

Estudio de pre-factibilidad para la recuperación de petróleo, aplicando trabajos mineros. Yacimiento Peña Negra - Talara - Perú

TESIS Para optar el título profesional de INGENIERO DE MINAS

AUTOR:

Torres Navarro, Jorge Enrique

LIMA – PERU 2004

DEDICATORIA

A mí queridísima madre : Felicitas Navarro, por esforzarse en brindarme una buena educación.

A mi amada esposa : Martha Peralta, por el amor que me brinda, por su comprensión y aliento en momentos difíciles.

A mis hijos Martha Felicita, Elizabeth Alejandra, Jorge Enrique y Juvenal Alfonso; quienes son los verdaderos motores de mi vida.

Dos expresiones motivaron la realización del presente trabajo:

**"Siempre se puede lo que se quiere, si de veras
se quiere lo que se hace"**

**"El éxito resulta de la lucha contra los obstáculos.
Sin obstáculos no hay verdadero éxito "**

“ Estudio de Pre-Factibilidad para la Recuperación de Petróleo, Aplicando Trabajos Mineros”
Yacimiento Peña Negra - Talara - Perú

INDICE

	Página
RESUMEN	1
INTRODUCCION	2
CAPITULO 1 - GENERALIDADES	3
1.1.- Referencias	3
1.2.- Objetivo general y específicos	4
1.3.- Metodología de trabajo.	4
1.4.- Justificación	5
1.5.- Planteamiento	5
1.6.- Hipótesis	6
1.7.- Ubicación y extensión del área de estudio	6
1.8.- Accesibilidad	6
CAPITULO 2 - EVALUACION GEOLOGICA	7
2.1.- Aspectos generales.	7
2.2.- Estratigrafía.	8
2.3.- Geología estructural.	9
2.4.- Arena neta petrolífera.	10
CAPITULO 3 - EVALUACION DE INGENIERIA DE RESERVORIOS	11
3.1.- Mecanismos de producción.	11
3.2.- Propiedades de la roca.	15
3.3.- Propiedades de los fluidos.	17
CAPITULO 4 - CALCULO DE RESERVAS	19
4.1.- Valorización de Reservas.	21
CAPITULO 5 - ANTECEDENTES DE EXPLOTACION	22
5.1.- Generalidades.	22
5.1.1.- Características y Reservas de petróleo pesado y bitumen por minería	23
5.1.2.- Historia de producción de petróleo pesado y	24

bitumen por minería.	
5.1.3.- Producción de petróleo pesado por minería termal.	25
5.1.4.- Experiencia comercial de producción en minería termal de petróleo pesado y bitumen.	26
5.2.- Minería del petróleo en yacimientos petrolíferos peruanos.	27
5.2.1.- Yacimiento petrolífero de Pirín.	27
5.2.2.- Yacimiento petrolífero de Zorritos.	28
5.2.3.- Yacimiento La Brea de Chumpi.	28
 CAPITULO 6 - CONSTRUCCION DEL PIQUE DE ACCESO Y GALERIA DE EXTRACCION	 31
6.1.- Consideraciones Generales	31
6.2.- Clasificación de los sistemas técnicos de extracción.	32
6.3.- Controles de Seguridad.	33
6.3.1.- Presión de gas	33
6.3.2.- Presión de agua	33
6.3.3.- Perforaciones piloto	34
6.3.4.- Nivel freático	35
6.4.- Procedimientos técnicos.	35
6.4.1.- Metodología para la construcción del pique.	35
6.4.2.- Construcción del collar del pique.	37
6.4.3.- Diseño y dimensiones de la jaula.	38
6.4.4.- Cálculo de las guías de madera del pique.	53
6.4.5.- Cálculo de la estructura de acero del pique.	56
6.4.6.- Selección del winche de izaje.	56
6.4.7.- Tamaño del compartimento de camino.	59
6.4.8.- Tamaño del compartimento de servicios.	60
6.4.9.- Arreglo de los compartimentos.	61
6.4.10 Diseño del castillo del pique.	61
6.5.- PERFORACION DE LAS LABORES	64
6.5.1.- Determinación de la sección del Pique y la Galería.	64
6.5.2.- Selección de equipo y número de unidades.	65
6.5.3.- Rendimiento y eficiencia.	65
6.5.4.- Equipos auxiliares y accesorios.	67
6.5.5.- Consumos y costos.	70
6.6.- VOLADURA	75
6.6.1.- Cálculo del número de taladros.	75
6.6.2.- Diagrama de disparo.	76
6.6.3.- Diseño de malla.	77

6.6.4.- Selección del corte o cuele.	78
6.6.5.- Profundidad de los taladros.	78
6.6.6.- Diámetro de los taladros.	79
6.6.7.- Selección de explosivos y accesorios.	79
6.6.8.- Elección del método de voladura.	82
6.6.9.- Consumos y costos.	83
6.7.- VENTILACION DE LABORES	88
6.7.1.- Clasificación del aire de mina.	88
6.7.2.- Volumen de aire.	88
6.7.3.- Temperatura de aire de mina.	88
6.7.4.- Mezclas de metano y otros hidrocarburos.	89
6.7.5.- Explosibilidad de los hidrocarburos.	90
6.7.6.- Control de aire de mina.	91
6.7.7.- Sistema de ventilación.	91
6.7.8.- Cálculo de caudal de aire requerido.	93
6.7.9.- Cálculo de la potencia del ventilador y consumo de energía.	95
6.7.10.- Selección del ventilador.	97
6.7.11.- Selección del método de ventilación.	97
6.7.12.- Costos.	97
6.8.- LIMPIEZA Y EXTRACCION	98
Galería:	
6.8.1.- Selección del equipo y materiales.	98
6.8.2.- Secuencia de limpiado.	99
6.8.3.- Cálculo de la capacidad de la pala cargadora.	100
6.8.4.- Tiempo de acarreo de la locomotora.	101
6.8.5.- Consumo de energía de la locomotora.	103
Pique:	
6.8.6.- Carguío de material.	104
6.8.7.- Cálculo de la carga a limpiar.	105
6.8.8.- Cálculo del tiempo total de limpieza.	105
6.8.9.- Consumo de energía del Winche en la limpieza.	106
6.8.10.- Costos.	109
6.9.- SOSTENIMIENTO	110
6.9.1.- Clasificación CSIR de los macizos rocosos fisurados.	110
6.9.2.- Índice de calidad de túneles (NGI).	112
6.9.3.- Elección del método de sostenimiento.	113
6.9.3.1.- Cálculo del volumen de material (concreto).	114

6.9.3.2.- Insumos por metro lineal de sostenimiento.	118
6.9.4.- Consumos y costos.	119
CAPITULO 7 - EXPLOTACION DE LA ARENA NETA PETROLIFERA Y BOMBEO DE PETROLEO	120
7.1.- EXPLOTACION	120
7.1.1.- Perforaciones dirigidas.	120
7.1.2.- Variantes de explotación.	121
7.1.3.- Ubicación de las cámaras de perforación.	122
7.1.4.- Determinación del número y longitud de taladros.	123
7.1.5.- Selección del diámetro de taladros.	124
7.1.6.- Determinación del caudal de producción y tiempo de explotación del yacimiento.	126
7.1.7.- Diseño de explotación.	131
7.1.8.- Equipos auxiliares y accesorios.	131
7.1.9.- Costos.	132
7.2.- BOMBEO DE PETROLEO	133
7.2.1.- Determinación del NPSH.	133
7.2.2.- Cálculo de potencia de la bomba y consumo de energía.	136
7.2.3.- Selección de la bomba.	137
7.2.4.- Diseño de bombeo.	137
7.2.5.- Costos.	138
CAPITULO 8 - EVALUACION DE RIESGOS Y PLAN PREVENTIVO DE SEGURIDAD	
8.1.- EVALUACION DE RIESGOS	139
8.1.1.- Objetivo	139
8.1.2.- Fases en la Evaluación de Riesgos	141
8.1.2.1.- Preparación.	141
8.1.2.2.- Ejecución	141
8.1.2.3.- Registro	142
8.1.2.4.- Control.	142
8.1.3.- Metodología de la Evaluación de Riesgos.	142
8.1.3.1.- Prioridad	142
8.1.3.2.- Nivel de deficiencia.	143
8.1.3.3.- Nivel de exposición.	143
8.1.3.4.- Nivel de consecuencias.	144
8.1.4.- Evaluación de Riesgos para el personal de operaciones.	144
8.1.4.1.- Perforación y Voladura	145
8.1.4.2.- Limpieza y Extracción.	146
8.1.4.3.- Servicios Auxiliares.	147

8.1.4.4.- Sostenimiento	148
8.1.4.5.- Izaje	149
8.1.4.6.- Supervisión General	150
8.2.- PLAN PREVENTIVO DE SEGURIDAD	151
8.2.1.- Generalidades.	151
8.2.2.- Alumbrado.	152
8.2.3.- Equipo de salvataje.	153
8.2.4.- Equipo contra incendio.	154
8.2.5.- Costos.	
CAPITULO 9 - ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL Y CIERRE DE MINA.	155
9.1.- Generalidades	155
9.1.1.- Marco legal general.	155
9.1.2.- Objetivos del estudio de Impacto Ambiental	156
9.1.3.- Componentes físicos	156
9.1.3.1.- Elevación sobre el nivel del mar	156
9.1.3.2.- Accidentes fisiográficos dentro del área de la evaluación.	156
9.1.3.3.- Cuerpos de agua existentes dentro del área de la evaluación	157
9.1.3.4.- Información meteorológica del área de la evaluación.	157
9.1.4.- Componentes bióticos	157
9.1.4.1.- Ecosistemas	157
9.1.4.2.- Flora	157
9.1.4.3.- Fauna	157
9.1.4.4.- Areas naturales protegidas	158
9.1.4.5.- Especies protegidas	158
9.2.- Descripción de las actividades a realizar	159
9.2.1.- Volumen estimado de suministro y consumo de agua, para fines industriales y de consumo humano.	159
9.2.2.- Volumen estimados de agua de desecho y residuos sólidos a generarse.	159
9.2.2.1.- Volumen de agua de desechos o aguas servidas	159
9.2.2.2.- Residuos sólidos.	159
9.2.2.2.1.- Desechos industriales	160
9.2.2.2.2.- Desechos domésticos	160
9.2.3.- Esquema de control, muestreo y tratamiento de efluentes	161
9.2.4.- Número estimado de los trabajadores en el área	162
9.3.- Efectos previsibles de la actividad.	162
9.3.1.- Topografía y fisiografía.	162
9.3.2.- Suelos.	162
9.3.3.- Recursos biológicos.	162

9.3.4.- Efectos socioeconómicos.	163
9.3.5.- Efectos culturales.	164
9.4.- Control y mitigación de los efectos de la actividad.	164
9.4.1.- Ubicación y tratamiento del material extraído en la construcción de las labores subterráneas (escombreras)	164
9.4.2.- Tratamiento y disposición de lodos y aguas residuales.	165
9.4.3.- Disposición de residuos sólidos industriales y domésticos.	166
9.4.4.- Descripción de áreas y procedimientos de almacenajes.	166
9.4.5.- Medidas para la protección de restos o sitios arqueológicos identificados o inferidos antes y durante la explotación.	167
9.4.6.- Prácticas de operación generales.	167
9.4.6.1.- Seguridad y bienestar público.	167
9.4.6.2.- Construcción de caminos.	167
9.4.6.3.- Petróleo, grasa y derivados del petróleo.	169
9.4.7.- Procedimientos para el control de la erosión durante las fases de construcción de los accesos y durante su operación.	170
9.4.8.- Medidas a seguir para un buen control ambiental.	171
9.5.- Plan de cierre de mina o paralización temporal.	171
9.5.1.- Generalidades.	171
9.5.2.- Acciones a tomar	172
 CAPITULO 10 - EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO.	 173
10.1.- Comentarios Generales.	173
10.2.- Evaluación de costos para la construcción del pique de acceso y galería de extracción.	173
10.3.- Determinación de la inversión total del proyecto.	175
10.4.- Gastos presentes para iniciar la explotación.	176
10.5.- Valor de rescate.	178
10.6.- Análisis del cuadro final de evaluación económica.	178
10.7.- Análisis de sensibilidad.	180
 CAPITULO 11 - ANALISIS COMPARATIVOS CON OTROS METODOS TRADICIONALES DE RECUPERACION.	 182
 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	 186
 GLOSARIO	 191
 BIBLIOGRAFIA	 195

COMPLEMENTOS :

MAPAS

- MAPA N° 1 : Ubicación del área de estudio.
MAPA N° 2 : Mapa estructural en el tope del Mb. Cabo blanco Fm Echino rep. II.
MAPA N° 3 : Mapa de arena neta petrolífera.

LAMINAS

- LAMINA N° 1 : Columna estratigráfica.
LAMINA N° 2 : Sección estratigráfica SO - NE.
LAMINA N° 3 : Sección estructural transversal C - C'.
LAMINA N° 4 : Sección estructural transversal B - B'.
LAMINA N° 5 : Sección estructural longitudinal A - A'.
LAMINA N° 6 : Diseño de explotación.
LAMINA N° 7 : Regulación del drenaje del petróleo mediante válvulas.

FIGURAS

- FIGURA A : Última fracción de recuperación de petróleo in situ.
FIGURA B : Reservorio típico de drenaje por gravedad.
FIGURA C : Frente mojado de petróleo.
FIGURA N° 1 : Áreas desarrolladas por el método de minería termal en el Yac. Yarega - Rusia.
FIGURA N° 2 : Yac. Yarega. Esquema de dos sistemas horizontales de desarrollo de minería termal.
FIGURA N° 3 : Yac. Yarega. Curvas de producción por minería e inyección de vapor.
FIGURA N° 4 : Esquema de explotación por minería termal de petróleo. (Hop - Corporation).
FIGURA N° 5 : Construcción del collar del pique.
FIGURA N° 6 : Diseño y dimensiones de la jaula.
FIGURA N° 7 : Diseño del castillete del pique y ubicación del Winche de izaje.
FIGURA N° 7 A : Sección típica del pique mostrando distribución de compartimentos y estructuras.
FIGURA N° 8 : Diseño de malla del pique.
FIGURA N° 9 : Secuencia de salida en la voladura del pique.
FIGURA N° 10 : Diseño de malla para la galería.
FIGURA N° 11 : Secuencia de salida en la voladura de la galería.
FIGURA N° 12 : Diseño de ventilación.
FIGURA N° 13 : Variantes de explotación.
FIGURA N° 14 : Nomograma de Buttner.
FIGURA N° 15 : Diseño de limpieza del pique.

- FIGURA N° 16 : Diseño de limpieza de la galería.
- FIGURA N° 17 : Diseño de sostenimiento.
- FIGURA N° 18 : Diseño de bombeo.
- FIGURA N° 19 : Diseño de sumidero para la captación de fluidos derramados y suelos contaminados por estos.

TABLAS

- TABLA N° 1 : Datos generales de los hilos en los cables para la jaula
- TABLA N° 2 : Perfiles para vigas maestras y de estructuras de la jaula
- TABLA N° 3 : Perfiles para vigas del techo y oreja de tracción de la jaula
- TABLA N° 4 : Perfiles para estructuras de solera de la jaula
- TABLA N° 5 : Pernos para leonas de la jaula.
- TABLA N° 6 : Perfiles para estructuras del pique.
- TABLA N° 7 : Longitud de tubería equivalente.
- TABLA A : Clasificación de la roca inalterada de Deere y Miller.
- TABLA B : Clasificación CSIR de macizos de roca fisurada.
- TABLA B.1 : Clasificación de los parámetros y su valuación.
- TABLA B.2 : Ajuste en la valuación por orientación de fisuras.
- TABLA B.3 : Clasificación de rocas según el total de valuación.
- TABLA B.4 : Significado de la clasificación del macizo rocoso.
- TABLA C : El efecto del rumbo y el echado de las fisuras en los túneles.
- TABLA D : Clasificación de los parámetros individuales empleados en el índice de calidad de rocas.

GRAFICOS

- GRAFICO A : Relación entre el tiempo de sostén de un claro de una excavación subterránea sin ademe y la clasificación geomecánica CSIR propuesto por Bieniawski.
- GRAFICO B : Relación entre la dimensión equivalente máxima de una excavación subterránea sin ademe y del índice Q de la calidad para túneles (NGI), Según Bartón, Lien y Lunde.
- GRAFICO C : Pérdidas por fricción en las tuberías.
- GRAFICO D : Coeficiente de resistencia para válvulas y uniones.
- GRAFICO E : Coeficiente de resistencia para válvulas y uniones.
- GRAFICO F : Análisis de Sensibilidad del Precio del petróleo.
- GRAFICO G : Análisis de Sensibilidad de la Reserva del petróleo.
- GRAFICO H : Análisis de Sensibilidad de la Inversión del Proyecto.
- GRAFICO I : Planeamiento de actividades del proyecto.

CUADROS

- CUADRO 3.1 : Cálculo de porosidades.
- CUADRO 4.1 : Determinación de lecturas promedio del planímetro.
- CUADRO 4.2 : Cálculo de área en acres.
- CUADRO 4.3 : Cálculo del volumen del reservorio.
- CUADRO 6.1 : Temperaturas tomadas en los Registros Eléctricos.
- CUADRO 6.1 A : Ciclo de actividades considerados para el desarrollo de labores.
- CUADRO 6.2 : Pronóstico de producción de petróleo.
- CUADRO 7.1 : Resumen de la Evaluación Económica del Proyecto.
- CUADRO 7 A : Determinación del costo por metro de avance de labores.
- CUADRO 8 A : Ejemplo de metodología de Evaluación de Riesgos.
- CUADRO 8.1 : Cuadro Comparativo de Sistemas de Recuperación de petróleo.

RESUMEN

La extracción de petróleo en su fase primaria cubre del 15 al 20% del total de reservas in situ, realizando trabajos de extracción secundaria se alcanza una recuperación total del orden de 25 a 30%, quedando 70% de hidrocarburos sin ser extraídos.

Ante esta situación se propone una nueva alternativa de explotación mediante trabajos mineros para extraer el hidrocarburo remanente que no puede ser extraído por los métodos tradicionales de explotación petrolífera.

Estos trabajos mineros consistirán en la construcción de un pique de acceso de 250m. de longitud y 3m. de diámetro, y una galería maestra de extracción ubicada debajo del yacimiento petrolífero de 1,000m. de longitud y una sección de 2.4 x 2.1m. donde se ubicarán 6 cámaras de perforación espaciadas 150m. En estas cámaras se realizarán las perforaciones radiales de explotación para captar el hidrocarburo por efecto de drenaje gravitacional para su posterior bombeo a superficie.

Se estima una duración de 2 años para realizar los trabajos mineros de desarrollo, así como efectuar las instalaciones necesarias para iniciar la explotación del yacimiento

Bajo este tratamiento se espera obtener una recuperación del orden del 70% del petróleo remanente en 12 años de explotación.

La inversión calculada para la puesta en explotación del yacimiento es del orden de US \$ 3'300,000.0, teniendo como indicadores económicos (VAN al 20% = US \$ 2'699,400.0) , (TIR = 61.68) , y teniendo como precio base US \$ 22/barril de petróleo.

Por lo anterior se concluye que la alternativa propuesta tiene todas las condiciones para ser aplicada debido a que ofrece una alta recuperación con una inversión moderada, ofreciendo grandes márgenes de beneficio superando cualquier otro método tradicional de extracción.

INTRODUCCION

El presente Proyecto de Tesis consiste en la aplicación de trabajos mineros para la recuperación de petróleo residual, mediante la construcción de un pique de acceso y una galería de extracción, seleccionando para ello una zona de condiciones aparentes de tal manera que involucre a la mayor cantidad de pozos petrolíferos existentes en la zona.

El pique de acceso será situado en un extremo del bloque a explotar, de tal manera que al pasar las diferentes formaciones geológicas al momento de su construcción, no atraviese secuencias de arenas petrolíferas; por el peligro que ello conllevaría.

Luego de construido el pique de acceso se procederá a correr la galería de extracción a lo largo del bloque, esta galería se ubicará debajo del horizonte petrolífero a explotar; y seguidamente se procederá a efectuar perforaciones diamantinas (sondajes) de abajo hacia arriba, para abrir la roca y aprovechar la gravedad para su drenaje procediendo a bombear inmediatamente a superficie. Ver lámina N° 6.

Por medio de los métodos tradicionales de explotación primaria solo son extraídos un 25% del total de reservas, quedando un 75% in situ para ser recuperados, bajo este método se espera obtener una recuperación de 80 a 90%.

La profundidad del pique dependerá de la ubicación en que se encuentre el horizonte de arena petrolífera y la longitud de la galería estará determinada por la extensión del bloque a explotar; así mismo las construcciones de estas labores mineras involucrarán un estudio detallado de los principales tópicos como son: Perforación, Voladura, Limpieza, Ventilación, Sostenimiento, Bombeo, etc. y en cada uno de ellos se efectuará un análisis de costos el cual determinará que el método a proponer es económicamente aceptable para ponerlo en operación.

CAPITULO 1

GENERALIDADES

1.1.- ANTECEDENTES

En algunos países del mundo la recuperación de petróleo a través de trabajos mineros se ha ido desarrollando con cierto éxito.

- En Atabasca (Canadá), en los años 70 dos grandes proyectos de minería a tajo abierto y procesamiento cáustico termal de arenas asfálticas han sido realizadas produciendo 10 millones de toneladas de petróleo sintético.
- En el campo petrolífero de Yarega (ExURSS), se ha producido petróleo desde 1968 aplicando minería termal; utilizando pozos inyectoros de vapor desde superficie a grandes temperaturas para dar movilidad al fluido que drena a través de las paredes almacenándose en el fondo del pique para su posterior bombeo.
- En el campo petrolífero de Pechelbronn (FRANCIA) y Wietze (ALEMANIA), se han realizado trabajos mineros desde 1920; extrayendo la arena petrolífera a superficie y por proceso de calentamiento se obtenían cantidades considerables de petróleo (700,000 Toneladas) en 30 años de explotación.
- En el yacimiento petrolífero de Zorritos (Talara- Perú), se tiene un pique de 2.5 m. de diámetro revestido de cemento aflorando petróleo a unos 9m. de profundidad donde se extraía petróleo como pozo de agua.

Para mayor detalle remitirse al Capítulo 5.

1.2.- OBJETIVO GENERAL

Realizar el análisis y evaluación del Proyecto de pre-factibilidad para la recuperación directa de petróleo residual mediante aplicación de método minero, en el yacimiento Peña Negra del noroeste del Perú, para obtención adicional de hidrocarburos de bs

reservorios de la formación Echino Repetido II, miembro Cabo blanco del área en estudio, el cual ha estado sometido a un proceso de depletación primaria (yacimiento sin presión interna).

OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Determinar la factibilidad del proyecto para llevarlo a la práctica de demostrarse la rentabilidad del mismo.
- Realizar la Evaluación Técnica de la construcción de un pique de acceso y galería de extracción.
- Determinación del método de explotación mediante sondajes dirigidos, desde la galería de extracción.
- Evaluación económica del proyecto.
- Análisis comparativo con otros métodos tradicionales de recuperación.

1.3.- METODOLOGIA DE TRABAJO

Para la realización del presente estudio de pre-factibilidad, es necesario efectuar los siguientes pasos:

- Procesar la información obtenida de los archivos de pozos perforados en el yacimiento Peña Negra (6 pozos).
- Revisar y establecer la correlación estratigráfica del Mb. Cabo Blanco, mediante registros eléctricos y litológicos.
- Elaborar secciones estructurales, longitudinales y transversales del yacimiento
- Elaborar mapa de arena neta.(Para fines de cálculo de reservas).
- Elaborar mapa estructural en el tope del Mb. Cabo Blanco, Fm. Echinocyamus repetido II.
- Calcular las reservas explotables.

- Calcular los costos de los trabajos mineros para la recuperación de petróleo: construcción del Pique de acceso y Galería de extracción, mediante el análisis de los tópicos de Perforación, Voladura, Limpieza, Sostenimiento, Ventilación, Bombeo, Seguridad, etc.
- Elaborar el estudio de Evaluación de riesgos.
- Elaborar el estudio de Impacto ambiental y Cierre de mina.
- Elaborar un cuadro comparativo de costos de explotación vs. Reservas.
- Elaborar un cuadro comparativo de costos con otros métodos de explotación secundaria.

1.4.- JUSTIFICACION

Es sabido que la extracción de petróleo en su fase primaria cubre del 15 al 20% del total de reservas; haciendo los trabajos de extracción secundaria, alcanzan una recuperación total de 25 a 30%, quedando 70% del hidrocarburo sin extraer.

Es allí donde el método propuesto interviene ofreciendo una nueva alternativa de explotación, además de alta recuperabilidad (70% del petróleo remanente), bajo costo de inversión y lo que es más importante grandes márgenes de beneficio económico que supera a cualquier método tradicional de extracción.

1.5.- PLANTEAMIENTO

El petróleo se extrae por debajo del yacimiento, mediante sondajes dirigidos hacia arriba (verticales e inclinados), desde cámaras acondicionadas especialmente para éste fin, las mismas que estarán ubicadas en la galería maestra que se construirá con una gradiente de 0.25% y en una roca que la aíse del gas, petróleo o agua (roca sello - lutita).

La galería tendrá una sección de 2.40 x 2.10 m. y una longitud de 1,000 m., la que se iniciará en el tope del pique de acceso que tendrá una longitud de 250m. y un diámetro de 3m. ubicado en límite norte del bloque a explotar.

El petróleo drena hacia el nivel inferior aprovechando la porosidad horizontal y vertical dirigiéndose hacia los sondajes, los cuales estarán preparados con válvulas de presión y tuberías que se dirijan a una poza estratégicamente ubicada para almacenar todo el fluido y su posterior bombeo a superficie.

1.6.- HIPOTESIS

El estudio de Pre-factibilidad para la recuperación de petróleo utilizando trabajos mineros, tiene todas las condiciones para su aplicabilidad debido a que ofrece una alta recuperación, con una inversión moderada, ofreciendo grandes márgenes de beneficio.

1.7.- UBICACION Y EXTENSION DEL AREA EN ESTUDIO

El área de estudio se encuentra ubicada en el noroeste del Perú, departamento de Piura, provincia de Talara, distrito El alto. Su extensión es de 81 Ha. (Ver mapa N° 1)

1.8.- ACCESIBILIDAD

La zona en estudio es accesible desde Lima a través de la carretera Panamericana norte hasta Talara, continuando esta vía mediante un recorrido de 45 Km. de donde se llega a la zona de estudio por medio de carretera de trocha carrozable de 5 Km. aproximadamente.



MAPA N° 1

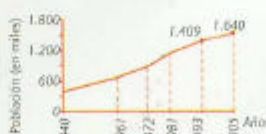
Ubicación del área de estudio

LEYENDA

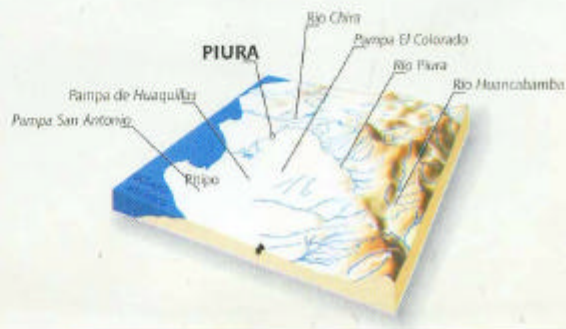
- Capital de Departamento
- Capital de Provincia
- Otras Poblaciones
- Principales Ríos
- Carretera Panamericana
- Carreteras de Penetración
- Unidad de Provincias
- Unidad Departamental
- Unidad Internacional



POBLACIÓN 1940 - 2005 (hab.)



DENSIDAD DISTRITAL 2000* (hab./km²)



CAPITULO 2

EVALUACION GEOLOGICA

2.1.- ASPECTOS GENERALES

La evaluación geológica del Estudio de Pre-factibilidad para la recuperación de petróleo mediante laboreo minero, del yacimiento Peña Negra es importante para analizar las posibilidades de ejecución del proyecto.

El área de estudio geológico estructural del yacimiento involucrado se encuentra ubicada en la parte central y oeste de la zona de El Alto.

Ha sido necesario revisar la topografía y geología estructural de varios yacimientos petrolíferos, fundamentalmente del yacimiento Peña Negra, Fm. Echinocyamus repetidoII, Mb. Cabo blanco, que es el objetivo, con la finalidad de tener toda la información necesaria para la ejecución del estudio.

La información necesaria ha sido obtenida de todos los historiales y perfiles eléctricos de los 6 pozos involucrados en el bloque de estudio.

La estructura del área como de todo el noroeste del Perú, se caracteriza por su intenso desplazamiento en bloques debido a la presencia de fallas normales, fallas de repetición de bajo ángulo, siendo muy raro encontrar fallas inversas.

2.2.- ESTRATIGRAFIA

La secuencia estratigráfica en el área de estudio está representada por formaciones cuyas edades varían desde el paleozoico (Amotape) hasta el reciente (Tablazo).

En la lámina N° 1, se muestra la columna estratigráfica de la zona, donde para tener un mejor control se analizará la formación objetivo.

2.2.1.- FORMACION ECHINOCYAMUS

2.2.1.1.- EDAD

La formación Echinocyamus es de edad eoceno inferior.

2.2.1.2.- MIEMBROS

Presenta los siguientes miembros:

- A) Ballena
- B) Constancia
- C) Somatito
- D) Verde
- E) Cabo blanco

El miembro Ballena está ausente por erosión.

2.2.1.3.- LITOLOGIA

Constancia:

Lutita gris a gris verdosa limolítica gris verdosa micácea.

Somatito:

Areniscas blanco verdosa, cuarzosa de grano fino intercaladas con lutitas grisáceas.

PETROLEOS DEL PERU
DEPARTAMENTO DE GEOLOGIA
DIV. EXPLORACION Y DESARROLLO NOROESTE

COLUMNA ESTRATIGRAFICA
YACIMIENTO - PEÑA NEGRA

SISTEMA	SERIE	EDAD	GRUPO	FORMACION	MIEMBRO	LITOLOGIA	ESPESOR
CUATRIPLIS				TABLAZO			220'
				CHIRA			1280'
O	SUPERIOR	LAGUNITOS		VERDUN			1300'
				TALARA	MONTE		1400'
					HELICO		650'
					LOBITOS		900'
					TEREBRATULA		1000'
				ECHINO	SALLENA		200'
					CONSTANCIA		150'
					SOMATITO		500'
					VERDE		150'
					CABO BLANCO		400'
E	MEDIO	TALARA		CLAVEL			300'
				OSTREA	LAGOON		600'
					PEÑA NEGRA		800'
					C		1000'
					D		350'
					E		600'
				MOGOLLON	SUPERIOR		1200'
					MEDIO		1300'
					INFERIOR		900'
				SAN CRISTOBAL			2600'
A	INFERIOR	SALINA		BAZAL SALINA			500'
				BALCONES			100'
				REDONDO			300'
				AMOTAPE			+ 1150'
				TARMA			
				WESTFAL			
PENSIL.	CRETAC.	SUPERIOR	CAMB.	DANIANO	MAL PASO		

LAMINA N° 1

Verde:

Lutitas gris claras y verde claro micáceas masivas blandas, intercaladas con areniscas cuarzosas de grano fino.

Cabo blanco:

Consiste mayormente de intercalaciones de areniscas y conglomerados.

Las areniscas son de puro cuarzo, de color blanco, de grano medio a grueso, algunas veces conglomerádico, subredondeado a redondeado, de clasificación moderada a pobre. Su composición es predominantemente de cuarzo lechoso con algo de cuarzo hialino, trazas de cuarzo rosado y verde y trazas de cuarcita, chert y piritita cúbica, con poco cemento calcáreo.

Los conglomerados son también de cuarzo, de color blanco, pobremente clasificados, bien redondeados, con trazas de cuarcita, pizarra y chert.

Tanto las areniscas y conglomerados son lenticulares, presentan variaciones laterales en el tamaño de sus granos y tienen escasas interestratificaciones delgadas de lutitas de color gris claro a gris medio, micaceas firmes.

El miembro cabo blanco tiene un espesor de 400 pies en promedio; tanto el contacto inferior con la formación clavel como el contacto superior en el miembro verde se presentan bien definidos en unos casos mientras que otros son gradacionales.

2.2.1.4.-DISTRIBUCION AREAL

La Fm. Echinocyamus en el área de estudio va disminuyendo su espesor de norte a sur por efecto de discordancia.

2.3.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

El yacimiento Peña negra, participa del patrón tectónico de la Cuenca Talara, que tiene como característica principal su intenso fallamiento en bloques debido a la presencia de fallas, estas fallas que pueden tener grandes desplazamientos determinan los grandes reservorios.

Las fallas de menor salto originan subbloques dentro de los bloques principales.

En el área de Peña Negra existen cuatro grandes fallas que determinan el bloque principal a explotar:

1.- Falla ``N``

Es la que se encuentra delimitando la parte norte del bloque. (Falla Normal)

2.- Falla ``S``

Es la que se encuentra delimitando la parte sur del bloque. (Falla Normal)

3.- Falla ``E``

Es la que se encuentra delimitando la parte este del bloque. (Falla Normal)

4.- Falla ``O``

Es la que se encuentra delimitando la parte oeste del bloque (Falla Inversa)

Además cabe mencionar que existen fallas menores que están creando subbloques, a mayor profundidad. El objetivo principal de este estudio se localiza a poca profundidad, a unos 250m. respecto a la superficie, donde se tiene una capa de arena petrolífera (miembro Cabo blanco) homogénea que no esta fallada.

Este bloque homogéneo tiene un rumbo N - NE y un buzamiento de 5° al norte y 10° al oeste.

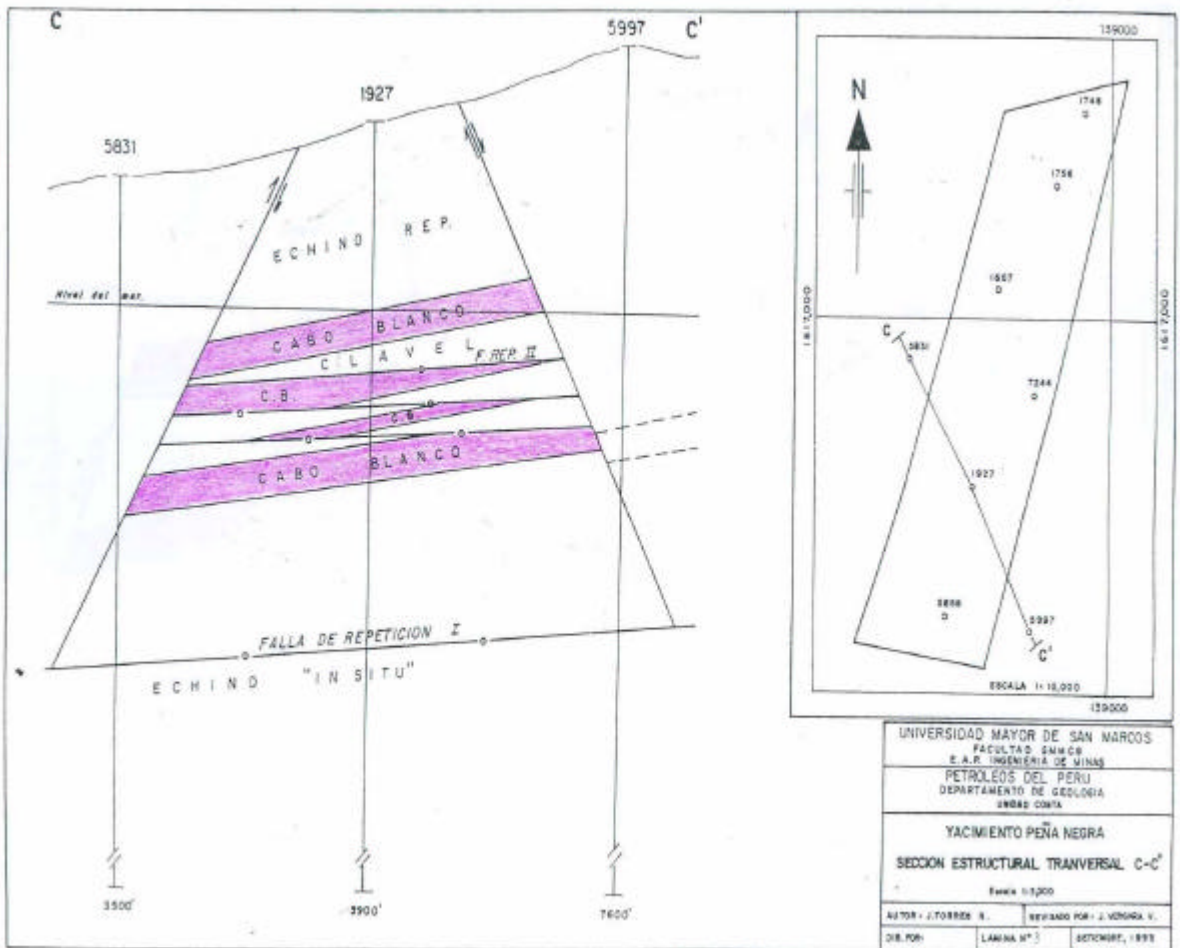
Todos estos aspectos estructurales se muestran en las Láminas N° 2, 3 y 4, así como la geometría del reservorio (Mapa N° 2).

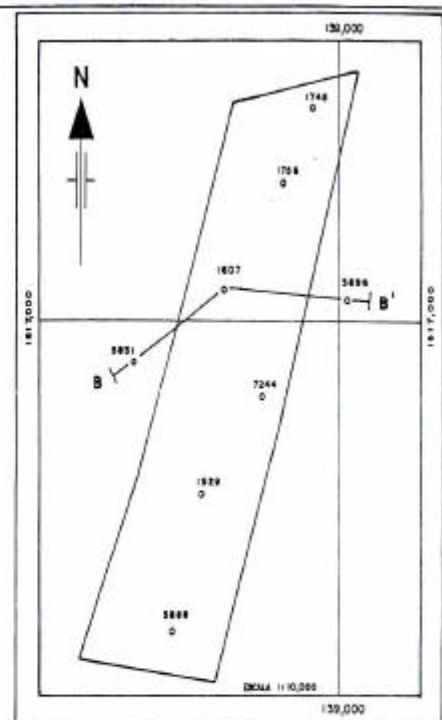
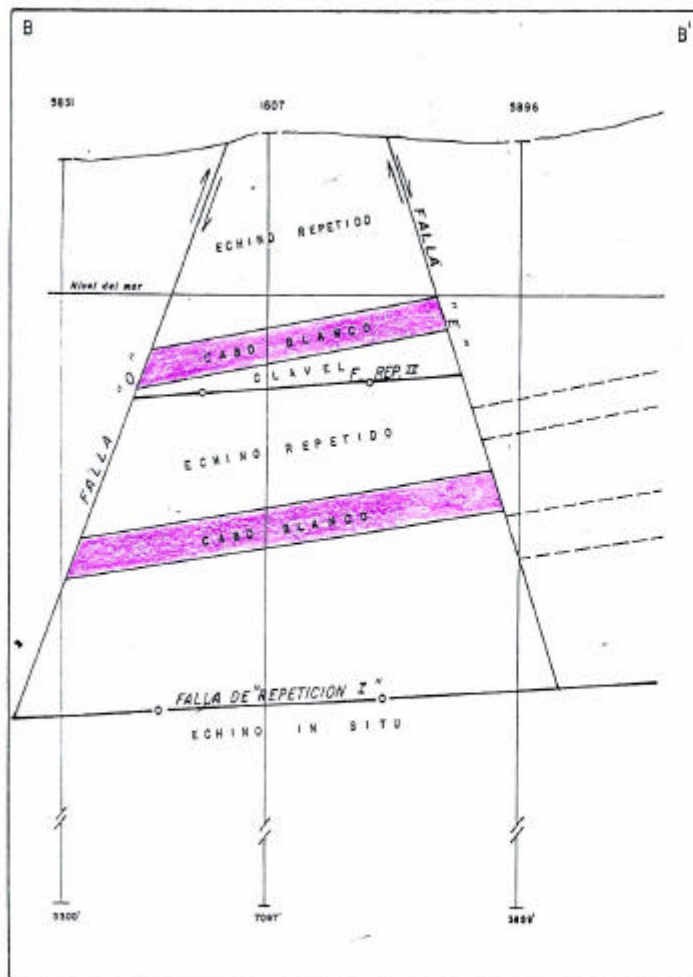
2.4.- ARENA NETA PETROLIFERA

El mapa de arena neta petrolífera se ha desarrollado mediante la determinación de los espesores que ha atravesado la formación productiva en cada pozo. Utilizando los perfiles eléctricos convencionales de pozos antiguos o el perfil de inducción de los pozos recientes, fundamentalmente usando la curva de potencial espontaneo como indicador cualitativo de permeabilidad.

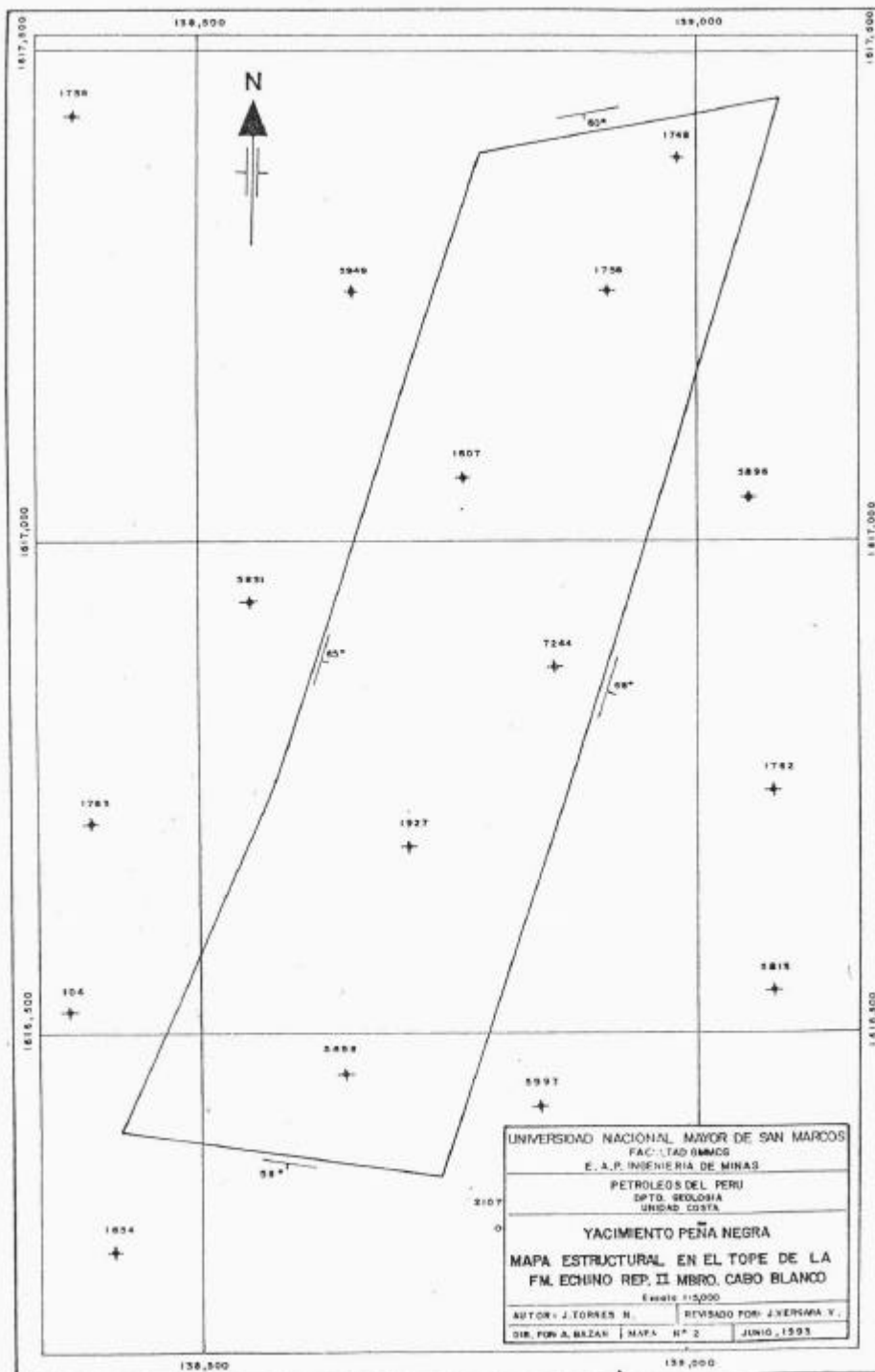
En la formación Echinocyamus repetido II, Miembro Cabo blanco los espesores de arena neta petrolífera oscilan desde 55 pies hasta 80 pies al norte del bloque.

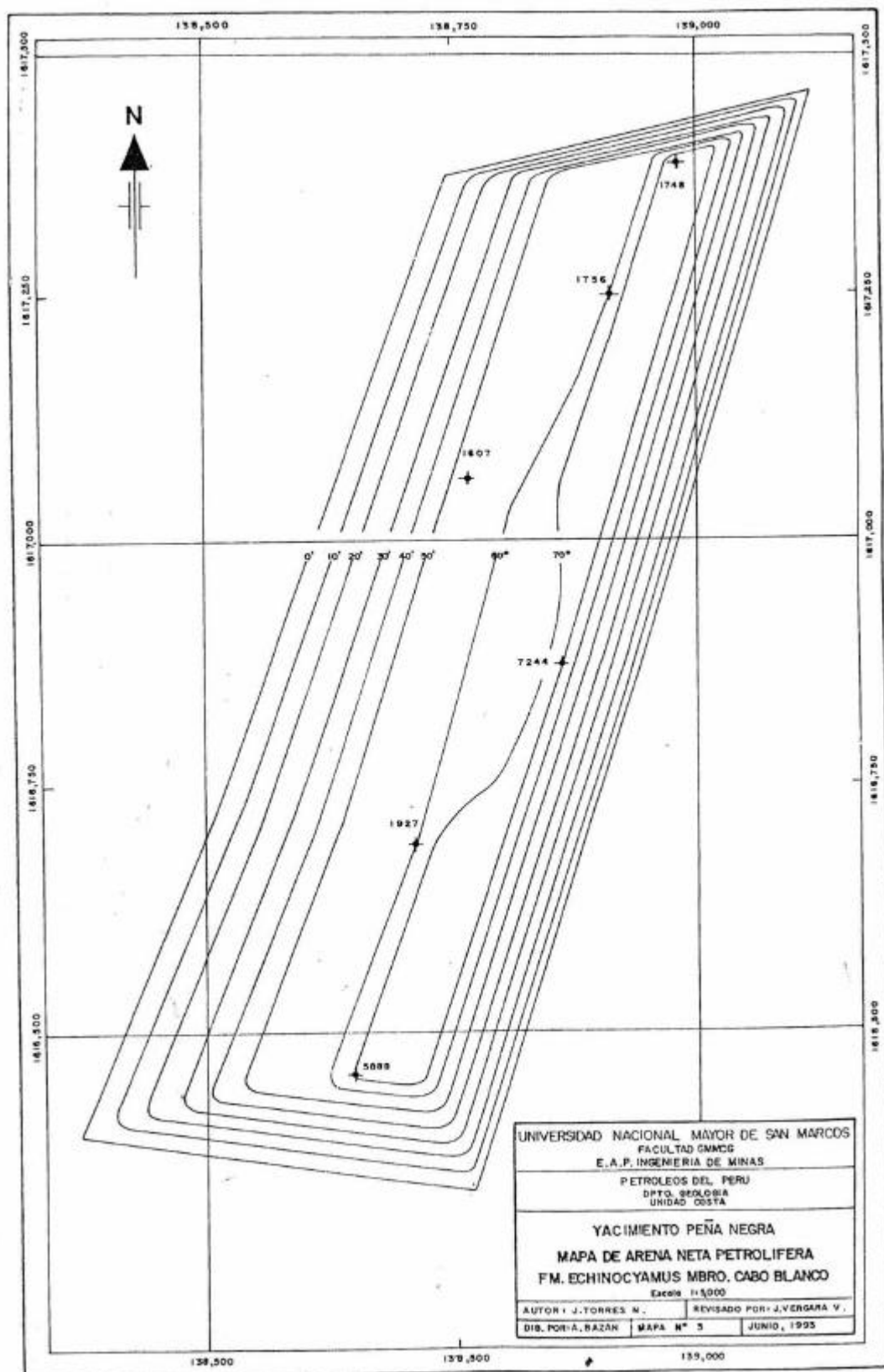
La distribución de los espesores de arena neta se muestra en el Mapa N° 3.





UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS	
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS	
PETROLEOS DEL PERU	
DPTO. MELCHIA	
UNIDAD COSTA	
YACIMIENTO PEÑA NEGRA	
SECCION ESTRUCTURAL TRANSVERSAL B-B'	
Escala 1:5000	
AUTOR: J. TORRES R.	REVISADO POR: J. VERGARA V.
DISEÑADO POR: A. SALAS	LÁMINA N° 1 JUNIO, 1995





CAPITULO 3

EVALUACION DE INGENIERIA DE RESERVORIOS

3.1.- MECANISMOS DE PRODUCCION

Al inicio de la historia de la industria del petróleo; la surgencia a superficie o los problemas de reventones de roca, probaron que algunos reservorios de petróleo tienen altas presiones. Otros pozos mostraron la existencia de petróleo pero no tenían la energía suficiente para producir algún tipo de levantamiento artificial.

Estas diferencias de presión intrigaron y confundieron a los hombres de la industria.

Un complicado grupo de factores son los causantes del flujo del petróleo desde los canales porosos de la formación hacia el pozo. La presión del Reservorio en la vecindad disminuye tan pronto como se

inicie la producción, lo cual causa que el petróleo migre desde el Reservorio hasta el punto donde es producido.

No solo el petróleo esta sometido a la presión del Reservorio sino que el agua connata y la roca están también comprimidos y consecuentemente ocupan menos espacios del que ocuparían al no estar comprimidos.

Cuando el petróleo es producido, éste, el agua y la roca son expandidos debido a la caída de presión. Esta expansión tiene influencia en la producción de petróleo; no obstante, la influencia está limitada a un pequeño porcentaje del petróleo original in situ.

En los pozos fluyentes, el petróleo es generalmente empujado hacia el pozo por la expansión del agua libre en el Reservorio o por el agua perteneciente a un acuífero conectado al Reservorio.

El gas que desplaza al petróleo, proviene de dos fuentes; la primera corresponde al gas disuelto en el petróleo a alta presión, el cual es liberado cuando la presión disminuye; la segunda es el gas libre existente en la parte superior del Reservorio de petróleo que esta formando la capa de gas.

El agua también proporciona energía para desplazar el petróleo hasta el pozo. Se tiene como principal objetivo:

La cantidad de petróleo y gas que será finalmente recuperado.

Los regímenes de producción a los cuales el petróleo y el gas deberían ser producidos

Los factores anteriormente mencionados están directamente relacionados con la presión del Reservorio que contribuyen a la expulsión de petróleo. Existen cinco fuerzas o mecanismos que pueden contribuir a la recuperación de petróleo:

1.- MECANISMO DE DEPLETACION

Este mecanismo de producción también puede ser llamado mecanismo de gas en solución, el cual al liberarse, se expande y expulsa al petróleo de los espacios porosos hacia el pozo.

Generalmente este mecanismo de producción natural sólo permite la recuperación de un pequeño porcentaje de petróleo in situ.

El mecanismo de depletación se caracteriza por una rápida declinación de la presión y es el mecanismo predominante cuando el Reservorio no tiene fuente externa de intrusión de agua. La Figura A, muestra el comportamiento de la presión del Reservorio para este tipo de mecanismo

2.- CASQUETE DE GAS

Este tipo de mecanismo de producción es el resultado de la expansión de la capa de gas libre. Este mecanismo es básicamente de desplazamiento, en donde el gas desplaza al petróleo hacia el pozo y el gas se expande a su vez debido a la reducción de la presión del Reservorio.

La eficiencia de la recuperación depende del desplazamiento y del tamaño del casquete de gas. La figura A, muestra curvas típicas del historial de la presión para los reservorios de acuerdo al tamaño de casquete

3.- EMPUJE DE AGUA

El empuje de agua es generalmente el más eficiente mecanismo de producción natural. El empuje de agua es también un mecanismo de desplazamiento y su eficiencia es generalmente mejor que el desplazamiento con gas, dependiendo naturalmente de las características de mojabilidad de la roca Reservorio.

La mejor eficiencia es como consecuencia de las mejores características de movilidades en un proceso de desplazamiento de petróleo por agua.

La recuperación de petróleo en un mecanismo de empuje por agua depende de la actividad del acuífero (es decir invasión de agua dentro de la zona de petróleo), como resultado de la reducción de la presión del Reservorio; originado una expansión de agua en el acuífero adyacente.

El volumen de agua que invade la zona de petróleo a causa de la reducción de la presión, es proporcional al tamaño del acuífero.

La Figura A muestra el comportamiento de la presión en un Reservorio típico de empuje de agua.

4.- SEGREGACION GRAVITACIONAL

En los reservorios que presentan buzamientos y cuyos pozos productores están localizados en la parte baja de la estructura, la recuperación de petróleo puede estar altamente influenciada por efecto de la segregación gravitacional.

La recuperación de petróleo por segregación gravitacional, puede estar fuertemente influenciada por la forma y el buzamiento del Reservorio, la permeabilidad en la dirección del buzamiento y por la viscosidad de los fluidos.

El mecanismo de segregación gravitacional, puede actuar después de alguna reducción de presión antes de que el petróleo sea producido y sin influencia de otros fluidos externos al Reservorio.

Para tener una máxima recuperación por segregación gravitacional deberá estar siempre asociado a un casquete de gas, el cual puede ser primario o secundario, si es que se forma conforme se produzca el Reservorio.

La Figura B muestra el comportamiento típico de drenaje gravitacional.

5.- **FUERZAS CAPILARES**

Las fuerzas capilares siempre están presentes en los reservorios de petróleo. Una gran cantidad de trabajos de laboratorio han sido realizados, con el objetivo de evaluar los efectos de las fuerzas capilares en la producción de petróleo.

Estas fuerzas capilares son razonablemente bien conocidas y sus efectos pueden ser pronosticadas donde existen condiciones conocidas de mojabilidad y donde la distribución del tamaño de los poros también es conocida (Heterogeneidad del Reservorio).

Por ejemplo si se considera un medio poroso con mojabilidad preferencial al agua, como se muestra en la Figura C, donde se tienen 2 capas de diferente permeabilidad y por lo tanto de diferente tamaño de poros. Se asume que las fuerzas capilares están en equilibrio antes de que cualquier fluido del Reservorio sea desplazado. Por lo tanto debe existir algo de saturación de agua intersticial, S_{wi1} en la capa 1 y S_{wi2} en la capa 2.

Si la intrusión de agua se inicia en ambas capas en el punto A, el agua bajará mucho más rápido en la capa 2 que en la capa 1, por que la permeabilidad K_2 de la capa 2 es mayor que la permeabilidad de la capa 1 que es K_1 .

Después de algún periodo de la invasión de agua, el frente de avance del agua está representado por el área sombreada de la Figura C.

Sin embargo, ahora existe un sistema de fuerzas capilares no balanceado.

La presión capilar en la capa 1 es mayor que la capa 2, ya que está en presencia de un sistema mojable al agua, por lo tanto el agua detrás del frente donde la saturación de agua es alta, será espontáneamente invadida dentro de la capa 1, tal como se muestra por el área punteada en la Figura C delante del frente, donde la saturación de agua es baja. Las fuerzas capilares tendrán un doble efecto, esto es, el agua será incrementada en la capa de baja permeabilidad y el agua será disminuida de la capa de alta permeabilidad. El resultado neto de la acción de las fuerzas capilares en este caso es un frente casi igual en las dos capas.

Aunque los efectos de las fuerzas capilares pueden ser a menudo explicados, cuando el sistema puede ser adecuadamente el escrito, en la mayoría de los casos muy poco es conocido acerca de la mojabilidad y de la variación de la geometría de los poros en el Reservorio por lo que generalmente los efectos de capilaridad son subestimados y no se tiene en cuenta.

6.- MECANISMOS COMBINADOS

La producción de la mayoría de los reservorios es como consecuencia de la combinación de uno o más de los mecanismos naturales previamente mencionados.

Así tenemos que un Reservorio será referido a un mecanismo de producción que es el principal responsable de la producción, siendo los otros mecanismos prácticamente ignorados ya que su contribución en la producción es muy pequeña y por lo tanto por conveniencia, es usual referirse a un Reservorio como si este está produciendo por un solo mecanismo.

A continuación se presentan los rangos de recuperación de petróleo in situ que se obtienen para los diferentes mecanismos de producción.

RECUPERACIONES TIPICAS

TIPO DE MECANISMO	ULTIMA RECUPERACION	
	RANGO	PROMEDIO
Expansión de fluidos y		
Roca $P > P_b$	02 a 05	3
Gas en solución	12 a 25	18
Casquete de gas	20 a 40	30

Drenaje gravitacional	50 a 70	60
Empuje de agua de flanco	35 a 60	45
Empuje de agua de fondo	20 a 40	30

3.2.- PROPIEDADES DE LA ROCA

Las propiedades de la roca reservorio de principal importancia son tres:

A) POROSIDAD

Definida como la fracción de volumen de la roca no ocupada por sólidos, o una medida de la capacidad de almacenaje de la roca y expresado generalmente en porcentaje.

Se tienen dos tipos de porosidades, la porosidad absoluta y la porosidad efectiva. Luego el principal objeto de esta propiedad es que los fluidos puedan atravesar la roca, es por ello que la porosidad efectiva es frecuentemente usada para trabajos de ingeniería de petróleo.

Métodos usados para determinarlo:

Por fórmulas:

- Porosidad Absoluta (%) = $(V. \text{ total} - V. \text{ granos} / V. \text{ total}) \times 100\%$
- Porosidad Efectiva (%) = $(V. \text{ poroso conectado} / V. \text{ total}) \times 100\%$

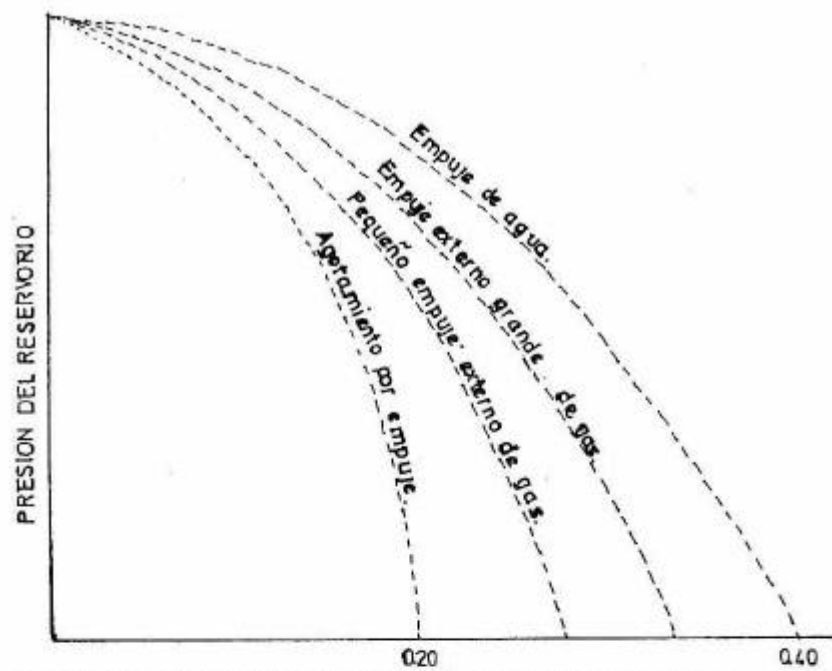
También se puede obtener los valores de porosidad de los perfiles: Sónico, Densidad o Neutrónico.

Los factores que afectan a estos perfiles son Litología, Naturaleza de los fluidos que ocupan los poros y la arcillosidad, pero sin embargo, valores más precisos de porosidad así como información de otros parámetros pueden obtenerse de los tres perfiles de porosidad.

Para el estudio se determinó la porosidad de la Fm. Echinocyamus Repetido II, basada en los perfiles Neutrónicos.

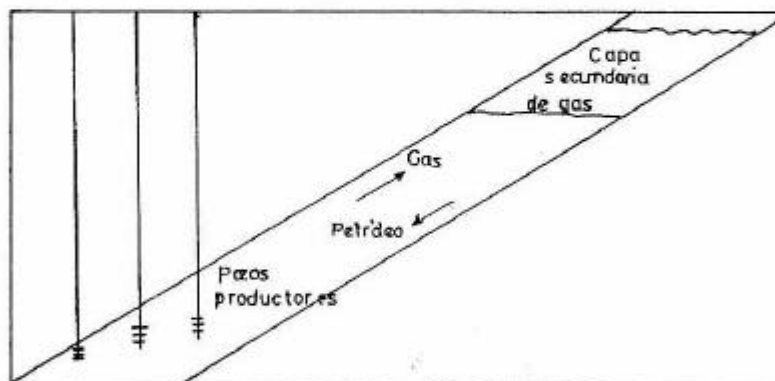
Procedimiento a seguir para determinar la porosidad

- 1.- Determinar el intervalo de la formación productiva (Echinocyamus Repetido II), miembro Cabo blanco en cada pozo a estudiar, en el Registro Neutrónico



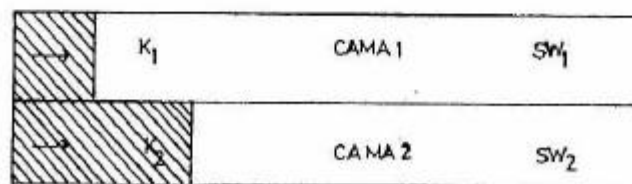
ULTIMA FRACCION DE RECUPERACION DE PETROLEO IN SITU.

FIGURA A



RESERVORIO TÍPICO DE DRENAJE POR GRAVEDAD.

FIGURA B



DISTRIBUCION DEL FRENTÉ INUNDADO DE PETROLEO.

FIGURA C

- 2.- Lectura de los valores mínimos y máximos para cada pozo en estudio, como muestra el Cuadro N° 3.1
- 3.- Cálculo del promedio de porosidades, la cual se obtuvo un valor general para el bloque igual a 14%.

B) SATURACION DE FLUIDOS

Generalmente una roca Reservorio se encuentra saturado de petróleo, gas y agua de formación

- Saturación de agua (S_w).- Definida como la fracción de volumen poroso ocupado por agua de formación.
- Saturación de hidrocarburos ($1-S_w$).- Fracción de volumen poroso ocupado por hidrocarburos

Métodos para determinarlo:

Método directo: Se realiza en el laboratorio a partir de núcleos tomados durante la perforación del pozo.

Método indirecto: Se realiza haciendo uso de los Registros Eléctricos (Inducción), calculando valores de resistividad para finalmente obtener los valores de saturación de fluidos analíticamente mediante fórmulas.

Para el caso se determinó el valor promedio de S_w , extrapolando valores obtenidos de núcleos, según información de zonas cercanas para la Fm. Echinocyamus Repetido II, siendo:

$$S_w = 45\%$$

$$S_o = (1 - S_w) = 55\%$$

C) PERMEABILIDAD

Es una medida de la facilidad con que una formación permite que un fluido de viscosidad fluya a través de la misma.

La permeabilidad de la roca Reservorio es una propiedad de la misma y no del fluido que pasa a través de ella, siempre y cuando el fluido sature 100% del espacio poroso interconectado de la roca.

C.1 Permeabilidad absoluta

Es la permeabilidad a una saturación de 100% de un fluido homogéneo.

C.2 Permeabilidad efectiva

Es la permeabilidad de la roca Reservorio a un fluido en particular cuando la saturación a este fluido en la roca es menor del 100%.

C.3 Permeabilidad relativa

Definida como la relación de permeabilidad efectiva y absoluta. Generalmente la permeabilidad se expresa en milidarcys.

C.4 Métodos para determinarla

Se puede determinar directamente en el laboratorio por medio del permeámetro, introduciendo en ello un núcleo de sección transversal. Para el caso la permeabilidad promedio de la formación en estudio da un valor de 15 milidarcys, obtenidos en base de estudios realizados en el yacimiento.

3.3.- PROPIEDADES DE LOS FLUIDOS

Los fluidos presentes en el Reservorio a condiciones de presión y temperatura del mismo, pueden ser solamente agua, agua y gas, petróleo y agua, petróleo, gas y agua, cada uno de estos fluidos puede ocupar el espacio poroso en diferentes proporciones.

Para determinar las características de los fluidos del Reservorio se necesitan perforar y sacar muestras para analizar en el laboratorio a las condiciones de presión y temperatura del Reservorio. Las características son:

A) VISCOCIDAD**A.1) Viscosidad del petróleo**

La viscosidad del petróleo a condiciones del Reservorio generalmente se determina en el laboratorio.

Para efectos de cálculo se tomó un valor de 1.6 centipoise, dato obtenido del Departamento de Ingeniería de Reservorios.

A.2) Viscosidad del agua

La viscosidad del agua aumenta con la disminución de la temperatura, y por lo general con aumentos de la presión y salinidad. Por debajo de 70° F la presión causa una reducción en la viscosidad del agua, también algunas sales como KCL, reducen la viscosidad.

No se considera valor de viscosidad del agua para el estudio del Reservorio puesto que el contenido de agua reportado es pobre.

A.3) Viscosidad del gas natural

La viscosidad del gas natural depende de la presión, temperatura y composición del gas. Muy rara vez la viscosidad del gas se mide en el laboratorio. Para el caso no se considera valores de viscosidad de gas, debido a que el contenido de gas existente en la zona es despreciable.

B) PESO ESPECIFICO DEL PETROLEO

Los valores tomados en los diferentes registros eléctricos de los pozos en estudio dan un valor promedio de 34° API

C) FACTOR DE VOLUMEN DE FORMACION DEL PETROLEO

Podemos definirlo a cualquier presión, como el volumen en barriles que 1 barril en condiciones standard ocupa en el Reservorio.

Este factor siempre es mayor que 1. Para el caso, los datos obtenidos por pruebas hechas en el Departamento de Ingeniería de Petróleo da como valor 1.23, los factores de volumen de gas así como de agua no se consideran.

CUADRO 3.1

CALCULO DE POROSIDADES

POZO	TOPE (PIES)	BASE (PIES)	POROSIDAD(%)	
			MINIMO	MAXIMO
5888	625	735	13	16
1927	570	675	12	16
7244	565	690	12	15
1607	582	685	12	16
1756	465	585	11	15
1748	595	755	12	15

MINIMO = 12%

MAXIMO = 16%

PROMEDIO GENERAL PARA EL BLOQUE = 14%

CAPITULO 4

CALCULO DE RESERVAS

Para determinar las Reservas en el Yacimiento Peña negra, Fm. Echinocyamus Rep. II, Mb. Cabo blanco, se necesitan de los siguientes datos:

A) AREA

Para determinar el área se utilizó el plano de arena neta petrolífera hallando un valor para cada curva mediante el uso de un planimetro marca (K+E). Los cuadros 4.1 y 4.2 muestran el número de lecturas hechas para cada curva así como el promedio de las mismas para fines de cálculo.

Manera como se determinó el área de una curva:

Se tomó una cuadrícula de 400 x 400m. a escala 1/5,000 (escala de trabajo), luego se planimetreó esta misma cuadrícula obteniéndose un valor de 0.5494u, seguidamente se dividió:

$$K = 0.5494u/16Ha$$

$$\text{Siendo } 400 \times 400 = 16Ha$$

$$K = 0.03434u/Ha$$

Para la curva 0 del Mapa de arena neta, se obtuvo una lectura promedio de 1.4168u.

$$1.4168u / (0.03434u/Ha) = 41.25Ha$$

$$41.25Ha \times (2.471 \text{ acres}/Ha) = 102 \text{ acres}$$

Por lo tanto el área de la curva 0 dio 102 acres, de igual manera se realizó para las demás curvas.

B) ARENA NETA PETROLIFERA

Para confeccionar el plano de arena neta petrolífera, se obtuvo primero los espesores de arena en cada registro eléctrico de cada pozo en el intervalo requerido para la Fm. Echinocyamus, Mb. Cabo blanco, seguidamente a este espesor de arena en el Registro Eléctrico se le quitó las impurezas obteniéndose valores de arena neta petrolífera para cada pozo

A continuación se ubicaron los pozos a escala de trabajo (1/5,000) y se colocaron sus valores de arena neta petrolífera, ploteándose estos valores se obtuvieron varias curvas que fueron de 0 a 80 pies, 8 curvas separadas 10 pies una de otra.

Para obtener el volumen de petróleo, se procedió inmediatamente a multiplicar la semisuma de las áreas superior e inferior por el espesor de arena o separación de curvas que en cada caso son 10 pies.

Para el cálculo del volumen comprendido entre las curvas 0 y 10 se procedió de la siguiente manera:

Curva 0 $A_1 = 102$ acres

Curva 10 $A_2 = 92$ acres

$$V = (A_1 + A_2)/2 \times 10 = 970 \text{ acre/pie}$$

Y de esta manera se han calculado los otros valores de volúmenes parciales y el volumen total se obtuvo sumando los volúmenes parciales. Ver Cuadro N° 4.3

C) POROSIDAD

Se hallaron valores de los Registros Neutrónicos en los intervalos conocidos de la Fm. Echinocyamus Rep. II, Mb. Cabo blanco y estos valores obtenidos en promedio fueron de 14%, cabe mencionar además que se solicitó al Departamento de Ingeniería de Petróleo datos de porosidad de la zona en estudio y se obtuvo valores en un intervalo de 12% a 16%.

D) SATURACION DE AGUA

Se solicitó al Departamento de Ingeniería de Petróleo la información necesaria para fines de cálculo, los valores oscilan de 40 a 50%.

E) FACTOR DE VOLUMEN DE FORMACION

De igual modo el valor obtenido fue de 1.23, para fines de cálculo.

Una vez obtenidos estos datos se procedió al cálculo de reservas:

$$\text{RESERVAS IN SITU} = A \times t \times P \times (1-S_w) \times 7758 / FVF$$

Siendo:

$A \times t$ = Volumen total del bloque

P = Porosidad (12% - 16%)

S_w = Saturación de agua (40% - 50%)

7,758 = Número de barriles en 1acre/pie

FVF = Factor de volumen de formación (1.23)

Reemplazando datos se obtiene:

$$\text{RESERVAS IN SITU} = 4,070 \times 0.14 \times (1-0.45) \times 7,758 / 1.23 = \mathbf{1'976,650.098 \text{ barriles}}$$

$$25\% \text{ de recuperación primaria} = \mathbf{494,162.524 \text{ barriles}}$$

Se tiene entonces:

$$\begin{aligned} &1'976,650.098 - \\ &\quad \underline{494,162.524} \\ &1'482,487.574 \text{ barriles} \end{aligned}$$

Para el método propuesto se pronostica una recuperación de 70%, debido a que del 100% del volumen, 20% corresponde a contenido de agua intersticial y de los 80% restantes, 10% de este se queda impregnado en los granos por efecto de tensión superficial.

Por lo tanto se podrían extraer 70% (1'482,487.574) = **1'037,741.302 barriles de petróleo.**

4.1.- VALORIZACION DE RESERVAS

La cotización de 1 barril de petróleo para fines de cálculo de acuerdo al pronóstico de precios de PETROPERU es de **\$ 22/barril** tomado en Agosto del 2004. Se adjunta pronóstico de precios.

Por lo tanto para obtener la valorización de las reservas se debe realizar el siguiente cálculo:

$$\mathbf{1'037,741.302 \text{ barriles} \times \$ 22/\text{barril} = \$ 22'830,308.64}$$

Ver Gráfico F, para el análisis de sensibilidad con diferentes precios del petróleo

CUADRO 4.1

DETERMINACION DE LAS LECTURAS PROMEDIO DEL PLANIMETRO

CURVA	LECTURA PROMEDIO
<u>CURVA 0</u>	
1.411	
1.419	1.416
1.415	
<u>CURVA 10</u>	
1.290	
1.290	1.290
1.280	
<u>CURVA 20</u>	
1.053	
1.052	1.053
1.050	
<u>CURVA 30</u>	
0.880	
0.885	0.881
0.880	
<u>CURVA 40</u>	
0.735	
0.746	0.742
0.743	
<u>CURVA 50</u>	
0.610	
0.612	0.613
0.617	
<u>CURVA 60</u>	
0.300	
0.297	0.297
0.295	
<u>CURVA 70</u>	
0.096	
0.095	0.096
0.097	

CUADRO 4.2

CALCULO DE LAS AREAS EN ACRES

LECTURA	LECTURA (u)	LECTURA/K (Ha)	(LECT./K)x2.471
CURVA 0 (A1)	1.4168	41.25	102
CURVA 1 (A2)	1.2900	37.56	92
CURVA 2 (A3)	1.0532	30.66	76
CURVA 3 (A4)	0.8810	25.62	63
CURVA 4 (A5)	0.7422	21.61	53
CURVA 5 (A6)	0.6133	17.86	44
CURVA 6 (A7)	0.2976	8.66	21
CURVA 7 (A8)	0.0964	2.80	7

CUADRO 4.3

CALCULO DEL VOLUMEN TOTAL DEL RESERVORIO

CURVA	AREA (acres)	ESPESOR DE ARENA NETA (pies)	VOLUMEN (A1+A2/2)x10' (acre/pie)
CURVA 0 (A1)	102	10	970
CURVA 10 (A2)	92	10	840
CURVA 20 (A3)	76	10	695
CURVA 30 (A4)	63	10	580
CURVA 40 (A5)	53	10	485
CURVA 50 (A6)	44	10	325
CURVA 60 (A7)	21	10	140
CURVA 70 (A8)	7	10	35
CURVA 80 (A9)	0		
VOLUMEN TOTAL			4070

PRONOSTICO DE PRECIOS DE LA CANASTA DE CRUDOS DEL LOTE X

AÑO	CANASTA US\$/BL	* DEMANDA MMB/D	* OFERTA MMB/D	AÑO
		58.82	52.97	1983
		60.38	54.49	1984
1985		60.13	53.98	1985
	13.01	61.83	56.23	1986
	17.02	62.71	56.60	1987
	13.23	64.39	58.66	1988
	16.00	65.65	59.77	1989
1990	15.70	65.72	60.47	1990
	17.90	66.69	60.22	1991
	17.88	66.95	60.26	1992
	15.55	66.84	59.91	1993
	17.58	67.80	61.02	1994
1995	18.09	69.43	62.74	1995
	18.51	70.27	63.49	1996
	18.92	71.10	64.24	1997
	19.33	71.94	64.99	1998
	19.75	72.78	65.74	1999
2000	20.16	73.61	66.48	2000
	20.58	74.45	67.23	2001
	20.99	75.29	67.98	2002
	21.41	76.12	68.73	2003
	21.82	76.96	69.48	2004
2005	22.24	77.80	70.23	2005
	22.65	78.63	70.97	2006
	23.06	79.47	71.72	2007
	23.48	80.31	72.47	2008
	23.89	81.14	73.22	2009
2010	24.31	81.98	73.97	2010

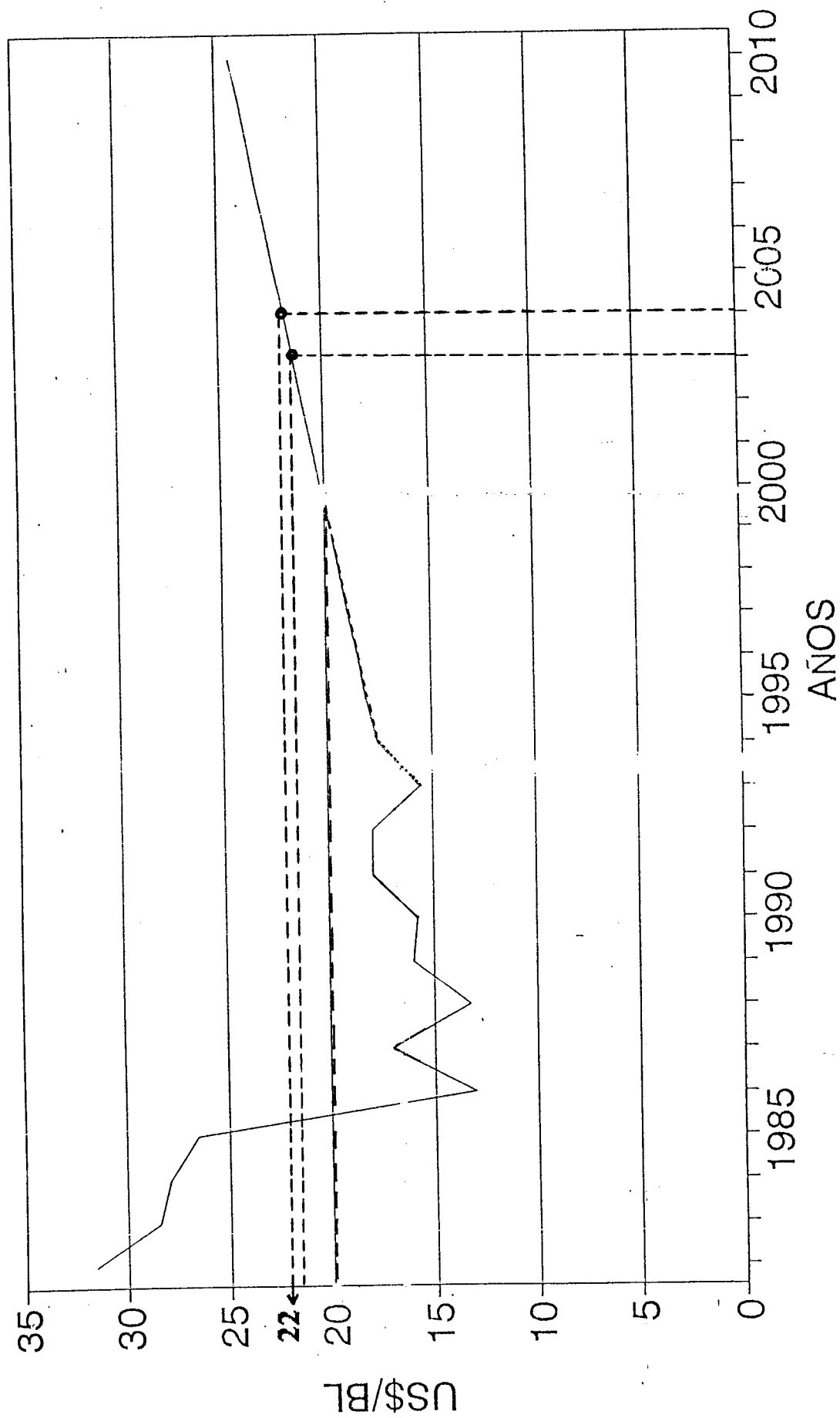
PROMEDIO:

1994 - 2003 (10 años) = 19.53

1994 - 2010 (17 años) = 20.99

(*) Fuente: 1983-1994

Petroleum Market Analysis
Bonner & Moore Market Consultants



— REAL/AJUST. — PROYECTADO

CAPITULO 5

ANTECEDENTES DE EXPLOTACION

5.1.- GENERALIDADES

Los prospectos de descubrimientos de nuevos campos petrolíferos por todas partes del mundo son mas y más asociados con las áreas de acceso dificultoso, donde los costos de producción de petróleo son mas altas que en aquellas de áreas en condiciones favorables.

Por consiguiente la demanda futura del petróleo será conocida con costos elevados.

Debido a este factor las siguientes tendencias han sido llevadas:

- Ahorro de petróleo e incremento en eficiencia de este uso
- Aumento de la recuperación de petróleo.
- Producción de hidrocarburos líquidos a partir de areniscas petrolíferas, lutitas petrolíferas y carbón

Los métodos tradicionales de explotación de petróleo recuperan alrededor del 25% en los reservorios en su primera fase.

Un estudio preparado por Golder Associates of Seattle, examina un número de técnicas de minería del petróleo, proveyendo un inventario de campos petrolíferos conocidos en los EE.UU.

El estudio concluye que la minería ofrece una posibilidad de recuperación y parece también que brinda dentro de consideraciones, volúmenes grandes de hidrocarburos cuya existencia es de una u otra manera conocida.

5.1.1.- **CARACTERISTICAS Y RESERVAS DE PETROLEO PESADO Y BITUMEN**

El petróleo pesado y bitúmen ocupan la gran parte de la escala de hidrocarburos y poseen muchos rasgos comunes:

- Completa inmovilidad o ligerísima movilidad en estado material en el reservorio.
- Gran contenido de sulfuros, elementos raros (Vanadio, Níquel, etc.), así como compuestos de asfaltos resinosos.
- Prácticamente ausencia completa de gases el reservorio.
- La densidad esta cerca a $1,000\text{kg/m}^3$, de igual forma la viscosidad es mas alta que $1,000\text{ Mpa/seg}$
- Es producido eficazmente solo mediante el uso de calor o agentes calientes, usando métodos termales.

El bitúmen es encontrado en muchos países, Canadá, Venezuela, La ex URSS, USA, Madagascar, Albania, Trinidad, Rumania, etc.; sus reservas geológicas potenciales en todas partes del mundo son estimadas en 250 a 300 billones de toneladas. Las reservas recuperables de petróleo suman 80 billones de toneladas.

El campo petrolífero de Atabasca en Canadá es el único que tiene reservas en bitúmen de 120 billones de toneladas.

Venezuela posee el esencial recurso de petróleo pesado en el Valle Orinoco(mas de 50 billones de toneladas).

En la ex URSS las grandes reservas de bitúmen son encontradas en la región Volga- Ural. En el este de Siberia las acumulaciones esenciales de bitúmen son también conocidas.

Las grandes reservas de lutitas petrolíferas están concentradas en Norteamérica y Brasil.

Las reservas en la cuenca Río Verde y Montañas Rocosas (USA), son alrededor de $44,000\text{Km}^2$ de área excediendo los 100 billones de toneladas, mientras que el total de reservas excede los 200 billones de toneladas.

En la ex URSS se sabe de reservas de lutitas petrolíferas que suman 58 billones de toneladas, mientras que las reservas potenciales suman cerca de 2 trillones de toneladas.

5.1.2.-HISTORIA DE PRODUCCION DE PETROLEO PESADO Y BITUMEN POR MINERIA

La producción de petróleo por minería es un método antiguo y ha sido usado en los siguientes campos petrolíferos: Yarega (ex URSS), Pechelbronn (Francia), Wietze (Alemania), Campina y Sarata - Monteoru (Rumanía), Higashima (Japón).

En el campo petrolífero de Pechelbronn 30 minas con profundidades de hasta 400m. fueron construidas en los siglos 18 y 19.

La producción total por minería al cabo de 200 años ha sumado 1.1 millones de toneladas.

En el campo petrolífero de Wietze, en el este de Alemania, la minería ha estado presente desde 1,920. En un periodo corto se desarrolló 765,000 toneladas de petróleo.

De la suma total de petróleo producido por minería, la mayor cantidad fue obtenida por extracción de arenas seguido de calentamiento y por el uso de perforaciones horizontales.

Los resultados positivos por métodos mineros a través de pozos, han sido obtenidos en el campo petrolífero de Sarata - Monteoru en Rumania, desde 1930.

La producción anual de petróleo desde 1933 alcanza las 10,000 toneladas y tentativas a aplicar el método subterráneo como se hacía en el campo petrolífero Campina de Rumania.

La producción de petróleo por minería en el campo petrolífero Higashima del Japón comenzó en 1940.

En 1945 la producción de petróleo alcanzó 5,900m³, mientras que más de 25,000 toneladas de petróleo fueron producidas hasta la fecha.

Pruebas para producir petróleo por minería han sido también hechas en los campos petrolíferos de Australia, Checoslovaquia, Polonia y otros países.

En California, Colorado y otras partes de EE.UU. también han sido desarrolladas pruebas de métodos mineros.

La minería subterránea y tajo abierto para formaciones bituminosas han sido desarrolladas en las 700 Ha del campo petrolífero del río Kern.

En el deposito de petróleo pesado del Lago Mildred (Canadá), el primer tramo de la tecnología minera a aplicar ha sido culminada.

En la ex URSS el método minero vía pozos ha sido llevado desde fines del siglo pasado. La profundidad de los pozos alcanzó los 200m. La proporción inicial de flujo de los pozos individuales alcanzó 25 toneladas de petróleo por día.

Desde 1915 por encima de 15,000 pozos estuvieron en operación. La producción de petróleo de los pozos alcanzó 600,000 toneladas, hasta mediados del siglo pasado.

5.1.3.-PRODUCCION DE PETROLEO PESADO (BITUMEN) POR MINERIA TERMAL

Los métodos de producción para petróleo pesado y bitúmen sin levantamiento de roca a la superficie requieren de trabajos de perforación minera subterránea de un gran número de pozos.

A una alta temperatura los crudos pesados llegan prácticamente a viscosidades medias y bajas (10 a 50Mpa/seg). El problema consiste en la calefacción uniforme del total de volumen de formación.

La producción del petróleo pesado por minería termal, perforación de pozos y simulación termal de reservorios han sido practicados en el campo petrolífero Yarega (URSS). La formación productiva de este campo petrolífero de 26m. de espesor promedio es representada por ocurrencias de areniscas cuarzosas a una profundidad de 200m. La permeabilidad varia de 0.5 a 5 (la permeabilidad promedio es 3.17). La temperatura oscila entre 279 a 281K, la porosidad promedio es 26%, La saturación es 87% del volumen o 10% en peso, La viscosidad del petróleo varía de 15,000 a 20,000 Mpa/seg, la densidad es 945Kg/m³.

En el desarrollo de este campo tres tramos son trabajados bien definidos.

El desarrollo piloto del área abarca 43Ha a través de 69 pozos perforados desde la superficie de 70 a 100m. de distancia entre ellos. El factor de recuperación de petróleo en un periodo poco menos de 11 años no excedió el 1.5%. Ver Figura N° 1.

Desde 1968 varios métodos de simulación termal de reservorios fueron probados en el campo petrolífero. Esto permite la creación de métodos efectivos de minería termal a través de pozos poseyendo las siguientes características, Ver Figura N° 2.

1.- En la roca a una distancia de 20 a 30m. encima del tope del reservorio, una serie de trabajos mineros direccionados desde donde los pozos de inyección de vapor inclinados son perforados dentro de la formación de petróleo.

2.- La inyección cíclica de vapor es llevada dentro de los pozos inyectoros bajo presiones de 2 a 3 Mpa.

En el campo petrolífero otros métodos de minería termal usando inyección de vapor también han sido aplicados.

5.1.4.-EXPERIENCIA COMERCIAL DE PRODUCCION EN MINERIA TERMAL DE PETROLEO PESADO Y BITUMEN

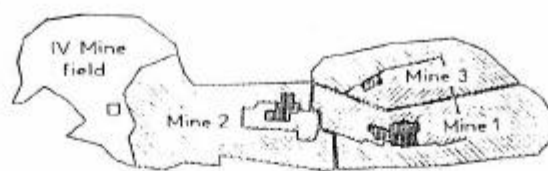
El campo petrolífero de Yarega ha sido de amplia experiencia en la aplicación comercial del desarrollo de minería termal. Tres minas han sido operadas alrededor de 10 años. El área de los depósitos alberga 225 Ha bajo simulación termal.

Esta área es producida por 15 bloques inclinados y 11,795 pozos inyectoros de vapor. Debido a la simulación termal 2.8 millones de toneladas de petróleo han sido producidos.

En un reservorio la recuperación de petróleo de un block bajo desarrollo suma 27% del balance de reservas. En los bloques inclinados el cual ha sido operado por 8 años, la recuperación de petróleo sumó 50%.

En 1981 la producción de petróleo por minería termal sumó 45 mil toneladas. Ver figura N 3, esto es planeado a ser incrementado a 1.6 millones de toneladas después de la reconstrucción de minas existentes y poniendo tres grandes minas mecanizadas dentro de la operación.

En Atabasca dos grandes proyectos de minería a tajo abierto y procesamiento cáustico termal de arenas asfálticas han sido realizados produciendo 10 millones de toneladas por año de petróleo sintético.

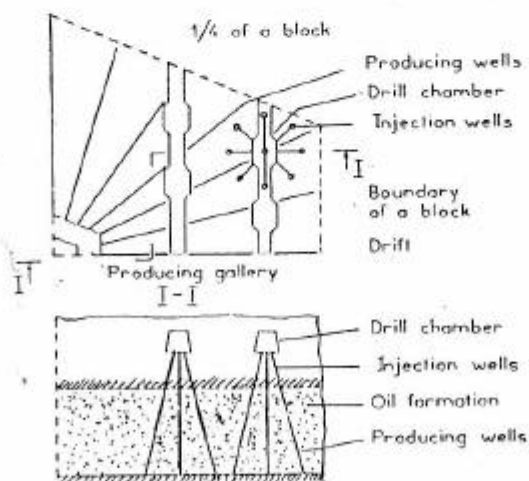


Legend:

-  - The areas were developed by the use of the ukhinskaya scheme.
-  - The areas were developed by the use of the slant-well system.
-  - The areas are being developed by thermal-mining method.

AREAS DESARROLLADAS POR EL METODO DE MINERIA TERMAL.
EN EL YACIMIENTO YAREGA (URSS)

FIGURA N° 1



YACIMIENTO YAREGA. ESQUEMA DE DOS SISTEMAS HORIZONTALES
DE DESARROLLO DE MINERIA TERMAL.

FIGURA N° 2

Esto es estimado que para comienzos del 2,000 por encima de 50 millones de toneladas de petróleo sintético serán producidos a partir de arenas asfálticas.

La producción de petróleo por minería termal en el campo petrolífero Río Kern en California es mostrada en la Figura N° 4.

En la ex URSS el programa de recuperación de petróleo a partir de arenas asfálticas han sido desarrolladas y las pruebas de campo de las tecnologías in situ para el uso de pozos perforados desde la superficie (Inyección de vapor y combustión in situ) han sido llevadas a cabo con éxito.

5.2.- MINERIA DEL PETROLEO EN YACIMIENTOS DEL PERU

Luego de haber realizado una revisión general a nivel mundial del avance de técnicas mineras en la explotación de yacimientos petrolíferos, seguidamente se presentará una sinopsis de trabajos mineros realizados en yacimientos petrolíferos del Perú.

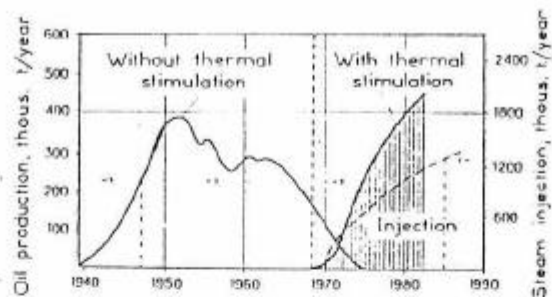
5.2.1.- YACIMIENTO PETROLIFERO DE PIRIN

El campo petrolífero de Pirín esta en la región andina del sur del Perú y a 3,900 m.s.n.m., es el mas alto conocido del mundo. Esta situado en el departamento de Puno, provincia de Huancané y distrito de Pusi, cerca al noroeste del Lago Titicaca.

Las informaciones más antiguas del petróleo de Pirín son las de Posth en 1893, quien da a conocer que en 1875, la Corocoro Company perforó un pozo que halló petróleo a 121.9m. de profundidad y tuvo una producción de alrededor de 7 toneladas en 20 hr. antes de que lo inutilizara un derrumbe, pues solo sus primeros 30m. fueron forrados.

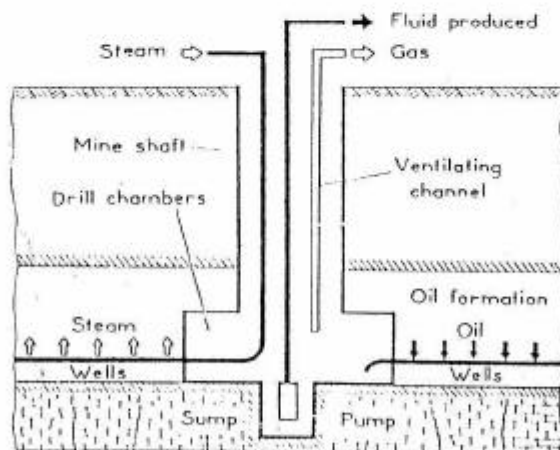
En 1876, un señor apellidado Fazzino excavó un pique de 1.5m. de diámetro y 18m. de profundidad, a partir del cual por filtración se extrae petróleo por baldes; como pozo de agua.

Las operaciones de escala rústica permanecieron al parecer hasta 1905 en que la Titicaca Oil Company adquirió la propiedad.



YACIMIENTO YAREGA. CURVAS DE PRODUCCION POR MINERIA
E INYECCION DE VAPOR

FIGURA N° 3



ESQUEMA DE EXPLOTACION POR MINERIA TERMAL DE PETROLEO
(HOP CORPORATION)

FIGURA N° 4

5.2.2.-YACIMIENTO PETROLIFERO DE ZORRITOS (QUEBRADA PEROLES)

En la zona de Peroles se tiene un pique de 2.5m. de diámetro revestido de cemento, mediciones hechas en el pique hasta el nivel de petróleo que aflora es de 9m., es decir que la profundidad del pique es mucho mayor.

La explotación de petróleo se realiza por intermedio de baldes, como pozos de agua. Se estableció que el petróleo proviene de la Fm. Zorritos Inferior.

5.2.3.-YACIMIENTO LA BREA DE CHUMPI

El yacimiento La Brea de Chumpi se encuentra ubicada entre los valles denominados Valle Mina y Valle San Francisco, cerca al pueblo Carbonillas; en el Departamento de Ayacucho.

1.- Valle Mina

Este valle corre en dirección S-SW, el referido valle tiene en su base un piso de 600m. encontrándose ubicado entre las faldas del cerro Sacsá y en el cual se han encontrado diversas labores mineras:

a) Socavón San Juan.- Existe en este Socavón galerías de 60m. de largo, con tres galerías transversales. El socavón está conformado de roca tufítica, la que en el piso está muy bien impregnada, siendo evidente que es el piso original de una laguna de petróleo. La parte superior de esta laguna que desapareció por la presión originada desde arriba, es poroso con grietas en todo lo largo de la galería, por lo que probablemente se evaporaron los gases de petróleo y por descomposición por consecuencia de las lluvias, el techo bajó de nivel entrando a la laguna, provocando una fuerte impregnación y la expulsión de la brea bituminosa líquida hacia la superficie, y hacia todos lados. Era pues un reservorio con piso impregnado de relativa profundidad, pero sin un buen sello necesario para la conservación de este yacimiento de petróleo, en la caliza petrolífera hasta el día de hoy.

Existen grandes posibilidades para que en dicho yacimiento se encuentre petróleo profundidades no conocidas, pues posee todas las características geológicas necesarias para ello.

Todas las labores están constituidas en todo su espesor de brea pura, además según informaciones se ha efectuado en este socavón un pique de cerca de 45m. de profundidad, siempre en brea con varias intercalaciones estériles.

b) Socavón Alexandrino.-Situado al noroeste, a unos 320m. de la bocamina San Juan, este socavón tiene un largo de 15m. en brea con 4% de bitúmen. Se puede constatar además que en la parte baja existe una pequeña y continua afluencia de brea líquida, de una pureza del 92.3% la cual brota a superficie.

c) Socavón San Gregorio.-Este socavón se encuentra ubicado al sur del campamento, en la dirección SW - NE, teniendo una galería accesible a lo largo de 12m. y dos galerías cortas transversales, siendo la inclinación de la parte impregnada de 12° al SW se constata que la impregnación es irregular con varias interrupciones estériles

d) Socavón San Martín.-Este socavón se encuentra ubicado 80m. arriba del socavón San Gregorio y a 30m. del socavón Alexandrina. La galería corre en dirección NE y contiene impregnaciones bituminosas de regular ley.

2.- Valle San Francisco

Este valle de igual constitución geológica que el Valle Mina, contiene diversos socavones:

a) Socavón San Francisco.-Este socavón tiene dirección NE, con 110m. de galerías y además un pozo con una profundidad de 14m. y constituido en todo su espesor por brea. El contenido de bitúmen es de 5%

b) Socavón San Luis.-Este socavón tiene una galería accesible en unos 8m. en agua, la impregnación es regular y salpicada, pero en todo su espesor de brea sin falla alguna.

c) Socavón Santa Clara.-Este socavón se encuentra ubicado a unos 180m. al NE del socavón San Francisco, con una galería corta de 8m. perforada en la falda norte del cerro Sacsa. La galería contiene una impregnación salpicada de mejor ley y parece ser que este socavón fuese el límite superior de la impregnación.

CAPITULO 6

CONSTRUCCION DEL PIQUE DE ACCESO Y GALERIA DE EXTRACCION

6.1.- CONSIDERACIONES GENERALES

Es bien sabido que en épocas pasadas la minería del petróleo tuvo su auge temporal en algunos países pero también es evidente que sus resultados no se pueden comparar con los resultados que ha logrado la minería moderna del petróleo, la que, comparada con cualquier otra industria extractiva, se vale de todos los adelantos técnicos alcanzados en la minería.

Es condición previa para la aplicación ventajosa de métodos mineros, que el depósito o reservorio petrolífero se encuentre en estado propicio para aplicarlos; es decir debe existir un agotamiento suficientemente avanzado de determinado campo de petróleo, por medio de los métodos primarios de producción; solo así se cuenta con el margen de seguridad suficiente para la ejecución de labores técnicas bajo tierra.

Otros factores que contribuyen a convertir la minería de petróleo en operación lucrativa son:

- a) Técnica eficiente de desgacificación
- b) La aplicación del Shot Crete en el sostenimiento de galerías sobre rocas deleznales.
- c) Mejores sistemas de ventilación y tecnología avanzada para solucionar problemas de deficiencia de oxígeno y contaminación.
- d) Metodología e instrumentación sofisticada para el levantamiento topográfico y geológico subterráneos.
- e) Reglas y precauciones de Seguridad e Higiene Minera, para proporcionar condiciones adecuadas de trabajo, a fin de incrementar la productividad.

6.2.- CLASIFICACION DE LOS SISTEMAS TECNICOS DE EXTRACCION

En el transcurso del desarrollo de las labores mineras para explotación de petróleo, se han seguido diferentes modalidades, que pueden clasificarse según el esquema siguiente:

METODO	FUERA DE RESERVORIO	DENTRO DE RESERVORIO	OBSERVACIONES
INDIRECTO	GALERIAS EN LAS ROCAS ENCAJONANTES	POZAS FILTRANTES. PERFORACIONES DIRIGIDAS.	BOMBEO DE PETROLEO. SE REALIZA BAJO TIERRA.
DIRECTO		GALERIA EN EL PROPIO DEPOSITO. EXTRACCION DE ARENA PETROLIF.	PARA DRENAJE POBRE. TRATAMIENTO EN SUPERFICIE.
PROPIEDAD DE LAS ROCAS RESERVORIO EN RELACION CON EL METODO MINERO			
ROCA RESERVORIO		METODOS DE EXTRACCION	
DURAS		SE PERFORAN MEJOR	
POROSAS, PERMEABLES ,CALCAREAS		METODO INDIRECTO	
ARENAS SUELTAS		METODO DIRECTO	
CALIDAD DEL PETROLEO EN RELACION CON EL METODO MINERO			
PETROLEO		METODO DE EXTRACCION	
ALTA VISCOCIDAD		EXTRACCION DE ARENA Y LAVADO.	
LIVIANO		DRENAJE POR POZAS Y SONDAJES.	

Para enfocar el presente estudio se eligió el método indirecto de extracción debido a las características del fluido a extraer (baja viscosidad), con este método la galería de extracción se ubicará en la roca encajonante (lutita), realizando perforaciones dirigidas de la galería hacia el reservorio, recepcionando el fluido en un estanque para su posterior bombeo a superficie.

Si queremos recuperar el 100% del petróleo remanente, una vez obtenido el volumen requerido por el método indirecto; se procederá a poner en práctica el método directo; es decir, hacer pasar varias galerías dentro del paquete de areniscas, sacar estas arenas y luego lavarlas para obtener el fluido remanente. Este método es altamente costoso y antes de ponerlo en práctica se debe hacer un análisis económico para cerciorarse de que las reservas remanentes superen los costos de explotación.

6.3.- CONTROLES DE SEGURIDAD

6.3.1.- PRESION DE GAS

Cuando un campo petrolífero no está desgacificado lo suficientemente, existe gran riesgo de encontrar gas a alta presión durante las excavaciones del pique y galería.

En algunos casos por ejemplo la presión de gas es baja y en otros ella es tan fuerte que imposibilita la realización de la minería del petróleo.

A veces se descubren lentes de petróleo con abundancia de gas que no fueron encontradas por los pozos perforados inicialmente; pero, por regla general, dichos lentes se hallan en el nivel de los reservorios y si el pique y galería avanzan con las precauciones debidas, el riesgo que ellos signifiquen se puede evitar

Frecuente son los casos en que al hallar un depósito a elevada presión, la fuerza de gas o petróleo lanza a la galería un fuerte chorro de arena fina poniendo en peligro la vida del personal minero.

6.3.2.- PRESION DE AGUA

En los trabajos de minería del petróleo la presencia de agua constituye un factor negativo, sobre todo cuando el volumen es muy grande que su bombeo a superficie demanda gastos excesivos.

Cuando se trata de pasar niveles de agua subterránea con fuertes presiones que dificultan la excavación del pique, se recurre al sistema de congelación de agua del subsuelo.

Para congelar el terreno se hacen una serie de sondajes a una distancia de 2 a 3m. del borde exterior del pique, distanciados entre ellos de 1 a 3m. y atravesando todo el terreno impermeable. Se introducen dos tubos por sondaje, el exterior o tubo de congelación cerrado en su parte inferior y el interior o tubo de entrada abierto en su parte inferior. Una vez entubado el sondaje se introduce una solución adecuada a baja temperatura por el tubo de entrada y que luego circula por el espacio anular que existe entre ambos, enfriando el terreno por intercambio de calor. Cuando sale del tubo de congelación se pasa a la máquina frigorífica y allí se vuelve a recircular, manteniendo el terreno a una temperatura constante.

En terrenos con soluciones salinas se emplea soluciones a baja temperatura, ya que para congelar el terreno debido a la gran cantidad de sal, se debe bajar la temperatura a -30°C y con un aumento en el costo de energía.

En los terrenos que estén sobre el nivel freático se excava antes de que se cierre el anillo de hielo y se hace en forma convencional. El revestimiento puede ser blindada, simple o doble de hierro fundido, relleno con hormigón combinado y su fin es soportar la presión hidrostática, producida durante y después del deshielo (Por que esto no es uniforme), junto con impermeabilizarlo, el deshielo debe hacerse tratando de evitar medios artificiales.

Características:

- Tiene buen rendimiento y es mas barato en su profundización.
- Una de las mayores ventajas es que es indiferente a la clase de terreno y aplicable a cualquier sección.

6.3.3.- PERFORACIONES PILOTO

No se avanza con la construcción del pique y galería sin practicar previamente perforaciones piloto o de exploración en los frentes. Las perforaciones piloto tienen dos pulgadas de diámetro y unos 5m. de longitud. El objetivo es explorar si el terreno delante del frente de trabajo encierra arenas lenticulares con gas o petróleo a alta presión.

En caso de encontrar estos fluidos, esta práctica permite aplicar a tiempo, dispositivos de precaución adecuados en los siguientes casos:

- 1.- Cerrar herméticamente un lente de arena de presiones peligrosas.
- 2.- Drenar en condiciones seguras dichos reservorios de petróleo.

Lentes con fluidos de alta presión ocurren de vez en cuando aún en los campos clasificados como agotados en lo que se refiere a la extracción del aceite por medio del bombeo primario.

Con la aplicación estricta de perforaciones piloto se evitan los accidentes catastróficos que antiguamente solían ocurrir con cierta frecuencia en las labores subterráneas.

Las perforaciones de exploración de 5m. de largo, en el frente de la galería se disponen una horizontal y las otras inclinadas hacia arriba y hacia abajo; también se dirigen al techo y al piso para tener seguridad de que ningún lente gasífero o petrolífero escape a la atención, lo mismo se hará para el pique con perforaciones verticales hacia abajo e inclinadas a los flancos.

Al encontrar gases o líquidos bajo presiones elevadas se aplican empaquetaduras de jebe, las que se amoldan a las paredes de los taladros piloto y luego se insertan tuberías de diámetro pequeño para el drenaje del fluido.

La seguridad de la labor minera depende esencialmente del cuidado con que se proceda al practicar las perforaciones piloto y la pronta aplicación de dispositivos de control en caso necesario.

6.3.4.- NIVEL FREÁTICO

No se reporta presencia de agua en el reservorio por lo tanto el nivel freático se encontraría debajo del mismo lo cual daría mayor seguridad al momento de la profundización del pique.

6.4.-PROCEDIMIENTOS TECNICOS

6.4.1.- METODOLOGIA PARA LA CONSTRUCCION DEL PIQUE

ETAPA 1.- TRABAJOS PREPARATORIOS EN EL LUGAR DEL PIQUE

- a) Ubicación de puntos topográficos.
- b) Construcción de las fundaciones para el Winche.

- c) Montaje del Winche.
- d) Construcción de la casa del Winche.
- e) Montaje de dispositivos de seguridad.
- f) Instalación de transformadores y controles eléctricos

ETAPA 2.- CONSTRUCCION DEL COLLAR DEL PIQUE

- a) Excavaciones previas.
- b) Vaciado del concreto armado.
- c) Ubicación de pernos de anclaje de la estructura del castillete.

ETAPA 3.- CONSTRUCCION DE LA TORRE

- a) Erección de la estructura metálica del castillete.
- b) Ensamblaje de los dispositivos auxiliares montados sobre el castillete, como poleas, cable, plataformas y escaleras

ETAPA 4.- OPERACION DE EXCAVACION DEL PIQUE

- a) Marcado de la malla de perforación.
- b) Perforación de los taladros.
- c) Carguío de los explosivos.
- d) Voladura y ventilación.
- e) Carguío, Remoción y Limpieza de la roca disparada.
- f) Desatado de rocas y bombeo del agua de perforación.

ETAPA 5.- OPERACION DE ARMADO DE LA ESTRUCTURA DEL PIQUE Y SOSTENIMIENTO

- a) Colocación de puntos topográficos.
- b) Colocación de las vigas de conductos, Grouting.
- c) Instalación de conductos de aire comprimido.
- d) Instalación de conductos de ventilación
- e) Instalación de conductos para mezclas de concreto.
- f) Instalación de conductos de agua.
- g) Reiteración de la subetapa "a".

ETAPA 6.- MONTAJE DE INSTALACIONES AUXILIARES

- a) Instalación de plataforma de inspección.
- b) Instalación de la plataforma colgada.
- c) Instalación de vigas y conductos.

- d) Instalación de moldaje metálico para hormigón.
- e) Montaje de conductos de desagüe.
- f) Montaje de conducto de aire comprimido
- g) Montaje de bomba.
- h) Montaje de estanques auxiliares
- i) Montaje de conductos de ventilación.
- j) Montaje de elevador de emergencia.
- k) Montaje de iluminación interior.

ETAPA 7.- EXCAVACION CICLICA HASTA LA PROFUNDIZACION FINAL

- a) Excavación de un estanque en el fondo para la recolección de petróleo.

ETAPA 8.- DESMANTELAMIENTO DE PLATAFORMA DE CONSTRUCCION DEL PIQUE

- a) Desmontaje de formas metálicas de encofrado.

6.4.2.- CONSTRUCCION DEL COLLAR DEL PIQUE

Mayormente el collar del pique se construye de concreto y teniendo como lecho una roca competente.

En el caso de no tener paredes competentes es preferible perforar una sección mayor, colocando placas de revestimiento entablados, los cuales sirven para formar la pared o reverso de la sección del collar.

Los cimientos de la torre de extracción en algunos casos pueden ser amarrados al concreto que forma el collar, para darle una mayor estabilidad a la estructura de base.

La dimensión de la losa que actuará como collar del pique se diseña de acuerdo a la capacidad portante del terreno y la carga que va a soportar. De acuerdo a datos prácticos se determina que 0.5m. de losa es suficiente para que el collar cumpla su función.

Luego de obtener el diseño se desbroza el material suelto con una máquina retroexcavadora, se coloca el encofrado y se hace el vaciado del concreto de $f_c = 280\text{Kg/cm}^2$, luego se colocan puntos topográficos otra vez para colocar los pernos de anclaje para montar el castillete.

6.4.3.-DISEÑO DE LAS DIMENSIONES DEL SKIP Y JAULA REQUERIDOS

Q_u = carga útil (TM)

a = ancho (m)

b = largo (m)

h = profundidad (m)

w = peso específico (TM/m³)

relación:

$a : b : h = 1 : 1.2 : 1.5$

donde:

$a = 0.75 \sqrt[3]{Q_u/w}$

$w = 1.64 \text{ TM/m}^3$

a) Asumiendo tiempos de extracción

Tiempo de extracción por tarea = 4 hr = 14,400 seg.

Tiempo de carguío (T_c) = 60 seg. (asumido)

Tiempo de descarga (T_d) = 10 seg. (asumido)

Tiempo de velocidad (T_v) = 90 seg.

$T_v = H/V_{media} = 270\text{m} / 3\text{m/seg.} = 90 \text{ seg.}$

$H = H_p + H_d = 250\text{m.} + 20\text{m.} = 270\text{m.}$

H_p = altura del pique (m)

H_d = altura de descarga (m)

$T_{total} = T_c + T_v + T_d = 60 + 10 + 90 = 160 \text{ seg.}$

n = número de viajes por turno.

$n = 14,400\text{seg} / 160\text{seg.} = 90 \text{ viajes.}$

Determinación de la carga útil

$Q_u = Q_t/n$ (TM)

$Q_t = V(w)$ (TM)

área de la galería = $h(a) - 0.1073(a)$ = 4.57m²

$V_{in situ} = 4.57\text{m}^2 \times 2\text{m. (de avance)} = 9.14\text{m}^3$

$V_{por disparo} = 9.14\text{m}^3 \times 1.30 \text{ (esponjamiento)} = 11.88\text{m}^3$

$Q_t = V(w) = 11.88\text{m}^3 \times 1.64 \text{ TM/m}^3 = 19.49\text{TM/tarea}$

Q_t = carga por tarea

$Q_u = Q_t/n$

$Q_u = 19.49\text{TM} / 90 = 0.21655 = 0.217\text{TM}$

$$a = 0.75 \sqrt[3]{0.217 \text{ TM} / 1.64 \text{ TM/m}^3} = 0.382 \text{ m.}$$

por lo tanto:

$$a = 0.382 \text{ m.}$$

$$b = 1.2 \times 0.382 \text{ m.} = 0.459 \text{ m.}$$

$$c = 2.5 \times 0.382 \text{ m.} = 0.955 \text{ m.}$$

Este skip es muy pequeño pese a las asunciones de tiempos también muy lentos. No guardaría relación con las dimensiones de la jaula para bajar solo a 4 personas que sería de 0.70 x 1.50m.

Como se requiere de una jaula más ancha para bajar la locomotora (la cual se encargará de la limpieza del material volado en la galería), debe diseñarse solo una jaula para extraer la carga en carros mineros en jaula de un solo compartimento.

Los carros tendrán las siguientes características:

$$\text{Longitud total} = 2.20 \text{ m.}$$

$$\text{Ancho total} = 1.0 \text{ m.}$$

$$\text{Altura} = 1.30 \text{ m.}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de tolva} &= 0.97 \text{ m}^3 \times 1.64 \text{ TM/m}^3 = 1.68 \text{ TM} + 16\% \text{ colmado} \\ &= 1.95 \text{ TM.} \end{aligned}$$

b) Calculando el peso del carro con el coeficiente de tara Kt

$$K_t = q_m / q$$

Sea q la carga útil en (TM) que transporta el carro y q_m en (TM) el peso del carro vacío.

$$q_m = K_t \times q \quad K_t = 0.7 \text{ (para carros de desmonte)}$$

$$= 0.4 \text{ (para mineral)}$$

$$q_m = 1.95 \times 0.70 = 1.4 \text{ TM.}$$

c) Calculando el número de carros a extraerse en una tarea

$$\text{número de carros} = 19.49 / 1.4 = 13.92 = 14 \text{ carros}$$

d) Calculando velocidades

$$V_{\text{máxima}} = z \times V_{\text{media}} \text{ (m/seg)}$$

z = Factor de velocidad para jaula (1.2 - 1.5) , ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky, pag 487.

$$V_{\text{máxima}} = 0.3 \ H = 0.3 \ 250 = 4.74\text{m/seg.}$$

$$V_{\text{media}} = 4.74\text{m/seg} / 1.5 = 3.16\text{m/seg}$$

Se toma un factor de velocidad de 1.5 por márgenes de seguridad.

Por lo tanto el tiempo efectivo de movimiento de viaje será:

$$T_v = H / V_{\text{media}} = 250\text{m} / (3.16 \text{ m/seg}) = 79 \text{ seg}$$

Como esta vez es de un solo compartimento:

El tiempo de viaje será doble ida y vuelta.

$$T = 2T_v + T_p$$

$$T = 2 (79) + 45 = 203\text{seg.}$$

T = Tiempo total

T_p = Tiempo de parada

$$T_p = T_c + T_d$$

T_c = Tiempo de carga

T_d = Tiempo de descarga

$$T_c = 30 \text{ seg.}$$

$$T_d = 15 \text{ seg.}$$

$$T_p = 30 + 15 = 45\text{seg.}$$

e) Calculando el número de carros a extraerse en una tarea

Q_a = capacidad anual de producción (TM/año)

Q_h = capacidad de la instalación horaria (TM/hr)

Q_d = capacidad diaria de producción (TM/día)

t = número de horas de trabajo por día = 4 hrs.

e = coeficiente de irregularidad (1 .25), para tracción con jaula.

c = constante de régimen dinámico (0.09)

d = días de trabajo al año (300)

n = número de viajes por hora (ida y vuelta)

T_t = tiempo total de un ciclo (ida y vuelta)

T_v = tiempo efectivo de movimiento de ciclo

T_p = tiempo de parada = 45 seg.

u = coeficiente de masa de la instalación que es la relación de la masa en movimiento con la carga útil = 2 a 2.9 para extracción con jaula

K = resistencia del pique = 1.3 para extracción con jaula

H = altura de extracción = 250m.

$$Q_d = 20 \text{ TM / turno} \times 2 = 40 \text{ TM / día}$$

$$Q_a = 40 \times 300 \text{ días} = 12,000 \text{ TM/año}$$

$$Q_h = 20 \text{ TM / 4hr} = 5 \text{ TM / hr}$$

$$Q_{hr} = e \times Q_a / (d \times t) = 1.25 \times 12,000 / 300 \times 4 = 12.5 \text{ TM/hr}$$

$$5 \text{ TM/hr} < 12.5 \text{ TM/hr}$$

La instalación (jaula de un compartimento para extraer la carga en carros mineros) esta sobredimensionada y supera los requerimientos de producción ,esto quiere decir que podemos aumentar la producción con esta misma instalación.

f) Chequeo de la carga útil (Q_u)

Q_u = peso del carro + carga de desmonte

$$Q_u = q + q_m = 1.95 + 1.4 = 3.35 \text{ TM}$$

Pero como el peso de la locomotora es 3.38 TM, superior al de la pala (1.90), Q_u será:

$$Q_u = 3.38 \text{ TM.}$$

$$T_v = 2H / V = 500\text{m} / 2\text{m/seg} = 250\text{seg} \text{ (ida y vuelta)}$$

$$T_t = 250 \text{ seg} + 45 \text{ seg} = 295\text{seg.}$$

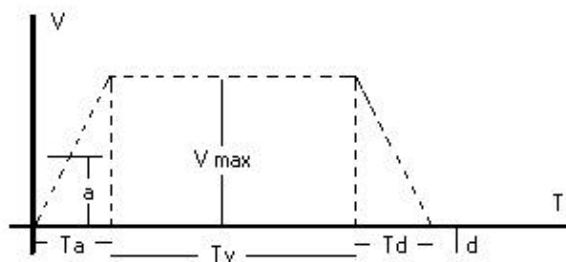
$$n = 3,600 / 295 = 12.20 = 12 \text{ viajes/hora}$$

$$Q_h = 12 \times 1.68 \text{ TM} = 20.16 \text{ TM/día}$$

La instalación (jaula de un compartimento para extraer la carga en carros mineros) en una hora puede extraer la producción de un turno. El pique estaría disponible para bajar madera, materiales y supervisión.

g) Cálculo de tiempos y espacios de aceleración y desaceleración

$$\text{aceleración y desaceleración} = 0.6\text{m/seg}^2 \text{ a } 1\text{m/seg}^2$$



En piques, el valor de la aceleración y desaceleración de la jaula debe oscilar entre 0.6m/seg^2 a 1m/seg^2 , ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky, pag 489.

Tomamos estos valores iniciales para fines de cálculo y una primera aproximación, para luego determinar los verdaderos parámetros dinámicos finales.

$$\text{Altura de extracción (H)} = V_{\max} (t_a) / 2 + V_{\max} (t_v) + V_{\max} (t_d) / 2$$

$$T_v / 2 = T = T_a + T_v + T_d = 125 \text{ seg.}$$

$$H = H_a + H_v + H_d = 250\text{m.}$$

$$\text{Tiempo de aceleración (T}_a\text{)} = V_{\max} / a$$

$$\text{Tiempo de desaceleración (T}_d\text{)} = V_{\max} / d$$

$$H = V_{\max} (T_a / 2 + 2T_v / 2 + T_d / 2)$$

$$H = V_{\max} ((2T_v + T_a + T_d) / 2)$$

$$2H / V_{\max} = 2T_v + T_a + T_d$$

$$\text{Carga útil (Q}_u\text{)} = Q_h (T_t) / 3,600$$

$$\text{Tiempo de velocidad (T}_v\text{)} = u / K_c (2H)$$

$$T_v = 2.9 / (1.30 \times 0.09) (2 \times 250)$$

$$T_v = 111.32 \text{ seg.} = 112 \text{ seg (ida y vuelta)}$$

Para fines de cálculo los valores de coeficiente de masa (u) y resistencia del pique a la extracción por jaula (K_c), son tomados del texto : " Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky, pag 486, teniendo presente los márgenes de seguridad que se deben considerar.

Asumiendo este tiempo de velocidad, recálculamos la velocidad media

$$V_{\text{media}} = 2 \times 250\text{m} / 112\text{seg} = 4.46 \text{ m/seg}$$

$$V_{\text{máxima}} = 1.5 \times 4.46 \text{ m/seg} = 6.7 \text{ m/seg}$$

$$T_t = T_v + T_p = 112 + 45 = 157 \text{ seg}$$

$$n = 3,600 \text{ seg} / 157 \text{ seg} = 23 \text{ viajes/hr}$$

$$Q_h = 23 \times 1.68 (\text{ capacidad de carro}) = 38.64 \text{ TM}$$

La instalación con las velocidades calculadas está mas que sobrada, en una hora puede izar 23 carros, ósea la producción se izaría sólo en:

$$20 \text{ TM/ turno} / 1.68 \text{ TM/ carro} = 12 \text{ carros} = 12 \text{ viajes}$$

$$12 \times 157 = 1,884 \text{ seg} / (60\text{seg/min}) = 32 \text{ minutos}$$

La instalación está sobredimensionada, para ahorrar potencia y cumplir con el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera; se bajará arbitrariamente la velocidad media a:

$$V_{media} = 2\text{m/seg}$$

$$V_{m\acute{a}xima} = 1.5 \times 2 = 3\text{m/seg}$$

De acuerdo a lo establecido por el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, en su artículo 350 - C, la velocidad para jaulas en piques mayores a 200m. será menor a 250 m/min. ó 4.2 m/seg.

Veamos con estas velocidades los tiempos:

$$T = T_a + T_v + T_d$$

$$V_{media} = H/T$$

$$T = 125\text{m.} / (2\text{m/seg}) = 62.5 \text{ seg.}$$

$$2H / V_{max} = T_v + T_a + T_v + T_d$$

$$2H / V_{max} = T_v + T$$

$$T_v = (2H / V_{max}) - T$$

$$T_v = 20.833 \text{ seg}$$

$$H_v = V_{m\acute{a}xima} \times T_v = 3\text{m/seg} \times 20.833\text{seg} = 62.5\text{m.}$$

Asumiendo para desaceleración = 0.6 m/seg^2

$$T_d = V_{max} / d = (3\text{m/seg}) / (0.6\text{m/seg}^2) = 5 \text{ seg}$$

$$H_d = V_{max}^2 / 2d = (3\text{m/seg})^2 / 2(0.6\text{m/seg}^2) = 7.5\text{m. (dist. frenado)}$$

$$T_a = T - (T_v + T_d) = 62.5 - (20.83 + 5) = 36.67 \text{ seg}$$

$$a = V_{max} / T_a = (3\text{m/seg}) / (36.67\text{seg}) = 0.08\text{m/seg}^2$$

$$H_a = (V_{max})^2 / (0.08\text{m/seg}^2)$$

$$H_a = (3\text{m/seg})^2 / (0.08\text{m/seg}^2) = 112.5\text{m.}$$

Parámetros dinámicos finales:

$$a = 0.08\text{m/seg}^2 \quad T_a = 36.67 \text{ seg.} \quad H_a = 112.5\text{m.}$$

$$d = 0.6 \text{ m/seg}^2 \quad T_d = 5.0 \text{ seg} \quad H_d = 7.5\text{m.}$$

$$V_{max} = 3\text{m/seg.} \quad T_v = 20.83 \text{ seg} \quad H_v = 130 \text{ m.}$$

$V_{med} = 2\text{m/seg}$	$T = 62.5\text{seg}$	$H = 250\text{m.}$
---	--	--------------------------------------

h) Metrados de carga en la jaula

Probables dimensiones de la jaula (interiores):

largo : 2.30m.

ancho : 1.20m.

altura : 2.45m.

Area de la jaula = 2.30 m. x 1.20 m. = 2.76 m²

Area ocupada por una persona = 0.55 m. x 0.30 m. = 0.165 m²

Número de personas que pueden ingresar a la jaula = 2.76 m² / 0.165 m²

16 personas

Ver Figura N° 6

TENSION	CARGA Kg.	PERSONAL Kg.
Jaula (estimado)	452	452
Carga útil (Qu)	3,380	----
Personal (16 x 75)	-----	1,200
Cable en equilibrio (3/4") H = 270 x 1.43	386	386
TOTAL	4,218	2,038

De acuerdo al Reglamento de Seguridad e Higiene Minera en su artículo 249 (e), el Factor de Seguridad para cables cuando es usado para transporte de personal debe ser igual a 7.

Pero por otro lado el Ing. W. Ostermann, en su libro "Mecánica Aplicada al laboreo de Minas", pag. 383; menciona que el Factor de Seguridad para cables cuando es usado para transporte regular de personal debe ser:

$$F_s > \phi = 9.5 - 0.001 (T)$$

Siendo:

T = Distancia en (m.) entre el centro de la polea del cable y la posición mas baja de la jaula de extracción. = 270 m.

Reemplazando datos se tiene:

$$F_s > \phi = 9.5 - 0.001 (270) = \mathbf{9.23}$$

Por lo tanto, por ofrecer mayor margen al personal se recomienda usar un Factor de Seguridad igual a **10**, siendo éste valor a considerar en los cálculos sucesivos donde se lo requiera.

TABLA N° 1

DATOS GENERALES DE LOS HILOS EN LOS CABLES

ROUND STRAND 6x19 MEJORADO CON SURCO DE ACERO			FLATTENED STRAND 6x27 TIPO H 6x30 TIPO G		LOCKED COIL MEJORADO CON SURCO DE ACERO	
DIAMETR	PESO	ESFUERZO RUPTURA	PESO	ESFUERZO RUPTURA	PESO	ESFUERZO RUPTURA
pulg.	lb/ple	Ton-2000Lb.	lb/ple	Ton-2000Lb.	lb/ple	Ton-2000Lb.
3/4	0.95	23.80	1.01	26.20	1.37	35.00
7/8	1.29	32.20	1.39	35.40	1.87	46.00
1	1.68	41.80	1.80	46.00	2.43	61.60
9/8	2.13	52.60	2.28	57.90	3.30	76.10
5/4	2.63	64.60	2.81	71.00	3.75	92.00
11/8	3.18	77.70	3.40	85.50	4.78	115.00
3/2	3.78	92.00	4.05	101.00	5.65	135.00
3/8	4.44	107.00	4.75	118.00	6.88	155.00
9/7	5.91	141.00	6.33	155.00	9.00	212.00
2	6.72	160.00	7.20	176.00	9.77	240.00

**CABLE ESCOGIDO
ROUND STRAND
6x19**

DIAMETRO NOMINAL = 3/4 Pulg.

DIAMETRO REAL = 20 mm.

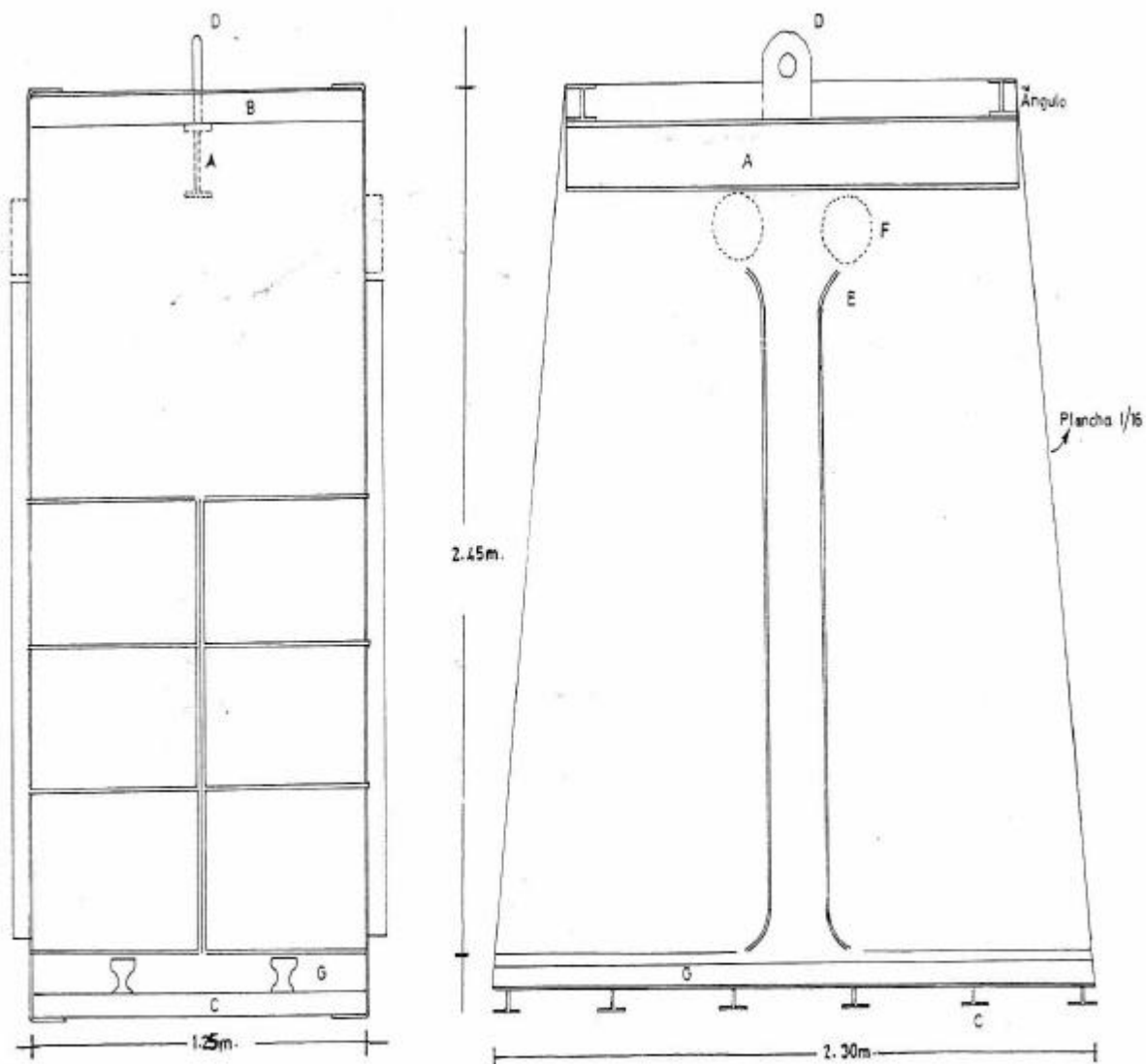
DIAMETRO DE HILO = 1.3 mm:

PESO DEL CABLE = 0.95 lb/ple = 1.41 Kg/m.

ESFUERZO DE RUPTURA = 23.8 Ton = 21.5 TM.

RESISTENCIA = 160 Kg/mm2

FUENTE : TRANSPORTE Y EXTRACCION EN MINAS Y A CIELO ABIERTO
Alejandro Novitzky
pag. 422 y 423



DISEÑO Y DIMENSIONES DE LA JALA.

FIGURA N° 6

E = 1 / 20

Se debe buscar un cable que tenga una fuerza de ruptura de $2,038 \times F_s = 2,038 \times 10 = 20,380 \text{ Kg}$, en la Tabla N° 1, se encuentra que cable de $\frac{3}{4}$ " de diámetro de 6 x 19 de 160 Kg/mm^2 de resistencia soporta 21,500 Kg, su diámetro nominal es de $\frac{3}{4}$ " y su diámetro real es de 20 mm., el diámetro de hilo 1.3mm., peso del cable 1.41 Kg/m.

Carga para diseñar la jaula:

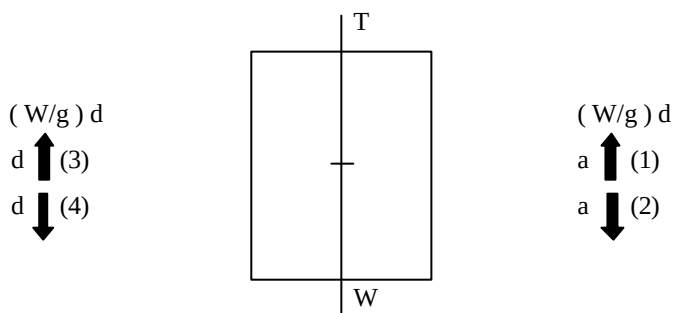
$$Q_u = 4,218 - 386 = 3832 \text{ Kg} = W_{\text{jaula}} + W_{\text{carga útil}}$$

Cálculo de la viga maestra del techo

$$Q = 3,832 \text{ Kg}$$

$$Q = 3,832 \text{ Kg} = W$$

- i) Calculando la carga incrementada por la aceleración (despreciando el rozamiento de las guías)



$$T' - W + (W/g)a = 0 \quad (1)$$

$$T'' - W - (W/g)a = 0 \quad (2)$$

$$T''' - W + (W/g)d = 0 \quad (3)$$

$$T'''' - W - (W/g)d = 0 \quad (4)$$

$$T' = W - (W/g)a = W(1 - a/g)$$

$$T'' = W + (W/g)a = W(1 + a/g)$$

$$T''' = W - (W/g)d = W(1 - d/g)$$

$$T'''' = W + (W/g)d = W(1 + d/g)$$

Se sabe que :

$$a = 0.08 \text{ m/seg}^2$$

$$d = 0.6 \text{ m/seg}^2$$

$$g = 9.8 \text{ m/seg}^2$$

$$a/g = 0.08/9.81 = 0.00815$$

$$1 - a/g = 0.99185$$

$$1 + a/g = 1.00815$$

$$d/g = 0.6/9.81 = 0.061$$

$$1 - d/g = 0.939$$

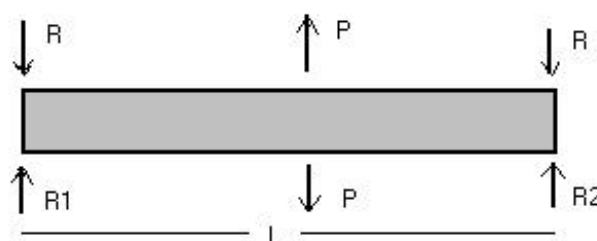
$$1 + d/g = \mathbf{1.061} \text{ ----- Se toma el mayor}$$

$$Q_u = 3,832 (1.061) = 4,066 \text{ Kg} \times 2.204 \text{ Lb/Kg} = 8,963.9 \text{ Lb.}$$

j) Primer tanteo para calcular vigas maestras y de estructura de la jaula

$$P = Q_u \text{ (lb)}$$

$$L = 170 \text{ cm} \times 0.3937 \text{ (factor de conversión de cm.a pulg.)} = 66.93 \text{ pulg.}$$



Momento flexionante (lb-pulg)

$$M_{to} = (P \times L)/4 = 8,963.90 \times 66.93 / 4 = 149,986.52 \text{ lb-pulg.}$$

Esfuerzo de tracción a la rotura (lb/pulg²)

$$f_y = 36,000 \text{ lb/pulg}^2 \text{ (Para acero A36 soldable)}$$

Buscando el módulo de sección (S)

$$S = I/C \text{ (pulg}^3\text{)}$$

$$I = \text{Momento de inercia (pulg}^4\text{)}$$

$$C = \text{Brazo de palanca (pulg)}$$

$$S = M_{to} / f_y$$

$$S = 149,987 \text{ lb - pulg} / (36,000 \text{ lb/pulg}^2) = 4.17 \text{ pulg}^3$$

Con éste módulo de sección se ingresa a las tablas del Steel Construcción para vigas W , como no encontramos este módulo de sección en este tipo de vigas, pasamos a la sección de vigas ligeras encontramos que para $S = 4.17 \text{ pulg}^3$ le corresponde (8 B 65)

8" de peralte, 6.5 lb-pie, viga ligera = B (ver Tabla N° 2)

TABLA N° 2

PERFILES PARA VIGAS MAESTRAS Y DE ESTRUCTURAS DE LA JAULA

ROLLED STEEL SHAPES

MISCELLANEOUS SHAPES PROPERTIES FOR DESIGNING

Nominal Size	Weight per Foot	Area	Depth	Width of Flange	Web Thickness	AXIS X-X			AXIS Y-Y		
						I	S	r	I	S	r
In.	Lb.	In. ²	In.	In.	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In. ⁴	In. ³	In.
LIGHT COLUMNS											
* 8 x 8	34.3	10.09	8.00	8.000	.375	115.5	28.9	3.40	35.1	8.8	1.87
* 6 x 6	25.0	7.35	6.00	5.938	.313	47.0	15.7	2.53	14.9	5.0	1.43
	20.0	5.88	6.00	5.938	.250	38.8	12.9	2.57	11.4	3.8	1.39
‡ 5 x 5	18.9	5.56	5.00	5.000	.313	23.8	9.5	2.08	7.8	3.1	1.20
† 4 x 4	13.0	3.82	4.00	3.937	.250	10.4	5.2	1.65	3.4	1.7	.94

STANDARD MILL BEAMS											
‡ 10 x 5 3/4	25	7.35	9.90	5.86	.35	117.0	23.6	3.99	9.84	3.36	1.16
	21	6.18	9.90	5.74	.24	107.5	21.7	4.17	9.30	3.24	1.22
‡ 8 x 6 1/2	28	8.23	8.00	6.65	.39	90.1	22.5	3.31	17.73	5.33	1.47
	24	7.06	8.00	6.50	.24	83.8	21.0	3.45	16.52	5.08	1.53
‡ 8 x 5 1/4	20	5.88	8.00	5.36	.35	60.7	15.2	3.22	6.60	2.46	1.06
	17	5.00	8.00	5.25	.24	56.0	14.0	3.35	6.16	2.35	1.11

JUNIOR BEAMS											
‡ 12 x 3	11.8	3.45	12.00	3.063	.175	72.2	12.0	4.57	.98	.64	.53
‡ 10 x 2 3/4	9.0	2.64	10.00	2.688	.155	39.0	7.8	3.85	.61	.45	.48
‡ 8 x 2 1/4	6.5	1.92	8.00	2.281	.135	18.7	4.7	3.12	.34	.30	.42
‡ 6 x 1 3/8	4.4	1.30	6.00	1.844	.114	7.3	2.4	2.37	.17	.18	.36

JUNIOR CHANNELS

Nominal Size	Weight per Foot	Area	Depth	Width of Flange	Web Thickness	AXIS X-X			AXIS Y-Y			
						I	S	r	I	S	r	x
In.	Lb.	In. ²	In.	In.	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In.
‡ 12 x 1 1/2	10.6	3.12	12.00	1.500	.190	55.8	9.3	4.23	.39	.32	.35	.27
‡ 10 x 1 1/2	8.4	2.47	10.00	1.500	.170	32.3	6.5	3.61	.33	.28	.37	.29
‡ 10 x 1 3/8	6.5	1.91	10.00	1.125	.150	22.1	4.4	3.47	.12	.13	.25	.19

* Rolled by Carnegie-Illinois Steel Corp., Inland Steel Co. and The Phoenix Iron Co.-M.

‡ Rolled by Carnegie-Illinois Steel Corp. and Bethlehem Steel Co.-M.

† Rolled by Carnegie-Illinois Steel Corp.-M.

‡ Rolled by The Phoenix Iron Co.-B.

‡ Rolled by Jones & Laughlin Steel Corp.-Jr.

See page 10 for method of designation.

AMERICAN INSTITUTE OF STEEL CONSTRUCTION

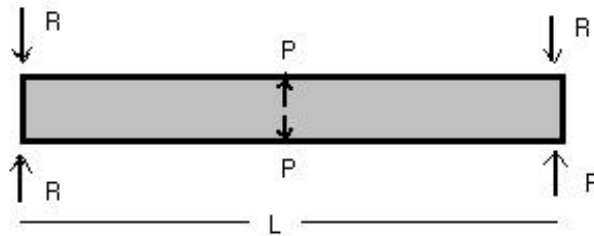
FUENTE: STEEL CONSTRUCTION

Pag. 26

k) Para encontrar las 2 vigas del techo de la jaula

$$L = 125\text{cm.} \times 0.3937 \text{ (factor de conversión de cm. a pulg)} = 49.21''$$

$$R = 8,963.90 / 4 = 2,240\text{lb}$$



$$P = 8,964 / 2 = 4,482$$

Momento flexionante (lb-pulg)

$$M_{to} = P \times L / 4 = 4,482 \times 49.21 / 4 = 55,139 \text{ lb-pulg}$$

$$S = M_{to} / f_y = 55,139 / 36,000 = 1.50 \text{ pulg}^3$$

En la tablas del Steel Construction para ángulos de lados desiguales encontramos que para $S = 1.50 \text{ pulg}^3$ le corresponde $< 5 \times 3 \times \frac{1}{4}$ de 6.6 lb/pie de peso. (ver Tabla N° 3)

Para encontrar la estructura de solera

Son 6 a 46cm de centro a centro.

Repartiendo la carga:

$$8,964 / 6 = 1,494 \text{ lb.}$$

$$L = 125\text{cm.} = 49.21 \text{ pulg}$$

$$M_{to} = 1,494 \times 49.21 / 4 = 18,380 \text{ lb}$$

$$S = M_{to} / f_y = 17,380 / 36,000 = 0.51 \text{ pulg}^3$$

Entrando a las tablas del Steel Construction para ángulos de lados iguales, encontramos que para $S = 0.51 \text{ pulg}^3$ le corresponde $< 2\frac{1}{2} \times 2\frac{1}{2} \times \frac{5}{16}$ de 5 lb/pie de peso. (ver Tabla N° 4)

l) Calculando la oreja de tracción

$$\text{Resistencia a la tracción del acero} = 36,000 \text{ lb/pulg}^2$$

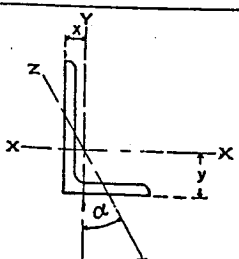
$$= F/A$$

$$36,000 \text{ lb/pulg}^2 = 8,964 \text{ lb} / A$$

$$A = 8,964 / 36,000 = 0.249 \text{ pulg}^2$$

TABLA N° 3

PERFILES PARA VIGAS DEL TECHO Y OREJA DE TRACCION DE LA JAULA

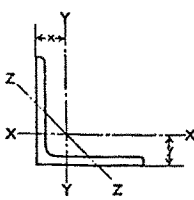
REGULAR SERIES													
 ANGLES UNEQUAL LEGS PROPERTIES FOR DESIGNING													
Size	Thick- ness	Weight per Foot	Area	AXIS X-X				AXIS Y-Y				AXIS Z-Z	
				I	S	r	y	I	S	r	x	r	Tan α
In.	In.	Lb.	In. ²	In. ⁴	In. ³	In.	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In.	In.	
6 x 4	3/8	27.2	7.98	27.7	7.2	1.86	2.12	9.8	3.4	1.11	1.12	.86	.421
	1/2	23.6	6.94	24.5	6.3	1.88	2.08	8.7	3.0	1.12	1.08	.86	.428
	5/8	20.0	5.86	21.1	5.3	1.90	2.03	7.5	2.5	1.13	1.03	.86	.435
	3/4	18.1	5.31	19.3	4.8	1.90	2.01	6.9	2.3	1.14	1.01	.87	.438
	7/8	16.2	4.75	17.4	4.3	1.91	1.99	6.3	2.1	1.15	.99	.87	.440
	1	14.3	4.18	15.5	3.8	1.92	1.96	5.6	1.9	1.16	.96	.87	.443
	1 1/8	12.3	3.61	13.5	3.3	1.93	1.94	4.9	1.6	1.17	.94	.88	.446
	1 1/4	10.3	3.03	11.4	2.8	1.94	1.92	4.2	1.4	1.17	.92	.88	.449
6 x 3 1/2	1/2	15.3	4.50	16.6	4.2	1.92	2.08	4.3	1.6	.97	.83	.76	.344
	3/8	11.7	3.42	12.9	3.2	1.94	2.04	3.3	1.2	.99	.79	.77	.350
	5/8	9.8	2.87	10.9	2.7	1.95	2.01	2.9	1.0	1.00	.76	.77	.352
	3/4	7.9	2.31	8.9	2.2	1.96	1.99	2.3	0.85	1.01	.74	.78	.355
5 x 3 1/2	3/4	19.8	5.81	13.9	4.3	1.55	1.75	5.6	2.2	.98	1.00	.75	.464
	7/8	16.8	4.92	12.0	3.7	1.56	1.70	4.8	1.9	.99	.95	.75	.472
	1	13.6	4.00	10.0	3.0	1.58	1.66	4.1	1.6	1.01	.91	.75	.479
	1 1/8	12.0	3.53	8.9	2.6	1.59	1.63	3.6	1.4	1.01	.88	.76	.482
	1 1/4	10.4	3.05	7.8	2.3	1.60	1.61	3.2	1.2	1.02	.86	.76	.486
	1 3/8	8.7	2.56	6.6	1.9	1.61	1.59	2.7	1.0	1.03	.84	.76	.489
	1 1/2	7.0	2.06	5.4	1.6	1.61	1.56	2.2	.83	1.04	.81	.76	.492
	1 3/4	5.6	1.64	4.3	1.3	1.62	1.51	1.8	.68	1.05	.78	.76	.495
5 x 3	1/2	12.8	3.75	9.5	2.9	1.59	1.75	2.6	1.1	.83	.75	.65	.357
	3/8	11.3	3.31	8.4	2.6	1.60	1.73	2.3	1.0	.84	.73	.65	.361
	5/8	9.8	2.86	7.4	2.2	1.61	1.70	2.0	.89	.84	.70	.65	.364
	3/4	8.2	2.40	6.3	1.9	1.61	1.68	1.8	.75	.85	.68	.66	.368
	7/8	6.6	1.94	5.1	1.5	1.62	1.66	1.4	.61	.86	.66	.66	.371

AMERICAN INSTITUTE OF STEEL CONSTRUCTION

FUENTE: STEEL CONSTRUCTION

TABLA N° 4

PERFILES PARA ESTRUCTURAS DE SOLERA DE LA JAULA

REGULAR SERIES								
			ANGLES EQUAL LEGS PROPERTIES FOR DESIGNING					
Size	Thickness	Weight per Foot	Area	AXIS X-X AND AXIS Y-Y				AXIS Z-Z
				I	S	r	x or y	r
In.	In.	Lb.	In. ²	In. ⁴	In. ³	In.	In.	In.
3½ x 3½	½	11.1	3.25	3.6	1.5	1.06	1.06	.68
	⅞	9.8	2.87	3.3	1.3	1.07	1.04	.68
	⅝	8.5	2.48	2.9	1.2	1.07	1.01	.69
	⅜	7.2	2.09	2.5	.98	1.08	.99	.69
	¼	5.8	1.69	2.0	.79	1.09	.97	.69
3 x 3	½	9.4	2.75	2.2	1.1	.90	.93	.58
	⅞	8.3	2.43	2.0	.95	.91	.91	.58
	⅝	7.2	2.11	1.8	.83	.91	.89	.58
	⅜	6.1	1.78	1.5	.71	.92	.87	.59
	¼	4.9	1.44	1.2	.58	.93	.84	.59
2½ x 2½	½	7.7	2.25	1.2	.72	.74	.81	.49
	⅞	5.9	1.73	.98	.57	.75	.76	.49
	⅝	5.0	1.47	.85	.48	.76	.74	.49
	⅜	4.1	1.19	.70	.39	.77	.72	.49
	¼	3.07	.90	.55	.30	.78	.69	.49
2 x 2	⅝	4.7	1.36	.48	.35	.59	.64	.39
	⅜	3.92	1.15	.42	.30	.60	.61	.39
	¼	3.19	.94	.35	.25	.61	.59	.39
	⅜	2.44	.71	.27	.19	.62	.57	.39
	⅝	1.65	.48	.19	.13	.63	.55	.40
1¾ x 1¾	¼	2.77	.81	.23	.19	.53	.53	.34
	⅜	2.12	.62	.18	.14	.54	.51	.34
	⅝	1.44	.42	.13	.10	.55	.48	.35
1½ x 1½	¼	2.34	.69	.14	.13	.45	.47	.29
	⅜	1.80	.53	.11	.10	.46	.44	.29
	⅝	1.23	.36	.08	.07	.47	.42	.30
1¼ x 1¼	¼	1.92	.56	.08	.09	.37	.40	.24
	⅜	1.48	.43	.06	.07	.38	.38	.24
	⅝	1.01	.30	.04	.05	.38	.36	.25
1 x 1	¼	1.49	.44	.04	.06	.29	.34	.20
	⅜	1.16	.34	.03	.04	.30	.32	.19
	⅝	.80	.23	.02	.03	.30	.30	.20

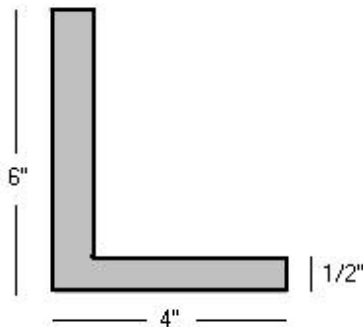
AMERICAN INSTITUTE OF STEEL CONSTRUCTION

FUENTE: STEEL CONSTRUCTION

Multiplicando por 10 como coeficiente de seguridad, debido a que la oreja de tracción se sujetará al cable de extracción y actuarán como un solo componente.

$$A = 0.249 \times 10 = 2.490 \text{ pulg}^2$$

Pensando usar un $< 6'' \times 4'' \times \frac{1}{2}''$ de 16.2 lb/pie de peso.
(ver Tabla N° 3)



Encontramos la longitud:

$$L = 2.490 / 0.5 = 5'' \text{ de largo}$$

Para seleccionar las dimensiones de los pernos se debe considerar la Resistencia a la tracción del ángulo y el área a la que se deben distribuir los pernos.

A continuación probaremos con pernos de $\frac{1}{2}''$ de diámetro y determinaremos cuantos se necesitarán para asegurar la oreja de tracción: Cada perno de $\frac{1}{2}''$ de diámetro tiene 0.19 pies^2 de área.

$$n = 2.490 / 0.19 = 13 \text{ pernos (son muchos)}$$

Para disminuir el número de pernos aumentamos el diámetro de los mismos y probaremos ahora con:

Pernos de $\frac{3}{4}''$ de diámetro que tienen 0.44 pie^2

$$n = 2.490 / 0.44 = 6 \text{ pernos}$$

$$6 \times 0.75 \text{ pulg} = 4.5 \text{ pulg} \times 3 = 14 \text{ pulg.} = 1.17 \text{ pies}$$

El ángulo será de $< 6'' \times 4'' \times \frac{1}{4}''$ empernado con 6 pernos de $\frac{3}{4}''$

$$\text{peso (16.2 lb/pie)} \times 1.17 \text{ pies} = 18.9 \text{ lb}$$

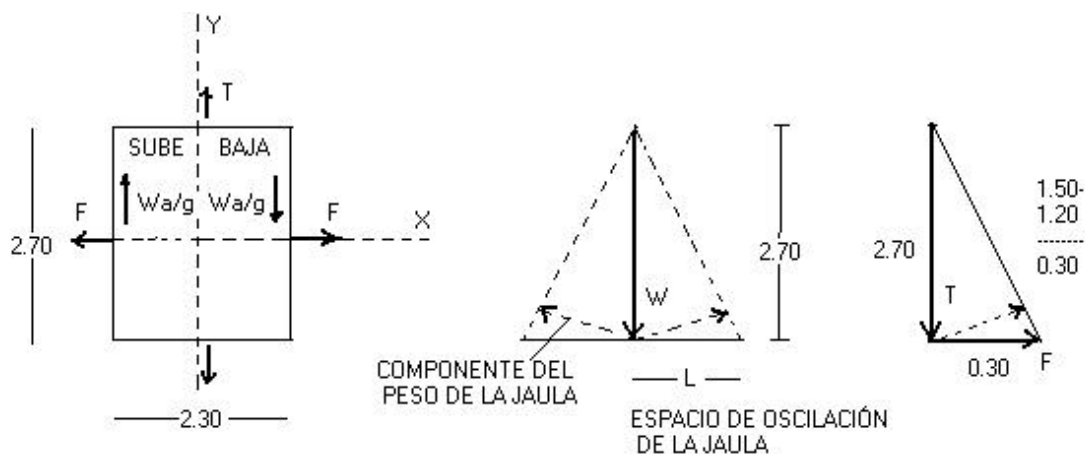
Para las guías se elegirán ángulos de lados desiguales muy ligeras $< 3'' \times 2'' \times \frac{1}{4}''$ de 4.1 lb/pie de peso.

Este ángulo es asumido por ser ligero.

4 de 1.80m. = 4 de 71" = 284"/12 = 23.67 pies.

Peso total = 23.67 pies x 4.1 lb/pie = 97 lb

Los pernos para esta guía se colocarán al corte con otro análisis.



Altura de la jaula = 2.70 m.

Longitud de la jaula = 2.30 m.

T = Carga incrementada por la aceleración (8,964 lbs)

F = Fuerza de impacto de la jaula (lb)

F' = Fuerza de impacto de la jaula en cada pestaña, considerando el peso propio de cada pestaña. (lb)

0.30 = Espacio de oscilación de la jaula , diferencia entre el radio del pique y la mitad de la longitud de la jaula (m.)

W = Peso de la jaula (lb)

Reemplazando:

$$T / 2.70 = F / 0.30$$

$$F = T \times (0.30 / 2.70)$$

$$F = 8,964 \times (0.30 / 2.70) = 996 \text{ lb.}$$

Esta carga se repartirá en las pestañas de ambos costados.

$$F' = 498 \text{ lb} + \text{peso propio}$$

$$\text{Peso propio} = (71" / 12) (4.1 \text{ lb} / \text{pie}) = 24.25 \text{ lb}$$

$$F' = 498 + 24.25 = 522.25 \text{ lb.}$$

Calcularemos a continuación los pernos que sujetaran las pestañas a la jaula

Probaremos con 7 pernos distribuidos cada 10 pulg. para los 71 pulg. de longitud que tiene la pestaña.

Estos pernos trabajarán al corte con una carga de :

$$F' = 522.25 / 7 = 74.60 \text{ lb.}$$

La resistencia al corte del acero : $= 10,000 \text{ lb/pulg}^2$

$$= F' / A$$

$$A = F' / = 74.60 / 10,000 = 0.0074 \text{ pulg}^2$$

Considerando un coeficiente de seguridad igual a 10, para dar mayor margen

$$A = 0.0074 \times 10 = 0.074 \text{ pulg}^2$$

Para cubrir esta área se necesitarían pernos de 3/10 pulg. de diámetro, pero cómo este diámetro no es comercial entonces asumiremos ¼ pulg.

Por lo tanto serán suficientes 7 pernos de ¼" para cada pestaña, es decir:

$7 \times 4 = 28$ pernos de ¼" x 7/8" para las 2 guías de la jaula , puesto que cada guía utiliza 2 pestañas.

m) Cálculo del peso de leonas o paracaídas de la jaula

Asumiendo que se construirán de 4 planchas circulares de 8" de diámetro.

Calculando el esfuerzo para soportar una carga de 8,964 lb (carga incrementada por la aceleración):

$$8,964 \text{ lb} / 4 = 2,241 \text{ lb.}$$

Trabajando al corte:

Resistencia al corte del acero $= 10,000 \text{ lb/pulg}^2$

$$A = F / = 2,241 / 10,000 = 0.2241 \text{ pulg}^2$$

Asumiendo que los dientes tendrán ½" de ancho

$$e = 0.2241 / 0.5 = 0.50 \text{ pulg}$$

Las planchas para las leonas tendrán ½" de espesor.

n) Perno central de leonas de la jaula

Trabjará al corte con coeficiente de seguridad 10 (para tener mayor margen de trabajo).

$$\text{Carga} = 8,964 / 4 (\text{pernos}) = 2,241 \text{ lb/perno}$$

$$\begin{aligned}
 \text{Resistencia al corte del acero} &= 10,000 \text{ lb/pulg}^2 \\
 A &= F / \quad = 2,241 / 10,000 \quad = 0.2241 \times 10 \quad = 2.241 \text{ pulg}^2 \\
 \text{Diámetro} &= 2 \times 2.241 / 3.1416 \quad = 1.69 \text{ pulg.} \quad = 1 \frac{3}{4} \text{ pulg.}
 \end{aligned}$$

Con este valor ingresamos a las tablas del Steel Construction y encontramos perno hexagonal de $1 \frac{3}{4}$ pulg. de diámetro y 3 pulg. de longitud.
(ver Tabla N° 5).

Las leonas se soportarán en planchas de $e = \frac{1}{4}$ " por 6" de ancho x 20"

Sumando los pesos de los miembros de la jaula:

- Viga maestra	= 6.5 lb/pie x 4.10 pie	= 26.65 lb x 1	= 26.65 lb.
- Angulos del techo principales	= 6.6 lb/pie x 4.10 pie		
	27.06lb/pie x 2		= 54.12 lb.
- Angulos del techo de arriostre	= 6.6 lb/pie x 5.74 pie		
	37.88 lb. X 2		= 75.77 lb.
- Angulos de solera	= 5 lb/pie x 4.10 pies	= 20.50 lb x 6	= 123.00 lb.
- 2 rieles de 20 lb/yd = 40 lb/yd	x 2.10 yd	= 84.01 lb x 2	= 168.18 lb.
- Orejas de tracción	= 16.2 lb/pie x 1.17pie	= 18.90 lb x 1	= 18.90 lb.
- Angulos para las guías	= 4.1 lb/pie x 590 pies	= 24.21 lb x 4	= 96.83 lb.
Total Armazón			= 563.45 lb.

- Plancha de recubrimiento:

$$\begin{aligned}
 \text{costados: } &((2.30 + 1.75) / 2) \times 2.52 &= 5.103\text{m}^2 &+ \\
 \text{piso: } &2.30 \times 1.25 &= 2.875 \\
 \text{techo: } &2 \times 1.75 &= \underline{3.5} \\
 &&11.478\text{m}^2 &\times \\
 &(e = 1/6) \dots\dots\dots &\underline{0.0016\text{m}} & \\
 &&0.0182\text{m}^3 &\times \\
 &&\underline{7.700 \text{ kg/m}^3} & \\
 &&140.30\text{Kg} \times 2.204 & \\
 &&\mathbf{309.31 \text{ lb}} &
 \end{aligned}$$

- Planchas adicionales:

Refuerzo para collar leonas:

$$0.50 \times 0.60 \times 0.00635 = 0.00195 +$$

leonas y resortes:

$$0.20 \times 0.40 \times 0.0127 = \underline{0.00102}$$

$$0.00297 \times 7,700 \text{ kg/m}^3$$

$$22.869 \text{ kg} \times 2.2046$$

$$50.42 \text{ lb.}$$

$$\text{Planchas} = 359.73 \text{ lb.}$$

- Peso de los pernos y tuercas:

$$6 (7.7 \times \frac{3}{4} \times \frac{3}{2} \times 2) = 6 (7.7 \times 2.87 \times 3.81 \times 2) = 1,010 \text{ gr.}$$

$$= 1.010 \text{ kg} \times 2.204 = 2.227 \text{ lb.}$$

$$28 (7.7 \times \frac{1}{4} \times \frac{7}{8} \times 2) = 28 (7.7 \times 0.32 \times 2.22 \times 2) = 307 \text{ gr.}$$

$$= 0.307 \text{ Kg} \times 2.204 = 0.676 \text{ lb.}$$

$$\text{Total pernos} = 2.903 \text{ lb.}$$

- Puerta de varilla $\frac{1}{2}$ " de diámetro

$$11 \text{ m. } (\frac{1}{2} \text{'' de diámetro}) = 11 \text{ kg} \times 2.204 = \underline{24.420 \text{ lb.}}$$

$$\text{Total pernos} = 2.903 \text{ lb.}$$

$$\text{Total varillas} = 24.420 \text{ lb.}$$

$$\text{Total planchas} = 359.730 \text{ lb.}$$

$$\text{Total armazón} = 563.450 \text{ lb.}$$

$$\text{Total} = 950.500 \text{ lb.}$$

$$950.50 \times 2.2046 = 431.150 \text{ Kg.}$$

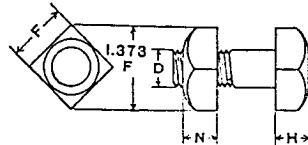
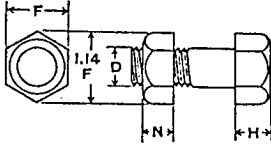
$$\text{Peso total de miembros} = 431.15 \text{ Kg.}$$

$$\text{Peso estimado en soldadura 3\%} = \underline{12.93 \text{ Kg.}}$$

$$\text{Peso total de la jaula} = 444.08 \text{ Kg.}$$

TABLA N° 5 **PERNOS PARA LEONAS DE LA JAULA**

BOLT HEADS AND NUTS



HEADS AND NUTS		American Standard Regular	American Standard Heavy	American Standard Bolt and Nut dimensions rounded to the nearest 1/16 inch, are those adopted by American Institute of Bolt, Nut and Rivet Manufacturers, American Standard B 18.2—1941. "American Standard Regular" formerly called Manufacturers Standard, American Standard, etc. "American Standard Heavy" formerly called United States Standard. Some fabricators have standard heads and nuts differing only slightly from the table. For bolts with countersunk heads the included angle is 78 degrees, the same as for rivets. See page 160 for dimensions.
HEAD	Height, H	3/8 D	3/4 D + 1/16"	
	Short Dia., F	1 1/2 D	1 1/2 D + 1/16"	
NUT	Height, N	7/8 D	D	
	Short Dia., F	1 1/2 D + 1/16" (D=3/8" or less) 1 1/2 D (D greater than 3/8")	1 1/2 D + 1/16"	

STANDARD DIMENSIONS

Dia. of Bolt In.	Series	HEAD						Dia. of Bolt In.	Series	NUT					
		Hexagon		Height In.	Square		Hexagon			Height In.	Square				
		Diameter, In.			Diameter, In.		Diameter, In.				Diameter, In.				
		Long	Short		Long	Short	Long				Short	Long	Short		
1/4	American Standard Regular	7/16	3/8	3/16	1/2	3/8	1/4	American Standard Regular	1/2	7/16	1/4	5/8	7/16		
3/8		5/8	9/16	1/4	3/4	9/16	3/8		11/16	5/8	3/8	7/8	5/8		
1/2		7/8	3/4	5/16	1	3/4	1/2		15/16	15/16	7/16	1 1/8	15/16		
5/8		1 1/16	15/16	7/16	1 1/16	15/16	5/8		1 3/8	1	9/16	1 3/8	1		
3/4		1 3/16	1 1/8	1 1/2	1 3/16	1 1/8	3/4		1 3/8	1 1/8	1 1/16	1 3/8	1 1/8		
7/8		1 1/2	1 5/8	9/16	1 13/16	1 5/8	7/8		1 1/2	1 5/8	3/4	1 13/16	1 5/8		
1		1 11/16	1 1/2	5/8	2 1/16	1 1/2	1		1 11/16	1 1/2	7/8	2 1/16	1 1/2		
1 1/8		1 15/16	1 11/16	3/4	2 5/16	1 11/16	1 1/8		1 15/16	1 11/16	1	2 3/16	1 11/16		
1 1/4		2 1/8	1 7/8	13/16	2 9/16	1 7/8	1 1/4		2 1/8	1 7/8	1 1/8	2 9/16	1 7/8		
1 3/8		2 3/8	2 1/16	15/16	2 13/16	2 1/16	1 3/8		2 3/8	2 1/16	1 1/4	2 13/16	2 1/16		
1 1/2	2 9/16	2 1/4	1	3 1/16	2 1/4	1 1/2	2 9/16	2 1/4	1 3/16	3 1/8	2 1/4				
1 5/8	American Standard Heavy	2 3/4	2 1/2	1 1/16	3 3/8	2 1/2	1 5/8	American Standard Heavy	2 1/2	2 3/8	1 3/8	3	2 3/16		
1 3/4		3	2 5/8	1 3/16	3 5/8	2 5/8	1 3/4		2 13/16	2 1/2	1 1/2	3 1/4	2 5/8		
1 7/8		3 3/16	2 13/16	1 1/4	3 7/8	2 13/16	1 7/8		2 15/16	2 3/4	1 5/8	3 1/2	2 9/16		
2		3 7/16	3	1 5/16	4 1/8	3	2		3 9/16	3 1/8	2	4 5/16	3 3/8		
2 1/4		3 3/8	3 3/8	1 1/2	4 5/8	3 3/8	2 1/4		3 3/8	3 1/2	2 1/4	4 13/16	3 1/2		
2 1/2		4 1/4	3 3/4	1 11/16	5 1/8	3 3/4	2 1/2		4 1/4	3 3/8	2 1/2	5 1/16	3 7/8		
2 3/4		4 11/16	4 1/8	1 13/16	5 11/16	4 1/8	2 3/4		4 7/16	3 7/8	2 3/4	5 13/16	4 1/4		
3		5 1/8	4 1/2	2	6 1/16	4 1/2	3		5 1/4	4 5/8	3	6 3/8	4 5/8		
3 1/4		Former Manufacturers Std.	5 5/8	4 7/8	2 3/16	6 11/16	4 7/8		3 1/4	Former U. S. Std.	5 11/16	5	3 1/4	6 7/8	5
3 1/2			6 1/8	5 1/4	2 5/16	7 1/16	5 1/4		3 1/2		6 1/8	5 3/8	3 1/2	7 3/8	5 3/8
3 3/4	6 1/16		5 5/8	2 1/2	7 3/4	5 5/8	3 3/4	6 3/8	5 7/8		3 3/4	7 7/8	5 7/8		
4	6 7/8		6	2 11/16	8 1/4	6	4	6 7/8	5 7/8		4	8 1/16	6 3/8		
4 1/4	7 1/4		6 3/8	2 13/16	8 3/4	6 3/8	4 1/4	7 1/16	6 1/2		4 1/2	8 1/2	6 1/2		
4 1/2	7 11/16		6 3/4	3	9 1/4	6 3/4	4 1/2	7 3/8	6 7/8		4 3/4	9 1/16	6 7/8		
4 3/4	8 1/8		7 1/8	3 3/16	9 13/16	7 1/8	4 3/4	8 1/4	7 1/4		4 3/4	9 13/16	7 1/4		
5	8 9/16		7 1/2	3 5/16	10 3/16	7 1/2	5	8 11/16	7 5/8		5	10 1/2	7 5/8		
5 1/4	9		7 7/8	3 3/8	10 13/16	7 7/8	5 1/4	9 1/8	8		5 1/4	11	8		
5 1/2	9 3/8		8 1/4	3 11/16	11 1/16	8 1/4	5 1/2	9 1/16	8 3/8		5 1/2	11 1/2	8 3/8		
5 3/4	9 13/16	8 5/8	3 13/16	11 13/16	8 5/8	5 3/4		8 3/4	5 3/4	12	8 3/4				
6	10 1/4	9	4	12 3/8	9	6									

AMERICAN INSTITUTE OF STEEL CONSTRUCTION

FUENTE:

STEEL CONSTRUCTION

Pag. 165

Por lo tanto:

$$444.08 \text{ Kg} < 452 \text{ Kg (estimado)}$$

Entonces la carga neta será:

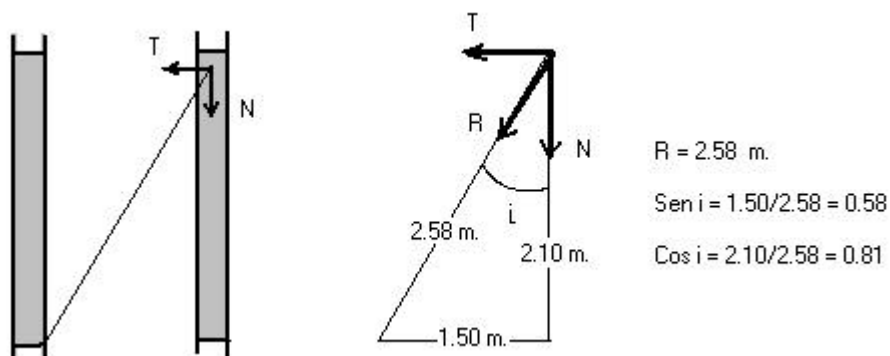
$$W_{\text{jaula}} = 452 \text{ kg}$$

$$\text{Carga útil} = Q_u = 3,380 \text{ kg (peso de la locomotora, es la máxima carga que será izada por la jaula en 1 solo viaje)}$$

$$W_{\text{cable}} = 386 \text{ kg}$$

$$Q_n = 4,218 \text{ Kg} \times 2.2046 = 9,299 \text{ lb}$$

6.4.4.-CALCULO DE LAS GUIAS DE MADERA DEL PIQUE



$$Q_n = \text{Carga neta} = 9,299 \text{ lb}$$

$$R = \text{Resultante de las fuerzas tangencial y normal a las guías (lb)}$$

$$T = \text{Componente tangencial de la fuerza que actúa en la guía (lb)}$$

$$N = \text{Componente normal de la fuerza que actúa en la guía (lb)}$$

$$i = \text{Angulo de oscilación de la jail}$$

$$L = \text{Longitud de guía} = 2.10 \text{ m.} = 7 \text{ pies}$$

$$\text{Ancho de la jaula} = 1.50 \text{ m. (separación de guías)}$$

Analizando la carga neta que actuará:

$$R = Q_n / 2 = 4,218 \text{ Kg} / 2$$

$$R = 2,109 \text{ Kg} \times 2.204 = 4,650 \text{ lb. (para cada guía de 7 pies)}$$

Componente tangencial de la fuerza que actúa en la guía:

$$N = R \times \cos(i)$$

$$N = 4,650 \times 0.81 = 3,766.5 \text{ lbs}$$

Componente normal de la fuerza que actúa en la guía:

$$T = R \times \sin(i)$$

$$T = 4,650 \times 0.58 = 2,697 \text{ lbs}$$

Con la componente normal que actúa en la guía y probando con unas dimensiones de:

$$b = 4 \text{ pulg. (espesor de la guía)}$$

$$h = 6 \text{ pulg. (ancho de la guía)}$$

$$L = 7 \text{ pies} = 83 \text{ pulg. (longitud de la guía)}$$

Calculamos a continuación el esfuerzo de trabajo de la madera

$$c = 6NL / bh^2 + T / bh \quad (\text{resistencia a la compresión}) \text{ en lb/pulg}^2$$

$$t = 6NL / bh^2 - T / bh \quad (\text{resistencia a la tracción}) \text{ en lb/pulg}^2$$

Analizando con guías de madera ABETO por ejemplo:

Resistencia a la compresión del ABETO = 1,650 lb/pulg²

$$1,650 = [((6 \times 3,766.5 \times 83) / (4 \times 6^2)) + (2,697 / (4 \times 6))]$$

$$1,650 = 13,142$$

$$1,650 < 13,142$$

Encontramos un factor de seguridad de:

$$F_s = 8$$

Resistencia a la tracción del ABETO = 2,050 lb/pulg²

$$2,050 = [((6 \times 3,766.5 \times 83) / (4 \times 6^2)) - (2,697 / (4 \times 6))]$$

$$2,050 = 12,913$$

$$2,050 < 12,913$$

Encontramos un factor de seguridad de:

$$F_s = 6$$

Por lo tanto queda demostrado que con las dimensiones sugeridas (4 pulg x 6 pulg) para la guía es suficiente para soportar la fuerza de impacto de las oscilaciones de la jaula, ya que los factores de seguridad encontrados nos dan márgenes suficientes para asegurar lo dicho.

Pero colocar guías cada 7pies no resultaría económico por ser muy cortos y que al ser colocados, determinarían mucho tiempo y mano de obra :

Entonces analizamos para colocar cada 14 pies = 168 pulg

$$c = R / A$$

siendo:

$$c = \text{resistencia a la compresión del ABETO} = 1,650 \text{ lb/pulg}^2$$

$$R = \text{carga actuante en cada guía} = 4,650 \text{ lb}$$

$$A = R / c = 4,650 / 1,650 = 2.82 \text{ pulg}^2$$

Calculando un lado de la guía:

$$L = A = 2.84 = 1.67 \text{ pulg} \quad (\text{muy pequeño por que se puede escapar de la pestaña de la jaula})$$

Calculando el peralte o espesor de la madera de la guía, siendo:

$$E = \text{Módulo de elasticidad de la madera ABETO} = 1'760,000 \text{ lb/pulg}^2$$

$$R / A = 0.30 E / (L/d)^2$$

$$(L/d)^2 = A (0.30) E / R$$

$$L/d = A (0.30) E / R$$

$$d = L / A (0.30) E / R$$

$$d = 168 \text{ pulg.} / 2.82 \times 0.30 \times 1'760,000 / 4,650 = 0.52 \text{ pulg}$$

Por lo tanto el espesor de la madera de la guía sería de 0.52 pulg.

(no puede ser por que es muy pequeño y se puede escapar de la pestaña de la jaula)

Probemos ahora con unas dimensiones mínimas de 4 pulg x 4 pulg = 16 pulg²

Calculemos el espesor de la guía:

$$d = 168 \text{ pulg.} / 16 \times 0.30 \times 1'760,000 / 4,650 = 3.94 \text{ pulg}$$

Como un 4 pulg x 4 pulg. es inseguro, por que con estas dimensiones tambien se corre el riesgo de que se pueda escapar de la pestaña de la jaula

Entonces trabajemos con 6 pulg. x 4 pulg y calculamos (L)

$$A = 24 \text{ pulg}^2$$

$$\text{Longitud de la guía} = L = d A (0.30) E / R$$

$$L = 4 \times 24 (0.30)(1'760,000) / 4,650 = 208.81 \text{ pulg.}$$

$$L = 208.81 / 12 = 17.40 \text{ pies}$$

Como esta longitud no es comercial, asumiremos 15 pies.

Por lo tanto las guías se colocarán cada 14 pies traslapadas cada pie.

6.4.5.- CALCULO DE LA ESTRUCTURA DE ACERO DEL PIQUE

Cada 14' de luz = 4.29m. ,las vigas serán empotradas que soportarán además de la carga $P = 4,650 \text{ lb}$, su propio peso mas el peso de las guías:

Peso de las guías:

$$0.10 \text{ m.} \times 0.15 \text{ m.} \times 4.29 \text{ m.} = 0.069 \text{ m}^3 \times 0.8 \text{ TM} / \text{m}^3 = 0.0459 \text{ TM} = 121 \text{ lb}$$

Asumimos que la viga pesa 70 lb/pie

$$\text{Longitud de la viga} = 3.20 \text{ m.} = 10.496 \text{ pies} = 10.50 \text{ pies} = 105 \text{ pulg.}$$

$$\text{Peso de la viga} = 70 \text{ lb/pie} \times 10.50 \text{ pie} = 735 \text{ lb.}$$

$$\text{Peso de la guía} = 121 \text{ lb.}$$

$$\text{Carga total} = 4,650 \text{ lb}$$

$$\text{Carga total} = 5,506 \text{ lb.}$$

$M_t =$ Momento flexionante (lb-pulg)

$f_y =$ Esfuerzo de tracción a la rotura del acero = $36,000 \text{ lb} / \text{pulg}^2$

$$M_t = P \times L / 4 = 5,506 \times 105 / 4 = 144,535 \text{ lb} / \text{pulg}^2$$

$$S = M_t / f_y = 144,535 / 36,000 = 4.3 \text{ pulg}^3$$

Entrando a las tablas del Steel Construction correspondiente a perfiles en C, se encuentra que para $S = 4.3 \text{ pulg}^3$, le corresponde un perfil de 6" x 2" (ancho = 2.0 pulg), con peso de 8.2 lb/pie.

(ver Tabla N° 6)

Con este peso tan ligero podemos arriostrar con el mismo tipo de viga.

6.4.6.- SELECCION DE WINCHE DE IZAJE

Con los datos antes obtenidos procederemos al cálculo del Winche de izaje, así como el tambor y polea necesarios para este trabajo.

a) Dimensión del tambor del Winche

El Reglamento de Seguridad e Higiene Minera en su artículo 245 (d), establece que el diámetro del tambor del winche debe ser 60 veces el diámetro nominal del cable, siempre que el diámetro nominal del cable sea igual o menor que 25.4 mm.

TABLA N° 6

PERFILES PARA ESTRUCTURA DEL PIQUE

ROLLED STEEL SHAPES													
AMERICAN STANDARD CHANNELS													
PROPERTIES FOR DESIGNING													
Nominal Size	Weight per Foot	Area	Depth	Flange		Web Thickness	AXIS X-X			AXIS Y-Y			
				Width	Average Thickness		I	S	r	I	S	r	x
In.	Lb.	In. ²	In.	In.	In.	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In. ⁴	In. ³	In.	In.
*18 x 4	58.0	16.98	18.00	4.200	.625	.700	670.7	74.5	6.29	18.5	5.6	1.04	.88
	51.9	15.18	18.00	4.100	.625	.600	622.1	69.1	6.40	17.1	5.3	1.06	.87
	45.8	13.38	18.00	4.000	.625	.500	573.5	63.7	6.55	15.8	5.1	1.09	.89
	42.7	12.48	18.00	3.950	.625	.450	549.2	61.0	6.64	15.0	4.9	1.10	.90
15 x 3 3/8	50.0	14.64	15.00	3.716	.650	.716	401.4	53.6	5.24	11.2	3.8	.87	.80
	40.0	11.70	15.00	3.520	.650	.520	346.3	46.2	5.44	9.3	3.4	.89	.78
	33.9	9.90	15.00	3.400	.650	.400	312.6	41.7	5.62	8.2	3.2	.91	.79
12 x 3	30.0	8.79	12.00	3.170	.501	.510	161.2	26.9	4.28	5.2	2.1	.77	.68
	25.0	7.32	12.00	3.047	.501	.387	143.5	23.9	4.43	4.5	1.9	.79	.68
	20.7	6.03	12.00	2.940	.501	.280	128.1	21.4	4.61	3.9	1.7	.81	.70
10 x 2 5/8	30.0	8.80	10.00	3.033	.436	.673	103.0	20.6	3.42	4.0	1.7	.67	.65
	25.0	7.33	10.00	2.886	.436	.526	90.7	18.1	3.52	3.4	1.5	.68	.62
	20.0	5.86	10.00	2.739	.436	.379	78.5	15.7	3.66	2.8	1.3	.70	.61
	15.3	4.47	10.00	2.600	.436	.240	66.9	13.4	3.87	2.3	1.2	.72	.64
9 x 2 1/2	20.0	5.86	9.00	2.648	.413	.448	60.6	13.5	3.22	2.4	1.2	.65	.59
	15.0	4.39	9.00	2.485	.413	.285	50.7	11.3	3.40	1.9	1.0	.67	.59
	13.4	3.89	9.00	2.430	.413	.230	47.3	10.5	3.49	1.8	.97	.67	.61
8 x 2 1/4	18.75	5.49	8.00	2.527	.390	.487	43.7	10.9	2.82	2.0	1.0	.60	.57
	13.75	4.02	8.00	2.343	.390	.303	35.8	9.0	2.99	1.5	.86	.62	.56
	11.5	3.36	8.00	2.260	.390	.220	32.3	8.1	3.10	1.3	.79	.63	.58
7 x 2 1/8	14.75	4.32	7.00	2.299	.366	.419	27.1	7.7	2.51	1.4	.79	.57	.53
	12.25	3.58	7.00	2.194	.366	.314	24.1	6.9	2.59	1.2	.71	.58	.53
	9.8	2.85	7.00	2.090	.366	.210	21.1	6.0	2.72	.98	.63	.59	.55
6 x 2	13.0	3.81	6.00	2.157	.343	.437	17.3	5.8	2.13	1.1	.65	.53	.52
	10.5	3.07	6.00	2.034	.343	.314	15.1	5.0	2.22	.87	.57	.53	.50
	8.2	2.39	6.00	1.920	.343	.200	13.0	4.3	2.34	.70	.50	.54	.52
5 x 1 3/4	9.0	2.63	5.00	1.885	.320	.325	8.8	3.5	1.83	.64	.45	.49	.48
	6.7	1.95	5.00	1.750	.320	.190	7.4	3.0	1.95	.48	.38	.50	.49
4 x 1 5/8	7.25	2.12	4.00	1.720	.296	.320	4.5	2.3	1.47	.44	.35	.46	.46
	5.4	1.56	4.00	1.580	.296	.180	3.8	1.9	1.56	.32	.29	.45	.46
3 x 1 1/2	6.0	1.75	3.00	1.596	.273	.356	2.1	1.4	1.08	.31	.27	.42	.46
	5.0	1.46	3.00	1.498	.273	.258	1.8	1.2	1.12	.25	.24	.41	.44
	4.1	1.19	3.00	1.410	.273	.170	1.6	1.1	1.17	.20	.21	.41	.44

*Car and Shipbuilding Channel; not an American Standard.
See page 10 for method of designation.

AMERICAN INSTITUTE OF STEEL CONSTRUCTION

FUENTE: STEEL CONSTRUCTION

El cable de extracción escogido es el Round Strand 6x19, cuyo diámetro nominal es de $\frac{3}{4}$ pulg., es decir 19.05 mm., por lo tanto:

$$D_{\text{tambor}} = 60 d$$

$$d = \text{diámetro del cable} = \frac{3}{4} \text{ pulg} = 19.05 \text{ mm.} = 0.01905 \text{ m.}$$

Reemplazando valores tenemos:

$$D = 60 (0.01905) \text{ m.}$$

$$D = 1.20 \text{ m.} = 4 \text{ pies}$$

b) Cálculo del diámetro de polea a usar

Se ha considerado

$$\text{Diámetro de polea} = \text{Diámetro de tambor} = 1.20 \text{ m.} = 4 \text{ pies}$$

c) Cálculo del peso de la polea

Según Kiselev, ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto"- Alejandro Novitzky - pag. 501, el peso de la polea debe ser igual a:

$$W_p = 170 (D_p)^2, \text{ en kg.}$$

Siendo:

$$D_p = \text{diámetro de polea} = 1.20 \text{ m.}$$

$$W_p = 170 (1.20)^2$$

$$W_p = 244.8 = 245 \text{ kg.} = 539 \text{ lb}$$

d) Cálculo del peso del tambor del winche

Según Fedorov, ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky - pag. 503, el peso de los tambores del winche se da mediante la siguiente relación:

$$W_t = (420 + 80 B).D_t^2, \text{ en kg}$$

Siendo:

$$B = \text{ancho del tambor del winche en (m.)}, \text{ se estima } 2 \text{ m.}$$

$$D_t^2 = \text{diámetro del tambor del winche en (m.)}$$

$$W_t = ((420 + 80(2)) \times 1.20^2$$

$$W_t = 835 \text{ kg.} = 1837 \text{ lb}$$

e) Número de revoluciones del tambor del winche

Según Pichot, ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky - pag. 505, el número de revoluciones del tambor del winche esta dado mediante la siguiente relación:

$$n_t = 60 V_{\max} / D_t, \text{ rpm}$$

siendo:

$V_{\max}$ = velocidad máxima del winche en m/seg. , ver punto 6.4.3 (g),
parámetros dinamicos finales = 3 m/seg.

D_t = diámetro del tambor del winche en (m.) = 1.20 m.

$$n_t = 60 (3) / 3.1416 (1.20) = 47 \text{ rpm.}$$

De acuerdo a los cálculos que se hicieron para cables se tomó el Round strand 6 x 19 de 3/4", a continuación se hallará:

f) Largo límite del cable de la jaula

Es el largo con el cual las tensiones producidas por el peso propio son iguales a las tensiones admisibles, con el coeficiente de seguridad adoptado.

Alejandro Novitzky en su libro "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - pag. 435, establece lo siguiente:

$$L_o = (\quad / m \times \quad) , \text{ en m.}$$

donde:

$$= \text{resistencia a la ruptura} = 150 \text{ kg/mm}^2 = 150 \times 10^6 \text{ kg/m}^2$$

$$m = \text{factor de seguridad del cable} = 10 \quad (\text{ver punto 6.4.3 (h)})$$

$$= \text{peso especifico condicional del acero} = 9.5 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$$

$$L_o = 150 \times 10^6 \text{ kg/m}^2 / 10(9.5 \times 10^3 \text{ kg/m}^3)$$

$$L_o = 1,579 \text{ m.}$$

g) Largo crítico del cable de la jaula

Es el cociente entre la resistencia a la ruptura y el peso especifico condicional.

El peso del cable de largo crítico es igual al esfuerzo de ruptura total de todos los alambres del mismo.

Alejandro Novitzky en su libro "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - pag. 435, establece que:

$$L_{cr} = \quad / \quad$$

siendo:

$$= \text{resistencia a la ruptura} = 150 \text{ kg/mm}^2 = 150 \times 10^6 \text{ kg/m}^2$$

$$= \text{peso específico condicional del acero} = 9.5 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$$

$$L_{cr} = 150 \times 10^6 \text{ kg/m}^2 / 9.5 \times 10^3 \text{ kg/m}^3$$

$$L_{cr} = 15,790 \text{ m.}$$

h) Potencia del motor del Winche

Según Pichot ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky - pag. 505, la potencia del motor del winche de extracción debe ser:

$$N = K \times Q_u \times H \times Z / 102 \times T \times n, \text{ en Kw}$$

siendo:

$$K = \text{coeficiente de resistencia del pique para extracción con jaula} = 1.3$$

ver punto 6.4.3 (e)

$$Q_u = \text{carga útil en kg} = 4,218 \text{ kg}$$

ver punto 6.4.3 (n)

$$H = \text{altura de extracción} = 250 \text{ m.}$$

$$Z = \text{factor de velocidad para jaulas} = 1.5$$

ver punto 6.4.3 (d)

$$T = \text{tiempo de un viaje de ida en seg.} = 62.5 \text{ seg.}$$

ver parámetros dinámicos finales, punto 6.4.3 (g)

$$n = \text{rendimiento de la transmisión} = 0.92 \text{ para engranaje simple}$$

(según Pichot)

$$N = (1.3 \times 4,218 \times 250 \times 1.5) / (102 \times 62.5 \times 0.92)$$

$$N = 350 \text{ kw} \times 1.3 \text{ (factor para convertir de kw a HP)} = 450 \text{ HP}$$

La ubicación del winche de izaje y demás detalles se observan en la Figura N° 7.

6.4.7.-TAMAÑO DEL COMPARTIMIENTO DE CAMINO

Las normas aplicadas en la instalación de escaleras y andamios, según el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (DS - 046 - 2001 - EM) son:

- a) Todo pique o inclinado de mas de 20m. de profundidad deberá tener un compartimento con escaleras para permitir el tránsito del personal. Este

compartimento debe estar separado, por medio de un tabique de seguridad, de aquel que se usa para el transporte mecánico.

- b) Las escaleras deben tener descansos a distancias no mayores de 5m.
- c) Las instalaciones eléctricas, tuberías y demás conductores se instalarán sólo en el compartimento de transporte de personal.
- d) Las escaleras usadas para el tránsito en las labores mineras no deberán tener una inclinación no más de 80 grados con la horizontal. Los peldaños deberán ser empotrados uniformemente espaciados y a una distancia no mayor de 30 cm.
Se colocará descansos de dimensiones adecuadas, por lo menos para el estacionamiento de un hombre en pie, alternadas a distancias no mayores de 5m. Los descansos deberán ser hechos con tablas horizontales y sujetas firmemente. Las escaleras deberán sobresalir no menos de 80 cm., por encima de los descansos a menos que se provea pasamanos adecuados, los cuales en todo caso, sobresaldrán en 80 cm. Establecidos.
- e) El compartimento de escaleras tendrá dimensiones adecuadas para el paso cómodo de una camilla en posición vertical.
- f) Es obligación mantener las escaleras y vías de tránsito limpias de objetos extraños y en perfecto estado de conservación.

Las siguientes normas son aplicadas en la instalación de escaleras:

- 1.- Debe existir una abertura mínima despejada en la abertura de la sección transversal de 24" medida entre la cara de los lados.
- 2.- La fijación de los lados no debe tener mas de 70 grados con respecto a la horizontal y deberá además tener plataformas cada 30 pies (aprox. Cada 10m.).
- 3.- Tener una adecuada holgura en la plataforma de acceso para el personal, esta deberá estar equipada generalmente con un piso adicional de 70 x 90 cm.

6.4.8.-TAMAÑO DE COMPARTIMENTO DE SERVICIOS

La regla de seguridad de diseño para dimensionar los compartimentos de servicios no es rígida, pero en el área de la sección transversal de los compartimentos se puede seguir las siguientes pautas:

- Localización separada para comunicaciones (señales) y líneas de emergencia.
- Espacio para localizar líneas de aire, agua y bombas.
- Holguras adecuadas para conductos.

- Espacio para columnas de soporte de cañerías

La Figura 7 A, muestra una sección típica del pique con su respectiva distribución de compartimentos y estructuras diversas.

6.4.9.-ARREGLO DE LOS COMPARTIMENTOS

La ubicación de los compartimentos de cualquier tipo, depende del diseño exterior, diseño subterráneo, del tipo y tamaño de Winches a usar. Ya que estos no son conocidos en el inicio del diseño, una etapa debe hacer primero una buena estimación y también preparar un cambio de arreglo a medida que el diseño final evolucione.

Es importante en la superficie, la orientación de los compartimentos con relación a las Winchas y torre de extracción. Para darle una mínima flexión a los cables, se requiere que la localización de la Wincha, con relación al pique y torre, sea en línea.

Debe ser considerado también el acceso de personal y materiales en la jaula..

Para Winchas de fricción la distancia de centro a centro sobre los compartimentos es importante para determinar la dimensión del tambor, además también es necesario la deflexión de la polea, tipo de cable y unión de este en los extremos.

6.4.10.-DISEÑO DE CASTILLO PARA EL PIQUE

Los refuerzos a los que deben resistir las estructuras de los castilletes y torres son: el peso propio, el peso de las poleas, eventualmente el peso de las máquinas de extracción, las reacciones de los cables, las sobrecargas las temperaturas y la presión del viento.

Además de los esfuerzos de extracción normal, la construcción debe resistir a los esfuerzos accidentales tales como subida de la jaula hasta la viga de choque, ruptura del cable y caída de éste sobre los taquetes de seguridad.

Según Gornoe, ver "Transporte y extracción en minas y a cielo abierto" - Alejandro Novitzky - pag 680, establece que:

El peso propio de los castilletes se determina por la relación siguiente:

$$G = 0.22 H_c S_{max}$$

donde:

H_c = Altura del castillete hasta el eje de la polea (m.)

S_{max} = Esfuerzo máximo de ruptura del cable = 21.5TM (ver Tabla N° 1)

Determinación de la altura del castillete

La altura del castillete (H_c) con disposición de polea sobre el mismo eje horizontal, se determina por:

$$H_c > h_1 + h_2 + h_3 + 0.75 R_p, \text{ en (m.)}$$

$$h_1 = \text{Altura de estacada (en extracción por jaulas)} = 6 - 10 \text{ m.}$$

$$h_2 = \text{Altura de la jaula con aparato de amarre} = 2.45 + 0.30 = 2.75 \text{ m.}$$

$$h_3 = \text{Altura libre de seguridad, para la protección de jaula} = 4 - 6 \text{ m.}$$

$$R_p = \text{Radio de polea} = 0.60 \text{ m.}$$

$$H_c > 6 + 2.75 + 4 + 0.75(0.60) = 13 \text{ m.}$$

Reemplazando en la formula:

$$G = 0.22 (13) 21.5$$

$$G = 13.26 \text{ TM (peso propio del castillete).}$$

El peso que soporta la estructura será:

$$W_{jaula} + W_{cable} + Q_u + W_{polea} + W_{estructura}$$

Reemplazando valores:

$$452 \text{ Kg} + 386 \text{ Kg} + 3,308 \text{ Kg} + 187.7 \text{ Kg} + 13,260 \text{ Kg}$$

$$W = 17,665.7 \text{ Kg} = 18 \text{ TM.}$$

Como el castillete será simétrico, las reacciones en los parantes o patas serán iguales:

$$R_p = W/4 = 18 \text{ TM}/4 = 4.5 \text{ TM.}$$

Entonces se debe buscar en las tablas del Steel Construction, vigas que soporten una carga de 4.5 TM como mínimo. Se puede optar por vigas del tipo W o los de perfiles en H.

Para los otros elementos de la estructura (uniones horizontales e inclinados), se puede optar por vigas ligeras del tipo B.

De cualquier manera se debe tener el cuidado necesario en la elección de las vigas de soporte (patas), puesto que estos reciben toda la carga actuante; así mismo la suma

de los pesos de todas las vigas actuantes no debe exceder a 13.26 TM (peso de la estructura sola)

La Figura N° 7 muestra el diseño propuesto para el castillete, el cual puede estar sujeto a modificaciones por efecto de otras cargas actuantes (fuerza del viento, nieve, etc, de acuerdo al terreno). La Figura N° 7 A, también muestra la vista en planta del pique con sus compartimentos de servicios; así como la ubicación de sus estructuras.

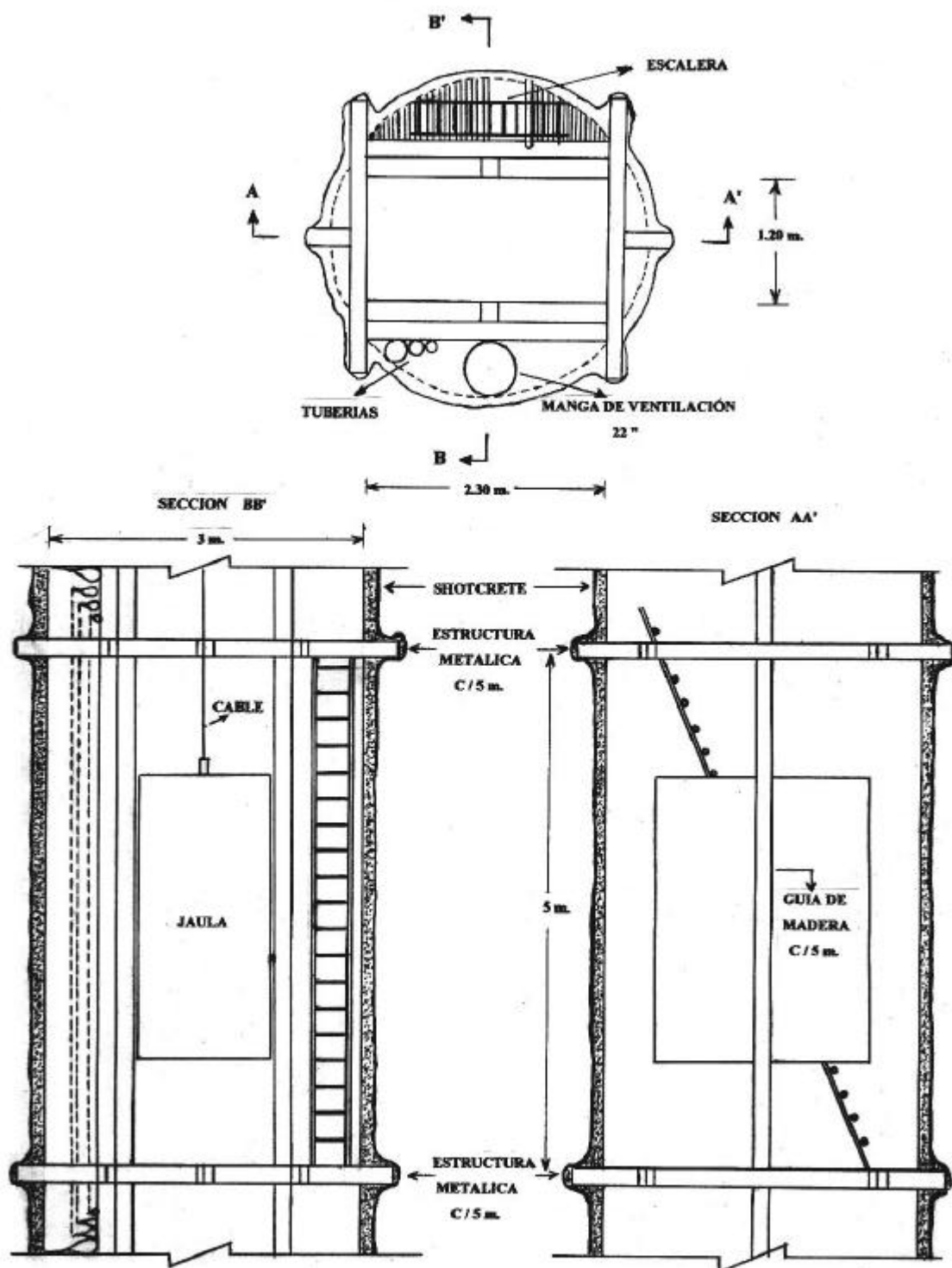


FIGURA N° 7-A
SECCION TIPICA DEL PIQUE MOSTRANDO DISTRIBUCION **E= 1 / 50**
DE COMPARTIMENTOS Y ESTRUCTURAS

6.5.- PERFORACION

En el aspecto técnico la construcción de un pique y galería para trabajos de minería del petróleo no se distingue mucho de la usual en las otras ramas de la minería, pero deben tomarse las mismas precauciones contra los gases del metano o grisú que se tienen en la minería del carbón.

6.5.1.- DETERMINACION DE LA SECCION DEL PIQUE Y GALERIA

La sección transversal del pique depende de las necesidades de transporte de material, personal, suministros que circulan por él, además depende del revestimiento para su estabilidad y de los costos de profundización y conservación del pique, teniendo claro desde un principio el propósito, ubicación e inclinación del pique. Una vez determinada la cantidad de estéril a transportar por el pique, se determinará el número de Winchas requeridos, como así también el tamaño de compartimentos necesarios para el transporte de personal, materiales, suministros etc., junto con el número y tamaño de instalaciones accesorias del pique.

Las dimensiones de los piques no son fijas y dependerán principalmente de las condiciones geológicas, son usuales para este caso piques circulares con un diámetro de 3m., lo que permite la colocación cómoda de todas las instalaciones mecánicas propias de trabajo minero.

De acuerdo a experiencias en otros países donde se realiza minería del petróleo y explotación del carbón se ha dado a los piques una sección circular ya que esta sección hará que el costo por sostenimiento disminuya considerablemente.

Para la galería de extracción se estima una gradiente de 0.25%, el cual permitirá el movimiento adecuado de los fluidos para no ocasionar estancamiento y el posterior deterioro del piso.

Son necesarias dimensiones que permitan el trabajo sin obstáculos; es decir que tenga la holgura suficiente para el transporte de personal, paso de la locomotora, así como espacio para la pala de carguío. La sección más óptima para esta labor teniendo en cuenta estos factores es:

$$h = 2.40\text{m.}$$

$$a = 2.10\text{m.}$$

6.5.2.-SELECCION DE EQUIPOS Y NUMERO DE UNIDADES

Para la construcción de estas labores mineras se recurren a las perforadoras neumáticas manuales. Las perforadoras neumáticas varían su peso entre 22 y 35 Kg por máquina a los que se le incluyen los cilindros de avance que varían de 10 a 15Kg.

De acuerdo a su aplicación hay diseñados 3 tipos:

- 1.- Jack legs : Perforan horizontalmente
- 2.- Stopper : Perforan verticalmente hacia arriba
- 3.- Jack hammer : Perforan hacia el piso

Para la construcción del pique se usarán las Jack hammer en número de 2 unidades, para la galería se usarán las Jack legs también en número de 2 unidades ambos tipos de máquinas con las siguientes características:

- Peso de máquina = 22 Kg.
- Presión = 6 bares.
- Diámetro de taladro = 30 mm.
- Longitud de taladro = 2.40m.

6.5.3.- RENDIMIENTO Y EFICIENCIA

Para la determinación de los rendimientos y eficiencias de estas máquinas perforadoras se consideran los siguientes aspectos:

- Condiciones de trabajo
- Calificación del personal
- Características de la máquina perforadora:
 - 1.- Dureza y tenacidad del terreno.
 - 2.- Volumen y presión de aire comprimido.
 - 3.- Volumen de agua.
 - 4.- Tipo de broca y diámetro de perforación.
 - 5.- Destreza del perforista.
 - 6.- Condiciones ambientales de trabajo (temperatura, flujo de aire, etc.)
 - 7.- Planeamiento de los ciclos de operación.
 - 8.- Distancia de echaderos.
 - 9.- Disponibilidad de equipo.
 - 10.- Velocidad de operación.

Simulación de la operación de perforación del pique

A = área del pique	= 7.06m ²
V = Velocidad de perforación	= 0.65m/min.
Longitud de taladro	= 2.4m.
Tiempo perf./ taladro = 2.4m./ (0.65m./min.)	= 3.7 min/tal + Posic. y Emboq.
	= 3.7` + 2` = 6 min.
Volumen / taladro = 2.4 x 0.6 x 0.5 x 0.7	= 0.50m ³ / tal.
TM/ taladro = 0.50m ³ /tal. X 1.62 TM/ m ³	= 0.81 TM/tal
Producción(TM/min.) = (0.81 TM./ tal) / (6 min.)	= 0.13 TM/min.
Tiempo perf. / guardia = 0.75 x 0.7 x 8hr.	= 4.2hr.
Producción / guardia = 4.2hr.x 60min.x 0.13TM/min .	= 34.3 TM/guardia
TM/corte completo = 7.06 x 2.4 x 0.7 = 11.86m ³ x 1.62T /m ³	= 19.20 TM.
N de taladros / frente = 19.20 TM / (0.81TM/tal)	= 22 tal.
N de taladros a perforar / guardia = 22 + 58(Contorno)	= 80 tal.

Horas de perf. = 4.2hr. x 60min./hr = 252min. / (6min./tal.) = 42 tal/perf.

80 tal./ (42tal/perf) = 2 perforadoras.

Simulación de la operación de perforación de la Galería..

A = área de la galería	= 4.57m ² .
V = velocidad de perforación	= 0.65m./min.
L = longitud de taladro	= 2.4m.
Tiempo perf./ tal.	= 6 min.
Volumen / taladro = 2.4 x 0.6 x 0.5 x 0.8	= 0.57 m ³ /tal.
TM / tal = 0.57 m ³ /tal. X 1.64TM/m ³ .	= 0.94TM/tal.
Producción (TM/min.) = (0.94TM/tal) / (6min/tal)	= 0.15 TM/min.
Tiempo perf./guardia = 0.75 x 0.7 x 8 hr.	= 4.2 hr.
Producción/guardia = 4.2 hr.x 60 x 0.15TM/min	= 37.8 TM/guardia
TM / corte completo = 4.57 x 2.4 x 0.8 = 8.77m ³ x 1.64TM/m ³	= 14.3 TM.
Taladros/frente = 14.3TM / 0.94 TM/tal	= 17 tal.
Taladros a perforar/ guardia = 17 + 52(contorno)	= 70 tal.

1 perforadora = 6min./tal.

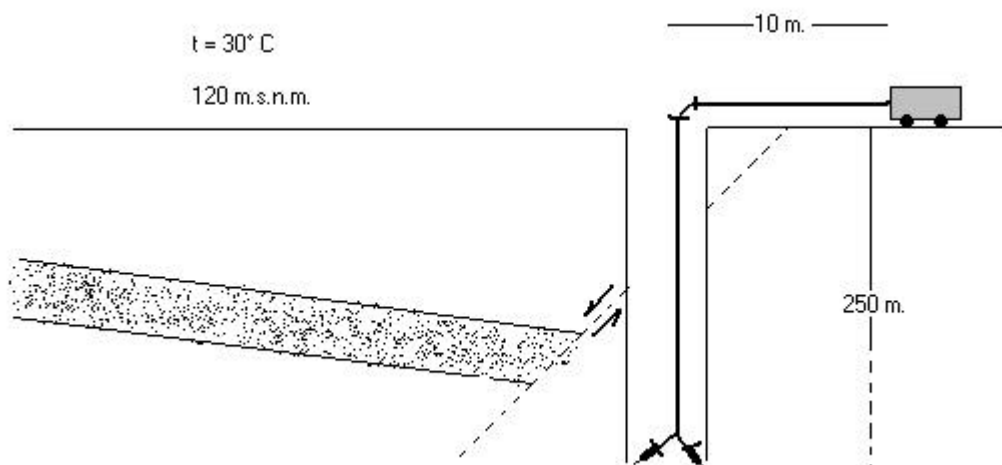
4.2 hr. x 60min/hr. = 252 min./ (6 min/tal) = 42 tal/perf.

70 tal/ (42tal/perf.) = 2 perforadoras.

6.5.4.-EQUIPOS AUXILIARES Y ACCESORIOS

Cálculo del tamaño del compresor y diámetro de tuberías para aire comprimido.

PRIMER TRAMO PARA EL PIQUE



a) Tamaño del compresor

1) Demanda de aire

PERF.	CFM C/U	CFM C. TEOR.	FACTOR DE SIMULTAN.	CONSUMO REAL	FUGA 15%	TOTAL CFM
2	120	240	1.0	240	1.15	276

2) SCFM ----- FAD

SCFM (pie³/min.)

P1 = 1.013 bar

V1 = 276 SCFM

T1 = 288.6° K = 15.6° C

FAD (requerido)

P2 = 1 bar = 14.5 psi

V2 = ?

T2 = 30° C = 303° K

$$V2 = P1 \times V1 \times T2 / (T1 \times P2)$$

$$V2 = 1.03 \times 276 \times 303 / (1 \times 288.6) = 293.5 \text{ SCFM.}$$

b) Diámetro de la tubería1) Radio de compresión

Presión de trabajo = 80 psi = 6 bares (neumático)

P atm = 1 bar = 14.5 psi.

= P ab. De entrada / P ab. admisión

= 80 + 14.5 / 14.5 = 6.52 a 1

2) Diámetro de tubería (pulg)

Vd = volumen presurizado a 80 PSI, presión de trabajo.

Vd = FAD / = 293.5 pie³/min. / 6.52 = 45 pie³/min x 0.00283

Vd = 1.27 m³/ min.

0.00283 = factor de conversión de pie³/min a m³/ min

D = 5.74 Vd / 6 = 5.74 1.27 / 6 = 2.64 pulg = 3 pulg

3) Accesorios

1 codo 1 te 2 válvulas 2 reducciones

(0.8) (4.8) (1.2) (2)

Inventario de tuberías y accesorios (ver Tabla N° 7)

(ACCESORIO UNIDADES) (L. EQUIVALENTE)

D	L(m)	CFM	codo	te	valv.	reducc.	codo	te	valv.	reducc.	La	L+La
3"	260	293.5	1	1	2	2	0.8	4.8	1.2	2	8.8	268.8

4) Caida de presión unitaria

Q = 293.5 = 300 CFM, D = 3", P trabajo = 80 PSI

Según tabla para estos datos P/100` = 0.08

PSI P/100`

75 ----- 0.10

80 ----- x

100 ----- 0

x = 0.08 psi/100`

5) Caída de presión a lo largo de la línea:

D ("	L + La(m)	CFM	P/100`	P(psi)
3	268.8	300	0.08	0.70

3 268.8 300 0.08 0.70

P = 0.08psi / 100` x 3.28/m. x 268.8m = 0.70 psi

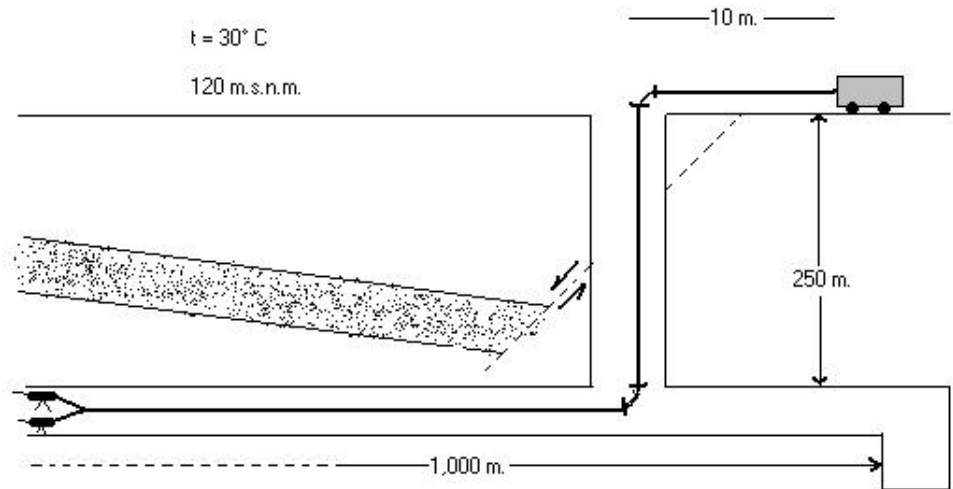
0.70 psi < 10 psi

TABLA N° 7

LONGITUD DE TUBERIA EQUIVALENTE

EQUIPO		DIAMETRO INTERNO EN mm.							
		1" 25	2" 50	3" 80	4" 100	5" 125	6" 150	8" 200	10" 250
LA COMPUERTA ABIERTA		0.3	0.6	1.0	1.3	1.6	1.9	2.6	3.2
LA PARCIALMENTE		5.0	10.0	16.0	20.0	25.0	30.0	40.0	50.0
LA		1.5	3.0	4.5	6.0	8.0	10.0		
LA		4.0	7.0	12.0	15.0	18.0	22.0	30.0	36.0
LA		7.5	15.0	24.0	30.0	38.0	45.0	60.0	
LA		2.0	4.0	6.4	8.0	10.0	12.0	16.0	20.0
		0.3	0.6	1.0	1.2	1.5	1.8	2.4	3.0
		0.4	0.8	1.3	1.6	2.0	2.4	3.2	4.0
		1.5	3.0	4.0	6.0	7.5	9.0	12.0	15.0
LA DIRECTO		0.5	1.0	1.6	2.0	2.5	3.0	4.0	5.0
LA YUNION		1.5	3.0	4.8	6.0	7.5	9.0	12.0	15.0
LA REDUCCION		0.5	1.0	2.0	2.5	3.1	3.6	4.0	6.0

SEGUNDO TRAMO PARA LA GALERIA



Los puntos 1, 2 y 3 iniciales son exactamente iguales a lo anteriormente descrito y los valores son también constantes, analicemos entonces los puntos siguientes:

Inventario de tuberías y accesorios

(ACCESORIOS Y UNIDADES)										(L. EQUIVALENTE)		
D	L(m)	CFM	codos	valv.	reducc.	te	codos	valv.	reducc.	te	La	L + La
3"	1,260	293.5	2	2	2	1	1.6	1.2	2	4.8	9.6	1269.6

4) Caída de presión unitaria

$Q = 293.5 = 300 \text{ CFM}$, $D = 3"$, $P_{\text{trabajo}} = 80 \text{ PSI}$

Según tabla para estos datos $P/100' = 0.08$

PSI	P/100'
75	0.10
80	x
100	0

$$X = 0.08 \text{ psi}/100'$$

5) Caída de presión a lo largo de la línea

D(")	L + La(m)	CFM	P/100'	P(psi)
3	1,269.6	300	0.08	3.33

$$P = 0.08 \text{ psi}/100' \times 3.28/\text{m.} \times 1,269.6 = 3.33 \text{ psi.}$$

$$3.33 \text{ psi} < 10 \text{ psi.}$$

Si disminuimos el diámetro de tubería a $2 \frac{1}{2}"$, aumenta la caída de presión a 11.90 > 10 psi.

6.5.5.-CONSUMO Y COSTOS

En función del equipo estudiado, se considera la velocidad de penetración, los consumos específicos, barrenos, lubricantes, mano de obra y depreciación de equipo, bajo este esquema se determinará el costo unitario para 1m. de taladro. Este debe considerarse como precio unitario en (\$/m.)

Costo operativo de perforación (\$/m.)

El costo operativo de perforación con equipos Jack hammer y Jack leg (22Kg) y taladros de 30mm. de diámetro.

CONSUMOS ESPECIFICOS

a) Consumo de aire comprimido (m³/m. de taladro)

Factores de cálculo - consumo específica de aire comprimido a 6 bares del perforador:

- C esp. perf. = 4.15m³/min.
- Factor de simultaneidad = K1 = 0.7
- Factor para tiempo auxiliar = K2 = en función de la competencia de la roca

ROCA	K2
ROCA COMPETENTE	1.1
ROCA DE COMPETENCIA MEDIA	1.2
ROCA POCO COMPETENTE	1.3

- Velocidad de penetración (m/min.) = $300 \times N / ((c / 100 + 3.6) \times d^2)$

donde:

- V = Velocidad de penetración (m/min.)
- c = Resistencia ala compresión (Kg/cm²)
- N = Potencia de la perforadora (KW)
- d = Diámetro de taladro (mm.)

La velocidad V está en función del tipo de roca y la resistencia compresiva.

TIPO DE ROCA	RESISTENCIA A LA COMPR. UNIAXIAL Kg/cm ²	Velocidad de penetración (m/min.)	
		Jack hammer	Jack leg
ROCA COMP.	1,000 - 1,400	0.24	0.21
ROCA COMP. MED.	400 - 600	0.40	0.36
ROCA POCO COMP.	100 - 200	0.65	0.64

Reemplazando valores en la expresión se tiene:

$$0.65 = 300 \times N / ((150 / 100 + 3.6) \times 402)$$

$$N = 17.68 \text{ Kw (potencia de la perforadora)}$$

Por lo tanto el consumo de aire comprimido será:

$$Qa.c. = K2 / K1 \times Cesp. Perf. / V \text{ (m}^3\text{/m. de taladro).}$$

$$Qa.c. = 1.3 / 0.7 \times 4.75 / 0.65 = 11.85 \text{ m}^3\text{/m. de taladro.}$$

b) Consumo de barrenos integrales (Unidad/ m. de taladro)

Los consumos están en función de la roca (velocidad de penetración)

CONSUMO	DENOMINACION		R. COMPET.	R.COMP.MED.	R. POCO COMP.
Q INTEGR.	BARRENO	m/tal	150	300	600
	2.4m.	U/m/tal	0.07	0.0035	0.0017
Q BROCAS	BROCA EN	m/tal	200	400	800
	CRUZ	U/m/tal	0.005	0.0025	0.0013
Q BARRENO	BARRENO	m/tal	600	1,200	2,400
	1.8m	U/m/tal	0.0017	0.00083	0.00042

c) Consumo de lubricantes (lts/m. de taladro)

Teniendo en cuenta el consumo promedio de 1 lt/guadía y perforadora (en 4 hr. efectivas de perforación).

$$Q_{lub.} = 1/\text{tal. Perf. Por guardia (lt/m. de taladro)}$$

Taladros perforados por guardia:

$$T \text{ guardia} = 4\text{hr/guadía} \times 60\text{min/hr} \times 0.70(K1) \times Vm/\text{min.}$$

$$T \text{ guardia} = 168 \times V = 109.2\text{m./guardia} / 2.4\text{m./tal} = 45.5 \text{ tal/guardia}$$

$$Q_{lub.} = 1/45.5 \text{ (lt/m. taladro) } = 0.021 \text{ lt/m. de taladro.}$$

d) Consumo de agua de perforación (lt/m. de taladro)

El agua de perforación será abastecida por agua subterránea y obtenida de pozos perforados en el subsuelo, adyacente al área de explotación.

Se considera un consumo de:

$$Q_{\text{agua}} = \underline{10 \text{ lt/min. perforado}}$$

$$0.65 \text{ m./min. perforado}$$

$$Q_{\text{agua}} = 15.4 \text{ lts/m. de taladro}$$

e) Consumo de mano de obra (H - guardia / N. taladro)

Se considera que el personal de perforación está compuesto por 2 mineros, 1 jefe perforista y 1 ayudante.

$$Q_{\text{mo}} = 2\text{hg} / T_{\text{guardia}} = 2\text{hg} / 45.5 \text{ tal/guardia} = 0.043 \text{ hg/m. tal.}$$

f) Depreciación del equipo (U / m/tal)

Perforadora, barra lubricador.

La vida económica del equipo en un régimen de trabajo de 3 guardia/día y 300 días efectivos / año es de 2 años, en este tiempo se perforará:

T total:

$$V \times 4\text{h/g} \times 60\text{min/hr} \times 0.7(K1) \times 1\text{g/día} \times 300 \text{ días/año} \times 2 \text{ años}$$

$$T_{\text{total}} = 79,716\text{m. de taladros}$$

$$Q_{\text{de.}} = 1 / 79,716 = 0.0000125 \text{ U/m. tal}$$

g) Mantenimiento del equipo, repuestos y accesorios para la perforación (Omant.)

Representan el 25% de la depreciación.

1.- COSTO DE AIRE COMPRIMIDO (US \$)

(Incluido combustible para accionar el compresor diesel)

a) Para el pique

$$Q_{\text{a.c.}} = 11.85\text{m}^3/\text{m. tal} \times 80 \text{ taladros} = 948\text{m}^3\text{a.c./m.} \times 250\text{m.}$$

$$= 237,000\text{m}^3\text{a.c.} \times \$ 0.10/\text{m}^3\text{a.c.} = \textbf{\$ 23,700}$$

b) Para la galería

$$Q_{\text{a.c.}} = 11.85\text{m}^3/\text{m. tal} \times 70 \text{ taladros} = 853.2\text{m}^3\text{a.c./m.} \times 1,000\text{m.}$$

$$= 853,200\text{m}^3\text{a.c.} \times \$ 0.10/\text{m}^3\text{a.c.} = \textbf{\$ 85,320}$$

$$\textbf{Costo total = US \$ 109,020}$$

2.- COSTO DE BARRENOS**a) Para el pique**

Q barr. = 0.0035 unidades/m. tal x 80 taladros x 250m.

$$= 70 \text{ unidades} \times \$200/\text{unidad} = \$ 14,000$$

b) Para la galería

Q barr. = 0.00035 unidades/ m. tal x 70 taladros x 1,000m.

$$= 252 \text{ unidades} \times \$ 200/\text{unidad} = \$ 50,400$$

Costo total = US \$ 64,400

3.- COSTO DE LUBRICANTES**a) Para el pique**

Q lub = 0.021 lt/m. tal x 80 taladros x 250m

$$= 420 \text{ lt} \times \$ 3.84/\text{lt} = \$ 1,612.8$$

b) Para la galería

Q lub = 0.021 lt/m. tal x 70 taladros x 1,000m.

$$= 1,512 \text{ lt} \times \$ 3.84/\text{lt} = \$ 5,806$$

Costo total = US \$ 7,418.8

4.- COSTO DE AGUA DE PERFORACION**a) Para el pique**

Q agua = 15.4 lt/m. tal x 80 taladros x 250m

$$= 308,000 \text{ lt} \times \$ 8.00/1,000 \text{ lt} = \$ 2,464.0$$

b) Para la galería

Q agua = 15.4 lt/m. tal x 70 taladros x 1,000m.

$$= 1,078,000 \text{ lt} \times \$ 8.00/1,000 \text{ lt} = \$ 8,624.0$$

Costo total = US \$ 11,088

5.- COSTO DE MANO DE OBRA**a) Para el pique**

Qmo = 0.086 h-g/m. tal x 80 taladros x 250m..

$$= 1,720 \text{ h-g} \times \$ 8.10/\text{h-g} = \$ 13,932$$

b) Para la galería

$$Q_{mo} = 0.086 \text{ h-g/m. tal} \times 70 \text{ taladros} \times 1,000\text{m.}$$

$$= 6,020 \text{ h-g} \times \$ 8.10/\text{h-g} = \$ 48,762$$

Costo total = US \$ 62,694

6.- COSTO DE DEPRECIACION

a) Para el pique

$$Q_{dep} = 0.0000125 \text{ unidades / m. tal} \times 80 \text{ taladros} \times 250\text{m.}$$

$$= 0.25 \text{ unidades} \times \$ 7,000/\text{unidad} \times 2 \text{ unidades} = \$ 3,500$$

b) Para la galería

$$Q_{dep} = 0.0000125 \text{ unidades / m. tal} \times 70 \text{ taladros} \times 1,000\text{m.}$$

$$= 0.9 \text{ unidades} \times \$ 7,000/\text{unidad} \times 2 \text{ unidades} = \$ 12,600$$

Costo total = US \$ 16,100

7.- COSTO DE MANTENIMIENTO

$$25\% \text{ de la depreciación} = 0.25 (16,100)$$

Costo total = US \$ 4,025

COSTO TOTAL OPERATIVO DE PERFORACION

(para el uso de 2 perforadoras en cada guardia)

ITEM	VALOR US \$
• Aire Comprimido 1'090,200m ³ a.c. x \$ 0.10/m ³ a.c.	109,020.00
• Barrenos 322 unidades x \$ 200/unidad	64,400.00
• Lubricantes 1,932 lts x \$ 3.84/lit	7,418.00
• Agua de perforación 1'386,000 lts x \$ 8.00/1,000lt	11,088.00
• Mano de obra 7,740 h-g x \$ 8.10/h-g	62,694.00
• Depreciación 1.15 unidades x \$ 7,000/unidad x 2 unidades	16,100.00
• Mantenimiento 25% (depreciación)	4,025.00
TOTAL	274,745.00

6.6.- VOLADURA

6.6.1.- CALCULO DEL NUMERO DE TALADROS

Los factores que influyen en la determinación del número de taladros requeridos son varios pero los más importantes son:

- Tamaño de la labor
- Naturaleza de la formación rocosa
- Grado de fragmentación requerida
- Diámetro de la carga a ser usada
- Tipo de corte
- Tipo de explosivos

Para determinar realmente la cantidad de taladros, se tiene que experimentar en el propio terreno, dependiendo de los factores ya mencionados; no habrá un número exacto de taladros para toda la profundización ya que de acuerdo al avance se encontrará diferente litología, lo cual hará variar el diseño de malla inicial.

La siguiente expresión nos ayudará a calcular aproximadamente el número de taladros:

a) Para el pique

$$N_t = P/dt + C \times S$$

donde:

$$P = \text{perímetro} = S \times 4$$

dt = distancia entre los taladros periféricos y depende del tipo de roca:

0.5 - 0.55 (rocas suaves y tenaces)

0.6 - 0.65 (rocas intermedias)

0.7 - 0.75 (rocas suaves)

$$S = \text{sección} = r^2$$

Dando valores a la expresión se tiene:

$$P = 3.1416 \times 1.52 \times 4 = 10.63\text{m.}$$

dt = como se trata de areniscas y lutitas = 0.7

C = roca suave = 1

$$S = 3.1416 \times 1.52 = 7.06\text{m}^2$$

$$N_t = 10.63 / 0.7 + 1 \times 7.06 = \mathbf{22 \text{ taladros}}$$

A estos taladros se les agregarán 58 taladros que determinarán el contorno de la voladura controlada:

$$22 + 58 = 80 \text{ taladros}$$

b) Para la galería

$$N_t = P/dt + C \times S$$

$$P = S \times 4$$

$$P = 4.57 \times 4 = 8.55\text{m.}$$

Con las mismas características anteriormente vistas tendremos:

$$dt = 0.7$$

$$C = 1$$

$$S = h(a) - 0.1073(a)^2 = 4.57\text{m}^2$$

$$N_t = 8.55/0.7 + 1 \times 4.57 = 16.78 = \mathbf{17 \text{ taladros}}$$

A estos taladros se le agregarán 51 taladros que determinarán el contorno en la voladura controlada.

$$17 + 51 = 68 \text{ taladros.}$$

6.6.2.-DIAGRAMA DE DISPARO

Al buscar maximizar la eficiencia de los explosivos, se debe conseguir que rompan en dos caras libres, para lo cual alguno de los taladros se perforan con cierto ángulo de modo que forman una abertura, estos taladros se perforan formando un ángulo hacia la cara libre, los demás rompen hacia la cara formada por estos.

La distribución de los taladros en los diagramas de voladura se efectúa cuidando 2 factores:

- 1) Obtener una pared tan lisa e intacta como sea posible, usando precorte se puede conseguir lo deseado en la roca sin dañar las cajas, lo que nos llevará a un bajo costo de revestimiento de las paredes.
- 2) Asegurar la voladura a una buena fragmentación para facilitar la limpieza de desmonte, para lograr esto se debe planear un consumo de explosivo adecuado e igualmente los metros perforados , para evitar la presencia de bancos grandes después de efectuar la voladura.

6.6.3.-DISEÑO DE MALLA

siendo:

= ángulo de inclinación de los taladros.

Se asume una inclinación de $2^{\circ}30'$ para dar facilidad a la salida de los taladros, obtener mayor fragmentación de la roca, obtener menor consumo de explosivos, etc.

Para los taladros periféricos la inclinación de estos facilita el correcto emboquillado de las máquinas perforadoras.

Para el pique

Fila 3

= $2^{\circ}30'$

Fila 4

= $2^{\circ}30'$

Fila 5

$\text{Arctag} = 0.10/2.40 = 2.29$

= $2^{\circ}30'$

FILA	BURDEN (m.)	ESPACIAMIENTO (m.)	LONGITUD (m.)	INCLINACION
1	0.15	0.35	2.40	
2	0.35	0.50	2.40	
3	0.50	1.00	2.40	$2^{\circ}30'$
4	0.80	1.00	2.40	$2^{\circ}30'$
5		0.15	2.40	$2^{\circ}30'$

Para la galería

Fila 3

= $2^{\circ}30'$

Fila 4

$\text{Arctg} = 0.1/2.40 = 2.26 = 2^{\circ}30'$

FILA	BURDEN (m.)	ESPACIAMIENTO (m.)	LONGITUD (m.)	INCLINACION
1	0.15	0.25	2.40	
2	0.25	0.35	2.40	
3	0.80	1.00	2.40	2°30`
4		0.15	2.40	2°30`

6.6.4.- SELECCION DEL CORTE O CUELE

Es la etapa más difícil e importante en toda excavación y consiste en producir una cara libre en el seno del material altamente confinado.

Constituye la parte mas importante de la voladura ya que de esta depende el trabajo y eficiencia de los demás taladros.

Se optará por el corte quemado, teniendo como taladro central uno de 80 mm de diámetro para ambas labores. Este taladro no debe ser cargado puesto que actuará como cara libre para la salida sucesiva del resto de la tanda.

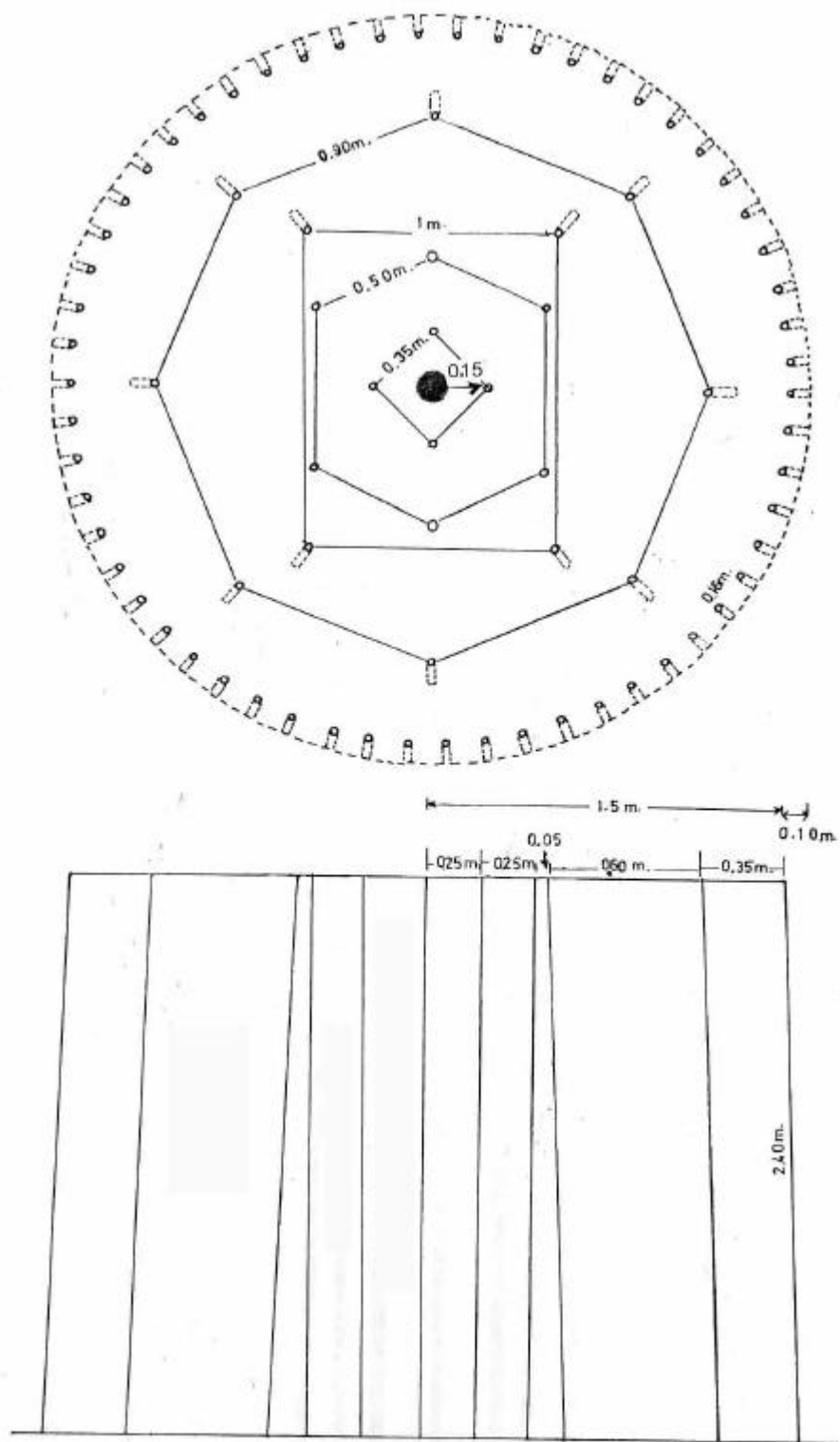
Cabe indicar que los taladros del cuele deben ser cargados en un 50% mas que el resto, ya que de estos depende la salida del resto de la tanda.

Los diseños de malla y salida para el pique y galería así como otras características de estos, se observan en las Figuras N° 8, 9,10,11.

6.6.5.- PROFUNDIDAD DE LOS TALADROS

Se determina por el ancho de la sección, el método de arranque y las características del equipo a utilizarse. En corte quemado puede perforarse de 2 a 3m. de profundidad, optando para fines de prueba 2.4m. y de acuerdo a las condiciones del terreno que se vayan atravesando se observará si es necesario disminuir la profundidad de estos.

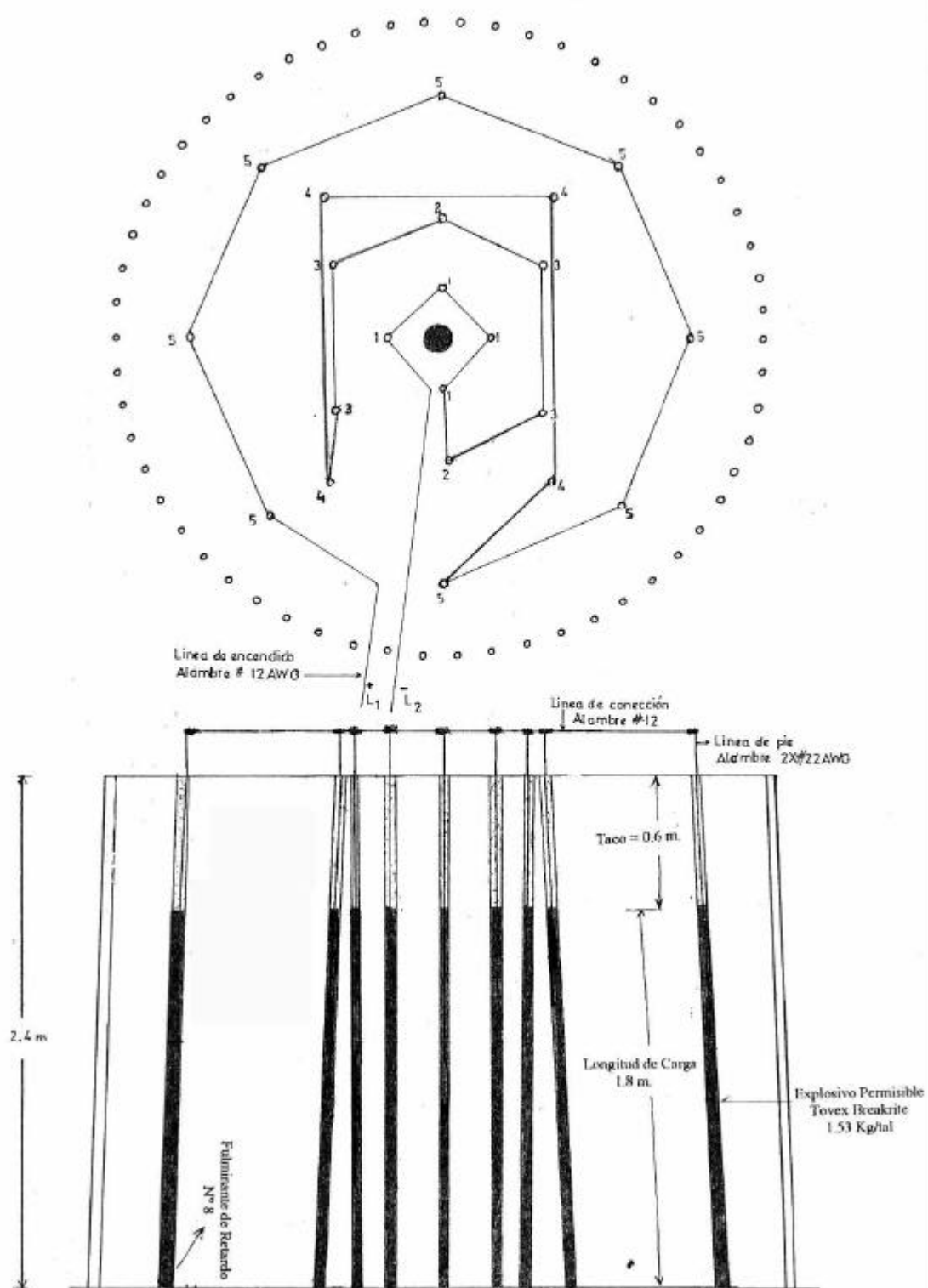
Estas especificaciones obedecen tanto para el pique de acceso así como para la galería de extracción.



DISEÑO DE MALLA PARA EL PIQUE.

FIGURA N° 8

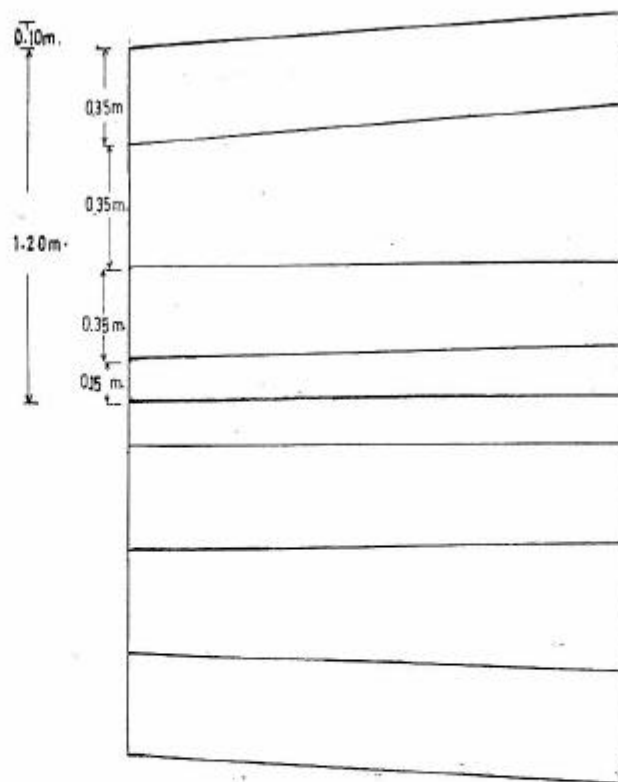
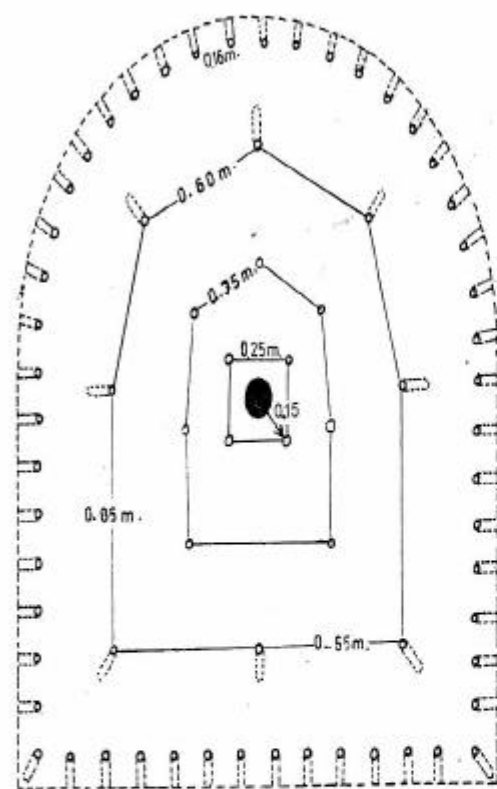
$$E = 1 / 25$$



SECUENCIA DE SALIDA PARA EL PIQUE

$E = 1 / 25$

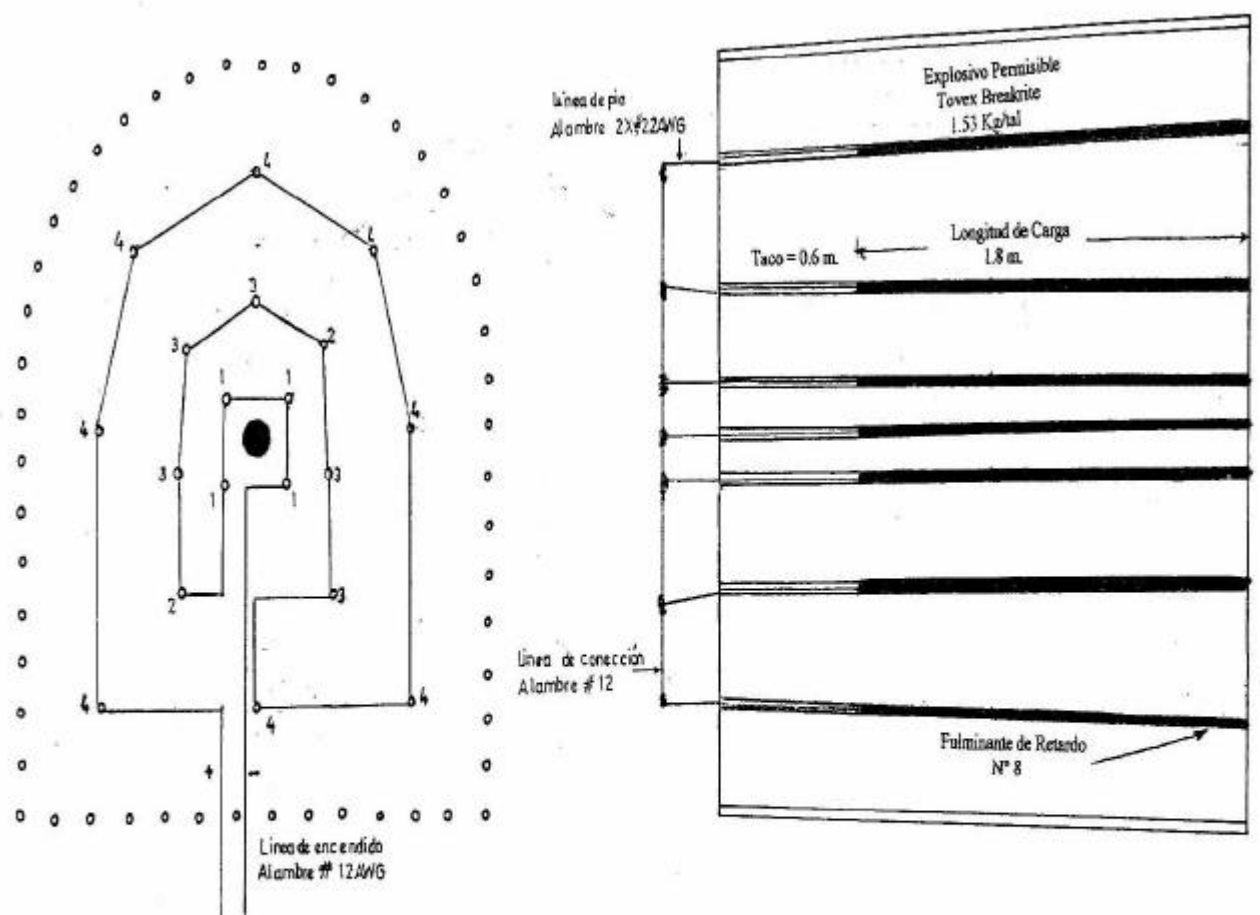
FIGURA N° 9



DISEÑO DE MALLA PARA LA GALERIA.

FIGURA N°10

$$E = 1 / 25$$



SECUENCIA DE SALIDA PARA LA GALERIA.

$E = 1 / 25$

FIGURA N° 11

6.6.6.-DIAMETRO DE LOS TALADROS

Como las secciones de las labores a desarrollar no son muy significativas, podemos inicialmente elegir diámetros de perforación pequeños (30mm.), para ambas labores. Esta elección también estará sujeta a modificaciones, conforme se vayan desarrollando los trabajos.

6.6.7.-SELECCION DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

En las minas de petróleo esta terminantemente prohibido el uso de los explosivos que se emplean en la minería de los metales, en determinados casos y bajo condiciones favorables, (por ejemplo cuando el sitio de excavación se halla distante de los reservorios petrolíferos), se admite el empleo de los explosivos del tipo de seguridad contra el grisú:

- 1.- Explosivos de seguridad ----- clase 1
 - a) Explosivos gelatinizados de seguridad, Dinamitas gelatinizadas.
 - b) Explosivos nitroamoniacales de seguridad
- 2.- Explosivos de seguridad ----- clase 2
Explosivos en cartuchos metálicos
- 3.- Explosivos de seguridad ----- clase 3
Explosivos a base de aire liquido
Explosivos a base de dióxido de carbono, proceso cardox
Proceso hidrox
Proceso chemical
Proceso airdox o de Armstrong

Estos explosivos son permitidos en las minas de carbón, donde suelen presentarse frecuentemente las emanaciones del metano o grisú.

Las medidas de seguridad prescritas para el manejo de explosivos en las minas de carbón, son de aplicación también en las de petróleo.

Tres son los puntos principales que deben observarse:

- 1) Aireación conveniente, no debiendo exeder en ningún momento de 0.3% la proporción de metano en el aire de mina.
- 2) Prohibición de explosivos que no sean de los llamados de seguridad contra el grisú.
Los explosivos de seguridad contra el grisú deben tener las siguientes características fundamentales:

- a) Duración suficientemente breve, de la transformación explosiva.
- b) Temperatura lo mas baja posible, de los gases formados por la explosión.
- c) Presión de explosión no excesiva, para una carga moderada y lo suficientemente para los fines perseguidos en práctica.
- d) Velocidad de detonación adecuada.
- e) Longitud y duración de la llama de explosión lo más pequeña que sea posible.

La velocidad de explosión no debe pasar de 3,000m/seg., pero tampoco debe ser demasiado lenta como en el caso de la pólvora negra cuya aplicación en minas con gas metano sería demasiado peligrosa, por su lentitud de combustión.

La presión de explosión depende de la carga explosiva; por consiguiente cualquier explosivo de seguridad resulta peligroso, cuando se le utilice imprudentemente, en taladros demasiado grandes; tampoco debe sobrepasarse el volumen máximo de carga, que se indica por cada marca comercial.

Entre los explosivos de seguridad desempeñan un rol importante los explosivos nitroamoniacaes, por que ofrecen una seguridad relativamente grande en el manejo.

Se especifica sobre el uso de explosivos permisibles en la minería del carbón, los siguientes requisitos:

- 1) El explosivo admitido para el uso debe corresponder, en todo respecto, a la muestra que le fue suministrada para la prueba.
- 2) Que se detone con un fulminante no menor que el número 8 (antigrisú).
- 3) Que se almacene en polvorines sobre tierra bajo condiciones adecuadas y que una vez llevado bajo tierra, sea utilizado antes de las 36 hr.
- 4) Que el explosivo se acomode propiamente, en el taladro perforado y que sea taponeado con un material incombustible.
- 5) Que la carga no sea detonada en presencia de una mezcla peligrosa de gas.
- 6) Que la cantidad usada en un tiro no exceda de 1.5 lb., cuando se detone bajo estas condiciones.
- 7) Que la cantidad usada no exceda de 3 lb., cuando se detona, bajo ciertas exigencias adicionales, como por ejemplo, que la perforación sea mas de 3m. de largo.

Al emplearse los explosivos de seguridad contra el grisú debe tenerse presente que los explosivos de baja velocidad absorben fácilmente humedad y se deterioran por esta

circunstancia. Ellos deben almacenarse adecuadamente en cantidades no muy grandes y siempre utilizarse primero el explosivo más antiguo.

El empleo de los explosivos de seguridad en las minas de petróleo se reduce sólo necesariamente a la excavación del pique, cuando la capa petrolífera o gasífera se halla aún lejos y a la galería que corre en estratos estériles, bajo las mismas condiciones.

Teniendo en cuenta todas las condiciones anteriormente expuestas y realizando las consultas técnicas pertinentes al proveedor (FAMESA); se recomienda utilizar para la ejecución del proyecto al:

EXPLOSIVO PERMISIBLE TOVEX - BREAKRITE

Se trata de un explosivo del tipo Hidrogel, con una densidad de 1.26 gr/cm³.

Este explosivo es comercialmente más fácil de encontrar en el Perú, su representante es FAMESA; quien puede asesorar técnicamente para su uso más adecuado.

Se recomienda la iniciación con el sistema eléctrico, utilizando para ello a los fulminantes de retardo N° 8, para no efectuar el chispeo convencional y evitar una explosión por la posible presencia de gas en el ambiente.

La razón fundamental del uso de éste sistema de iniciación se basa en el control que ejerce sobre las vibraciones del terreno, facilita el control de ruidos; así como la optimización de la fragmentación del material volado. En suma nos asegura un buen control del área circundante, distorsionándola lo menos posible; que es lo que finalmente se desea.

La distribución de los tiempos de retardo en los frentes, será de acuerdo a la secuencia de caras libres que deseamos tener; asegurando de ésta manera la salida de todos ellos.

Otra opción recomendada sería el uso del proceso cardox:

PROCESO CARDOX

Cardox no es un explosivo propiamente dicho sino un proceso base de dióxido de carbono líquido que produce expansión al ser detonado eléctricamente. Se le emplea en los EE.UU, Inglaterra, Japón y Alemania, como explosivos de seguridad en las minas de petróleo. El ácido carbónico líquido se envasa para el uso en un cartucho de acero, cuyo

largo es de 0.45 - 1.65m. y su diámetro de 35 - 64mm., la cantidad envasada es de 0.11 - 2.80 Kg por carga.

Cuando un cartucho cardox se detona eléctricamente, una cantidad de gas produce por expansión un aumento de presión en el tubo que contiene el ácido carbónico líquido. Cuando la presión llega a cierto valor (presión rompedora), se rompe en el extremo del cartucho cardox un disco y el ácido carbónico produce el efecto de reventor debido a su fuerte poder de expansión. La presión de romper puede graduarse entre 1,300 y 2,800 Ks/cm², utilizando discos de resistencias diferentes. Al expandirse parte del ácido carbónico actúa sobre dos cuñas de tal manera que mantienen al cartucho cardox en una posición fija.

Aunque el costo del procedimiento cardox es generalmente mas alto que el de los explosivos usuales, su empleo es forzoso para la seguridad contra mezclas detonantes, pudiendo aplicárselo en el avance de galerías aún cuando el aire de mina contenga una cantidad elevada de metano.

El problema de este explosivo, es que comercialmente no es muy conocido en el Perú y a nivel mundial; teniendo que recurrir a sus fabricantes en Alemania.

Por tanto concluimos que todos los cálculos sucesivos se harán en base al explosivo permisible TOVEX-BREKRITE.

Nota: Si se presentará algún inconveniente al utilizar la iniciación con el sistema eléctrico, éste puede estar sujeto a modificación y una buena alternativa de cambio sería el sistema none.

6.6.8.-ELECCION DEL METODO DE VOLADURA

Para la construcción de las labores mineras en este tipo de terreno que se presenta, el método más ventajoso es el de Voladura Controlada (principio de la detonación simultanea de taladros alineados y estrechamente separados para obtener paredes lisas.

Dentro de la voladura controlada encontramos:

Perforación en línea (Line Drilling), control de fractura límite. Una hilera de taladros sin carga explosiva, espaciadas estrechamente crea un plano de debilidad; efectuándose el corte por efecto de la voladura principal.

Ventajas:

Se considera adecuado para controlar el exceso de fracturas de la voladura (sobrerotura). Brinda caras limpias y lisas con mínimo uso de explosivo., teniendo bajo costo en revestimiento de las paredes.

Desventajas:

La perforación es cara y tediosa.

Pero el costo por perforación se justifica debido a que:

Se debe cuidar el fisuramiento de la roca para evitar la fuga de petróleo y/o gas por estas. Cómo la litología a atravesar es de lutita (estratificación plana), mediante los taladros de contorno evitaremos en gran parte la caída de planchones y deformación del contorno de las labores.

Se debe hacer mención que tanto la voladura de la galería de extracción; así como la del pique de acceso serán hechas a sección completa.

Los diseños de voladura, así como otros aspectos se grafican en las Figuras N° 8,9,10 y 11.

6.6.9.-CONSUMOS Y COSTOS

CONSUMOS:

1.- Determinación de la potencia del explosor

- Para un sistema de circuito en serie de 22 taladros de alambre de conexión #12 de 60' y una línea de encendido de 1,000', alambre # 12 AWG.

$$R_{\text{total}} = R_{\text{espoletas}} \times N_{\text{espoletas}} + R_{\text{línea de conexión}} + R_{\text{línea de encendido}}$$

$$R_{\text{total}} = 2.32 \times 22 + (1.58/100') \times 1,000' = 66.84$$

$$\text{Asumiendo que } V = 250V$$

$$I = 250/66.84 = 3.74 \text{ Amp.}$$

$$\text{Potencia} = V \times I = 250 \times 3.74 = 935 \text{ Watts.}$$

2.- Determinación del consumo de alambres

Para el pique

L.de pie 2x#22AWG = 2.4m. x 22 x 3.28 = 173`/disparo x 147disp.= 25,471pies

L. de conexión #12 = 60`/disp x 147 disparos = 8,820 pies

L. de encendido #12 AWG = 300` x 147disp. = 44,100 pies

Con 70% de avance se tiene 147 disparos para llegar a los 250m.

Para la Galería

L. de pie 2X#22AWG = 2.4 x 20 x 3.28 = 157`/ disp. X 500disp. = 78,500`

L. de conexión #12 = 60`/disp. X 500disp. = 30,000`

L. de encendido #12 AWG = 300` x 500disp. = 150,000`

Con 85% de avance se tendrá 500 disparos para alcanzar los 1,000m.

3.- Determinación de la cantidad total de explosivo requerido

En líneas generales podemos decir que la cantidad de explosivo a utilizar por cada taladro depende de la tenacidad de la roca y de la dimensión del frente de voladura, para esto influyen: el número, diámetro y profundidad de los taladros; y el tipo de explosivos e iniciadores a emplear.

Se debe tener en cuenta también que la cantidad de explosivo por m³ a volar disminuye cuanto más grande sea la sección de la labor y también aumenta cuanto más dura sea la roca.

A continuación se harán una serie de cálculos que facilitarán la obtención de la carga total de explosivo para el presente estudio:

- **Determinación del burden real (B):**

Según ASH se tiene que,

$$B(\text{pies}) = \frac{K_b \times D(\text{pulg})}{12}$$

12

Donde K_b depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado.

Su valor oscila entre 20 - 40.

Cómo la roca a volar se trata de lutita, tomamos un valor de $K_b = 26$

$$B(\text{pies}) = \frac{26 \times 30}{25.4}$$

12

$$B = 2.7 \text{ pies} = 0.8 \text{ m.}$$

$$K_s = 1.2$$

$$S = 1.2 \times B = 0.96 = 1 \text{ m.}$$

La malla propuesta a ser utilizada será: 0.8m. x 1m.

- Concentración lineal de carga (q):

$$q = 7.854 \times 10^{-4} \times \text{dens. Explosivo (gr/cm}^3\text{)} \times \text{diámetro tal. (mm)}$$

$$q = 7.854 \times 10^{-4} \times 1.26 \times 30^2$$

$$\mathbf{q = 0.85 \text{ kg/m-tal}}$$

- Carga total (Q):

$$Q = q \times L \text{ (long. de carga)}$$

$$L = \text{Long. de taladro - Taco}$$

$$K_t = 0.7 - 1.0$$

Se tomará un valor de 0.7

Así se tiene:

$$T = 0.7 \times B$$

$$T = 0.7 \times 0.8 = \mathbf{0.6 \text{ m.}}$$

$$L = 2.4 - 0.6 = \mathbf{1.8 \text{ m.}}$$

Por lo tanto:

$$Q = 0.85 \text{ Kg/m-tal} \times 1.8 \text{ m.}$$

$$\mathbf{Q = 1.53 \text{ Kg/tal}}$$

- Factor de potencia (Fp):

$$0.8 \times 1 \times 2.4 \times 0.8 \times 1.64 = \mathbf{2.5 \text{ TM/tal (galería)}}$$

$$0.8 \times 1 \times 2.4 \times 0.7 \times 1.64 = \mathbf{2.2 \text{ TM/tal (pique)}}$$

$$F_p = 1.53 / 2.5 = \mathbf{0.6 \text{ Kg/TM (galería)}}$$

$$F_p = 1.53 / 2.2 = \mathbf{0.7 \text{ Kg/TM (pique)}}$$

Se observa que estos valores son relativamente altos, pero para fines de prueba los tomaremos como validos e iremos cambiando los parámetros de voladura para obtener el factor de potencia real.

- Cantidad total de explosivo necesario para remover todo el material de las labores a desarrollar.

Para el pique de acceso:

Se cargarán 22 taladros por disparo para un avance de 1.7m.

$$\underline{22 \text{ tal} \times 1.53 \text{ Kg/tal} \times 250\text{m.}}$$

1.7m.

4,950 Kg de explosivos

Para la galería de extracción:

Se cargarán 17 taladros por disparo para un avance de 2m.

$$\underline{17 \text{ tal} \times 1.53 \text{ Kg/tal} \times 1.000\text{m.}}$$

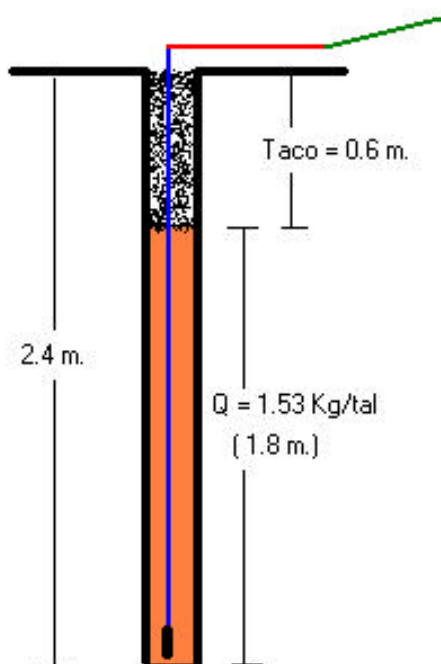
2.0 m.

13,005 Kg de explosivo

Por lo tanto la cantidad de explosivo total que se necesitará es:

$$13,005 + 4,950 = 17,995 = \mathbf{18,000 \text{ Kg.}}$$

El gráfico adjunto muestra la distribución de carga que tendrían los taladros en ambas labores.



4.- Mano de obra chisperos:

El mismo personal de perforación se encargará al final de guardia de efectuar esta operación.

COSTO TOTAL OPERATIVO DE VOLADURA

ITEM	VALOR US \$
- Explosor, modelo CD-450-50J 12 unidades x \$ 2,500/unidad	30,000.0
- Galvanómetro digital, modelo DGA 12 unidades x \$ 750/unidad	4,000.0
- Alambre 2N°22 AWG (L. de pie) 104,000 pies x \$ 0.20/pie	20,800.0
- Alambre N° 12 (L.de conexión) 40,000 pies x \$ 0.20/pie	8,000.0
- Alambre N° 12 AWG (L. de encendido) 200,000 pies x \$ 0.20/pie	40,000.0
- Explosivo permisible (TOVEX-BREAKRITE) 18,000 Kg x \$ 10.00/Kg	180,000.0
- Fulminante eléctrico de retardo N° 8 (Antigrisú) 13,750 unidades x \$ 2.50/unidad	34,375.0
TOTAL	322,175.0

6.7.- VENTILACION

La ventilación del aire en las labores subterráneas tiene un doble fin:

- Mantener una temperatura adecuada que permita a las personas el trabajo a condiciones soportables.
- Evaluar todo el aire viciado con grisú y otros hidrocarburos.

6.7.1.-CLASIFICACION DEL AIRE DE MINA

Se distinguen aire fresco o bueno, aire viciado (CO₂, N₂, CO, CH₄, H₂S) y aire explosivo CH₄ etc. El aire normal contiene 21 partes de oxígeno, 79 partes de nitrógeno y 0.04% de ácido carbónico; además contiene vapor de agua, variando la humedad relativa con la temperatura.

6.7.2.-VOLUMEN

Un hombre requiere según la actividad que desempeña, 20 - 40 lt/min. de aire fresco. En las minas donde no hay una renovación inmediata del aire de mina, una persona necesita 750lt o 3/4m³ por minuto, pero en condiciones normales se da 1 - 2m³ por minuto, y en las minas de petróleo 3m³ por minuto y persona.

En las minas de petróleo de Francia y Alemania, una corriente de aire de 5m³ por persona, satisface a las exigencias reglamentarias y mantiene un ambiente muy favorable de trabajo.

6.7.3.-TEMPERATURA DEL AIRE DE MINA

Para el cálculo de volumen de aire que se requiere para una mina y las dimensiones de los ventiladores, es indispensable medir la temperatura en todos los pozos que existen en el campo petrolífero, que se va a explotar por medio de técnicas mineras y así conocer con exactitud el gradiente geotérmico.

La medición de la temperatura se realiza simultáneamente con varios termómetros, o donde sea factible por medio del procedimiento eléctrico que las diversas compañías de servicio de pozos han desarrollado.

El aire de mina que circula, debe ser seco, pues cuando esta húmedo, a los 35° C el trabajo se hace difícil e insoportable, entre los 35 a 40 °C, la acumulación de calor en el cuerpo humano no deja evaporar el sudor bajo tales condiciones. En caso de incendios, un hombre debidamente protegido puede realizar trabajo por pocos minutos a temperaturas de 60° a 80° C.

Una aseveración que se puede hacer es que mientras más elevada sea la temperatura mejor será el drenaje del fluido.

El cuadro N° 6.1 muestra la temperatura a la que se encontrará la galería (32° C).

6.7.4.-MEZCLA DE METANO Y OTROS HIDROCARBUROS

Los gases más importantes en las minas de petróleo son las mezclas de hidrocarburos, principalmente metano o grisú CH₄, los problemas que su presencia crea, son los mismos que en la minería del carbón. El metano no tiene color ni olor, arde y no es tóxico, pero demanda el mayor cuidado por la posibilidad de asfixia y su tendencia de formar mezclas explosivas.

Este gas se desprende del petróleo y sale por las fisuras de las rocas o directamente de arenas gasíferas; son frecuentes las irrupciones súbitas de gas, además cuando baja la presión atmosférica, hay mayor desprendimiento de gas; como también aumento en el drenaje del petróleo. Siendo más liviano que el aire, el metano difunde hacia arriba pudiéndose acumular en rincones y galerías poco ventiladas dando lugar a la formación de mezclas peligrosas. Una mezcla de aire con metano no se desmescla espontáneamente.

La seguridad minera fija el contenido máximo de metano en el aire de mina, como sigue:

	%CH ₄
En Inglaterra (minas de carbón)	2
En Holanda (minas de carbón)	1.5
En Alemania (minas de carbón)	1
En Alemania (minas de carbón)	0.7
Cuando se hace uso de corriente eléctrica:	
En las minas de petróleo de Alemania	0.3
En el Perú, según el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera en su artículo 86 y 206	máximo 5,000 ppm ó 5 %

Cuando no se ha logrado mantener un porcentaje menor a dichos valores, las labores mineras en determinados sectores del campo, tienen que paralizarse obligatoriamente.

Los trabajos extraordinarios para remediar la situación de emergencia, como la instalación de ventiladores, perforación de sondajes dirigidos de desgasificación, tuberías de desgasificación, tuberías de evacuación, etc., requieren permisos especiales de la autoridad de seguridad minera, y la reanudación de las labores demanda una inspección oficial previa y una medición continua de control de gas evacuado.

6.7.5.-EXPLOSIBILIDAD DE LOS HIDROCARBUROS

Cuando el aire de mina contiene de 5 a 14% de metano constituye una mezcla exclusiva; pero también debajo del 5% subsiste el peligro de detonación, en presencia de polvo suspendido y por compresión. Aún cuando en mezclas de arriba de 14% de metano la llama de las lámparas de seguridad a gasolina se apaga y una chispa eléctrica no produce detonación, las mezclas altas resultan peligrosas para la respiración por su bajo contenido de oxígeno.

La temperatura de inflamación de una mezcla explosiva es de 650°C, pero existe un retardo de 10 seg. cuando un alambre eléctrico candente se acerca a la mezcla. Por este motivo las lámparas están construidas de tal manera que los focos se eyectan automáticamente en caso de rotura del vidrio de seguridad.

El metano se presenta en estado puro sólo en las minas de carbón; en las de petróleo, esta mezclado con otros hidrocarburos que forman mezclas detonantes con porcentajes inferiores a los valores indicados.

Mezclas explosivas resultan:

(Con valores de:)	(A partir de:)
gasolina	1.4%
etano	2.5%
gas natural	4.6%

El carácter explosivo de las mezclas con gas natural aumenta cuando contiene mayor porcentaje de gasolina y etano.

Causas de explosión de las mezclas de aire de mina con gases de hidrocarburos, son los siguientes:

- Descuido de los trabajadores (control de fósforos).
- Lámparas de seguridad inadecuadas.
- Uso de explosivos no permitidos
- Corto circuito eléctrico
- Rotura de focos en lámparas eléctricas.
- Chispas causadas por herramientas al golpear rocas o nódulos de pirita.
- Choque de rocas conglomeradas entre si, etc.

Los gases de explosión en las minas tienen la siguiente composición:

Nitrógeno	80 - 85%
Oxígeno	12 - 17%
Acido carbónico	4 - 7%
Monóxido de carbono	0.5 - 1.5%

Estos gases de explosión son tóxicos, aun en gran dilución con el aire.

6.7.6.-CONTROL DE AIRE DE MINA

Por lo menos dos veces al día el capataz analizará rutinariamente el aire en los sitios más importantes de la mina, anotándose en cada sector, sobre pizarras bien visibles, la hora del análisis, temperatura y volumen del aire que circula, su contenido de metano y finalmente, el número de personas que se permite trabajar en él.

Para la determinación de metano se puede proceder de diferentes modos:

- Análisis químico, que es muy exacto, pero que demanda demasiado tiempo para fines prácticos, su exactitud es de 0.02%.
- Detector de gas según Piket.
- Detector de metano M.S.A. de Mine Safety Appliance, con una exactitud de medición de 0.1 - 0.05% de metano.

6.7.7.-SISTEMA DE VENTILACION

En las minas de petróleo la ventilación se efectúa en forma similar a las que están en práctica en las minas de carbón, sea con corriente de ascensión o de bajada.

Para calcular el volumen de aire y la capacidad de los ventiladores se precisa tomar en cuenta el desarrollo máximo que tendrá la mina de petróleo en el transcurso de los años, la temperatura del subsuelo, la posible cantidad de gas que se pueda presentar, las dimensiones de la galería, de las tuberías de fierro y las pérdidas por fricción en las paredes. Cuando el volumen de aire requerido aumenta demasiado, el pique no alcanza para manejarlo, entonces se recurre a los pozos antiguos de petróleo, los mismos que serán habilitados para ventilación adicional.

Para evitar que sea demasiado grande el recorrido de circulación, las presiones y sección de galería, la corriente de aire se distribuye en la galería dividiéndolo según secciones por medio de la instalación de compuertas simples y dobles y de trampas o cortinas de circulación, estratégicamente distribuidas, así se conduce un volumen mayor o menor de aire a determinado frente de trabajo. La subdivisión de la mina en secciones debe ser sencilla, pues cuando es complicada por un número demasiado grande de compuertas, se hace difícil su vigilancia y aumentan los sitios de posible acumulación de mezclas peligrosas de aire y metano, que es lo que se procura evitar. En ciertos casos se recurre por eso a una ventilación subterránea independiente del sistema general utilizando un ventilador auxiliar y tubos a presión.

En las labores subterráneas se utilizan tuberías de fierro de gran diámetro para conducir el aire en los sitios donde se necesita; fabricándose de fierro laminado y soldado; se conoce con el nombre de Lutten; su largo es de 2, 3 y 4m. y el espesor de pared de 0.7m.

Los paños están acoplados de diferentes maneras: en forma cónica, por cuñas, anillos de jebe, etc. Las uniones debe ser perfectas para evitar pérdidas de presión y volumen de aire.

Según el largo total del tramo de ventilación y las presiones con que se trabaja, varían de diámetro entre 200 y 800mm.

Existen dos clases de tubería de ventilación:

Tipo B, para impulsar el aire a presión.

Tipo S, para aspirar el aire.

Cuando se trata de recorridos largos de aire comprimido a través de dichas tuberías, debe calcularse exactamente el volumen del aire y su presión para estar seguro que llegue la cantidad deseada al sitio de trabajo.

En las cámaras de refugio y otros sitios, donde el aire de mina debe mantenerse en las mejores condiciones, se emplea de preferencia una ventilación de aire a presión, admitiéndosele a través de una tubería de fierro “Lutten” referida o cuando es factible, a través de sondajes abandonados.

Cuando hay una gran influencia o exceso de metano, gases de explosión y mezclas peligrosas de aire y metano, se le evacua directamente por medio de aspiración a través de la tubería de aire para evitar que dichos gases recorran todas las labores mineras.

Como la aspiración no actúa uniformemente sobre todo el frente de trabajo, existe por lo tanto, el peligro de acumulación de gas peligroso en alguno de sus rincones; utilizándose en tales casos ventiladores portátiles que impulsan aire hacia el frente por medio de tuberías de un largo de 10 a 20m., según las circunstancias. Para evitar al trabajador las molestias que causa una corriente continua de aire, se aplica al extremo abierto de la cañería una especie de persiana movable que desvíe el chiflón.

6.7.8.-CALCULO DEL CAUDAL DE AIRE REQUERIDO

Para realizar trabajos de minería de petróleo en lo que respecta a la ventilación, se tomará en consideración los standares existentes en minería del carbón.

De acuerdo al Reglamento de Seguridad e Higiene Minera en su artículo 205(a), para minas de carbón establece que la cantidad mínima de aire por hombre deberá ser de $4.5 \text{ m}^3/\text{min}$ hasta 1,500 m.s.n.m.

$$4.5 \text{ m}^3/\text{min.}/\text{hombre} = 160 \text{ pies}^3/\text{min.}/\text{hombre}$$

$$Q = 160 \times 16 \text{ personas (como máximo).}$$

$$Q = 2,560 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Trabajamos con $5,000 \text{ pies}^3/\text{min.}$ dando un margen de seguridad, encontramos la velocidad del aire.

Según el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera en su artículo 204(e), establece que la velocidad del aire en interior mina no será menor de 20 m/min. ni mayor a 250 m/min.

Como se trata de una mina de petróleo con posible presencia de metano consideramos una velocidad de 30 m/min. ó 94 pies/min., la misma que puede estar sujeta a modificación si la presencia de metano así lo considera.

Sección de la galería = 2.40m. x 2.10m. + 7.8' x 6.8' = 53 pies²

Q = 53 pies² x 94 pies/min. = 4,982 pies³/min. = 5,000 pies³/min

Encontramos presión

Q = 5,000 pies³/min.

como:

W lugar = peso específico del aire donde vamos a trabajar = lb/pie³

W standard = peso específico standard = 0.075 lb/pie³

T lugar = 32° C = 549.6° R

P lugar = 1 atm = 14.7 psi

W lugar/W standard = P lugar/P standard = T lugar/ T standard

W lugar = 1.0 x (14.7 psi/14.7 psi x 549.6 °R / 530° R)

W lugar = 1.035 lb/pie³ (120 m.s.n.m.)

Los ventiladores trabajan con 2" H₂O y 10"H₂O al nivel del mar.

2/1.035 = 1.93 = 2" H₂O

10/1.035= 9.46 = 9" H₂O

Longitud de todo el tramo = 4,100 pies (250m. de pique y 1,000 m. de galería)

4,100'/100'= 41 tuberías de 100'

2"/41 = 0.048"/100'

9"/41 = 0.21"/100'

Caída de presiones estimadas primer tanteo

Si Q = P D⁵ / 0.256

	D	16" = 1.333`	18" = 1.5`	20" = 1.6`	22" = 1.833`
	D ⁵ /0.256	4.054	5.446	7.091	8.95
P	P	CAUDAL			
0.05	0.224	910	1220	1580	2005
0.15	0.387	1570	2120	2740	3463
0.25	0.500	2020	2720	3540	4475
0.35	0.591	2400	3220	4190	5295
0.45	0.670	2720	3650	4750	
0.55	0.741	3000	4035	5254	
0.65	0.806	3260	4389		
0.75	0.866	3510	4716		

Ejemplo : $910 = 0.224 \times 4.054 \times 1,000 = 910$

Se necesitan $5,000 \text{ pie}^3/\text{min}$.

Se elegirá la manga de 22" de diámetro, con un $Q = 5,295 \text{ pie}^3/\text{min}$. y $P = 0.35"$

Pest. = $0.35" \times 41$ tuberías de 100'

Pest. = 14.35 " de agua.

6.7.9.-CALCULO DE LA POTENCIA DEL VENTILADOR Y CONSUMO DE ENERGIA

a) Potencia del ventilador

$$\text{HP} = \text{Pest.} \times Q \times 5.2 / 33,000$$

siendo:

Pest. = pulg. de agua

$Q = \text{pie}^3/\text{min}$

$5.2 / 33,000 = \text{cte de conversión de pulg de agua} \times \text{pie}^3/\text{min} \text{ a HP}$

$$\text{HP motor} = 14.35 \times 5,000 \times 5.2 / 33,000 = \mathbf{15 \text{ HP}}$$

Necesitamos 5 ventiladores de 15 HP para poder llevar el aire por medio de mangas desde la superficie hasta la Galería de explotación, en 5 tramos.

Así mismo necesitaremos 1 ventilador que aspire el aire viciado y lo lleve hasta la superficie.

b) Consumo de energía para accionar el ventilador

Se debe insuflar $5,000 \text{ pie}^3/\text{min}$. de aire a una distancia de 250 m.(los ventiladores se colocarán cada 250m).

$$V = 5,000 \text{ pie}^3 \times \text{dens. de aire}$$

$$V = 5,000 \text{ pie}^3 \times 1.213 \text{ Kg}/\text{m}^3 \times 0.028 \text{ m}^3/\text{pie}^3 = 169.82 \text{ Kg.}$$

La energía necesaria para mover esta cantidad de aire es:

$$169.82 \text{ Kg} \times 250 \text{ m.} = 42,455 \text{ Kg-mt.}$$

$$1 \text{ KW - hr} = 367,100 \text{ Kg-mt}$$

$$\times = 42,455 \text{ Kg-mt}$$

$$\times = 0.11 \text{ KW - hr}$$

Sí:

$$1 \text{ KW - hr} = \$ 0.20$$

$$0.11 \text{ KW - hr} = \times$$

$$\times = \mathbf{US \$ 0.022 / min.}$$

Para los 2 años de construcción

Trabajando 3 guardias / día se tiene:

$$\text{\$ } 0.022 / \text{min} \times 60 \text{min} / \text{hr} \times 24 \text{ hr} / \text{día} \times 365 \text{ día} / \text{año} \times 2 \text{ años}$$

$$= \text{US \$ } 23,126.4/\text{año/ventilador}$$

Los ventiladores trabajarán las 24 horas del día, desde que empieza la construcción de las labores, de éste modo tenemos que conforme se vaya avanzando se irán colocando los ventiladores. De acuerdo a éste análisis se tiene que para cuando se haya acabado los trabajos de construcción de pique de acceso y galería de extracción estarán trabajando los 6 ventiladores.

Por lo tanto el consumo de energía para los 2 años de construcción podemos estimarlo en:

$$\text{\$ } 23,126.4 / \text{ventilador} \times 6 \text{ ventiladores} = \text{US \$ } 138,758.4$$

Para la vida del proyecto

A pesar de que la galería de extracción y el pique de acceso estarán revestidos de concreto, para evitar las posibles fugas de gas y /o petróleo; la ventilación no debe dejar de trabajar las 24 horas del día.

Así se tiene:

$$\text{\$ } 69,379.2 / \text{año} \times 12 \text{ años} = \text{US \$ } 832,550.4$$

Se puede obtener un ahorro de energía utilizando los pozos petrolíferos abandonados existentes en la zona de estudio (6), acondicionándolos como ductos de ventilación; ingresando aire desde la superficie a las zonas que así lo requieran y racionando el uso de ventiladores contribuyendo así a un enorme ahorro de energía.

Si existieran problemas de chispas con los tableros que accionan los motores de los ventiladores, estos podrían ser reubicados en superficie en la boca de los pozos petrolíferos existentes en la zona y desde allí se podría insuflar aire a interior mina.

Otra alternativa sería cambiar la energía que acciona el ventilador por aire comprimido, utilizando el compresor de la perforación para éste fin.

De acuerdo a los obstáculos que se presenten se tomará la mejor decisión que nos permita mantener óptima seguridad en el lugar de trabajo.

6.7.10.-SELECCION DEL VENTILADOR

Se seleccionarán 5 ventiladores impelentes y 1 aspirante con las siguientes características:

Potencia del motor = 15 HP
 Caudal de aire requerido = 5,000 pie³/min.
 Presión estática = 0.35" H2O

Se selecciona el modelo R250 centrífuga, con volumen de aire de 5,000 CFM, con un consumo de 125CFM, para mangas de 22" de diámetro.

6.7.11.-SELECCION DEL METODO DE VENTILACION

La figura N° 12 muestra un diagrama del aspecto que ofrece un sistema de ventilación aspirante e impelente.

6.7.12.-COSTO TOTAL OPERATIVO DE VENTILACION

ITEM	VALOR US \$
• Manga de ventilación de 22" 1,250 m. X \$ 25.00/m. (impelente)	31,250.0
250 m. X \$ 25.00/m. (aspirante)	6,250.0
• Consumo de energía de los ventiladores (solamente para los 2 años de construcción)	138,758.4
TOTAL	176,258.4

CUADRO 6.1

TEMPERATURAS TOMADAS DE LOS REGISTROS ELECTRICOS

POZO	TEMP. DE FONDO		TEMP. DE SUPERFICIE		PROFUNDIDAD FINAL (pies)
	°F	°C	°F	°C	
5888	105	40.5	70	21.1	3950
1927	114	45.5	78	25.5	3918
7244	120	48.8	81	27.2	3729
1607	130	54.4	105	40.5	7124
1756	114	45.5	75	23.8	2284
1748	131	55.0	83	28.3	6108

82

27.7

$$\text{GRADIENTE} = \text{TF} - \text{TS} / \text{PF}$$

POZO	°F / pie	°C / pie
5888	0.0068	0.0049
1927	0.0091	0.0051
7244	0.0100	0.0057
160'7	0.0035	0.0019
1756	0.0170	0.0095
1748	0.0078	0.0043

0.0093

0.0052

$$\text{TEMPERATURA REQUERIDA} = \text{PROF. FALERIA} \times \text{GRADIENTE} + \text{TS}$$

$$\text{T. REQUERIDA} = 820 \text{ pies} \times 0.0052^{\circ}\text{C/pie} + 27.7 = 32^{\circ}\text{C}$$

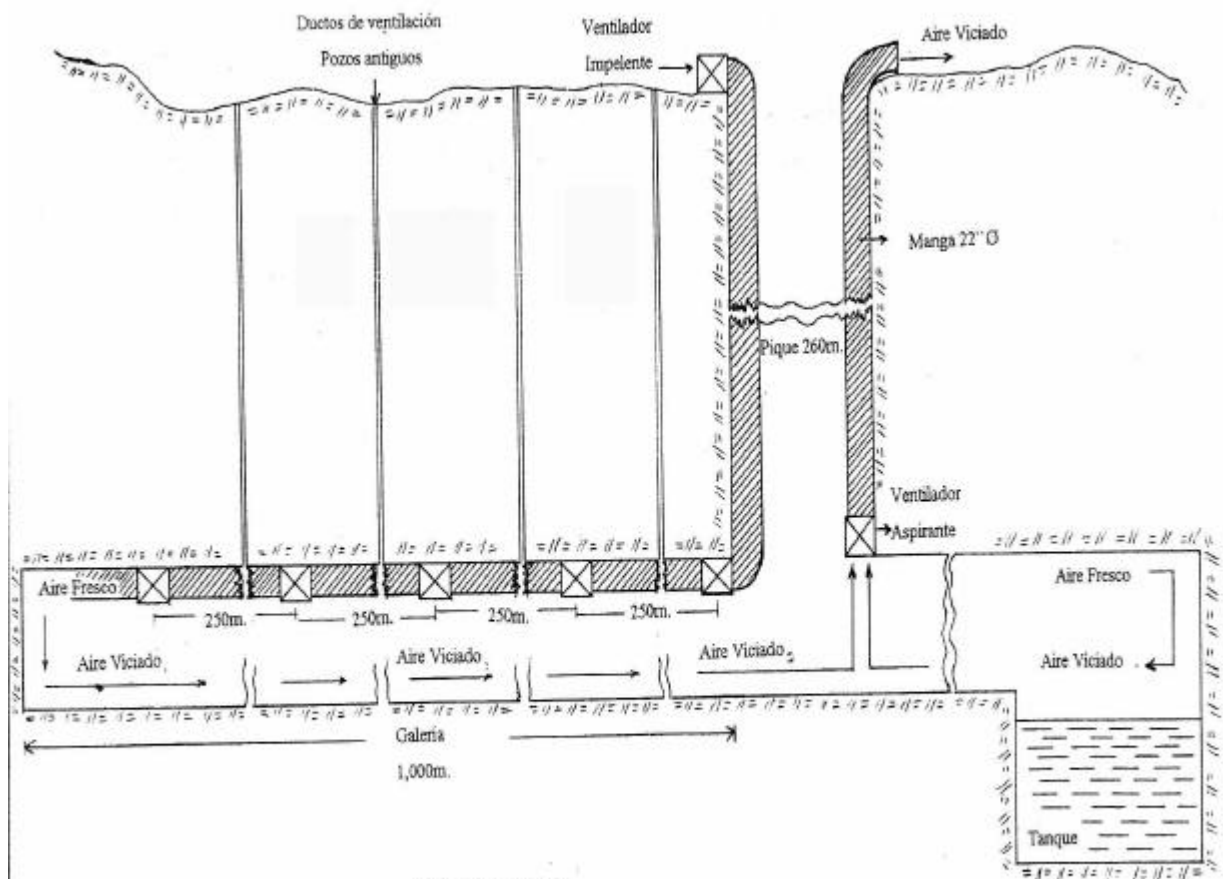


FIGURA N° 12
DISEÑO DE VENTILACION.

E = 1 / 100

6.8.-LIMPIEZA Y EXTRACCION

a) Limpieza de la galería

La limpieza de toda labor minera requiere de un tratamiento especial, puesto que de este depende el avance del ciclo de minado.

6.8.1.-SELECCION DE EQUIPO Y MATERIALES

Para la limpieza del pique y la galería se hará uso de los siguientes equipos:

- 1 Locomotora B.E.V; modelo WR-5 a batería para arrastre de 10 - 12 TM.
Peso = 1.5 TM
- 1 Pala neumática EIMCO 12B sobre rieles.
Longitud = 1.080m.
Ancho = 0.67m.
Altura = 1.970m.
Peso = 1.909 TM.
Número de motores = 16 CV.
- 12 carros mineros, se pueden mandar a construir de acuerdo a las dimensiones de la jaula:
Longitud = 2.20m.
Ancho = 1.0m.
Altura = 1.30m.
Capacidad de tolva = $0.97\text{m}^3 = 1.6 \text{ TM}$.
- Rieles de 30 lb/yd.
Longitud = 2,200m.
- 500 Eclisas de 30 lb/yd.
- 2,000 pernos rieleros con tuerca (1/2" x 2 1/2")
- 5,000 clavos rieleros de 30 lb/yd
- 3 tornamesas para riel de 30 lb/yd
- 3,000 durmientes
- 3 monas para cambios
- 1 santiago para riel de 30 lb/yd
- 3 cambios en V y accesorios
- 1 balde de 1m^3 de capacidad.
- 80 lampas manuales

6.8.2.-SECUENCIA DE LIMPIEZA

a) Carga por extraerse

Sección de la galería:

Altura = 2.40m.

Ancho = 2.10m.

Longitud = 1,000m.

Avance por disparo = 2m. (85%).

Densidad = 1.64 TM/m³

Sección de la galería = $h(a) - 0.1073(a)^2 = 4.57\text{m}^2$

Volumen in situ = $4.57 \times 2 = 9.14\text{m}^3$

Volumen por disparo = $9.14 \times 1.30 = 11.88\text{m}^3$

$Q_t = V(w) = 11.88 \times 1.64 = 19.49 \text{ TM/tarea}$

Q_t = carga por tarea.

b) Número de carros a extraerse en una tarea

Capacidad de carro al ras = 1.68 TM

Carga por tarea = 19.49 TM

Nº de carros = $19.49 \text{ TM} / 1.68 \text{ TM /carro} = 12 \text{ carros}$

c) Cálculo de tiempo de extracción de material

De acuerdo a los parámetros dinámicos de izaje se tiene:

(ver punto 6.4.3 - g)

$T_a = 36.67 \text{ seg.}$

$T_d = 5 \text{ seg.}$

$T_v = 20.83 \text{ seg.}$

$T_{\text{ida}} = T_{\text{vuelta}} = T = 36.67 \text{ seg.} + 5 \text{ seg.} + 20.83 \text{ seg.} = 62.5 \text{ seg.}$

$T_p = T_{\text{carga}} + T_{\text{descarga}} = 30 \text{ seg.} + 15 \text{ seg.} = 45 \text{ seg.}$

$T_{\text{total}} = T_{\text{carga}} + T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{vuelta}}$

$T_{\text{total del ciclo}} = 30 \text{ seg.} + 62.5 \text{ seg.} + 15 \text{ seg.} + 62.5 \text{ seg.} = 170 \text{ seg.}$

siendo:

T_a = tiempo de aceleración.

T_d = tiempo de desaceleración

T_v = tiempo de velocidad

T_p = tiempo de parada

El tiempo de carga y el tiempo de descarga se refieren al ingreso y salida del carro minero con la carga en la jaula de extracción.

Por otra parte se debe señalar que este tiempo, es el tiempo neto de izaje, es decir que los 12 carros deben estar cargados para empezar la limpieza, por lo tanto el tiempo total de limpieza será:

Tiempo total de izaje + Tiempo de carguío de los 12 carros.

Tiempo total de izaje:

Para esto necesitamos saber primero el número de viajes que dará la jaula:

$$N = 3,600 \text{ seg.} / 170 \text{ seg} = 21 \text{ viajes/hora}$$

$$Q_h = 21 \times 1.68 \text{ TM (carro)} = 96.6 \text{ TM}$$

Por lo tanto bajaremos el número de viajes para extraer las 20 TM.

$$20 \text{ TM} = N \times 1.68 \text{ TM}$$

$$N = 20 \text{ TM} / 1.68 \text{ TM} = 12 \text{ viajes}$$

Entonces la carga será izada en:

$$12 \text{ viajes} \times 170 \text{ seg} / \text{viaje} = 2,040 \text{ seg.} = 34 \text{ minutos.}$$

A estos 34 minutos se le debe agregar el tiempo de carguío de los 12 carros mineros más lo que demore estacionarlos en el tope del pique listos para ser izados.

6.8.3.-CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA PALA CARGADORA

Según Spravochnik, para palas cargadoras Salzgitter (Alemania), Joy (USA), Eimco (USA) y Atlas Copco (Suecia):

La capacidad de la pala neumática:

$$Q = 60 \times V_c \times K_1 \times K_d \times K_u / t_1, \text{ m}^3/\text{min.} \text{ ----- } (*)$$

Siendo:

$$V_c = \text{Volumen de la cuchara (m}^3\text{)} = 0.16 \text{ m}^3$$

$$t_1 = \text{Duración del ciclo de excavación} = 20 \text{ seg.}$$

$$K_1 = \text{Grado de llenado de la cuchara (0.2 - 1.0)} = 0.80$$

$$K_d = \text{Coeficiente de dificultad de la carga (0.2 - 1.0)} = 0.50$$

$$K_u = \text{Coeficiente de utilización de la máquina.}$$

$$K_u = [(V_v \times t_1) / (V_c \times K_1 \times K_d)] / [(V_v \times t_1) / (V_c \times K_1 \times K_d) + (t_2) + (t_3/z)]$$

Siendo:

$$\begin{aligned} V_v &= \text{Capacidad de la vagoneta (m}^3\text{)} &= 0.97\text{m}^3 \\ t_2 &= \text{Tiempo utilizado para cambio de una vagoneta} &= 5 \text{ min.} \\ t_3 &= \text{Duración del cambio de tren de vagonetas} &= 10 \text{ min.} \\ z &= \text{Número de vagonetas en el tren} &= 12 \end{aligned}$$

Reemplazando valores se tiene:

$$K_u = (0.97 \times 20 / 0.16 \times 0.80 \times 0.50) / ((0.97 \times 20 / 0.16 \times 0.80 \times 0.50) + 5 + 10/12)$$

$$K_u = 0.99$$

Reemplazando valores en (*):

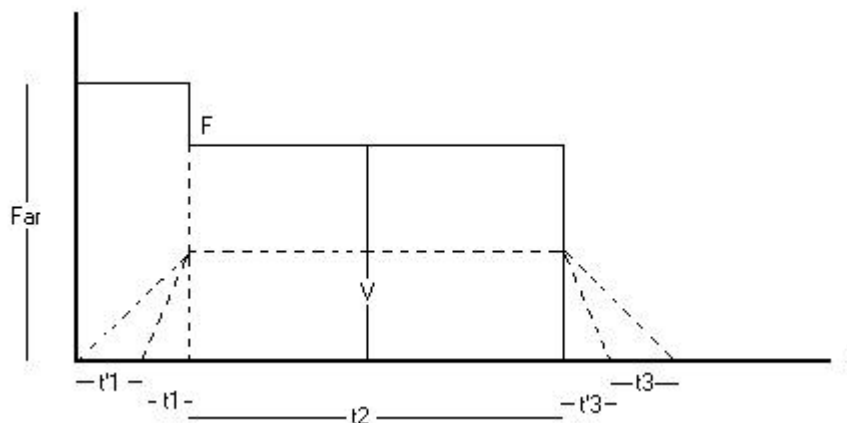
$$Q = 60 \times 0.16 \times 0.80 \times 0.50 \times 0.99 / 20$$

$$Q = 0.20 \text{ m}^3/\text{min.} = 12 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

Toda la carga será:

$$T_{\text{carguío}} = 12 \text{ m}^3 / (12 \text{ m}^3 / \text{hr}) = 1 \text{ hr (tiempo de trabajo de pala).}$$

6.8.4.-TIEMPO DE ACARREO DE LA LOCOMOTORA



La duración total del movimiento del tren en ambas direcciones:

$$T_m = 2 (t_1 + t_2 + t_3) / 60, \text{ min.}$$

La duración de los periodos t_1 , t_2 , t_3 y las distancias respectivas e_1 , e_2 , e_3 , se dan por las fórmulas:

Periodo de arranque:

$$t_1 = V / a_1 \text{ seg}$$

$$e1 = V t1 / 2 \text{ m.}$$

Periodo de frenado:

$$t3 = V / a3 \text{ seg.}$$

$$e3 = V t3 / 2 \text{ m.}$$

Periodo de movimiento uniforme:

$$t2 = e2 / V \text{ seg.}$$

$$e2 = L - (e1 + e3) \text{ m.}$$

Siendo:

V = Velocidad determinada en base a las características de la locomotora, (m/seg.)

a1, a3= Aceleración y retardación, m/seg²

L = Largo del recorrido.

Con distancias mayores que 1 Km, los valores de t1 y t3 resultan muy pequeños y pueden omitirse, de modo que la duración del recorrido será:

$$T = 2L / 60 Vm. \text{ Minutos.}$$

Donde:

Vm = 0.75Vc = Velocidad media de marcha del tren m/seg.

Vc = Velocidad de locomotora durante el régimen constante, m/seg.

De acuerdo al Reglamento de Seguridad e Higiene Minera que en su artículo 238(n) especifica que las locomotoras tendrán una velocidad máxima de 10 Km/hr, por lo tanto de acuerdo a estándares de extracción tomaremos:

$$Vc = 6 \text{ Km/hr} = 1.7 \text{ m/seg}$$

$$Vm = 0.75 Vc$$

$$Vm = 0.75 (1.7) = 1.25 = 1.3 \text{ m/seg.}$$

A continuación haremos un análisis respecto a la variación del tiempo de acarreo, conforme va variando la longitud de la galería. (Para todo el convoy de 12 carros).

Debido a que el avance es 2m. por disparo , se hará cálculo de tiempo c /2m.

$$\text{Para 50m.} \text{-----} T = 2 \times (50 / 60 \times 1.3) = 1.28 \text{ min. (ida y vuelta)}$$

$$\text{Para 52m.} \text{-----} T = 1.33$$

$$\text{Para 54m.} \text{-----} T = 1.38$$

$$\text{Para 56m.} \text{-----} T = 1.43$$

$$\text{Para 58m.} \text{-----} T = 1.48$$

$$\text{Para 60m.} \text{-----} T = 1.53$$

$$\text{Para 996m.} \text{-----} T = 25.54$$

Para 998m.----- T	= 25.58
Para 1,000m.----- T	= 25.70

Por lo tanto podemos decir que el tiempo total de limpieza será:

$T_{\text{total}} = T_{\text{neto de izaje}} + \text{Tiempo de carguío de pala} + T_{\text{de acarreo (ida + vuelta)}}$

Pero este tiempo también irá variando, ya que el tiempo de acarreo varia de acuerdo al avance de la galería.

En los primeros metros no habrá problema puesto que la distancia de acarreo es pequeña, entonces el tiempo total se reduce a :

$T_{\text{carguío}} + T_{\text{izaje}}$

Haremos el análisis cada 2m. a partir de los 50m.

$T_{\text{total}} = T_{\text{izaje}} + T_{\text{carguío}} + T_{\text{acarreo}}$

$T_{\text{izaje}} + T_{\text{carguío}} = \text{CTE}$	= 34 + 60	= 94 min.
Para 50m.----- T total	= 94 + 1.28	= 95.28 min.
Para 52m.----- T total	= 94 + 1.33	= 95.33
Para 54m.----- T total	= 94 + 1.38	= 95.38
“		“
“		“
“		“
Para 998m.----- T total	= 94 + 25.58	= 119.58
Para 1,000m.----- T total	= 94 + 25.70	= 119.70

6.8.5.-CONSUMO DE ENERGIA DE LA LOCOMOTORA

Mediante el Nomograma de Buttner, se determina de manera inmediata el consumo de energía por recorrido.

Empezando desde la velocidad media, Km/hr seguir hacia la derecha hasta la línea de peso del tren t (incluyendo la locomotora); de allí continuar verticalmente hacia abajo en el campo de subida o bajada donde se obtiene un nuevo punto de intersección, del cual dirigirse horizontalmente al campo de consumo de energía.

Desde el punto de partida de la velocidad V, siguiendo hacia la izquierda hasta el largo de la galería en Km. y después desde el punto de intersección de las líneas Largo de galería -

Consumo de energía y declive - consumo de energía de la locomotora de batería en el recorrido examinado.

Tomando una velocidad media del tren de 7.5 Km/hr, peso del tren de 40 TM, pendiente de 0.25% y largo de galería de 1,000m., se halla un consumo de energía de 1KW-Hr, aproximadamente. Ver Figura N° 14.

b) Limpieza del pique

Para la limpieza del pique se hará el siguiente análisis:

EL tiempo total de limpieza será:

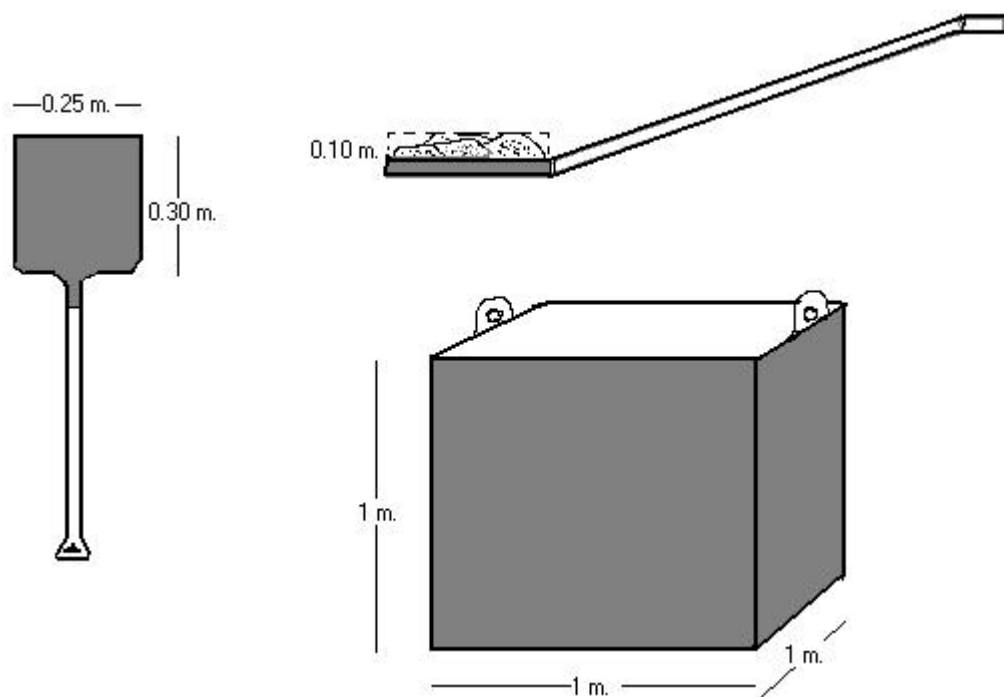
$$T = T \text{ carguío} + T \text{ izaje}(i+v) + T \text{ descarga}$$

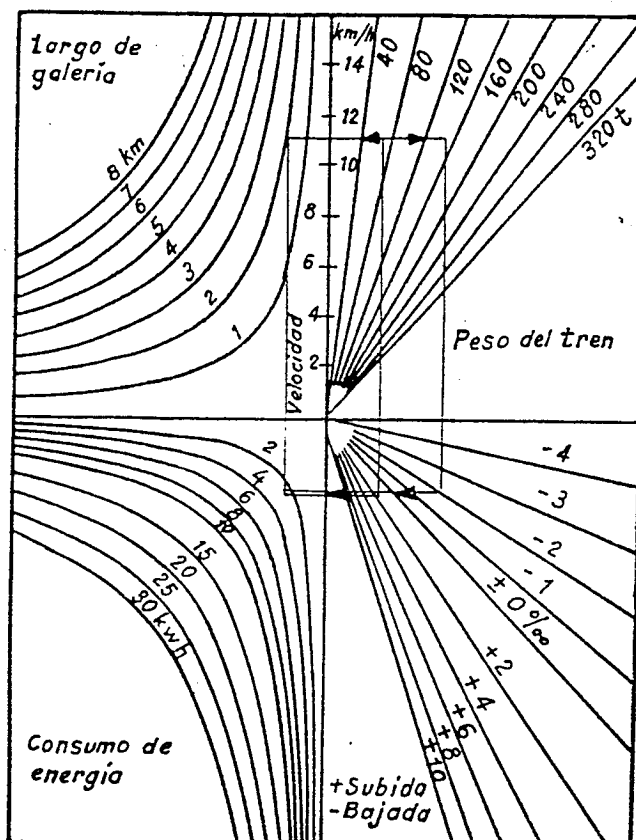
El tiempo de izaje va variando conforme va profundizando el pique, entonces se puede decir que el tiempo de carguío es constante.

Analicemos a continuación el tiempo de carguío:

6.8.6.-CARGUIO DEL MATERIAL DEL PIQUE

El carguío del material del pique se realizará manualmente, es decir utilizando una lampa manual, recurriendo para ello el servicio de 4 lamperos, los cuales entrarán de dos en dos; así mismo la limpieza se realizará mediante 1 balde tipo SKIP, el cual estará enganchado al piso de la jaula en su base.





NOMOGRAMA DE BÜTTNER.

FIGURA N° 14

$$\text{Capacidad de lampa manual} = 0.25 \times 0.30 \times 0.10 = 0.0075\text{m}^3$$

$$\text{Capacidad de balde} = 1 \times 1 \times 1 = 1\text{m}^3$$

Asumiendo 20 seg. por lampada

Entonces:

$$0.0075\text{m}^3/20\text{seg} = 0.000375\text{m}^3/\text{seg.}$$

$$\text{El balde será llenado en : } 1\text{m}^3/0.000375\text{m}^3/\text{seg} = 2,667 \text{ seg.}$$

$$\text{Si trabajan 2 lamperos} = 2,667\text{seg} / 2 = 1,334 \text{ seg.}$$

De acuerdo a los parámetros dinámicos de izaje tenemos:

$$t_a = 36.67 \text{ seg.}$$

$$t_d = 5 \text{ seg.}$$

$$t_v = 20.83\text{seg.}$$

$$T_{\text{total}} = 62.5 \text{ seg.}$$

$$T_{\text{ida}} = T_{\text{vuelta}} = T_{\text{total}} = 62.5\text{seg.}$$

Ahora podemos calcular el tiempo de ciclo/balde:

$$T_{\text{ciclo}} = T_{\text{carguío}} + T_{\text{ida}} + T_{\text{descarga}} + T_{\text{vuelta.}}$$

$$\text{Asumiendo } T_{\text{descarga}} = 3 \text{ minutos} = 180 \text{ seg.}$$

Tenemos:

$$T_{\text{ciclo}} = 1,334 \text{ seg.} + 62.5 \text{ seg.} + 180 \text{ seg.} + 62.5 \text{ seg.} = 1,639 \text{ seg.}$$

6.8.7.-CALCULO DE LA CARGA A LIMPIAR

$$\text{Area del pique} = r^2 = 3.1416 \times 1.52 = 7.06\text{m}^2.$$

$$\text{Sea } 70\% \text{ de avance por disparo} = 2.4 \times 0.7 = 1.7\text{m.}$$

$$\text{Volumen in situ} = 7.06 \times 1.7 = 12.01\text{m}^3$$

$$\text{Volumen por disparo} = 12.01 \times 1.3 = 15.62\text{m}^3$$

$$Q_t = 15.62\text{m}^3 \times 1.64 \text{ TM/m}^3 = 25.6 \text{ TM.}$$

6.8.8.-CALCULO DEL TIEMPO TOTAL DE LIMPIEZA

$$\text{Si volumen disparado} = 15.62\text{m}^3$$

$$T_{\text{total de ciclo / balde}} (1\text{m}^3) = 1,639 \text{ seg.}$$

Entonces tenemos:

$$T_{\text{total}} = 16\text{m}^3 \times 1,639 \text{ seg/m}^3 = 26,224 \text{ seg} = 7.28 \text{ horas}$$

$$\text{Número de viajes} = 15.62\text{m}^3/\text{m}^3 = 16 \text{ viajes.}$$

Por lo tanto el tiempo total de limpieza del pique será de 7.3 horas, 1 guardia de trabajo contando con el empleo de 2 lamperos.

Como se dijo anteriormente el tiempo de izaje estaría variando de acuerdo a la profundidad a la que se encuentre la carga Qt, entonces debemos mencionar que el tiempo por ciclo será:

$$T \text{ ciclo} = T \text{ carguío} + T \text{ izaje} + T \text{ descarga} + T \text{ retorno}$$

$$T \text{ carguío} + T \text{ descarga} = 1,334 \text{ seg} + 180 \text{ seg} = 1,514 \text{ seg} = \text{Cte.}$$

$$T \text{ ciclo} = 1,514 \text{ seg} + T \text{ izaje} + T \text{ retorno}$$

$$\text{Para los 2 primeros metros, } T \text{ izaje} = T \text{ retorno} = 0$$

$$T \text{ ciclo} = 1,514 + 0 = 1,514 \text{ seg.}$$

$$\text{Para los 250 metros, } T \text{ izaje} = 125 \text{ seg.} = T \text{ retorno}$$

$$T \text{ ciclo} = 1,514 + 125 + 125 = 1,764 \text{ seg.}$$

Por lo tanto el tiempo total de limpieza varía desde:

$$1,514 \text{ seg} \times 16 = 24,224 \text{ seg. (Para los 2 primeros metros).}$$

$$1,764 \text{ seg} \times 16 = 28,224 \text{ seg(Para los 250 metros totales).}$$

Los diseños de limpieza respectivos tanto para el pique así como la galería ser observan en las Figuras N° 15 y 16.

6.8.9.-CONSUMO DE ENERGIA DEL WINCHE EN LA LIMPIEZA DEL PIQUE Y GALERIA.

a) Para el pique

$$W_t = W \text{ jaula} + Q \text{ útil} + W \text{ cable}$$

$$Q_u = W \text{ balde} + W \text{ carga}$$

$$Q_u = 1,4 \text{ TM} + 1 \text{ m}^3 \times 1,64 \text{ TM/m}^3 = 3,04 \text{ TM}$$

$$W_t = 452 \text{ Kg} + 3,040 \text{ Kg} + 386 \text{ Kg} = 3,878 \text{ Kg.}$$

$$\text{Sube} = 3,878 \text{ Kg} \times 125 \text{ m. (promedio)} = 484,750 \text{ Kg-mt}$$

$$\text{baja} = 2,238 \text{ Kg} \times 125 \text{ m. (promedio)} = \underline{279,750 \text{ Kg-mt}}$$

$$764,500 \text{ Kg-mt}$$

Si:

$$1 \text{ KW - h} = 367,100 \text{ Kg-mt}$$

$$X = 764,500 \text{ Kg-mt}$$

$$x = 2,08 \text{ KW - h}$$

$$2,08 \text{ KW - h} \times \$ 0,20/\text{KW - h} = \$ 0,416 / \text{ ida y vuelta}$$

$$\text{\$ } 0.416 / \text{ ida y vuelta } \times 16 \text{ viajes } = \text{\$ } 6.6 / 1.7\text{m. de avance}$$

$$\text{\$ } 6.6 = 1.7\text{m. de avance}$$

$$X = 250\text{m.}$$

$$x = \text{US \$ } 560.0$$

Inversión en la energía del Winche para la limpieza del pique.

b) Para la galería

$$W_t = W_{\text{jaula}} + Q_{\text{útil}} + W_{\text{cable}}$$

$$Q_u = W_{\text{carro}} + W_{\text{carga}}$$

$$Q_u = 1.4 \text{ TM} + 1.95 \text{ TM} = 3.35 \text{ TM.}$$

$$W_t = 452 \text{ Kg} + 3,350 \text{ Kg.} + 386 \text{ Kg} = 4,188 \text{ Kg}$$

$$\text{sube} = 4,188 \text{ Kg} \times 250\text{m.} = 1'047,000 \text{ Kg - mt}$$

$$\text{baja} = 2,238 \text{ Kg} \times 250\text{m.} = \underline{559,500 \text{ Kg - mt}}$$

$$1'606,500 \text{ Kg -mt}$$

Si:

$$1 \text{ KW - hr} = 367,100 \text{ Kg - mt}$$

$$X = 1'606,500 \text{ Kg - mt}$$

$$x = 4.37 \text{ KW - hr}$$

$$4.37 \text{ KW - h} \times \text{\$ } 0.20 / \text{ KW - h} = \text{\$ } 0.87 / \text{ ida y vuelta.}$$

$$\text{\$ } 0.87 / \text{ ida y vuelta } \times 12 \text{ viajes} = \text{\$ } 10.48 / 2\text{m. de avance}$$

$$\text{\$ } 10.48 = 2\text{m. de avance}$$

$$X = 1,000 \text{ m.}$$

$$x = \text{US \$ } 5,240.0$$

Inversión en energía para el Winche en la limpieza de la galería

c) Para transporte de personal

Como las labores de desarrollo se realizarán en tres turnos por día durante 2 años.

Se tiene que:

$$365 \text{ días} \times 3 = 1,095 \text{ turnos} / \text{ año} \times 2 \text{ años} = 2,190 \text{ turnos (para los 2 años de construcción).}$$

$$1,095 \text{ turnos} / \text{ año} \times 12 \text{ años} = 12,780 \text{ turnos (para los años de explotación)}$$

Se asumen que por cada turno se realizan un promedio de 10 viajes / turno

Ahora:

$$W_t = W_{\text{jaula}} + W_{\text{personal}} + W_{\text{cable}}$$

$$W_{\text{personal}} = 16 \text{ personas} \times 75 \text{ Kg/persona} = 1,200 \text{ Kg.}$$

$$W_t = 452 \text{ Kg} + 1,200 \text{ Kg} + 386 \text{ Kg} = 2,038 \text{ Kg.}$$

$$\text{Energía} = 2,038 \text{ Kg} \times 250\text{m.} = 509,500 \text{ Kg} - \text{mt}$$

$$1 \text{ KW} - \text{hr} = 367,100 \text{ Kg} - \text{mt}$$

$$X = 509,500 \text{ Kg} - \text{mt}$$

$$x = 1.38 \text{ KW} - \text{hr} \times 2 (\text{ ida y vuelta }) = 2.76 \text{ KW} - \text{hr}$$

Si :

$$\text{\$ } 0.20 = 1 \text{ KW} - \text{hr}$$

$$X = 2.76 \text{ KW} - \text{hr}$$

$$x = \text{\$ } 0.56 / \text{viaje}$$

Para los 2 años de construcción:

$$\text{\$ } 0.56 / \text{viaje} \times 21,900 \text{ viajes} = \text{US \$ } 10,080 / \text{año}$$

Por lo tanto el costo por consumo de energía por la limpieza del pique y galería en los 2 años de su construcción es:

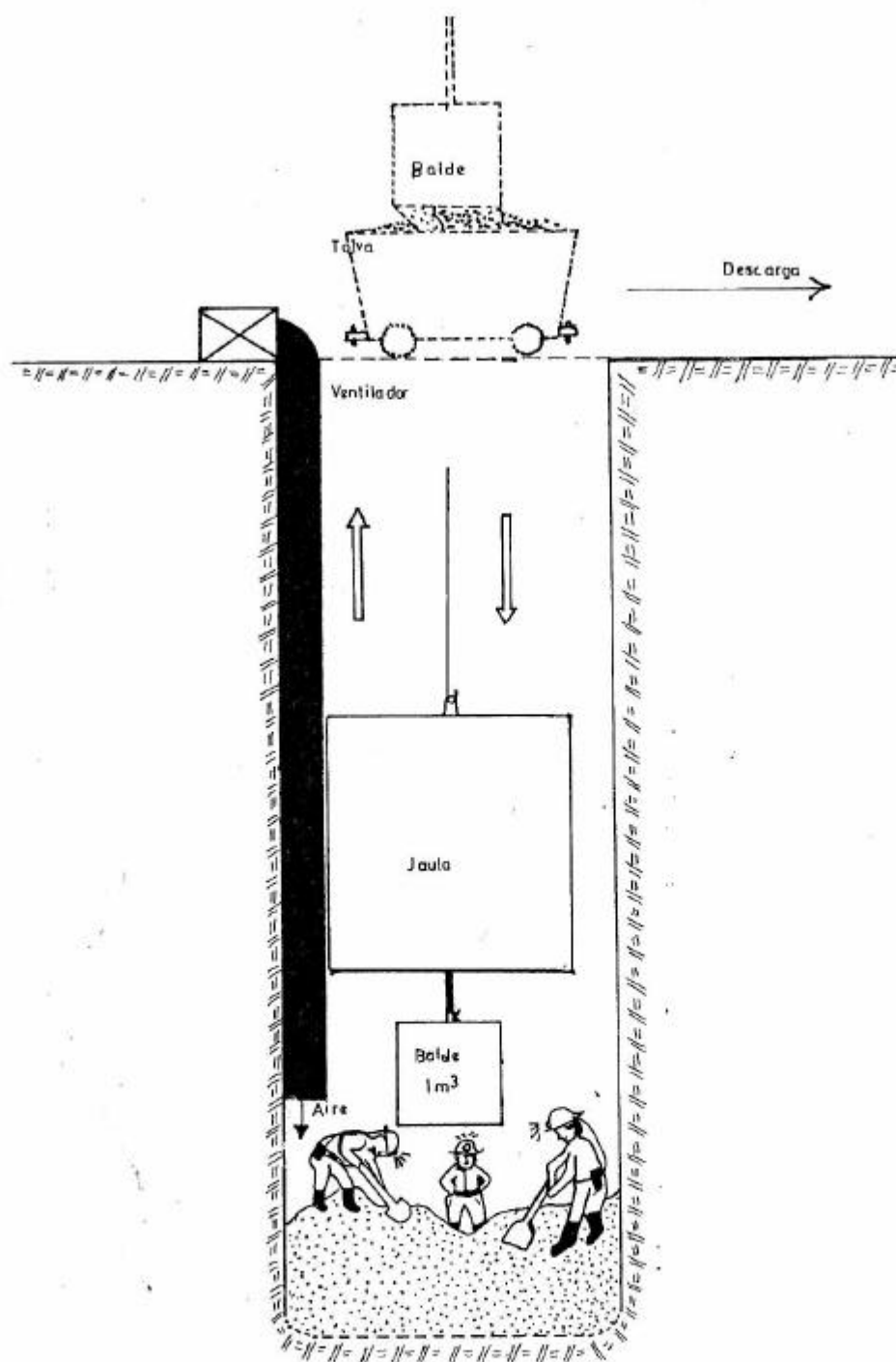
$$\text{\$ } 560.0 + \text{\$ } 5,240.0 + \text{\$ } 10,080.0 = \text{US \$ } 15,880.0$$

Para la supervisión en los años de explotación se tiene:

$$\text{\$ } 6,044 / \text{año} \times 12 \text{ años} = \text{US \$ } 72,532.8$$

6.8.10.-COSTO TOTAL OPERATIVO DE LIMPIEZA

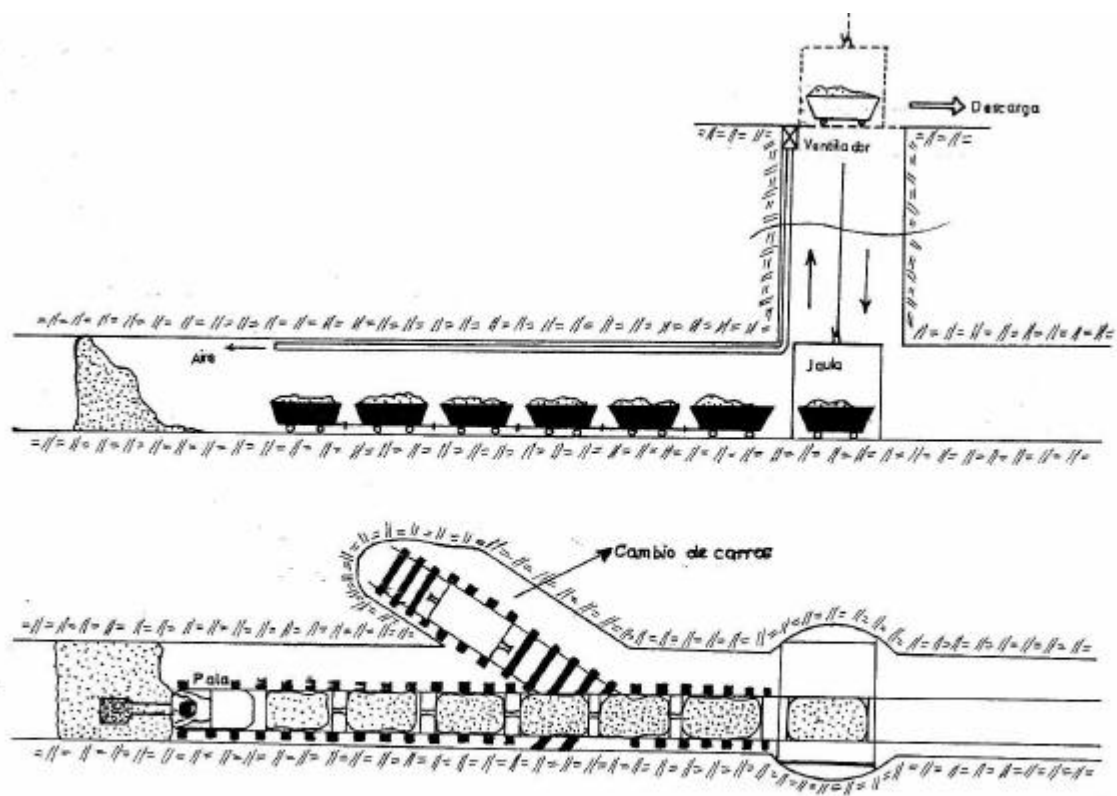
ITEM	VALOR US \$
• Rieles (30 lb/yd) 2,200m. x \$ 45.00 / 5.5m.	18,000.0
• Durmientes 2,000 unidades x \$ 15 / unidad	30,000.0
• Eclisas de 30 lb/yd 400 piezas x \$ 6.00 / pieza	2,400.0
• Pernos rieleros con tuerca (1/2" x 2 1/2") 2,000 piezas x \$ 4.50 / pieza	9,000.0
• Clavos para rieles de 30 lb/yd 4,000 unidades x \$ 4.15/unidad	16,600.0
• Tornamesa para riel de 30 lb/yd 3 unidades x \$ 1,200 / unidad	3,600.0
• Santiago para riel de 30 lb/yd	1,000.0
• Cambio en V y accesorios 3 unidades x \$ 3,100 / unidad	9,300.0
• Monas 3 unidades x \$ 300/unidad	900.0
• Balde tipo skip (1m ³)	2,000.0
• 80 lampas manuales	1,200.0
• Mano de obra 6 paleros (limpieza galería) , 10 meses	21,000.0
• Mano de obra 3 locomotoristas y 3 ayudantes, 10 meses	21,000.0
• Mano de obra 6 lamperos (limpieza pique) , 14 meses	51,000.0
• Mano de obra 3 wincheros, 24 meses	36,000.0
• Consumo de energía para el Winche en los 2 años De construcción de labores.	15,880.0
TOTAL	238,880.0



DISEÑO DE LIMPIEZA PARA EL PIQUE.

FIGURA N° 15

$$E = 1 / 60$$



DISEÑO DE LIMPIEZA DE LA GALERIA.

S / E

FIGURA N° 16

6.9.- SOSTENIMIENTO

Una excavación subterránea es una estructura de gran complejidad y las únicas herramientas de las que se dispone son modelos simplificados que se utilizan para determinar determinados fenómenos, por ejemplo la influencia de discontinuidades estructurales o de grandes esfuerzos de la roca sobre la excavación.

6.9.1.- CLASIFICACION CSIR DE LOS MACIZOS ROCOSOS FISURADOS

No existe una clasificación sencilla que pueda dar una idea del comportamiento de la roca que rodea una excavación, por lo tanto puede ser necesaria alguna combinación de los factores como el RQD y la influencia de rellenos.

Bieniawski del CSIR (Consejo de Africa del Sur para la Investigación Científica e Industrial) propuso una clasificación para el diseño de excavaciones subterráneas.

A continuación se explicará la clasificación geomecánica de Bieniawski (CSIR) para el macizo en estudio.

Para ello se necesitarán de unas tablas, las cuales se analizarán parámetro por parámetro, dando valor a cada uno de los ítems, hasta obtener la clasificación de la roca según la valuación final.

a) Determinación del RQD

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

siendo J_v = número de fisuras /m³

$J_v = 12$, reporte de la formación Echino Rep. II

$$RQD = 115 - 3.3 (12) = 75\%$$

b) Clasificación de la roca inalterada de Deere y Miller.

La Tabla A muestra diversidad de litologías con sus respectivos valores de resistencia a la compresión uniaxial.

Como la litología en la formación estudiada es lutacéa con algunas intercalaciones areniscosas, se observa que le corresponde un valor que varia desde 50 - 100 Mpa. (resistencia media).

c) Determinación de espaciamiento de juntas

El punto 3 de la tabla B.1 muestra valores diversos para cada separación de juntas o fisuras.

De acuerdo a informaciones obtenidas de muestras de campo, se advierte la presencia de fisuras que se encuentran espaciadas alternadamente. Un valor que se acerca a lo observado sería de 0.3 - 1m. de separación.

d) Estado de las fisuras

El punto 4 de la Tabla B.1 permite obtener valores diversos para determinar el estado de las fisuras. De acuerdo al reconocimiento hecho in situ se encuentra una superficie algo rugosa con separación de fisuras de 1mm. Rellenadas de carbonatos y paredes de roca dura.

e) Aguas subterráneas

En la formación no se observa irrupciones de agua, sólo se manifiesta ligera humedad propia del reservorio. Por lo tanto de acuerdo al punto 5 de la Tabla B.1 se puede considerar la siguiente situación: Macizo húmedo (Agua de intersticios).

f) Ajuste en la valuación por orientación de fisuras

De acuerdo a la orientación de rumbo y echado de las fisuras en la tabla B.2 le corresponde la denominación de regular para túneles.

Clasificación de los parámetros y su valuación

		<u>Valuación</u>
-	Resistencia del material inalterado 100 Mpa	7
-	RQD 75%	13
-	Espaciamiento de fisuras 0.3m.	20
-	Estado de las fisuras Algo rugosas	
	separación < 1mm.	20
-	Agua subterránea Sólo húmedo	<u>7</u>
		67
-	Ajuste en la valuación por orientación de las fisuras	<u>5</u>
		62

g) Clasificación de roca según el total de valuación

De acuerdo a los valores mostrados en la Tabla B.3 con una valuación de 62, el macizo Echino rep. II estaría clasificado como: **Roca Regular**, Clasificación N° III

h) Significado de la clasificación del macizo rocoso

En la Tabla B.4 se observa lo siguiente:

Clasificación III

Tiempo de sostén = 1 semana para claro de 3m.

Cohesión de roca = 150 - 200 Kg - Pa

Angulo de fricción de roca = 35 - 40

De esto se desprende que la galería sólo resistirá sin sostenimiento 1 semana, hasta con una abertura de 3m. de altura. Al observar la Tabla C del efecto del rumbo y echado de las fisuras en los túneles, se determina que para penetración en el sentido del rumbo con echado de 45 - 90 se presenta favorable.

En el Gráfico A se determina que para tiempo de sostén 1 semana = 168 horas y claro = 3m. le corresponde la denominación de Roca Regular.

6.9.2.- INDICE DE CALIDAD DE TUNELES (NGI)

Bartón del Instituto de Geotécnia de Noruega (NGI) propuso un índice para determinar la calidad del macizo en túneles.

$$Q = RQD/J_n \times J_r/J_a \times J_w/SRF$$

donde:

RQD= Índice de calidad de la roca

J_n = Número de sistemas de fisuras

J_r = Número de la rugosidad de las fisuras

J_a = Número de alteración de las fisuras

J_w = Factor de reducción por agua en las fisuras

SRF = Factor de reducción por esfuerzos.

La Tabla D, da valores a cada uno de los parámetros según sus características, así se tiene:

	<u>Valuación</u>
RQD	75
J _n	9
J _r	3
J _a	4
J _w	0.66
SRF	1

Clasificación de la resistencia de roca inalterada de Deere y Miller

Clasificación	Resistencia a la compresión uniaxial			Ejemplos de roca característica
	lbf/pulg ²	Kgf/cm ²	MPa	
Resistencia muy baja	150-3500	10-250	1-25	Yeso, sal de roca
Resistencia baja	3500-7500	250-500	25-50	Carbón, limolita, esquistos
Resistencia media	7500-15000	500-1000	50-100	Arenisca, pizarra, lutita
Resistencia alta	15000-30000	1000-2000	100-200	Mármol, granito, gneiss
Resistencia muy alta	> 30000	> 2000	> 200	Cuarcita, dolerita, gabro, basalto

Clasificación geomecánica CSIR de macizos de roca fisurada
Clasificación de los parámetros y su evaluación.

Parámetro		Escala de valores						
Resistencia a la alteración	Índice de la carga de punta	> 8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para esta escala tan baja se prefiere la prueba de la resistencia a la comp. uniaxial		
	Resistencia a comp. uniaxial	> 200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
Evaluación		15	12	7	4	2	1	0
Calidad de corazoncillos explosión, RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%		
Evaluación		20	17	13	8	3		
Espaciamiento de juntas		> 3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	< 50 mm		
Evaluación		30	25	20	10	5		
Estado de las fisuras		Superficies muy rugosas, sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas. Separación < 1 mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5 mm Esp. o fisuras abiertas 1-5 mm fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm o fisuras abiertas < 5 mm fisuras continuas		
Evaluación		25	20	12	6	0		
Permeabilidad	Cantidad de infiltración litio m de túnel	Ninguna		< 25 litros/min	25-125 litros/min	> 125 litros/min		
	Relación Presión de agua o en la fisura Esfuerzo principal o mayor	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
	Situación general	Totalmente seco		Sólo húmedo (agua de intersticios)	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
Evaluación		10		7		0		

5: EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA

E. Hoek, E. T. Brown

aluación por orientación de fisuras.

ón de rumbo y e las fisuras		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
ción	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	-0	-5	-25	-50	-60

de rocas según el total de valuación.

Valuación	10-81	80-61	60-41	40-21	< 20
Clasificación No.	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena roca	Buena roca	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

de la clasificación del macizo rocoso.

Clasificación No.	I	II	III	IV	V
medio de sostén	10 años para claro de 5 m	6 meses para claro de 4 m	1 semana para claro de 3 m	5 horas para claro de 15 m	10 minutos para claro de 0.5 m
sión de la roca ilo de fricción roca	> 300 Kg. Pa > 45°	200-300 Kg. Pa 40°-45°	150-200 Kg. Pa 35°-40°	100-150 Kg. Pa 30°-35°	< 100 Kg. Pa. < 30°

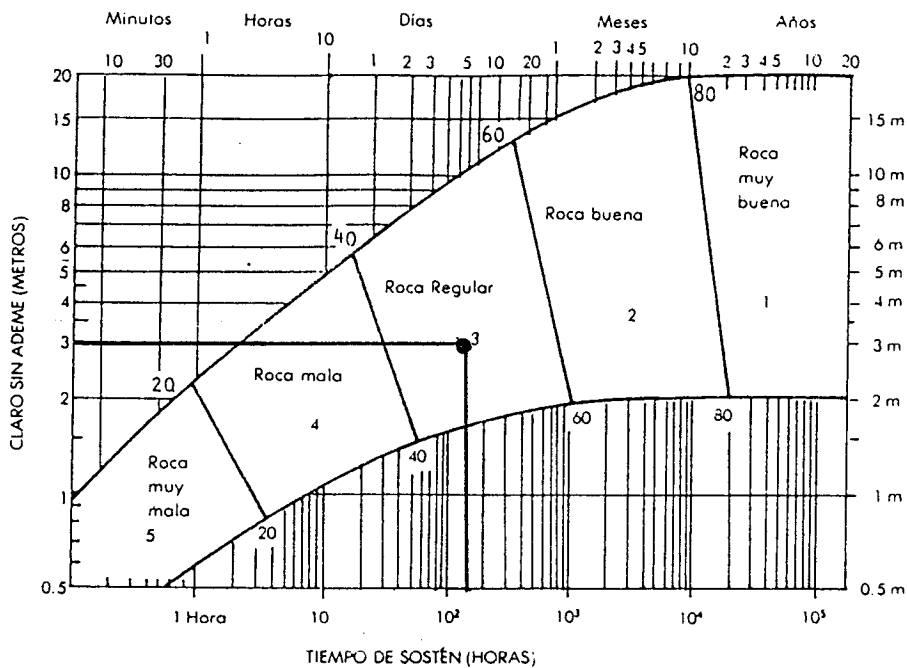
ecto del rumbo y el echado de las fisuras en los túneles.

Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		Echado de 0-20° Independiente del rumbo
en el sentido ✓	Penetración contra el rumbo				
Echado 20°-45°	Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	Echado 45°-90°	Echado 20°-45°	
Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA

E. Hoeck, E. T. Brown

pag. 33, 34 y 35



Relación entre el tiempo de sostén de un claro de una excavación subterránea sin ademe y la
Clasificación Geomecánica CSIR propuesta por Bieniawski

GRAFICO A

FUENTE ; EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA
E. Hoek, E. T. Brown
pag. 36

Reemplazando valores:

$$Q = 75 / 9 \times 3 / 4 \times 0.66 / 1 = 4.1$$

En el Gráfico B se observa que para un $Q = 4.1$ le corresponde una dimensión equivalente $De = 4m$.

Según Bartón una cavidad subterránea permanente, tiene relación esfuerzo - excavación ESR de 1.6 y por lo tanto el claro sin soporte máximo que se puede considerar para la galería en este macizo es:

$$ESR \times De = 1.6 \times 4 = 6.4m.$$

Por lo tanto después de haber hecho los 2 análisis anteriores queda claro que este tipo de terreno necesita necesariamente de un sostenimiento que pueda ofrecer la seguridad necesaria para el buen desarrollo del proyecto.

6.9.3.- ELECCION DEL METODO DE SOSTENIMIENTO

El concreto aplicado por aspersión o shot crete, como se le denomina en el lenguaje minero, es la alternativa que tiene mayor aceptación para el sostenimiento de galerías, cruceros y demás labores mineras; debido a su rapidez de aplicación y su bajo costo.

SHOT FER :

El shot fer es un método de sostenimiento de las labores subterráneas que consiste en la construcción rápida y simplificada de arcos de concreto armado; reforzando la aplicación del shot crete con varillas de fierro corrugado de construcción, distribuidos transversalmente a intervalos menores y adheridos a la superficie de la labor por sostenerse, tomando la forma de su contorno sinuoso.

Los objetivos de este método de sostenimiento son:

- Asegurar la estabilidad permanente de las labores subterráneas en terreno deleznable.
- Acelerar las operaciones de sostenimiento de los nuevos frontones.
- Disminuir los altos costos unitarios por concepto de sostenimiento de las labores.
- Garantizar la seguridad contra los accidentes incapacitantes o fatales, al personal que trabaja tanto en los frentes de perforación como en las mismas operaciones de sostenimiento. Ver Diseño en la Figura N° 17.

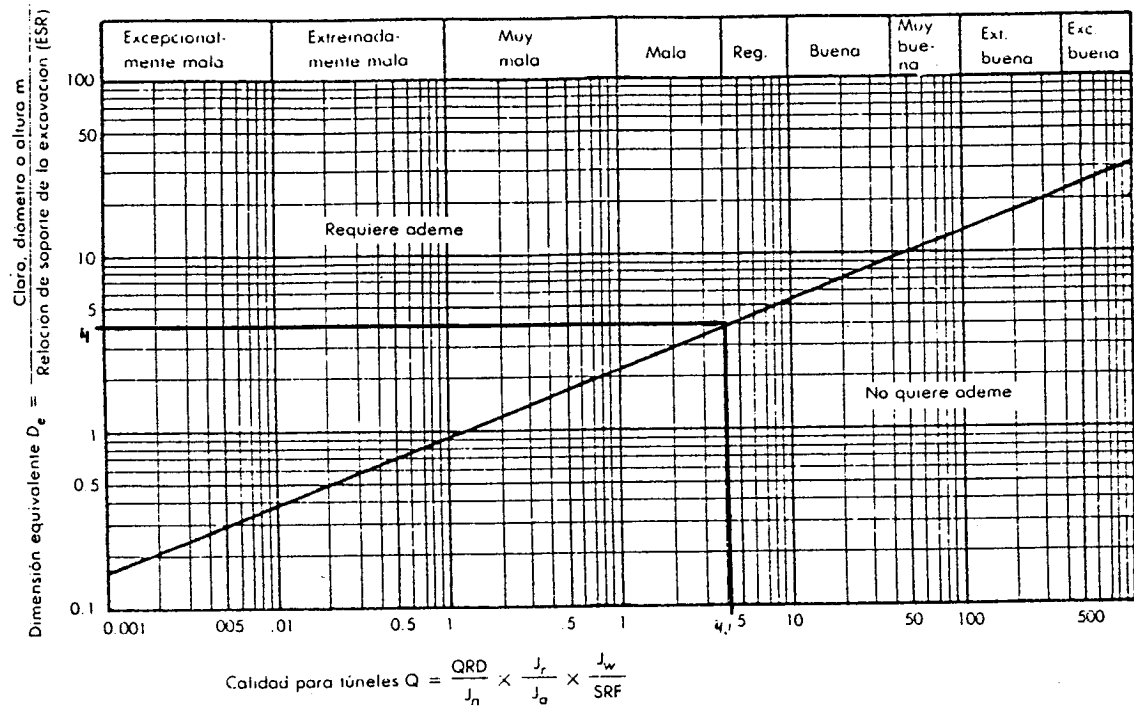
para impedir el contacto de paredes		1.0	
J. Zona arenosa, de grava o roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes		1.0	
4. Número de alteración de las juntas	J_d	ϕ_r (aprox.)	
a) <i>Contacto en las paredes de roca</i>			
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75		
B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie	1.0 (25° - 35°)		1. Los valores de ϕ_r , el ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si es que están presentes
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimientos de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla	2.0 (25° - 30°)		
D. Recubrimientos limosos o arenosos, arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable)	3.0 (20° - 25°)		
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2 mm de espesor o menos)	4.0 (8° - 16°)		
b) <i>Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm</i>			
F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla etc.	4.0 (25° - 30°)		
G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5 mm de espesor)	6.0 (16° - 24°)		
H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuos, < 5 mm de espesor)	8.0 (8° - 16°)		
J. Rellenos de arcillas expansivas, o sea montmorillonita (continuos, < 5 mm de espesor). El valor J_d depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso al agua	8.0-12.0 (6°-12°)		
c) <i>Sin contacto de las paredes después del cizalleo</i>			
K. Zonas o cupas de roca y arcilla desintegrada	6.0		

1. Índice de calidad de roca	RQD		
A. Muy mala	0 - 25		
B. Mala	25 - 50		
C. Regular	50 - 75		
D. Buena	75 - 90		
E. Excelente	90 - 100		
1. Donde RQD se reporta o es medido como siendo < 10 (inclusivo o), se le otorga un valor nominal de 10 aplicable a Q			
2. Intervalos de 5 para RQD, o sea 100, 95, 90 etc. son suficientemente precisos			
2. Número de sistemas de fisuras	J_n		
A. Masivo, sin o con pocas fisuras	0.5 - 1.0		
B. Un sistema de fisuras	2		
C. Un sistema de fisuras + una aislada	3		
D. Dos sistemas de fisuras	4		
E. Dos sistemas de fisuras + una aislada	6		
F. Tres sistemas de fisuras	9		
G. Tres sistemas de fisuras + una aislada	12		
H. Cuatro o más sistemas de fisuras, fisuración intensa, etc.	15		
J. Roca triturada, terregal	20		
1. Para cruces en túneles utilizar $(3 \times J_n)$			
2. Para portales utilizar $(12 \times J_n)$			
3. Número de rugosidad de las fisuras	J_r		
a) <i>Contacto en las paredes</i>			
b) <i>Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm</i>			
A. Fisuras sin continuidad	4		
B. Rugosas o irregulares, corrugadas	3		
C. Suaves, corrugación suave	2		
D. Reliz de falla, o superficie de fricción ondulación*	1.5		
E. Rugosas o irregulares pero planas	1.5		
F. Lisas y planas	1.0		
G. Reliz de falla o superficie de fricción*, plano	0.5		
1. Añade 1.0 si el espaciamiento medio del sistema de juntas es mayor de 3 m.			
2. $J_r = 0.5$ se puede usar para fisuras de fricción planas y que tengan alineaciones con la condición de que éstas estén orientadas para resistencia mínima			

arcilla (inablandable)		5.0	
Q. Zonas o capas gruesas			
P. de arcilla (véase G, H y J para las condiciones de la arcilla)		10.0-13.0 13.0-20.0	(6°-24°)
5. Factor de reducción por agua en las fisuras	J_w	Presión aprox. del agua (Kg/cm ²)	
A. Excavación seca o poca infiltración, o sea < 5 l/min localmente	1.0	1.0	
B. Infiltración o presión medianas con lavado ocasional de los rellenos	0.66	1.0- 2.5	
C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.50	2.5-10.0	1. Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumenta J_w si se instalan drenes
D. Gran infiltración a presión alta, lavado importante de los rellenos.	0.33		
E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras, disminuyendo con el tiempo	0.2-0.1	10	2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración
F. Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento.	0.1-0.05	10	
6. Factor de reducción de esfuerzos			
a) Zonas de debilidad que interesen la excavación y que pueden ser la causa de que el macizo se desestabilice cuando se construye el túnel		SRF	
A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante muy suelta (cualquier profundidad)		10.0	1. Redúzcanse estos valores SRF de 25-50% si las zonas de fracturas sólo interesan pero no cruzan la excavación
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50 m)		5.0	2. Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si se mide): cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, redúzcase σ_c a $0.8 \sigma_c$ y σ_t a $0.8 \sigma_t$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, redúzcase σ_c y σ_t a $0.6 \sigma_c$ y $0.6 \sigma_t$, donde $\sigma_c =$ fuerza compresiva no confinada, y $\sigma_t =$ fuerza compresiva no confinada
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50 m)		2.5	y $\sigma_t =$ fuerza de tensión (carga de punta) y σ_1 y σ_3 son las fuerzas mayores y menores principales.
D. Múltiples zonas de fracturas en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad)		7.5	
E. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profundidad de la excavación < 50 m)		5.0	
F. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profundidad de la excavación > 50 m)		2.5	
G. Fisuras abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)		5.0	
b) Roca competente, problemas de esfuerzos			
H. Esfuerzo bajo, cerca de la superficie	σ_1/σ_3	σ_1/σ_3	SRF
	> 200	> 13	2.5
			3. Hay pocos casos reportados donde el techo abajo de la superficie sea menor

Igualmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las tablas		10-5	0.66-0.33	0.5-2	para estos casos (vea H).
L. Desprendido moderado de la roca (roca masiva)		5-2.5	0.33-0.16	5-10	
M. Desprendido intenso de la roca (roca masiva)		< 2.5	< 0.16	10-20	
c) Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de la roca				SRF	
N. Presiones compresivas moderadas				5-10	
O. Presiones compresivas altas				10-20	
d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua					
P. Presiones expansivas moderadas				5-10	
R. Presiones expansivas altas				10-20	

FUENTE: EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA
E. Hoek, E. T. Brown
pag. 40 y 41

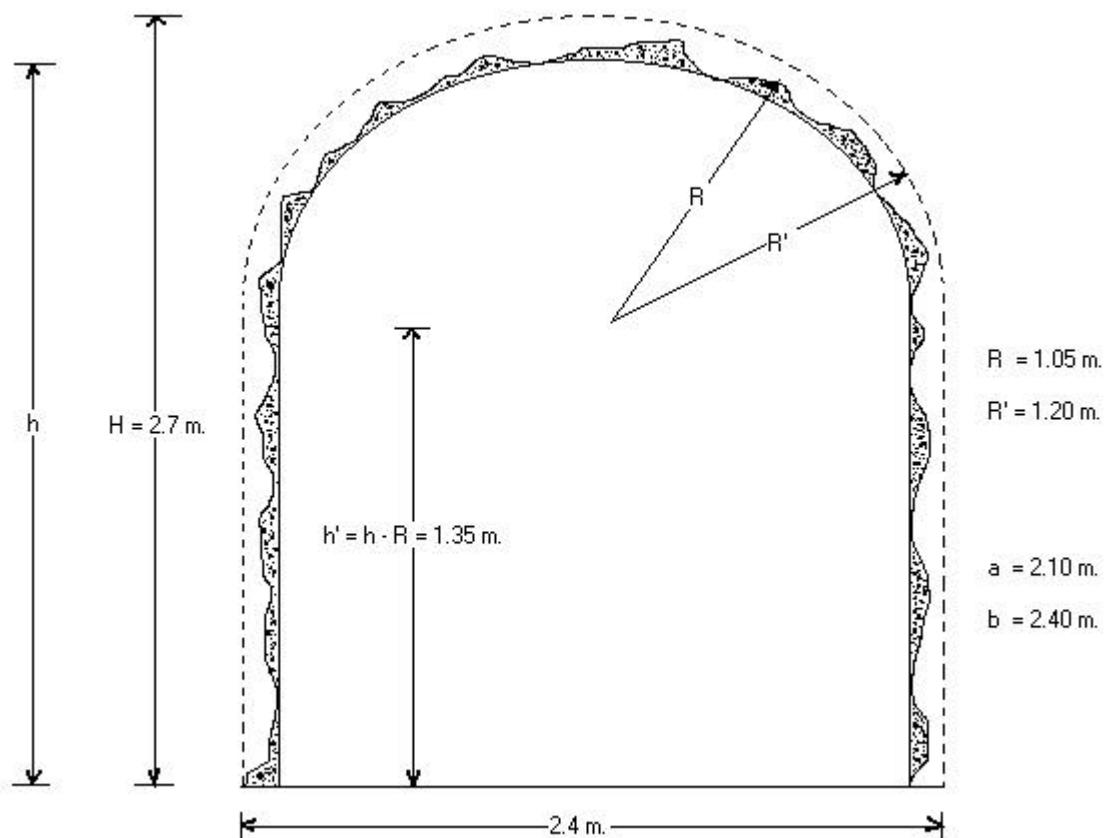


Relación entre la dimensión equivalente máxima D_e de una excavación subterránea sin ademe y del índice Q de la calidad para túneles (NGI) (Según Barton, Lien y Lunde)

GRAFICO B

FUENTE : EXCAVACIONES SUBTERRANEAS EN ROCA
E. Hoek, E. T. Brown
pag. 44

6.9.3.1.- CALCULO DEL VOLUMEN DE MATERIAL (CONCRETO)



- Sección real de la galería

Incremento de perímetro 25% = 1.25

Incremento de longitud 30% = 1.30

Desperdicios por rebote 40% = 1.40

Perímetro real = $P = P'$

Perímetro $P' = R + 2(h')$

Si $h' = h - R = 1.35 \text{ m.}$

$P' = 3.1416 (1.05) + 2 (1.35) = 6 \text{ m.}$

$P = 6 \times 1.25 = 7.5 \text{ m.}$

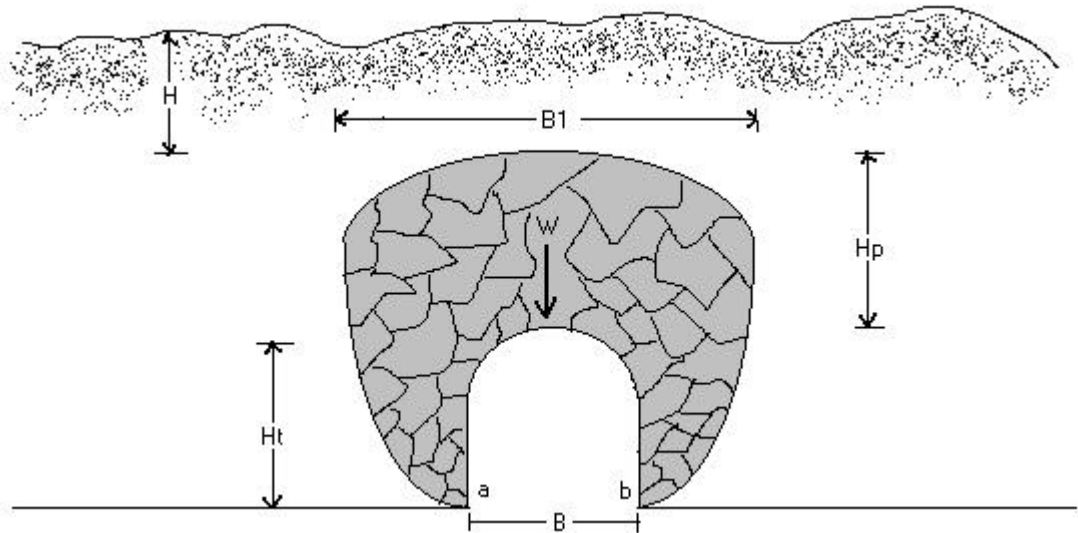
Volumen requerido por unidad de longitud

$V = (P')e = 1.40 \times 1.30 \times 1.25 \times 6 \text{ m.} \times 1 \text{ m.}$

$V = 13.65 \text{ m}^3 \text{ de avance.}$

Siendo e , espesor de la capa de concreto

- **Determinación de la sobrecarga**



Estimación de la carga de terreno sobre una entibación según TERZAGHI

Tipo de roca

Carga de roca (H_p) m.

1.- Sana y competente	0
2.- Sana, estratificada o esquistosa	0 a 0.5B
3.- Masiva, algo fracturada	0 a 0.25B
4.- Fracturada en bloques y lajas	(0.25 a 0.35) (B + Ht)
5.- Muy fracturadas	(0.35 a 1.10) (B + Ht)
6.- Disgregada pero no alterada	1.10 (B + Ht)
7.- Fluyente plásticamente (Profundidad moderada)	(1.10 a 2.10) (B + Ht)
8.- Fluyente plásticamente (A gran profundidad)	(2.10 a 4.50) (B + Ht)

La opción 4, es la que más se acerca a la realidad del terreno por lo tanto tenemos:

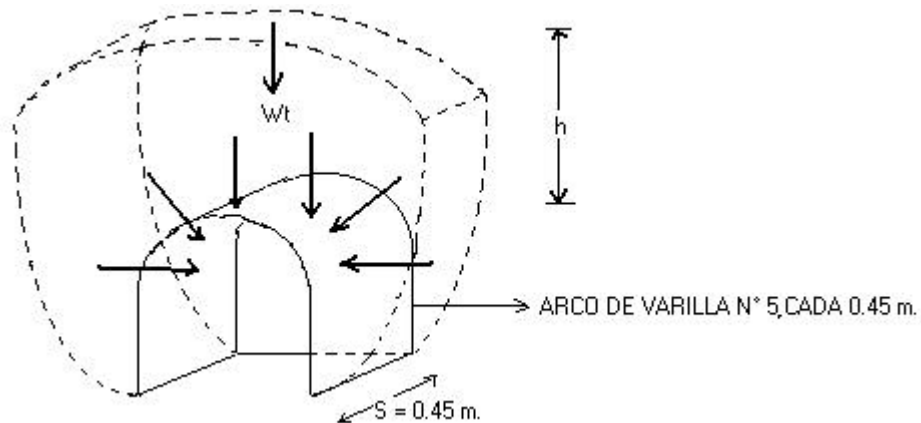
$$H_p = 0.35 (B + H_t)$$

$$H_p = 0.35 (2.10 + 2.40)$$

$$H_p = 1.6\text{m.}$$

Según PROTODIAKONOV :

$$\begin{aligned}
 t &= h & t &= \text{Presión en el soporte} \\
 t &= 1.64 \text{ TM/m}^3 \times 1.6\text{m.} & &= \text{Peso específico de la roca} \\
 t &= 2.7 \text{ TM/m}^2 & h &= H_p
 \end{aligned}$$



$$\begin{aligned}
 Q_t &= t \times S & Q_t &= \text{Carga por unidad de longitud.} \\
 Q_t &= 2.7 \text{ TM/m}^2 \times 0.45\text{m.} \\
 Q_t &= 1.21 \text{ TM/m.} & S &= \text{Espaciamiento entre arcos.}
 \end{aligned}$$

Como área de parábola es : $\frac{4}{3} a \times b$

Entonces tenemos:

$$W_t = \left\{ \frac{4}{3} (B_1 \times (H_p + H_t)) - (B \times H_t) \right\} \times t \times S$$

W_t = Peso total producida por la sobrecarga.

Reemplazando datos y haciendo a $B_1 \sim 2B$

$$W_t = \left(\frac{4}{3} \times 2B \times (1.6 + 2.4) - 2.10 \times 2.40 \right) \times 1.64 \times 0.45$$

$$W_t = 12.7 \text{ TM.}$$

Con estos datos se ingresa al manual del Cement Portland Institute para diseñar la mezcla de concreto del shot-fer que soporte esta carga encontrada.

- Dimensiones de la losa según el Reglamento Nacional de Construcciones

$$e = \text{Claro}/35 = 2.40/35 = 0.06\text{m.}$$

$$V = 13.65(e)$$

$$V = 13.65 (0.06) = 0.82\text{m}^3/\text{m. de avance}$$

Se asume las siguientes características en la losa, para fines de prueba:



- Diseño de la mezcla de concreto

Se requiere un concreto de $f'c = 280 \text{ Kg/cm}^2$ (resistencia a la compresión del concreto a los 28 días).

Con esta resistencia del concreto se obtiene lo siguiente:

Ver manual del Cement Portland Institute.

- 1.- “Agua - Resistencia “ (para 0% de aire incorporado)

$$f'c = 280 \text{ Kg/cm}^2 \text{ _____ } 23 \text{ lt/saco}$$

- 2.- “ Resistencia - Slump”

$$f'c = 280 \text{ Kg/cm}^2 \text{ _____ } 1" \text{ a } 2"$$

- 3.- “Requisito de Agua - Slump” (para 3/8” de tamaño máximo de agregado):

$$1" \text{ a } 2" \text{ de slump _____ } 213 \text{ lt/m}^3 \text{ concreto.}$$

- 4.- Calculando el factor c del concreto:

$$c = 213 \text{ lt/m}^3 / 23 \text{ lt/saco} = 9.26 \text{ sacos/m}^3$$

- 5.- Calculando el peso de la arena:

$$\text{cemento} = 9.26 \times 42.5 \text{ Kg/saco} = 394 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{agua} = 213 \text{ lt/m}^3 = \underline{213 \text{ Kg/m}^3}$$

$$\text{Sumando pesos} = 607 \text{ Kg/m}^3$$

$$Wc = \text{Peso específico del concreto} = 2,400 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{Peso de la arena} = 2,400 - 607 = 1,793 \text{ Kg/m}^3$$

- 6.- Relación de la mezcla en peso:

$$607 \text{ Kg/m}^3 / 1,793 \text{ Kg/m}^3 = 1 / 2.95 = 1 / 3$$

6.9.3.2.- INSUMOS POR METRO LINEAL DE SOSTENIMIENTO

Sección transversal = 2.10 x 2.40m.

MATERIALES

Concreto	: 7.50 x 1.30 x 1.40 x 0.06m. x 1m.	= 0.80m ³
Cemento	: 2,400 Kg/m ³ / 394Kg/m ³	= 0.80 m ³ / x
	x = 0.13m ³	
	x = 0.13 m ³ x 9.26 = 1.2 + 1(Para aditivos)	= 3 sacos
Arena ¼"	: 2,400 Kg/m ³ / 1,793 Kg/m ³	= 0.80 m ³ / x
	x = 0.59m ³	
Agua	: 2,400 Kg/m ³ / 213 Kg/m ³	= 0.80 m ³ / x
	x = 0.071m ³	
	x = 0.071m ³ x 1,000 lt/m ³	= 71 lt
Aditivo acelerante	: 15 Kg	
Fierro corrugado N° 5	: (7.5 x 2.20 + 3)1.6 Kg	= 31.2 Kg.
Malla 4" x 4"	: (7.5 x 1.30 + 7.5 x 0.1)	= 10.5m ²
Alambre de amarre N° 12	: 28 gr/m. x 71	= 2 Kg
(Para impregnación de calibradores, 71 puntos por m.de avance, 1m de alambre por punto).		

EQUIPO

Máquina de shot crete = 5.5 hora - máquina/m. (incluye ingreso y manipuleo de materiales)

PERSONAL

<u>Operación efectuada</u>	<u>Operario</u>	<u>Oficial</u>
Acarreo de materiales	2.2 H - H	0
Aplicación de shot crete	8.9 H - H	13.4 H - H
Impregnación de calibradores	1.0 H - H	4.0 H - H
Ensamblaje de refuerzo	2.0 H - H	8.0 H - H
Total horas -hombre / m.	14.1 H - H	25.4 H - H

- **Ciclos y avances**

- 1.- Shot crete primera capa de 4 cm.
- 2.- Impregnamiento de calibradores.
- 3.- Ensamblaje de refuerzo metálico.
- 4.- Shot crete segunda capa de 2 cm.

- **Avances en aplicación de Shot crete**

Avance total : 2.0m./guardia con 5 hombres, para la sección standard de 2.10 x 2.40m.

6.9.4.- COSTOS (US \$)

MATERIALES

Arena	= $0.59\text{m}^3/\text{m.} \times \$ 5.90/\text{m}^3 \times 1,250\text{m.}$	= \$ 4,351.25
Cemento	= 3 sacos/m. x \$ 5.62/saco x 1,250m.	= \$ 21,075.00
Aditivo	= 15 Kg x \$ 2.40/Kg x 1,250m.	= \$ <u>45,000.00</u>
Total costo en agregados		= \$ 70,426.25

Fierro	= $31.2\text{ Kg/m.} \times \$ 1.28/\text{Kg} \times 1,250\text{m.}$	= \$ 49,920.00
Alambre	= $2\text{ Kg/m.} \times \$ 1.68/\text{Kg} \times 1,250\text{m.}$	= \$ 4,200.00
Malla	= $10.5\text{ m}^2 \times \$ 1.78/\text{m}^2 \times 1,250\text{m.}$	= \$ <u>23,362.50</u>
Total costo en refuerzos		= \$ 77,482.50
Total costo en materiales		= \$ 147,908.75

EQUIPO (ALQUILADO)

Máquina shot crete	= $5.5\text{ hr/m.} \times \$ 60/\text{hr} \times 1,250\text{m.}$	= \$ 412,500.00
--------------------	---	-----------------

PERSONAL (TERCEROS)

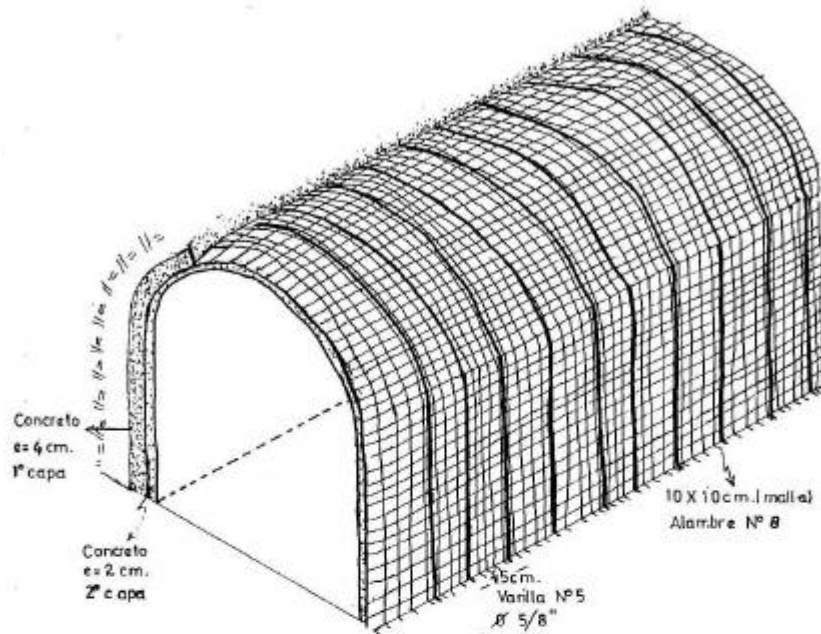
Operario	= $14.1\text{ H} - \text{H} \times \$ 1.08 / \text{H} - \text{H} \times 1,250\text{m.}$	= \$ 19,035.00
Oficial	= $25.4\text{ H} - \text{H} \times \$ 0.87 / \text{H} - \text{H} \times 1,250\text{m.}$	= \$ 27,622.00
Supervisión	= $\$ 9.2 / \text{m.} \times 1,250\text{m.}$	= \$ <u>11,542.50</u>
Total costo en personal		= \$ 58,199.50

COSTO OPERATIVO TOTAL DE SOSTENIMIENTO

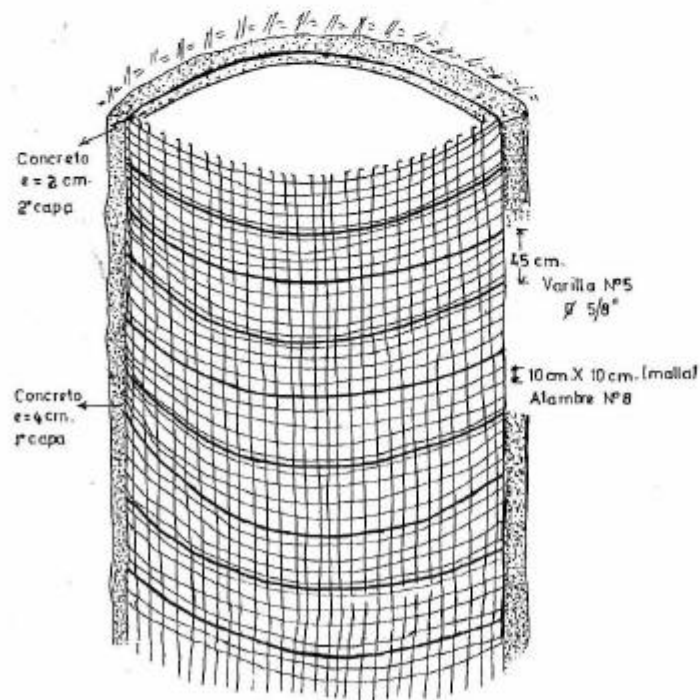
ITEM	VALOR \$
• Materiales	147,908.75
• Equipo (alquilado)	412,500.00
• Mano de obra (terceros)	46,657.00
• Supervisión(terceros)	11,542.50
TOTAL	618,608.25

FIGURA N° 17

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.



PARA LA GALERIA



PARA EL PIQUE

E = 1 / 50

CUADRO 6.1 A

CICLO DE ACTIVIDADES CONSIDERADOS PARA EL DESARROLLO DE LABORES

A) CICLO DE ACTIVIDADES PARA LA CONSTRUCCION DEL PIQUE DE ACCESO

ACTIVIDAD	TRABAJADORES	TIEMPO (GUARDIAS)	AVANCE (M.)
PERFORACION Y VOLADURA	4	2	1.7
LIMPIEZA	2	2	
PERFORACION Y VOLADURA	4	2	1.7
LIMPIEZA	2	2	
PERFORACION Y VOLADURA	4	2	1.7
LIMPIEZA	2	2	
COLOCACION DE ESTRUCTURAS DE ACERO Y GUIAS DE MADERA	6	3	
ARMADO DE ANDAMIOS Y COLOCACION DE ESCALERAS PARA CAMINO	4	1 1/2	
INSTALACION DE TUBERIAS DE AIRE, AGUA Y ELECTRICIDAD (SERVICIOS)	2	1	
SOSTENIMIENTO CON SHOTFER (2M/GUARDIA), INCLUYE INGRESO Y MANIPULEO DE MATERIALES	5	2 1/2	
IMPREVISTOS		1	
TOTAL		21	5.1

AVANCE REAL DEL PIQUE (MT/GUARDIA): 0.2

AVANCE REAL DEL PIQUE (MT/DIA): 0.7

B) CICLO DE ACTIVIDADES PARA LA CONSTRUCCION DE LA GALERIA DE EXTRACCION

ACTIVIDAD	TRABAJADORES	TIEMPO (GUARDIAS)	AVANCE (M.)
PERFORACION Y VOLADURA	4	1 1/2	2
LIMPIEZA	2	1/2	
PERFORACION Y VOLADURA	4	1 1/2	2
LIMPIEZA	2	1/2	
PERFORACION Y VOLADURA	4	1 1/2	2
LIMPIEZA	2	1/2	
TENDIDO DE LINEA DE CAUVILLE	2	1	
INSTALACION DE TUBERIAS DE AIRE, AGUA Y ELECTRICIDAD (SERVICIOS) (*)	2		
SOSTENIMIENTO CON SHOTFER (2M/GUARDIA), INCLUYE INGRESO Y MANIPULEO DE MATERIALES (**)	4		
TOTAL		7	6

AVANCE REAL DE LA GALERIA (MT/GUARDIA): 0.9

AVANCE REAL DE LA GALERIA (MT/DIA): 2.6

(*) ACTIVIDAD PARALELA AL TENDIDO DE LINEA DE CAUVILLE

CUADRO 7 A

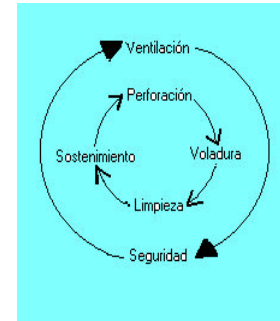
DETERMINACION DEL COSTO POR METRO DE AVANCE DE LABORES

CICLO DE MINADO

(PERFORACION - VOLADURA - VENTILACION - LIMPIEZA - SOSTENIMIENTO - SEGURIDAD)

DATOS:

PARAMETRO	PIQUE	GALERIA
TIEMPO DE EJECUCION (MESES)	14	10
LONGITUD (MTS)	250	1,000
TONELAJE (TM)	3,675	10,000
LONG. DE TALADRO (MTS)	2.4	2.4
AVANCE 75% (MT/DISPARO)	1.7	2
TONELAJE/DISPARO (TM/DISPARO)	25.6	20
AVANCE POR DIA (MT/DIA)	0.6	2.7



Nota: El ciclo de minado clásico sería (Perforación-Voladura-Limpieza-Sostenimiento), pero como se trata de un yacimiento petrolífero; la Ventilación y la Seguridad deben ser tomados en cuenta por su trascendencia.

DESCRIPCION	LABOR				COSTOS OPERATIVOS
	PIQUE	%	GALERIA	%	
PERFORACION	60,083.00	11.51	214,662.00	16.80	274,745.00
VOLADURA	96,425.20	18.46	225,750.00	17.67	322,175.20
VENTILACION	35,251.70	6.75	141,006.70	11.03	176,258.40
LIMPIEZA Y EXTRACCION	80,140.00	15.35	158,740.00	12.42	238,880.00
SOSTENIMIENTO (SHOTCRETE)	123,721.60	23.69	494,886.60	38.73	618,608.20
SERVICIOS (COLOCACION DE ESTRUCTURAS METALICAS, ANDAMIOS Y GUIAS; PARA EL PIQUE)	45,000.00	8.62			45,000.00
SUPERVISION GENERAL	51,000.00	9.77	21,000.00	1.64	72,000.00
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD Y HERRAMIENTAS	30,584.00	5.86	21,846.00	1.71	52,430.00
3% DEL TOTAL					
TOTAL	522,205.50	100.00	1,277,891.30	100.00	1,800,096.80

RESULTADOS:

COSTO OPERATIVO	LABOR	
	PIQUE	GALERIA
\$/M DE AVANCE	2088.82	1277.89
\$/TM DE MATERIAL EXTRAIDO	142.10	127.79

CAPITULO 7

EXPLOTACION DE LA ARENA PETROLIFERA Y BOMBEO DE PETROLEO

7.1.- EXPLOTACION

7.1.1.-PERFORACIONES DIRIGIDAS

Los reservorios petrolíferos que están situadas encima de las galerías, se explotan mediante perforaciones dirigidas desde cámaras acondicionadas especialmente para ello, las perforaciones de explotación se desarrollarán siguiendo direcciones variables, las cuales pueden ser verticales y con cualquier ángulo de inclinación; de este modo en el campo que se explota, ningún deposito, cuerpo o lente de arena petrolífera o gasífera escapa a la atención del perforador y su drenaje puede efectuarse completamente. Así mismo, cualquier situación peligrosa, no descubierta por las perforaciones piloto, pueden ser conjuradas a tiempo con medidas adecuadas.

La longitud de las perforaciones dirigidas son variables y pueden alcanzar decenas de metros, sobre todo en las perforaciones inclinadas.

Las perforaciones dirigidas permiten explotar simultáneamente mas de un horizonte petrolífero de diferentes espesores. El petróleo que drene, fluye del extremo inferior de la perforación dirigida en un chorro continuo, mas o menos grueso, hacia el tanque de almacenamiento de donde es bombeado a la superficie.

7.1.2.-VARIANTES DE EXPLOTACION

a) Pozas filtrantes

Consiste en hacer correr una galería encima del techo de la arena petrolífera más baja. Su explotación se realiza por medio de pequeñas pozas subterráneas o cajas filtrantes que se construyen en el piso de las galerías con una distancia entre sí de 10m. , descendiendo verticalmente, dentro de la arena petrolífera. Su sección es de 0.60 x 0.60m. aproximadamente y la profundidad variable según las condiciones locales. Ver Figura N° 13, el petróleo drena hacia las pozas por gravedad, de allí son bombeados a superficie.

b) Extracción de la arena petrolífera

Cuando cesa el drenaje libre, las galerías se secan a los pocos años de su construcción. Pero es el caso que las arenas aparentemente secas contienen un 8 - 12% de petróleo por peso y alrededor del 60% por volumen de poros, según las experiencias obtenidas en las explotaciones de los diversos campos petrolíferos de Europa. Este es el momento de iniciar la extracción directa de la arena, la que, por todo lo dicho, se realiza en secciones pobres o exentas de gas natural. Esta misma operación aplicada en reservorios vírgenes resultaría arriesgada y antieconómica.

Donde los reservorios son muy potentes y la calidad del petróleo es pesada, se extrae la arena, el costo del petróleo obtenido por tratamiento de lavado de la arena petrolífera es aproximadamente el doble del producido por drenaje. En petróleo liviano, no se considera aplicar este procedimiento. La arena se desprende por medio de palas neumáticas y luego se transportan sobre fajas movedizas hasta los carros mineros.

Las galerías corridas sobre el mismo estrato petrolífero demandan un revestimiento especialmente resistente.

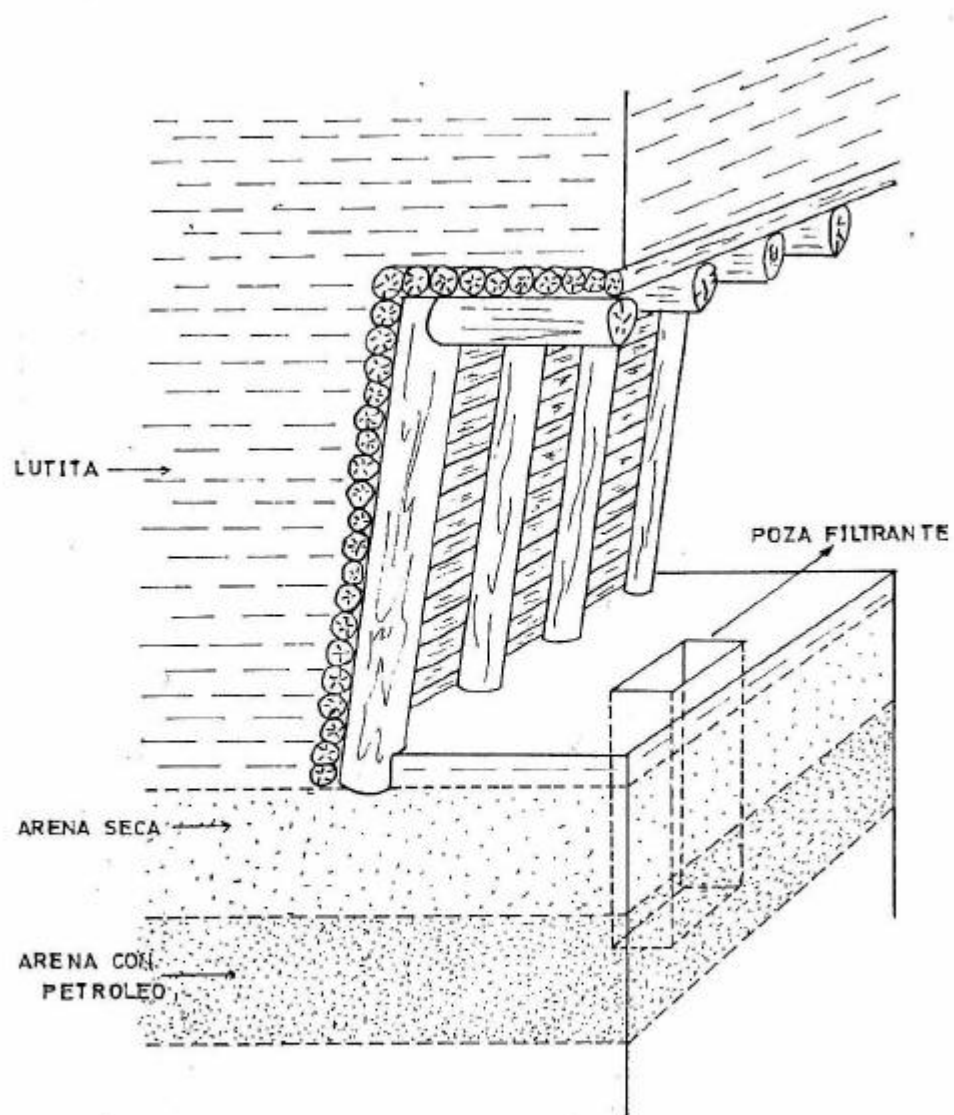
Dado una gran potencia de estratos petrolíferos, se precisa rellenar los espacios vacíos dejados por la extracción de la arena utilizándose para dicho fin, la arena lavada y mezclada con aserrín; se le baja por un sondaje antiguo y en la galería se le transporta sobre fajas hasta el lugar por rellenar, donde ella se distribuye uniformemente mediante vibradoras, que cuelgan del techo de las galerías.

Tratamiento de la arena

Para el tratamiento de la arena se dispone de una planta inmediata al pique, donde se efectúan las siguientes operaciones:

FIGURA N°13

VARIANTES DE EXPLOTACION.



POZAS FILTRANTES

- Tamizado de la arena.
- Triturado.
- Calentamiento por espacio de 75 minutos, en calderas verticales, con vapor caliente y agitación por aire comprimido.
- Separación del aceite en el separador de lodo, y luego en la planta de asentamiento (Cottel), donde se decanta el agua.

Los residuos de este tratamiento y las aguas de mina, pasan a un sistema de tanques de asentamiento secundario para recuperar hasta las últimas trazas de aceite.

Debemos señalar que este último método no es económico aplicar cuando la producción del reservorio se termine, puesto que la recuperación del petróleo remanente no justifica la inversión para este trabajo.

7.1.3.-UBICACION DE LAS CAMARAS DE PERFORACION

Las cámaras laterales de perforación se realizan con el fin de no poner obstáculos en el movimiento por la galería, además de tener independencia para realizar los sondeos de extracción.

Estas cámaras o estaciones de perforación serán en número de 6 y estarán ubicadas al lado derecho de la galería maestra, con rumbo hacia el sur. Las características que presentarán estas cámaras son:

$h = 2.40 \text{ m.}$

$a = 5.0 \text{ m.}$

$L = 5.0 \text{ m.}$

La ubicación de las cámaras de perforación, será a una distancia de 150m. una de otras respectivamente, además estas tendrán que ser necesariamente revestidas de concreto.

Se estima un costo de \$ 1,500 por la construcción de cada cámara.

Cálculo de la cantidad de concreto necesario para revestir las cámaras de perforación:

1 cámara = 86 m^2 de superficie

espesor de revestimiento = $6 \text{ cm} = 0.06 \text{ m.}$

$86 \text{ m}^2 \times 0.06 \text{ m.} = 5.16 \text{ m}^3$ de concreto / cámara

Cómo son 6 cámaras tendremos un total de $5.16 \text{ m}^3 \times 6 = 31 \text{ m}^3$ de concreto

cemento:

$$2,400\text{kg}/\text{m}^3 / 394\text{kg}/\text{m}^3 = 31.0\text{m}^3 / x$$

$$x = 5.08\text{m}^3 \times 9.62 \text{ sacos}/\text{m}^3 = 49 \text{ sacos}$$

arena:

$$2,400\text{kg}/\text{m}^3 / 1,793\text{kg}/\text{m}^3 = 31.0\text{m}^3 / x$$

$$x = 23.20\text{m}^3$$

7.1.4.-DETERMINACION DEL NUMERO Y LONGITUD DE PERFORACION

Para determinarlo se hará el análisis cámara por cámara, empezando la enumeración de sur a norte.

Se debe señalar que las perforaciones deben atravesar el horizonte petrolífero para que de esta manera se pueda tener la mayor área de drenaje.

CAMARA 1

Vertical	= 220`	
Derecha	= 240`	
Izquierda	= 280`	total = 1,160`
Adelante	= 220`	
Atrás	= 200`	

CAMARA 2

Vertical	= 200`	
Derecha	= 230`	
Izquierda	= 250`	total = 1,050
Adelante	= 170`	
Atrás	= 200`	

CAMARA 3

Vertical	= 200`	
Derecha	= 220`	
Izquierda	= 240`	total = 1,020`

Adelante = 160`
Atrás = 200`

CAMARA 4

Vertical = 190`
Derecha = 210`
Izquierda = 230`                      total = 990`
Adelante = 160`
Atrás = 200`

CAMARA 5

Vertical = 200`
Derecha = 230`
Izquierda = 230`                      total = 1,020`
Adelante = 160`
Atrás = 200`

CAMARA 6

Vertical = 200`
Derecha = 300`
Izquierda = 240`                      total = 1,100`
Adelante = 160`
Atrás = 200`

Haciendo un total de 6,340` de perforación a ser efectuado.

7.1.5.-SELECCION DE DIAMETRO DE TALADRO

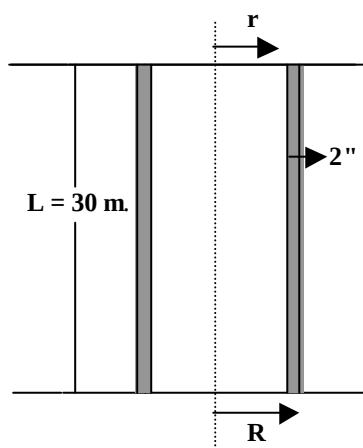
El diámetro de sondaje mas apropiado para este método es el de 4" y estos taladros deben estar controlados una vez que empiece a fluir el petróleo. Una manera de hacer este tipo de control sería colocando una válvula de 4" de diámetro de entrada que iría empotrada en la boca de la perforación de explotación, reduciendo la salida de 4" a 3"; esta válvula estaría a prueba de presiones además de contar con una tubería continua para cada sondaje de 3" de diámetro; los cuales irían a descargar en el tanque recolector para su bombeo a superficie.

Para dar mayor seguridad de que las paredes no se derrumben, se entubará solamente el tramo de lutitas hasta llegar al reservorio; además de entubar se necesitará cementar para unir la tubería con la pared.

Primero se debe perforar en todo el tramo de lutitas con un diámetro de 8", a continuación se procederá a colocar los tubos de 4" de diámetro; una vez que se tenga entubada toda la longitud perforada se procederá a cementar inyectando cemento a presión hasta que el espacio entre la pared y el tubo quede completamente sellada.

Asimismo desde el techo de la galería hasta su primer metro de avance se efectuará una perforación de 50cm. de diámetro, la que de igual forma tendrá que ser cementada desde la pared hasta la tubería. La finalidad de ello sería tener un bloque sólido en donde irá empernada la válvula asegurando su empotramiento.

A continuación se calculará la cantidad de concreto a ser utilizado para el revestimiento de las tuberías:



$$\begin{aligned}
 A &= \pi (R^2 - r^2) \\
 A &= \pi ((4 \text{ pulg})^2 - (2 \text{ pulg})^2) \\
 A &= \pi ((0.10\text{m})^2 - (0.05\text{m})^2) \\
 A &= 0.023\text{m}^2 \\
 V &= 0.023\text{m}^2 \times 30 \text{ m.} = 0.69\text{m}^3/\text{tal.} \\
 0.69\text{m}^3/\text{tal} \times 30 \text{ tal} &= \mathbf{20.7\text{m}^3 \text{ concreto}}
 \end{aligned}$$

cemento:

$$\begin{aligned}
 2,400\text{kg}/\text{m}^3 / 394\text{kg}/\text{m}^3 &= 20.7\text{m}^3 / x \\
 x &= 6.73\text{m}^3 \times 9.62 \text{ sacos}/\text{m}^3 = 31.46 \text{ sacos}
 \end{aligned}$$

arena:

$$\begin{aligned}
 2,400\text{kg}/\text{m}^3 / 1,793\text{kg}/\text{m}^3 &= 20.7\text{m}^3 / x \\
 x &= 15.46\text{m}^3
 \end{aligned}$$

agua:

$$\begin{aligned}
 2,400\text{kg}/\text{m}^3 / 213\text{kg}/\text{m}^3 &= 20.7\text{m}^3 / x \\
 x &= 1.83 \text{ m}^3 = 1,830 \text{ ts.}
 \end{aligned}$$

7.1.6.- DETERMINACION DEL CAUDAL DE PRODUCCION

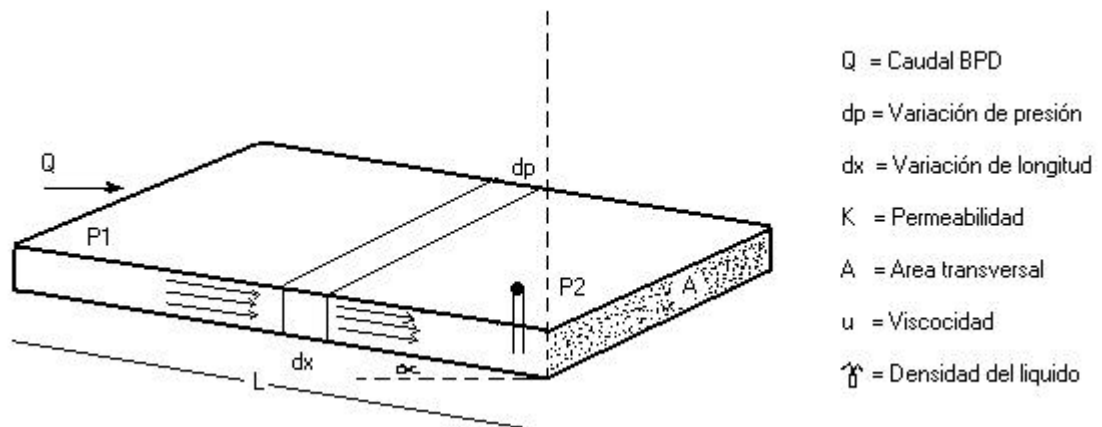
Para el cálculo del caudal de producción se puede optar por tres alternativas definidas de acuerdo a la geometría y propiedades del reservorio.

- a) Flujo lineal
- b) Flujo radial
- c) Flujo esférico

Como se estableció, el reservorio a explotar tiene una geometría tabular por lo tanto el flujo esférico queda descartado. El flujo esférico es aplicado a reservorios irregulares como lentes.

Como se tiene dos opciones, entre flujo lineal y radial; se analizará cada uno de ellos para determinar la alternativa mas adecuada a ser utilizada.

Flujo lineal



$$Q = - 1.127 KA/u (dp/dx - \rho g \sin \alpha) \quad , \text{ BPD.}$$

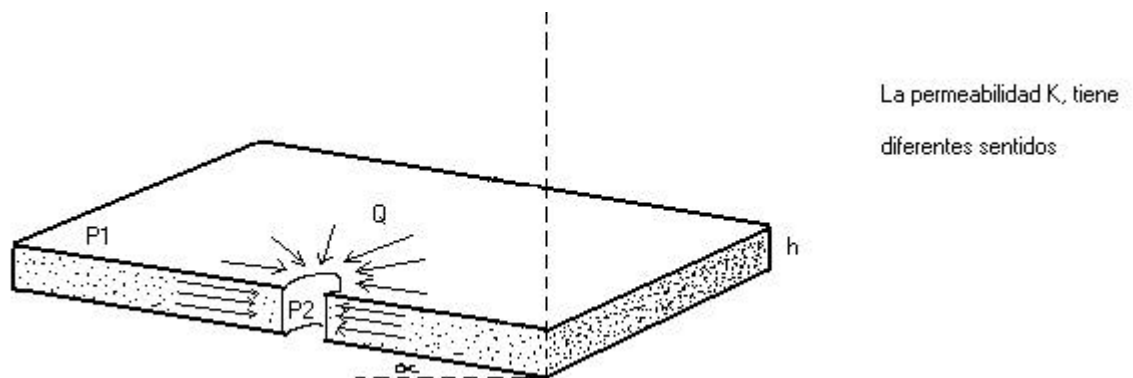
Según Henry Darcy, ver "Ingeniería aplicada de yacimientos petrolíferos"- B.C. Craft y M. F. Hawkins - pag 328, 329, 330 y 331.

El fluido lineal se presenta en reservorios tabulares, pero además se debe cumplir que el flujo de petróleo sea en una sola dirección y sentido teniendo constante la permeabilidad en la misma dirección del movimiento, así mismo de realizarse las perforaciones de explotación, solamente drenaría la mitad de la pared perforada puesto que la otra mitad no estaría expuesta a este flujo.

Este modelo obedece a reservorios donde se tiene las condiciones ideales y favorables, pero como en el yacimiento en estudio no se observa este tipo de comportamiento; la aplicabilidad de este modelo sería errónea.

Analicemos a continuación el flujo radial.

Flujo radial



El flujo radial se presenta en reservorios tabulares pero a diferencia del flujo lineal, aquí si se puede apreciar flujo en dos dimensiones que convergen en un punto común y el drenaje se realiza en toda la superficie perforada.

Henry Darcy determina una expresión para obtener los caudales del reservorio, ver "Ingeniería aplicada de yacimientos petrolíferos" - B.C. Craft y M. F. Hawkins - pag 358 y 359.

$$Q = 0.00708Kh / \mu B_0 \times (P1 - P2) / \ln(re/rw)$$

Esta expresión se verá modificada por un gradiente hidráulico, debido a que el fluido se deslizará verticalmente en forma descendente aprovechando además de la permeabilidad horizontal, la permeabilidad vertical; quiénes son aproximadamente iguales (Para este reservorio). Por lo tanto la expresión modificada es:

$$Q = 0.00708Kh / \mu B_0 \{ (P1 - P2) / \ln(re/rw) + 0.433 \cos \alpha \}$$

Ver "Ingeniería aplicada de yacimientos petrolíferos" - B.C. Craft y M. F. Hawkins - pag 331.

siendo:

$\Delta 0.433 \text{ Cosá} = \text{Gradiente Hidráulico. (lb / pulg}^2 \text{ / pie)}$

$\tilde{\alpha} = \text{Gravedad específica relativa al agua.}$

$Q = \text{Caudal (BPD).}$

$P_1 - P_2 = \text{Variación de presión (lb / pulg}^2 \text{)}$

$K = \text{Permeabilidad (milidarcys)}$

$\mu = \text{Viscosidad (centipoise)}$

$r_e = \text{Radio de drenaje (pies)}$

$r_w = \text{Radio de perforación (pies)}$

$h = \text{Espesor de arena. (pies)}$

$B_0 = \text{Factor de volumen de formación}$

Cómo el reservorio en estudio pertenece al miembro Cabo blanco de la formación Echinocyamus se debe de obtener la curva característica para este reservorio. El pozo 1166 del Yacimiento Taiman esta explotado típicamente por Cabo blanco en sus primeros años, a partir de su curva declinatoria se determinará la curva productiva del proyecto.

De acuerdo a los cálculos preestablecidos se toma en 12 años en el peor de los casos el tiempo de explotación del reservorio bajo el método propuesto con un límite económico de 100 barriles por día. Ver capítulo 10.

Se tiene:

Pozo 1166

$Q_1 = 195 \text{ BPD}$

$Q_2 = 132$

$Q_3 = 112$

$Q_4 = 97$

$Q_5 = 84$

$Q_6 = 76$

$Q_7 = 68$

$Q_8 = 62$

$Q_9 = 56$

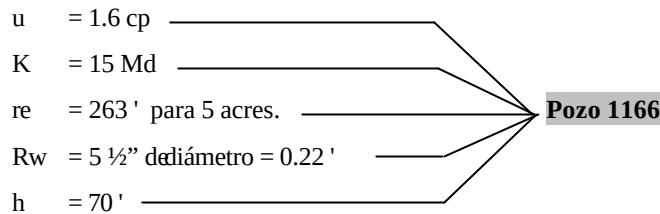
$Q_{10} = 50$

$Q_{11} = 45$

$Q_{12} = 40$

$$Q = 0.00708 Kh/uB_0 \times (\Delta P / \ln(re/rw))$$

Expresión de Darcy sin influencia del gradiente hidráulico



Despejando ΔP : $((\text{lb} / \text{pulg}^2) \text{ ó } \text{PSI})$

$$\Delta P = Q \times u \times B_0 \times \ln(re/rw) / 0.00708 \times K \times h$$

ΔP_1	= 332.80
ΔP_2	= 225.28
ΔP_3	= 191.14
ΔP_4	= 165.54
ΔP_5	= 143.36
ΔP_6	= 129.70
ΔP_7	= 116.05
ΔP_8	= 105.81
ΔP_9	= 95.57
ΔP_{10}	= 85.33
ΔP_{11}	= 76.80
ΔP_{12}	= 68.26

Como los parámetros son aproximadamente iguales debido a que se trata de la misma formación, se tendrá una variación de presión que se comportará en el reservorio en estudio aproximadamente igual.

Por esta razón se toman estos valores e ingresan a la expresión de Darcy, modificada para el gradiente hidráulico:

$$Q = 0.00708 Kh / uB_0 \{ P / \ln(re/rw) + \alpha \cdot 0.433 \cos \alpha \}$$

Siendo:

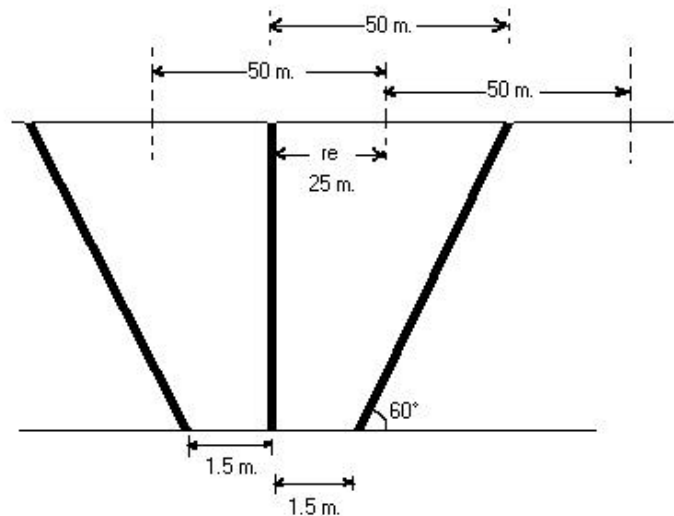
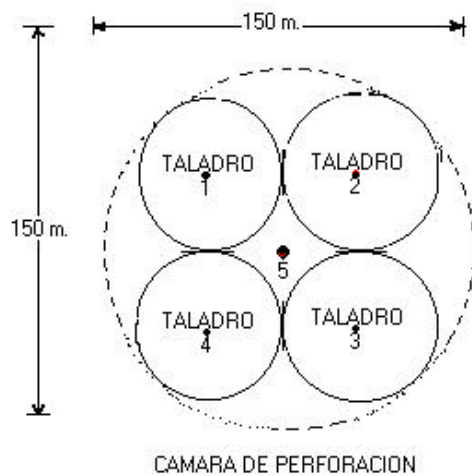
$$\alpha = 141.5 / (131.5 + API) = 141.5 / (131.5 + 34) = 0.85$$

re = Radio de drenaje por perforación = 25m. = 82' (Para el horizonte petrolífero)

rw = Radio de perforación = 4" = 0.33' (en estudio).

$$\begin{aligned}
 h &= 100' \\
 B_0 &= 1.23 \\
 u &= 1.6 \text{ cp} \\
 K &= 15 \text{ Md} \\
 \alpha &= 5^\circ
 \end{aligned}$$

Calculando el radio de drenaje para cada perforación de explotación:



Ingresando los ($\bar{A} P$) a cada caudal se tiene:

$$Q_1 = 359.26 \text{ BPD}$$

$$Q_2 = 243.82$$

$$Q_3 = 207.16$$

$$Q_4 = 179.68$$

$$Q_5 = 155.86$$

$$Q_6 = 141.19$$

$$Q_7 = 126.54$$

$$Q_8 = 115.54$$

$$Q_9 = 104.55$$

$$Q_{10} = 93.55$$

$$Q_{11} = 84.40$$

$$Q_{12} = \underline{75.23}$$

$$1,866.78 \times 365 = 668,674.7 \text{ Barriles}$$

Como se observa la cantidad total obtenida no es igual a lo que se espera recuperar (1'037,741.302 Barriles), con un 70% de recuperación, por esta razón se buscará un factor

de corrección que multiplicado por las reservas recuperables y dividida entre 365 se obtengan las producciones reales.

Este factor se obtiene dividiendo cada uno de los caudales obtenidos entre la sumatoria total de los mismos:

Así se tiene:

$f = Q /$	$f \times 1'037,741.302 / 365$
$f_1 = 0.190$	$Q_1 = 541.54$
$f_2 = 0.129$	$Q_2 = 368.11$
$f_3 = 0.109$	$Q_3 = 311.25$
$f_4 = 0.095$	$Q_4 = 271.44$
$f_5 = 0.082$	$Q_5 = 234.48$
$f_6 = 0.074$	$Q_6 = 211.74$
$f_7 = 0.067$	$Q_7 = 191.83$
$f_8 = 0.061$	$Q_8 = 174.78$
$f_9 = 0.055$	$Q_9 = 157.72$
$f_{10} = 0.049$	$Q_{10} = 140.66$
$f_{11} = 0.044$	$Q_{11} = 126.44$
$f_{12} = 0.039$	$Q_{12} = 112.23$

La suma de estos caudales es: $2,842.22 \text{ Bls} \times 365 = 1'037,740 \text{ Barriles}$

Estos caudales hallados son los esperados a obtener en el proyecto durante los 12 años de explotación. El Cuadro 6.2 muestra el pronóstico de producción acompañado de su respectiva curva declinatoria.

7.1.7.-DISEÑO DE EXPLOTACION

Las Láminas N° 6 y 7 muestran al Block diagrama y sus tres vistas del modelo a seguir para la explotación del yacimiento petrolífero por minería, así como la regulación de la salida del petróleo a través de válvulas.

7.1.8.-EQUIPOS, MATERIALES Y ACCESORIOS

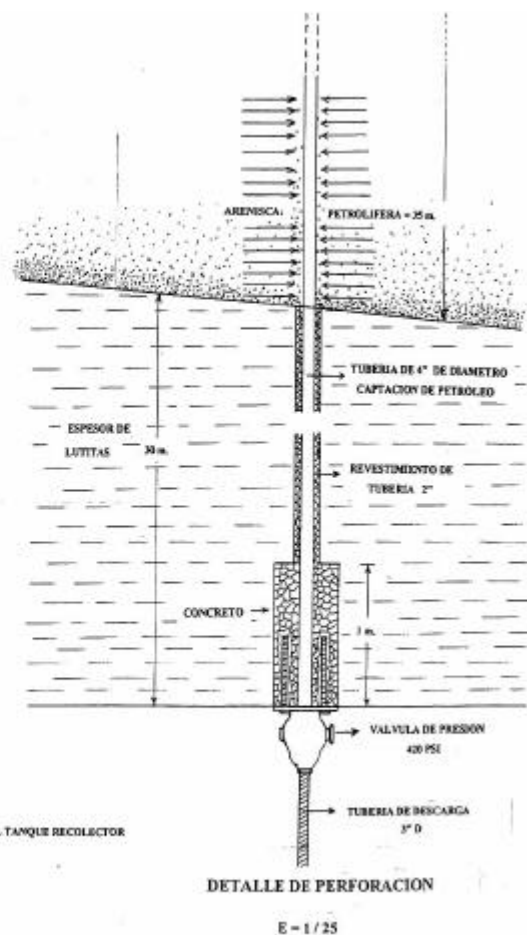
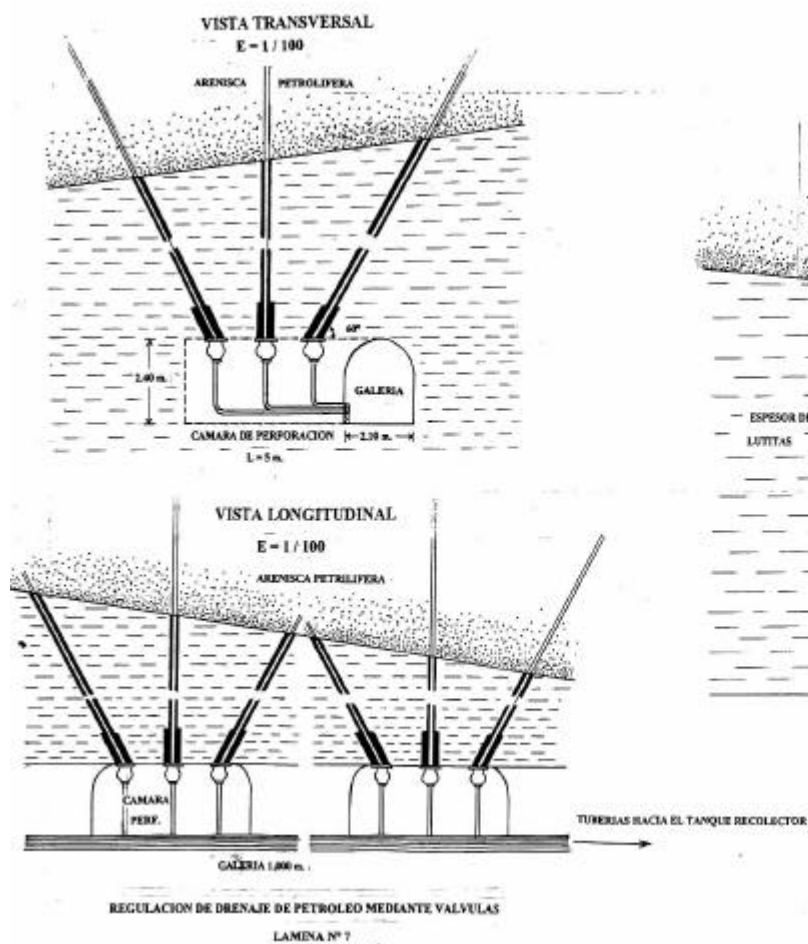
Para la realización del presente proyecto se necesitará

- Máquina Diamond drill de 8" de diámetro.
- 30 válvulas con brida de 4" de entrada y 3" de salida.

- Tubería de 3" de diámetro.
- 20.7m³ de concreto para revestimiento de tubería.
- 31 m³ de concreto para revestimiento de cámaras de perforación

7.1.9.-COSTOS DE INSTALACION PARA LA EXPLOTACION

ITEM	VALOR US \$
Construcción de cámaras de perforación (incluido mano de obra) 6 cámaras x \$ 1,500/cámara	9,000.0
Concreto para revestir cámaras de perforación 49 sacos de cemento x \$ 4.70/saco 23.21 m³ de arena x \$ 4.92/m³	230.3 114.2
Perforación diamantina (terceros) 1,900m. x \$ 200/m.	380,000.0
Válvulas con brida 4" 30 unidades x \$ 2,727/unidad	81,000.0
Tubería de 3" de diámetro 5,000m. x \$ 22.25/m.	111,263.0
Tubería de 4" de diámetro 1,900m. x \$ 33.00/m.	62,700.0
Concreto para revestir tuberías de perforación: 31 sacos de cemento x \$ 4.70/saco 15 m³ de arena x \$ 4.92/m³	146.0 74.0
TOTAL	644,527.5



CUADRO 6.2

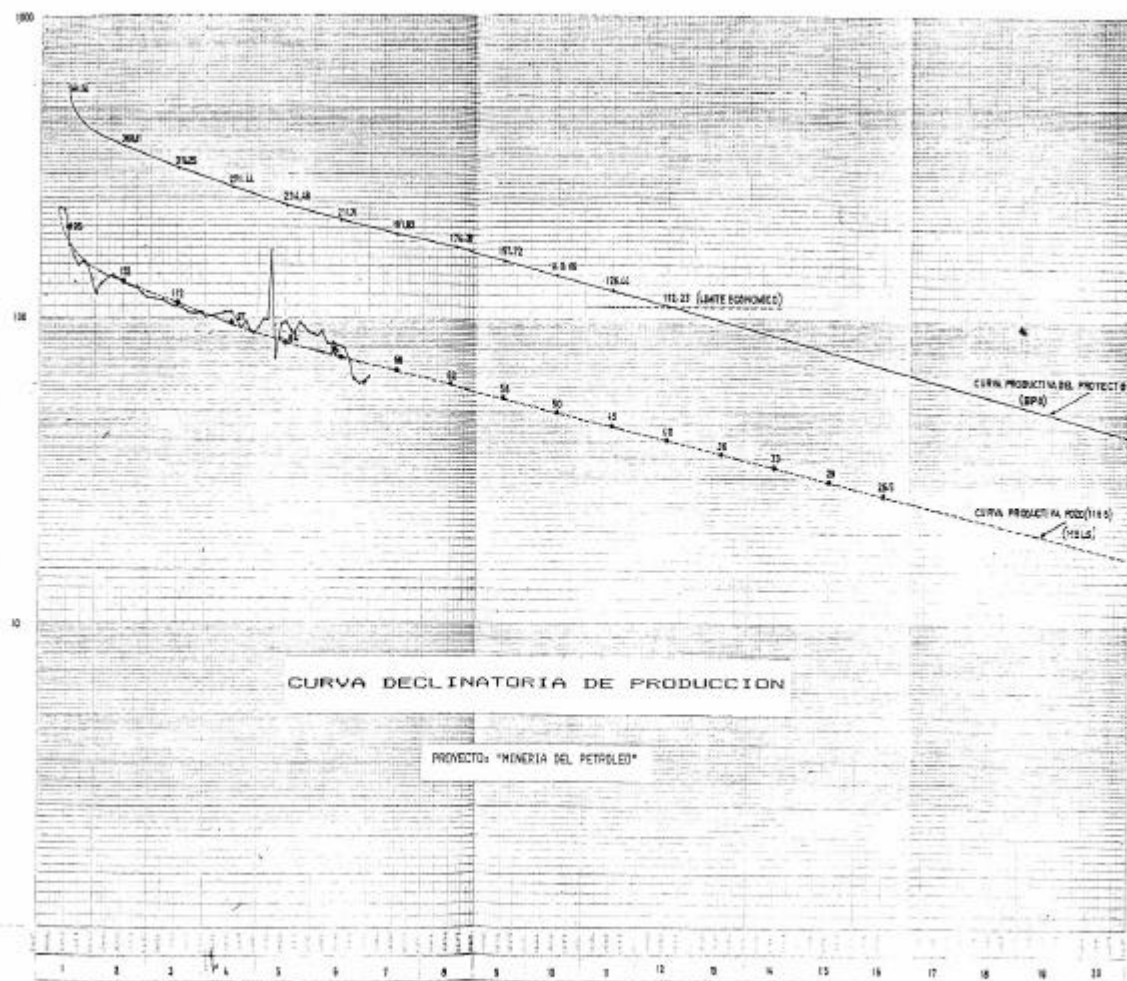
PRONOSTICO DE PRODUCCION DE PETROLEO

"METODO MINERO"

Formación Echino repetido II

Miembro Cabo blanco

AÑO	BPD	MBLS	%
1	541.54	197.663	19
2	368.11	134.360	13
3	311.25	113.606	11
4	271.44	99.076	9.5
5	234.48	85.585	8
6	211.74	77.285	7.5
7	191.83	70.018	7
8	174.78	63.795	6
9	157.72	57.568	5.5
10	140.66	51.341	5
11	126.44	46.151	4.5
12	112.23	40.964	4



7.2 .-BOMBEO DE PETROLEO

7.2.1.-DETERMINACION DEL NPSH

Antes de determinar el NPSH (energía de la bomba en la succión), se calculará la altura manométrica del sistema para lo cual se necesitará de los siguientes datos:

Cálculo de la altura manométrica (H)

Líquido:	Petróleo
Temperatura:	32° C
Gravedad específica:	0.85
Viscosidad:	1.6 centipoise
Capacidad del tanque:	30,000 lts
N° de bombeos por hora:	1
Altura estática:	
Descarga	Hd = 260m.
Pd	14 psi
Succión	Hs = 3.5m.

<u>Accesorios:</u>	<u>Succión</u>	<u>Descarga</u>
Diámetro de la tubería:	4" (101.6 mm.)	5"(127mm.)
Material:	Fierro	Fierro
Longitud de la tubería:	5.5 m.	272 m.
N de codos, 90 con brida:	1	2
N de válvulas, compuerta brida	1	1
Altura s.n.m. : 120 m.s.n.m.		

Cálculo de la altura manométrica para el petróleo

Se determina mediante la siguiente expresión:

$$H_{oil} = H_w \times f_h$$

Donde:

H_w = Altura manométrica para el agua.

f_h = Factor para la altura, se asume 0.9

Se calcula a continuación H_w :

$$H_w = (H_d + H_s) + (f_s + f_d) + (V_d^2/2g - V_s^2/2g)$$

1.- $H_d = H_d + P_d = 260\text{m.} + 14\text{PSI} \times 10\text{m.} / 14.7\text{ PSI} = 269.5\text{m.}$
 $H_s = + 2.5\text{m.}$

2.- Las pérdidas:

$$Q = \text{Caudal necesario} = \text{Capacidad de tanque} \times N \text{ de bombeos/hr.}$$

$$\text{Capacidad de tanque} = L \times A \times H = 4 \times 3 \times 2.5 = 30\text{m}^3 \text{ (200 barriles)}$$

$$N \text{ de bombeos por hora} = 1$$

$$Q = 30,000 \text{ lts/hr} = 10 \text{ lt/seg.}$$

Pérdida por fricción en la tubería de succión (m. de columna de agua):

De acuerdo al Gráfico C , para 4" de diámetro y $Q = 10 \text{ lt/seg.}$, la pérdida es de 1.9 por cada 100m. de tubería.

$$F_{st} = 3.5\text{m.} \times 1.9/100\text{m.} = 0.0665\text{m.}$$

Pérdida por fricción en la tubería de descarga (m. de columna de agua):

Para 5" de diámetro y $Q = 10 \text{ lt/seg.}$, la pérdida es de 0.6 por cada 100m. de tubería.

$$F_{dt} = 260 \times 0.6/100\text{m.} = 1.56\text{m.}$$

Pérdida por fricción en los accesorios de succión (m. de columna de agua):

a) Para una válvula de 4" de diámetro con brida

$$f_{sa} = K \times V_s^2/2g$$

K = factor de resistencia

$V_s^2/2g$ = energía de velocidad en la entrada del impulsor en m. de c. a.

De acuerdo al Gráfico D, para válvulas de 4" con brida, se tiene un

$$K = 0.16, \text{ con } V_s^2/2g = 0.075$$

$$f_{sa} = 0.16 \times 0.075 = 0.012\text{m.}$$

b) Codo 90° con brida 4" de diámetro, . En el Gráfico E se observa un

$$K = 0.30 \text{ y } V_s^2/2g = 0.075$$

$$f_{sa} = 0.30 \times 0.075 = 0.025\text{m.}$$

$$f_{sa} \text{ válvula} + f_{sa} \text{ codo} = 0.012 + 0.025 = 0.037\text{m.}$$

Pérdida por fricción en los accesorios de descarga (m. de columna de agua):

a) Para una válvula compuerta, brida de 5" de diámetro:

K = factor de resistencia

$V_d^2/2g$ = energía de velocidad en la salida del impulsor en m. de c. a.

$$K = 0.13, \quad Vd^2/2g = 0.01$$

$$fda = 1 \times 0.13 \times 0.01 = 0.0013 \text{ m.}$$

b) Para 2 codos de 90° con brida de 5 " de diámetro

$$K = 0.28, \quad Vd^2/2g = 0.01$$

$$fda = 2 \times 0.28 \times 0.01 = 0.0056 \text{ m}$$

$$fda \text{ válvula} + fda \text{ codos} = 0.0013 + 0.0056 = 0.0069 \text{ m}$$

Pérdida total por fricción:

Succión:

$$fs = fst + fsa = 0.0665 + 0.037 = 0.1035 \text{ m. (pérdida total por fricción por tubería y accesorios de succión)}$$

Descarga:

$$fd = fdt + fda = 1.56 + 0.0069 = 1.5669 \text{ m. (pérdida total por fricción por tubería y accesorios de descarga)}$$

La carga de velocidad:

Succión:

$$Vs^2/2g = 0.075 \text{ (energía de velocidad en la entrada del impulsor en m. de c.a.)}$$

Descarga:

$$Vd^2/2g = 0.01 \text{ (energía de velocidad en la salida del impulsor en m. de c.a.)}$$

Reemplazando los valores en la fórmula se tiene:

$$Hw = (Hd + Hs) + (fs + fd) + (Vd^2/2g - Vs^2/2g)$$

$$Hw = (269.5 + 2.5) + (0.1035 + 1.5669) + (0.01 - 0.075)$$

$$Hw = 273.5 \text{ m.}$$

Luego:

$$Hoil = Hw \times fh \text{ (factor para la altura, valor asumido)}$$

$$Hoil = 273 \text{ m.} \times 0.9 = 245.7 \text{ m. (altura manométrica para el petróleo)}$$

Cálculo del NPSH disponible

$$NPSHd = Pat - Hs - P \text{ vapor líquido}$$

$$Pat = 10.33 - 0.12 = 10.21$$

$$0.12 = \text{Corrección a 120 m.s.n.m.}$$

$$NPSHd = 10.21 - (+2.5) - 0.22 = 7.5 \text{ m.}$$

NPSH (bomba)

$$NPSHd = 0.5 + NPSH \text{ bomba}$$

$$7.5 = 0.5 + \text{NPSH bomba}$$

$$\text{NPSH bomba (proveedor)} = 7\text{m.}$$

7.2.2.-CALCULO DE LA POTENCIA DE LA BOMBA Y CONSUMO DE ENERGIA

a) **Potencia de la bomba**

Según Hidrostat se halla utilizando la siguiente fórmula:

$$N_p = \frac{Q \times H}{75}$$

siendo:

$$N_p = \text{en HP}$$

$$= \text{Peso específico en Kg/dm}^3$$

$$Q = \text{Caudal en lt/seg.}$$

$$H = \text{Altura en m.}$$

$$= \text{Eficiencia de la bomba en \% (41\%) corregido por viscosidad por el fabricante.}$$

Reemplazando datos:

$$N_p = 0.85 \times 10 \times 245.7 / 75 \times 0.41$$

$$N_p = \mathbf{100 \text{ HP}}$$

De esto se desprende que por ser el petróleo más viscoso que el agua:

- Disminuye la altura manométrica.
- Disminuye la eficiencia de la bomba.
- Aumenta la potencia requerida de la bomba.

b) **Consumo de energía**

Se requiere encontrar la energía necesaria para bombear 1 barril de petróleo a una altura de 260m.

$$V = 1 \text{ barril de petróleo} = 158.9 \text{ lt.}$$

$$W = V \times$$

$$W = 158.9 \text{ lt} \times 850 \text{ Kg/m}^3 \times 1 \text{ m}^3 / 1,000 \text{ lt} = 135.06 \text{ Kg.}$$

$$\text{Energía} = W \times H$$

$$\text{Energía} = 135.06 \text{ Kg} \times 260\text{m.} = 35,116.9 \text{ Kg} \cdot \text{m}$$

$$1 \text{ KW} \cdot \text{hr} = 367,100 \text{ Kg} \cdot \text{m}$$

$$X = 35,116.9 \text{ Kg} \cdot \text{m}$$

$$x = 0.10 \text{ KW} \cdot \text{hr} / \text{barril bombeado}$$

Si:

$$1 \text{ KW} - \text{hr} = \$ 0.10$$

Entonces tenemos:

$$0.10 \text{ KW} - \text{hr} \times \$ 0.10/\text{KW} - \text{hr}$$

\$ 0.01/barril bombeado

(dato a ser considerado al iniciarse la explotación, en los Gastos Operativos Variables)

Nota: La mano de obra de los bomberos no esta considerada en el presente análisis puesto que ese costo estará previsto en los Gastos Operativos Variables, en el momento de iniciarse la explotación.

7.2.3.-SELECCION DE BOMBA

Se requiere de una bomba con las siguientes características:

NPSH bomba = 7m.

Potencia = 100 HP

De acuerdo a los catálogos de WORTEC, el modelo de bomba que se ajusta a las exigencias indicadas es: 2 LLR - 11, 3,550 RPM

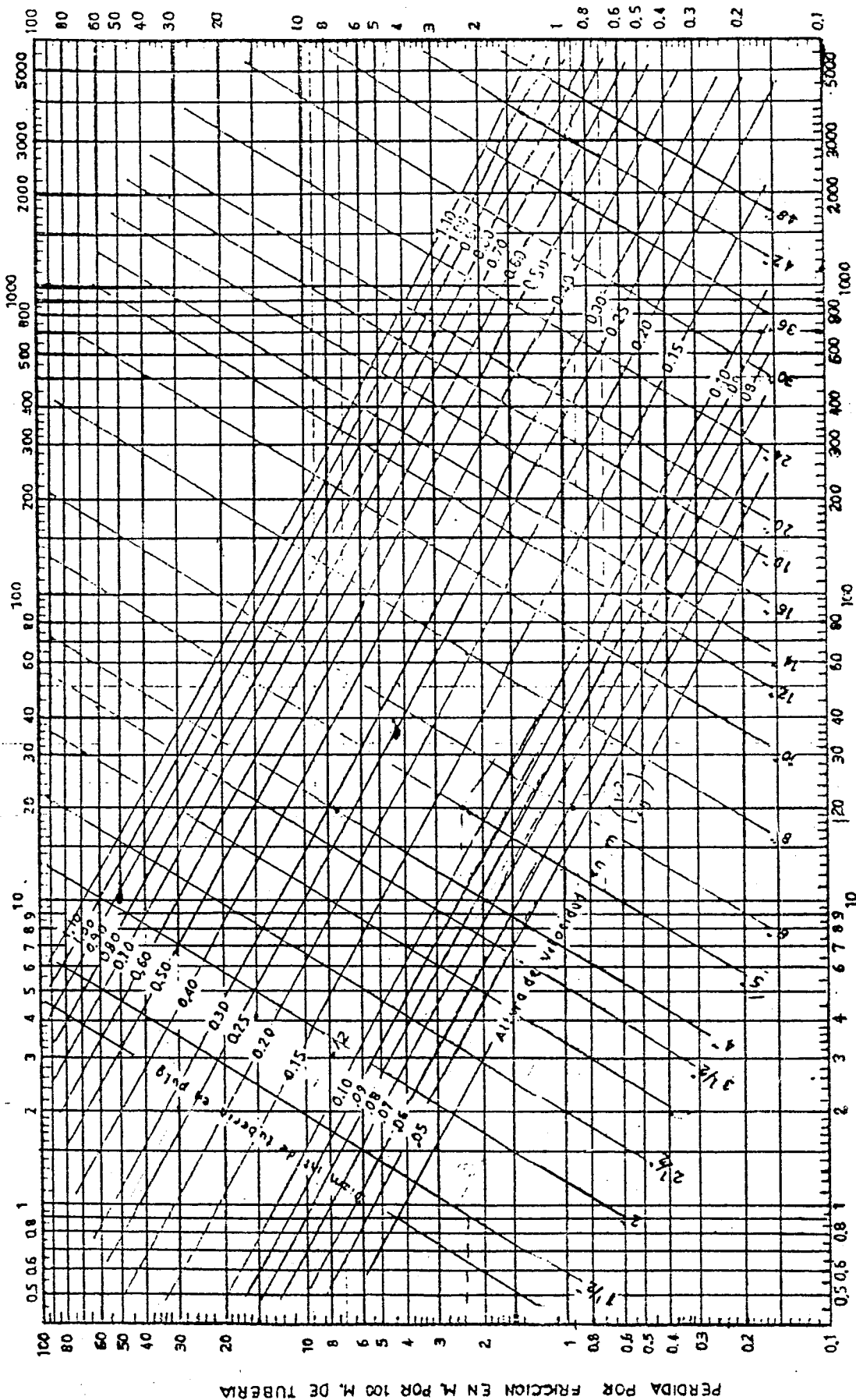
7.2.4.-DISEÑO DE BOMBEO

Ver Figura N° 18

7.2.5.-COSTOS DE INSTALACION PARA EL BOMBEO DE PETROLEO

ITEM	VALOR US \$
Tubería de 4" de diámetro (succión) 7.5 m. X \$ 33.0/m.	247.5
Tubería de 5" de diámetro (descarga) 262 m. X \$ 41.6/m.	10,890.00
Codo 90° c/brida 4" diámetro 1 unidad x \$ 16/unidad	16.0
Codo 90° c/brida 5" diámetro 2 unidades x \$ 34.7/unidad	70.0
Válvula con brida 4" diámetro 1 unidad x \$ 50/unidad	50.0
Válvula con brida 5" diámetro 1 unidad x \$ 69/unidad	69.0
TOTAL	11,343.0

PERDIDA POR FRICCION EN M. POR 100 M. DE TUBERIA



CAUDAL DE AGUA EN LITROS POR SEGUNDO

GRAFICO C

COEFICIENTES DE RESISTENCIA PARA VALVULAS Y UNIONES

$D = \text{mm.}$ $h = K \frac{v^2}{2g}$ METROS. DE FLUIDO

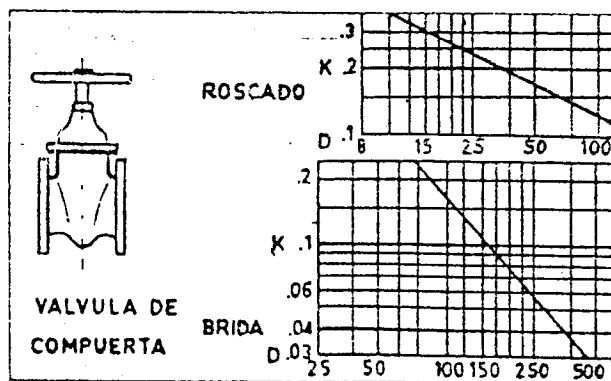


GRAFICO D

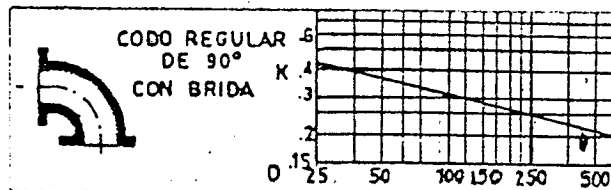


GRAFICO E

FUENTE: HIDROSTAL

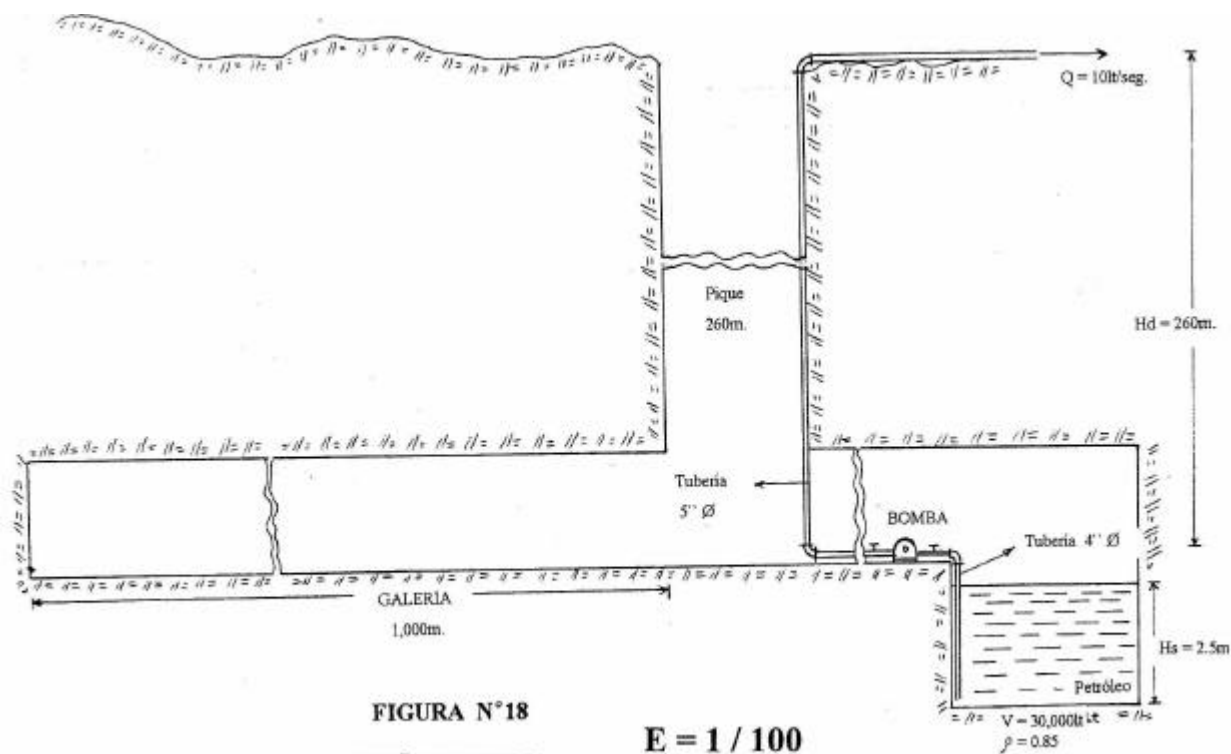


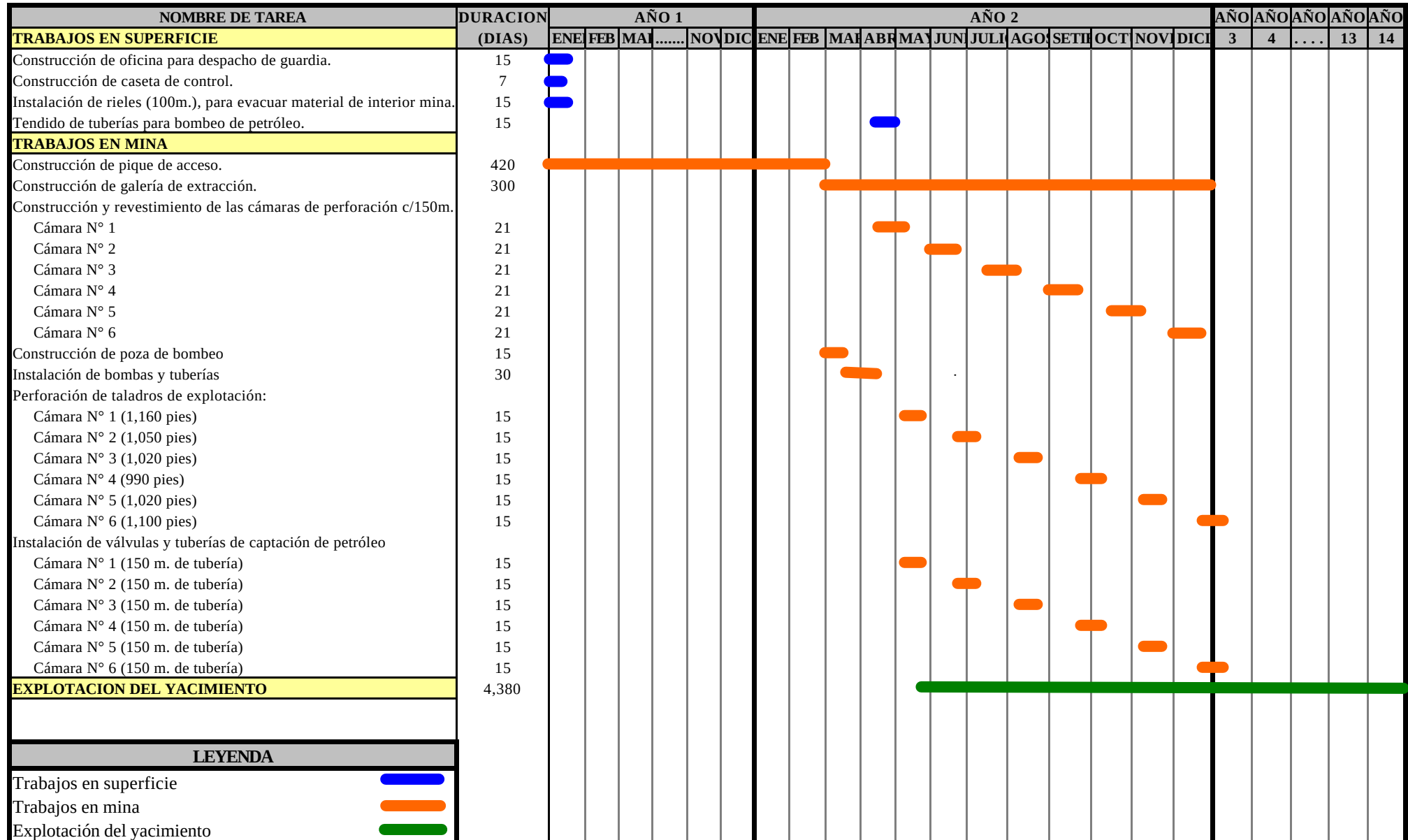
FIGURA N°18
DISEÑO DE BOMBEO

$E = 1 / 100$

GRAFICO I

PLANEAMIENTO DE ACTIVIDADES DEL PROYECTO - PLANNING

RECUPERACION DE PETROLEO APLICANDO TRABAJOS MINEROS



CAPITULO 8

EVALUACION DE RIESGOS Y PLAN PREVENTIVO DE SEGURIDAD

8.1.- EVALUACION DE RIESGOS

8.1.1.- OBJETIVO

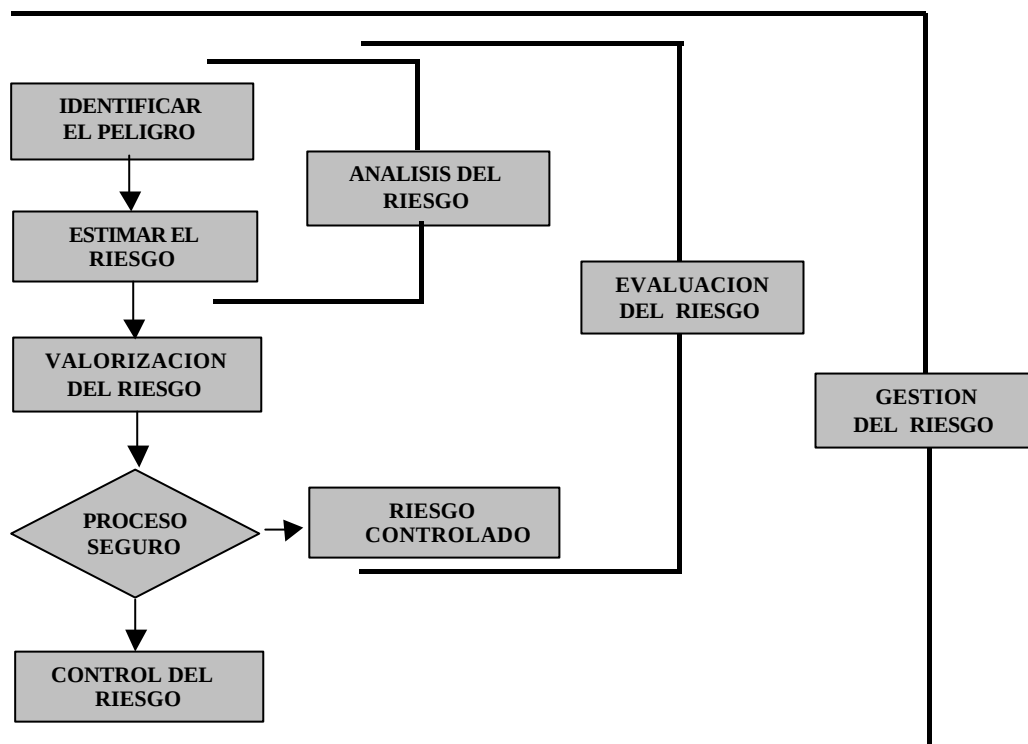
Elaborar un procedimiento de evaluación de riesgo inicial basado en la experiencia de obras similares y de la adquirida por empresas del sector minero nacional.

Este deberá revisarse continuamente de manera periódica, incorporando la experiencia que se acumule durante el desarrollo de las obras y actividades previstas en esta investigación.

Este procedimiento busca establecer en los lugares de trabajo:

- Identificar los peligros
- Evaluar los riesgos inherentes a las actividades proyectadas.

La evaluación de riesgos permite a la Dirección establecer medidas de control que minimicen o eliminen tales riesgos.

GESTION DE LOS RIESGOS

La Evaluación de Riesgos la realiza personal competente como Supervisores y Expertos en la materia, de manera planificada. Esta permite decidir y adoptar medidas.

Como parte de este proceso se deben de evaluar todas las tareas y puestos de trabajo, contemplando todos los riesgos que no se hayan podido evitar y que puedan afectar el trabajo.

La Evaluación es responsabilidad de la Dirección de la Empresa, debiendo participar los trabajadores a todo nivel en este proceso.

La Dirección debe facilitar, asumir los resultados y garantizar su aplicación de manera correcta.

El periodo de revisión de la Evaluación debe ser anual. Sin embargo, debe revisarse cuando se efectúan cambios de puestos, cambios de sustancias, variación de condiciones en los lugares de trabajo, cambios en la organización, cuando se detecten daños en la salud, por actividades de prevención insuficientes, etc.)

8.1.2.- FASES EN LA EVALUACION DE RIESGOS

8.1.2.1.- PREPARACION

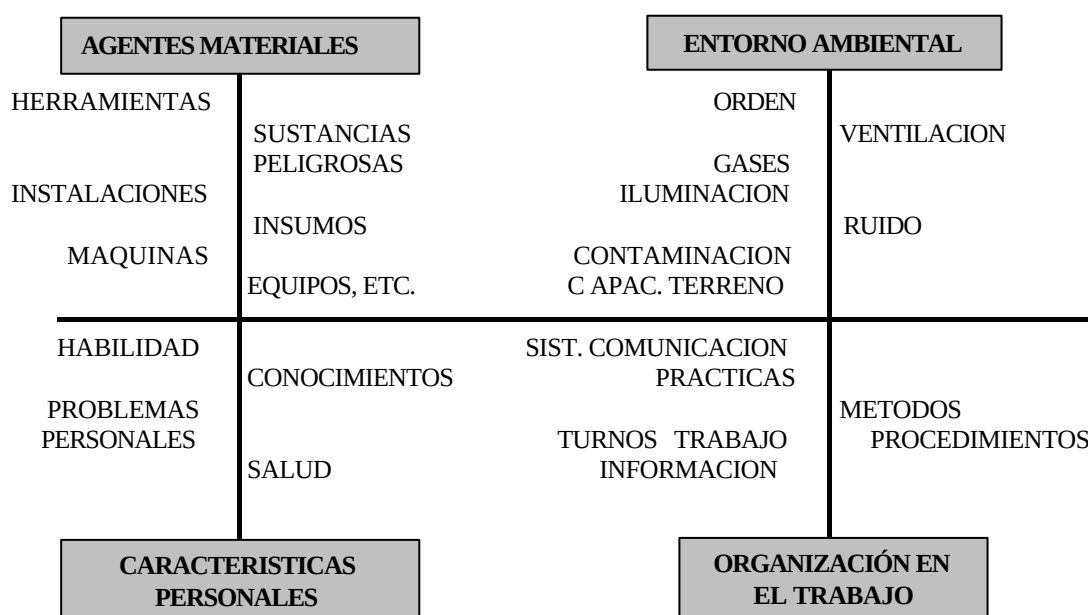
- Recoger datos sobre los puestos de trabajo.
- Decidir quienes participaran en la Evaluación (informarles, formarlos y proporcionarles los medios necesarios) y organizar el desarrollo del proceso (procedimiento, plazos, comunicación a los puestos afectados y supervisores, etc.)

8.1.2.2.- EJECUCION

Analizar sistemáticamente todos los aspectos del trabajo (actividades habituales y aquellas que son ocasionales), se debe analizar lo siguiente:

- Aspectos materiales de las instalaciones, máquinas, equipos y herramientas.
- El entorno del lugar de trabajo.
- Comportamiento humano en la ejecución de las tareas.
- Aspectos relativos a la gestión y organización del trabajo.
- Efectividad de los sistemas de control de los riesgos.

DIAGRAMA UTILIZADO PARA IDENTIFICAR Y ANALIZAR LOS PELIGROS



8.1.2.3.- REGISTRO

Finalizada la Evaluación, hay que registrar y documentar lo observado, de manera que se puedan contrastar los resultados cuando sea oportuno.

En todos aquellos puestos de trabajo cuya Evaluación ponga de manifiesto la necesidad de adoptar o controlar alguna medida preventiva, deberán quedar recogidos documentalmente los siguientes datos:

- Identificación del puesto de trabajo.
- Riesgos existentes o potenciales.
- Relación de personal afectado.
- Resultado de la Evaluación.
- Medidas preventivas.

8.1.2.4.- CONTROL

Realizada la Evaluación, se deberá programar, organizar y controlar la aplicación de las medidas de prevención y protección, con el fin de asegurar el mantenimiento de su eficacia en el tiempo y el control efectivo de los riesgos.

Incluirá la realización de estudios específicos, mediciones, análisis, etc.

8.1.3.- METODOLOGIA DE LA EVALUACION DE RIESGOS

La metodología utilizada para evaluar los riesgos en el "Estudio de pre-factibilidad para la recuperación de petróleo, aplicando trabajos mineros", ha sido determinando los siguientes parámetros:

8.1.3.1.- PRIORIDAD

Permite identificar el nivel de criticidad de los riesgos, de manera que la Dirección priorice el control de aquellos identificados como críticos o de alto riesgo.

La prioridad se calcula a partir de la siguiente fórmula:

PRIORIDAD =	NIVEL DE	X	NIVEL DE	X	NIVEL DE
(PR)	DEFICIENCIA		EXPOSICION		CONSECUENCIAS
	(ND)		(NE)		(NC)

Primeramente se corregirán los riesgos con prioridades mas altas, teniendo la siguiente clasificación de prioridades de corrección:

- $PR \leq 40$ Justificar la corrección ----- **Riesgo bajo**
- $40 < PR \leq 150$ Relativamente urgente ----- **Riesgo medio**
- $150 < PR \leq 600$ Urgente ----- **Riesgo Alto**
- $600 < PR$ Inmediato ----- **Critico**

8.1.3.2.- NIVEL DE DEFICIENCIA (ND)

Se denomina así al grado de vinculación esperado entre los peligros considerados presentes para ejecutar la tarea y su relación directa con los posibles daños que pueden originar.

Para ello se ha utilizado la siguiente tabla:

NIVEL DE DEFICIENCIA	VALOR	SIGNIFICADO
MUY DEFICIENTE	10	Se detectan peligros significativos que pueden originar muy probablemente daños. El conjunto de medidas actuales es ineficaz.
DEFICIENTE	6	Se detectan peligros que deben corregirse. La eficacia de las medidas preventivas existentes se ve reducida de forma apreciable.
MEJORABLE	2	Se detectan peligros de menor importancia. La eficacia del conjunto de medidas preventivas existentes respecto al riesgo no se ve reducida de manera apreciable.
ACEPTABLE	0	No se ha detectado anomalía destacable alguna. El riesgo está controlado. No se valora.

8.1.3.3.- NIVEL DE EXPOSICION (NE)

Es una medida de la frecuencia con la que se da la exposición al riesgo. Para un riesgo concreto, el nivel de exposición se puede estimar en función de los tiempos de permanencia en áreas de trabajo, operaciones con maquinaria, etc.

Para ello se ha utilizado la siguiente tabla:

NIVEL DE EXPOSICION	VALOR	SIGNIFICADO
CONTINUADA	4	Continuamente. Varias veces en su jornada laboral con tiempo prolongado.
FRECUENTE	3	Varias veces en su jornada laboral, aunque sea con tiempos cortos.
OCASIONAL	2	Alguna vez en su jornada laboral y con periodo corto de tiempo.
ESPORADICA	1	En raras ocasiones, irregularmente.

8.1.3.4.- NIVEL DE CONSECUENCIAS (NC)

Las consecuencias de los accidentes se refieren a las normalmente esperadas en caso de que el riesgo se materialice.

Para ello se ha utilizado la siguiente tabla:

NIVEL DE CONSECUENCIAS	VALOR	DAÑOS PERSONALES	DAÑOS MATERIALES
MUY DEFICIENTE	100	Un muerto o mas	Destrucción total del sistema (difícil renovarlo)
MUY GRAVE	60	Lesiones graves que puedan ser irreparables.	Destrucción parcial del sistema (reparación costosa)
GRAVE	25	Lesiones con incapacidad temporal.	Se requiere parar el proceso para la reparación.
LEVE	0	Pequeños daños que no requieren hospitalización.	Reparable sin parar el proceso.

8.1.4.- EVALUACION DE RIESGOS PARA EL PERSONAL DE OPERACIONES

El cuadro N° 8A, muestra un ejemplo de cómo debe de efectuarse la Evaluación de riesgos para el puesto de perforista, teniendo especial cuidado en considerar los potenciales peligros a los que están sujetos. Este mismo análisis debe de realizarse para los diferentes puestos de trabajo involucrados en el presente estudio.

CUADRO N° 8 A

EJEMPLO DE METODOLOGIA DE EVALUACION DE RIESGOS

PUESTO: PERFORISTA

PELIGROS	RIESGOS	EVALUACION DE RIESGOS				EVALUACION (RIESGO)	MEDIDAS CORRECTIVAS	RESPONSABLE DE EJECUCION	RESPONSABLE DE SEGUIMIENTO
		ND	NE	NC	PR				
A) Rocas Seltas	Caída de Rocas	2	4	10	80	MEDIO	1.- Diseño de Ingeniería (revisión) 2.- Estudio Geomecánico (revisión) 3.- Inspecciones Continuas (para determinar actos y condiciones inseguras) 4.- Orden y Limpieza (entorno de trabajo limpio es mas seguro y agradable) 5.- Capacitación (entrenamiento y educación del personal involucrado, con respecto a desatado y caída de rocas) 6.- Equipo de protección personal (disponibilidad, uso y mantenimiento) 7.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
B) Labor fuera de standard de Sostenimiento	Caída de Rocas Derrumbes	2	4	10	80	MEDIO	1.- Diseño de Ingeniería (revisión) 2.- Estudio Geomecánico (revisión) 3.- Inspecciones (identificación de actos y condiciones substandard) 4.- Capacitación (entrenamiento y educación del personal involucrado, con respecto a sostenimiento de rocas). 5.- Preparación para Emergencias (capacitación en primeros auxilios) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Planeamiento
C) Equipos Defectuosos	Deterioro de equipo Retraso programa de avance y producción	2	3	10	60	MEDIO	1.- Orden y limpieza (cada cosa en su lugar) 2.- Inspecciones (identificación de actos y condiciones substandard) 3.- Capacitación (entrenamiento y educación del personal en mantenimiento mecánico) 4.- Control de compras (evaluación de calidad de equipos y repuestos - proveedores) 5.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia Ing. Mecánico	Jefe de Logística Ing. Jefe de Mantenimiento Mecánico
D) Instalaciones Deficientes	Atrapamiento	2	2	10	40	BAJO	1.- Orden y Limpieza (no obstruir espacios de trabajo) 2.- Inspecciones (control y seguimiento de actos y condiciones inadecuadas) 3.- Capacitación periodica del personal en instalaciones	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección

							de equipos y evaluar desempeño) 4.- Control de compras (evaluación de calidad de equipos y repuestos) 5.- Aplicar los PETS de Seguridad		
E) Gases	Gaseamiento Intoxicación	2	2	10	40	BAJO	1.- Inspecciones (identificación de condiciones substandard) 2.- Equipo de protección personal (evaluación y control) 3.- Capacitación (información y entrenamiento del personal en reconocimiento de gases) 4.- Condiciones ambientales (ventilación - señalización) 5.- Preparación para Emergencias (capacitación en primeros auxilios) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
F) Tiros Cortados	Explosiones prematuras	2	1	10	20	BAJO	1.- Inspecciones (identificación de actos y condiciones riesgosas) 2.- Capacitación (entrenamiento y evaluación de desempeño del personal en manipuleo de explosivos y accesorios de voladura) 3.- Preparación para emergencias (equipos, cuadrillas brigadas) 4.- Control de compras (evaluación de calidad de explosivos y accesorios de voladura) 5.- Protección contra incendios (capacitación, simulacros, entrenamiento, ejercicios etc.) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
G) Polvo	Enfermedad ocupacional	2	4	10	80	MEDIO	1.- Orden y Limpieza (entorno de trabajo limpio es mas seguro y agradable) 2.- Inspecciones (control y seguimiento de áreas de trabajo) 3.- Equipo de protección personal (disponibilidad, uso y mantenimiento) 4.- Capacitación de personal en medición de contenidos de polvo en el aire de mina) 5.- Condiciones Ambientales (ventilación) 6.- Salud Ocupacional (exámenes médicos, capacitación en condiciones de trabajo) 7.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Ventilación
H) Ruido	Sordera	2	4	10	80	MEDIO	1.- Inspecciones (zonas con riesgos críticos) 2.- Equipos de protección personal (establecer necesidad de uso, evaluación y control) 3.- Capacitación (información y entrenamiento del personal en medición de ruidos) 4.- Condiciones Ambientales (ruidos) 5.- Salud Ocupacional (exámenes médicos, capacitaciones en condiciones de trabajo) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección

I) Aceite	Contaminación ambiental Resbalones	2	2	10	40	BAJO	1.- Orden y Limpieza (cada cosa en su lugar, entorno de trabajo limpio) 2.- Inspecciones (prioridad a riesgos críticos por trabajos y áreas existentes) 3.- Equipo de protección personal (disponibilidad, uso y mantenimiento) 4.- Capacitación al personal involucrado en el manipuléo de lubricantes) 5.- Condiciones Ambientales (avisos , señalización y almacenamiento de desechos) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
J) Falta de Orden y limpieza en la labor	Caída de objetos Caída de personas Pérdida de productividad	2	4	10	80	MEDIO	1.- Orden y Limpieza (entorno de trabajo limpio y mantener el órden) 2.- Inspecciones (identificación de actos y condiciones inseguras) 3.- Capacitación al personal en órden y limpieza, información, entrenamiento y seguimiento) 4.- Standares y procedimientos escritos de trabajo seguro (revisión y actualización) 5.- Observaciones de trabajo (medición de desempeño del personal vs procedimientos) 6.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
K) Preparación de armadas (cebos)	Explosiones prematuras	2	1	10	20	BAJO	1.- Inspecciones (identificación de actos y condiciones riesgosas) 2.- Capacitación (entrenamiento, evaluación de desempeño y seguimiento de personal a cargo de manipuléo de explosivos y accesorios de voladura) 3.- Standares y procedimientos escritos de trabajo seguro (mejora continua) 4.- Preparación para emergencias (equipos, cuadrillas, brigadas, etc.) 5.- Control de compras (evaluación de calidad de cebos) 6.- Condiciones Ambientales (almacenamiento) 7.- Aplicar los PETS de Seguridad	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección
L) Presencia de personal ajeno a la labor durante el horario de disparo	Atrapamiento	2	1	10	20	BAJO	1.- Orden y Limpieza (mantener el órden) 2.- Inspecciones (identificación de actos riesgosos, amonestación de personal que incumpla el desalojo de las labores en el horario de disparo) 3.- Capacitación (establecer necesidades de educación continua al personal involucrado con su respectiva evaluación de desempeño y seguimiento constante) 4.- Standares y procedimientos escritos de trabajo seguro (revisión, actualización y mejora) 5.- Observaciones de trabajo (orientar actitudes y conducta) 6.- Comunicaciones (priorizar aspectos claves - riesgos	Ing. Jefe de Guardia	Ing. Jefe de Sección

							de tareas)			
							7.- Aplicar los PETS de Seguridad			

A continuación se detalla una serie de normas que deben ser consideradas al momento de efectuarse las diferentes actividades propias de la operación.

8.1.4.1.- PERFORACION Y VOLADURA

CARGO: **PERFORISTA**

RIESGOS :

Irrupción súbita de un chorro de hidrocarburo a alta presión por la presencia de un lente no controlado; con la posible pérdida de vidas humanas producto de un gaseamiento o explosión al momento de realizar el chispeo. Así mismo el avance de las labores quedaría paralizada hasta controlar el problema.

MEDIDAS DE CONTROL :

Se tomaran las siguientes acciones para neutralizar la amenaza:

- Realizar perforaciones piloto al eje de las labores cada 10m. antes de realizar la perforación y voladura de los frentes; con el objeto de explorar si el terreno detrás del frente de avance encierra o contiene arenas lenticulares con gas o petróleo a alta presión.
- Impermeabilizar la zona de trabajo, mediante la aplicación de shotcrete a lo largo de toda la superficie; esto evitará la probable filtración por las grietas o fisuras de petróleo o gas. Así mismo se podrá controlar la posible caída de rocas y el peligro que ello conllevaría al personal y equipo de trabajo.
- Controlar el contenido de CH₄ (metano) con un máximo de 5000 ppm, mediante una buena ventilación y mediciones rigurosas después de cada disparo y después de haber pasado al menos 30 minutos para poder ingresar a las labores.
- Chequear celosamente el correcto amarre de los taladros para evitar los tiros cortados y una probable explosión por este motivo.

- Construir cámaras de refugio por sectores cuando se hagan disparos y en caso de explosiones e incendios; estas cámaras tendrán puertas dobles y espacio suficiente para contener equipos de primeros auxilios, equipos de salvataje y equipos de contraincendio. Así mismo en lugares adecuados se deberá tener sacos de arena en suficiente cantidad para poder cerrar rápidamente las labores en caso de peligro de incendio o irrupción de petróleo o gas.

8.1.4.2.- EXTRACCION

CARGO: **MOTORISTA**

RIESGOS :

Atropellamiento del personal y descarrilamiento de los vagones producido por la falta de visibilidad en la vía debido a la posible presencia de polvo y gases tóxicos. Esto conllevará a paralizar la operación hasta solucionar la causa.

MEDIDAS DE CONTROL :

Se tomarán las siguientes medidas:

- Se debe mantener bien ventilado toda la zona donde trabajará la locomotora para evitar la presencia de polvo que produce irritabilidad ocular y falta de visibilidad; siendo necesario para este fin mantener una velocidad del aire no menor de 20m/min. para eliminar el polvo y mantener limpio y fresco el lugar de trabajo.
- Se recomienda colocar semáforos cada cierta distancia, esto para poder controlar el ingreso y salida de la locomotora del frente de trabajo.
- Evitar transitar con una velocidad mayor a 10 km/h, ya que esto sería una probable causa de descarrilamiento.
- Colocar refugios para el personal que transite por la vía, las cuales servirán de resguardo cuando la zona sea muy estrecha y la locomotora este en movimiento.

- Realizar los cambios cuando la locomotora este detenida, ya que de no ser así la probabilidad de un descarrilamiento es inminente.
- El motorista antes de iniciar su trabajo debe verificar que sus herramientas de trabajo como barretillas, estrobo de cable de acero, sapa encarriladora, cuñas, etc, se encuentren en buen estado, además se debe cumplir con lo siguiente:

a) Para mover el convoy se regirán por las siguientes señales de silbato:

Un toque	: Parar el convoy
Dos toques	: Acercarse al punto de toque
Tres toques	: Alejarse del punto de toque
Cuatro toques	: Reducir la velocidad

b) Con la luz de la lámpara de mina, se utilizarán las siguientes señales:

Mover de pared a pared en forma horizontal	: Parar el convoy
Mover subiendo y bajando en forma vertical	: Acercarse hacia la señal.
Darle vueltas en circulo	: Alejarse de la señal
Tapar y destapar la luz	: Reducir la velocidad

8.1.4.3.- SERVICIOS AUXILIARES

CARGO: **ENMADERADORES / COLOCADORES DE ESTRUCTURAS METALICAS (SOLO PARA EL PIQUE DE ACCESO)**

RIESGOS :

Filtración de hidrocarburos y caída de rocas , por las grietas presentes en las paredes del pique después de realizar la perforación de avance y las perforaciones necesarias para colocar las estructuras metálicas donde trabajará la jaula, con el posible gaseamiento del personal, traumatismos severos. El trabajo será interrumpido hasta eliminar el problema.

MEDIDAS DE CONTROL :

Se tomaran las siguientes medidas para neutralizar el peligro:

- Después de cada disparo de avance, se deberá desatar todo el sector, golpeando con la punta de la barretilla, para detectar si existen rocas sueltas. Siempre se deberá desatar un pique desde su parte superior, ubicándose al lado contrario al que se va a desatar, manteniendo un ángulo menor a 45° con respecto a la barretilla para evitar el deslizamiento de roca. Cabe mencionar que se debe tener especial cuidado de no introducir la barretilla en restos de tacos anteriores ya que estos pueden contener explosivos no detonados. Finalmente durante la perforación para anclar las estructuras, se deberá estar muy atento al comportamiento de la roca, ya que producto de la vibración del equipo de perforación las rocas tienden a abrirse; si se diera el caso se deberá parar a perforación y realizar inmediatamente el desatado.
- Revisar que los andamios estén adecuadamente instalados, estos deben estar firmes y bien amarrados a las estructuras metálicas, las maderas deben estar en buen estado para que no puedan quebrarse o el andamio desplomarse por el peso. Al usar las escaleras se deben apoyar en tres puntos (2 manos y un pie ó 2 pies y una mano).

Antes de cada disparo los andamios deben quedar libres de materiales o equipos que eventualmente puedan caer.

8.1.4.4.- SOSTENIMIENTO

CARGO: **SHOTCRETERO**

RIESGOS :

Filtración de hidrocarburos y caída de rocas , por las grietas presentes en las labores después de realizar las perforaciones de avance, produciendo posible gaseamiento y traumatismo del personal que opera en la zona.

MEDIDAS DE CONTROL :

Se recomienda realizar lo siguiente:

- Mantener una buena ventilación con caudal y velocidad de aire requerido de acuerdo a la necesidad, de persistir la fuga de gas por las grietas; se debe aumentar la velocidad del aire hasta diluirlo.
- Evitar hacer chispas producidas por golpear la roca con un metal o entre metales, esto desencadenaría en una explosión en lugares con alta presencia de metano.
- Utilizar lámparas especiales o adicionales para examinar techos y cajas.
- La fase de aplicación del shotcrete, debe aplicarse en la última parte del ciclo de avance; ya que de suceder algún contratiempo no perjudique el avance de las labores de desarrollo.

8.1.4.5.- IZAJE

CARGO: **WINCHERO**

RIESGOS :

Falla en la operación del winche ya sea izando al personal o izando la carga a limpiar, pudiendo conllevar a una catastrofe de magnitudes considerables; paralizando la operación y ocasionando pérdidas humanas y materiales.

MEDIDAS DE CONTROL :

Se hace necesario realizar las siguientes medidas de prevención:

- La inspección de equipos y componentes accesorios es esencial para asegurar que el sistema de izaje se encuentra en buenas condiciones de operación y funcionamiento.
- Los titulares serán responsables del mantenimiento, así como de las inspecciones periódicas a que deben estar sujetas, por personal competente, a fin de mantenerlos

en condiciones seguras de trabajo, manteniendo en lugar visible, la constancia de dichas inspecciones.

- Para asegurar el correcto uso del sistema de izaje se requiere la capacitación del personal. El supervisor responsable del área de trabajo autoriza el uso del equipo de izaje sólo al personal calificado.
- El mantenimiento y la operación de todos los equipos y accesorios deben estar de acuerdo a las normas técnicas establecidas por los fabricantes. Cada equipo de izaje y accesorios deben tener claramente indicado la capacidad máxima fácilmente visible por el operador.

8.1.4.6.- SUPERVISION GENERAL

CARGO: **INGENIEROS Y CAPATACES**

RIESGOS :

Potencial peligro de riesgo en las diferentes actividades de la operación, de no cumplirse con las Normas de Seguridad establecidas por la Supervisión y para la Supervisión.

MEDIDAS DE CONTROL :

- Cumplir y hacer cumplir fielmente el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera DS 046 - 2001 - EM.
- Capacitar al personal en la utilización adecuada de los standares, procedimientos y prácticas de trabajo seguro al inicio de cada guardia, haciendo hincapié en los peligros al que se someten de no cumplir con las medidas de prevención.
- Los Supervisores de turno saliente deben informar por escrito a los del turno entrante de cualquier peligro que exija atención en las labores sometidas a su respectiva supervisión.

8.2.- PLAN PREVENTIVO DE SEGURIDAD

8.2.1.- GENERALIDADES

Esta prohibido fumar y usar fósforos no sólo dentro de la mina, sino también en la superficie cerca del pique. En sitios adecuados se colocan puertas de fierro de seguridad contra explosión e incendio, son del tipo doble, espaciadas de tal manera que al pasar los carritos mineros, queda cerrada en ellas. Este sistema de compuertas se halla fijo en paredes de cemento.

El tanque colector en el fondo del pique debe ser construido de tal manera que la jaula quede suficientemente encima del líquido acumulado, cuando se realicen operaciones de carga y descarga. La buena ventilación del tanque colector debe ser vigilada constantemente, ya que una explosión de gas en dicho sitio pondría a la mina en sumo peligro.

Las cámaras de refugio deben establecerse en la galería por sectores, cuando se hagan disparos y en caso de explosiones e incendios. Se les dota con un sondaje especial desde la superficie, para inyectar aire comprimido, instalar comunicación telefónica u otro sistema de señales. Estas cámaras tienen puertas dobles depósitos para equipos de primeros auxilios, herramientas (martillos, serruchos, hachas, etc.), máscaras de gas, extinguidores portátiles, botellas de oxígeno comprimido, camillas, frazadas, agua potable, etc.

En sitios adecuados se tienen sacos de arena en superficie, para poder cerrar rápidamente la galería en caso de peligro e incendio o inundación por agua, petróleo y gas.

En el campamento se mantiene un estricto control sobre los sitios donde trabaja el personal de cada guardia.

El sistema de señales es de doble acción, acústico y eléctrico, para evitar fallas en la comunicación.

Todo el equipo de máquinas, herramientas, etc, bajo tierra es accionado por aire comprimido y en la superficie por fuerza eléctrica; con la única excepción de agua para el baño de los mineros y demás personal, que se calienta con combustible de carbón o petróleo residual.

8.2.2.- ALUMBRADO

a) Iluminación estacionaria

El empleo de corriente eléctrica para el servicio de alumbrado y fuerza motriz está restringido al pique y a las cámaras de las estaciones de bombeo y talleres auxiliares, inmediatos. Contrariamente a lo admitido en las minas de carbón no se permite el alumbrado eléctrico fijo en las galerías de una mina de petróleo; prohibición que se justifica no sólo por la presencia de gases inflamables, sino más que nada por la materia inflamable que impregnan las paredes de la galería y su revestimiento.

Sólo lámparas especiales de seguridad a prueba de explosión se admiten para el alumbrado del pique y cámaras; existen también cámaras de luz neón a prueba de explosión, construidas de tal manera que el tubo de gas se halla protegido por plástico.

b) Iluminación portátil

En la minería del petróleo las lámparas de seguridad contra explosiones de grisú no se pueden emplear debido al margen limitado de seguridad. Según una estadística sobre la minería del carbón un 58.8% de todas las explosiones de gases de metano se deben al uso de este tipo de lámparas.

En los últimos años en las minas de petróleo, los trabajadores están usando las lámparas comúnmente conocidas en la minería metálica, aquellas que se alimentan por medio de un acumulador, haciéndose la conexión entre lámpara y acumulador por medio de un cable de 1.5m. de largo.

Estas lámparas se emplean universalmente también en la minería del carbón; ellas pueden usarse en cualquier posición y dan mejor luz que las lámparas de seguridad a gasolina, su desventaja consiste únicamente que no permite reconocer las mezclas peligrosas que contienen de 5 a 14% de gas metano en el aire de la galería. Los modelos de lámparas que se usan en la actualidad, están prácticamente seguras contra explosión. El peso total de una unidad es de 2 a 3Kg.

Es necesario que la caseta de control del pique se disponga, en todo momento, de lámparas expeditas en número mayor al de los trabajadores que laboran bajo tierra en determinada guardia, a fin de que la siguiente guardia pueda entrar a la mina sin demora y queden lámparas de reserva para las cuadrillas de salvataje en caso de accidentes. Se mantiene lista una dotación adicional para el personal de vigilancia y visitantes.

La carga de los acumuladores se efectúa en un ambiente especial denominado casa de lámparas, que ese ubica en el mismo campamento al lado del pique.

8.2.3.- EQUIPO DE SALVATAJE

Se considera indispensable mantener listos para uso inmediato, tanto en la superficie como bajo tierra, equipos básicos de salvataje que se aumentan conforme se amplían las labores mineras:

- Trajes de asbesto con sus máscaras.
- Equipos portátiles de oxígeno para duración de una hora de trabajo; con una dotación de botellas de oxígeno de reserva.

8.2.4.- EQUIPO CONTRA INCENDIO

En los últimos años se han hecho grandes adelantos en la fabricación de equipos contra incendios para petróleo. Los equipos contra incendio se mantienen en un lugar distanciado prudencialmente del pique, para evitar que sean afectados en caso de siniestro. Además se distribuyen equipos portátiles contra incendios en sitios adecuados bajo tierra. Los puntos vitales son las cámaras de máquinas.

El siguiente material básico es indispensable para los trabajos de minería del petróleo:

- a) Para las estaciones de contraincendio bajo tierra:
 - 20 extinguidores de mano, de polvo seco.
 - 1 equipo volante de polvo seco.
 - 2 equipos rodantes de espuma mecánica.
 - Material de repuesto.

- b) Para la estación en la superficie para combatir incendios en el pique y galería:
 - 1 motobomba de contra incendio.
 - 1,500m de manguera de 2 ½" de diámetro
 - 2 equipos completos pre mezcladores de espuma.
 - 1,000 Kg de extracto de espuma.
 - 600 Kg de solución penetrante.

8.2.5.- COSTO TOTAL OPERATIVO DE SEGURIDAD

ITEM	VALOR US \$
- Extinguidores de polvo seco 20 unidades x \$ 136.26/unidad	2,725.0
- Equipo de espuma mecánica 2 unidades x \$ 1,520.8/unidad	3,042.0
Motobomba de contraincendio	2,660.0
- Manguera de 2 1/2" 1,500 m. x \$ 17.22/m.	25,830.0
- Equipo mezclador y lanzador de espuma 2 unidades x \$ 760/unidad	1,520.0
- Extracto de espuma 1,000 Kg x \$ 8.47/Kg	8,470.0
- Solución penetrante 600Kg x \$ 7.05/Kg	4,234.0
- Traje de seguridad completo 24 unidades x \$ 649.6/unidad	15,576.0
TOTAL	64,057.0

CAPITULO 9

ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL Y CIERRE DE MINA

9.1.- GENERALIDADES

Como parte importante al presente Proyecto de pre-factibilidad, se hace necesario un estudio de Impacto Ambiental de la zona; así como el posterior Cierre de Mina al concluir las operaciones.

Este estudio deberá de estructurarse y ejecutarse de acuerdo al programa de protección del medio ambiente aprobado por el Ministerio de Energía y Minas.

9.1.1.- MARCO LEGAL GENERAL

Las actividades del Sub-sector Minería se encuentran reguladas por las siguientes normas ambientales:

- Constitución Política del Perú - Título III, Capítulo II: Del Medio Ambiente y los Recursos Naturales.
- Código del Medio Ambiente y de los Recursos Naturales, Decreto Legislativo N° 613.
- Ley Marco para el Crecimiento de la Inversión Privada D.L. 757
- Título Décimo Quinto del Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería sobre Medio Ambiente (D.S. 014-92-EM).

- Ley de Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal. D.L. 27651.
- Reglamento Ambiental para las Actividades Minero Metalúrgicas (D.S. 016-93).
- Niveles Máximos Permisibles de Emisiones de Efluentes Líquidos para las Actividades Minero Metalúrgicas (Resolución Ministerial No. 011-96-EM/VMM)
- Ley General de Aguas (Ley 17752)

9.1.2.- OBJETIVOS DEL ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

- Determinar las ventajas socioeconómicas y los daños ecológicos generado por la construcción de las labores mineras (pique de acceso y galería de extracción), por la depositación del material estéril que se extraerá de ellas.
- Cumplir con la legislación ambiental vigente sobre las actividades de minería.
- Fijar las medidas de protección y mitigar los efectos que resulten de la operación de desarrollo y explotación.

9.1.3.- COMPONENTES FISICOS

9.1.3.1 Elevación sobre el nivel de mar

El proyecto en estudio se encuentra a 120 msnm.

9.1.3.2 Accidentes fisiográficos dentro del área de la evaluación.

El área de desarrollo del Proyecto corresponde a la zona costera, presentando una fisiografía con topografía homogénea y tendiente a la horizontalidad por su cercanía al litoral.

9.1.3.3 Cuerpos de agua existentes dentro del área de la evaluación,

Debido a la cercanía al litoral de la zona en estudio y el contenido de agua de formación de los yacimientos petrolíferos adyacentes, se hace necesario la perforación de pozos para la captación de agua del subsuelo.

No existen ríos cercanos a la zona estudiada.

9.1.3.4 Información meteorológica del área de evaluación

El comportamiento climatológico de la zona es típica de la franja litoral, alcanzando altas temperaturas (30° - 40°C), en épocas veraniegas; con precipitaciones moderadas en las épocas de invierno.

9.1.4.- COMPONENTES BIOTICOS

9.1.4.1 Ecosistemas

La zona en estudio es árida con presencia de vegetación moderada propia de la zona.

9.1.4.2 Flora

Plantas comunes en áreas aledañas al proyecto

Algarrobo

Helecho

Pasto natural

9.1.4.3 Fauna

Fauna Silvestre

Las condiciones de vida para la fauna silvestre, en las zonas áridas son adversas debido a los factores ambientales como:

- Escasez de agua
- Temperaturas altas
- Paisaje abierto

Estas rudas condiciones ambientales hacen que la fauna en estos ecosistemas sea relativamente escasa y se haya adecuado morfológica y fisiológicamente a estas condiciones adversas.

Fauna Domestica

perro

vaca, toro

caballo, cabra

burro

Aves

gaviota, aves del litoral

aves de corral

Peces

Propias de nuestro mar.

Batracios

sapo

Ofidios

culebra

Saurios

lagartija

9.1.4.4 Áreas Naturales Protegidas

En el área de estudio, no existen áreas naturales protegidas.

9.1.4.5 Especies Protegidas

En el área de estudio, no existen especies protegidas.

9.2.- DESCRIPCION DE LAS ACTIVIDADES A REALIZAR

El Proyecto considera la realización de una serie de actividades, sustentándose básicamente en la información proporcionada por los antiguos pozos perforados existentes en la zona en estudio. Los trabajos se orientarán principalmente en aplicar laboreo minero para la extracción de petróleo residual mediante sondajes dirigidos.

9.2.1.- VOLUMEN ESTIMADO DE SUMINISTRO Y CONSUMO DE AGUA PARA FINES INDUSTRIALES Y PARA CONSUMO HUMANO.

Seguidamente se muestra el consumo de agua, para uso industrial como humano estimados por mes:

Consumo industrial: 2 Perforadoras	300 m ³ /mes
Consumo humano: 30 personas	180 m ³ /mes
Total	480 m ³ /mes

9.2.2.- VOLUMENES ESTIMADOS DE AGUA DE DESECHO Y RESIDUOS SOLIDOS A GENERARSE.

9.2.2.1 Volumen de Agua de Desecho o Aguas Servidas

El volumen estimado de aguas servidas es de 190 litros/persona/ día, considerando que en la zona del proyecto vivirán 30 personas, el volumen por día será de 5,700 litros ó 171.2 m³/mes.

9.2.2.2 Residuos Sólidos

9.2.2.2.1 Desechos Industriales

Identificación del residuo

Constan principalmente de piezas de caucho y partes de plástico, llantas usadas, madera de los embalajes, envases y bolsas de plástico, ejemplo los provenientes del almacenamiento de explosivos y papeles.

Fuentes de generación

Son las provenientes de la zona de desarrollo, explotación, almacén, talleres y campamento.

Se estima que se generarán $0.15 \text{ m}^3/\text{día}$ de residuos sólidos industriales.

Durante 12 meses que se considera el tiempo programado para la construcción de las labores, se generará un total de $0.150 \text{ m}^3/\text{día} \times 30 \text{ días/mes} \times 12 \text{ meses} = 54 \text{ m}^3$ de desechos sólidos industriales.

Disposición Existente

Estos desechos industriales serán depositados en contenedores metálicos, los cuales serán llevados en camiones acondicionados hacia los rellenos sanitarios existentes en la zona pertenecientes a Petroperú.

9.2.2.2.2 Desechos Domésticos

Identificación del residuo

Los desechos domésticos comprenden basuras, materiales descartados y materia orgánica.

Fuentes de generación

Provenirán del campamento.

Se estima que se generará un promedio de 0.50 Kg. por día/persona, para un total de 30 personas que vivirán en dicho campamento, una densidad de basura recién compactada de 500 kg/m^3 , una operación de 12 meses, se generará un total de: $0.5 \text{ k/d/p} \times 30 \text{ personas} \times 12 \text{ meses} \times 30 \text{ d/m} / 500 \text{ kg/m}^3 = 10.8 \text{ m}^3$ de basura.

Disposición

Al igual que los desechos industriales, estos serán depositados igualmente en contenedores metálicos para luego ser llevados a los rellenos sanitarios existentes pertenecientes a Petroperú.

9.2.3.- ESQUEMA DE CONTROL, MUESTREO Y MONITOREO DE AGUAS.

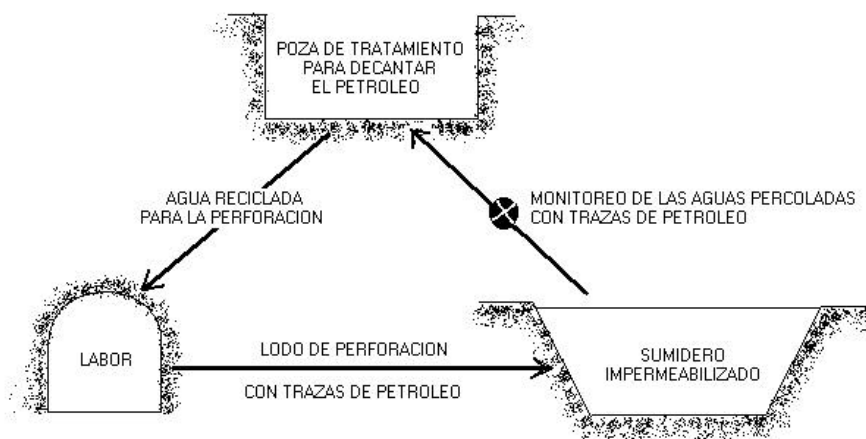
Se tomarán muestras de agua con posibles trazas de petróleo provenientes del bombeo de pozos adyacentes, para análisis químico con una frecuencia trimestral.

Las muestras de agua de las labores se analizarán por sólidos suspendidos de acuerdo al R.M. No. 011-96-EM/VMM

Se plantea un esquema para monitorear las aguas que percolan de los sumideros impermeabilizados, donde se depositarán los suelos contaminados con hidrocarburos derramados y las aguas provenientes de las labores.

Estas aguas percoladas con trazas de petróleo y aceite se monitorearán a la salida del sumidero, antes de captarlas en pozas donde por acción de decantamiento se separará el hidrocarburo del agua para que este sea vuelto a utilizar en la perforación de las labores.

El siguiente esquema de monitoreo muestra el reciclaje de las aguas.



Con la muestra de agua de consumo doméstico igualmente extraído por bombeo de pozos se efectuará un análisis bacteriológico.

9.2.4.- NUMERO ESTIMADO DE LOS TRABAJADORES EN EL AREA.

El número de trabajadores entre empleados y obreros que vivirán en el área durante el programa de exploraciones será de 30 en promedio.

9.3.- EFFECTOS PREVISIBLES DE LA ACTIVIDAD

Los efectos de los insumos de perforación, lodos y otros elementos usados en las actividades de desarrollo, no son nocivos a la salud humana, flora, fauna, ecosistemas, siendo necesario garantizar que estos elementos no discurran a zonas aledañas. En la fase de explotación el manejo de hidrocarburos será debidamente manejada teniendo los cuidados necesarios.

9.3.1.- TOPOGRAFIA Y FISIOGRAFIA

La topografía será alterada levemente, por tratarse de una explotación principalmente subterránea, este impacto es inevitable para todo proyecto minero.

El mayor impacto en la topografía es el que ocurre en la boca del pique, en las que se acumulará el desmonte proveniente de las labores subterráneas (escombreras).

9.3.2.- SUELOS

Los suelos pueden ser contaminados por los aceites y grasas que se genera por el uso de equipos de perforación y auxiliares; asimismo por los posibles derrames de hidrocarburo en el manejo de tuberías para su extracción a superficie.

9.3.3.- RECURSOS BIOLOGICOS**Impactos Directos:**

- Pérdida de hábitat y organismos por apertura de trochas, creación de escombreras, construcción de infraestructura y otras actividades.

- Perturbación y desplazamiento de la fauna por presencia de grupos de trabajadores, incremento de la actividad humana y ruido generado.
- Remoción de pastos naturales que constituye hábitat y sustento de fauna variada.
- Creación de barreras al movimiento de la fauna debido a obstáculos físicos por construcción de campamentos entre otros.

Impactos Indirectos:

- Mayor acceso a tierras silvestres, por aperturas de trochas nuevas, mas aún considerando el área como tierras poco alteradas.
- Invasión de especies exóticas y fragmentación del hábitat.

Impacto sobre las Especies de Flora y Fauna Protegidas

- El impacto sobre las especies de flora será mínimo y exclusivamente en las áreas disturbadas de los accesos, las que se recuperarán al cerrarse los desarrollos y procederse su re- vegetación.
- Respecto a la fauna está totalmente prohibida la caza. La fauna que por efecto de la actividad humana se retire de la zona regresará a su hábitat al cerrarse los desarrollos.

9.3.4.- EFFECTOS SOCIOECONOMICOS

- Mano de obra preferencial a las poblaciones cercanas al área del proyecto.
- Compra de insumos de alimentación y productos agrícolas.
- Venta de servicios por parte de los pobladores de las localidades más cercanas.
- Como efectos indirectos se tiene la construcción y mejoramiento de accesos que permitirán unir al Proyecto con la Red Vial Nacional, a través de los cuales transitará cualquier vehículo, desarrollando alguna actividad económica relacionada al transporte u acopio de productos.

9.3.5.- EFECTOS CULTURALES

Los posibles vestigios arqueológicos que se puedan encontrar dentro de la zona se reportaran de inmediato al INC y si este fuera de los límites de la concesión se velará por su conservación.

9.4.- CONTROL Y MITIGACION DE LOS EFECTOS DE LA ACTIVIDAD

El Control y mitigación de los efectos de la actividad servirá para minimizar los efectos negativos producidos por la operación de desarrollo y explotación; es una etapa importante en la evaluación de impactos ambientales.

Hay que tener en cuenta que es mejor no producir la alteración que establecer una medida correctora, pues aparte de suponer un costo adicional, en la mayoría de los casos solamente alcanzan a eliminar una parte de la alteración.

De la evaluación de los efectos previsibles de la actividad de desarrollo y explotación, se ha identificado como los principales a los ya descritos anteriormente.

A continuación se va a precisar las medidas correctoras más convenientes.

Se protegerán de entradas no autorizadas durante toda la operación con el fin de asegurar al público, a la fauna silvestre y a la ganadería.

En las áreas impactadas por las actividades de desarrollo y explotación, se realizarán actividades de prevención, restauración y control de todas las áreas disturbadas siguiendo las exigencias del reglamento y las recomendaciones de la guía ambiental para actividades de desarrollo y explotación de yacimientos minerales en el Perú.

9.4.1.- UBICACION Y TRATAMIENTO DEL MATERIAL EXTRAIDO EN LA CONSTRUCCION DE LAS LABORES SUBTERRANEAS (ESCOMBRERAS).

El material de desmonte proveniente de la construcción de labores subterráneas, será depositado en escombreras o echaderos en pilas a distancias no menores de 100m. con respecto al ingreso al pique; la cantidad de desmonte a depositar es de 13,500 TM.

Este tonelaje será distribuido uniformemente en el área, de tal manera que se obtenga un piso homogéneo y no distorsione la topografía existente.

En vista que el ecosistema se vera perturbado por la presencia de material extraño, se tomaran las siguientes medidas para minimizar los efectos de alteración al medio ambiente:

- Restituir la vegetación en áreas intervenidas con siembra de gramíneas, pastos y arbustos nativos de crecimiento rápido.
- Reforestar con especies de árboles nativos locales.
- Manejo de fauna y flora (zoocriadero).
- Mejorar el escenario de sitios adyacentes al proyecto con técnicas de reforestación y cría de animales.
- Promover ejecución de proyectos productivos como chacras integrales, crías de aves, animales menores, etc.
- Técnicas de cultivos: Rotación de cultivos y uso de semillas mejoradas.
- Bosques comunales.
- Reforestar áreas descubiertas para oxigenación.
- Programa de vigilancia de control de calidad de aire.
- Reforestar: Barreras de contención viva con especies nativas locales.
- Obras estructuradas con control de la erosión.

Se recomienda realizar una prueba para determinar el potencial de generación de acidez del material extraído de las labores, para tomar la decisión más adecuada en el tratamiento de éste.

9.4.2.- TRATAMIENTO Y DISPOSICION DE LODOS Y AGUAS RESIDUALES

Parte del lodo de perforación es colectado en tanques subterráneos para ser bombeado hasta la superficie, la misma que será transportada a una de las pozas de la operación para que se seque y más adelante revegetarse.

Las pozas deben ser impermeabilizadas con membranas sintéticas.

Limpieza y desinfección de las pozas en forma sostenida.

Usar canales revestidos o tuberías en el transporte de agua, para disminuir los focos contaminantes.

9.4.3.- DISPOSICION DE RESIDUOS SOLIDOS INDUSTRIALES Y DOMESTICOS

Una adecuada disposición de la basura, metal de desecho, madera, desechos extraños; se deben sacar diariamente del lugar de explotación.

Se construirá una poza de 5.0 m x 3.5 m x 2.5 m. para los residuos sólidos industriales.

Los residuos sólidos domésticos serán controlados mediante la construcción de rellenos sanitarios activos, y cuando sean colmatados se procederá a compactarlos con roca de desmonte para prevenir que se lo lleve el viento y minimizar la presencia de portadores (ratas, insectos, etc.).

Para la disposición de los residuos sólidos y domésticos se construirá un relleno sanitario de 3.0 m x 2.5 m x 1.5 m.

Las letrinas deben ser elevadas hasta lograr el distanciamiento adecuado respecto al nivel freático; su construcción debe ser de doble cámara.

9.4.4.- DESCRIPCION DE AREAS Y PROCEDIMIENTOS DE ALMACENAJE

Las muestras que se tomen del hidrocarburo, producto de los trabajos de explotación serán almacenados en depósitos provisionales en el Campamento de la mina y posteriormente se trasladaran a un laboratorio de Lima para su evaluación mas precisa.

9.4.5.- MEDIDAS PARA LA PROTECCION DE RESTOS O SITIOS ARQUEOLOGICOS IDENTIFICADOS O INFERIDOS ANTES Y DURANTE LA EXPLOTACION

En el área considerada para los trabajos no se encuentra ningún resto o sitio arqueológico oficialmente registrado.

Las medidas de control y mitigación específicas, resultarán de los Proyectos de Evaluación Arqueológica, que se realizarán de acuerdo a lo indicado en el Reglamento de Investigaciones Arqueológicas R.S. No. 004-2000-ED de ser necesarios.

9.4.6.- PRACTICAS DE OPERACION GENERALES

9.4.6.1 SEGURIDAD Y BIENESTAR PUBLICO

- Se minimizaran los peligros a la seguridad y bienestar público, las que se harán paralelamente a los trabajos de desarrollo y explotación. Los métodos para minimizar peligros incluirán pero no se limitará a:
- La construcción de diques, cercas y/o barreras; y
- Colocación de postes con señales de advertencia apropiadas en lugares en los que ya se permite el acceso del público a las actividades.

9.4.6.2 CONSTRUCCION DE CAMINOS

- Antes de la construcción de un camino, se determinará si el mismo constituye el medio de acceso permanente o temporal.
- Los caminos de acceso se construirán con cunetas de drenaje con el fin de adaptar la escorrentía de las lluvias o fuentes naturales. La construcción de caminos de acceso junto con las zanjás de drenaje ofrece las siguientes ventajas:
 - * Promociona un drenaje dirigido.

- * Disminuye la erosión de suelos de superficie blanda, reduciendo el daño a los suelos cultivados y tierras de pastoreos.
 - * Mejora las relaciones entre los residentes locales y la comunidad minera, y
 - * Prolonga la duración del camino de acceso disminuyendo los gastos de mantenimiento.
- Los caminos se planificarán de manera que tengan el ancho mínimo necesario para realizar operaciones seguras y deben seguir los contornos naturales cuando sea práctico para disminuir el corte y relleno.
 - Si es posible, se seleccionará rutas que sean estables y secas. Cuando no se pueda evitar las áreas húmedas, se pondrán tablas o rocas para mejorar las sub-base y disminuir la formación de surcos y la erosión.
 - Todo el suelo disponible, materiales del suelo o medio de crecimiento se rehabilitarán y almacenarán en la parte superior de la construcción o expansión de las alteraciones existentes. El suelo se almacenará por encima del declive de las áreas de alteración cuando sea posible.
 - El ancho del camino no excederá los 5 metros.
 - Hasta donde sea posible, se mantendrán los cortes del camino razonablemente inclinados para disminuir las alteraciones de la superficie. Las pendientes del corte no se inclinarán más de 1:1 en suelo, arena, grava o tierra coluvial; 1/4: 1 en sedimentos de lagos o más de 0:1 en roca.
 - Las alcantarillas se instalarán en vías de drenaje prominentes, pequeñas ensenadas y fuentes. Luego del abandono del camino, las alcantarillas se retirarán y las vías de drenaje se volverán a abrir. Cuando sea necesario, el área colindante a la alcantarilla se protegerán de la erosión mediante la colocación de rocas adecuadas.
 - Todos los declives de relleno y corte a excepción de los lados de las rocas, deben sembrarse con una mezcla de semillas de crecimiento rápido durante la primera estación adecuada posterior a la construcción del camino.

9.4.6.3 PETROLEO, GRASA Y FLUIDOS DERIVADOS DEL PETROLEO

El área de trabajo en superficie deberá contar con una cuneta, el cual permita que el fluido que pueda derramarse drene hacia una poza o sumidero.

El área deberá tener una buena limpieza sin basura dispersa para no contaminar el fluido captado. Asimismo se deberá transferir al sumidero los suelos contaminados por el fluido derramado.

El sumidero no es una poza de basura y sólo se podrán almacenar en él fluidos y suelos contaminados por ellos.

Por lo general los sumideros son pozas en el suelo, en áreas ambientalmente aparentes, estas pozas deberán revestirse con material sintético (geomembrana).

Deeley (1986), ha demostrado que se minimiza el lixiviado mediante la rápida formación de una costra de lodo en el fondo del sumidero o poza.

El artículo 30 del Reglamento para la protección ambiental en las operaciones con hidrocarburos especifica que el sumidero o poza debe construirse con una gradiente de menos de 5% y debe de ser impermeable con el fin de evitar el peligro de contaminación.

El contenido de los sumideros o pozas será una mezcla de fluidos afectados por la temperatura y presión junto con contaminantes tales como vestigios de lubricantes etc.

Cómo resultado el sumidero tendrá 3 fases:

- a) Una delgada capa superficial de espuma que contiene algunos aceites.
- b) Una fase densa del fluido con componentes disueltos y sólidos suspendidos.
- c) Una capa en el fondo de sólido o un lodo que contiene sólidos sedimentados.

Pautas para la construcción de sumideros o pozas:

Se deberá tener en cuenta las diferencias regionales y climáticas.

- Tamaño del sumidero

El tamaño debe ser adecuado para proporcionar una capacidad segura, se debe incluir de 2 a 4 pies de espacio libre dependiendo de la región y variables previstas.

- Tipo de sumidero

El sumidero debe ser excavado en el subsuelo impermeable, no perturbado.

- Ubicación del sumidero

Debe ser colocado en la parte alta de la zona de explotación, alejado de cuerpos de agua. El material excavado deberá ser acumulado en un lugar determinado para facilitar el relleno.

- Escorrentia superficial

Dependiendo de los perfiles de los alrededores, en áreas vulnerables se recomiendan zanjas para la desviación de escorrentia de aguas de lluvia o rebose del sumidero y bermas de contención en su parte baja.

La figura N° 19 muestra el diseño que tendrá el sumidero para la captación de fluidos derramados y suelos contaminados.

9.4.7.- PROCEDIMIENTOS PARA EL CONTROL DE LA EROSION DURANTE LAS FASES DE CONSTRUCCION DE LOS ACCESOS Y DURANTE SU OPERACION.

Durante las fases de construcción y operación de los accesos y plataformas de canchas la erosión será controlada con la construcción de cunetas donde sea necesario.

9.4.8.- MEDIDAS A SEGUIR PARA UN BUEN CONTROL AMBIENTAL

Para tener éxito en la ejecución del presente estudio de Impacto Ambiental, se recomienda seguir las siguientes medidas:

- Capacitación en Evaluación de Impacto Ambiental, Medio Ambiente y Gestión Ambiental.
- Organizar la Junta Administradora del proyecto y el comité de vigilancia.
- Difusión del proyecto en asambleas, cursos, charlas, talleres, y entrega de manuales y cartillas.
- Incluir medidas de protección de las estructuras.
- Coordinación interinstitucional.
- Manuales de operación y mantenimiento.
- Compartida de presupuestos garantizados con otras instituciones (municipios).
- Operación y mantenimiento adecuado de sistemas instalaciones e infraestructuras.
- Cursos de Seguridad en el trabajo, Medio Ambiente y Salud.
- Señalamiento en puntos críticos de alto riesgo en el proyecto.
- Asignar responsabilidades a los beneficiarios para que asuman el compromiso de cuidar las obras.
- Organizar comités de vigilancia y protección de las obras ejecutadas por el proyecto.

9.5.- PLAN DE CIERRE O DE PARALIZACION TEMPORAL

9.5.1.- GENERALIDADES

Concluida la explotación del yacimiento petrolífero, se procederá a clausurar las labores de desarrollo (pique de acceso y galería de extracción), dando estricto cumplimiento a lo recomendado para estos trabajos en la GUÍA AMBIENTAL PARA EL CIERRE Y ABANDONO DE MINAS del Ministerio de Energía y Minas.

9.5.2.- ACCIONES A TOMAR

Las siguientes acciones son imprescindibles de ejecutar para el cierre de mina:

- Retiro de toda la maquinaria y equipo del área de trabajo.
- Demolición de todas las instalaciones industriales.
- Retiro y evacuación de los escombros generados en la demolición.
- Reutilización de aquellos materiales que pudiesen ser aprovechados.
- Re contornear los depósitos de desmonte, dándoles un perfil 2.5 H y 1.0 V, para que tengan la estabilidad física necesaria.
- Clausura del pique de acceso y galería de extracción.
- Proceder a efectuar acciones de re vegetación donde fuese posible.
- Mantenimiento del sistema de colección de drenajes.
- Tapado de los pozos de aguas servidas.

La inversión estimada para llevar a efecto los trabajos de Impacto Ambiental, así como el futuro trabajo de Cierre de Mina; se estima en \$ 100,000.

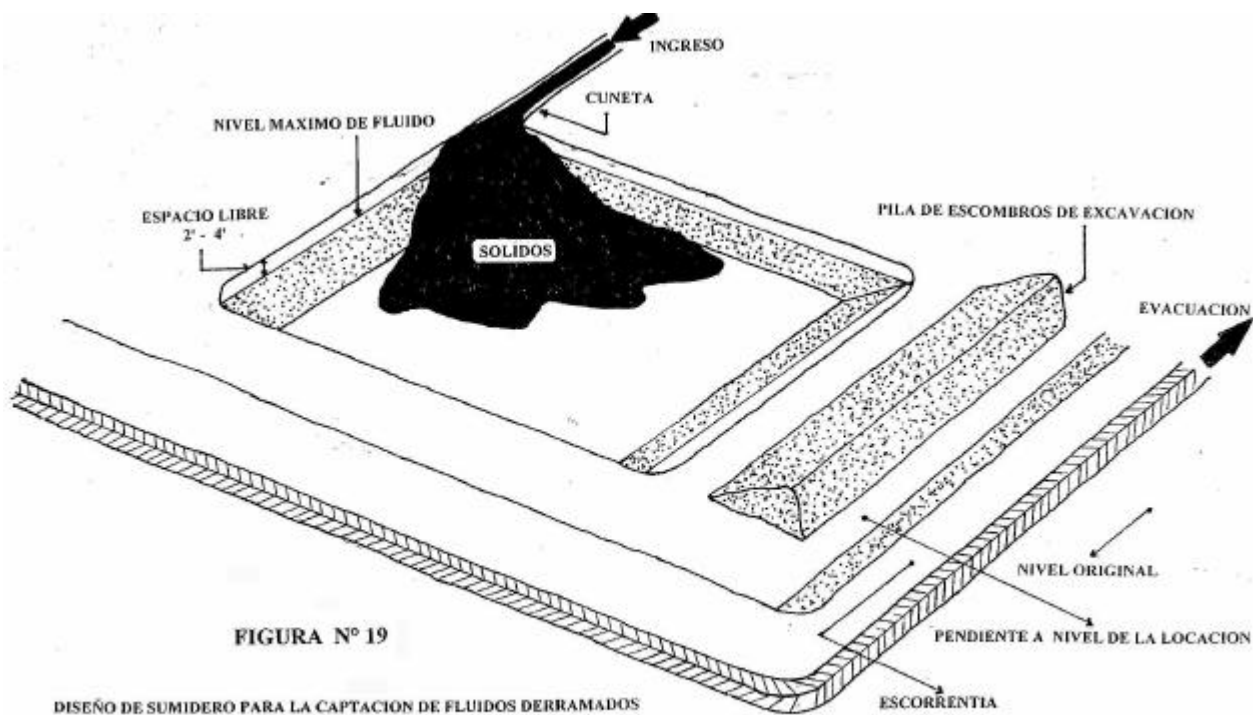


FIGURA N° 19

DISEÑO DE SUMIDERO PARA LA CAPTACION DE FLUIDOS DERRAMADOS
Y SUELOS CONTAMINADOS CON ESTOS

S / E

CAPITULO 10

EVALUACION ECONOMICA

10.1.- COMENTARIOS GENERALES

El análisis económico de proyectos de inversión tiene por objeto el estudio de la evolución de los resultados y de la rentabilidad de los capitales empleados, ya que constituye una herramienta muy importante para la toma de decisiones, pues esta se debe tomar a partir de un amplio análisis que cubra los aspectos técnicos, económicos, y de riesgos.

La evaluación de proyectos de inversión será llevada a cabo siguiendo los criterios del valor actual neto (VAN), la tasa interna de retorno (TIR), el periodo de recupero de la inversión (PAYOUT), etc.

10.2 - EVALUACION DE COSTOS PARA LA CONSTRUCCION DEL PIQUE DE ACCESO Y GALERIA DE EXTRACCION

Son los costos referidos únicamente a la construcción del pique de acceso y la galería de extracción, sin tomar en cuenta los trabajos de instalaciones (explotación y bombeo).

A continuación se muestra los cuadros resumen, para su mejor evaluación:

A) COSTO DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS (TANGIBLES)

EQUIPO	CANTIDAD	VALOR US \$
• Winche de izaje (marca Nordberg, 450 HP, 440 V, 450 RPM, capacidad 22,600 lbs, 562 pies/min)	1	150,000.0
• Jaula de transporte y accesorios	1	40,000.0
• Compresor (marca Atlas Copco, modelo GA -30)	1	60,000.0
• Grupo electrógeno (para alimentar al Winche, Los ventiladores, las bombas etc.)	1	200,000.0
• Perforadora neumática (marca Toyo, modelo TY24LD)	2	10,000.0
• Ventilador axial (5,000 CFM, modelo R-250, 3,500 RPM, Con motor de 24 HP)	6	32,100.0
• Locomotora (marca B.E.V., modelo WR-5, trocha 500mm, Con batería de 48V marca Cloridre	1	80,000.0
• Pala neumática (marca Eimco-Rocker, modelo 12B)	1	30,580.0
• Carro minero (modelo U35)	12	18,960.0
• Bomba centrifuga (marca Ingersoll-Dresser Pump, Modelo 2 LLR-11, para 820 pies de bombeo)	2	28,000.0
TOTAL		649,640.0

B) COSTOS OPERATIVOS (INTANGIBLES)

DESCRIPCION	VALOR US \$
• Perforación	274,745.0
• Voladura	322,175.0
• Ventilación (para los 2 años de construcción de las labores)	176,258.4
• Limpieza y Extracción	238,880.0
• Sostenimiento (shotcrete)	618,608.2
• Servicios (colocación de estructuras metálicas, andamios y guías - pique)	45,000.0
• Supervisión General	72,000.0
• Implementos de seguridad y herramientas (3% del total)	52,430.0
TOTAL	1'800,096.8

Nota: El costo de mano de obra de los obreros para los diferentes servicios están considerados dentro de sus respectivos costos de operación.

**COSTO TOTAL PARA LA CONSTRUCCION DEL PIQUE DE ACCESO
Y GALERIA DE EXTRACCION (A+B)**

ITEM	VALOR US \$
• Costo de equipos	649,640.0
• Costos operativos	1'800,096.8
TOTAL	2'449,737.0

10.3.- DETERMINACION DE LA INVERSION TOTAL DEL PROYECTO

Una vez culminada la construcción del pique de acceso y la galería de extracción, se debe iniciar inmediatamente los trabajos de instalaciones de equipos y materiales; los cuales serán necesarios para empezar la explotación del yacimiento y el bombeo del petróleo.

C) COSTOS DE INSTALACION (INTANGIBLES)

ACTIVIDAD	VALOR US \$
COSTOS DE INSTALACION PARA LA EXPLOTACION: Construcción de cámaras de perforación, totalmente revestidas Perforaciones diamantinas, parcialmente revestidas Instalación de válvulas Instalación de tuberías	644,527.5
COSTOS DE INSTALACION PARA BOMBEO DE PETROLEO: Instalación de bombas centrifugas (1 en stand by) Instalación de tuberías y accesorios	11,343.0
TOTAL	655,870.5

D) APOYO TECNICO (INTANGIBLES)

ACTIVIDAD	VALOR US \$
Costos de estudio y ejecución de Impacto Ambiental y Cierre de Mina.	100,000.0
Costos de Plan Preventivo de Seguridad	64,057.0
TOTAL	164,057.0

COSTO TOTAL DE INVERSION (A+B+C+D)

ITEM	VALOR US \$
Costo de Equipos	649,640.0
Costos Operativos	1'800,096.8
Costos de Instalación	655,870.5
Costos de Apoyo Técnico	164,057.0
TOTAL	3'269,664.0

Como la inversión se realizará en 2 años, que es el tiempo que durará la construcción de las labores y colocación de instalaciones para iniciar la explotación; entonces la distribución de la inversión por año será:

INVERSION EN EL PRIMER AÑO

ITEM	VALOR US \$
• Costo de Equipos	649,640.0
• Costos Operativos (solamente construcción del pique - 12 meses)	447,605.0
• Costos de Apoyo Técnico	164,057.0
TOTAL	1'261,302.0

INVERSION EN EL SEGUNDO AÑO

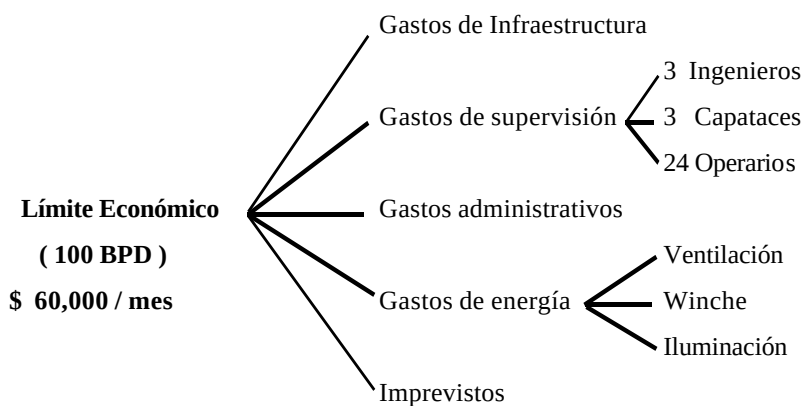
ITEM	VALOR US \$
• Costos Operativos (conclusión del pique - 2 meses y construcción de la galería - 10 meses)	1'352,492.0
• Costos de Instalación	655,870.5
TOTAL	2'008,362.0

10.4.- GASTOS PRESENTES PARA INICIAR LA EXPLOTACION

Después de haber determinado la inversión total del presente estudio, analizaremos a continuación los diferentes gastos que involucrarán iniciar la explotación del yacimiento petrolífero.

1.- GASTOS OPERATIVOS FIJOS (M\$ / año)

G.O.F.=Límite económico + (Gastos de mantenimiento de línea de flujo, mantenimiento de la bomba).



LIMITE ECONOMICO:G. Infraestructura

Campamento (mantenimiento y servicios) \$ 8,000 / mes
 (no se considera construcción, se aprovechará
 el existente en la zona de Los Organos, cercano
 10 min. del área de estudio)

G. Supervisión

3 Ingenieros (jefes de guardia) \$ 3,000 / mes
 3 capataces \$ 2,000 / mes
 24 operarios \$ 12,000 / mes

G. Administrativos

Dirección y logística \$ 7,000 / mes
 Asesoramiento \$ 3,000 / mes
 Administración propia \$ 6,000 / mes
 (oficinas y campamento)

G. Energía

Energía eléctrica para los ventiladores \$ 5,000 / mes
 (Para los años de explotación).
 Energía para el Winche \$ 2,000 / mes
 (Transporte de personal)
 Iluminación \$ 2,000 / mes
 Seguridad \$ 5,000 / mes
 Imprevistos generales \$ 5,000 / mes

Total \$ **60,000 / mes = 100 BPD**

Por lo tanto:

G.O.F / año = 100 BPD x 365D x \$ 20.0 / Barril + 7,610/pozo - año

G.O.F / año = 737.61 M\$

\$ 7,610 / pozo-año = (Gastos de mantenimiento de línea de flujo, mantenimiento de la
 bomba etc.)

Esta cantidad es establecida por PETROPERU, de acuerdo a sus standares económicos, ya
 que toda la producción en su conjunto será tratada como un pozo petrolífero.

2.- GASTOS OPERATIVOS VARIABLES = (G.O.V.)

$G.O.V. = G.O.F. + (\text{Gasto por energía en el bombeo y tratamiento}) \times \text{Producción anual.}$

a) Gasto por energía en el bombeo por 1 barril de petróleo:

\$ 0.01/barril producido (ver capítulo 7)

b) Gasto por tratamiento y química:

\$ 0.03/barril producido (cantidad establecida por PETROPERU) de acuerdo a sus estándares de costos.

Por lo tanto:

Gasto de energía en el bombeo y tratamiento = \$ 0.04/barril producido

$G.O.V./\text{año} = 737.61 \text{ M\$} + (\$0.04/\text{Barril} \times \text{Producción anual})$

Así se tiene que el Gasto Operativo Variable para el último año de producción será:

$G.O.V./\text{año} (12) = 737.61 \text{ M\$} + (\$0.04/\text{B} \times 40.98 \text{ MB}) = 739.25 \text{ M\$}$

10.5.- VALOR DE RESCATE

Se recomienda no considerar el valor de rescate, puesto que los equipos utilizados inicialmente para la construcción del pique de acceso y la galería de extracción, pueden ser igualmente utilizados para profundizar la explotación a un nivel mas bajo; debido a que existe otro horizonte petrolífero debajo del estudiado, para ser explotado en las mismas condiciones que el primero. Paralelamente con el trabajo de explotación se pueden hacer los trabajos de profundización del pique y galería de extracción y de ésta manera se puede atacar por 2 niveles.

10.6.- ANALISIS DEL CUADRO FINAL DE EVALUACION ECONOMICA

A continuación se detalla la manera cómo se han analizado los diferentes parámetros para la evaluación económica del presente estudio.

a) Producción: (Miles de barriles/año)

Se obtiene de la curva declinatoria productiva.

b) Valor de la producción:

Se obtiene multiplicando la producción por el precio de 1 barril de petróleo.

c) Gastos de operación: (Gasto variable)

$$G.O.V(n) = G.O.F. + 0.04 \times \text{Producción anual}(n)$$

$$G.O.V(n) = 737.60 \text{ M\$} + \$0.04(\text{Producción anual})n$$

d) Depreciación intangible (costos operativos):

De acuerdo a la legislación petrolera, la depreciación del costo intangible se realiza en el segundo año del proyecto.

e) Depreciación tangible (equipos y maquinarias):

$$D.T(2) = (\text{Prod}(2) \times T. \text{ tang.} / \text{Reservas}) + \text{Valor de rescate}$$

$$D.T(3) = ((\text{Prod}(3) \times (T. \text{ tang.} - D.T(2))) / \text{Reservas} - \text{Prod}(2))$$

$$D.T(4) = ((\text{Prod}(4) \times (T. \text{ tang.} - D.T(2) - D.T(3))) / \text{Reservas} - \text{Prod}(2) - \text{Prod}(3))$$

“

“

f) Ingresos antes de impuestos:

$$I.a.i(2) = (\text{Valor Prod}(2) - G.Oper(2) - D.Int(2) - D.Tang(2)) + V. \text{ Rescate}$$

$$I.a.i(3) = (\text{Valor Prod}(3) - G.Oper(3) - D.Int(3) - D.Tang(3))$$

$$I.a.i(4) = (\text{Valor Prod}(4) - G.Oper(4) - D.Int(4) - D.Tang(4))$$

“

g) Impuestos: 30%

$$\text{Impuesto}(n) = \text{Tasa impositiva} \times I.a.i(n)$$

$$\text{Impuesto}(n) = 30\%(I.a.i(n))$$

h) Ingreso después de impuestos:

$$I.d.i(n) = I.a.i(n) - \text{Impuestos}$$

i) Inversión nueva: Inversión total

$$\text{Inversión} = \text{Tang.} + \text{Intang.} + \text{Fac. De prod.} + \text{Bombeo artificial}$$

j) Flujo de efectivo:

$$F.e(2) = (\text{Valor prod}(2) - G. Oper(2) - \text{Impuest}(2) - \text{Inversión}) + V. \text{ rescate}$$

$$F.e(3) = (\text{Valor prod}(3) - G. Oper(3) - \text{Impuest}(3) - \text{Inversión})$$

“

“

K) Flujo de efectivo acumulado:

$$F.e.acumulado(n) = F.e.acumulado(n-1) + F.e(n)$$

l) Flujo de efectivo actualizado:

$$F.e.actualizado(n) = F.e(n) / (1 + \text{Tasa de descuento})^{n-1}$$

$$F.e.a(n) = F.e(n) / (1 + 20\%)^{n-1}$$

II) Valor actual neto: V.A.N.

$$V.A.N(20\%) = \text{Sumatoria de los flujos efectivos actualizados.}$$

m) Tasa interna de retorno: T.I.R

$$T.I.R \quad (V.A.N. = 0)$$

$$F(1) / (1+d)^{1-1} + F(2) / (1+d)^{2-1} + F(3) / (1+d)^{3-1} + \dots + F(n) / (1+d)^{n-1} = 0$$

$$d = \text{Tasa de descuento (TIR)}$$

$$F = \text{Flujo de efectivo}$$

n) Índice de valor actual:

$$I.V.A. = V.A.N(20\%) / \text{Inversión total}$$

El Cuadro 7.1 muestra los resultados finales de la evaluación económica del presente estudio, obteniéndose los siguientes indicadores económicos:

VAN al 20 %	= 2,699.4 M\$
VAN al 15 %	= 3,410.3 M\$
TIR	= 61.68 %
Periodo de recupero	= 1 año
(PAYOUT)	
Indice de valor actual	= 0.83

10.7.- ANALISIS DE SENSIBILIDAD

A través del análisis de sensibilidad se determina en qué medida el cambio de una de las variables o etapas del estudio trasciende en éste y en qué medida también incide en los resultados finales del estudio.

Es necesario por tanto incluir un proceso de análisis que nos permita conocer en qué forma las variaciones de las variables más importantes influyen en los resultados del estudio.

VAN = 0, TIR = 20%(TASA DE DESCUENTO)

1.- Precio del petróleo

Se observa según el Gráfico F, que el Precio del petróleo puede sufrir una caída hasta de 37% **(13.80\$/Barril).**

2.- Reservas de petróleo

Se observa según el Gráfico G, que las Reservas de petróleo pueden sufrir una disminución de hasta **47% (550.0 MBIs)**

3.- Inversión del Proyecto

Se observa según el Gráfico H, que la Inversión del proyecto puede sufrir un incremento hasta de **130% (7,500.0M\$)**

CUADRO 7.1

RESUMEN DE LA EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO

DATOS

INVERSION	3269.6	MILES DE DOLARES			
RESERVAS	1037.76	MBLS (MILES DE BARRILES)			
PRECIO DE BARRIL	22	\$/B			
TANGIBLE	649.6	MILES DE DOLARES			
INTANGIBLE	2620	MILES DE DOLARES			
VALOR DE RESCATE	0	MILES DE DOLARES			
GASTO OP. FIJO	737.6	MILES DE DOLARES			
GASTO DE BOMBEO	0.04	\$/B			
TASA DE IMPUESTOS	30%				
TASA DE DESCUENTO	20%				

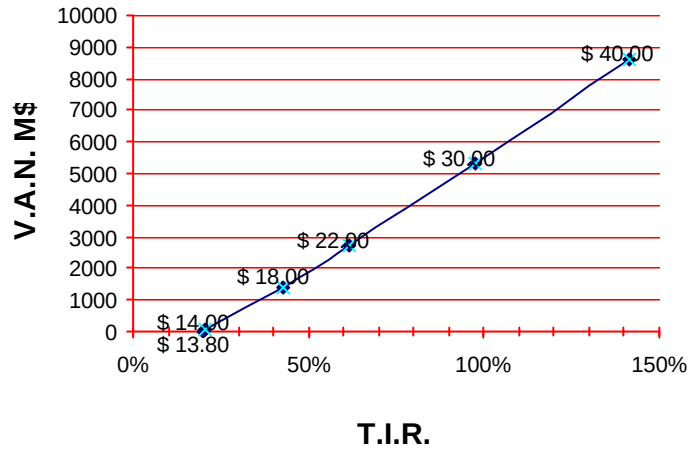
RESULTADOS DEL PROYECTO

VAN al 20%	(M\$)	2699.4
VAN al 15%	(M\$)	3410.3
TIR	(%)	61.68%
PERIODO RECUPERO (AÑOS)		1
INDICE VALOR ACTUAL		0.83

AÑO	PRODUCCION MBLS	VALOR DE LA PROD.	VALOR DE RESCATE	GASTOS DE OPERACIÓN	DEPRECIACIÓN		INGRESOS ANTES DE IMP.	IMPUESTO	INGRESOS DESPUES IMP.	INVERSION	FLUJO DE EFECTIVO	FLUJO DE EFECT.ACUM.	FLUJO DE EFECT. ACT.
					TANGIBLE	INTANGIBLE							
1													
2										3269.6	-3269.6	-3269.6	-3269.6
3	197.73	4350.1	0	745.5	2620	123.8	860.8	258.2	602.5		3346.3	76.7	3217.6
4	134.40	2956.8		743.0		84.1	2129.7	638.9	1490.8		1574.9	1651.6	911.4
5	113.64	2500.1		742.1		71.1	1686.8	506.0	1180.8		1251.9	2903.5	603.7
6	99.11	2180.4		741.6		62.0	1376.8	413.0	963.8		1025.8	3929.3	412.3
7	85.61	1883.4		741.0		53.6	1088.8	326.6	762.2		815.8	4745.1	273.2
8	77.31	1700.8		740.7		48.4	911.7	273.5	638.2		686.6	5431.7	191.6
9	70.04	1540.9		740.4		43.8	756.6	227.0	529.6		573.5	6005.2	133.4
10	63.82	1404.0		740.2		39.9	623.9	187.2	436.8		476.7	6481.9	92.4
11	57.59	1267.0		739.9		36.0	491.0	147.3	343.7		379.8	6861.7	61.3
12	51.36	1129.9		739.7		32.1	358.1	107.4	250.7		282.8	7144.5	38.1
13	46.17	1015.7		739.4		28.9	247.4	74.2	173.2		202.1	7346.6	22.7
14	40.98	901.6		739.2		25.7	136.7	41.0	95.7		121.3	7467.9	11.3
15													
16													
17													
	1037.76					649.6	10668.4	3200.5	7467.9		7467.9	7467.9	2699.4

GRAFICO F

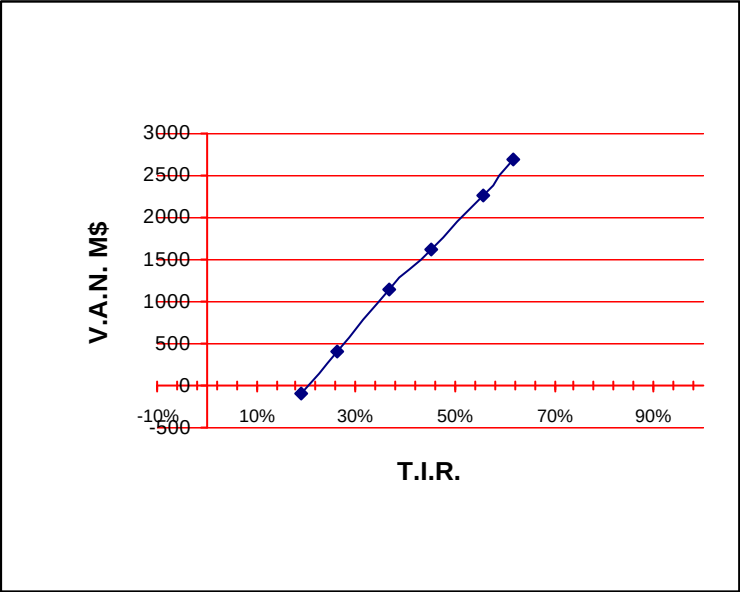
ANALISIS DE SENSIBILIDAD DEL PRECIO DEL PETROLEO



SENS %	PRECI \$	VAN M\$	TIR %
82	40	8579.30	137.10
36	30	5312.70	97.79
0	22	2699.40	61.68
-18	18	1392.70	42.56
-36	14	86.10	20.73
-37	13.8	0.00	20.00

GRAFICO G

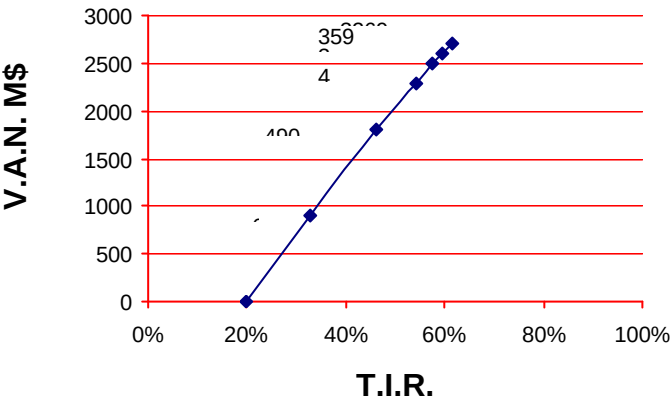
ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE LA RESERVA DEL PETROLEO



SENSIBILIDAD	RESERVAS	VAN	TIR
%	MBLS	M\$	%
0	1037.76	2699.40	61.68
-10	933.984	2268.30	55.49
-20	830.208	1629.20	45.33
-30	726.432	1132.80	36.60
-40	622.656	414.40	26.10
-47	550.000	0.00	20.00
-50	518.880	-104.57	18.90

GRAFICO H

ANALISIS DE SENSIBILIDAD DE LA INVERSION DEL PROYECTO



SENSIBILIDAD %	INVERSION M\$	VAN M\$	TIR %
0	3269.67	2699.40	61.68
10	3596.63	2597.30	59.60
20	3923.60	2486.70	57.40
30	4250.60	2284.00	54.10
50	4904.50	1805.00	46.10
100	6539.34	893.30	32.60
130	7500.00	0.00	20.00

CAPITULO 11

ANALISIS COMPARATIVO CON LOS METODOS TRADICIONALES DE RECUPERACION

El siguiente análisis tiene por finalidad mostrar la inversión, rentabilidad y recuperación de petróleo que tendrá el reservorio en estudio (Cabo blanco), al ser tratado bajo los sistemas tradicionales de recuperación, comparados con el método propuesto.

Los sistemas a ser analizados son:

- Sistema de inyección de agua.
- Sistema de inyección de gas.

a) Recuperación por inyección de agua

1.- Resumen de costos

Costo de perforación de 1 pozo de inyección	\$ 400,000.0
Costo de reacondicionamiento	\$ 150,000.0
Costo de plataforma instalada	\$ 1'000,000.0
Costo del sistema de inyección	
Captación	\$ 500,000.0
Tratamiento	\$ 1'500,000.0
Distribución de inyección	\$ 500,000.0
Facilidades de producción	\$ 200,000.0
Costos de operación	
Petróleo (4% de incremento anual)	\$ 4/ barril

Agua (4% de incremento anual)	\$ 2/ barril
-------------------------------	--------------

Costo de producción

Crudo (5% de incremento anual)	\$ 18/ barril
---------------------------------	---------------

Gas (5% de incremento anual)	\$ 2/ barril
--------------------------------	--------------

2.- Determinación de la inversión

Costo de perforación de 3 pozos	\$ 1`200,000.0
---------------------------------	----------------

\$ 400,000 x 3

Reacondicionamineto de 1 plataforma	\$ 500,000.0
-------------------------------------	--------------

Costo del sistema de inyección

Captación	\$ 500,000.0
-----------	--------------

Tratamiento	\$ 1`500,000.0
-------------	----------------

Distribución de inyección	\$ 500,000.0
---------------------------	--------------

Facilidades de producción	\$ <u>200,000.0</u>
---------------------------	---------------------

Inversión total	\$ 4`400,000.0
------------------------	-----------------------

Depreciación tangible

(60% de la inversión)	\$ 2`640,000.0
-----------------------	----------------

Depreciación intangible

(40% de la inversión)	\$ 1`760,000.0
-----------------------	----------------

3.- Comentarios

La inversión de 4.4 millones de dólares cubre los costos de perforación de 3 pozos inyectores (\$ 1.2 millones), costo de tratamiento y captación de agua 45% de la inversión (\$ 1.9 millones) y otros (\$ 1.3 millones).

Si se desea se pueden utilizar 3 de los 6 pozos existentes en el bloque de estudio como pozos inyectores, por lo tanto la inversión disminuirá sólo por el costo de perforación de los 3 pozos mencionados, es decir la nueva inversión será \$ 3.2 millones, pero cabe mencionar que una vez que se inutilicen 3 pozos productores para convertirlos en inyectores la reserva de petróleo recuperable bajará debido a que habrá menos área de influencia para los otros 3 pozos productores.

De acuerdo a la estadística de los diferentes trabajos realizados por inyección de agua, este ofrece una recuperación en promedio de 15%.

Se estima la duración del proyecto en 6 años.

b) Recuperación por inyección de gas**1.- Determinación de la inversión**

Costo de perforación de 3 pozos	
\$ 400,000 x3	\$ 1`200,000.0
Reacondicionamiento de 1 plataforma	\$ 500,000.0
Costo del sistema de inyección	
10,000` de línea de 2 3/8" y 2 7/8"	\$ 50,000.0
3 medidores	\$ 5,500.0
3 válvulas	\$ 7,500.0
Imprevistos	\$ <u>100,000.0</u>
	\$ 1`863,000.0

2.- Gastos de operación

Compresoras	\$ 15,000.0
Imprevistos \$ 2,000/año	\$ <u>20,000.0</u>
	\$ 35,000.0

3.- Costo de transporte del gas (US\$/MPC)

0.194 US\$/MPC x 300 MPCD	\$ 212,000.0
---------------------------	--------------

4.- Volumen de gas a inyectarse

300 MPCD x \$0.5/MPC (extracción)	\$ 547,000.0
-----------------------------------	--------------

5.- Imprevistos 55% \$ 1`468,000.0****Inversión total \$ 4`125,000.0**6.- Comentarios**

La inversión de 4`125,000 cubre la perforación de 3 pozos inyectoros en la zona de estudio, distribuidos simétricamente.

Si se desea como el caso anterior, se puede utilizar 3 pozos de los 6 existentes en bloque, como pozos inyectoros, por lo tanto la inversión se reduciría únicamente al costo de perforación, es decir la nueva inversión sería de \$ 2`925,000, pero esto hace que las reservas de petróleo residual bajen considerablemente al tener menor área de influencia para los pozos productores.

La recuperación se estima en 5%, tomando en consideración los reportes de los trabajos de inyección de gas.

Se estima la duración del proyecto en 10 años.

El Cuadro N° 8.1 muestra la Comparación de Sistemas de Recuperación de Petróleo.

CUADRO 8.1

CUADRO COMPARATIVO DE SISTEMAS DE RECUPERACION DE PETROLEO

SISTEMA	INVERSION (\$)	RECUPERACION (%)	TIEMPO (AÑOS)
INYECCION DE AGUA	4'400,000	15	6
INYECCION DE GAS	4'125,000	5	10
MINERIA POR DRENAJE	3'269,664	70	12

Standardizando a un tiempo homogeneo (6 años), para los 3 sistemas

SISTEMA	INVERSION (\$)	RECUPERACION (%)
INYECCION DE AGUA	4'400,000	15
INYECCION DE GAS	4'125,000	3
MINERIA POR DRENAJE	3'269,664	35

Se observa la alta recuperabilidad del método propuesto en comparación con los sistemas convencionales de recuperación.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- 1.- El yacimiento Peña negra, Fm. Echino Repetido II, Mb. Cabo blanco, reúne las características necesarias para poner en práctica la Recuperación de petróleo aplicando trabajos mineros (Yacimiento somero, Yacimiento en depletación y petróleo de baja viscosidad).
- 2.- La litología que presenta el yacimiento petrolífero (Mb. Cabo blanco) es conglomerádico arenoso que impide en gran parte el derrumbe y taponeamiento inmediato de las perforaciones de explotación, además de favorecer al drenaje.
- 3.- El yacimiento a explotar no tiene problemas de irrupciones de agua puesto que no existen acuíferos en el mismo, sólo existe agua intersticial de contenido despreciable.
- 4.- En las zonas superiores al reservorio en estudio se ubican pequeños lentes de fluido petrolífero, los cuales pueden ser explotados mediante sondajes dirigidos a partir de la galería maestra.
- 5.- Los controles estratigráfico y de seguridad se realizan mediante perforaciones piloto de 10m.de longitud, antes de iniciar la construcción del pique de acceso y galería de extracción, esto permite controlar la posible presencia de fluidos no reportados.
- 6.- Las reservas calculadas son 1`976,650.098 barriles de petróleo. (Reservas in situ).
- 7.- Se estima en 70% el factor de recuperación para el método propuesto, perdiendo 20% en volumen por contenido de agua intersticial y 10% por efecto de tensión superficial; por lo tanto las reservas recuperables después de quitarle 25% por producción primaria son 1`037,741.302 barriles.

- 8.- La inversión calculada para el presente proyecto es de \$ 3'269,664.0
- 9.- El ciclo de minado para el presente estudio tiene que considerar necesariamente a la ventilación y a la seguridad, es por ésta razón que los costos operativos para la construcción de las labores resultan ser mucho más grandes que los standares tradicionales.
 Pique = \$ 2,088.8 /m. de avance
 Galería = \$ 1,277.9/m. de avance
- 10.- El tiempo de explotación del reservorio se estima en 12 años, con un límite económico de 100 barriles por día.
- 11.- El límite económico establecido cubre todos los costos operativos de la explotación del yacimiento, además de dar un margen bastante holgado por concepto de seguridad e imprevistos.
- 12.- Se estima la culminación de los trabajos de desarrollo en 2 años.
 Pique de acceso = 14 meses
 Galería de extracción = 10 meses
- 13.- El inicio de la explotación del reservorio está prevista a partir del año 3 del proyecto, pero éste puede empezar una vez que se termine las perforaciones en la cámara N°1 (mayo del año N°2 del proyecto), teniendo un ingreso económico anticipado de 7 meses de explotación para cubrir cualquier eventualidad en un posible retraso en la construcción de la galería de extracción).
- 14.- La Evaluación Económica del Proyecto arrojó los siguientes indicadores:
- VAN al 20% = M\$ 2,699.4
 - VAN al 15% = M\$ 3,410.3
 - TIR = 61.68 %
 - Periodo de recuperación = 1 año (11.7 meses después de puesta en explotación el yacimiento)
 - Índice de valor actual = 0.83
 (Rentabilidad del proyecto)
- 15.- El análisis de sensibilidad del estudio ofrece los siguientes resultados:
 Precio de petróleo : Soporta una baja de 37% (\$ 13.8/barril)
 Reservas : Soporta una disminución de 47% (MBLS 550.0)

Inversión : Soporta un incremento de 130% (M\$ 7,500.0)

- 16.- Si el reservorio se tratase mediante Inyección agua, el costo de inversión sería de \$ 4'400,000 con 15% de recuperación; si el reservorio se tratase mediante Inyección de gas, el costo de inversión sería de \$ 4'100,000 con una recuperación de 5%. Por lo tanto se concluye que la alternativa propuesta ofrece grandes márgenes de beneficio.
- 17.- En la Evaluación económica no se considera el rubro de construcción de campamento (Infraestructura), puesto que se aprovecharán las instalaciones existentes en la Ciudad de Los Organos, la misma que se encuentra a 10 minutos de la zona estudiada.
- 18.- La ventilación y la Seguridad juegan un papel muy importante en el presente estudio, del cuidado y seriedad con que se lleve dependerá el éxito del proyecto.
- 19.- El presente estudio pretende ser una alternativa de solución, respecto a los métodos tradicionales; ofreciendo mayor recuperabilidad de hidrocarburos con una inversión aceptable.

RECOMENDACIONES

- 1.- Se recomienda efectuar un PROYECTO PILOTO, para extraer el petróleo del reservorio Cabo blanco en la Fm. Echinocyamus Rep. II; además de determinar los problemas que pudieran presentarse y establecer sus soluciones para mejor desarrollo de futuros trabajos.
- 2.- Paralelamente al inicio de la explotación del reservorio principal se pueden ir efectuando labores de desarrollo e instalaciones en el segundo reservorio, el cual se encuentra a 200m. debajo del primero. Las labores de desarrollo a efectuarse serían:
Profundización del pique = 200m.
Construcción de Galería = 500m.
Todo esto con un costo aproximado de \$ 1'500,000 para extraer reservas del orden de 1'000,000 de barriles.
- 3.- Es factible obtener una optimización de la inversión llevando a efecto el proyecto mediante CONTRATA, el ahorro estaría en el orden del 30% de la inversión calculada.

- 4.- Se hace necesario la perforación de pozos en zonas adyacentes al área de trabajo para la obtención de agua, tanto para el consumo humano; así como para la perforación y otros trabajos que lo requieran.
- 5.- Para los trabajos de voladura tanto del pique así como de la galería, se recomienda usar el explosivo permisible TOVEX BREAKRITE por la seguridad que ofrece, además de ser más comercial. Un reemplazante de iguales características sería el explosivo CARDOX , quien tiene el problema de ser menos comercial.
- 6.- Se recomienda el método de VOLADURA CONTROLADA (Perforación en línea), debido a que este procedimiento permite obtener paredes lisas, optimizando el costo por sostenimiento, ofreciendo además mayor seguridad de no agrietar la zona para evitar la fuga de petróleo o gas. Así mismo debe mencionarse que es necesario el uso de fulminantes retardados, para evitar derrumbes originado por las vibraciones en la detonación.
- 7.- Se deben realizar PRUEBAS TRIAXIALES de la formación en estudio, para determinar los parámetros geomecánicos exactos con fines de realizar una buena elección del método de sostenimiento de las labores.
- 8.- Se establece el uso del SHOT FER (Shot-crete reforzado con arcos metálicos) como elemento de sostenimiento debido a que este ofrece mayor seguridad para este tipo de terreno (lutitas), frente a las otras alternativas. El espesor de shot fer estará relacionada al tipo y comportamiento de la litología atravesada.
- 9.- Si se presentará algún problema de chispas al momento de accionar los tableros de los motores de los ventiladores en interior mina, se podría aprovechar la existencia de los pozos abandonados existentes en la zona (6) y ubicar los ventiladores en la boca de estos para inyectar aire desde superficie hasta las zonas requeridas.
- 10.- Para evacuar los humos existentes en el ambiente, se recomienda utilizar los pozos abandonados en la zona para eliminar el aire viciado a través de estos hacia la superficie.
- 11.- Se debe realizar una limpieza periódica de las perforaciones diamantinas de explotación para evitar los coneos y taponamientos.
- 12.- La SEGURIDAD y VENTILACION juegan un papel importante, del cuidado con que se lleve dependerá el éxito del Proyecto.

- 13.- De manera continua se debe de realizar Estudios de Evaluación de Riesgos para tomar las Medidas Preventivas de Seguridad mas adecuadas. Así mismo se deberá dar fiel cumplimiento al Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (DS - 046 - 2001 - EM).
- 14.- Se debe dar cumplimiento con la ejecución del Estudio de Impacto Ambiental, de acuerdo a las normas establecidas por el Ministerio de Energía y Minas. Del mismo modo se deben efectuar todos los trabajos relacionados con el Cierre de Mina, después de culminada las operaciones.
- 15.- Se recomienda aplicar la misma metodología para la extracción de petróleo en los siguientes Yacimientos:
- Taiman
Cuadriculas (Km²):
H - 24, I-25, J-26 y K-26.
Fm. = Echino rep I = 1,000` (Profundidad).
Fm = Echino rep. II = 1,500` (Profundidad)
829 Ha totales.
 - Lomitos Oeste
Cuadriculas (Milla cuadrada):
1-S-1, 1-S-5, 1-S-6.
2-N-5, 2-N-6.
Fm. = Salina Mogollón = 1,200` (Profundidad).
1,554 Ha totales.
 - Algarroba y Cuesta
Cuadriculas (Milla cuadrada):
9-N-11, 10-N-11, 10-N-12.
Fm = Pariñas inferior = 1,000` (Profundidad).
788 Ha totales.
 - Concha y Playa (588 Ha totales)
Cuadriculas (Milla cuadrada):
2-S-1, 2-S-2, 2-S-3
3-S-1, 3-S-2, 3-S-3
4-S-1, 4-S-2, 4-S-3
Fm. = Salina Mogollón = 1,000` (Profundidad).

GLOSARIO

Esta parte, tiene por objeto, alcanzar algunos conceptos y definiciones necesarias como premisas para la comprensión de los capítulos relacionados con las técnicas petroleras y de explotación.

- **Arena neta petrolífera**

Como su nombre lo indica es la cantidad de arena con contenido de petróleo, quitándole impurezas a todo el espesor que ha atravesado la formación productiva en cada pozo. Se obtiene utilizando los perfiles eléctricos convencionales de pozos antiguos o el perfil de inducción de los pozos recientes.

Tanto en los perfiles eléctricos convencionales así como en los perfiles de inducción, se registra la diversidad litológica y la presencia de fluidos debido a la variación en las curvas producidas por impulsos eléctricos a lo largo del pozo.

- **Bitumen**

Variedad de petróleo de alta densidad y viscosidad muy parecido a la brea, generalmente se la encuentra impregnada en las rocas como calizas, lutitas y areniscas.

- **Casquete de gas**

Es un mecanismo de producción como resultado de la expansión del gas libre, desplazando al petróleo hacia el pozo debido a la reducción de la presión en el reservorio.

- **Empuje de agua**

Mecanismo de producción natural y de desplazamiento, se origina por la invasión de agua dentro del reservorio por la reducción de presión de este; dando como resultado el desplazamiento del petróleo hacia el pozo.

- **Factor de volumen de formación**

Volumen en barriles que 1 barril ocupa en el reservorio en condiciones standard (presión y temperatura in situ), siempre es mayor que 1.

- **Flujo lineal**
Flujo presente en yacimientos petrolíferos tabulares (tipo manto), donde se cumple que el flujo de petróleo debe tener una sola dirección y sentido a favor de la permeabilidad.
- **Flujo radial**
Tipo de flujo presente en yacimientos tabulares, donde se debe cumplir que el flujo es en dos dimensiones que convergen en un punto común y el drenaje se realiza en toda la superficie perforada.
- **Flujo esférico**
Flujo aplicado a reservorios irregulares como lentes aislados, donde no hay un control en la dirección del movimiento del fluido y la permeabilidad.
- **Fuerzas capilares**
Fuerza que se opone al movimiento de las partículas de petróleo contenidas en los espacios vacíos (porosidad) entre los granos de arena. Se debe tener en cuenta la heterogeneidad del reservorio (tamaño de los poros).
- **Gradiente hidráulico**
Incremento en el flujo descendente producido por la permeabilidad vertical.
- **Mecanismos de depletación**
Mecanismo de gas en solución, que al expandirse expulsa al petróleo de los espacios porosos hacia el pozo; se caracteriza por una rápida declinación de la presión y es muy usada cuando el reservorio no tiene fuente externa de intrusión de agua.
- **Mecanismos combinados**
Es la mezcla de varios mecanismos para la producción de la mayoría de reservorios petrolíferos.
- **Permeabilidad**
Es una medida de la facilidad con que una formación permite que un fluido de viscosidad fluya a través de la misma, se puede determinar en el laboratorio por medio del permeámetro ; siendo su unidad de medida en milidarcys.
- **Porosidad**
Fracción de volumen de la roca no ocupada por sólidos, o una medida de la capacidad de almacenaje de la roca y expresado generalmente en porcentaje.

Se pueden obtener por fórmulas o de los registros Sónico, Densidad o Neutrónico.

- **Pozas filtrantes**

Cajas filtrantes que se construyen en el piso de las galerías ubicadas encima del techo de la arena petrolífera, de dimensiones variables.

El petróleo drena hacia las pozas por gravedad y de allí son bombeados a superficie

- **Pozos inyectoros**

Pozos perforados para ayudar a la recuperación de petróleo, en ellos se pueden inyectar gas, agua o vapor de agua.

- **Pozos productores**

Pozos perforados para la captación de petróleo en su explotación primaria o secundaria (recuperación).

- **Roca sello**

Roca aislante al yacimiento petrolífero en su parte superior e inferior.

- **Roca reservorio**

Roca que alberga o contiene a los fluidos, gas, agua de formación, petróleo.

- **Saturación de fluidos**

Para el caso del agua de formación es la fracción de volumen poroso ocupado por esta.

Para el caso de hidrocarburos es el 100% del volumen menos la saturación de agua de formación.

- **Segregación gravitacional**

Es la producción de petróleo influenciado por la forma y el buzamiento del reservorio, la permeabilidad en la dirección del buzamiento y por la viscosidad del fluido. Este mecanismo puede alcanzar su máxima producción asociado a un casquete de gas.

- **Viscosidad**

Es la fuerza de rozamiento que se opone al movimiento relativo de dos capas paralelas pertenecientes a un mismo fluido.

La viscosidad es inversamente proporcional a la temperatura y se determinan en el laboratorio; siendo su unidad de medida el centipoise.

- **Yacimiento depletado**

Se llama así a aquellos cuya diferencia de presión es cero, es decir cuya presión interna es igual que la presión exterior. Estos yacimientos para que puedan seguir produciendo necesitan de trabajos secundarios. (Inyección de gas, agua, etc.)

BIBLIOGRAFIA

- **ALVAREZ, GERARDO.-** Inyección de Gas en el Noroeste del Perú - Yacimiento Merina, (1986), Informe Técnico, Departamento de Geología, Unidad Costa, Petroperú.
- **ALZAMORA P., LIZARDO - VARGAS V., LUIS - UYEN A., DENNYS -** Geología del área de La Brea de Chumpi, (1986), Informe Técnico, Departamento de Geología, Unidad Exploración y Desarrollo Areas Nuevas, Petroperú.
- **ARNAO, J. - GUILLEN, M. - LEIVA, J. - PAREDES, J.-** Evaluación Proyecto El Alto, Yacimiento Peña Negra - Reventones - Taiman - Verde - Ballena - Central, (1986), Informe Técnico, Departamento de Geología, Unidad Costa, Petroperú.
- **ATLAS COPCO -** Manual General, (1984), Cuarta edición, Madrid - España, páginas del 84 al 157, del 243 al 247 y del 261 al 536.
- **BIRON CEMAL, ARIOGLU ERGIN .-** Diseño de Ademes en Minas, (1987), Primera edición, Traducido al Español por David Gómez Ruiz, Editorial Limusa, México, páginas del 48 al 61.
- **CRAFT B. C. y HAWKINS M. F -** Ingeniería Aplicada de Yacimientos Petrolíferos, (1968), Primera Edición, Traducido al Español por Hernando Vásquez-Silva, Editorial Tecnos, Madrid-España.
- **EXSA -** Manual Práctico de Voladura, Tercera edición, Páginas del 89 al 159, del 239 al 265 y del 315 al 357.
- **FAMESA.-** Catálogo de Accesorios para Voladura, (1994).

- **GUIZADO J., JORGE.-** El Campo Petrolífero de Pirín, (1980), Revista geológica (Ciencia y tierra), páginas del 33 al 36.
- **HOECK, E. y BROWN, E. T. .-** Excavaciones Subterráneas en Roca, (1986), Primera edición, Traducido al Español por Raymundo Dely, Editorial McGraw-Hill de México, páginas del 221 al 450.
- **INGEMMET - KFW - OIM -** Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea Aplicados en las Minas del Perú, (1990), Primera edición.
- **JOURNAL OF PETROLEUM TECHNOLOGY.-** Tecnología Desarrollada de Petróleo Pesado, (agosto-1979), N° 27, página 22.
- **KUANG, JUAN.-** Evaluación Geológica, fm. Echinocyamus - Yacimiento Ballena Este. (1985), Informe Técnico, Departamento de Geología, Unidad Costa, Petroperú.
- **LANGFORD.-** Técnica Moderna de Voladura de Rocas, (1986), Primera edición.
- **LEWIS .-** Elementos de Minería, (1986), Primera edición.
- **NAUPARI A., ABRAHAM -** Bases para la Elaboración de Estudios de Factibilidad Técnico Económico y Financiero de Proyectos de Inversión para la Industria Minero Metalúrgica, (1986), Primera edición.
- **NAVARRO, WILLIAM C. -** Ingeniería de Reservorios para Geólogos - Propiedades de Roca Reservorio y Fluidos, (1990), Informe Técnico, Departamento de Ingeniería de Petróleo, División de Yacimientos, Petroperú.
- **NOVITZKY, ALEJANDRO -** Transporte y Extracción en Minas y a Cielo Abierto, (1966), Primera edición, Talleres gráficos Yunque, Buenos Aires - Argentina, páginas del 120 al 165 y del 388 al 691.
- **OCCIDENTAL PETROLEUM CORPORATION OF PERU .-** Recuperación por Inyección de Agua - Noroeste del Perú, (1987), Informe Técnico, Departamento de Geología, Unidad de Exploración - Producción.

- **OSTERMAN, M.** - Mecánica Aplicada al Laboreo de Minas, (1960), Sexta edición, Traducido al Español por Carlos Castells, Ediciones Omega, Barcelona - España.
- **PEELE** - Construcción de Piques, (1988), Segunda edición.
- **PETERSEN G., GEORGE** - Laboreo Minero en los Yacimientos Petrolíferos de Pechelbronn (Francia) y Wietze (Alemania), (1956), Boletín tecnológico N° 4 de la Empresa Petrolera Fiscal.
- **PETROPERU** - Normas para Elaborar y Evaluar Proyectos de Inversión, (1990), Segunda edición, Departamento de Planeamiento Corporativo.
- **PETROPERU** - Inyección de Gas en los Campos Petrolíferos de Venezuela, (1990), Informes técnicos, Departamento de Geología, Unidad Costa.
- **PRADO R., FELIX** - Control de Operaciones Mineras, (1987), Primera edición, Editorial San Marcos, Lima- Perú, páginas del 51 al 257.
- **REJAS CH., ANGEL** - Evaluación Geológica de la Formación Echinocyamus en los Yacimientos Ballena y Somatito del Noroeste del Perú, (1971), Tesis, Universidad Nacional de San Agustín, páginas del 33 al 58.
- **SALAS A., GERMAN** - Evaluación Geológica de la Formación Echinocyamus Noroeste Peruano, (agosto-1980), Boletín de la Sociedad Geológica del Perú N°65, páginas del 139 al 156.
- **SALIRROSAS C., VICTOR** - Ingeniería de Reservorios para Geólogos - Mecanismos del desplazamiento de Fluidos en el Reservorio, (1990), Informe técnico, Departamento de Ingeniería de petróleo, División Yacimientos, Petroperú.
- **SANDRU, L.** - Special Paper Increased Oil Recovery by Mining Methods, (1979), 10° Congreso Mundial de Petróleo - Bucarest, páginas del 16 al 26.
- **SCHLUMBERGER** - Interpretación de Perfiles Eléctricos, (1975), Volumen I Fundamentos, New York - USA.
- **SURGUCHEV M., L.** - Recovery Hydrocarbons from Oil Sands and Oil Shale by Mining, (1983), 11° Congreso Mundial de Petróleo, páginas del 373 al 380.

- **TOLEDO G., ENRIQUE** : Shot Fer - Una nueva alternativa para el Sostenimiento de Túneles y Labores Mineras, (1984), XVII Convención de Ingenieros de Minas del Perú.
- **UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERU - INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU**.- Seminario de Tunelería, (1992).
- **VALDIVIA L., ALBERTO**.- Construcción de Piques en Minería, (1991), Tesis, Universidad Nacional de Ingeniería.

MAPAS

- MAPA N° 1 : Ubicación del área de estudio.
MAPA N° 2 : Mapa estructural en el tope del Mb. Cabo blanco Fm Echino rep. II.
MAPA N° 3 : Mapa de arena neta petrolífera.

LAMINAS

- LAMINA N° 1 : Columna estratigráfica.
LAMINA N° 2 : Sección estratigráfica SO - NE.
LAMINA N° 3 : Sección estructural transversal C - C`.
LAMINA N° 4 : Sección estructural transversal B - B`.
LAMINA N° 5 : Sección estructural longitudinal A - A`.
LAMINA N° 6 : Diseño de explotación.
LAMINA N° 7 : Regulación del drenaje del petróleo mediante válvulas.

FIGURAS

- FIGURA A : Ultima fracción de recuperación de petróleo in situ.
FIGURA B : Reservorio típico de drenaje por gravedad.
FIGURA C : Frente mojado de petróleo.
FIGURA N° 1 : Areas desarrolladas por el método de minería termal en el Yac. Yarega - Rusia.
FIGURA N° 2 : Yac. Yarega. Esquema de dos sistemas horizontales de desarrollo de minería termal
FIGURA N° 3 : Yac. Yarega. Curvas de producción por minería e inyección de vapor.
FIGURA N° 4 : Esquema de explotación por minería termal de petróleo. (Hop - Corporation).

- FIGURA N° 5 : Construcción del collar del pique.
- FIGURA N° 6 : Diseño y dimensiones de la jaula.
- FIGURA N° 7 : Diseño del castillete del pique y ubicación del Winche de izaje.
- FIGURA N° 7 A : Sección típica del pique mostrando distribución de compartimentos y estructuras.
- FIGURA N° 8 : Diseño de malla del pique.
- FIGURA N° 9 : Secuencia de salida en la voladura del pique.
- FIGURA N° 10 : Diseño de malla para la galería.
- FIGURA N° 11 : Secuencia de salida en la voladura de la galería.
- FIGURA N° 12 : Diseño de ventilación.
- FIGURA N° 13 : Variantes de explotación.
- FIGURA N° 14 : Nomograma de Buttner.
- FIGURA N° 15 : Diseño de limpieza del pique.
- FIGURA N° 16 : Diseño de limpieza de la galería.
- FIGURA N° 17 : Diseño de sostenimiento.
- FIGURA N° 18 : Diseño de bombeo.
- FIGURA N° 19 : Diseño de sumidero para la captación de fluidos derramados y suelos contaminados por estos.

TABLAS

- TABLA N° 1 : Datos generales de los hilos en los cables para la jaula
- TABLA N° 2 : Perfiles para vigas maestras y de estructuras de la jaula
- TABLA N° 3 : Perfiles para vigas del techo y oreja de tracción de la jaula
- TABLA N° 4 : Perfiles para estructuras de solera de la jaula
- TABLA N° 5 : Pernos para leonas de la jaula.
- TABLA N° 6 : Perfiles para estructuras del pique.
- TABLA N° 7 : Longitud de tubería equivalente.
- TABLA A : Clasificación de la roca inalterada de Deere y Miller.
- TABLA B : Clasificación CSIR de macizos de roca fisurada.
- TABLA B.1 : Clasificación de los parámetros y su valuación.
- TABLA B.2 : Ajuste en la valuación por orientación de fisuras.
- TABLA B.3 : Clasificación de rocas según el total de valuación.
- TABLA B.4 : Significado de la clasificación del macizo rocoso.
- TABLA C : El efecto del rumbo y el echado de las fisuras en los túneles.
- TABLA D : Clasificación de los parámetros individuales empleados en el índice de calidad de rocas.

GRAFICOS

- GRAFICO A : Relación entre el tiempo de sostén de un claro de una excavación subterránea sin ademe y la clasificación geomecánica CSIR propuesto por Bieniawski.
- GRAFICO B : Relación entre la dimensión equivalente máxima de una excavación subterránea sin ademe y del índice Q de la calidad para túneles (NGI), Según Bartón, Lien y Lunde.
- GRAFICO C : Pérdidas por fricción en las tuberías.
- GRAFICO D : Coeficiente de resistencia para válvulas y uniones.
- GRAFICO E : Coeficiente de resistencia para válvulas y uniones.
- GRAFICO F : Análisis de Sensibilidad del Precio del petróleo.
- GRAFICO G : Análisis de Sensibilidad de la Reserva del petróleo.
- GRAFICO H : Análisis de Sensibilidad de la Inversión del Proyecto.
- GRAFICO I : Planeamiento de actividades del proyecto.

CUADROS

- CUADRO 3.1 : Cálculo de porosidades.
- CUADRO 4.1 : Determinación de lecturas promedio del planímetro.
- CUADRO 4.2 : Cálculo de área en acres.
- CUADRO 4.3 : Cálculo del volumen del reservorio.
- CUADRO 6.1 : Temperaturas tomadas en los Registros Eléctricos.
- CUADRO 6.1 A : Ciclo de actividades considerados para el desarrollo de labores.
- CUADRO 6.2 : Pronóstico de producción de petróleo.
- CUADRO 7.1 : Resumen de la Evaluación Económica del Proyecto.
- CUADRO 7 A : Determinación del costo por metro de avance de labores.
- CUADRO 8 A : Ejemplo de metodología de Evaluación de Riesgos.
- CUADRO 8.1 : Cuadro Comparativo de Sistemas de Recuperación de petróleo.