30	191.10	195.00	198.90	202.90	20.00	211.20	215.50
CUOTA DE DEUDA		104.30	104.30	104.30	104.30	104.30	104.30	104.30	104.30	104.30
MONTO DISPONIBLE	895.20	809.10	828.80	847.10	867.10	886.70	906.90	927.20	948.10	969.70
IMPUESTO	313.30	283.20	290.10	296.70	303.50	310.40	317.40	324.50	331.80	339.40
INVERSION	0.00									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			103.90			110.20			116.80
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	484.00	525.90	538.70	447.00	563.60	576.30	479.30	602.70	616.30	513.50
Precio	10000 Pta/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Pta/ton	262. Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	2%									

VAN: 7,943,445,400 Pts

INFLACION AL 4 %

	AÑO 0	AÑO 1	AÑO 2	AÑO 3	AÑO 4	AÑO 5	AÑO 6	AÑO 7	AÑO 8	AÑO 9
INGRESOS	1,630.77	1,697.20	1,766.50	1,838.60	1,913.60	1,991.70	2,072.90	2,157.60	2,245.60	2,337.30
COSTOS	554.70	577.30	600.90	625.40	650.90	677.50	705.10	733.90	763.90	795.00
INGRESO BRUTO	1,076.00	1,119.90	1,165.60	1,213.20	1,262.70	1,314.20	1,367.80	1,423.70	14,881.70	1,542.30
DEPRECIACION	180.80	188.20	195.90	203.90	212.20	220.80	229.80	239.20	249.00	259.20
MONTO DISPONIBLE	895.20	931.70	969.70	1,009.30	1,050.50	1,093.40	1,138.00	1,184.50	1,232.70	1,283.10
IMPUESTO	313.30	326.10	339.40	353.30	367.70	382.70	398.30	414.60	431.50	449.10
INVERSION	588.20									
CAPITAL DE TRABAJO	97.90			110.40			124.50			140.30
VALOR RESIDUAL	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
FLUJO DE CAJA	-1,014.20	605.60	630.30	545.60	682.80	710.70	615.20	769.90	801.20	693.70
Precio	10000 Pta/ton	670 Pta/ton								
Costo	2024.7 Pta/ton	262. Pta/ton								
Tasa de descuento	8%									
Inflacion	4%									

VAN: 3,733,704,518 Pts
TIR: 583%

ANEXO J
CALCULO DE COSTOS DE MAQUINARIA

MAQUINA: RIMPULL

* Horas / Vida Estimada (h) :	27200 h.
* Horas / Trabajo / Año (h) :	2720
* Periodo / Amortización (N) :	10
* Valor Residual (%) :	0%

CARGAS INDIRECTAS

* Interés / Capital (%) :	8%	
* Seguros e Impuestos (%) :	0%	Total : 8%

COSTES DE PROPIEDAD

1.- AMORTIZACION

Precio / Adquisición : 50M Pta x 16% = 58000000 PTA.

Valor residual : 0

Valor Neumáticos: 650000 Pta

SUMA A AMORTIZAR = 58650000 PTA.

AMORTIZACION HORARIA: $\frac{58650000}{27200h} = 2156.25$ Pta/h

2.- CARGAS INDIRECTAS

- Inversión media anual = $\frac{PA (N+1)}{2N} = \frac{58 M (10+1)}{2 (10)} = 31900000$ PTA.

* cargas indirectas horaria = $\frac{IMAX \%}{100} = 938.2$ Pta/h

horas/trab/año

COSTES DE OPERACIÓN

3.-COMBUSTIBLE :	0.08 L/h x 60 Pta/L =	4 Pta/h
4.-ACEITE, GRASAS Y FILTROS		318 Pta/h
5.-REPARACIONES	$(\text{VA} - \text{PN}) \times f \left(\frac{650000}{27200} \right)$	189.6 Pta/h
	(hora/vida)	(27200)
6.-NEUMATICOS =	$\frac{\text{P/Neumáticos} : 650000}{\text{vida útil} \quad 3000}$	216.67 Pta/h
7.-ELEMENTOS DE DESGASTE	$\frac{100\% \text{ VA}}{\text{vida/utíl}}$	2132.3 Pta/h
8.-OPERADOR		<u>875</u> Pta/h
COSTE HORARIO TOTAL		8538 Pta/h

RENDIMIENTO HORARIO = 4092.4 ton/día

$$\frac{511.5 \text{ ton/h}}{3} = 170 \text{ ton/h}$$

3

COSTO X TON. = 50.07 PTA/TON (CON DEPRECIACION)

COSTO X TON = 38.06 PTA/TON (SIN DEPRECIACION)

MAQUINA: LIEBHERR MODELO: R972

* Horas / Vida estimada (h) 27200
* Horas / Trabajo (h) 2720
* Periodo / Amortización años (N) 10
* Valor Residual (%) 0

CARGAS INDIRECTAS:

* Interés del capital (%) : 8%
* Seguros e Impuestos (%) : 0 Total: 8%

COSTES DE PROPIEDAD

1.- AMORTIZACION

Precio de adquisición : 70 M x 16 % ⇒ 81200000 Pta
Valor residual : 0
Valor Orugas : 2.639.000 Pta
Suma a Amortizar: 83839000

83839000

AMORTIZACION HORARIA: 27200 3082.3 Pta/h

2.-CARGAS INDIRECTAS

* Inversión media anual : $\frac{Va \times (N+1)}{2N} =$ 44660000 Pta

* Cargas Ind. Horarias = $\frac{44660000 \times 0.08}{2720}$ 1313.5 Pta/h

COSTES DE OPERACIÓN

3.-COMBUSTIBLE	0.15 lt/h x 50 Pta/lt	7.5 Pta/h
4.-ACEITES, GRASAS Y FILTROS		318 Pta/h
5.-REPARACIONES	$(VA - VQ) \cdot F$ H/vida	2599.4 Pta/h
6.-ORUGAS :	$\frac{2690000}{2720}$	988.97 Pta/h
7.-ELEMENTO / DESGASTE	$\frac{100\% VA}{vida} = \frac{81200000}{27200} =$	2985.3 Pta/h
8.-OPERADOR		875 Pta/h

COSTE HORARIO TOTAL : 12169.9 Pta/H

Rendimiento Horario: 4092.4 Ton/dia
511.5 Ton/H

COSTE x TON = 23.8 PTA/TON.(CON DEPRECIACION)

COSTE x TON = 17 PTA/TON.(SIN DEPRECIACION)

PLANTA DE TRITURACION, LAVADO Y ENSILADO

* Horas / Vida Estimada(h):	27200
* Horas / Trabajo al año (h)	2720
* Periodo / Amortización (N):	10
* Valor residual :	0%

Cargas Indirectas

Interés de capital (%) = 8%

COSTES / PROPIEDAD

1.- AMORTIZACION

-Precio de adquisición : 60790000 + 16% IVA = 75516400 Ptas

-Valor residual : 0

SUMA A AMORTIZAR: 75516400 Ptas

AMORTIZACION HORARIA: $\frac{75516400}{27200} = 276.3 \text{ PTA/H}$

2.- CARGAS INDIRECTAS

* Inversion media anual = $\frac{75516400 (10+1)}{20} = 41534020 \text{ Pta}$

* Cargar indirectas Horarios = $\frac{41534020 \times 0.08}{2720} = 1221.6 \text{ Pta/H}$

COSTES DE OPERACIÓN

3.- Energía Eléctrica: 265.1Kw. x 10 Pta/kwh= 2651 Pta/H

4.- Elementos de Desgaste: 70516400 =

27200 h

2776.3 Pta/H

COSTE HORARIO TOTAL:

9425.2 Pta/H

COSTO X TON. = 78.54 PTA/TON.(CON DEPRECIACION)

COSTO X TON. = 55.4 PTA/TON.(SIN DEPRECIACION)

COSTOS DEL HORNO Y PLANTA DE ENSACADO

- * Horas / Vida Estimada (h) : 27200
- * Horas / Trabajo al año (h) : 2720
- * Periodo / Amortización / años (N) : 10
- Valor Residual : 0%

CARGAS INDIRECTAS

Interés del capital : 8%

COSTES DE PROPIEDAD

1.- AMORTIZACION

- . Precio / Adquisición (16% IVA) : 253761600 Pta
- . Valor Residual : 0
- SUMA A AMORTIZAR 253761600 Pta

$$\text{AMORTIZACION HORARIA} = \frac{253761600}{27200 \text{ h}} = 9329.5 \text{ Pta/H}$$

2.- CARGAS INDIRECTAS

$$. * \text{ Inversión media anual: } \frac{253761600 \times (10+1)}{2 (10)} = 139568880 \text{ Pta}$$

$$* \text{ Cargas indirectas horaria} = \frac{139568880 \times 0.08}{2720} = 4105 \text{ Pta/h}$$

3.- COMBUSTIBLE

$$\begin{aligned}
 * \text{ YESO} &= 25 \text{ Kg. Fuel/ton} \times 8 \text{ ton/H} = 200 \text{ Kg Fuel/H} \quad 0.9034 \frac{\text{Kg}}{\text{lt}} = \\
 & \hspace{15em} \text{lt} \\
 221.4 \text{ lt/H} \times 50 \text{ Pta/H} &= \hspace{15em} 11070 \text{ Pta/H}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 * \text{ ESCAYOLA: } & 25 \text{ Kg fuel/Ton} * 7 \text{ Ton/H} = \underline{175 \text{ Kg fuel/H}} = 193.7 \text{ lt/H} * 50 \text{ Pta/lt} = \\
 & \hspace{10em} 0.9034 \text{ Kg/lt} \\
 & \hspace{15em} 9685 \text{ Pta/H}
 \end{aligned}$$

4. ELECTRICA

$$\begin{aligned}
 * \text{ YESO: } & 15 \text{ Kw/Ton} * 8 \text{ Ton} = 120 \text{ Kw/H} * \underline{10 \text{ Pta}} = \hspace{5em} 1200 \text{ Pta/H} \\
 & \hspace{10em} 1 \text{ Kw}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 * \text{ ESCAYOLA : } & 15 \text{ Kw/Ton} * 7 \text{ Ton/H} = 105 \text{ Kw/H} * \underline{10 \text{ Pta}} = \hspace{5em} 1050 \text{ Pta/H} \\
 & \hspace{10em} 1 \text{ Kw}
 \end{aligned}$$

5.ELEMENTOS DE DESGASTE

$$\begin{aligned}
 \underline{100\% \text{ P.A.}} &= \hspace{5em} \underline{253761600 \text{ Pta}} = \hspace{5em} 9329.5 \text{ Pta/H} \\
 \text{Horas/Vida Util} & \hspace{5em} 27200 \text{ H}
 \end{aligned}$$

COSTE HORARIO TOTAL: 45769 PTA/H

COSTE X TON = 2542.7 PTA/H (CON DEPRECIACION)

COSTE X TON = 2024.7 PTA/H (SIN DEPRECIACION)

COSTO ADMINISTRATIVO Y PLANTA

<u>Cargo</u>	<u>Cantidad</u>	<u>Sueldo Mensual</u>
Jefe/turno	2	400000 Pta/mes
Electromecanico	1	210000 Pta/mes
Mecanico	1	210000 Pta/mes
Ayudantes	2	165000 Pta/mes
Bodeguero	1	165000 Pta/mes
Estadistico	1	165000 Pta/mes

PLANTA LAVADO

Operarios	9	165000 Pta/mes
-----------	---	----------------

HORNOS

Operarios	7	16000 Pta/mes
-----------	---	---------------

ENSACADO

Operarios	9	16500 Pta/mes
-----------	---	---------------

Total Salarios 6005000 Pta/mes

Insumos y Materiales 500000 Pta/mes

6505000 Pta/mes

COSTO HORARIO TOTAL = 9034.7 PTA/MES

COSTO XTON = 9034.7 PTA/H * (120 TON/H)⁻¹ = 75.3 PTA/TON