

















































































































- B : Burden corregido (m)  
 $\Phi$  : Angulo de salida (grado)

Para

$\Phi = 60$  grados, diseño triangular.

B = 0.92 metros

S = 1.06 metros

#### CÁLCULO Y CORRECCIÓN DE LA LONGITUD DE PERFORACIÓN.

Para el calculo del la longitud de perforación se usa la siguiente formula.

$$L = \frac{\phi}{15} * fc \quad (4.38)$$

Donde:

L : Longitud de perforación (m)

$\emptyset$  : Diámetro de perforación (mm)

fc : Factor de corrección para la longitud de perforación.

Dadas las condiciones del material se encontró un factor de corrección de  $fc = 0.55$  y para los datos del diseño se tiene:

$$f_c = 0.55$$

$$\Phi_{\text{taladro}} = 46 \text{ mm}$$

Entonces

$$L = 1.69 \text{ metros.}$$

#### CÁLCULO Y CORRECCIÓN DE LA LONGITUD DEL TACO

Dadas las condiciones especiales del tipo de material se determino una ecuación para determinar el taco en base a las pruebas de voladura para este tipo de material.

$$T = 2.9 * \left( \frac{\phi}{5} - 6 \right)^{1.131} + 19 \quad (4.39)$$

Donde.

T : Taco (cm.)

$\Phi$  : Diámetro del taladro (mm)

Para

$$\Phi_{\text{taladro}} = 46\text{mm}$$

$$T = 29\text{cm}$$

La tabla adjunta muestra el resumen del diseño de malla de la operación actual.

Tabla 4.5 Parámetros de diseño de malla

Parámetros de Diseño		
Triangular/Cuadrado	1.1	
Diámetro del taladro	46.0	mm
Longitud de Carga	1.40	m
Burden	0.92	m
Espaciamiento	1.06	m
Desviación de Perforación SD	0.04	m
Longitud de perforación	1.69	m
Dirección de Buzamiento Cara Libre	0	Deg
Factor de Potencia	0.58	kgExp/ton
Densidad de Carga	1.13	kgExp/m <sup>3</sup>
Peso de Carga por taladro	1.86	kgExp/taladro

### III. CÁLCULO DEL ÍNDICE DE VOLABILIDAD, TAMAÑO PROMEDIO, EXPONENTE DE UNIFORMIDAD Y EL TAMAÑO CARACTERÍSTICO DE LA ROCA FRAGMENTADA.

Para determinar el índice de volabilidad **A** se utiliza la ecuación (4.12), para determinar el tamaño promedio de material **Xav** la ecuación (4.4), para determinar el coeficiente de uniformidad **n** la ecuación (4.10) y para determinar el tamaño característico **Xc** la ecuación (4.9).

Tabla 4.6 Cálculo del Índice de Volabilidad.

Índice de Volabilidad A	6.09	
Tamaño Promedio del Material	14.96	cm.
Exponente de Uniformidad	1.75	
Tamaño Característico	0.18	m

DESCRIPCIÓN DEL MAZISO ROCOSO	RMD	31.00
FACTOR DE ESPACIAMIENTO JUNTAS	JFs	50.00
FACTOR DE ORIENTACION JUNTAS	JFo	20.00
INDICE DE DENSIDAD DE LA ROCA	RDI	-1.25
FACTOR DE DUREZA	HF	1.73
Índice de Volabilidad: A	0.06*(RMD+JFs+JFo+RDI+HF)	6.09

Notas

Diseño Cuadrado = 1, Diseño Triangular = 1.1

#### IV. CURVA DE DISTRIBUCIÓN DE TAMAÑO DE LA ROCA FRAGMENTADA POR VOLADURA SEGÚN EL MODELO DE KUZ RAM

Determinado el valores del tamaño característico  $X_c$  y el coeficiente de uniformidad  $n$  aplicamos la ecuación (4.7) para diferentes valores de  $X$ , así tenemos la distribución de tamaño del modelo de RUZ RAM.

Tabla 4.7 Parámetros objetivos de fragmentación.

Objetivos de Fragmentación			Predicción de la Fragmentación		
Sobre Tamaño	0.30	m	Porcentaje Sobre Tamaño	31.3%	m
Optima	0.15	m	Porcentaje en el Rango	66.9%	m
Bajo Tamaño	0.01	m	Porcentaje Bajo tamaño	1.8%	m

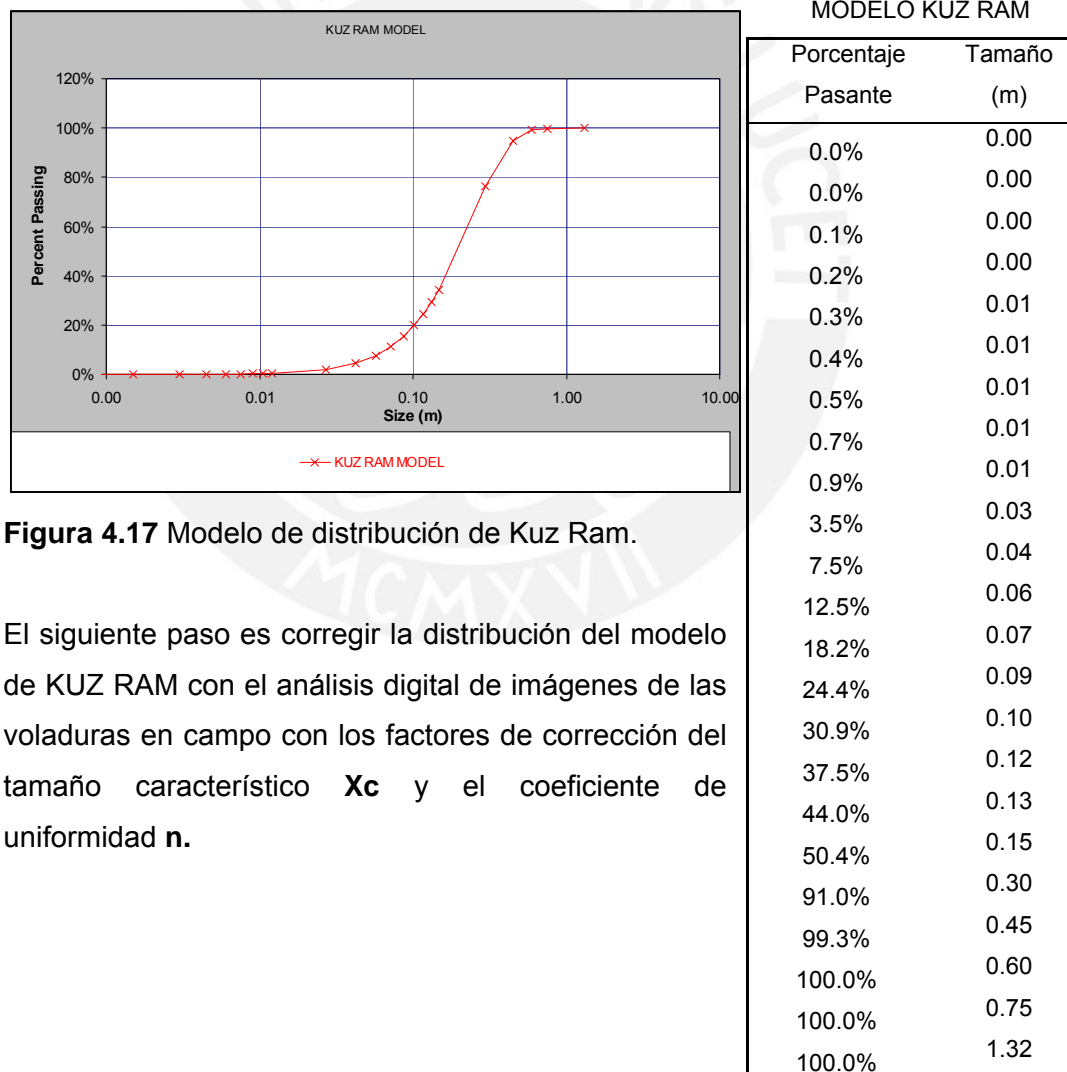


Figura 4.17 Modelo de distribución de Kuz Ram.

El siguiente paso es corregir la distribución del modelo de KUZ RAM con el análisis digital de imágenes de las voladuras en campo con los factores de corrección del tamaño característico  $X_c$  y el coeficiente de uniformidad  $n$ .

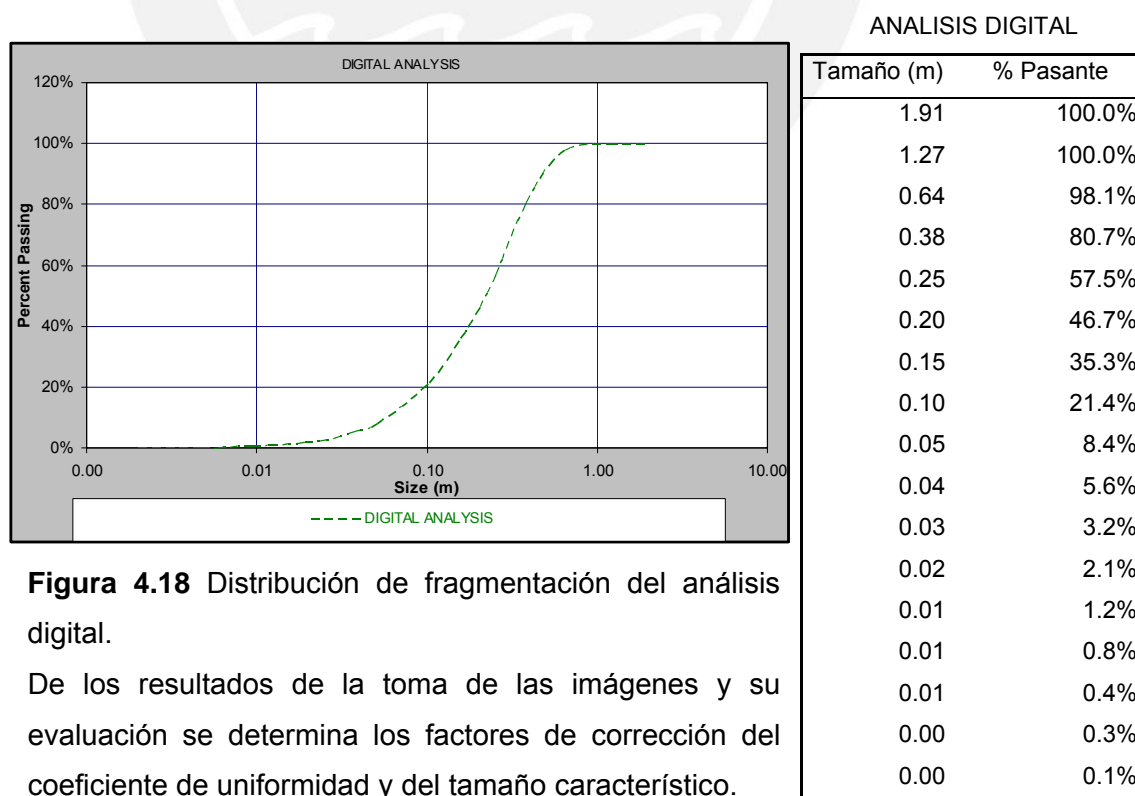
#### 4.6.2. USO DEL ANÁLISIS DIGITAL DE IMÁGENES PARA LA CORECCIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM

Usando la metodología calibración para la adquisición de imágenes sea realizado el levantamiento de imágenes de 8 voladuras cada una con aproximadamente 5 imágenes a diferentes escalas de medida y evaluadas en un sistema de análisis de distribución de imágenes digitales, los resultados se muestran en la tabla 4.8:

Tabla 4.8 Resultados del análisis digital de imágenes de voladura en campo.

Código voladura	Numero Imágenes	Uniformidad RosRam (n)	RosRam Xav
VOL310505	5	1.15	19.07
VOL300505	5	1.32	20.85
VOL200505	9	1.44	14.21
VOL180605	5	1.39	28.17
VOL080605	4	1.48	21.09
VOL070605	5	1.29	17.19
VOL050505	8	1.25	15.73
VOL010605	5	1.17	17.29
MUESTRA MAX	46	<b>1.48</b>	<b>21.09</b>

Ver anexo 2 detalle de los análisis de fragmentación, resultados de la evaluación de las 8 voladuras.



Del valor promedio total del análisis digital de imágenes tenemos los factores de corrección y la curva de distribución de tamaños de la fragmentación de roca por voladura del modelo de Kuz Ram original.

Por la presencia de un alto grado de porosidad se presentan características variables de esfuerzo y deformación. Factor de corrección al índice de Volabilidad de la roca 1.2.  $A = 7.31$

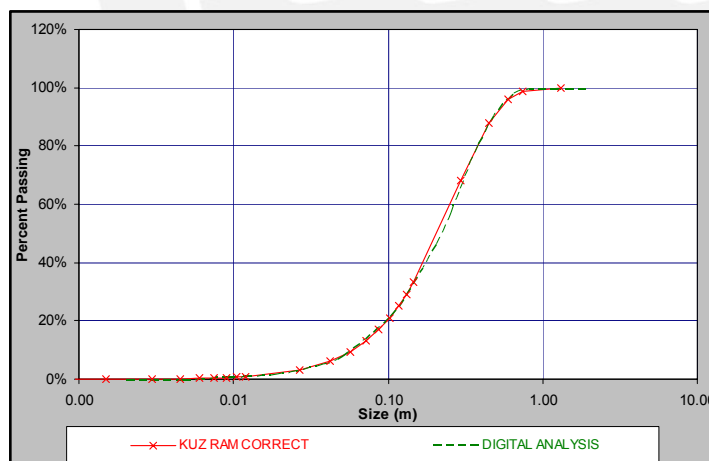
Tabla 4.9 Modelo de Kuz Ram corregido con los factores  $X_{ca}$  y  $n_a$ .

1 KUZ RAM CORREGIDO		
A	Índice de Volabilidad	7.31
$X_{50}$	Tamaño Promedio	21.09 cm.
n	Exponente de Uniformidad	1.48
$X_c$	Tamaño Característico	0.27 m

2 ANÁLISIS DIGITAL		
$X_{ca}$	Ajuste al Tamaño Característico	1.41
$n_a$	Ajuste al Exponente Uniformidad	0.85

Con los valores de ajuste del análisis digital de imágenes corregimos el tamaño promedio " $X_{av}$ " y el valor del coeficiente de uniformidad " $n$ " en el modelo de Kuz Ram. Graficando las distribuciones se ve que ambas curvas del modelo de KUZ RAM corregido y del ANÁLISIS DIGITAL se aproximan notablemente.



**Figura 4.19** Comparación entre los modelos de distribución de fragmentación de Kuz Ram corregido y del análisis digital de imágenes.

Para mayor constancia de la validez del modelo de Kuz Ram calibrado en el tamaño característico y el coeficiente de uniformidad determinados del análisis digital de imágenes, aplicaremos los datos en el modelo desarrollado por JKMRC (CZM y TCM) y luego en el más reciente modelo desarrollado, KUZ RAM extendido con la función Swebrec.

#### 4.6.3. EVALUACIÓN DEL MODELO JKMRC: TCM Y CZM

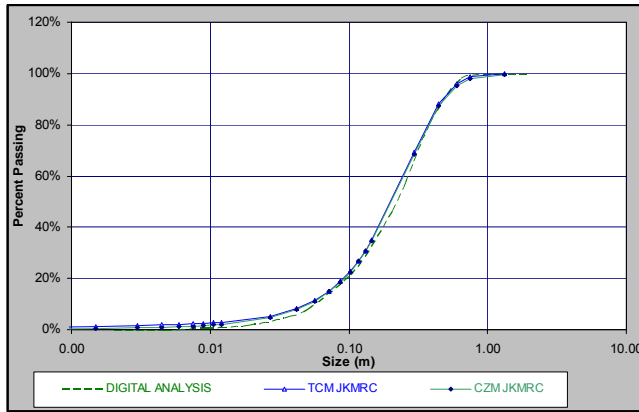
Tabla 4.10 MODELO DE DOS COMPONENTES TCM

4 TCM JKMRC		Zona de Gruesos		Zona de Finos		
X <sub>50</sub>	Tamaño Promedio	a	0.21	c	0.001	m
n	Exponente de Uniformidad	b	1.48	d	0.40	Por cribado
Pb	Presión del Taladro			784	MPa	
TS <sub>insitu</sub>	Fuerza de Tensión (in-situ)			2.3	MPa	
rc	Zona de Radio de Finos			0.06	m	
Fc	Parte de roca que falla por compresión			1%		

Tabla 4.11 MODELO DE LA ZONA CHANCADA CZM

5 CZM JKMRC		Zona de Gruesos		Zona de Finos		
X <sub>50</sub>	Tamaño Promedio	xc	0.31	xc	0.31	m
n	Exponente de Uniformidad	n <sub>gruesos</sub>	1.48	n <sub>fino</sub>	0.52	
P(x <sub>c</sub> )	Porcentaje Pasante en x <sub>c</sub>	P(x <sub>c</sub> )	70.0%	P(x <sub>c</sub> )	70.0%	
Pd	Presión de Detonación			1568	MPa	
rc	Radio de la Zona Fina			0.13	m	
Fc	Fracción del material fino			6%		
X <sub>c</sub>		UCS<10	10<UCS<50	UCS>50		
		90%	70%	50%	0.21	
		0.47	0.31			

TCM JKMRC		CZM JKMRC	
Porcentaje Pasante	Tamaño (m)	Porcentaje Pasante	Tamaño (m)
0.3%	0.00	0.1%	0.00
0.8%	0.00	0.5%	0.00
1.0%	0.00	0.7%	0.00
1.1%	0.00	0.9%	0.00
1.3%	0.01	1.2%	0.01
1.5%	0.01	1.4%	0.01
1.7%	0.01	1.6%	0.01
1.9%	0.01	1.8%	0.01
2.0%	0.01	2.1%	0.01
4.4%	0.03	4.7%	0.03
7.3%	0.04	7.8%	0.04
10.6%	0.06	11.2%	0.06
14.2%	0.07	14.9%	0.07
18.0%	0.09	18.7%	0.09
22.0%	0.10	22.7%	0.10
26.1%	0.12	26.7%	0.12
30.1%	0.13	30.7%	0.13
34.2%	0.15	34.7%	0.15
68.8%	0.30	68.5%	0.30
88.1%	0.45	87.3%	0.45
96.2%	0.60	95.3%	0.60
98.9%	0.75	98.1%	0.75
100.0%	1.32	99.6%	1.32
<b>80.0%</b>	<b>0.37</b>	<b>80.0%</b>	<b>0.37</b>



**Figura 4.20** Comparación entre los modelos TCM, CZM y el análisis digital.

#### 4.6.4. EVALUACIÓN DEL MODELO DE KUZ RAM EXTENDIDO CON LA FUNCIÓN SWEBREC

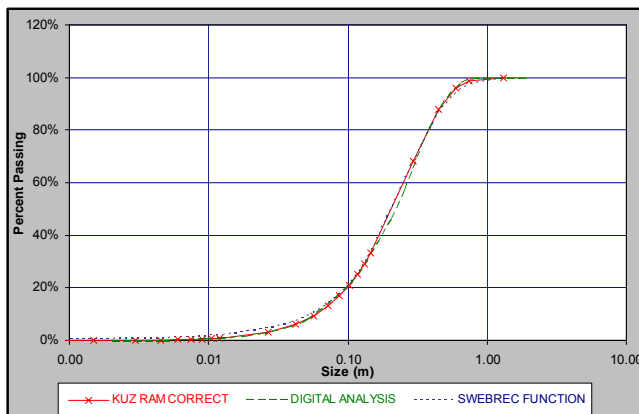
Aplicamos la función Swebrec en nuestro caso de estudio.

El tamaño máximo es el tamaño del bloque in situ evaluado en campo, el coeficiente de uniformidad y el tamaño característico determinado del análisis digital de imágenes, el factor  $G(n)$  ecuación 4.30. Aplicamos la función Swebrec ecuación 4.31 para determinar el porcentaje pasante para diferentes tamaños.

Tabla 4.12 Modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec.

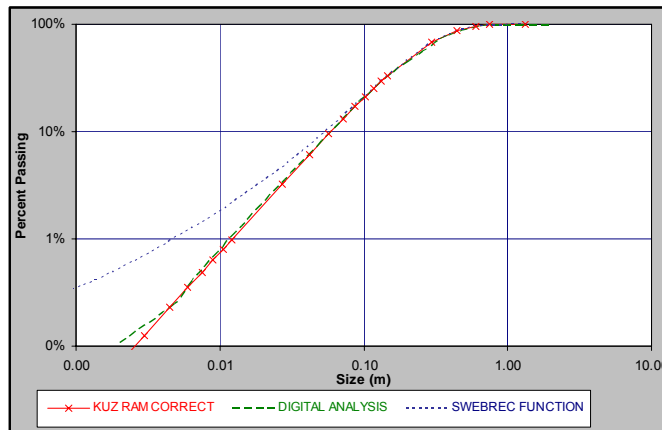
3 FUNCIÓN SWEBREC			
Xmax	Tamaño Máximo	210	cm.
b	Índice de Uniformidad	4.7	
X50	Tamaño Promedio	21.09	cm.
G(n)	Factor g(n)	0.86	

Mostramos las tres curvas: Distribución del modelo de Kuz Ram corregido, la del análisis Digital de Imágenes y la del modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec.



**Figura 4.21** Comparación entre los modelos de Kuz Ram Corregido el análisis digital y el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec.

Se observa que las tres distribuciones de fragmentación coinciden con buena aproximación casi exacta en los gruesos y determina con mayor exactitud los porcentajes la distribución de finos, esto lo vemos mejor en la grafica log-log de la misma distribución.



**Figura 4.22** Comparación de los modelos en escala Log X y Log P(x)

La función Swebrec presenta la facilidad en su aplicación a diferencia de los modelos de JKMRC, así mismo predice muy bien los porcentajes de finos pasantes lo que no muestra con precisión las distribuciones de Kuz Ram corregido en el rango de 0 a 1 centímetro. Por ejemplo para 0.01 centímetros la función Swebrec muestra un porcentaje pasante de 0.1%.

Del mismo modo que los otros modelos de análisis de distribución de tamaño se pueden simular las distribuciones para diferentes configuraciones de malla ya que los parámetros de entrada están en función del diámetro de perforación, entonces de manera iterativa se puede variar el diámetro de perforación y se obtendrá diferentes distribuciones, y por tanto se podrá analizar los efectos en los costos y encontrar la configuración que minimicé los costos unitarios de la operación global.

#### 4.6.5. RESUMEN GENERAL Y TENDENCIAS

Con la base teórica desarrolla de los cuatro modelos podemos comparar los resultados de distribución de tamaños de la roca fragmentada de cada una y ver su aproximación con la distribución resultado del análisis digital de imágenes, la cual fue desarrolla con la metodología explicada.

La base para generar el adecuado modelo es determinar el correcto tamaño característico " $x_c$ " y el coeficiente de uniformidad " $n$ ", los que deben ser calibrados por factores del análisis digital de imágenes. Así calculamos los modelos de TCM y CZM que se complementan con otros parámetros del tipo de explosivo y del tipo

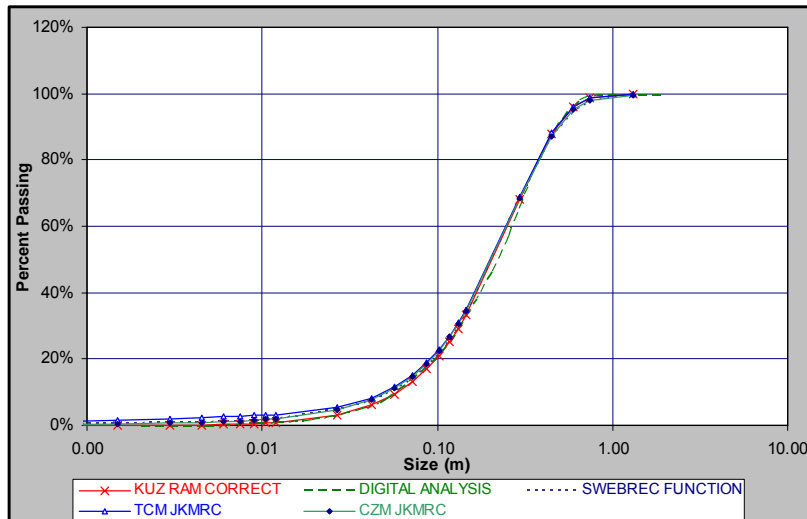
de terreno, de igual manera el modelo de KUZ RAM extendido con la función Swebrec de tres parámetros que es mas sencillo de determinar con igual aproximación.

Como conclusión observamos que la función Swebrec es más consistente con los resultados de campo pero aun hay que realizar aun mayores pruebas e investigación en ello. Los resultados de los cinco modelos son:

Tabla 4.13 Comparación de los modelos de distribución de tamaños TCM, CZM, el modelo de Kuz Ram corregido y extendido función Swebrec.

FUNCIÓN SWEBREC		KUZ RAM CORREGIDO		TCM JKMR		CZM JKMR		ANÁLISIS DIGITAL	
Porcentaje Pasante	Tamaño (m)	Porcentaje Pasante	Tamaño (m)	Porcentaje Pasante	Tamaño (m)	Porcentaje Pasante	Tamaño (m)	Tamaño (m)	% Pasante
0.1%	0.00	0.0%	0.00	0.3%	0.00	0.1%	0.00	1.91	100.0%
0.4%	0.00	0.0%	0.00	0.8%	0.00	0.5%	0.00	1.27	100.0%
0.7%	0.00	0.1%	0.00	1.0%	0.00	0.7%	0.00	0.64	98.1%
0.9%	0.00	0.2%	0.00	1.1%	0.00	0.9%	0.00	0.38	80.7%
1.2%	0.01	0.4%	0.01	1.3%	0.01	1.2%	0.01	0.25	57.5%
1.4%	0.01	0.5%	0.01	1.5%	0.01	1.4%	0.01	0.20	46.7%
1.7%	0.01	0.6%	0.01	1.7%	0.01	1.6%	0.01	0.15	35.3%
1.9%	0.01	0.8%	0.01	1.9%	0.01	1.8%	0.01	0.10	21.4%
2.1%	0.01	1.0%	0.01	2.0%	0.01	2.1%	0.01	0.05	8.4%
4.7%	0.03	3.2%	0.03	4.4%	0.03	4.7%	0.03	0.04	5.6%
7.5%	0.04	6.1%	0.04	7.3%	0.04	7.8%	0.04	0.03	3.2%
10.6%	0.06	9.5%	0.06	10.6%	0.06	11.2%	0.06	0.02	2.1%
14.0%	0.07	13.1%	0.07	14.2%	0.07	14.9%	0.07	0.01	1.2%
17.7%	0.09	17.0%	0.09	18.0%	0.09	18.7%	0.09	0.01	0.8%
21.5%	0.10	21.0%	0.10	22.0%	0.10	22.7%	0.10	0.01	0.4%
25.4%	0.12	25.1%	0.12	26.1%	0.12	26.7%	0.12	0.00	0.3%
29.4%	0.13	29.2%	0.13	30.1%	0.13	30.7%	0.13	0.00	0.1%
33.4%	0.15	33.4%	0.15	34.2%	0.15	34.7%	0.15		
68.2%	0.30	68.4%	0.30	68.8%	0.30	68.5%	0.30		
86.7%	0.45	87.9%	0.45	88.1%	0.45	87.3%	0.45		
94.5%	0.60	96.1%	0.60	96.2%	0.60	95.3%	0.60		
97.8%	0.75	98.9%	0.75	98.9%	0.75	98.1%	0.75		
99.9%	1.32	100.0%	1.32	100.0%	1.32	99.6%	1.32		
<b>80.0%</b>	<b>0.38</b>	<b>80.0%</b>	<b>0.37</b>	<b>80.0%</b>	<b>0.37</b>	<b>80.0%</b>	<b>0.37</b>		

Un análisis de Correlación muestra que comparando los datos del análisis digital con el modelo de Kuz Ram Corregido se tiene  $r^2=0.9996$ , y para el modelo de la función Swebrec  $r^2=0.9995$ . Lo que demuestra la gran correlación de los datos de los modelos y los generados del análisis digital.



**Figura 4.23** Comparación del modelo de Kuz Ram corregido, los modelos de JKMR y el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec.

Los parámetros de diseño de malla, desarrolladas en el capítulo 4.6.1, están en función del diámetro de perforación, por lo que nos permite definir diferentes configuraciones de malla con la variación del diámetro de perforación.

Aplicando diferentes configuraciones de malla (por la variación del diámetro) en los modelos, como en el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec de tres parámetros, podemos determinar la distribución de tamaño de la roca fragmentada por voladura, el tamaño característico  $X_c$  y la producción por voladura para diferentes diámetros de perforación.

Sea modelado para diámetros de perforación desde 42mm a 82mm con una variación de 4mm.

El diseño de malla actual usado es de 46mm que son los datos base para el desarrollo de los modelos.

Ver anexo 3 donde se muestra los resultados de las simulaciones de los modelos de análisis de fragmentación de roca por voladura.

Tabla 4.14 Evaluación de la distribución de fragmentación para diferentes diámetros de perforación usando los modelos desarrollados.

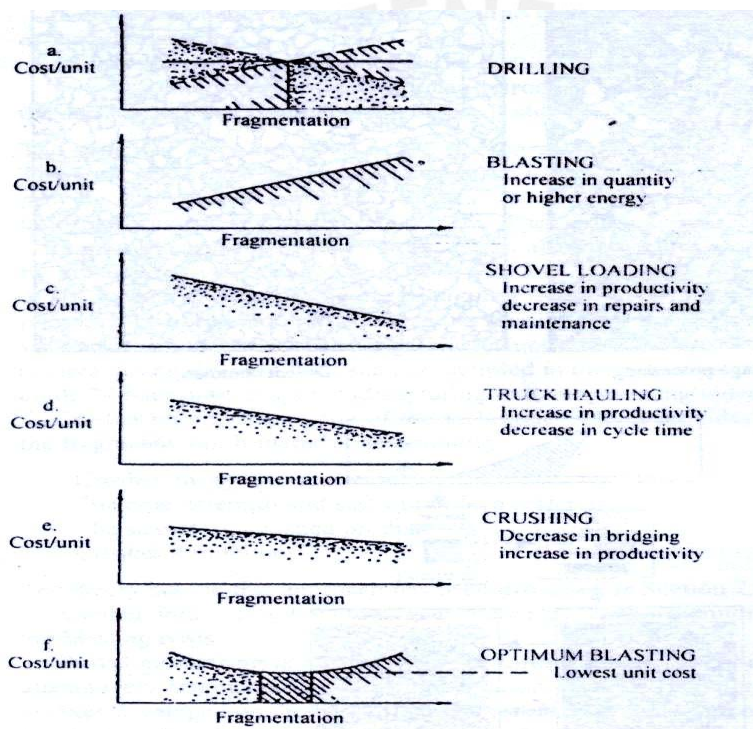
<b>EVALUACIÓN DE SIMULACION</b>		
Diámetro Taladro (mm)	Tamaño Característico (m)	Producción Tn/Vol
42.0	0.29	522
46.0	0.27	576
50.0	0.25	628
54.0	0.23	679
58.0	0.21	724
62.0	0.20	765
66.0	0.19	805
70.0	0.17	848
74.0	0.16	884
78.0	0.15	922
82.0	0.15	961
86.0	0.14	994
90.0	0.13	1,031
94.0	0.12	1,066
98.0	0.12	1,098
102.0	0.11	1,130
106.0	0.11	1,163
110.0	0.10	1,195
114.0	0.10	1,228
118.0	0.09	1,260
122.0	0.09	1,291
126.0	0.09	1,318
130.0	0.08	1,350

Cada diámetro de perforación con su configuración de diseño de malla produce una distribución de fragmentación particular (tamaño característico) y por consiguiente un nivel de producción, y cada nivel de producción establece diferentes periodos (vida) de operación teniendo en cuenta que se tienen unas reservas fijas para explotar.

<b>RESERVAS</b>	1,810,944	Toneladas
<b>VOLADURAS AL MES</b>	<b>24</b>	<b>VIDA MESES</b>
<b>ALTERNATIVA</b>	<b>TN / VOLADURA</b>	
1	576	131
2	628	120
3	679	111
4	724	104
5	765	99
6	805	94
7	848	89
8	884	85
9	922	82
10	961	79

Tabla 4.15 Vida del Proyecto para diferentes niveles de explotación.

Nuestro siguiente paso de evaluación, luego de haber determinado los niveles de producción bajo una distribución de la fragmentación, es determinar los costos unitarios de operación asociado a cada distribución granulométrica determinada. Hace más de 30 años MacKenzie (1966, 1967) presento sus ahora clásicas curvas conceptuales donde muestra la relación entre los costos unitarios de cada unidad de operación con el grado de fragmentación. En sus estudios se concluye que algunas unidades de operación incrementan sus costos con el incremento del grado de fragmentación mientras otras por el contrario disminuyen, de manera que la suma total de todas las unidades de operación dará forma a una curva donde se podrá determinar el mínimo costo por tonelada.



**Figura 4.24** Comportamiento de los costos unitarios vs. La fragmentación.

En el capítulo siguiente se estudia como influye la distribución de la fragmentación de la roca en los costos unitarios.

## 5. MODELO DE SIMULACIÓN DE LOS COSTOS UNITARIOS DE OPERACIÓN

### 5.1. ENFOQUE SISTÉMICO EN LA OPTIMIZACIÓN DEL CONSUMO DE ENERGÍA

Los compromisos medio ambientales vigentes actualmente conllevan al uso eficiente de la energía para la reducción de las emisiones, por ello el cambio de matriz energética conlleva a la práctica en cualquier nivel de la eficiencia energética.

Estudios realizados por Jack Eloranta (1996) muestran que el proceso de voladura tiene una eficiencia entre 15% a 30% sobre la eficiencia de la molienda 1% a 2%.

En el proceso de estimación de costes es de vital importancia identificar los principales costos representativos, en este sentido conviene recordar la denominada ley de Pareto, que establece que, en cualquier distribución global de conceptos que tiene un efecto variable sobre los costos, aproximadamente el 20% de los conceptos principales produce el 80% de los efectos totales sobre dichos costos.

Esto implica que no necesariamente, se tiene que tener identificado absolutamente todos los componentes de costes, más aun en evaluaciones de pre factibilidad, si bien es cierto que la precisión de la estimación se puede mejorar con la identificación de todos los costos, en realidad son unos pocos los que tienen una gran influencia. Bajo este esquema y con un enfoque sistémico los costos analizados y evaluados son de perforación, voladura, carguío, transporte, chancado y molienda.

En las operaciones mineras grandes, la energía puede llegar a ser el mayor costo de la operación y puede medirse en miles de dólares por mes o más. Pequeñas operaciones y/o canteras tendrán un costo menor, pero esto puede aun ser sustancial como un porcentaje del total del costo de la mina. Desde que los costos de energía asociados con el consumo de la energía eléctrica se incrementan en muchos sub procesos de la reducción de tamaño de la roca, y el costo de los combustibles han estado subiendo en todas partes, la gestión de la energía es una meta fundamental.

La energía consumida en conseguir una tonelada de mineral como un producto molido puede representarse como:

$$ET = ED+EB+EEX+EH+EC+EG$$

Donde:

ET = Total de energía consumida

ED= Energía usada en la perforación

EB= Energía consumida en la voladura

EEX= Energía consumida en la excavación del mineral

EH= Energía consumida en el transporte del mineral

EC= Energía usada en el chancado

EG= Energía usada en la molienda

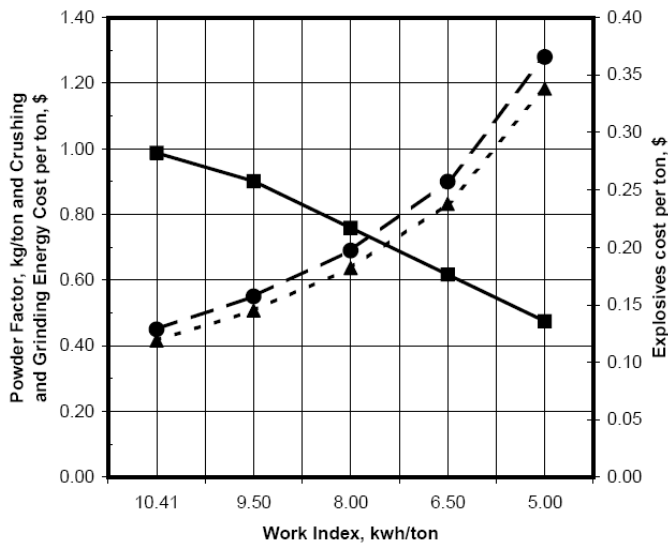
Para lograr una fragmentación fina, la energía usada en la perforación aumentará con diseños de malla más pequeños (menor espaciamiento y burden) e incrementara la longitud de perforación. El consumo de energía en la voladura se incrementara debido al alto factor de potencia y el uso mayor energía explosiva.

Así mismo, es probable que el uso de energía en la excavación y acarreo disminuya pues el material es más fácil de excavar y hay menos trozos de material de peso en la tolva del equipo de acarreo, significando mayor eficiencia y ahorros de transporte. El consumo de energía en el chancado y molienda también disminuirá con la fragmentación fina, debido a la posible formación de micro fracturas en la roca por el aumento del factor de potencia.

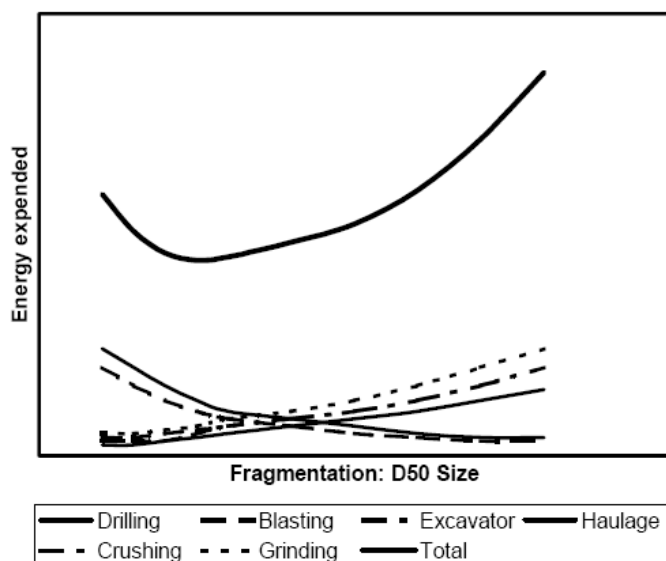
El incremento del Factor de Potencia reduce la resistencia de la roca ha ser fragmentada (Índice de Trabajo) y tiene el potencial de reducir los costos por la energía consumida. La figura 5.1 muestra el incremento del factor de potencia y la reducción del costo de energía en el chancado y molienda.

En el segundo eje-y a la derecha de la figura 5.1 se grafica la tendencia del aumento en costos del explosivo asociado con el índice de trabajo decreciente. También se observa en la figura 5.1 que la disminución en el costo de energía va con una disminución del índice de trabajo y el incremento en el factor de potencia se acelera. Esto es consistente con los resultados de investigación de Eloranta (1995) y por Paley y Kojovic (2001).

**Figura 5.1** Factor de Potencia y Costos de Energía de reducción.



La representación grafica del consumo de energía versus el tamaño del fragmento mostraran estas tendencias. Si la curva de la energía total es graficada, se puede esperar que hubiera un punto de consumo de energía mínimo y operando cerca de este punto se debe tener el desempeño a los mejores costos de operación. Entonces esto puede volverse la meta de fragmentación cuantitativa, la figura 5.2 es un diagrama idealizado de este concepto. Una variedad de estudios relacionados a los componentes de esta relación parecería apoyar este concepto. Para aquellos responsables de gestionar bajo este enfoque los requisitos de energía para cada sub proceso, es decir tener la habilidad de integrar la perforación, voladura y subsiguientes procesos tendrán un efecto importante en el desempeño eficaz del proceso global (mina-molienda).



**Figura 5.2** Consumo de energía en los procesos mina-molienda.

## 5.2. ECUACIÓN DE CONMINUCIÓN DE BOND PARA DETERMINAR LOS COSTOS DE VOLADURA, CHANCADO Y MOLIENDA

Es conocido que la energía necesaria para la fragmentación y conminución del mineral es grande. La reducción total, desarrollada en la operación desde su inicio podría ser de un gran tamaño de alimentación pasante de 40cm (15.8 pulgadas) hacia un tamaño de producto final de 0.053 a 0.45 mm. (0.270 a 0.325 pulgadas). Por lejos el más grande trabajo se realiza en la molienda en donde el tamaño original es reducido por un factor de 360. En el chancado primario es reducido por un factor de cuatro y en el chancado secundario por alrededor de cinco veces. Claramente cambios en la voladura reduciría los requerimientos de energía en la molienda y tendrán gran impacto en su desempeño. Mucha energía es requerida para realizar esto, y no es particularmente eficiente, gran parte de la energía entrante es desaparecida como cabeza, se ha estimado que la eficiencia de la molienda podría ser a lo mucho de uno por ciento (Hukki, 1975; Willis 1988).

El trabajo realizado por Jack Eloranta (1996) en aproximadamente 100 millones de toneladas procesadas, demuestran que en promedio la voladura mantiene una ventaja en los costos tanto como 3:1 sobre la molienda. Esto es una sorprendente noción considerando que la energía es más barata cuando es comprada como electricidad en la proporción de 5:1 que cuando es comprada como energía explosiva. Esta combinación sugiere que el proceso de la voladura tiene una eficiencia marginal de ventaja de 15:1 sobre la molienda. Estimaciones de 1% a 2% de eficiencia para la molienda y 15% a 30% para la voladura encajaría en este ratio.

La evaluación práctica de las operaciones de conminución requiere de una relación entre el trabajo de entrada requerida y la reducción de tamaño realizado y las relaciones usadas actualmente para evaluar esto han sido derivadas empíricamente y tienen una utilidad práctica considerable, a esta relación se la ha llamado la tercera teoría de conminución. Su base teórica, de que el trabajo de entrada varía como la eficaz longitud de la grieta producida en el fracturamiento, es científicamente cuestionable. El método de medición o estimación de la longitud de la grieta ha sido considerado como equivalente a la raíz cuadrada de la nueva superficie del área producida.

Así, la básica tercera teoría de conminución asume de que el trabajo de entrada por tonelada varía inversamente de la raíz cuadrada del diámetro de la partícula del producto menos la raíz cuadrada del diámetro de la partícula del alimento, el

efectivo diámetro esta en proporción del tamaño en micras del 80% pasante. Este 80% de tamaño pasante es fácilmente determinado por GGS (la ecuación de distribución de tamaño de Gates Gaudin Schuhmann) u otro sistema de cálculo de distribución como el modelo de Kuz Ram. Este modelo es bastante consistente, desde que su representación en escala log-log son usualmente aproximados e iguales en la predicción de la distribución de tamaños en la zona de gruesos.

El tamaño en micras del 80% del producto final pasante es llamado  $P_{80}$ , y el tamaño del 80% del pasante alimento es designado como  $F_{80}$ . El trabajo de entrada en Kilowatt-hora por tonelada corta de 2,000 lb. es designado como  $W$ . El índice de trabajo  $W_i$  es el parámetro que define la resistencia de la roca para ser reducido de tamaño bajo las condiciones de operación.  $W_i$  para la voladura esta definido como kilowatt-hora requerido para reducir una tonelada corta del teóricamente infinito alimento ( $F \rightarrow \infty$ ) a un 80% pasante de 100micras ( $P=100$ ).

$$W = 10.W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (5.1)$$

Donde:

$W$  = Entrada de trabajo, Kwh/ton

$W_i$  = Índice de trabajo de un tipo de roca específico, Kwh/ton

$P_{80}$  = 80% tamaño pasante del producto

$F_{80}$  = 80% tamaño pasante del alimento

Una de las razones para el uso de tercera teoría de conminución de Bond es que trabaja con el  $W_i$  que ha sido medido y reportado para muchas rocas.

Usando esta relación uno puede estudiar el trabajo de entrada requerida para diferentes tamaños de alimentación y el work index en los estados de conminución. Con tal de que se mantenga la consistencia de las tendencias en el consumo de la energía y los costos, esta relación será correcta y útil.

Nielsen (1996) ha hecho extensivo las pruebas de molienda en precondiciones de roca y ha demostrado los cambios en el índice de trabajo de Bond de casi 3 a 1.

La ecuación de Bond es una herramienta útil para comparar lo predicho con los valores actuales de energía requerida para cada paso de la conminución. La energía en el chancado y molienda son medidos en Kwh/lt (lt: long ton rock).

Características del explosivo granular en base a ANFO utilizado en la operación:

- Energía del Explosivo = 1003 cal/gr= 1003Kcal/Kgr<sub>Explosivo</sub>

- Fuerza Relativa en Peso (RWS) = 110%=1.10

Además:

1 Kcal. Produce (Genera) =  $1.163 \times 10^{-3}$  Kwh.

Entonces

$$Energia\left[\frac{Kwh}{Kgr_{Explosivo}}\right] = Energia\left[\frac{Kcal}{Kgr_{Explosivo}}\right][1.163 \times 10^{-3} \frac{Kwh}{Kcal}][RWS] \quad (5.2)$$

$$Energia\left[\frac{Kwh}{Kgr_{Explosivo}}\right] = [1003 \frac{Kcal}{Kgr_{Explosivo}}][1.163 \times 10^{-3} \frac{Kwh}{Kcal}][1.10]$$

$$Energia = 1.283 \frac{Kwh}{Kgr_{Explosivo}} \dots\dots\dots (a)$$

$$FactordePotencia = 0.58 \frac{Kgr_{Explosivo}}{LongTon} \dots\dots\dots (b)$$

Multiplicando a x b

$$EnergiaVoladura = 0.74 \frac{Kwh}{LongTon} \dots\dots\dots (i)$$

También

$$CostoExplosivo = 0.74 \frac{\$}{Kgr_{Explosivo}} \dots\dots\dots (c)$$

Dividiendo c / a

$$CostoEnergiaExplosiva = 0.576 \frac{\$}{Kwh} \dots\dots\dots (ii)$$

Multiplicando i x ii

$$CostoVoladura = 0.42 \frac{\$}{LongTon}$$

Así mismo la energía para la reducción de tamaño in situ al producto final (P80 del modelo de Kuz Ram) es conocida de la expresión (i), entonces el valor del índice de trabajo de Bond puede ser calculado. Este valor es el usado para estimar la energía requerida para cada paso: voladura, chancado y molienda. Ahora estos valores pueden ser comparados con la energía usada actual. La siguiente tabla resume el actual consumo de energía.

Tabla 5.1 Actual consumo de energía

	Actual KWH/LT	\$/KWH	\$/LT
<b>VOLADURA</b>	0.74	\$ 0.57	0.42
<b>CHANCADO</b>	1.95	\$ 0.10	0.19
<b>MOLIENDA</b>	0.0	\$0.10	0.0

Tabla 5.2 Resumen de cálculos

Costo Explosivo	0.74	\$/kgExp
1 Kcal =	1.163	watt hours
rws =	1.1	
Factor Potencia	0.58	KgExp/Ton
Energía Explosivo	1003	Cal/grExp
Energía Explosivo	1.28	kWh/KgExp
Energía Voladura	0.74	kWh/Long Ton

El valor de consumo de energía actual en el chancado es de 1.95 Kwh. /Ton

Resumiendo los cálculos de Bond y actual energía para la reducción de tamaño.

Tabla 5.3 Calculo de costos Voladura y Chancado

PROCESO	ALIMENTO F80 (mm)	PRODUCTO P80 (mm)	W(Calc) kWh/LT	W(Actual) kWh/LT	Eficiencia Aparente	COSTO \$/kWh	Wi \$/ Ton	Wi KWh/ST
Voladura	2100	378	0.74	0.74	100%	0.57	0.42	70.60
Chancado	378	6.35	1.95	1.95	100%	0.10	0.19	15.90
Molienda	6.35	6.35	0.00	0.00	0%	0.10	0.00	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>2100</b>	<b>6.35</b>	<b>2.69</b>	<b>2.69</b>			<b>0.61</b>	

Aplicando la ecuación de conminución de Bond en la voladura para reducir la roca de tamaño de bloque in situ de 2.1 metros a 37.8cm ( $37.8\text{cm} = k_{80}$  del modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec). Y posterior chancado de 37.8cm a 6.35 mm. ( $\frac{1}{4}$  de pulgada).

Debido a que la energía actual de consumo en el chancado es de 1.95 Kwh/Ton y dado que hay un balance de equivalencia entre la energía total calculada y actual, se ha determinado una variación del BWI de 70.60 Kwh/short ton para la roca intacta a 15.90 Kwh/short ton para el material de alimentación en el chancado, esto porque la voladura pre condiciona las propiedades de la roca es decir modifica la resistencia de la roca a la rotura, en este caso una reducción del 77%. Esto puede ser explicado por dos factores, primero; la roca (travertino) pierde en gran parte el comportamiento plástico cuando se presenta como material in-situ al ser reducido de tamaño por la voladura facilitando el procesado en el chancado,

segundo; el alto grado de factor de potencia utilizado afecta las propiedades de la roca, generando micro fracturas, facilitando en gran medida el trabajo en los posteriores procesos.

En conclusión podemos hallar y evaluar los costos en voladura, chancado y molienda para cualquier distribución de tamaño de alimentación en cada proceso, esta se determina por el modelo de distribución de de Kuz Ram Corregido, tamaño pasante del 80%,  $k_{80}$ , como alimento para el chancado o molienda. Ver anexo 4 de los resultados de los costos de voladura y chancado.

### 5.3. EVALUACIÓN DE LOS COSTOS DE CARGUIO Y TRANSPORTE

La distribución de tamaño de la roca volada define el grado de esponjamiento del material influyendo en la eficiencia de operación de los equipos de carga y transporte. Es así que los costos de carguio y transporte están directamente relacionados con la fragmentación del material y la forma de la pila después de la voladura haciendo que suba o baje el desempeño de los equipos. Para el material en estudio se tomo como el tamaño representativo de la voladura el  $k_{80}$  (80% de material pasante) y se determino por correlación exponencial la eficiencia asociado al esponjamiento del material, así podemos relacionar el costo de carguio y transporte con la fragmentación de la roca.

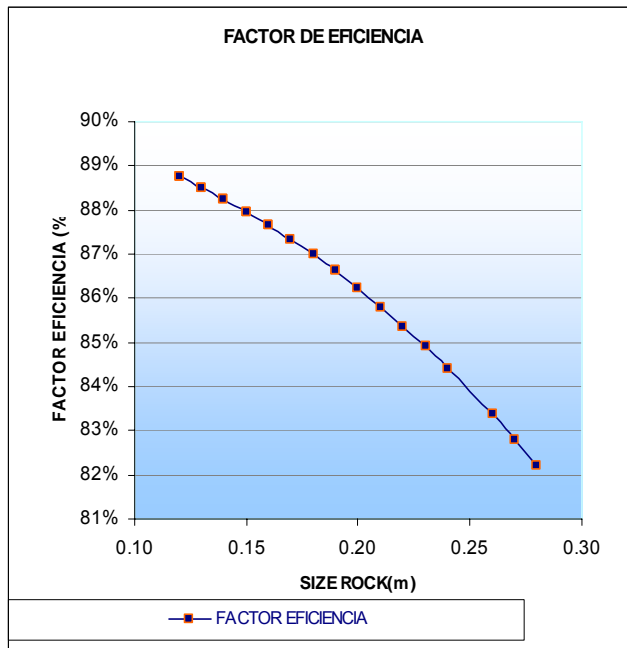
Para determinar la ecuación se evaluó la eficiencia para la situación actual  $K_{80}=0.38m$  y pruebas de voladuras donde se obtuvieron los tamaños  $K_{80}=0.15m$ ,  $K_{80}=0.12m$  y sus respectivos niveles de esponjamiento, así se obtuvo la ecuación 5.3:

$$Y(\%) = -120X^{2.15} + 90 \quad (5.3)$$

Donde

Y : Porcentaje de eficiencia (relacionado al esponjamiento)

X : Tamaño de material pasante al 80% (m)



**Figura 5.3** Curva de Eficiencia relacionado al factor de esponjamiento.

Con la relación de eficiencia de operación del material (nivel de esponjamiento) en función de la distribución de la roca fragmentada se puede determinar los costos de carguío y transporte considerando para esto:

FACTOR EFICIENCIA	
Tamaño K80 (m)	Eficiencia esponja (%)
0.28	82%
0.27	83%
0.26	83%
0.24	84%
0.23	85%
0.22	85%
0.21	86%
0.20	86%
0.19	87%
0.19	87%
0.18	87%
0.17	87%
0.16	88%
0.16	88%
0.15	88%
0.15	88%
0.14	88%
0.14	88%
0.13	89%
0.13	89%
0.12	89%
0.12	89%
0.12	89%

1. Los requerimientos de producción.
2. Características de la roca, evaluación de "Y" (ecuación 5.3).
3. Capacidad de los equipos de carga y descarga (m<sup>3</sup>).
4. Factores de costos en mantenimiento de los equipos.
5. Características de tramos de transporte, tiempo y distancia.

Para las condiciones iniciales de operación, diámetros de perforación de 46mm, tenemos:

**REQUERIMIENTOS DE PRODUCCION**

Producción mensual	13,824	ton/mes
días trabajados/mes	26	días/mes
Producción diaria	576	ton/día

**CARACTERISTICAS ROCA**

Tamaño Roca 80% Pasante	0.38	m
Densidad Roca	1.95	Tn/m3
Factor de Eficiencia	75.1%	

### CARACTERISTICAS DEL EQUIPO TRANSPORTE

Volquete Capacidad	12	m <sup>3</sup>
Consumo Combustible	0.20	Gln/Km
Ton/viaje	17.6	ton/viaje
viajes/día	30	

### FACTORES MANTENIMIENTO DEL EQUIPO DE TRANSPORTE

Precio Combustible	3.14	\$/Gln
Mantenimiento	0.11	\$/ Km
Chofer s/. día	18.46	\$/día

### CARACTERISTICAS DE LA VIA DE TRANSPORTE

Tramo ciclo	14	Km
Velocidad Ruta	30	Km/hora
Tiempo Transporte horas	0.47	horas/ciclo
Tiempo Transporte diario	6.8	horas/día

### CARACTERISTICAS DEL EQUIPO CARGA

Tiempo de carguio / palada	7.27	min/palada
Frecuencia de Carga	6	paladas/volquete
Capacidad Pala	3	yd <sup>3</sup>
Costo de Operación del Equipo	42.00	\$/hora

Para determinar el costo de carguio en función de su eficiencia por la distribución de la roca fragmentada por voladura usamos la siguiente ecuación:

$$c_1 = \frac{t_o}{(0.25 + E)(C \cdot \rho \cdot E)} \cdot c_2 \quad (5.4)$$

Donde:

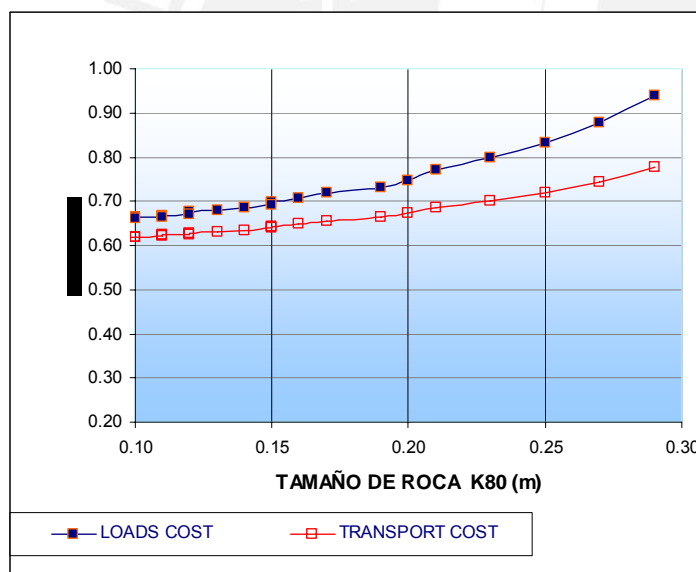
- $c_1$  : Costo de carguio por tonelada (\$/ Ton)
- $t_o$  : Tiempo de carguio (min. / Palada)
- $C$  : Capacidad de carguio (m<sup>3</sup>/palada)
- $\rho$  : Densidad del material de carguio (Ton/m<sup>3</sup>)
- $E$  : Factor de eficiencia (%)
- $c_2$  : Costo por hora (\$/ Hora)

Aplicando las ecuaciones (5.2) y (5.3) para determinar el costo de transporte y carguío tenemos un costo para el carguío de 0.88 \$ / Ton y un costo de transporte de 0.74 \$/ Ton para las condiciones iniciales de operación.

Dado que las ecuaciones para determinar los costos de carguío y transporte están en función de la eficiencia de operación del material la cual a su vez es función de la distribución de tamaños ( $k_{80}$ ), se puede determinar los costos para diferentes configuraciones de malla, es decir para diferentes diámetros de perforación y niveles de producción.

Para determinar el tamaño  $k_{80}$  de diferentes tipos de distribución de tamaño de roca (diferentes diámetros de perforación) evaluamos el modelo de KUZ RAM y para corroborar los resultados usamos los modelos de JKMRC o el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec ya determinados en el capítulo de análisis de distribución de tamaño de roca fragmentada por voladura.

La figura 5.3 muestra la curva de los costos de carguío y transporte en función de tamaño  $K_{80}$  (aplicando el modelo de Kuz Ram extendido con la función Swebrec) de la roca.



**Figura 5.4** Curva de los costos de carguío y transporte en función del  $K_{80}$

#### 5.4. ANALISIS DE LOS RESULTADOS Y TENDENCIAS DE LOS COSTOS UNITARIOS Y PRODUCCION

En el capítulo 4 se evaluó las diferentes distribuciones granulométricas para diferentes diámetros de perforación los cuales generan diferentes niveles de producción a un tamaño característico dado, ahora con las relaciones de los costos unitarios para la voladura, carguío, transporte y chancado se evaluara

cada nivel de producción con su respectiva distribución de tamaños de roca los cuales se muestran en el cuadro adjunto.

Tabla 5.4 Resumen Total de Costos de Operación.

EVALUATION SIMULATION			OPERATION COST (\$/Ton)				
Hole Diameter (mm)	Characteristic Size (m)	Production Tn/Vol	LOADS COST	TRANSPORT COST	BLASTING COST	CRUSHING COST	UNITARY COST
42.0	0.29	522	\$0.94	\$0.78	\$0.38	\$0.19	\$2.29
46.0	0.27	576	\$0.88	\$0.74	\$0.42	\$0.19	\$2.24
50.0	0.25	628	\$0.83	\$0.72	\$0.48	\$0.19	\$2.22
54.0	0.23	679	\$0.80	\$0.70	\$0.53	\$0.19	\$2.21
58.0	0.21	724	\$0.77	\$0.69	\$0.58	\$0.19	\$2.22
62.0	0.20	765	\$0.75	\$0.67	\$0.65	\$0.19	\$2.25
66.0	0.19	805	\$0.73	\$0.66	\$0.70	\$0.19	\$2.28
70.0	0.17	848	\$0.72	\$0.65	\$0.77	\$0.18	\$2.33
74.0	0.16	884	\$0.71	\$0.65	\$0.83	\$0.18	\$2.37
78.0	0.15	922	\$0.70	\$0.64	\$0.91	\$0.18	\$2.43
82.0	0.15	961	\$0.69	\$0.64	\$0.96	\$0.18	\$2.47
86.0	0.14	994	\$0.69	\$0.63	\$1.04	\$0.18	\$2.54
90.0	0.13	1,031	\$0.68	\$0.63	\$1.11	\$0.18	\$2.60
94.0	0.12	1,066	\$0.68	\$0.63	\$1.19	\$0.18	\$2.67
98.0	0.12	1,098	\$0.67	\$0.63	\$1.27	\$0.18	\$2.74
102.0	0.11	1,130	\$0.67	\$0.62	\$1.34	\$0.18	\$2.81
106.0	0.11	1,163	\$0.67	\$0.62	\$1.42	\$0.17	\$2.88
110.0	0.10	1,195	\$0.66	\$0.62	\$1.50	\$0.17	\$2.96
114.0	0.10	1,228	\$0.66	\$0.62	\$1.58	\$0.17	\$3.03
118.0	0.09	1,260	\$0.66	\$0.62	\$1.68	\$0.17	\$3.12
122.0	0.09	1,291	\$0.66	\$0.61	\$1.75	\$0.17	\$3.19
126.0	0.09	1,318	\$0.66	\$0.61	\$1.84	\$0.17	\$3.28
130.0	0.08	1,350	\$0.65	\$0.61	\$1.94	\$0.17	\$3.38

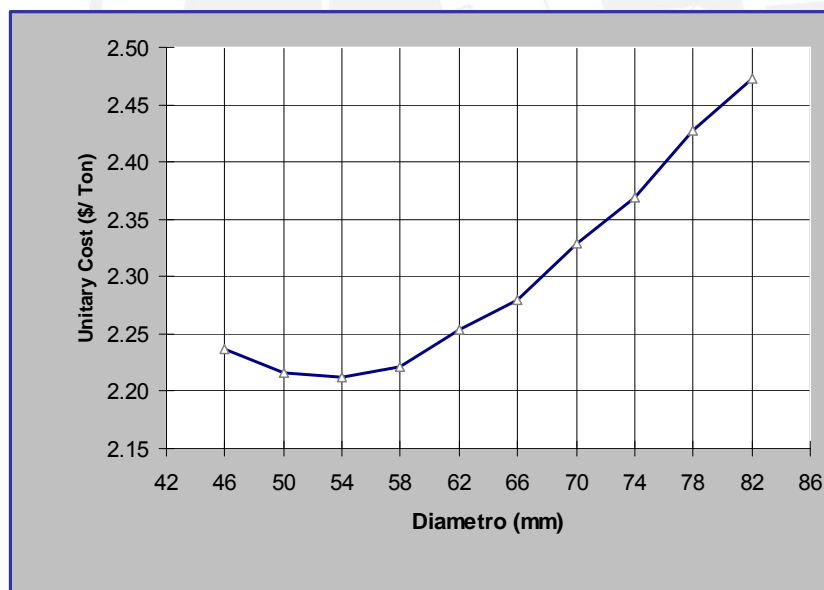


Figura 5.5 Curva de Costos Unitarios Total para diferentes diámetros de perforación (Diferentes Distribuciones de Fragmentación).

Se observa en la grafica de diámetro vs. Costo unitario que existe un costo mínimo para una distribución en particular la cual corresponde a un diámetro de perforación de 54mm con un costo mínimo de \$2.21/ton, un tamaño característico de 0.23 metros y una producción por voladura de 679 ton/voladura. A continuación veremos el modelo que nos permitirá evaluar el aspecto financiero.

## 6. MODELO DE SIMULACION INDICES DE RENTABILIDAD DEL PROYECTO

El objetivo central de cualquier negocio es aumentar el ratio de retorno de la inversión, o en simples términos incrementar la ganancia, en la industria minera la ganancia se obtiene por tonelada de mineral y es la diferencia entre el precio de venta como último producto (Ingresos) y el coste para producirlo. La ganancia total puede estimarse como:

$$\text{Ganancia} = \text{Ingresos} - \text{Costo Operación} - \text{Costo Fijo} \quad (6.1)$$

Donde:

Ingresos = Valor Unitario x Rendimiento Procesamiento

Valor Unitario =  $(\text{Grado} \times \text{Recuperación} \times \text{Precio Unitario}) / (1 + \text{Dilución})$

Costo Operación = Costo Unitario Operación x Rendimiento Procesamiento

Costo Unitario Oper. = Costo Unitario de (Perforación + Voladura + Carguío + Transporte + Chancado + Molienda + Liberación)

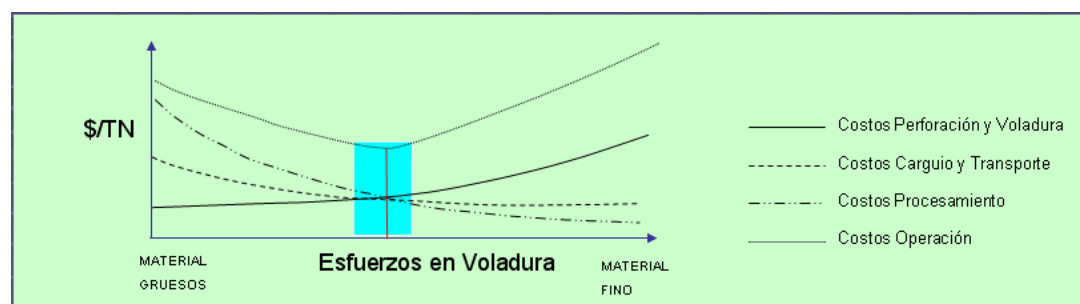
Costo Fijo = Costo Capital de la propiedad de equipos y Gastos Generales

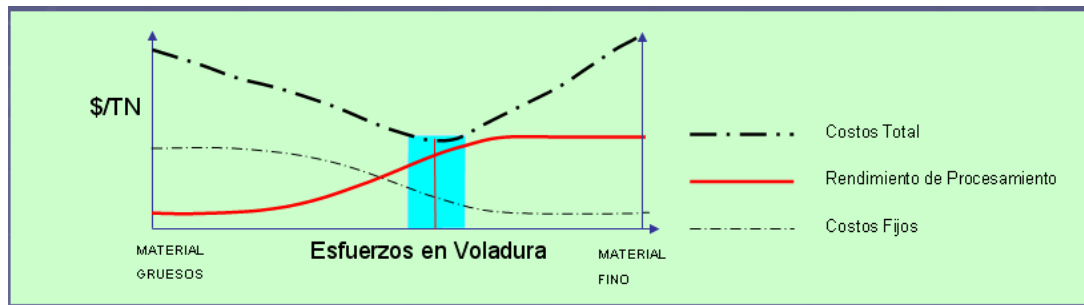
Dependiendo de la naturaleza de la operación, los resultados de la voladura pueden tener un grado de influencia en la variación de los ingresos y los costos de operación. En esta parte se introduce un acercamiento en donde se evaluará la influencia de los resultados de la voladura en:

- Costos de procesamiento (chancado, molienda y liberación)
- Producción y precio (ingreso y costos de operación)
- Ganancia

La Figura 6.1 muestra el comportamiento de los costos unitarios de operación de acuerdo se obtenga mayor o menor cantidad de material fino o grueso de una voladura, se tienen en cuenta para la determinar los esfuerzos de la voladura óptima todos los costos relevantes de la operación mina molienda.

**Figura 6.1** Esfuerzos en voladura vs. Costos de Operación total.





**Figura 6.2** Curva del Costo Total y Rendimiento de Procesamiento vs. Esfuerzos en voladura

La rentabilidad de una operación puede ser mejorada o aumentando los ingresos o por disminuir el costos o ambos. El costo tiene dos componentes.

1. Costos de operación o costos variables
2. Costos fijos.

Los costos de operación o variables tal como explosivos, piezas de perforación, combustibles, químicos de flotación etc., están en función del ratio de producción. Sin embargo, el costo de capital en equipos y de algunas formas de labor son fijos e independientes de la producción. Por ejemplo, el costo financiero para conseguir el capital de los equipos como las palas y los molinos SAG permanecerán igual así la producción este por debajo o por encima de sus ratios de capacidad.

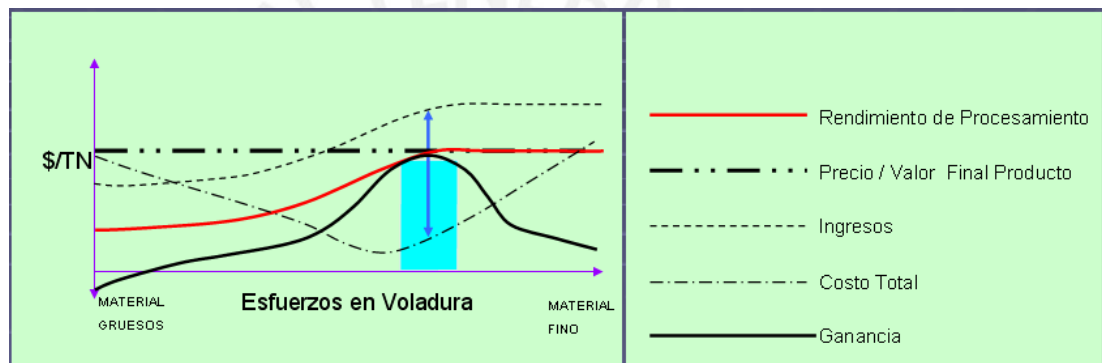
Varios trabajos realizados por investigadores han mostrado que la eficiencia de los procesos subsiguientes (específicamente del chancado y molienda) esta influenciada por las mejoras en voladura (Kanchibotla et. al. 1998, Kojovic et. al. 1998, Floyd 1998, Simkus y Dance 1998, Scott et. al. 1999, Nielsen 1999 y Grundstrom et. al. 2001). Usualmente los costos de chancado y molienda decrece con el incremento de los esfuerzos en voladura. Similarmente para un capital dado de inversión (o equipo) el rendimiento de la producción aumenta hasta cierto punto con el incremento en los esfuerzos de voladura, más allá del cual un capital adicional es requerido para un futuro incremento en el rendimiento de producción. Por tanto, los costos fijos decrecen con el incremento de los esfuerzos en voladura hasta cierto punto y luego se mantienen constantes ver Figura 6.2.

El costo total unitario es la suma de los costos unitarios de operación (o variables) y los costos fijos. Como muestra la figura 6.1, los esfuerzos en voladura necesarios para lograr el mínimo costo unitario de operación independiente de cada unidad no necesariamente resultan en un mínimo costo unitario total. Incluso los esfuerzos de voladura que causa el más bajo costo unitario total podría no ser

el óptimo porque la componente del ingreso de la ecuación de rentabilidad (6.1) no es considerada.

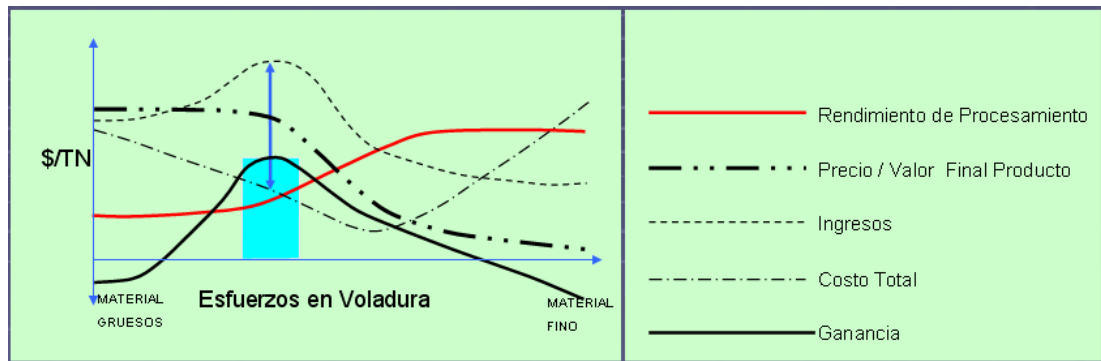
La influencia de los esfuerzos de voladura en el lado de los ingresos de la ecuación de rentabilidad para diferentes escenarios en la industria minera es mostrada en las figuras: 6.3, 6.4 y 6.5.

- **La figura 6.3** representa un escenario donde el precio / valor del producto final no es influenciado por los esfuerzos de voladura (por ejemplo metales base y preciosos) por tanto, los ingresos pueden ser incrementados solo por incremento de la producción. El óptimo esfuerzo en voladura cae en tal escenario en la zona donde la producción alcance el máximo con un mínimo costo total. Esto no necesariamente se logra en el mínimo costo total.



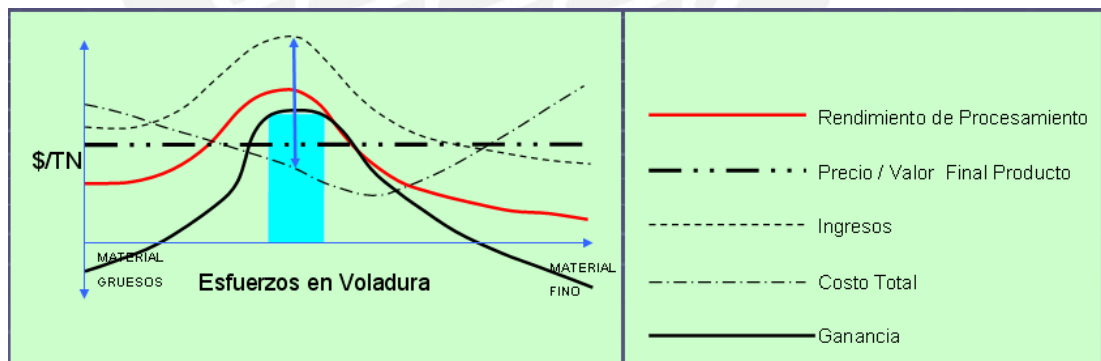
**Figura 6.3**

- **La figura 6.4** representa un escenario donde el precio / valor del producto final vendible es afectado por la voladura. Por ejemplo en la industria del mineral del hierro, el mineral de hierro natural ordena un premio sobre los finos y generalmente superiores esfuerzos de voladura incrementa los finos (Kojovic et. al. 1998). Similarmente en voladura del carbón y en la minería de agregados el valor del producto final es una función de la distribución de tamaño, que es influenciado por los esfuerzos en voladura. En este escenario el total de los ingresos es una función del precio del producto final / valor y la producción. Esto es porque la forma de la grafica del ingreso en este escenario (Figura 6.4) es diferente a la grafica del ingreso mostrada en la Figura 6.3. En este escenario el máximo ingreso es usualmente logrado en una zona donde el valor del producto final / precio es relativamente alto y el rendimiento de procesamiento inicia una tendencia hacia arriba. El óptimo esfuerzo en voladura en este escenario cae en la zona donde la diferencia entre los ingresos y costos es máxima y positiva.



**Figura 6.4**

• La figura 6.5 representa el escenario donde el precio del producto final es constante pero la recuperación o el rendimiento de procesamiento del producto final incrementa con el aumento de los esfuerzos en voladura hasta cierto punto y luego cae con posteriores incrementos en los esfuerzos de voladura. Por ejemplo en las operaciones de pilas de lixiviación la recuperación del producto final se incrementa con la mejora de la fragmentación (o esfuerzos en voladura) hasta cierto punto, y que alguna mejora futura en la fragmentación (excesivos finos) puede llevar a bajar la recuperación. Similarmente en tajos abiertos de carbón operado con draglines y equipos pesados por el movimiento se reduce la recuperación del carbón. En tal escenario hay una zona de voladura donde la recuperación (o ingresos) pueden ser maximizados con mínimo costo. Sin embargo la óptima voladura debería ser la zona donde la diferencia entre los ingresos y costos es máxima y positiva.



**Figura 6.5**

En el pasado cinco o seis años, muchos estudios de campo y simulaciones matemáticas fueron conducidos para investigar el impacto de la voladura en la rentabilidad del conjunto de la operación minera (Kanchibotla et. al. 1998, Kojovic et. al. 1998, Kanchibotla et. al. 1999 y Grundstrom et. al. 2001). El estudio de tesis muestra el potencial beneficio de optimizar la voladura bajo un enfoque de incrementar la rentabilidad global en vez de que simplemente minimizar los costos de perforación y voladura por tonelada de roca volada.

Los proyectos de inversión se configuran dentro de las empresas como sistemas de flujos de fondos. El movimiento de estos fondos o modelo económico constituye la base de la evaluación económica de los proyectos de inversión. Dicho movimiento, a su vez, se basa en un conjunto de previsiones relativas al mercado, producción, precios, costes, amortizaciones e impuesto. En la medida en la que estos estudios se ajusten a la realidad, el modelo económico previsto será más fiable y la evaluación económica será válida.

El programa de inversiones es una consecuencia del planeamiento. El planeamiento mensual o anual tiene por objetivo priorizar las inversiones que están orientadas a mejorar los resultados operativos y que impactan positivamente en el flujo de caja.

### **6.1. REQUERIMIENTO DEL CAPITAL DE INVERSIÓN Y LA ESTRUCTURA DE FINANCIAMIENTO**

Las inversiones tienen dos componentes principales: una parte de capital fijo y otra de parte de capital circulante.

Los costes de capital fijo se refieren a los fondos necesarios para la adquisición de terrenos, maquinarias, edificios, instalaciones, etc.

El capital circulante representa el dinero necesario para comenzar la operación y asumir las obligaciones subsiguientes durante la puesta en marcha del proyecto.

O'Hara (1980) recomienda que el capital circulante sea equivalente a los costes de operación estimados de cuatro meses, sobre una base de producción completa. Un método alternativo al anterior es considerar el circulante como un porcentaje de los ingresos anuales por ventas, el valor que se maneja es del orden del 30%. Otro procedimiento se basa en estimar el capital circulante necesario como un porcentaje de la inversión de capital fijo. Normalmente, oscila entre un 10% y un 20% siendo razonable un valor medio del 15%.

Se suele suponer que el capital circulante se establece al comienzo del proyecto y se recupera al final de la vida del mismo.

En este trabajo de tesis se considera la compra de equipos de perforación, que permitan mayor diámetro de taladro, y construcción de estructuras en la planta de chancado que permitan el incremento de producción.

Cuando se tiene el valor de un equipo o una planta se puede usar un factor exponencial para hacer correcciones por tamaño. Uno de estos exponentes es 0.6 y es denominado el "factor seis decimos", aunque es posible aplicar tal factor a toda una planta, se debe tener mucho cuidado a las situaciones diferentes como

infraestructuras, las economías a escala forman la base del modelo de dimensionamiento exponencial. Ecuación 6.2.

$$I = I_C \left[ \frac{Q_R}{Q_C} \right]^{0.6} \quad (6.2)$$

Donde:

I : Inversión en equipos a determinar

I<sub>c</sub> : Inversión Conocida

Q<sub>r</sub> : Capacidad Requerida

Q<sub>c</sub> : Capacidad Conocida

La planta actual instalada bordeó una inversión de \$ 85,500.00. Para los sucesivos incrementos de producción se requiere una inversión (=Capital Fijo + Capital Circulante) mostrada en el tabla 6.1.

Tabla 6.1 Inversión Requerida.

OPCION	DIAMETRO DE PERFORACION	INCREMENTO PRODUCCION	INVERSION REQUERIDA
1	46.0	0%	\$0 (Sin Proyecto)
2	50.0	9%	\$124,029
3	54.0	18%	\$131,457
4	58.0	26%	\$138,202
5	62.0	33%	\$144,516
6	66.0	40%	\$150,735
7	70.0	47%	\$158,003
8	74.0	53%	\$164,197
9	78.0	60%	\$170,530
10	82.0	67%	\$176,943

Los periodos de depreciación para los equipos son de doce años.

Para el financiamiento se considera un interés bancario nominal (incluye la inflación) el préstamo bancario es del 60% de la inversión.

Tabla 6.2 Estructura de Financiamiento.

INTERES BANCARIO NOMINAL (mensual) Kd	0.74%	Fuente BCR
PLAZO DE GRACIA	1	Año
PLAZO DE REPAGO	4	Años
COSTO DE OPORTUNIDAD DE LA EMPRESA (ka)	1.20%	Mensual
PLAZO DE DEUDA	5	Años
<b>ESTRUTURA DE INVERSIÓN</b>		
PRÉSTAMO BANCARIO	60%	
APORTE PROPIO	40%	

## 6.2. ESTRUCTURA DE INGRESOS Y EGRESOS, ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS

El esquema utilizado para la determinación de los ingresos, egresos y el estado de ganancias y perdidas se muestra en las siguientes tablas.

Tabla 6.3 Estructura de Egresos

COSTO DE CARGA	\$12,137
COSTO DE TRANSPORTE	\$10,289
COSTO DE VOLADURA	\$5,860
COSTO DE CHANCADO	\$2,642
<b>Total Costo de Producción</b>	<b>\$30,928</b>
Gastos Administrativos	\$1,200
Gastos de Mantenimiento	\$600
Gastos Financieros	\$0
<b>Total de Gastos</b>	<b>\$1,800</b>

Tabla 6.4 Estructura de Ingresos

<b>INGRESOS</b>		
PRODUCCIÓN MATERIAL A	Tn/mes	13,824
PRODUCCIÓN SUB PRODUCTOS		
PRECIO DE VENTA	\$/ton	4.38
INGRESOS POR LA VENTA MATERIAL A		\$60,562
INGRESO SUB PRODUCTOS		
<b>TOTAL INGRESOS</b>		<b>\$60,562</b>

Tabla 6.5 Estado de Ganancias y Pérdidas

<b>VENTAS</b>		<b>\$60,562</b>
Costo de producción		\$30,928
Depreciación de equipos, obras mineras y civiles		\$0
<b>UTILIDAD BRUTA</b>		<b>\$29,635</b>
Intangibles		\$0
Regalías	0%	\$0
Gastos administrativos		\$1,200
Gastos de mantenimiento		\$600
<b>UTILIDAD OPERATIVA</b>		<b>\$27,835</b>
Gastos financieros		\$0
<b>UTILIDAD DESPUES DE FINANC.</b>		<b>\$27,835</b>
Remuneración al Directorio	0%	\$0
Participación trabajadores	0%	\$0
<b>UTILIDAD IMPONIBLE</b>		<b>\$27,835</b>
Impuesto a la renta	30%	\$8,350
<b>UTILIDAD NETA</b>		<b>\$19,484</b>

El esquema mostrado en las tablas 6.3, 6.4, 6.5 son para la operación sin proyecto (diámetro 46mm, tamaño característico de la roca volada  $X_c=0.29m$ ), por lo tanto no hay gastos financieros.

Este esquema de trabajo se debe utilizar para determinar el flujo de caja para los diferentes niveles de producción ya determinados Tabla 5.4. Donde se determinara la Inversión requerida, el servicio de deuda, gastos financieros y depreciación de los equipos.

### **6.3. ELABORACION DEL FLUJO DE CAJA ECONOMICO Y FINANCIERO**

Es importante la correcta presentación de un proyecto minero para poder acceder al financiamiento de una institución bancaria, es decir la elaboración del estudio de factibilidad que demuestre la viabilidad del proyecto.

Un de los puntos que necesariamente debe contener el estudio de pre-factibilidad o factibilidad son las proyecciones económicas financieras, que asegure al banco que el proyecto puede repagar el préstamo concedido.

Cuando se habla de proyecciones económicas financieras nos podemos referir a proyectar con cierto grado de certeza al Estado de Ganancias y Pérdidas, Balance General, Flujo de Fondos y Flujo de Caja del proyecto.

Sin embargo, la proyección más relevante es el Flujo de Caja.

El Flujo de Caja del proyecto es importante tanto para el banco que prestará sus recursos y para el inversionista; ya que por un lado permite saber si el proyecto podrá permitir repagar el crédito (para el banquero) y por otro conocer la rentabilidad del proyecto a fin de que el inversionista decida poner su dinero en el proyecto ó en otro negocio que le brinde mayores beneficios.

La elaboración de un flujo de caja, debe partir de identificar claramente los supuestos que permitan elaborar sin dificultad los Ingresos y Egresos ligados exclusivamente al proyecto.

Para el caso de un proyecto minero es indispensable haber definido previamente los aspectos siguientes:

- a) Cuantificación de las Reservas, que permitirá definir el horizonte del proyecto.
- b) La capacidad de producción en cada proyecto, así como los días de operación mensual o anual.
- c) Las inversiones necesarias, para la capacidad de producción. Estas inversiones deben contemplar la adquisición de activos fijos (equipos de mina y planta) y el capital de trabajo necesarios para la operación.

- d) Para calcular los ingresos por ventas de minerales, es necesario haber definido con la mayor certeza posible, la ley de explotación la recuperación metalúrgica y el precio del mineral. Aquí es importante mencionar, que dado que un proyecto minero contempla un periodo de duración largo debe considerarse para el horizonte del proyecto un precio de mineral que refleje su comportamiento futuro y no necesariamente el precio actual, que podría sobreestimar ó subestimar el proyecto.
- e) Los egresos del proyecto se elaboran en base a la definición de los costos de producción y gastos administrativos y de ventas. Los costos de producción comprenden los costos de explotación, de tratamiento y de servicios auxiliares; en tanto que los gastos y de ventas son todos aquellos necesarios para la realización comercial del mineral. Otros egresos del proyecto, lo constituyen el pago de impuestos. Para el cálculo se requiere elaborar el Estado de Ganancias y Pérdidas del proyecto; dado que los impuestos se ven afectados según el método de depreciación que se considere para los activos fijos.
- f) También, es necesario definir la estructura de inversión del proyecto; es decir, qué porcentaje de la inversión total será financiada con recursos propios y qué porcentaje con préstamo.
- g) Finalmente, es necesario identificar las condiciones financieras del préstamo (tasa de interés, plazo total, plazo de gracia y forma de pago), a fin de elaborar el cronograma de servicio de deuda. El servicio de la deuda contiene dos componentes, la amortización del principal y los gastos financieros (Intereses) y ambos son relevantes en los egresos del proyecto.

Las condiciones Financieras deberán adecuarse al flujo de caja del proyecto, de tal forma que se pueda repagar los préstamos sin contratiempos.

Existen dos tipos de flujo de caja:

- Flujo de caja económico, que muestra los beneficios netos del proyecto si éste estuviese financiado totalmente con capital propio, es decir, muestra los beneficios del proyecto en si.
- Flujo de caja financiero, que muestra los beneficios netos del proyecto incluyendo tanto el capital propio como aquel financiado por terceras personas, generalmente instituciones financieras.

## FLUJO DE CAJA ECONÓMICO

### **INGRESOS**

Ventas  
Recuperado del capital de trabajo  
Valor residual de activos

---

### **TOTAL DE INGRESOS**

### **EGRESOS**

Inversión  
Costo de producción  
Gastos Adm.  
Gastos de Mantenimiento  
Impuestos  
Regalías

---

### **TOTAL DE EGRESOS**

Tabla 6.6 Estructura utilizada para  
determinar el Flujo de caja Económico y  
Financiero.

## FLUJO DE CAJA FINANCIERO

### **INGRESOS**

Préstamos  
Ventas  
Recuperado del capital de trabajo  
Valor residual de activos

---

### **TOTAL DE INGRESOS**

### **EGRESOS**

Inversión  
Costo de producción  
Gastos Adm.  
Gastos de Mantenimiento

### **Amortización**

### **Gastos Financieros**

Impuestos  
Regalías

---

### **TOTAL DE EGRESOS**

## **6.4. ESQUEMA DE EVALUACION DEL PROYECTO DE INVERSIÓN**

Para realizar la evaluación de un proyecto de inversión es necesario utilizar diversos criterios que permitan conocer las ventajas y desventajas que se obtendrían de realizar la inversión. Estos criterios son los indicadores o índices de rentabilidad, que hacen posible determinar la rentabilidad de un proyecto a partir del flujo de caja proyectado.

Cada uno de los indicadores de rentabilidad presenta ventajas y desventajas. Por lo tanto, es recomendable que un inversionista utilice dos o más de ellos antes de tomar una decisión respecto al proyecto que esta evaluando. En este caso usaremos el Valor Presente Neto VPN o Valor Actual Neto VAN y la Tasa Interna de Retorno TIR para evaluar el proyecto.

### **El Valor Actual Neto (VAN)**

El valor actual neto (VAN), también conocido como el valor presente neto (VPN), es el valor actual de los beneficios netos que genera el proyecto. Así, "mide, en moneda de hoy, cuánto más rico es el inversionista si realiza el proyecto en vez de colocar su dinero en la actividad que tiene como rentabilidad la tasa de descuento". La tasa con la que se descuenta de VAN representa el costo de oportunidad del capital (COK), que es la rentabilidad que estaría ganando el

dinero de utilizarlo en la mejor alternativa de inversión. El COK representa, en cierta medida, un costo adicional a cualquier proyecto (que se encuentra incluido en el flujo de caja) pues castiga (disminuye) los beneficios y los costos futuros debido al tiempo que tiene que transcurrir para que se hagan efectivos.

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{BN_t}{(1+i)^t} - I_o \quad (6.3)$$

Donde:

$BN_t$  : Beneficios netos del período (t).

$i$  : Tasa de descuento (tasa de interés o costo de oportunidad del capital)

$I_o$  : Inversión en el proyecto.

$n$  : Vida útil del proyecto.

Para poder evaluar el VAN se debe antes elaborar el flujo de caja del proyecto (ver Capítulo 6.3), y utilizando los beneficios netos del flujo se determina el VAN. La realización o no de un proyecto dependerá entre otros factores del valor que se obtenga del VAN. Así, un proyecto debe ser aceptado cuando su VAN sea mayor que cero y debe ser rechazado cuando éste sea menor que cero.

- a)  $VAN > 0$ . Si el VAN es mayor que cero es recomendable realizar la inversión en el proyecto analizado. Un valor mayor a cero indica que se obtendrá una ganancia respecto a la inversión en la mejor alternativa.
- b)  $VAN = 0$ . Si el valor actual neto es igual a cero, para el inversionista es indiferente realizar la inversión en el proyecto u optar por la mejor alternativa.
- c)  $VAN < 0$ . Si el valor actual neto es menor que cero, el proyecto no resultará mejor que su alternativa, por lo que el inversionista deberá decidir no llevar a cabo.

A partir de estos flujos podemos calcular dos tipos de VAN, el económico y financiero.

- El valor actual neto económico, también conocido como el valor presente neto económico, mide la rentabilidad del proyecto para la empresa y los accionistas a través de la actualización de los flujos netos económicos con la tasa de descuento o factor de actualización. Este indicador se utiliza para calcular cuando más rico es el inversionista al realizar este proyecto respecto a la mejor alternativa, si utilizara sólo capital propio para financiarlo. De esta manera, se elimina el efecto del financiamiento del mismo.

$$VAN_E = \sum_{t=0}^n \frac{BN_t}{(1 + K^*)^t} - I_o \quad (6.4)$$

$$K^* = Kd \cdot \frac{D}{I} (1 - T) + Ko \cdot \frac{A}{I} \quad (6.5)$$

Donde

$K^*$  : Costo Ponderado de Oportunidad de Capital

$Kd$  : Costo de las fuentes de financiamiento

$Ko$  : Costo de oportunidad

$I_o$  : Recursos totales requeridos por la empresa o monto total de la inversión =  $D+A$

$D$  : Parte de los recursos totales requeridos por la empresa que son financiados con préstamos

$A$  : Parte de los recursos totales requeridos por la empresa que son financiados con recursos de la empresa

$T$  : Impuesto a la Renta

- El valor actual neto financiero, mide el valor del proyecto para los accionistas, tomando en cuenta las modalidades para la obtención y pago de los préstamos otorgados por las entidades bancarias o los proveedores. Considerando la distribución de los dividendos al final de la vida útil del proyecto, sólo si el inversionista no pide ningún préstamo, el valor actual económico será igual al financiero. De lo contrario (cuando el inversionista recurre a capital prestado) serán diferentes porque además de pagar el préstamo, existirán gastos financieros que deben ser tomados en cuenta para el cálculo.

El valor actual neto financiero (valor presente neto financiero) se define como la sumatoria del valor actualizado de los flujos netos financieros del proyecto a una tasa de descuento durante los años de vida útil.

$$VAN_F = \sum_{t=0}^n \frac{BN_t}{(1 + K_o)^t} - I_o \quad (6.6)$$

Donde:

$Ko = \text{Costo.de.Oportunidad}$

## Tasa Interna de Retorno (TIR)

La tasa interna de retorno es una tasa porcentual que indica la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en el proyecto.

Dada la definición de la TIR, resulta obvio que si el costo de oportunidad del capital fuera de la misma magnitud, el inversionista sería indiferente entre invertir en el proyecto o en la mejor alternativa. Podemos traducir esto en una expresión matemática que muestra, precisamente, que la TIR es aquella que, utilizada como tasa de descuento, genera un VAN = 0.

$$VAN = -Inversion + \frac{FC_1}{1 + \text{tasa\_de\_descuento}} = 0 \quad (6.7)$$

Sin embargo, las definiciones desarrolladas se basan en un proyecto que dura sólo un año. El problema surge cuando se desea hallar la rentabilidad de un proyecto duradero; es decir, cuando éste generará más de un flujo en el tiempo. No existe una manera totalmente satisfactoria de medir la rentabilidad, por lo que se usa la mejor disponible que es la tasa interna de retorno TIR.

Matemáticamente, se expresa de la siguiente manera:

$$\sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1 + TIR)^t} - I_o = 0 \quad (6.8)$$

Donde

$B_t$  : Beneficio Total

$C_t$  : Costo Total

$I_o$  : Recursos totales requeridos por la empresa o Inversión

$n$  : Vida del Proyecto

El criterio de decisión para la TIR consiste en aceptar un proyecto cuando éste tenga una TIR mayor al costo de oportunidad del capital (COK); es decir, cuando la rentabilidad que obtenga el capital en el proyecto sea mayor que la ofrecida por la mejor alternativa. De manera similar al caso del VAN, tenemos tres intervalos relevantes.

- a)  $TIR > COK$ . Si la tasa interna de retorno es mayor al costo de oportunidad del capital, el rendimiento sobre el capital que el proyecto genera es superior al mínimo aceptable para la realización de un proyecto. Entonces, el proyecto debería ser aceptado.
- b)  $TIR = COK$ . Si la TIR es igual al costo de oportunidad del capital, el rendimiento sobre el capital que el proyecto genera es igual al interés que recibiría al invertir dicho capital en la mejor alternativa. Por lo tanto, para el inversionista es indiferente entre invertir en el proyecto o en la mejor alternativa de inversión, pues ambos le generan igual rentabilidad.
- c)  $TIR < COK$ . Si la TIR es menor al costo de oportunidad del capital el proyecto se rechaza pues su rendimiento es menor al de la mejor alternativa posible.

Para entender mejor la TIR, ésta puede ser interpretada como el máximo costo al cual un inversionista podría tomar prestado dinero para financiar la totalidad de un proyecto y ser capaz de repagar tanto el capital como los intereses del financiamiento con su producción, sin perder dinero. Es necesario tener en cuenta que la TIR sólo considera la rentabilidad del dinero invertido en el proyecto que permanece dentro del mismo y no aquellos flujos de efectivo que el inversionista saca del proyecto. Estos últimos podrían ser invertidos en alguna alternativa donde alcanzarían cierta rentabilidad que no incluye la TIR.

Esto puede generar ciertas contradicciones entre el VAN y la TIR, y podría llevar al inversionista a escoger un proyecto que no representa su mejor alternativa. Esto ocurre porque la TIR mide la rentabilidad promedio del proyecto (el promedio de las tasas de retorno de todos los años que dura el proyecto) y el VAN mide la rentabilidad del inversionista, que no sólo incluye la rentabilidad del proyecto mismo, sino también la que se obtendría en la mejor alternativa (costo de oportunidad).

La tasa interna de retorno económico, o tasa interna de recuperación económica, es la tasa que genera un valor actual neto económico igual a cero. Este indicador representa la rentabilidad promedio de todo el capital invertido, considerándolo íntegramente como capital propio. Para hallarla se utiliza únicamente el flujo de caja económico. De esta manera, brinda la rentabilidad propia del proyecto sin tener en cuenta el financiamiento utilizado.

La tasa interna de retorno financiera, o tasa financiera de rendimiento de un proyecto, es la tasa que produce un valor actual neto financiero igual a cero. Para calcularla se utiliza el flujo de caja financiero. Es un indicador que refleja la eficiencia financiera de un proyecto a lo largo de su vida útil, considerando el

servicio de la deuda y la distribución de los dividendos. Esta tasa de retorno muestra la rentabilidad del capital cuando parte o la totalidad del mismo ha sido financiado por fuentes externas al inversionista.

La diferencia entre VAN y TIR radica principalmente en que el VAN mide la rentabilidad que obtiene el inversionista, mientras que la TIR mide la rentabilidad del negocio por lo que no considera en su análisis los flujos netos que salen del mismo. Estos flujos, que si son considerados por el VAN, son importantes para el inversionista en el momento de tomar una decisión dado que contribuyen a aumentar su riqueza. Por esta razón, generalmente se considera que el VAN es una medida de rentabilidad más completa y es preferida a la TIR.

Existen contradicciones entre el VAN y la TIR, la primera surge respecto a un mismo proyecto para determinar si es rentable o no. La explicación a esta contradicción es la presencia de una tasa de retorno múltiple. El segundo tipo surge al tratar de elegir entre varios proyectos mutuamente excluyentes utilizando el VAN y la TIR como criterios de decisión. Estos problemas surgen cuando los proyectos a evaluar no cumplen con alguna de estas características: una misma distribución de ingresos, misma escala en el monto de inversión y/o misma vida útil.

Una manera corregir esto es usando la tasa verdadera de rentabilidad (TVR) Este indicador, al igual que la TIR, mostrará la rentabilidad promedio pero, en este caso, no sólo del capital que se mantiene en el proyecto, sino también del monto de ingresos que salen del proyecto por concepto de utilidades. La fórmula es la siguiente:

$$TVR = \sqrt[n]{\frac{\sum_{i=1}^n BN_i (1+r)^{n-i}}{INV}} \quad (6.9)$$

Donde:

r : Costo de Oportunidad del capital (COK)

n : Numero total de periodos

i : Periodo corriente

En conclusión, podemos recomendar que la tasa interna de retorno se utilice sólo para proyectos convencionales; no debe ser utilizada para comparar proyectos mutuamente excluyentes. Sólo se podrá utilizar para esto último si ambos proyectos tienen la misma vida útil, la misma escala de inversión y una distribución de beneficios similar. De lo contrario, será necesario recurrir a los diferentes métodos para eliminar la contradicción como usar la TVR y tomar la decisión adecuada.

## 6.5. EVALUACIÓN DE LOS INDICADORES DE RENTABILIDAD

Tabla 6.7 Resumen del Análisis de los Indicadores de Rentabilidad

ANÁLISIS DEL VAN Y TIR DEL PROYECTO							
<b>VANF</b>	<b>\$127,799</b>	<b>VANE</b>	<b>\$113,968</b>	Ko= COSTO DE OPORTUNIDAD FINANCIERO		0.9%	
TIRF	3.50%	TIRE	2.74%	K*= COSTO PONDERADO DE CAPITAL ECONÓMICO		0.8%	
RATIO B/C	1.5	RATIO B/C	1.5	T= IMPUESTO A LA RENTA		30%	
VIDA PROYEC	94	Meses		TOTAL DE INVERSION		\$150,735	
RESERVA	1,810,944	Tn					

OPCION	PRODUCCION TN /Voladura	PRODUCCIÓN TN/MES	VANE	TIRE NOMINAL	VANF	TIRF NOMINAL	VIDA (MESES)
1	576	13,824	\$0	0.00%	\$0	0.00%	131
2	628	15,091	-\$682	2.83%	\$1,269	3.60%	120
3	679	16,315	\$59,318	2.81%	\$63,633	3.58%	111
4	724	17,413	\$98,306	2.79%	\$105,393	3.57%	104
5	765	18,292	\$102,538	2.76%	\$113,119	3.54%	99
<b>6</b>	<b>805</b>	<b>19,265</b>	<b>\$113,968</b>	<b>2.74%</b>	<b>\$127,799</b>	<b>3.51%</b>	<b>94</b>
7	848	20,348	\$103,360	2.70%	\$121,683	3.47%	89
8	884	21,305	\$94,228	2.67%	\$116,219	3.44%	85
9	922	22,085	\$60,923	2.63%	\$86,891	3.40%	82
10	961	22,923	\$38,008	2.59%	\$67,435	3.36%	79

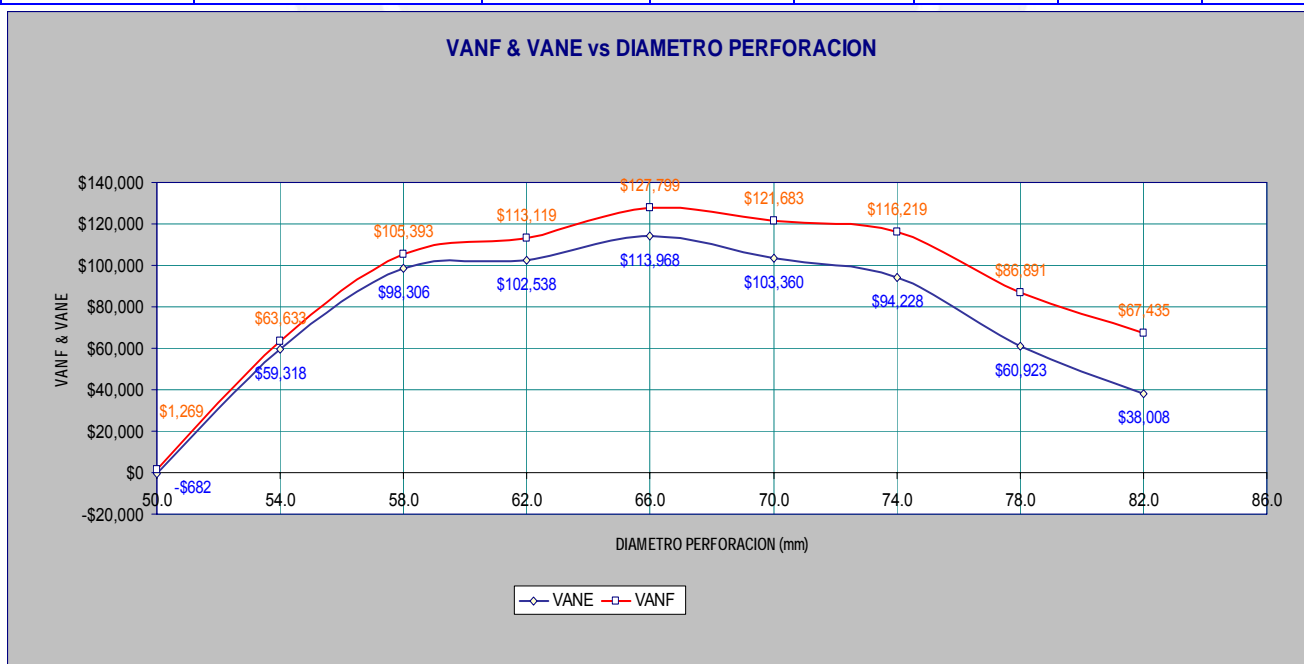


Figura 6.6 Curva de Máxima Rentabilidad de la Operación. VANF y VANE

Ver anexo 5 el detalle del cálculo del VAN y TIR económico y financiero del proyecto de inversión para diferentes configuraciones de distribución de fragmentación de la roca por voladura.

## 6.6. ANALISIS DE RESULTADOS Y TENDENCIAS

- Los modelos de simulación implementados ajustan a la real distribución de fragmentación de roca en niveles de correlación del orden de  $r^2=0.9996$  lo que demuestra su alto grado de aproximación, ver Figura 4.20.
- En un primer nivel de evaluación de costos, el mínimo costo total por tonelada se da en una distribución donde el tamaño característico  $X_c=0.23m$ . Esta se determina de un análisis de costo global de la operación. ver Figura 5.5. El diseño de mínimo costo no implica la máxima rentabilidad.
- En un segundo nivel de evaluación donde el enfoque es maximizar rentabilidad, esta se da en una distribución de fragmentación donde el tamaño característico  $X_c=0.19m$ . La curva del indicador de rentabilidad VAN tiene una tendencia creciente hasta un diseño de voladura de 66mm diámetro luego la curva decrece, ver Figura 6.5.

## 6.7. CONCLUSIONES

Los resultados del trabajo descrito demuestran que enfocarse en solo minimizar el costo del proceso de voladura en pos de su optimización podría no resultar en la máxima rentabilidad que es uno de los objetivos principales de cualquier negocio. En la figura 6.7 se observa la tendencia de la línea de costo global donde el valor mínimo es de 2.21\$/ton para una distribución de fragmentación cuyo tamaño característico  $X_c=0.23m$  y coeficiente de uniformidad  $n=1.51$  resultado de un diseño de 54mm de diámetro de perforación, y donde el costo de voladura es de 0.53\$/ton en comparación con su costo mínimo de voladura de 0.42\$/ton (diámetro de perforación  $d=46mm$ ).

En el análisis de rentabilidad, ver figura 6.8, el valor máximo se da ha un costo global de 2.28\$/ton para una distribución cuyo tamaño característico  $X_c=0.19m$  y coeficiente de uniformidad  $n=1.53$  resultado de un diseño de voladura de diámetro de perforación 66mm.

Entonces como conclusión los modelos de análisis de fragmentación complementados con modelos de costos nos permiten determinar la tendencia de los costos globales de la operación y con esto resultados se determina la solución de máxima rentabilidad del proyecto de optimización de la voladura.

Así tenemos en el tabla 6.8 que especifica el diseño que nos da la máxima rentabilidad del proceso, es importante señalar que un estudio de factibilidad económica del proyecto de inversión en la optimación de la voladura es complementada con el estudio de factibilidad técnica ya que en el mercado no necesariamente se hallará equipos con diámetros de 66mm pero si se podrá aproximar a la mas cercana.

Parámetros de Diseño		
Triangular/Cuadrado	1.1	
Diámetro del taladro	66.0	mm
Longitud de Carga	1.6	m
Burden	1.0	m
Espaciamiento	1.2	m
Desviación de Perforación SD	0.04	m
Longitud de perforación	1.9	m
Dirección de Buzamiento Cara Libre	0	Deg
Factor de Potencia	0.95	kgExp/ton
Densidad de Carga	1.86	kgExp/m <sup>3</sup>
Peso de Carga por taladro	4.27	kgExp/taladro

Tabla 6.8 Configuración de Diseño de voladura de máxima rentabilidad.

EVALUATION SIMULATION			OPERATION COST (\$/Ton)				
Hole Diameter (mm)	Characteristic Size (m)	Production Tn/Vol	LOADS COST	TRANSPORT COST	BLASTING COST	CRUSHING COST	UNITARY COST
42.0	0.29	522	\$0.94	\$0.78	\$0.38	\$0.19	\$2.29
46.0	0.27	576	\$0.88	\$0.74	\$0.42	\$0.19	\$2.24
50.0	0.25	628	\$0.83	\$0.72	\$0.48	\$0.19	\$2.22
54.0	0.23	679	\$0.80	\$0.70	\$0.53	\$0.19	\$2.21
58.0	0.21	724	\$0.77	\$0.69	\$0.58	\$0.19	\$2.22
62.0	0.20	765	\$0.75	\$0.67	\$0.65	\$0.19	\$2.25
66.0	0.19	805	\$0.73	\$0.66	\$0.70	\$0.19	\$2.28
70.0	0.17	848	\$0.72	\$0.65	\$0.77	\$0.18	\$2.33
74.0	0.16	884	\$0.71	\$0.65	\$0.83	\$0.18	\$2.37
78.0	0.15	922	\$0.70	\$0.64	\$0.91	\$0.18	\$2.43
82.0	0.15	961	\$0.69	\$0.64	\$0.96	\$0.18	\$2.47
86.0	0.14	994	\$0.69	\$0.63	\$1.04	\$0.18	\$2.54
90.0	0.13	1,031	\$0.68	\$0.63	\$1.11	\$0.18	\$2.60
94.0	0.12	1,066	\$0.68	\$0.63	\$1.19	\$0.18	\$2.67
98.0	0.12	1,098	\$0.67	\$0.63	\$1.27	\$0.18	\$2.74
102.0	0.11	1,130	\$0.67	\$0.62	\$1.34	\$0.18	\$2.81
106.0	0.11	1,163	\$0.67	\$0.62	\$1.42	\$0.17	\$2.88
110.0	0.10	1,195	\$0.66	\$0.62	\$1.50	\$0.17	\$2.96
114.0	0.10	1,228	\$0.66	\$0.62	\$1.58	\$0.17	\$3.03
118.0	0.09	1,260	\$0.66	\$0.62	\$1.68	\$0.17	\$3.12
122.0	0.09	1,291	\$0.66	\$0.61	\$1.75	\$0.17	\$3.19
126.0	0.09	1,318	\$0.66	\$0.61	\$1.84	\$0.17	\$3.28
130.0	0.08	1,350	\$0.65	\$0.61	\$1.94	\$0.17	\$3.38
			\$0.73	\$0.66	\$0.70	\$0.19	\$2.28

Tabla 6.9 Resumen de los costos unitarios para diferentes diámetros, resultado de la evaluación de simulación de la fragmentación.

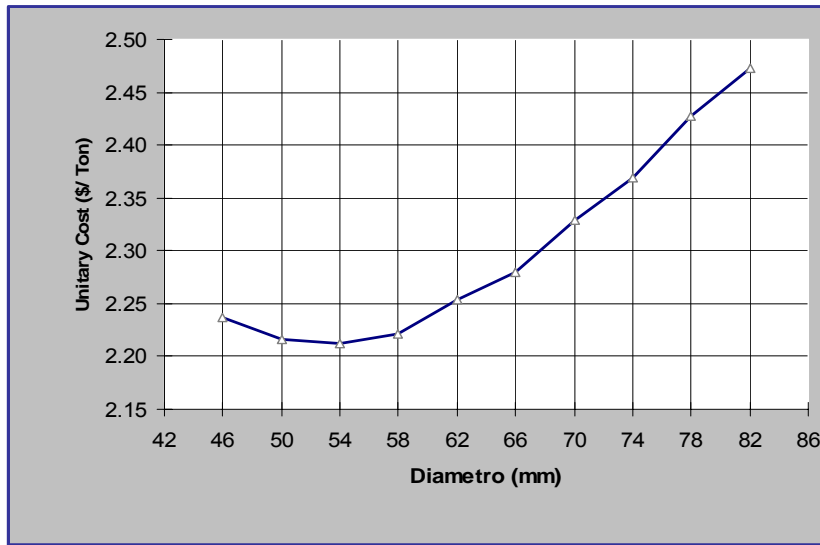


Figura 6.7 Gráfico de la curva de los costos unitarios totales para diferentes distribuciones de fragmentación asociado a un diámetro de voladura.

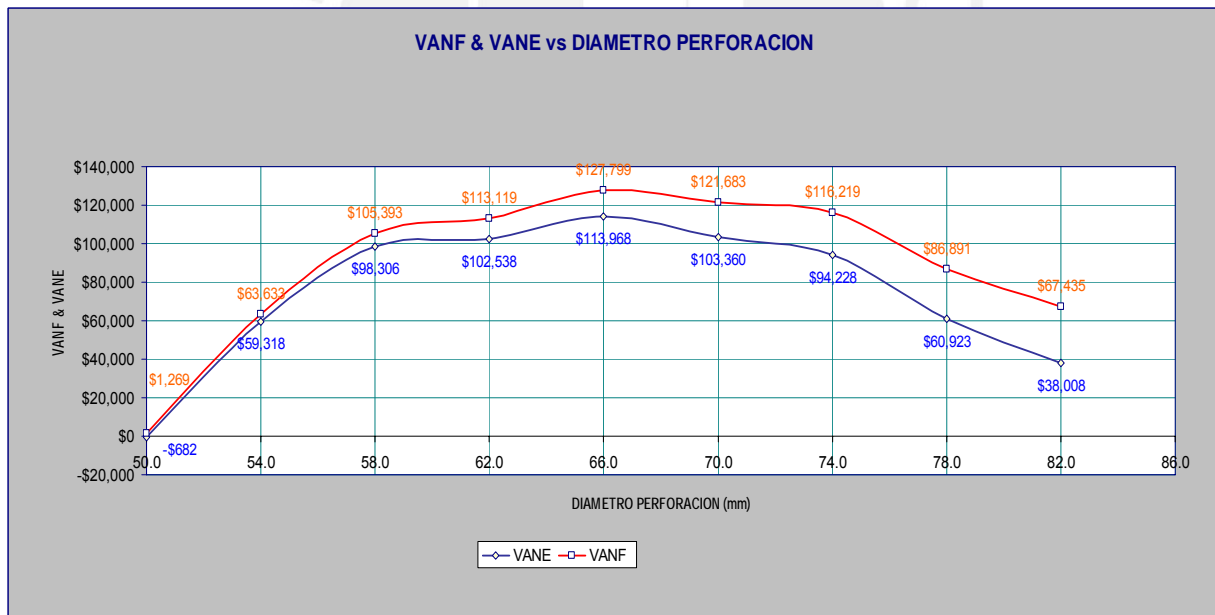


Figura 6.8 Gráfico de la curva del VAN como indicador de rentabilidad para diferentes distribuciones de fragmentación asociado a un diámetro de voladura.

### 6.8. RECOMENDACIONES

La primera recomendación es que los modelos de análisis de fragmentación solo nos dan una tendencia cercana hacia donde se dirige la fragmentación con las posibles variaciones en el diseño de voladura, es decir nos reducen el rango de su predicción de la fragmentación y deben necesariamente ser corroboradas y

ajustadas con pruebas de campo. Es fundamental y clave que los valores de los estudios de las características geomecánicas, la descripción del macizo rocoso in situ, de los explosivos sean los más representativos y reales de acuerdo a la metodología indicada para cada uno.

Se debe de analizar la voladura detalladamente y evaluar los efectos que esto produce sobre los sub procesos siguientes a lo largo de la operación. Por ejemplo se recomienda un mayor estudio y evaluación de las consideraciones que se deben tomar en los modelos de análisis de fragmentación en relación al efecto de las micro fracturas generadas por voladura ya que esto repercutirá directamente sobre los costos de chancado, molienda y si se da el caso también en la recuperación metalúrgica. También se debe analizar y entender mejor la interacción entre el macizo rocoso y el explosivo, y como afecta al índice de trabajo o índice de fracturamiento y micro fractura en la roca.

Tener muy en cuenta que la eficiencia de la voladura no solo se mide a través de la fragmentación alcanzada, sino por un conjunto de factores relacionados entre sí, entre los que cabe destacar la forma en la que se consume la energía desarrollada por el explosivo, la intensidad de las alteraciones ambientales (proyecciones, vibraciones terrestres y onda aérea) y la seguridad en los trabajos entre otros.

## 7. BIBLIOGRAFIA

- 7.1. T.J. NAPIER-MUNN (1996), "Open Pit Blast Design, Analysis and Optimisation". JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, Australia, Chapter 8. Fragmentation, pp 180-213.
- 7.2. T.J. NAPIER-MUNN (1996), "Mineral Comminution Circuits, Their Operation and Optimisation". JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, Australia, Chapter 2. Models of comminution models. Pp 10-31.
- 7.3. FINN OUCHTERLONY (2005), "The Swebrec Function Linking Fragmentation by blasting and crushing". Published by Swedish Blasting Research Centre (Swebrec at Luleå Technology University), Rev. Mining Technology Vol. 114.
- 7.4. NORBERT H. MAERZ and WEI ZHOU (2000). "Calibration of Optical Digital fragmentation measuring system". FRAGBLAST 4 Ed. The International Journal for Blasting and Fragmentation, ISEE's Blasters' Library. v 4, no.2, pp. 126-138.
- 7.5. D.M. THORNTON, S.S. KANCHIBOTLA, and J.S. ESTERLE (2001). "A Fragmentation Model to Estimate ROM Size Distribution of Soft Rock Types". Paper published in [www.dynonobel.com](http://www.dynonobel.com)
- 7.6. SUMIT SEN (1996) "Blasting Optimisation and Simulation: 'Computing Benefits' to Mining Operations". Paper published by Tata InfoTech Limited. [www.tata.com/tata\\_infotech](http://www.tata.com/tata_infotech)
- 7.7. SARMA S. KANCHIBOTLA (2001), "Optimum Blasting. Is it minimum cost per broken rock or maximum value per broken rock?" ". Paper published in [www.dynonobel.com](http://www.dynonobel.com)
- 7.8. LYALL WORKMAN AND JACK ELORANTA (2001), "The Effects of Blasting on Crushing and Grinding Efficiency and Energy Consumption". Paper published in <http://www.elorantaassoc.com>

- 7.9. JACK ELORANTA & ASSOCIATES (1999). "Downstream Costs and their relationship to blasting". Paper published in <http://www.elorantaassoc.com>
- 7.10. JACK ELORANTA & ASSOCIATES (2001). "Improve Milling through Better Powder Distribution". Paper published in <http://www.elorantaassoc.com>
- 7.11. JACK ELORANTA & ASSOCIATES (1997). "The Efficiency of Blasting verses Crushing and Grinding". Paper published in [www.elorantaassoc.com](http://www.elorantaassoc.com)
- 7.12. LYALL WORKMAN, (2000). "The Potential for Unify Drilling, blasting and Downstream Operations by the Application of Technology", monographic published in <http://www.calder-workman.com>
- 7.13. JACK ELORANTA & ASSOCIATES (1995). "Selection of Powder Factor in Large-Diameter Blast Holes", Paper published in [www.elorantaassoc.com](http://www.elorantaassoc.com)
- 7.14. N. H. MAERZ, T. C. PALANGIO and J. A. FRANKLIN, (1996). "WipFrag Image Based Granulometry System", Mohanty, B. ed. Proceedings of the fifth International Symposium on rock fragmentation by blasting - FRAGBLAST-5, Montreal, Quebec, Canada, pp. 91-99.
- 7.15. TOM BOBO (2001). "What's New with Digital Image Analysis Software Split-Desktop", 2001 High Tech Seminar - Blasting Technology, Instrumentation and Explosive Applications, Nashville, TN USA. [www.spliteng.com](http://www.spliteng.com)
- 7.16. HOLMBERG, ROGER (2003). "Explosives and Blasting technique", proceedings of EFEE second World Conference on Explosives and Blasting Technique, Prague, Czech Republic\_ ISBN 90 5809 605 X.
- 7.17. NORMAN L. WEISS, (1985). "SME Mineral Processing Handbook", Edición facsimilar, Society of Mining Engineers of the AIME, New York.
- 7.18. SUSHIL BHANDARI, (1997). "Engineering Rock Blasting Operations", Swets & Zeitlinger Publishers, Chapter 9.
- 7.19. WILLIAM HUSTRULID (1999). "Blasting principles for Open Mining". Swets & Zeitlinger Publishers.