



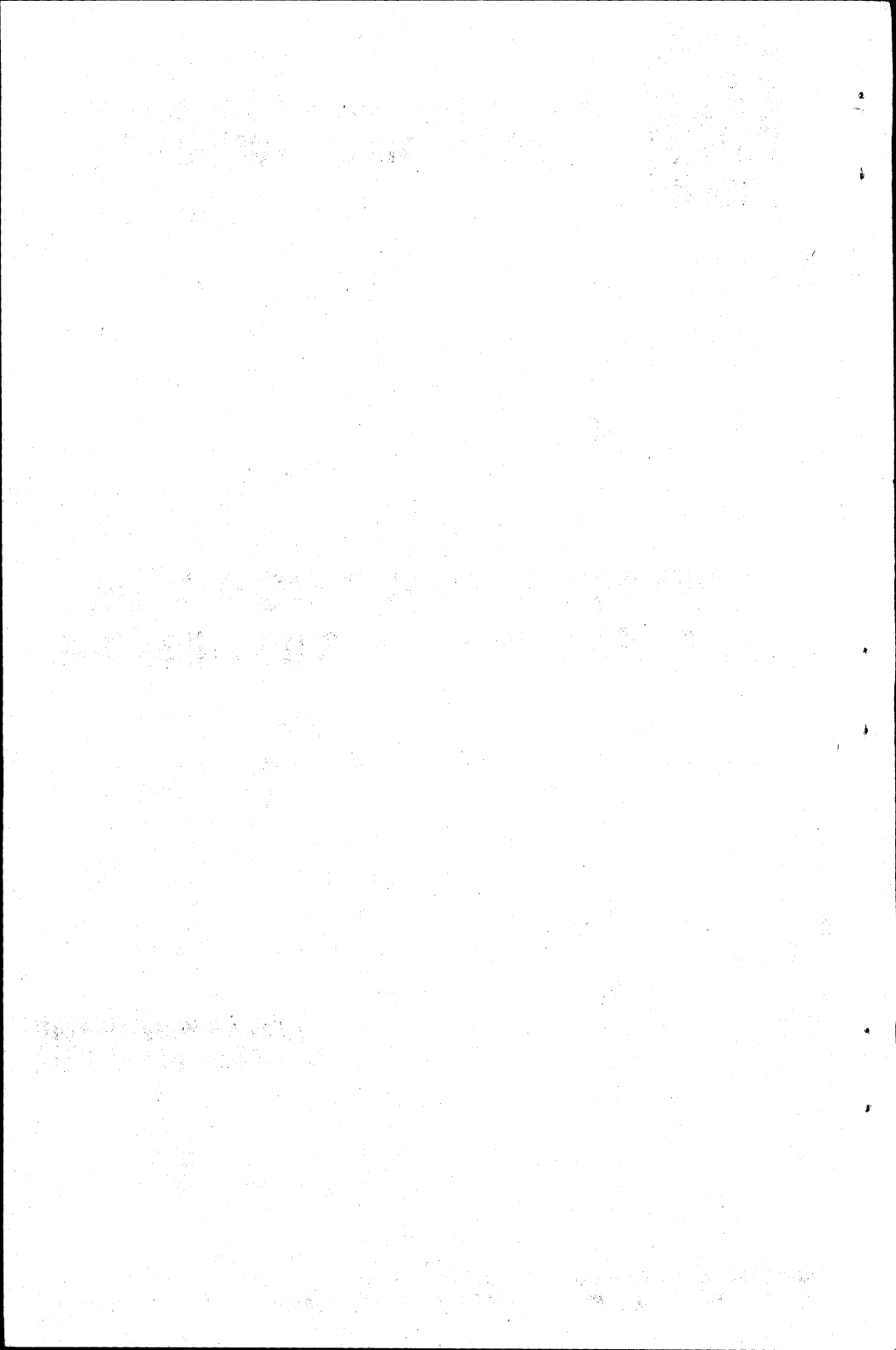
**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA**

TEORIA Y PRACTICAS DE TRITURACION Y MOLIENDA

**LUIS ESPINOSA DE LEON
VICTOR M. LOPEZ ABURTO**

**DIVISION DE INGENIERIA EN CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE EXPLOTACION DE MINAS Y METALURGIA**

FI/DICT/84-004



P R O L O G O

Nuestro país, minero por tradición, ha visto pasar a lo largo de su historia diversas tecnologías y métodos para el beneficio de los minerales extraídos de sus entrañas, las cuales van desde "El Arte del Beneficio de los Metales" hasta las técnicas altamente sofisticadas empleadas en estas postrimerías de nuestro siglo XX. A pesar de esta rica historia, pocos son los documentos recientes escritos en español, con excepción de algunas obras extranjeras, traducidas a nuestro idioma. Esta carencia de literatura técnica se ha reflejado notablemente entre los estudiantes universitarios dedicados a esta ciencia, razón por la cual se ven obligados a recurrir a fuentes de información y de investigación escritas en diversas lenguas extranjeras, con las consecuentes desventajas que implican las barreras del idioma.

La colección de apuntes y experiencias recopiladas en esta obra, no pretende ni con mucho, subsanar las carencias de literatura técnica a la que se ha hecho alusión. Sin embargo sí se pretende que sea de utilidad para todos aquellos estudiantes de las diversas Universidades establecidas en el país, que se inician en el estudio de esta rama tan compleja de la Ingeniería: La Metalurgia.

Fundamentalmente se trata de una obra escrita en un lenguaje sencillo y fácilmente asimilable por personas que se inician en la operación de plantas de beneficio. Recopila básicamente las experiencias personales de muchos años del Ing. Luis Espinosa de León a través de su largo andar en el medio minero-metalúrgico. La primera edición de estos apuntes, salió a la luz pública después de la gestión del Ing. Espinosa de León como Director de los Laboratorios Metalúrgicos de la Comisión de Fomento Minero. Esta primera edición contemplaba errores de tipo mecanográfico, los cuales fueron corregidos por el Ing. Victor Manuel López Aburto, actual --

Jefe del Departamento de Explotación de Minas y Metalurgia de la Facultad de Ingeniería de la U.N.A.M.. A su vez el Ing. - López Aburto hace algunas pequeñas aportaciones a la obra original, con la idea básica de enriquecer su contenido.

I N D I C E

	pag.
CAP. I GENERALIDADES, MUESTREO Y FUNDAMENTOS	
I.1.- GENERALIDADES	
1.1 Minerales-----	2
1.2 Metalúrgia, Mena y Muestreo de lotes.	
1.2.1 Metalurgia-----	3
1.2.2 Mena-----	5
1.2.3 Proforma de Liquidación (mineral crudo)-----	7
1.2.4 Proforma de Liquidación (concen- trados)-----	10
I.2.- MUESTREO DE LOTES Y MINERALES	
2.1 Método de Pozos-----	12
2.2 Muestreo de carros de ferrocarril-----	16
2.3 Errores aceptables en el muestreo-----	19
I.3.- FUNDAMENTOS	
3.1 Color y Lustre-----	21
3.2 Dureza-----	21
3.3 Fragilidad y Tenacidad-----	22
3.4 Estructura-----	23
3.5 Peso Específico-----	23
3.6 Electroconductividad-----	23
3.7 Magnetismo-----	23
3.8 Cambios por choques térmicos	
3.8.1 Decrepitación-----	24
3.8.2 Inflado por calor-----	24
3.9 Cambios de las condiciones físicas y -- químicas ó físico químicas de los minera les-----	25
3.10 Fluorescencia-----	26
3.11 Radioactividad-----	26

CAP. II TRITURACION	Pag.
II.1.- PRINCIPIOS-----	29
II.2.- RELACION DE TRITURACION Y NUEVA SUPERFICIE	
2.1 Relación de Trituración (RT)-----	30
2.2 Nueva Superficie Producida-----	35
2.3 Consumo de Energía en Trituración----	36
2.4 Determinación de Demanda de Energía	
en Trituración-----	40
2.4.1 Método Directo-----	41
2.4.2 Método del Péndulo-----	45
2.5 Aplicación-----	48
2.6 Diagrama de Trituración-----	51
2.7 Comentarios-----	53
 CAP. III MOLIENDA	
III.1.- GENERALIDADES-----	55
III.2.- VELOCIDAD CRITICA Y VELOCIDAD DE TRABAJO-	55
2.1 Cálculo de la velocidad crítica (vc)	57
2.2 Determinación de la velocidad de tra	
bajo (vt)-----	59
III.3.- CARGA DE BOLAS-----	60
III.4.- CALCULO DEL DIAMETRO DE BOLAS PARA MOLINO	63
III.5.- DEMANDA DE ENERGIA-----	67
 CAP. IV TEORIA DE FRED C. BOND	
IV.1.- COMPARACION-----	81

CAPITULO I

GENERALIDADES
MUESTRO Y FUNDAMENTOS

I.1. GENERALIDADES:

El estudio de esta materia, tiene por objeto el conocimiento de los métodos y procesos para la concentración de los valores minerales de su matriz, ya sean éstos me tállicos o sus compuestos, valiéndose para tal objeto, de las propiedades tanto físicas y químicas como fisi-- co-químicas de los minerales, así como de la aplicación adecuada en cada caso, del equipo apropiado, aprovechan do las propiedades de referencia.

Las propiedades de los minerales a que se hacen mención, influyen determinantemente en la materia, por lo que se hace necesario dedicar a este aspecto, especial aten--- ción, ya que en los diferentes procesos de Preparación de Minerales, se deberá emplear el equipo adecuado en - cada caso de acuerdo con las características de los mi- nerales en operación, lo que permitirá tener procesos - económicos y desde el punto de vista metalúrgico, efi-- cientes.

1.1 MINERALES:

Se conoce con el nombre de MINERAL, al conjunto de ele- mentos de origen inorgánico en estado natural, mismos - que se encuentran en la superficie de la tierra o en su seno. Los minerales han sido clasificados desde dife-- rentes puntos de vista, conociéndose en la actualidad - un número aproximado a 4,000 especies. Estas clasifica ciones se han llevado a cabo en consideración a su com- posición química, sistema cristalino, características - físicas tales como color, transparencia, brillo, textu- ra, dureza, tenacidad, fractura, peso específico, etc. y también han sido clasificados por otras propiedades - tales como las ópticas, eléctricas, magnéticas etc. Consecuentemente, las clasificaciones de los minerales

son variables de acuerdo con la base adoptada como característica principal, pudiendo ser sus características exteriores, químicas, cristalográficas u otra cualquiera, la que determine su base. Las clasificaciones más comunmente usadas son la de Lapparent que se basa en el origen de los minerales, y la de Groth que se basa en sus características químicas.

Independientemente de las clasificaciones mencionadas, se tiene el concepto de considerar únicamente como mena, a aquellos minerales que representan un valor comercial determinado, cuyos valores metálicos o sus compuestos sean susceptibles de recuperación por un proceso de beneficio económico que proporcione una utilidad. --- Ahora, desde el punto de vista que nos ocupa y para la aplicación de los diferentes procesos a estudiar, los minerales se pueden clasificar en dos grandes grupos como sigue:

I METALICOS:

- a. Sulfuros
- b. Oxidos

II. NO METALICOS

La tabla No. 1, muestra algunas de las especies minerales más comunes, anotándose con asterisco aquellas especies que corresponden a la escala de dureza de Mohs.

1.2 METALURGIA, MENA, MUESTREO DE LOTES:

1.2.1 METALURGIA:

La metalúrgia, que hasta hace algunos años fue el arte de beneficiar los minerales y sus metales poniendo a éstos en condiciones de aprovecharse

MINERAL	DENSIDAD	DUREZA	F O R M U L A		PORCENTAJE
Anglesita	6.25	3.0	PbSO ₄	Pb	68.3
Anhidrita	2.95	3.5	CaSO ₄	CaO	41.2
*Apatita	3.20	5.0	(Cl.F)Ca ₅ (PO ₄) ₃	P ₂ O ₅	45.0
Aragonita	2.94	4.0	CaCO ₃	CaO	56.0
Argentita	7.28	2.2	Ag ₂ S	Ag	87.1
Arsenopirita	6.05	6.0	FeAsS	As	31.2
Azurita	3.8	4.0	Cu ₃ (OH) ₂ (CO ₃)	Cu	55.3
Barita	4.45	3.0	BaSO ₄	BaO	65.7
Bismutinita	6.45	2.0	Bi ₂ S ₃	Bi	81.2
Bornita	5.15	3.0	Cu ₂ FeS ₃	Cu	63.3
Calaverita	9.04	1.75	AuTe ₂	Au	44.5
*Calcita	2.7	3.0	CaCO ₃	CaO	56.0
Carnotita	---	1.2	K ₂ O ₂ O ₃ 3H ₂ O	U ₃ O ₈	79.72
Cerargirita	5.55	1.5	AgCl	Ag	75.3
Cerusita	6.52	3.3	PbCO ₃	Pb	77.5
*Corundum	4.02	9.0	Al ₂ O ₃	Al	52.9
Crisocola	2.1	3.5	CuSiO ₃ ·2H ₂ O	Cu	36.1
Cromita	4.45	5.5	FeCr ₂ O ₄	Cr ₂ O ₃	68.0
*Cuarzo	2.65	7.0	SiO ₂	Si ₂ O ₃	46.9
Cuprita	6.0	4.0	Cu ₂ O	Cu	88.8
Chalcocita	5.65	2.5	Cu ₂ S	Cu	79.9
Chalcopyrita	4.2	4.0	CuFeS ₂	Cu	34.5
*Diamante	3.5	10.0	C		
Dolomita	2.85	4.0	(CaMg)(CO ₃) ₂	CaO	30.4
Esfalerita	3.95	4.0	ZnS	Zn	67.1
Esmithsonita	4.38	5.0	ZnCO ₃	Zn	52.1
Estefanita	6.25	2.2	Ag ₅ Sb ₄ S ₄	Ag	68.5
Estibinita	4.57	2.0	Sb ₂ S ₃	Sb	71.4
*Fluorita	3.20	4.0	CaF ₂		
Galena	7.50	2.5	PbS ₂	Pb	86.6
Grafito	2.16	1.5	C		
Halita	2.20	2.0	NaCl	Na	39.4
Hematita	5.10	6.0	Fe ₂ O ₃	Fe	69.9
Hubnerita	7.35	4.5	Mn ₂ O ₃	W	60.7
Ilmenita	5.6	5.6	Fe ₂ (Ti)O ₃	Ti	Variable
Magnesita	3.06	4.0	MgCO ₃	MgO	48.0
Magnetita	5.17	6.0	Fe ₃ O ₄	Fe	72.4
Malaquita	3.95	4.0	CuO ₂ (OH) ₂ CO ₃	Cu	57.5
Marcasita	4.88	6.0	FeS ₂	Fe	46.5
Marmatita	4.05	5.0	(ZnFe)S	Zn	43.0
Molibdenita	4.75	1.0	MoS ₂	Mo	60.0
Pirargirita	5.70	2.5	Ag ₃ SbS ₃	Ag	59.9
Pirita	5.02	6.0	FeS ₂	Fe	46.5
Pirolusita	4.28	2.2	MnO ₂	Mn	63.2
Proustita	5.60	2.5	Ag ₂ AsS	Ag	65.4
Rodocrosita	3.52	4.0	MnCO ₃	MnO	61.7
Rutilo	4.20	6.0	TiO ₂	Ti	60.0
Scheelita	6.00	5.0	CaWO ₄	W	63.9
Sylvanita	8.10	2.0	(AuAg ₄)Te ₂	AuAg	25.0

TABLA No. 1 ESPECIES MINERALES MAS COMUNES

miento en diversos usos, ha dejado de serlo para convertirse en ciencia, al considerar que la metalúrgia es la aplicación de los principios químicos para el estudio de los minerales, la que - valiéndose de las propiedades de éstos y de sus características, ha logrado en algunos casos y - tendiendo en otros, al aprovechamiento integral de los valores. Este cambio a que se hace referencia, es debido al continuo estudio de que esta rama es objeto mundialmente, llegando de esta manera, a constituirse en una ciencia, tal y como ya se ha expresado. Consecuentemente, la parte de la metalúrgia correspondiente a la Preparación de Minerales, es la que tiene por objeto el estudio de los diferentes procesos y operaciones para la concentración de los valores minerales de su matriz (ya sean éstos metálicos, no metálicos o sus compuestos), el estudio de los factores que en ella intervienen, las leyes a que obedece, y al conocimiento del equipo que para estos fines se emplea, así como la selección y distribución de éste, en la integración de una Planta de Beneficio para minerales.

1.2.2 MENA:

Dentro de la metalúrgia, y dependiendo única y directamente del valor económico de los minerales, éstos son clasificados en dos grandes grupos MENAS y MINERALES. Al primer grupo corresponden aquellos que se caracterizan por representar de por sí y aún encontrándose "in-situ", un valor económico que permite llevar a cabo todos los gastos inherentes a su explotación. Los segundos, son aquellos que teniendo un valor determinado y en algunos casos siendo éste muy alto,

por encontrarse en condiciones geográficas poco propicias ya sea por falta de vías de comunicación o alejadas de los centros de consumo, no permiten su explotación y acarreo sin reportar pérdidas considerables, que hacen antieconómica su explotación.

Unos de los factores mas importantes que pueden hacer cambiar de grupo a un mineral convirtiéndolo en MENA o viceversa, son los debidos a la variación en la cotización internacional de valores, la apertura de vías de comunicación y la instalación de plantas centrales de beneficio o fundiciones próximas a los depósitos minerales.

En la actualidad y debido a la explotación intensiva que de nuestros depósitos minerales se ha llevado a cabo por muchos años, se considera difícil la localización de MENAS naturales que justifiquen por su tonelaje positivo, la instalación del equipo apropiado unicamente para su explotación, haciéndose necesario en la mayoría de los casos la instalación de Unidades Minero-Metalúrgicas, que permitan a la vez la explotación y beneficio económico de los minerales, permitiendo el primero la obtención económica de los minerales y el segundo la recuperación integral de sus valores. Independientemente y considerando unicamente el factor cotización, es frecuente el hecho de que la explotación económica de una MENA, deje de serlo al bajar hasta límites inesperados el valor de los metales y también el hecho de que una explotación que no ha sido posible llevar a cabo por el bajo valor de los metales, se haga rentable debido a un cambio favorable en la cotización de los valores.

Con el objeto de dar una idea de la influencia de los factores anotados en la explotación y beneficio de los minerales, el ejemplo siguiente muestra la posibilidad que existe de que por medio del beneficio de minerales, éstos se conviertan en una MENA, dejando una utilidad que permita llegar a la integración de una unidad minero-metalúrgica.

Para el objeto que nos ocupa, se ha tomado la información correspondiente a un depósito mineral distante 700 km. de la fundición, con los valores y gastos siguientes:

1.2.3 PROFORMA DE LIQUIDACION MINERAL SIN TRATAR

a. VALORES Y COTIZACION 1971. (Tipo de cambio: 1 dolar=12.50 M.N.)

Elemento	Ley	Dlls	Pesos
Oro	4.25 g/t	1.423 g	17.80 gr.
Plata	189 g/t	51.010 Kg	640.00 Kg.
Plomo	5.30 %	0.311 Kg	3.90 Kg.
Fierro	3.00 %		
Cal	11.00 %	0.050/1%	0.62/1 %
Insoluble	80.0 %	-0.100/1%	-1.25/1 %

b. PAGOS

		Dlls	Pesos
Au	4.250 x 1.423	6.048	75.50
Ag	0.189 x 51.010	9.640	120.50
Pb	5.3-1.5 = 3.8 %*		
	38 Kg x 0.9 x 0.311	10.636	133.30
Fe + CaO	14.0 x 0.05	<u>0.700</u>	<u>8.75</u>
	TOTAL	27.024	338.05

Por tonelada

(*) Por contrato, las fundiciones deducen 1.5 unidades en especie.

El factor 0.9 corresponde a una recuperación del 90 % en el proceso de fundición.

c. DEDUCCIONES.
BENEFICIO Y CASTIGOS.

	Dlls	Pesos
Maquila	16.80	210.00
Insoluble 80 x 0.1	<u>8.00</u>	<u>100.00</u>
TOTAL	24.80	310.00

IMPUESTOS:

Dro	20.6 %	1.25	15.60
Plata:			
Producción \$ 71.88/Kg.		1.08	13.50
Exportación \$ 152.67/Kg		2.31	28.80
Adicional \$ 3.05/Kg		0.04	0.57
Plomo:			
Producción \$ 0.22/Kg		0.67	8.35
Exportación \$ 0.61/Kg		1.85	23.10
Adicional \$ 0.01/Kg		<u>0.03</u>	<u>0.38</u>
TOTAL		7.62	90.30

DEDUCCIONES = 24.80 + 7.62 = 32.42 Dlls./ton.

d. GASTOS DE EXPLOTACION, TRANSPORTE Y VARIOS.

	Pesos	Dlls
Explotación	35.00	2.80
Acarreo a FF.CC.	10.00	0.80
Flete FF. CC.	70.00	5.60
Representante y Análisis	<u>10.00</u>	<u>0.80</u>
TOTAL	125.00	10.00

por tonelada

e. RESUMEN:

Pagos	27.024	Σ = 27.024 Dlls/Ton
Deducciones	32.42	} Σ = 42.42 Dlls/Ton
Gastos	10.00	
Saldo negativo:		<u>-15.396</u>
	15.40 Dlls a \$12.50	<u>= 192.00 por</u>
	<u>tonelada de Mineral.</u>	

La proforma de liquidación con saldo negativo de \$192.00/t de mineral, de acuerdo a gastos, impuestos y costo de maquila demuestra la imposibilidad de explotar este mineral sin recurrir a la inte--

gración de la industria minero-metalúrgica.

Si se llega a la integración mencionada y el mismo mineral es beneficiado localmente por un proceso adecuado, tendiente a la recuperación integral de sus valores, la pérdida antes reportada, puede llegar a cambiar de sentido dejando utilidad que permitirá posteriormente, mediante estudios de Exploración, el desarrollo de la zona minera.

Considerando que el mineral sea concentrado localmente obteniéndose los resultados que indica el siguiente balance metalúrgico, se tendrá la utilidad que muestra el cálculo posterior.

BALANCE METALURGICO

Producto	Peso %	R.C.	Análisis			Distribución %		
			Au	Ag	Pb	Au	Ag	Pb
Concent.	5.0	20.0	.80	3500	78.2	94.3	92.5	73.3
Colas	95.0		0.25	15	1.5	5.7	7.5	26.7
	100.0					100.0	100.0	100.0
Ley calculada			4.24	189	5.3			

Nota: Los valores de oro y plata en gr/t y el plomo en porcentaje.

El concentrado obtenido del beneficio local, con relación de concentración de 20 : 1 (50 Kg, de concentrado por tonelada de mineral), al ser enviado a la fundición, tendrá una liquidación positiva, aún considerando que el valor de la maquila es más alto por tratarse de concentrados, cuyo tratamiento implica el sinterizado previa fundición.

1.2.4 PROFORMA DE LIQUIDACION

CONCENTRADOS

a. PAGOS.

		Dlls.	
Au	80 x 1.423	113.84	
Ag	3.5 x 51.010	178.54	
Pb	78.2 - 1.5 = 76.7 %		
	767 x 0.9 x 0.311	215.24	
Total de Pagos:		507.62	507.62 (+)

b. DEDUCCIONES.
BENEFICIO Y CASTIGOS. (Fundición)

Maquila concentrados	42.00
Azufre excedente de 1 %	5.00
	<u>47.00</u>

IMPUESTOS.

Oro	23.45
Plata	63.72
Plomo	46.39
	<u>133.56</u>

Total de deducciones: 180.55 180.55 (-)

c. GASTOS POR TONELADA DE CONCENTRADO. *

Explotación mi nera.	35.00x20 = 700.00 M.N.
Beneficio lo— cal. (concen— tración)	30.00x20 = 600.00 M.N.
Acarreo al FF.CC.	10.00 M.N.
Flete a la fundición	70.00 M.N.
Representantes y análisis	10.00 M.N.
Total de gastos:	<u>1,390.00 M.N.</u>

en Dlls.: 111.20 111.20 (-)

* NOTA: Los pagos están tomados por 1 ton. de concentrado y no por 50 kg. Entonces para obtener 1 ton. de concentrado, - se necesitan 20 ton. de mineral.

d. RESUMEN

(+) Pagos		507.62
(-) Deducciones	180.55	
(-) Gastos	<u>111.20</u>	
	\$ 291.75	<u>291.75</u>
	=====	215.87

UTILIDAD NETA = 215.87 Dlls. = 2,698.25 pesos
por ton. de conc.

Teniéndose relación de concentración de 20 :
1, la utilidad por tonelada de mineral, des--
pués de su beneficio local es de:

Utilidad = $\frac{2,698.25}{20}$ = 215.86 por ton.min.
(Por ton. de min.)

El cálculo anterior demuestra la importancia de beneficiar los minerales localmente, ya que en este caso, el envío de mineral natural a la fundición reportaría una pérdida de 192.00 pesos/t, dejando en cambio previa concentración una utilidad de \$215.87 pesos/t, además de la oportunidad de crear fuentes de trabajo e impulsar la exploración minera regional.

2. MUESTREO DE LOTES Y MINERALES:

El muestreo de los minerales ya sea cuando éstos se hayan "in situ" o cuando han sido depositados por diversas causas y condiciones en un lugar ajeno a su origen, tiene por objeto principal el de conocer sus valores y características para determinar, de acuerdo con el caso, la posibilidad de su explotación, tanto por lo que se refiere al sistema en sí, como a su importancia desde el punto de vista económico.

Como es de suponerse, en el muestreo de lotes de minerales, intervienen varios factores que dependen de las características del mineral, tales como lugar y forma en que han sido depositados, tamaño de partículas, grado de compactación a que han llegado debido a intemperismo, y efectos mecánicos ajenos e involuntarios propios de una explotación minera.

Con el objeto de tener una idea del tonelaje de mineral depositado en un terrero, es necesario llevar a cabo un levantamiento topográfico que permita determinar aproximadamente el tonelaje depositado. A la vez se deberán hacer sondeos para determinar tanto el grado de compactación como el tamaño de las partículas minerales en el depósito. Una vez teniendo estos datos, se selecciona el método de muestreo a seguir, dependiendo en muchos casos de esta selección, el éxito o el fracaso del aprovechamiento de los minerales en estudio.

Dependiendo directamente del tonelaje y del grado de compactación, se puede seleccionar entre otros, el método de zanjas o pozos, siendo este último el más aconsejable para Terreros, ya que generalmente su alto grado de compactación, permite hacer los pozos con uso limitado de madera, en cambio el primero, es más comúnmente usado para el muestreo de jales.

2.1 METODO DE POZOS:

Las figuras 1 y 2, muestran el corte vertical y planta de un terrero cuyo volumen aproximado es de 10,920 mts³. Durante el muestreo se han hecho pozos de una sección de 1.0 m² y se han pesado varios mts³ del mineral extraído, encontrándose se un peso volumétrico $P_v = 1.8$; consecuentemente el tonelaje depositado en el terrero, es de:

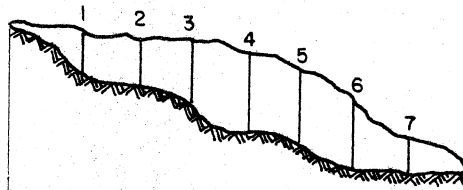


Fig. No 1 SECCION LONGITUDINAL

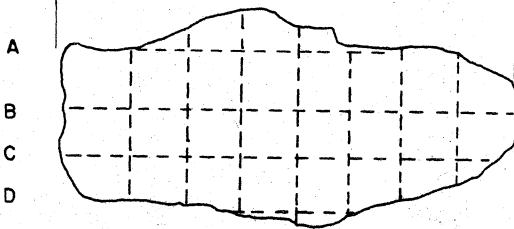


Fig. No 2 VISTA EN PLANTA

MUESTRAS TOMADAS	VOLUMEN M ³	TONELADAS
A 2, 3, 4.	18.3	32.94
B 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7.	29.3	52.74
C 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7.	29.3	52.74
D 4.	7.5	13.50
	83.4	151.92

$$10,920 \times 1.8 = 19,656 \text{ toneladas.}$$

De el depósito mineral, se han tomado 18 muestras con peso total de 151.92 tons., correspondientes al 0.08% del terrero. Por lo general se estima como peso apropiado de la muestra el correspondiente al 0.1% para depósitos de esta magnitud.

Las 18 muestras así tomadas, deberán ser reducidas en el lugar, para lo cual se lleva a cabo una reducción al décimo, consistiendo éste en tomar de cada 10 carretillas que regresarán al pozo, una como muestra, quedando así posteriormente 18 muestras con peso total aproximado de 15.2 tons. Estas 18 muestras y cada una por separado deberán ser trituradas a un tamaño de -2" y volverse a muestrear al décimo con palas en lugar de carretillas, quedando como producto de esta nueva reducción, 18 muestras con peso total aproximado de 1.52 tons. Finalmente, las 18 muestras representativas se triturarán nuevamente a tamaños menores de 1/2" y reducidas por cuarteo cada una por separado. La Fig. No. 3, señala el método de muestreo por cuarteo.

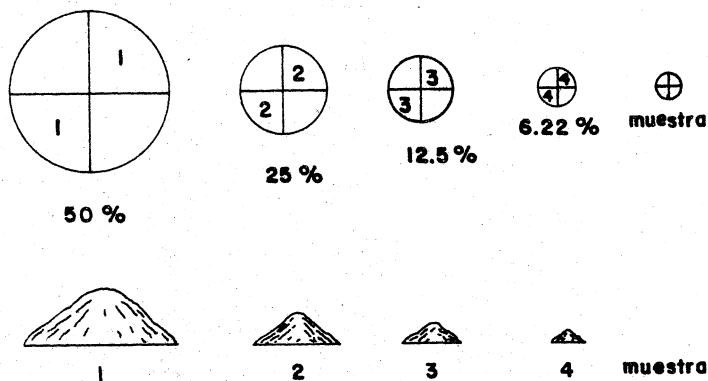


FIG. No. 3 MUESTREO POR CUARTEO.

De cada una de las 18 muestras obtenidas, debe hacerse un análisis químico con el objeto de conocer su contenido de valores. Formando grupos en relación a sus pesos, se obtiene en este caso 4 muestras correspondientes a los grupos "A", -- "B", "C" y "D", con las cuales se podrá calcular la ley media del terrero en estudio.

C A L C U L O S :

- a. Contenido es el producto del peso de la muestra por la ley de ella.
- b. Ley media, es el producto de la suma de contenidos entre la suma de pesos.
- c. Distribución, es la relación en por ciento de cada contenido.

FORMULAS :

$$\text{Cont.} = P \times L \quad (a)$$

$$L_m = \frac{\text{Cont.}}{P} \quad (b)$$

$$\text{Dist.} = \frac{\text{Cont.}}{\Sigma \text{Cont.}} \times 100 \quad (c)$$

BALANCE :

Compósito Marca	Peso Tons.	Peso %	Ley % Pb	Contenido	Distribución %
A	32.94	21.7	4.3	93.31	15.5
B	52.74	34.7	5.7	197.39	32.8
C	52.74	34.7	7.2	249.84	41.4
D	13.50	8.9	6.9	61.41	10.3
Suma	151.92	100.0		601.95	100.0

$$L_m = \frac{601.95}{100.0} = 6.02\% \text{ Pb}$$

En el balance metalúrgico anterior, se aclaran -
varios conceptos. Uno de ellos muy importante -
es el de distribución, en el cual se entiende --
que el 15.5% del plomo contenido en el terrero -
corresponde al grupo "A", el 32.8% al "B", el --
41.4% al "C" y el 10.3% al "D", teniendo el com-
pósito de ellos en relación a sus pesos, una ley
media de 6.02% de plomo.

2.2 MUESTREO DE CARROS DE FERROCARRIL:

El muestreo de lotes en los carros de ferroca---
rril, es sumamente frecuente y reviste un factor
de mucha importancia, debido principalmente a --

las operaciones de compra-venta. Por regla general y para las diferentes capacidades de los carros en uso, se acostumbra llevar a cabo el muestreo de acuerdo como se indica en la Fig. No. 4.

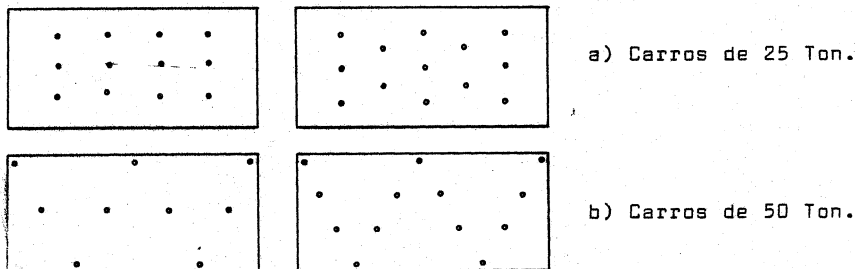


Fig. No. 4 MUESTREO DE CARROS

Las muestras tomadas en las formas que se indican, deberán tener un peso variable entre 0.1 y 0.5% del peso del lote, siendo este peso de acuerdo con el tamaño de las partículas de mineral - por muestrear y de su contenido de valores. Las muestras tomadas de los carros de FF.CC., posteriormente se remuestrearán por el método de cuarteo, hasta llegar a una muestra con peso aproximado de 1.5 a 2.5 Kg.

Para llevar a cabo los muestreos indicados, se usan herramientas especiales como la "pala de muestreo" para minerales triturados o los "tubos de muestreo" para concentrados. Estos instrumentos que se ilustran en las Figs. Nos. 5 y 6, son de fácil manejo y prestan gran ayuda y seguridad en la operación. Las palas de muestreo son de fierro, siendo sus medidas variables entre 30 a 45 cm. de largo, 30 a 35 cm. de ancho y 5 a 7.5

cm. de profundidad. Los tubos de muestreo, generalmente son de una longitud de 60 cm. por 7.5 cm. de diámetro.



Fig.No 5 PALAS DE MUESTREO

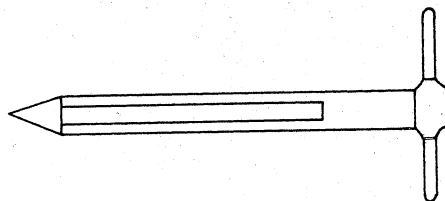


Fig.No 6 TUBO DE MUESTREO

2.3 ERRORES ACEPTABLES EN EL MUESTREO:

Las diferencias en los análisis y ensayos de minerales, son aceptables de acuerdo con las características tanto físicas como químicas de los -- productos muestreados y de sus contenidos de valores. Generalmente el error debido a la heterogeneidad en los tamaños de las partículas, es -- considerablemente mayor que cuando el mineral se ha muestreado reduciendo lo mas posible las partículas, consecuentemente, los errores analíticos son mayores para minerales que para concentrados. El cuadro siguiente, dá una idea de los errores aceptables en cada caso.

Elemento	Concentrados minerales		Minerales triturados a 1/2"		
	Análisis Duplicados %	Diferentes muestras	Diferencias en los análisis.		
			2.0 %	10.0 %	20.0 %
Cu	0.05 - 0.20	0.25 - 0.50	0.20	1.00	2.00
Pb	0.05 - 0.30	0.50 - 1.00	0.15	0.75	1.50
Zn	0.05 - 0.25	0.50 - 1.00	0.25	1.25	2.50

Sin embargo, es de considerarse también que otro de los motivos para errores en el muestreo se deben al alto contenido de valores y las características de los mismos, tales como valores nativos. Si un mineral contiene valores nativos o éstos se encuentran en partículas metálicas o minerales de tamaños considerablemente grandes, el error en el muestreo será mayor que cuando los valores se encuentran finamente diseminados en la matriz y no hay valores nativos.

En los casos en que los minerales por muestrear tengan valores nativos, es de suma importancia -

hacer una separación de ellos, y realizar posteriormente un balance para determinar la ley de la muestra.

Suponiendo que se trata de muestrear un mineral de cobre conteniendo parte de sus valores en forma metálica, se llevará a cabo la separación de ellos haciendo los análisis correspondientes por separado y pesando cada una de las partes. El ejemplo siguiente, muestra el cálculo correspondiente:

Producto	Peso grs.	Peso %	Cu %	Contenido
Metálicos	8.340	7.95	93.8	745.71
Tierras	97.135	92.05	1.4	118.87
	105.475	100.00		864.58

Ley de la muestra 8.64 % Cu

3. FUNDAMENTOS.

La preparación de minerales, fundamentalmente, se basa en el aprovechamiento de las diferencias entre las características físicas, químicas y fisico-químicas de los minerales, pudiéndose desde luego asegurar que no hay dos minerales cuyas características no difieran por lo menos en una de ellas.

Así por consecuencia, se consideran como fundamentales algunas características para la selección de un proceso de beneficio y las operaciones que lo constituyen.

De las propiedades de referencia, las que principalmente influyen en la preparación de minerales son las siguientes.

3.1 COLOR Y LUSTRE :

El aprovechamiento de estas propiedades que dió origen al primer proceso de concentración conocido con el nombre de PEPENA, es considerado de primordial importancia ya que no será factible - dejar de percibir sensiblemente la diferencia - de color y lustre entre varios cuerpos. El empleo de estas propiedades es constante y su aprovechamiento se tiene desde la mina y en cada una de las operaciones de un proceso de beneficio.

3.2 DUREZA :

Esta propiedad de los minerales y en general de todos los cuerpos, es inherente a su estructura cristalina y tensión intermolecular y se determina por medio de su resistencia al rayado en el esclerómetro de estilo vertical con punto de diamante, a una presión constante de 20 g., sobre una superficie pulida de mineral, marcando en una carátula el grado de dureza, valor que para los minerales, se dá conforme a la siguiente escala de Mohs.

Dureza	Mineral	Sensibilidad
1	Talco	} con la uña
2	Yeso	
3	Calcita	} fácilmente con navaja
4	Fluorita	
5	Apatita	} Difícilmente con navaja
6	Feldespató	
7	Cuarzo	} no los raya la navaja, solamente el posterior raya al anterior.
8	Topacio	
9	Corundo	
10	Diamante	

ESCALA DE MOHS

3.3 FRAGILIDAD Y TENACIDAD :

Se entiende por fragilidad, a la facilidad de -- los minerales a fracturarse; y por tenacidad a -- la dificultad que los mismos presentan a la fractura. Ambas propiedades, son factores dependientes de la presencia ó ausencia de estructura --- cristalina.

Es frecuente hallar minerales duros como cuarzo, granate y scheelita cuya dureza es mayor de 6.0 y su fragilidad es alta. Por el contrario, se -- tienen minerales suaves como molibdenita y mica con dureza de 1.0, pero que resultan muy tena--- ces.

Estos ejemplos ponen de manifiesto que la fragilidad o tenacidad, no son factores dependientes de la dureza de los minerales, sino como se ha -- indicado, son dependientes de su estructura cristalina.

3.4 E S T R U C T U R A :

Esta propiedad tiene influencia en la forma en la cual los minerales se fracturan, y puede ser caracterizada por la presencia o ausencia de estructura cristalina, por ejemplo, la galena tiene tendencia a fracturarse en cubos, el feldespa to en forma tabular, la mica en escamas, la chal copirita en fragmentos concoides etc.. Estas -- formas de fractura tienen gran influencia en los procesos de concentración y principalmente en el asentamiento en medio fluidos.

3.5 P E S O E S P E C I F I C O :

En la preparación de minerales, esta propiedad está considerada como la de mayor importancia ya que no será posible llevar a cabo ningún método de concentración por gravedad, si no existe una -- diferencia sensible de pesos específicos entre -- los minerales por concentrar.

3.6 E L E C T R O C O N D U C T I V I D A D :

Esta propiedad de los minerales que se manifiesta por su conductividad eléctrica, se utiliza en la separación de minerales con el uso de voltajes elevados y cargas ya sean negativas o positivas.

3.7 M A G N E T I S M O :

Propiedad natural en algunos minerales tales como la magnetita, ilmenita, granate, etc.. Es de gran utilidad en los procesos de concentración -- ya que con relativa facilidad es posible llevar

a cabo la separación de uno o más minerales por medios magnéticos o electromagnéticos, variando la intensidad del campo, la velocidad de operación o la distancia entre el campo magnético y el mineral.

3.8 CAMBIO POR CHOQUE TERMICO:

3.8.1 DECREPITACION:

Es una propiedad que poseen la mayoría de los minerales, la cual se manifiesta al someter un mineral a determinada temperatura y sufrir un fracturamiento por sus planos de fracturas, separándose de su matriz. Esto es posible debido a -- que tanto el grado como la temperatura de decrepitación de los minerales es diferente, y es poco frecuente encontrar dos minerales juntos que decrepiten a la misma temperatura. Cuando esto llega a suceder, la concentración o separación entre ellos siempre se podrá llevar a cabo aprovechando otra propiedad que no sea común a ambos.

3.8.2 INFLADO POR CALOR:

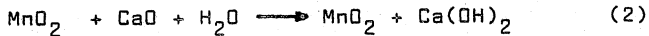
Algunos minerales, con un contenido bajo de agua de cristalización, como es el caso de la perlita y la vermiculita, al calentarse lentamente y perder su -- agua, sufren un aumento en su volumen -- que llega a ser hasta 20 veces mayor -- que el original. En estas condiciones se tiene una disminución considerable --

en su peso volumétrico, y debido al carácter poroso provocado al inflarse, -- las partículas flotan en el agua haciendo su separación relativamente fácil. -- Por ejemplo, el peso volumétrico de la perlita (vidrio volcánico) al estado natural y triturada a $-1/8''$ es de 1.3 y, al inflarse por efecto del calor, llega a ser hasta de 0.1.

3.9 CAMBIO DE LAS CONDICIONES FISICAS Y QUIMICAS O FISICO-QUIMICAS DE LOS MINERALES:

En algunos casos es posible cambiar radicalmente las características de los minerales por medio del calor como se ha indicado anteriormente, pero en el caso de la perlita y la vermiculita siguen siendo perlita y vermiculita, ya que su composición química no ha sido alterada. En otros casos es importante valerse de estos cambios radicales, ya que en otra forma no sería posible la aplicación de un proceso gravimétrico para lograr la concentración de valores. Por ejemplo, teniendo rodocrosita (carbonato de manganeso) con peso específico de 3.45 en matriz calcita -- (carbonato de calcio) con peso específico de -- 2.71 y debido al carácter poroso del primero, es difícil lograr una separación gravimétrica.

La concentración de los valores será sumamente fácil sometiendo el mineral a un proceso combinado de calcinación-hidratación y separación hidráulica. Las formulas siguientes, muestran los cambios logrados en las operaciones indicadas:



Los productos obtenidos serán pirolusita artificial con peso específico de 4.86 e hidrato de calcio con peso de 2.31. En estas nuevas condiciones, su separación gravimétrica será sumamente fácil.

3.10 FLUORESCENCIA :

Esta propiedad de algunos minerales, es importante ya que permite su identificación por medio de la lámpara de rayos ultravioleta de onda corta. Esta particularidad es aprovechada en el control metalúrgico de algunas plantas de beneficio, como es el caso de la concentración de minerales de tungsteno.

3.11 RADIOACTIVIDAD :

En los procesos de concentración de minerales -- radioactivos, se aprovecha esta propiedad para el control de la planta de beneficio, permitiendo consecuentemente tener un control rápido y -- constante durante la operación.

Las propiedades antes mencionadas y algunas ---- otras características de los minerales, permiten determinar en la mayoría de los casos el proceso de concentración adecuado para el beneficio de un mineral en particular, por tal razón, es de suma importancia llegar al conocimiento de los minerales desde un punto de vista tanto químico como físico. Un caso frecuente en los minerales,

se tiene por la presencia de valores metálicos - (nativos) y al conocer esta particularidad, se puede desde luego seleccionar la máquina apropiada para su trituration, y por las características del equipo apropiado, será relativamente fácil llegar a seleccionar la máquina.

CAPITULO II

TRITURACION

II. TRITURACION

a. PRINCIPIOS:

La trituración de minerales se efectúa normalmente por compresión simple, fracturándose éstos en el momento de llegar a su límite elástico. Consecuentemente para llegar a tal punto es necesario transmitir a la superficie de los minerales una fuerza de tal intensidad que permita traspasar el límite mencionado. En estas condiciones, cada vez que un mineral se tritura hay un consumo de energía proporcional a la nueva superficie producida.

Con el objeto de ilustrar el principio de trituración, se hace el análisis de las fuerzas que se imparten en una quebradora de quijada y se determina a la vez, el porqué las quijadas de una quebradora están colocadas en un ángulo determinado.

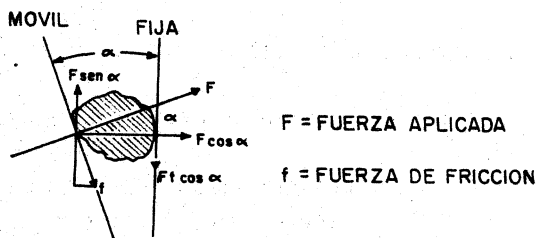


Fig. No. 7 DIAGRAMA DE FUERZAS EN TRITURACION

La fuerza (F) que la quijada móvil imparte a la roca en su punto de contacto, se descompone en dos, una normal a la quijada fija ($F \cos \alpha$) y otra vertical ($F \sin \alpha$).

La fuerza normal ($F \cos \alpha$) (F), origina la fuerza (f) ($F \sin \alpha$), siendo (f) la fuerza de fricción. - El valor de esta fuerza (f) está dada por el coeficiente de fricción, el cual es variable dependiendo de la naturaleza del mineral, siendo igual a la tangente del ángulo de fricción entre la roca y la quijada móvil. Teniéndose teóricamente dos puntos de contacto de la roca con las quijadas, el coeficiente de fricción (0.2 a 0.3) se duplica, teniéndose por consecuencia los siguientes valores:

Angulo cuya tangente es 0.20 = $11^{\circ}19'$

Angulo cuya tangente es 0.30 = $16^{\circ}42'$

La abertura teórica entre las quijadas deberá ser de:

($22^{\circ}38'$) a ($33^{\circ}42'$), tomándose en la práctica entre 20° y 25° .

2. RELACION DE TRITURACION Y NUEVA SUPERFICIE.

2.1 RELACION DE TRITURACION (RT)

Esta relación es la existente entre el tamaño de mineral que se alimenta a una quebradora y el de su descarga, tomándose estos valores como (F) - alimentación y (P) descarga, valores que deben ser correspondientes al tamaño al cual se halla el 80% de cada producto, quedando esta relación expresada en los siguientes términos:

$$RT = \frac{F}{P} \quad (1)$$

Suponiendo que se alimenta a una quebradora mineral a -10" y se tritura a -2", teniéndose tanto de alimentación como de descarga las granulometrías que se consignan en los cuadros 1 y 2, se pueden determinar los valores (F) y (P) por medio de las gráficas 1 y 2.

A L I M E N T A C I O N .

Producto	Tamaño cm	Peso %
-10" + 9"		37.6
- 9" + 8"		10.6
- 8" + 6"		9.4
- 6" + 4"		8.2
- 4" + 2"		17.6
-2"		16.6
-10"	-25.40	100.0
- 9"	-22.86	62.4
- 8"	-20.32	51.8
- 6"	-15.24	42.4
- 4"	-10.16	34.2
- 2"	- 5.08	16.6
(F)	244000	MICRAS

CUADRO No. 1

D E S C A R G A .

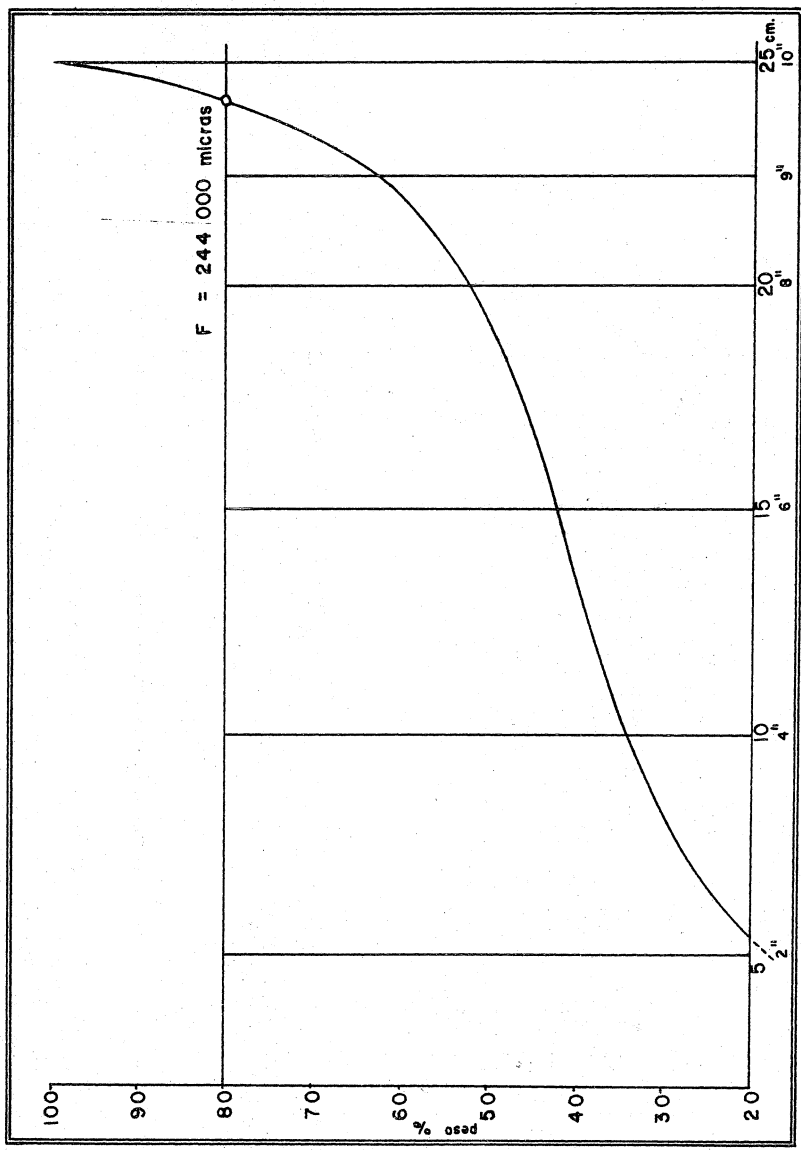
Producto	Tamaño cm	Peso %
-2" + 1"		38.6
-1" + 3/4"		14.9
-3/4" + 1/2"		13.9
-1/2" + 1/4"		15.8
-1/4"		16.8
-2"	-5.08	100.0
-1"	-2.54	61.4
-3/4"	-1.91	46.5
-1/2"	-1.27	32.6
-1/4"	-0.64	16.8
(P)	39000	MICRAS

CUADRO No. 2

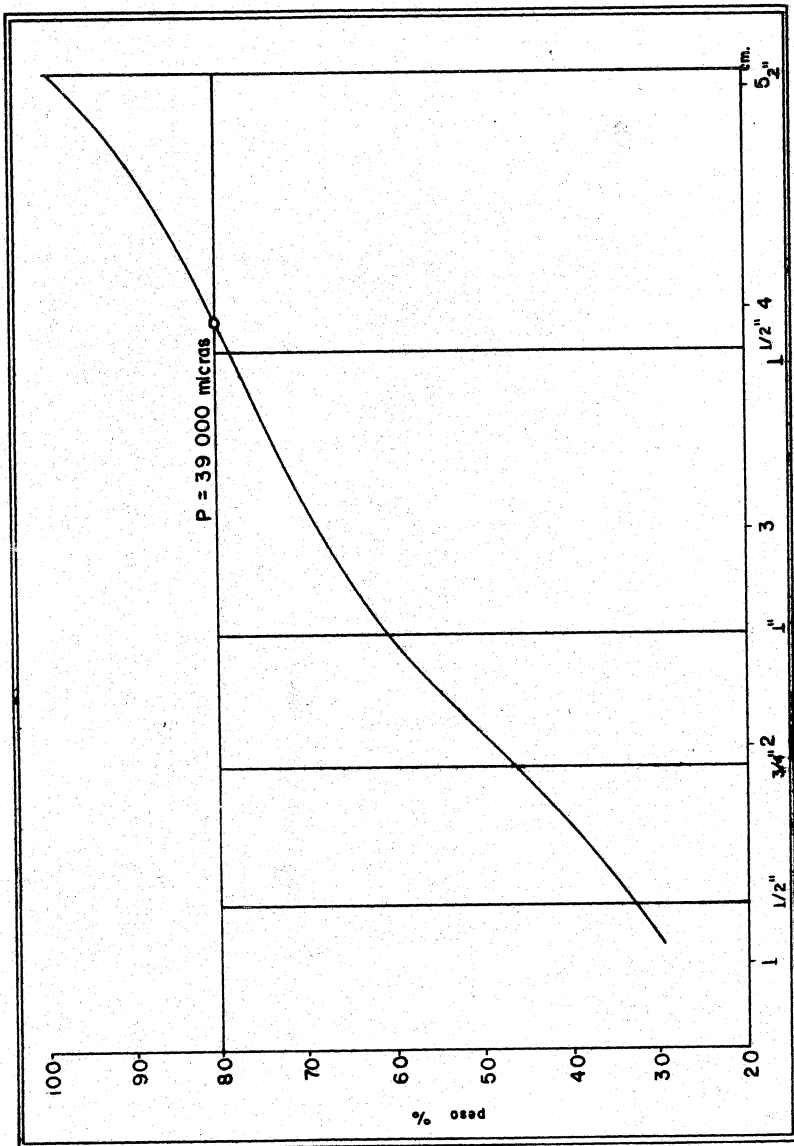
Quedando con los valores determinados (F) y (P) la relación de trituración siguiente:

$$RT = \frac{F}{P} = \frac{244000}{39000} = 6.25$$

Esta relación que ha sido determinada bajo los conceptos señalados, difiere considerablemente de la que comunmente se determina mediante el producto de las relaciones escuetas de admisión (10") y descarga (2"), que daría una falsa relación de trituración $RT = 5.0$



GRAFICA No.1 (ALIMENTACION - 10")



GRAFICA No. 2 (DESCARGA = 2")

2.2 NUEVA SUPERFICIE PRODUCIDA:

Con el objeto de expresar con sencillez el concepto de superficie original y de superficie producida, nos permitiremos suponer que un cubo al ser triturado, se fracturará en partículas iguales. Consecuentemente, el cubo de la figura - No. 8, tendrá un área original (S)

$$S = 6 (X^2) \quad (2)$$

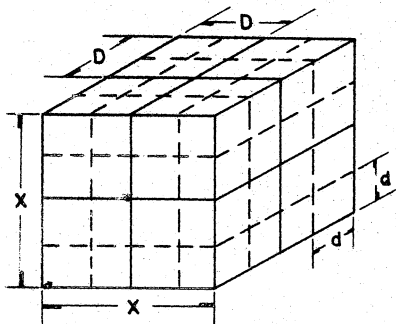


Fig. No. 8 CUBO DE NUEVA SUPERFICIE

Si la partícula se tritura con la siguiente relación de trituración:

$$RT = \frac{X}{D} \quad (3)$$

La nueva superficie producida será:

$$NS = 6D^2 (RT)^3 \quad (4)$$

Si la misma partícula se tritura en otra nueva relación de trituración que produzca partículas de lado (d), se tendrá la siguiente relación de trituración (rt) y la nueva superficie producida (ns).

$$rt = \frac{x}{d} \quad (5)$$

$$ns = 6d^2(rt)^3 \quad (6)$$

Ejemplo:

Dando valor de:

$$X = 4 \text{ cm.}$$

$$D = 2 \text{ cm.}$$

$$d = 1 \text{ cm.}$$

y substituyendo valores en (2), (3), (4), (5) y (6) se tendrá:

$$S = 6(4^2) = 96 \text{ cm}^2 \quad (2')$$

$$RT = \frac{4}{2} = 2 \quad (3')$$

$$NS = 6(2^2) \times (2^3) = 192 \text{ cm}^2. \quad (4')$$

$$rt = \frac{4}{1} = 4 \quad (5')$$

$$ns = 6(1^2) \times (4^3) = 384 \text{ cm}^2. \quad (6')$$

2.3 CONSUMO DE ENERGIA EN TRITURACION:

Rittinger expone en su enunciado axiomático que: "El trabajo efectuado en la trituración es directamente proporcional a la nueva superficie producida". Bajo este principio, la expresión matemática que considera las expresiones (4) y (6), y

teniendo un valor determinado en (KW) para el tra
bajo efectuado en (4), la demanda de energía se -
expresa en la ecuación (7).

$$\frac{KW}{NS} = \frac{kw}{ns} \quad (7)$$

Sustituyendo valores se tiene:

$$\frac{KW}{6D^2(RT)^3} = \frac{kw}{6d^2(rt)^3} \quad (8)$$

$$\frac{KW}{kw} = \frac{6D^2(RT)^3}{6d^2(rt)^3} \quad (9)$$

Despejando (kw) en (7) se tiene:

$$kw = \frac{(ns)(KW)}{(NS)} \quad (10)$$

Sustituyendo los valores obtenidos en (4) y (6),
se tiene:

$$kw = \frac{6d^2(rt)^3 KW}{6D^2(RT)^3}$$

Quedando finalmente la siguiente ecuación:

$$kw = \frac{d^2(rt)^3 KW}{D^2(RT)^3} \quad (11)$$

La aplicación de la ecuación (11) se considera de
suma importancia al variar la relación de tritura
ción en una quebradora instalada para poder deter
minar la nueva capacidad de la máquina. Para de
ducir la nueva capacidad para la máquina de refe-

rencia, o la necesidad de su substitución por otra de mayor o menor potencia, se emplearán - los datos de cálculo proporcionados por la ecuación (12)

$$t/hr = \frac{(KW)(T/hr)}{kw} \quad (12)$$

Al aplicar en un problema de variación de relación de trituración la ecuación (11), se determinará que la demanda de energía es mayor al aumentar la relación de trituración (RT) y menor al disminuirla, para una misma capacidad. El ejemplo siguiente dá una idea numérica del principio antes expuesto.

Ejemplo:

Se tiene una quebradora de 10" x 16" con motor - de 30 H.P. (22.37 KW), con una capacidad de trituración de 33 t/hr., reduciendo de -10" a - 2.5" con una relación de trituración de 4.

Suponiendo que sin variar el tamaño de alimentación de 10", se varía la descarga como se indica en los siguientes casos y aplicando las ecuaciones (11) y (12) se tiene:

CASO No. 1 : Descarga a 1.5 pulgada.

Equipo Instalado

$$RT = \frac{10}{2.5} = 4$$

$$KW = 22.37$$

Equipo Modificado

$$rt = \frac{10}{1.5} = 6.67$$

$$kw = 37.34$$

$$D = 2.5''$$

$$d = 1.5''$$

$$KWH/T = 0.68$$

$$kwh/t = 1.13$$

$$t/hr = 33$$

$$t/hr = 19.77$$

Sustituyendo los valores del equipo modificado en (11)

$$kw = \frac{1.5^2 (6.67)^3 22.37}{(2.5)^2 (4)^3} = \frac{14935.7}{400} = 37.34$$

Sustituyendo valores en (12)

$$t/hr = \frac{22.37 \times 33}{37.34} = 19.77$$

$$kwh/t = \frac{22.37}{19.77} = 1.13$$

CASO No. 2 : Descarga a 3 pulgadas.

Equipo Instalado

$$RT = \frac{10}{2.5} = 4$$

Equipo Modificado

$$rt = \frac{10}{3} = 3.3$$

$$KW = 22.37$$

$$kw = 18.59$$

$$D = 2.5''$$

$$d = 3''$$

$$KWH/T = 0.68$$

$$kwh/t = 0.56$$

$$t/hr = 33$$

$$t/hr = 39.3$$

Los ejemplos anteriores demuestran el enunciado expresado y la ecuación (11) puede quedar finalmente expresada en la siguiente forma:

$$(kw)^{0.33} = \frac{d^{0.66}(rt)(Kw)^{0.33}}{D^{0.66}(RT)} \quad (14)$$

Para la aplicación práctica industrial, debe considerarse para la determinación de la relación de trituración, los tamaños efectivos, tanto de alimentación (F) como de descarga (P), mismos que deberán corresponder al 80% al cual se halla cada uno de los productos, quedando la interpretación de relación de trituración en la forma siguiente:

$$RT = \frac{F}{P} \quad (15)$$

2.4 DETERMINACION DE DEMANDA DE ENERGIA EN TRITURACION:

Esta determinación para fines de estudio experimental y de aplicación industrial, se efectúa principalmente por medio de los dos métodos que se describen a continuación, llegándose en el primero a una determinación directa de un valor (W) = KWH/t y en el segundo, a un índice de trabajo (Wi) = kwh/t, pudiéndose obtener a partir de cualquiera de ellos, el otro valor mediante la aplicación de las siguientes ecuaciones del Ing. Fred C. Bond:

$$Wi = W \left[\frac{\sqrt{RT}}{\sqrt{RT}-1} \right] \left[\sqrt{\frac{P}{100}} \right] \quad (16)$$

$$w = w_i \left[\frac{\sqrt{RT-1}}{\sqrt{RT}} \right] \left[\sqrt{\frac{100}{P}} \right] \quad (17)$$

2.4.1 METODO DIRECTO :

Este método, como se ha indicado, determina directamente un valor (w) de consumo de energía en KWH/t, para una relación de trituración determinada $RT = F/P$. Consiste en efectuar a un mineral, al cual se le ha determinado su granulometría y valor (F) en micras, una prueba de trituración en quebradora de quijada, determinando la demanda de energía por lectura directa, midiendo el amperaje y el voltaje tanto en vacío como en operación, así como la capacidad de trituración en t/hr.

Ejemplo:

En una quebradora de quijada de 4" x 6", con motor de 3.0 H.P. que transmite al volante de la quebradora una velocidad de 250 r.p.m. y acusa en vacío una demanda de energía de 0.71 KW, se trituró un mineral con la alimentación y descarga que se anota en los cuadros 3 y 4, y se registran en la gráfica No. 3, determinándose los valores (F) y (P) de los productos de referencia, valores que corresponden al tamaño al cual se halla el 80% del mineral.

ALIMENTACION .

Producto	Tamaño mm	Peso %
-3/4" + 1/2"		1.4
-1/2" + 3/8"		17.1
-3/8" + 1/4"		29.3
-1/4" + 1/8"		26.5
-1/8" + 10 μ		9.8
-10 μ		15.9
		100.0
-3/4"	-19.02	100.0
-1/2"	-12.70	98.6
-3/8"	- 9.52	81.5
-1/4"	- 6.35	52.2
-1/8"	- 3.18	25.7
- 10 μ	- 1.65	15.9
(F)	9400	MICRAS

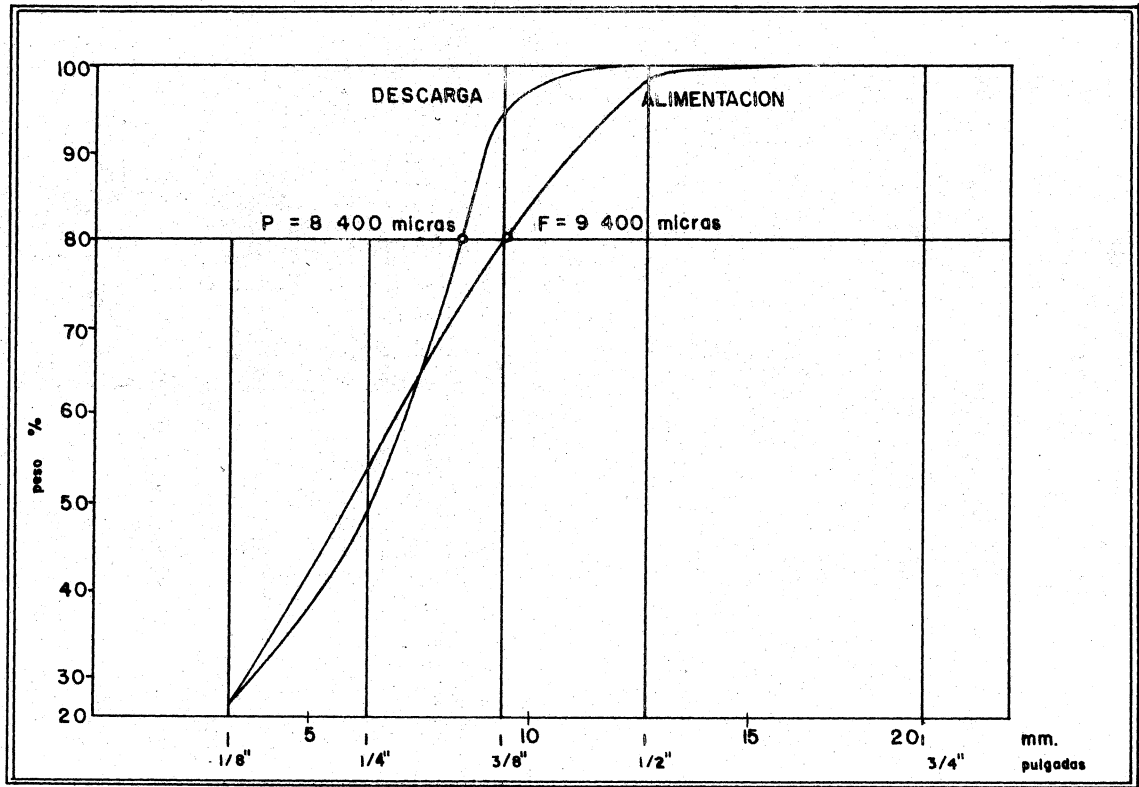
CUADRO No. 3

DESCARGA .

Producto	Tamaño mm.	Peso %
-1/2" + 3/8"		4.1
-3/8" + 1/4"		46.1
-1/4" + 1/8"		22.3
-1/8" + 10 μ		10.0
-10 μ		17.5
		100.0
-1/2"	-12.70	100.0
-3/8"	- 9.50	95.9
-1/4"	- 6.35	49.8
-1/8"	- 3.18	27.5
- 10 μ	- 1.65	17.5
(P)	8400	MICRAS

CUADRO No. 4

μ = milésimas, no confundir con micras.



GRAFICA No. 3

ALIMENTACION (9 400 micras)

DESCARGA (8 400 micras)

En la prueba se trituraron 46.35 Kg. -- en 3 minutos, que corresponden para la quebradora empleada, una capacidad de - 0.927 t/hr.

La demanda medida en la operación fue de 1.22 KW, por lo que el consumo efectivo de energía empleado en el trabajo efectuado fue de:

$$w = \frac{1.22 - 0.71}{0.927} = 0.55 \text{ kWh/t.}$$

con una relación de trituración de:

$$RT = \frac{F}{P} = \frac{9400}{8400} = 1.12$$

La aplicación de la ecuación (16), permite determinar el índice de trabajo -- (w_i), valor que sirve de base para el cálculo de demanda de energía en cualesquier otra relación de trituración.

$$w_i = w \left[\frac{\sqrt{RT}}{\sqrt{RT-1}} \right] \sqrt{\frac{P}{100}};$$

Sustituyendo valores:

$$w_i = 0.55 \left[\frac{\sqrt{1.12}}{\sqrt{1.12-1}} \right] \sqrt{\frac{8400}{100}}$$

$$w_i = 0.55 \times 18.15 \times 9.1657 = 91.49 \text{ kWh/t}$$

Con el índice de trabajo determinado - (Wi), si se toman los valores de alimentación y descarga de los cuadros 1 y 2 y los valores de (F) y (P) consignados en las gráficas Nos. 1 y 2, se tendrá, sustituyendo valores en la ecuación - (17) la siguiente demanda de energía:

Datos:

$$RT = \frac{F}{P} = \frac{244,000}{39,000} = 6.25$$

$$W = 91.49 \left[\frac{\sqrt{6.25} - 1}{\sqrt{6.25}} \right] \sqrt{\frac{100}{39000}} = 2.78 \text{ kWh/t}$$

2.4.2 METODO DEL PENDULO:

El método del péndulo, que determina un índice de trabajo (Wi), consiste en -- fracturar trozos de mineral, mediante -- el impacto producido por un péndulo con peso de 33.3 lbs., sujeto a un brazo -- con una carrera máxima de 5.0 ft, que -- gira libremente en un perno, tal y como se ilustra en la figura No. 9. La energía variable que se imparte a la roca -- sujeta a estudio se mide en ft-lb.

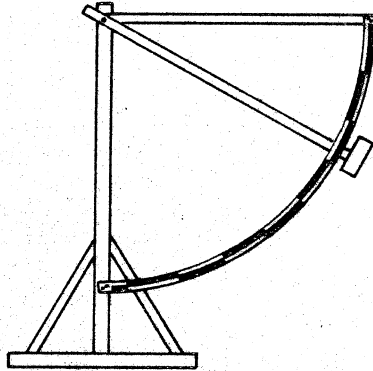


Fig. No 9 PENDULO TECAMACHALCO

Normalmente para esta determinación se hacen entre 40 y 60 pruebas, tomando un promedio de los espesores de las rocas fracturadas, así como de las lecturas registradas por la altura de caída del péndulo. El producto de dividir el promedio de espesores corresponde a la energía necesaria en ft-lbs. por pulgada, que se denominará como factor (C).

La siguiente ecuación de Fred C. Bond, determina, mediante las pruebas descritas, el índice de trabajo (W_i) para calcular la demanda de energía en trituración. Sustituyendo valores en la ecuación (16).

$$W_i = \frac{2.59 C}{S} \quad (18)$$

Donde:

$$W_i = \text{kw/h/t}$$

$$C = \text{ft-lb por pulgada.}$$

$$S = \text{promedio de peso específico de rocas probadas.}$$

Ejemplo:

Del mismo mineral probado por el método directo, se efectuaron 38 pruebas por el método del péndulo con los siguientes resultados promedio:

Promedio espesor	1.75"
Promedio lecturas	31.53 ft-lb.
Promedio densidad	2.92

$$C = \frac{31.53}{1.75} = 18.02 \text{ ft-lb/pulg.}$$

$$W_i = \frac{2.59 \times 18.02}{2.92} = 15.98 \text{ kw/h/t}$$

El valor determinado (W_i) = 15.98, es 3.72 % más alto que el determinado por el Método Directo, sin embargo, puede considerarse que los índices de trabajo determinados por ambos métodos son prácticamente comparables:

Método	(W _i) kwh/t
Directo	15.40
Péndulo	15.98

2.5 APLICACION :

La determinación del índice de trabajo (W_i) por cualesquiera de los métodos antes expuestos, permite llegar a la selección apropiada de las quebradoras que integren una operación completa de trituración.

Si se supone una operación para triturar mineral a una capacidad de 300 ton/h, considerando el índice de trabajo determinado por el método del péndulo (W_i) = 15.98 kwh/ton, y los valores (F) y (P) obtenidos en los 2 ejemplos desarrollados a lo largo de estas notas (ver Cuadros 1 y 2 y Gráficas 1 y 3), se podrá llegar, aplicando la ecuación $W = \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}}$ a la obten-

tención de la demanda de energía (W), con lo cual, y mediante el empleo de las tablas de especificaciones de los fabricantes, se podrá determinar finalmente la selección de las quebradoras tanto primaria como secundaria.

En la práctica industrial, a pesar de que las demandas de energía calculadas analíticamente resultan muy bajas, la selección de la máquina deberá hacerse en función de los tamaños de alimentación de los fragmentos por triturar, en cuyo caso es muy probable que el equipo resulte mayor al calculado.

TRITURACION PRIMARIA:

$$W = \frac{10Wi}{\sqrt{P}} - \frac{10Wi}{\sqrt{F}}$$

Alimentación	- 10"
Valor (F)	244,000 micras
Descarga	- 2"
Valor (P)	39,000 micras
RT = F/P	6.25

Substituyendo valores:

$$W = \frac{159.8}{\sqrt{39,000}} - \frac{159.8}{\sqrt{244,000}} = 0.809 - 0.323$$

$$W = 0.486 \text{ KWH/ton}$$

$$\text{Potencia motor} = 300 \text{ ton} \times 0.486 \text{ KWH/ton}$$

$$\text{Potencia motor} = 145.8 \text{ KW}$$

$$1 \text{ H.P.} = 745.7 \text{ watts} = 0.7457 \text{ KW}$$

$$\text{Potencia motor} = \frac{145.8}{0.7457} = 195.52 \text{ H.P.}$$

$$\text{Eficiencia en transmisión} = 85\% \text{ (Según ROIE)*}$$

$$\text{Potencia real} = \frac{195.52}{0.85} = 230 \text{ H.P.}$$

Consultando las tablas del "Manual Denver Equipment", se llega a determinar que la quebradora - primaria requerida para la operación, es una quebradora de Quijada de 30"x55" con 300 - 400 H.P. (Según especificaciones).

* ROIE = Reglamento de Obras e Instalaciones Eléctricas.

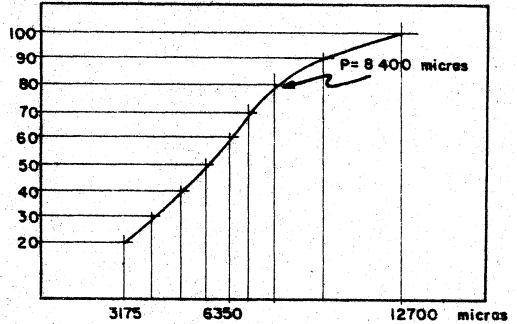
TRITURACION SECUNDARIA:

Para determinar el tamaño de la quebradora -- secundaria, se procederá al cálculo respectivo, tomando como dato de valor de descarga, (P) = 8400 micras, que corresponde a la fracción 1/2" del cuadro No. 2, que a continuación se reproduce,

D E S C A R G A

Producto	Tamaño cm	Peso %
-1/2"+1/4"		48.5
-1/4 +1/8"		31.0
-1/8"		20.5
-1/2"	-1.27	100.0
-1/4"	-0.64	51.5
-1/8"	-0.32	20.5
(P) = 8400 micras		

TABLA 2(a)



GRAFICA No 2 (a) GRANULOMETRÍA DE LA FRACCION -1/2"

Valor (F)	39,000 micras
Descarga	-1/2"
Valor (P)	8400 micras
RT = F/P	4.64
w _i	15.98 kwh/ton

$$w = \frac{159.8}{\sqrt{8400}} - \frac{159.8}{\sqrt{39,000}} = 1.7435 - 0.8092 = 0.9343$$

$$w = 0.9343 \text{ kWh/T}$$

Del cuadro No. 2, se tiene que la descarga de la quebradora primaria es de 32.6% a -1/2", por lo que la diferencia a +1/2" será de 67.4%

$$300 \text{ ton/hr} \times 0.674 = 202.2 \text{ ton/hr a } +1/2''$$

$$\text{Potencia motor} = 202.2 \text{ ton/hr} \times 0.9343 \text{ KWH/ton}$$

$$\text{Potencia motor} = 188.91 \text{ H.P.}$$

$$1 \text{ H.P.} = 745.4 \text{ watts.} = 0.7457 \text{ KWH}$$

$$\text{Potencia motor} = \frac{188.91}{0.7457} = 253.33 \text{ H.P.}$$

Eficiencia en transmisión = 85 % (Según el Reglamento de Obras e Instalaciones Eléctricas. ROIE)

$$\text{Potencia real} = \frac{253.33}{0.85} = 298.03 \approx 300 \text{ H.P.}$$

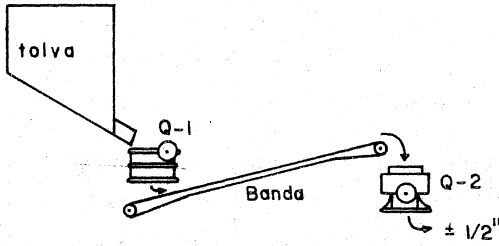
(para fines de cálculo)

Consultando las tablas del Manual Denver Equipment se llega a determinar que la quebradora secundaria requerida para esta operación, puede ser una quebradora Symons de cabeza corta de 7 ft con 250 - 300 H.P. (según especificaciones).

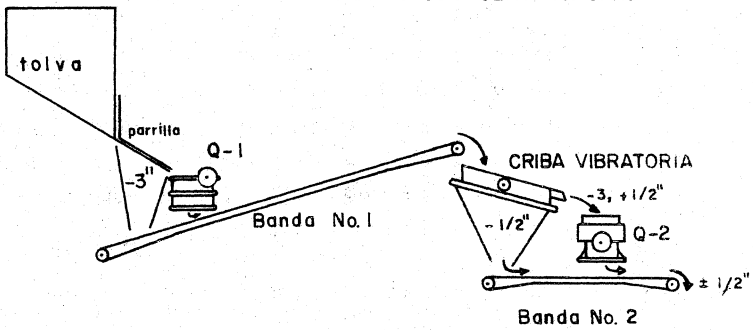
2.6 DIAGRAMAS DE TRITURACION:

La figura No. 10, representa en términos generales los tres principales arreglos para esta operación, en los cuales la eficiencia en la misma, va en aumento del arreglo (1) al (3), debiéndose considerar que la inversión en instalación aumenta en el mismo sentido, pero por concepto de operación, el aumento es en sentido inverso. Este último aspecto se intensifica notablemente en plantas de gran capacidad.

No. 1 CIRCUITO ABIERTO SIN CLASIFICACION.



No. 2 CIRCUITO ABIERTO CON CLASIFICACION.



No. 3 CIRCUITO CERRADO TRITURACION - CLASIFICACION.

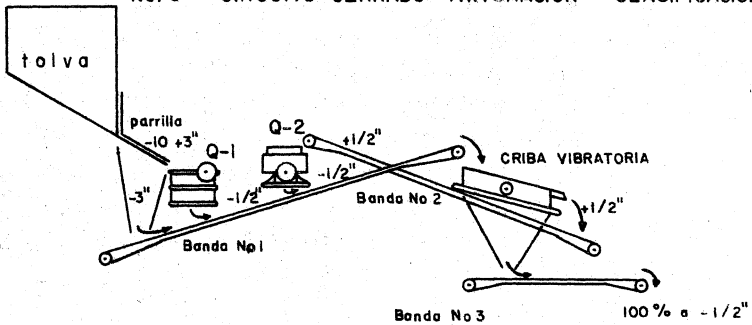


Fig. No. 10 SISTEMAS DE TRITURACION.

2.7 COMENTARIOS :

TRITURACION .

Los frecuentes estudios para determinar la demanda de energía en la operación de trituración mediante la aplicación de los métodos "Directo" y del "Péndulo", han permitido llegar a comprobar la similitud entre los resultados obtenidos en innumerables casos. Sin embargo es importante considerar, que para algunos minerales con planos de fractura definidos, como en las calizas, pizarras, lutitas, que presentan caras planas, - el método del "Péndulo", generalmente no es aplicable, acusando valores de demanda de energía - hasta 300% mayores que los obtenidos en el Método "Directo".

La caliza, cuyos átomos de calcio y carbono se ubican formando una celda unitaria romboedra, estando los grupos de oxígeno en series de tres alrededor de los átomos de carbono, orientan a los grupos cristalinos en estratos paralelos a sus caras. En estas condiciones, si este mineral recibe el impacto normal a sus planos, acusa valores altos de resistencia, y si lo recibe paralelo a los planos acusa valores bajos. En el mismo caso se hallan los otros minerales antes mencionados, por lo que para este tipo de minerales se recomienda el Método Directo, el cual proporciona un valor real e intermedio.

CAPITULO III

M O L I E N D A

III. M O L I E N D A .

3.1 G E N E R A L I D A D E S .

La operación de molienda, normalmente se efectúa en su etapa primaria en molinos de barras, y en la secundaria en los molinos de bolas. Generalmente la descarga de los molinos de barras es de 991 micras (16 mallas), alcanzándose cualquier tamaño, dentro de límites económicos, en los de bolas. Esta operación se logra con alta eficiencia cuando los molinos son operados en condiciones normales en cuanto a uniformidad del tamaño de alimentación, dilución de la pulpa, y satisfacen además las siguientes constantes de operación:

- a. Velocidad.
- b. Carga de bolas.
- c. Potencia del motor.

En los siguientes puntos, se determinan las -- constantes de trabajo antes mencionadas.

3.2 V E L O C I D A D C R I T I C A Y V E L O C I D A D D E T R A B A J O .

Para que haya lugar al efecto de molienda de partículas de mineral en un molino, se requiere que los miembros de molienda, (barras, bolas o guijarros) tengan un movimiento relativo tal, con respecto a éste, que permita que la operación se efectúe eficientemente.

Recurriendo un tanto al absurdo y si se considera que la velocidad del molino es igual a cero, no habrá movimiento alguno de los miembros de -

trabajo y consecuentemente no se obtendrá ningún grado de molienda. Si por el contrario, se supone que la velocidad del molino es tal que permita que por efecto centrífugo, los miembros de trabajo y la carga de mineral se adhieran al molino, tampoco se verificará la operación de molienda. Consecuentemente, los miembros de trabajo deberán tener con respecto al molino, un movimiento relativo para poder llegar a determinada posición para que en su caída y rodamiento, efectúen su trabajo.

A la velocidad necesaria imprimida al molino para satisfacer tal condición, se le denomina velocidad de trabajo (V_t), misma que corresponde, dependiendo del tipo de molino y requerimientos de molienda, entre un 70 - 80 % de la velocidad crítica (V_c). La velocidad crítica es aquella a la cual una bola en el interior del molino, se adhiere a éste por efecto centrífugo y se desprende al llegar a la parte superior del mismo cayendo libremente.

Los cálculos siguientes permiten llegar finalmente a determinar la fórmula de la velocidad crítica de los molinos, deducir de ésta la velocidad de trabajo y determinar las fórmulas para las otras constantes.

2.1 Cálculo de la velocidad crítica (vc).

Fuerza centrífuga = F_c

$$F_c = \frac{mv^2}{g(4)} \quad (1)$$

$$F_t = F_c - m \operatorname{sen} \alpha \quad (2)$$

$$F_t = \frac{mv^2}{g(r)} = m \operatorname{sen} \alpha$$

Si $F_c = 0$

$$\frac{mv^2}{g(r)} = m \quad (3)$$

$$mv^2 = g(r) m \quad (4)$$

$$v^2 = \frac{g(r)}{m} m$$

$$v^2 = g(r) \quad (5)$$

Velocidad periférica:

$$v = n \pi d \quad (6)$$

Donde:

n = No. de revoluciones por segundo (r.p.s.)

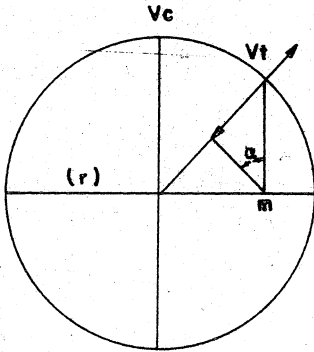
d = diámetro

Sustituyendo (5) en (6)

$$g(r) = n^2 \pi^2 d^2 \quad (7)$$

Siendo $r = d/2$;

$$d^2 = 4r^2 \quad (8)$$



Despejando el valor (n) de (7)

$$n = \sqrt{\frac{g(r)}{2d^2}}; \quad \text{sustituyendo el valor de (r)}$$

$$n = \sqrt{\frac{(g)d/2}{\pi^2 d^2}} = \left[\sqrt{\frac{g}{2\pi^2}} \right] \left[\frac{1}{\sqrt{d}} \right]$$

$$n = \sqrt{\frac{g(r)}{24r^2}} = \left[\sqrt{\frac{g}{4\pi^2}} \right] \left[\frac{1}{\sqrt{r}} \right]$$

$$n = \sqrt{\frac{g}{4\pi^2}} \frac{1}{\sqrt{r}} \quad (9)$$

Dando valores:

$$g = 32.2$$

$$4\pi^2 = 39.4784$$

Sustituyendo valores en (9)

$$n = \left[\sqrt{\frac{32.2}{39.4784}} \right] \frac{1}{\sqrt{r}} = \left[\sqrt{0.8156} \right] \frac{1}{\sqrt{r}} = \frac{0.903}{\sqrt{r}}$$

$$r.p.m. = \frac{60 \times 0.903}{\sqrt{r}} = \frac{54.18}{\sqrt{r}} = \frac{54.18 \sqrt{2}}{\sqrt{d}} = \frac{76.62}{\sqrt{d}}$$

Sistema Inglés en donde (r) y (d) se da en ft

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{r}} ; \quad \text{r.p.m.} \quad (10)$$

$$V_c = \frac{76.62}{\sqrt{d}} ; \quad \text{r.p.m.} \quad (11)$$

$$24.18 = 60 \sqrt{\frac{g}{4 \pi^2}} \quad (12)$$

Sistema Métrico en donde (r) y (d) se da en m.

$$V_c = \frac{29.9}{\sqrt{r}} ; \quad \text{r.p.m.} \quad (10')$$

$$V_c = \frac{42.3}{\sqrt{d}} ; \quad \text{r.p.m.}$$

$$29.9 = 60 \sqrt{\frac{g}{4 \pi^2}} \quad (12')$$

2.2 DETERMINACION DE LA VELOCIDAD DE TRABAJO.

Considerando lo expuesto en la Figura, la velocidad de trabajo (v_t) se halla a 135° con respecto a la horizontal, por lo que:

$$v_t = \frac{135}{180} = 0.75 \quad (13)$$

$v_t = 0.75 \quad V_c$

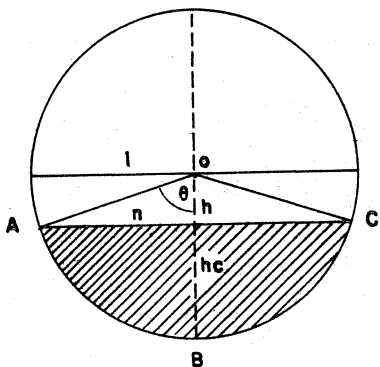
 (14)

Sin embargo, y conforme a las necesidades de trabajo e índole del mismo, la velocidad de trabajo se toma entre 70 y 80% de la velocidad crítica, como se ha expresado con anterioridad.

3.3 C A R G A D E B O L A S .

La carga de bolas en los molinos debe ser un factor constante, ocupando un volumen proporcional a ellas. Independientemente del diámetro de la descarga del molino, en términos generales se -- considera como carga apropiada, la que ocupe el volumen correspondiente a un tercio del diámetro de trabajo del molino.

El cálculo siguiente permite determinar en por-ciento, el volumen de referencia.



$$hc = \frac{D}{3}$$

$$h = \frac{D}{6}$$

$$\text{Area } ABCA = OABCO - OAC \quad (1)$$

$$\cos \theta = \frac{h}{R} = \frac{D/6}{D/2} = 0.333 \quad (2)$$

$$\theta = 70.31'$$

$$2\theta = 141.02' \quad (3)$$

D = Diámetro

$$\tan \theta = \frac{n}{h} ; n = h \tan \theta$$

$$\text{Area } OAC = hn = h^2 \tan \theta \quad (4)$$

$$\text{Area } OABC = \frac{D^2 \cdot 0.7854}{360} \cdot 2\theta \quad (5)$$

$$\text{Area } ABCA = \frac{D^2 \cdot 0.7854}{360} \cdot 2\theta - h^2 \tan \theta \quad (6)$$

Dando valores y sustituyendo en (6)

Si:

$$D = 2$$

$$R = 1$$

$$h/6 = 0.333$$

$$ABCA = \frac{4 \times 0.7854}{360} \times 141.03 - (0.1109 \times 2.8265)$$

$$= 0.008727 \times 141.03 - 0.31346 = 0.91731$$

Area de la circunferencia = 3.1416

$$\% \text{ del volumen} = \frac{0.91731}{3.1416} \times 100 = 29.20\% \quad (7)$$

Para determinar la carga de bolas, el volumen de terminado deberá ser afectado del volumen de huecos, el cual corresponde a 30% del mismo, y el producto del volumen resultante multiplicado por el peso específico de los miembros de trabajo, proporciona el peso total de la carga de bolas.

Carga de Bolas = C_B

$$C_B = \frac{(29.20 \times 0.7) \delta V}{100}$$

$C_B = 0.2044 \delta V$

 (8)

Donde:

V = Volumen del molino en M^3 .

δ = Peso específico $\left\{ \begin{array}{l} 7.85 \text{ para fierro.} \\ 2.72 \text{ para guijarros} \end{array} \right.$

3.4 CALCULO DE DIAMETRO DE BOLA PARA MOLINOS.

En operaciones de molienda, uno de los factores determinantes en la optimización de los costos de operación es el diámetro de bola, y de acuerdo con Fred C. Bond la fórmula para calcular el diámetro de bola es la siguiente:

$$B = \left[\frac{F}{K} \right]^{1/2} \times \left[\frac{Sg \times Wi}{Cs \times D} \right]^{1/3}$$

Donde: B= Diámetro de bola, en pulgadas.

F= Tamaño del material de alimentación cuyo 80% pasa por el tamíz, en micras.

Wi= Índice de trabajo, en Kw/Ton.

Cs= Porcentaje de velocidad crítica.

Sg= Gravedad específica del mineral, en gr /cm³.

D= Diámetro interior del molino entre las pas, en pies.

K= Constante, 350 para molienda por vía húmeda.

335 para molienda por vía seca.

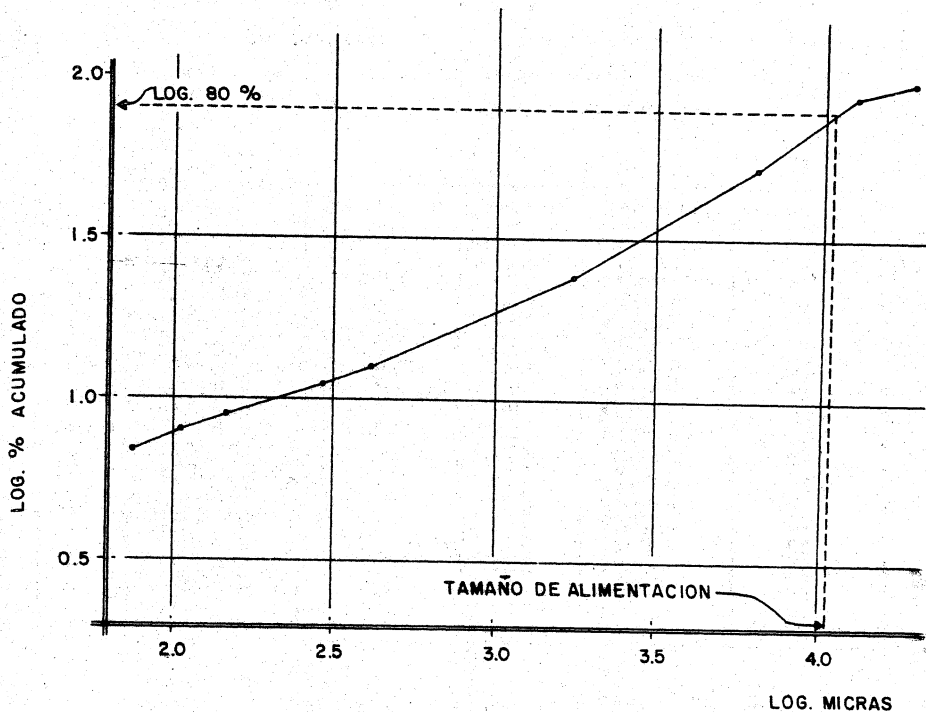
EJEMPLO:

Se tiene un molino de 10.5 pies de diámetro interior, en el cual se está moliendo por vía húmeda y circuito abierto un mineral que tiene una gravedad específica de 3.1 gr /cm³ e índice de trabajo igual a 11.7 Kw/Ton. y trabaja a 72.8% de la velocidad crítica. El tamaño del material de alimentación se encontró tomando una muestra representativa del material alimentado al molino durante 15

días; se hizo el análisis de mallas y se tomaron logaritmos de cada tamaño en micras y del porcentaje acumulado en cada malla.

MALLA	MICRAS	% PESO	% ACUMULADO	LOG. MICRAS	LOG. % ACUM.
3/4"	19000	-0-	100.00	4.28	2.00
1/2"	12700	8.3	91.70	4.10	1.96
1/4"	6350	38.12	53.58	3.80	1.73
10	1680	28.97	24.61	3.23	1.39
35	420	11.90	12.61	2.62	1.10
50	297	1.39	11.32	2.47	1.05
500	149	2.46	8.86	2.17	0.95
150	105	0.89	7.07	2.02	0.90
200	74	1.03	6.94	1.87	0.84
200	—	6.94	—	—	—

Graficando los valores de las dos últimas columnas y localizando el 80% acumulado que pasó por el tamiz, como se muestra en la gráfica, se obtiene que el tamaño de Alimentación (F) es de - - 10,471.29 micras.



Con estos datos:

$F = 10.471.29$ micras.
 $W_i = 11.7$ Kw/Ton.
 $C_s = 62.8\%$
 $S_g = 3.1$ gr /cm³
 $D = 10.5$ pies
 $K = 350$ - vía húmeda

Aplicando la fórmula

$$B = \left[\frac{F}{K} \right]^{1/2} \times \left[\frac{S_g \times W_i}{C_s \times D} \right]^{1/3}$$

Tenemos $B = 2.9308$ Pulg.

Por lo tanto el diámetro de bola requerido para este molino será de 3" aproximadamente, ya que es el calibre comercial que más se acerca al valor que obtuvimos.

TABLA DE CONVERSION

No. MALLA ASTM	PULGADAS	MICRAS	No. MALLA ASTM	PULGADAS	MICRAS
12	0.0661	1680	170	0.0035	88
16	0.0469	1190	200	0.0029	74
20	0.0331	840	230	0.0024	62
25	0.0280	740	300	0.0020	50
30	0.0232	590	325	0.0017	44
35	0.0197	500		0.0016	40
40	0.0165	420	400	0.00142	36
45	0.0133	350		0.00099	25
50	0.0117	297		0.00079	20
60	0.0098	250		0.000394	10
70	0.0083	210		0.000315	8
80	0.0070	117		0.000197	5
100	0.0059	149		0.000118	3
120	0.0049	125		0.0000394	1
140	0.0041	105			

CARACTERISTICAS FISICAS DE BOLAS PARA MOLINO

DIAMETRO		PESO	No. BOLAS	Vol. UNITARIO	DUREZA RW"C"
PULG.	mm	kg	POR TON.	Cm ³	
7/8"	22.2	0.040	25.000	5.746	60 - 65
1"	25.4	0.070	14.286	8.575	60 - 65
1 1/4"	31.7	0.130	7.693	16.752	60 - 65
1 1/2"	38.1	0.220	5.545	28.952	55 - 60
2"	50.8	0.560	1.786	68.625	55 - 60
2 1/2"	63.5	1.040	962	134.041	55 - 60
3"	76.2	1.850	541	231.622	50 - 55
3 1/4"	82.5	2.200	455		50 - 55
3 1/2"	88.9	2.850	351	367.805	50 - 55
4"	101.6	4.220	237	549.032	50 - 55

MATERIAL DE FABRICACION: ACERO SAE 5160

3.5 DEMANDA DE ENERGIA

Desde el punto de vista mecánico, la energía necesaria para mover un molino, es directamente proporcional a su peso y velocidad de trabajo. Sin perder desde ningún punto de vista el aspecto mecánico, metalúrgicamente, el consumo de energía es directamente proporcional a la nueva superficie producida. (Rittinger 1867).

Bajo los principios fundamentales expuestos, Gow determinó que el consumo efectivo de energía en un molino es directamente proporcional a la raíz cuadrada del mismo, o sea que la energía efectiva es proporcional a la potencia 2.6 del radio del molino.

Partiendo de esta base, Faherenwal y Lee relacionaron el consumo de energía de un molino de laboratorio perfectamente controlado de 2ft de diámetro por 2ft de longitud con uno de tipo industrial de 4ft de diámetro x 6ft de longitud encontrando la relación siguiente:

$$\frac{KW}{kw} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l} \quad (1)$$

Siendo proporcional la demanda de energía a la nueva superficie producida y ésta a la capacidad de molienda, pudiéndose sustituir la demanda de energía (KW) por la capacidad (T) en toneladas por 24 horas, para poder determinar el tamaño del molino y la potencia requerida para su operación, quedando ésta expresada en la siguiente ecuación (2).

$$\frac{T}{t} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l} \quad (2)$$

Esta ecuación proporciona el tamaño del molino en diámetro (D) y longitud (L), con cuyos datos se obtiene el motor requerido para su operación.

Sin embargo, la siguiente ecuación (3) que se origina de la ecuación (12) del punto (2.7.1) - -

$$54.18 = 60 \sqrt{\frac{9}{4\pi^2}} \text{ permite determinar la potencia}$$

necesaria para un molino, siendo ésta correspondiente al 54.18% del volumen del molino en ft³ - afectado de 20%.

$$H. P. = (0.5418 \quad V) 1.2 \quad (3)$$

La determinación experimental de molienda en el laboratorio, permite la selección del molino industrial y determinar al mismo tiempo la potencia requerida para operarlo. El U. S. Bureau of - - Mines, estandarizó para este tipo de estudios un molino de bolas de 8 pulgadas de diámetro por 7 y 1/2 pulgadas de longitud, con carga de bolas de - 8.6 Kg y velocidad de trabajo de 71 r.p.m.. Para el mismo objeto, la Denver Equipment Co. estandarizó un molino de barras de 7-1/2 pulgadas de diámetro por 15 pulgadas de longitud, con carga de - 14.6 Kg. de barras y velocidad de trabajo de 42 - r.p.m., cuyos valores calculados (d^{2.6}l) son los siguientes, haciendo la conversión de las dimensiones de los molinos de pulgadas a pies.

Molino	Medidas	$d^{2.6}_1$	Tipo
U.S. Bureau of Mines	8" x 7-1/2"	0.2178	Bolas
Denver Equipment Co.	7-1/2" x 15"	0.3684	Barras

En los laboratorios de Tecamachalco de la Comisión de Fomento Minero, en donde se han llevado a cabo algunos miles de pruebas de molienda, se ha obtenido industrialmente la comprobación de la ecuación (2) bajo las siguientes condiciones:

Molino	Alimentación
Laboratorio	-10 Mallas
Industrial	-1/2 pulgada

Experimentalmente, en el laboratorio se determina el tiempo de molienda necesario para moler 1000 gr. de mineral con dilución 1:1, de -10 a -65 mallas. Al mineral de alimentación (F) a -10 mallas, se le determina el porcentaje a -65 mallas, teniendo el tiempo efectivo de trabajo mediante la siguiente proporción:

$$\frac{T}{C} = \frac{T_e}{100} \quad \text{Donde:}$$

T = Tiempo en minutos.

C = Porcentaje a -10 + 65 mallas.

T_e = Tiempo efectivo.

Con el objeto de dar una idea de la aplicación de

lo antes expuesto, se dá a continuación un ejemplo:

Ejercicio (1)

Se requiere determinar el molino industrial necesario, así como sus constantes de trabajo para moler 400 t/24 horas de mineral de -1/2", a 100% -65 mallas.

La determinación experimental indicó un tiempo de 22 minutos para moler 1000 g de mineral de -10 a -65 mallas en dilución de 1:1, en un molino de 8" x 7 1/2".

El producto de alimentación al molino tiene - - 77.3 % de -10 +65 mallas.

a. Tiempo efectivo: $\frac{T}{C} = \frac{T_e}{100.00}$

$$\frac{22}{77.3} = \frac{T_e}{100.00}$$

$$T_e = \frac{2200}{77.3} = 28.5 \text{ minutos.}$$

b. Capacidad del molino de laboratorio.

$$\frac{1440}{28.5} = 50.5 \text{ Kg/24 hr.} = 0.0505 \text{ t/24 hr.}$$

c. Substituyendo valores en la ecuación (2)

$$\frac{400}{0.0505} = \frac{D^{2.6} L}{0.2178}$$

$$D^{2.6} L = \frac{400}{0.0505} \times 0.2178 = 1725.14$$

Si:

$$D = 8 \text{ Ft} \quad (8)^{2.6} = 222.86$$

Entonces:

$$L = \frac{1725.14}{222.86} = 7.74 \text{ Ft} = 8 \text{ ft (para fines de cálculo).}$$

d. Molino determinado:

Diámetro	8 Ft
Longitud	8 Ft
Volumen	402.12 Ft ³
	11.39 m ³
Motor	300.00 H.P.
Demanda	223.70 K.w.
Consumo	13.42 KWh/t

e. Determinación de constantes:

$$\text{Velocidad crítica} \quad V_c = \frac{54.18}{\sqrt{r}}$$

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{4}} = 27.09 \text{ r.p.m.}$$

$$\text{Velocidad de trabajo:} \quad V_t = 0.75 V_c$$

$$V_t = 0.75 \times 27.09 = 20.31 \text{ r.p.m.}$$

$$\text{Carga de bolas:} \quad C_B = 0.2044 V \delta$$

$$C_B = 0.2044 \times 11.39 \times 7.85 = 18.3 \text{ t}$$

$$\text{Potencia del Motor:} \quad \text{H.P.} = 0.5418 (1.2 V)$$

$$\text{H.P.} = 0.5418 \times 1.2 \times 402.12 = 261.5$$

$$\text{Motor} = \frac{261.5}{0.85} = 307.6 \text{ H.P.}$$

CAPITULO IV

TEORIA DE FRED C. BOND

IV. TEORIA DE FRED C. BOND.

En la actualidad, aunque los principios tanto teóricos como prácticos no han dejado de usarse y de difundirse, el principio básico expuesto por Rittinger en 1867, es indiscutible. Fred C. Bond, considerando, no que la teoría sino su interpretación, no se adaptan perfectamente a los equipos modernos, en 1951, expone lo que actualmente se denomina "Tercer teoría en trituración y molienda" que se expresa a continuación:

"La energía requerida es proporcional al tamaño de la partícula producida e igual a la diferencia de energías representadas por la Descarga (P) y Alimentación (F). En partículas de estructura similar, el tamaño de la partícula es equivalente a la raíz cuadrada de la mitad de la superficie y la nueva fractura es proporcional a:"

$$\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \quad (1)$$

Para fines de cálculo, el tamaño efectivo de las partículas de alimentación (F) y descarga (P), es aquel al cual se halla el 80% del material medido en micras, y el trabajo (W) medido en KWH/t.

La fórmula base de la teoría de Fred C. Bond (1951), considerada como "Tercer teoría", se consigna en la siguiente ecuación:

$$W = \frac{10Wi}{\sqrt{P}} - \frac{10Wi}{\sqrt{F}} \quad (2)$$

En donde (W_i) representa el índice de trabajo medido en kwh/st. (toneladas costos), parámetro que expresa la resistencia del mineral en las operaciones de trituración y molienda. Numéricamente el índice de trabajo (W_i) es la energía requerida para reducir el mineral de cualquier tamaño, a 80% - 100 mallas (147 micras), lo que equivale aproximadamente a que el 67% pasa por la malla 200 (74 micras). Conociendo cualquiera de los tres valores de la ecuación (2), el cuarto puede ser determinado por sustitución en (2a) y (2b).

$$W_i = \frac{W}{\left[\frac{10}{\sqrt{P}} \right] \left[\frac{10}{\sqrt{F}} \right]} \quad (2a)$$

$$P = \left[\frac{10W_i \sqrt{F}}{W \sqrt{F} + 10W_i} \right]^2 \quad (2b)$$

La aplicación de las ecuaciones anteriores para uso industrial, invariablemente dependen de determinaciones experimentales de molienda y de la sustitución de valores de la ecuación (3) que determina el valor (W_i) en kwh/t.

$$W_i = \frac{(44.5) (1.1)}{(P_i)^{0.23} (g/r)^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right]} \quad (3)$$

Donde:

W_i = kwh/t

P_i = Abertura de la malla deseada en micras.

g/r = Gramos por revolución.

P = Tamaño en micras al cual se halla el 80% del mineral molido.

F = Tamaño en micras al cual se halla el 80% del mineral alimentado.

Ejercicio (2)

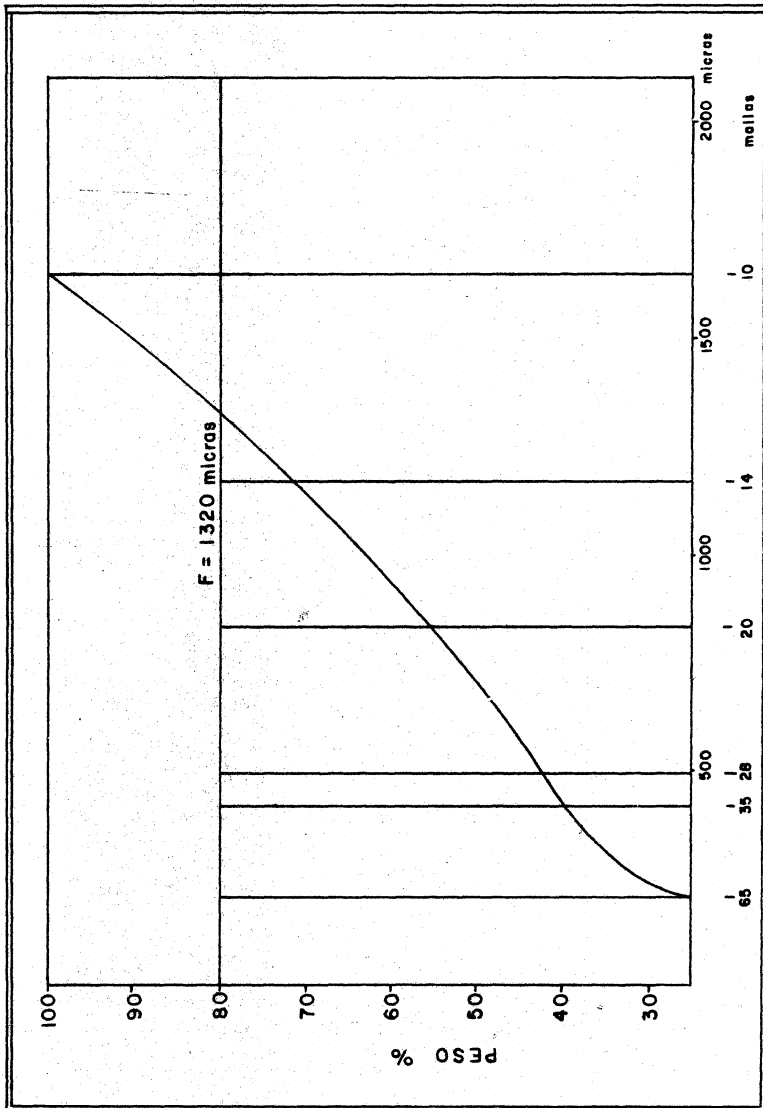
Con el objeto de comparar los resultados que se obtienen bajo los principios establecidos por las teorías anteriores a la de Fred C. Bond, se hizo una determinación de molienda bajo este principio al mismo mineral, obteniéndose la siguiente información que permite la sustitución de valores en la ecuación (3).

Los cuadros siguientes muestran los análisis de cribas de alimentación (F) y descarga (P) obtenidos experimentalmente y las gráficas Nos. 1 y 2, la determinación (F) y (P) en micras.

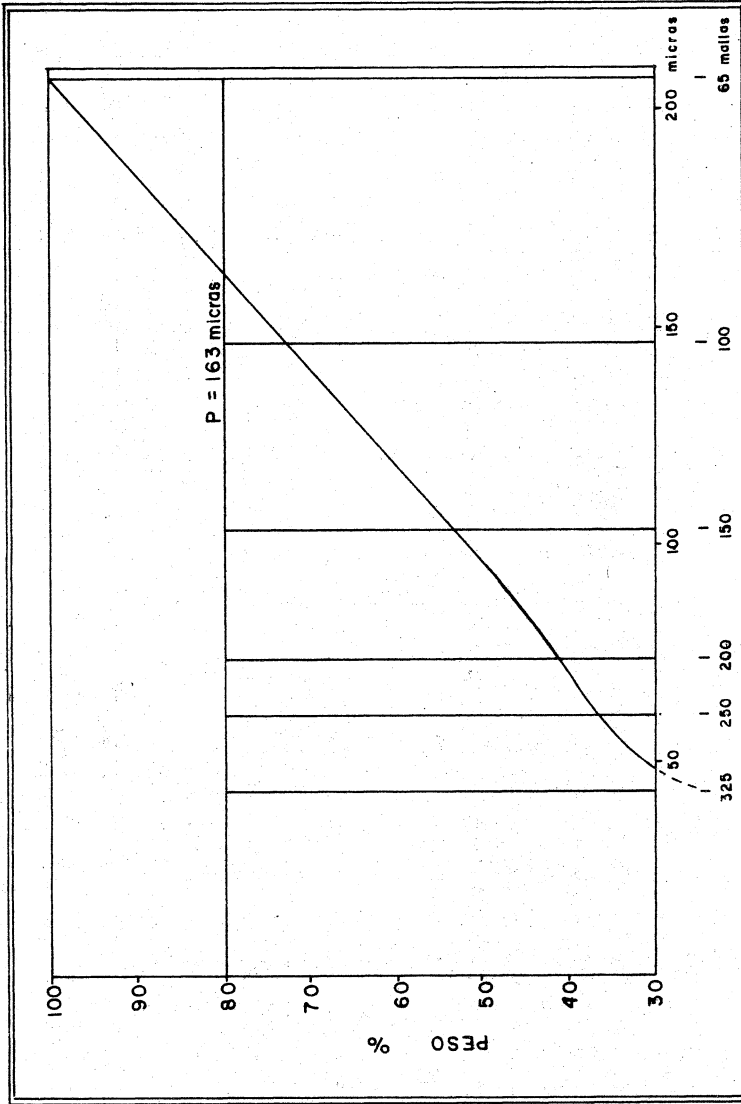
ALIMENTACION:-10 MALLAS

DESCARGA:-65 MALLAS

Producto (mallas)	Tamaño micras	Peso %	Producto (mallas)	Tamaño micras	Peso %
-10 + 14		29.9	-65 + 100		27.6
-14 + 20 "		15.5	-100 + 150		18.8
-20 + 28 "		13.5	-150 + 200		11.9
-28 + 35 "		9.1	-200 + 250		3.9
-35 + 48 "		7.3	-250 + 325		12.8
-48 + 65 "		2.9	- 325		25.0
- 65 "		22.7			100.0
		100.0			
- 10	-1651	100.0	- 65	-208	100.0
- 14	-1168	71.0	- 100	-147	72.4
- 20	- 833	55.5	- 150	-104	53.6
- 28	- 589	42.0	- 200	- 74	41.7
- 35	- 417	32.9	- 250	- 61	37.8
- 48	- 295	25.6	- 325	- 43	25.0
- 65	- 208	22.7			
(F)	1320	MICRAS	(P)	163	MICRAS



GRAFICA No 4 ALIMENTACION (-10 MALLAS)



GRAFICA No 5 DESCARGA (-65 MALLAS)

La técnica experimental, establecida para la aplicación de la teoría presentada, consiste en efectuar una molienda en pasos, eliminando en cada uno de ellos el producto a la malla deseada y sustituyendo su peso por carga nueva.

En el caso que se presenta, la alimentación al molino - tiene 22.7% a -208 micras, porcentaje que después de 120 revoluciones del molino aumentó a 31.2%. Para el segundo paso de molienda se adicionaron 312 g de carga nueva, teniéndose por consiguiente una carga circulante de - - 220.5%. Posteriormente se repitió la operación ocho veces llegándose a establecer una carga circulante de 249%.

De esta operación se tienen los siguientes datos para - ser sustituidos en la ecuación (3).

$$\begin{aligned}
 P_i &= 208 \text{ micras (65 mallas)} \\
 g/r &= \frac{2490 \text{ g}}{21.7 \text{ min.} \times 71 \text{ r.p.m.}} = 1.62 \\
 P &= 163 \text{ micras.} \\
 F &= 1320 \text{ micras.}
 \end{aligned}$$

El siguiente cuadro muestra en resumen la información - anterior, así como el valor (W_i) calculado.

Pasos de Molienda	% de carga circulante	Tiempo en minutos	Gramos por revolución	Micras		W_i kWh/t
				(F)	(P)	
8	249	21.7	1.62	1320	163	20.39

El valor (W_i) calculado de información experimental, es sustituido en la ecuación (2), considerando como en el - cálculo anterior, que la alimentación al molino será a -

-1/2", con un valor (F) de 9400 micras y descarga a -65 mallas, y un valor (P) de 163 micras con descarga a -325 mallas.

$$W = \frac{203.9}{163} - \frac{203.9}{9400} = 15.96 - 2.10 = 13.86 \text{ KWH/T}$$

Determinación de la demanda de energía requerida:

$$\text{Capacidad} = 400 \text{ t/24 hrs.}$$

$$\frac{400}{24} \times 13.86 = 231.00 \text{ KW}$$

$$\text{Motor} = 231.00 \times 1.341 = 309.77 \text{ H.P.}$$

Molino determinado:

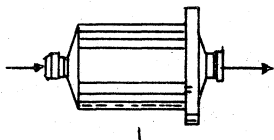
Diámetro	8 Ft
Longitud	8 Ft
Motor	310.00 H.P.
Demanda	231 KW
Consumo energía (W)	13.86 KWH/t.

4.1 C O M P A R A C I O N :

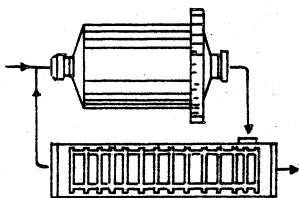
Los datos obtenidos experimentalmente demuestran que las teorías expuestas basadas en los mismos principios, llegan prácticamente a los mismos resultados, por lo que se estima que puede seguirse cualquiera de los procesos para determinar el tamaño de molino para aplicación industrial, partiendo de datos obtenidos experimentalmente.

RESUMEN COMPARATIVO

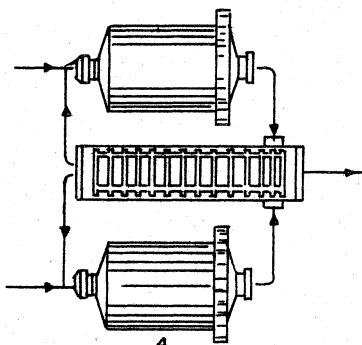
	RITTINGER	FRED C. BOND
Valor (w) KWH/t	13.42	13.86
Molino seleccionado	8ft x 8ft	8ft x 8ft
Motor H.P.	300.00	310.00
Demanda KW	223.70	231.00
Determinado por:	Tiempo de molienda	Indice de trabajo (Wi)



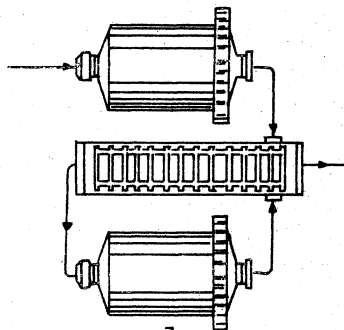
1



2



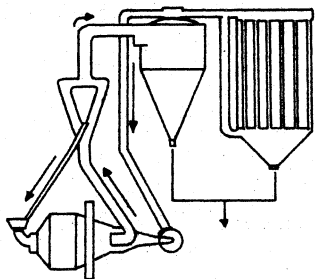
4



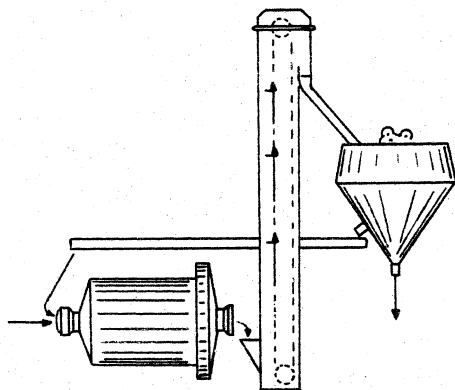
3

- 1. ABIERTO
- 2. CERRADO
- 3. MIXTO
- 4. DOBLE CERRADO

Fig. No 11 CIRCUITOS DE MOLIENDA EN HUMEDO



CIRCUITO NEUMATICO CON CLASIFICADOR GIRATORIO



CIRCUITO MECANICO CON CLASIFICADOR CENTRIFUGO

Fig. No 12 CIRCUITOS DE MOLIENDA
 EN SECO

BIBLIOGRAFIA

1. BOND, C. Fred. Crushing and Grinding Calculations (Part I). British Chemical Engineering. London 1956.
2. ESPINOSA, De León Luis. Experiencia Personal. Laboratorios Metalúrgicos de la Comisión de Fomento Minero. C.F.M., México, D.F. 1972.
3. NEWTON, Joseph. Extractive Metallurgy. John Wiley and Sons Inc. New York, N.Y. (U.S.A.) 1959.
4. RABONE, Philip. Flotation Plant Practice. Mc.Grow Hill. London. United Kingdom. 1956.
5. RICHARD, and Loke. Text book of Ore Dressing. Mc.Grow Hill Publications. New York, N.Y. (U.S.A.) 1960.

