

CAPÍTULO I

CAPÍTULO I

ESTUDIO DE MERCADO

1.1 GENERALIDADES.-

Hoy en día es difícil de imaginar un mundo en el que no se usa la arena de sílice, ya sea en la elaboración de un simple vaso para uso doméstico o en algo más complejo como las ventanas de alta dureza de los cohetes espaciales o en el uso de tecnología de pantallas inteligentes. Esta cadena productiva genera un desarrollo económico muy importante en los países que la vieron como una alternativa de crecimiento.

La producción de arena de sílice a nivel mundial por Kilo-Toneladas (kt) producidas es la que se presenta a continuación:

Tabla I-1

PRODUCCIÓN MINERA MUNDIAL DE DIOXIDO DE SILICIO INDUSTRIAL (kt)

PAISES	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Sub total Unión Europea	51958	52975	53500	54238	51.105	49.387	46.658	44.160	43923	43462	43006
Sub total Iberoamérica	4917	5719	5942	6172	5.109	5127	5027	5784	5653	5702	5752
Sub total Otros Países	51022	50942	52300	52187	48637	53769	71.126	77.284	89100	92193	95393
Sub total resto Países	2108	2252	1556	1561	3484	3422	3.555	2.857	3416	3511	3609
Total Mundial	110005	111888	113298	114158	108335	111705	126366	130085	142092	144868	147760

Fuentes: Minerals Yearbook 2015 (Silica), USGS; Producen también: Belice, Bosnia-Herzegovina, Croacia, Egipto, Eritrea, Estonia, Etiopía, Islandia, Indonesia, Israel, Jamaica, Jordania, Kenia, Nueva Caledonia, Nueva Zelanda, Filipinas, Serbia - Montenegro, Zimbawe, BoliVIA

El costo de la arena de sílice el año 2014 era de 295 € por tonelada puesta en planta en la Unión Europea este costo se incrementó hasta julio del 2015 a un precio de 375 € por tonelada y con una tendencia a seguir subiendo en el mercado por los siguientes años.

La arena de sílice es demandada por dos rubros importantes en Bolivia, el primero para la elaboración de esmalte cerámico (Fritas) que se trasladó del departamento de Tarija a el departamento de Cochabamba debido a la falta de materia prima y el segundo de elaboración de envases de vidrio en el departamento de Cochabamba (VIDRIOLUX) (Ver **Tabla I-2**) que se potenció ante el cierre de la fábrica de vidrio que se encontraba en el departamento de Tarija que en la actualidad se licita la reapertura.

Tabla I-2

CONSUMO DIOXIDO DE SILICIO EMPRESAS BOLIVÍANAS (t/mes)

AÑO	EMPRESAS		
	FRITAS (t/mes)	VIRIOLUX (t/mes)	TOTAL (t/mes)
2005	61,76	2 100,00	2 161,76
2006	66,42	2 190,00	2 256,42
2007	71,08	2 250,00	2 321,08
2008	75,97	2 340,00	2 415,91
2009	80,63	2 400,00	2 480,63
2010	85,05	2 496,00	2 581,05
2011	89,47	2 596,00	2 685,47
2012	94,13	2 662,00	2 757,13

Fuente: Información de FRITAS y VIDRIOLUX desde Gestión 2005 a Gestión 2012

El estudio de mercado propuesto para esta tesis se concentra en el contacto con las industrias que participan en la cadena de elaboración actual de productos a base de arena de sílice, como el esmalte cerámico (FRITA) y para la elaboración de envases de vidrio.

La información de la demanda histórica como la actual genera datos importantes para obtener esta materia prima junto con la reactivación de la fábrica de vidrio del departamento de Tarija.

Se ha propuesto que la información recolectada sobre el mercado será de origen primario, aunque en algunos casos la información secundaria puede ser muy útil.

El estudio de mercado contempla las siguientes etapas

- a. Definición de objetivos.
- b. Desarrollo del plan de investigación.
- c. Recolección de información.
- d. Procesamiento y análisis de datos.

a. Definición de objetivos.

El primer objetivo es el de identificar las oportunidades de mercado a nivel local, (ciudad de Tarija) para el procesamiento de la arena de sílice en la zona de objeto de estudio.

El segundo objetivo es el de capturar la información sobre las condiciones de compra y venta la arena de sílice, que representen oportunidades de mercado.

b. Desarrollo del plan de investigación.

El estudio se realiza en base a las metodologías de la investigación exploratoria y concluyente.

b.1 Investigación Exploratoria

La investigación exploratoria está diseñada para obtener un análisis preliminar de la situación con un mínimo de costo y de tiempo. Se utilizó el método de entrevista directa y convenios con las industrias a estudio. Como así también el método histórico para ver el comportamiento de crecimiento. Esto incluye las fuentes secundarias de información, observación, entrevistas con los dueños y propietarios de las industrias a estudio.

b.2 Investigación Concluyente.

Se la realiza con la finalidad de conocer las características, variables y relaciones fundamentales que intervienen en un determinado objeto de estudio, que después de analizar e interpretar datos permite la toma de decisiones definitivas, en términos de materiales o económicos.

c. Recolección de Información.

Se usó información técnica con las industrias que requieren este producto:

- La Empresa de Esmalte Cerámico (FRITAS) por motivos de falta de Materia Prima (arena de sílice) tuvo que trasladarse al departamento de Cochabamba, su propietario el Sr. Edwin Calustro manifiesta de existir un proveedor de materia prima en el departamento de Tarija, volvería a reactivar la fábrica para expandirse a nuevos mercados nacionales como FABOCE e internacionales como Argentina y Paraguay.
- La Gobernación en convenio con el Gobierno Nacional está desarrollando el estudio de Factibilidad de la planta de vidrio que ya se encuentra licitado, el interés de la reactivación de la fábrica se debe al crecimiento de las empresas vineras que se tiene en la actualidad en el departamento de Tarija.

d. Procesamiento y análisis de datos.

Para el procesamiento y análisis de datos se utilizaron los siguientes métodos:

- 1°. El método deductivo.
- 2°. El método inductivo.
- 3°. El método comparativo.

1.2 ESTRUCTURA DEL MERCADO REGIONAL

El estudio de mercado de la arena de sílice considera como demanda directa la ex fábrica de esmaltado cerámico (FRITAS) que se encontraba ubicada en la Zona de San Jorge II y la planta de envases de vidrio en estudio de factibilidad que se instalará en la zona del Portillo. Las dos en el municipio de Cercado de la Ciudad de Tarija.

- **FRITAS:** provee 2 520 t/año de esmalte cerámico a las diferentes industrias cerámicas como GLADYMAR, CERABOL y otra parte al mercado Brasileiro, la composición del esmalte cerámico es de un 40.5 % de Arena de Sílice aproximadamente unas 85.5 t/mes de Arena de Sílice.
- **FABRICA DE VIDRIO TARIJA:** proveerá 17 901.80 t/año de envases de vidrio en sus diversos tamaños y colores a industrias como serVinos y Singani (Vilte, Kohlberg, Campos de Solana, Aranjuez, La Concepción, Casa Grande, Rujero, Casa Real), EMBOL

TARIJA, Cervecerías (ASTRA, La Potosina y La Sureña), para esta producción el 52.95 % es Arena de Sílice (779.10 t/mes).

1.3 DESCRIPCIÓN Y ESPECIFICACIONES DE MATERIAS PRIMAS Y PRODUCTOS.

1.3.1 MATERIA PRIMA CUARCITA

La materia prima a estudio es la Cuarcita, que sufrirá un proceso de trituración y posteriormente un proceso de molienda para la obtención de la arena de Sílice, la misma que será entregada a las empresas de FRITAS y FABRICA DE VIDRIO TARIJA.

La Cuarcita mineral no metálico compuesto por silicio y oxígeno (SiO_2) en proporción de uno a dos. Estas se las puede encontrar en distintos tamaños, formas y colores, siendo el color la principal característica de grado de pureza de las rocas.

Tabla I-3
PROPIEDADES DE LA CUARCITA

Nombre de la roca o piedra: Cuarcita
Tipo básico: Metamórfica
Grupo: Calizas o cuarzos
Sistema Cristalino y Estructura: La cuarcita está constituida por cristales de cuarzo íntimamente soldados, a menudo indentados y entrelazados.
Composición química: Casi exclusivamente cuarzo, escasa hematites y sericita Sílice: 98.5% Feldespato: <1% Resto: Goethita, pirolusite e illita
Formación u origen: Se originan por transformaciones causadas por altas presiones o temperaturas y son rocas metamórficas, formadas exclusivamente por cuarzo. Derivan del metamorfismo sobre areniscas y en algunas ocasiones tiene un origen metasomático.
Peso específico: 2.67 gr/cm ³
Absorción: 0.3; (Después de inmersión en agua a la temperatura y presión ordinaria)
Dureza: 7 (Prueba de dureza de Dorry, Bol. No. 949 del Depto. De Agricultura de E.U.)
Tenacidad: 16 KJ/m ²
Compresión: 2038 kg/cm ²
Molturabilidad : 2,90
Flexión: 377 kg/m ²

Desgaste: 0.15kp/cm
Textura: Estas son típicas de los interiores de las coladas de lava, bombas volcánicas y lavas submarinas.
Color: Varios: Claro, gris, amarillo, blanco, roja
Propiedades: Durabilidad y noble aspecto, escasa absorción de agua; puede ser exfoliada. Tenacidad y más gruesa que el sílex.
Observaciones particulares: Extraordinariamente abundante en la naturaleza; también en la Península Ibérica. Aparecen utilizados desde la Prehistoria.

FUENTE: <http://members.tripod.com/Arturobola/sílice.htm>

1.3.2 PRODUCTO ARENA DE SÍLICE

Para que las arenas de sílice sean de buena calidad deben satisfacer dos exigencias fundamentales ya sea para la producción de vidrio o de esmaltado cerámico:

- 1. Exigencia:** pobres en hierro.
- 2. Exigencia:** el tamaño del grano de la arena debe mantenerse entre 0.1 mm y 0.3 mm.

Cuando el grano es más vasto, más de 0.5 – 1 mm la fusión se hace con dificultad y hay formación de “piedras” en el vidrio; si el grano es demasiado pequeño, por debajo de 0.1 mm se retarda la clarificación de la masa.

La tabla I-4 muestra la distribución granulométrica de arenas de tamaño grueso, medio, fino y muy fino empleada para vidrios.

Las arenas de buena calidad son sometidas a un tratamiento basado en su lavado, y tamizado. Para mejorar su calidad hay que eliminar por completo los compuestos de hierro que contenga; esto se realiza de diferentes maneras, químicamente por disolución en ácido (HCl), y por la vía mecánica, por separación magnética, aunque este último se utiliza muy poco.

Tabla I-4
CLASIFICACIÓN DE ARENAS POR SU DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA

Tamaños de grano (mm)	FRACCIONES GRANULOMÉTRICAS (PESO %)			
	Arenas gruesas	Arenas medias	Arenas finas	Arenas muy finas
> 1.0	Max. 1	-----	-----	-----

1.0 – 0.5	5-10	Max.1	-----	-----
0.5 – 0.355	15-35	5-15	Max.1	-----
0.355 – 0.25	25-35	30-50	15-30	Max.1
0.25-0.125	20-30	40-60	60-80	80-90
0.125-0.063	0-1	0-2	2-5	10-20
< 0.063	-----	-----	Max.1	Max.3

FUENTE: Tecnología e cementos, vidrios y cerámica. Blanco Álvarez Francisco, Fernández Cabal, Gonzalo Antonio Manuel. Ingeniería de minas Universidad de Oviedo. 2006

1.4 ANÁLISIS DE LA OFERTA Y DEMANDA:

1.4.1 OFERTA Y DEMANDA DE LA MATERIAS PRIMAS

La materia prima usada para el estudio es la cuarcita, esta se encuentra en el departamento de Tarija en la zona de Camacho de la primera sección de la provincia Arce, este depósito presenta las cuarcitas en su forma de rodados, siendo el más importante por el tamaño y por el alto grado de pureza de SiO_2 el yacimiento de “EL SALVADOR”. Ver **Tabla I-5** y **Tabla I-6**

GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO

El depósito de dióxido de silicio (SiO_2), con un alto porcentaje de pureza se encuentra ubicado en el extremo sur de la cordillera oriental de la provincia Arce del departamento de Tarija.

Las actuales características estructurales, son el resultado, principalmente de los movimientos tectónicos de este ciclo andino.

La sedimentación Paleozoica posee características de una cuenca de Trasarco y su profundización es mayor hacia la parte Septentrional del área; en cambio el sector sur, presenta características de subsidencia marina somera, como consecuencia de la influencia de un alto paleo geográfico (Macizo Pampeano), emergido durante el Precámbrico y Cámbrico).

El depósito de cuarcita, formado inicialmente en un ambiente marino somero, tiene un ancho que varía entre los 500 m a 700 m, con una longitud de 20 000 m y un alto aflorante de 300 m.

La litología, está compuesta por: gruesos estratos de areniscas cuarcitas blanquecinas y delgados estratos de lutitas y limonitas gris verdosas.

La cuarcita tiene una fractura lisa y se encuentra con mayor frecuencia entre rocas antiguas, como las de los sistemas cámbricos y precámbricos

La explotación de este gran depósito de Dióxido de Silicio, podría realizarse a dos niveles.

El primer nivel, de fácil accesibilidad, depositado a lo largo de quebradas, de 2 a 3 km de longitud y 50 m de ancho promedio, en los cuales se encuentran bloques de cuarcitas de diferentes tamaños. Ver planos de yacimiento en Anexo I

La litología, está compuesta por: gruesos estratos de areniscas cuarcitas blanquecinas y delgados estratos de lutitas y limonitas gris verdosas.

El segundo nivel, con una longitud de 20 000 m, se encuentra en la serranía, con diferencias de altura de 300 m a 400 m de la cuarcita aflorante y un ancho de 300 m, que sería explotada a cielo abierto una vez acabado el primer nivel de explotación.

La petición de este yacimiento se la realizaría mediante una concesión de extracción de áridos en el municipio de la primera sección de la provincia Arce y los pasos para la petición del mismo estarán sometidos mediante el reglamento de la ley municipal de áridos N° 08/14.

Tabla I-5

YACIMIENTOS DE CUARCITA

YACIMIENTO	TAMAÑO Escala 1:40000 (Cuadriculas)
LA HUERTA (LH-1)	13
DIEGO (LH-2)	11
DANIEL (LH-3)	14
EL SALVADOR (LH-4)	31

Fuente: SILETY topógrafo Cecilio Poma Roque

Tabla I-6

ANÁLISIS DE ESTRATOS DEL YACIMIENTO “EL SALVADOR”

RESULTADOS	Parámetros	SiO₂	Fe
		Fecha de ensayo	2007-03-09

		Unidades	(%)	(%)
Código	Código	Método	Grav	AAS
Cliente	Laboratorio	LD	0.5	0.03
LH-1	1068		96.6	0.42
LH-2	1069		96.5	0.33
LH-3	1070		95.9	0.40
LH-4	1071		96.7	0.35

Fuente: SILETY análisis realizado en la Universidad Técnica de Oruro

1.4.2 OFERTA Y DEMANDA DEL PRODUCTO

ARENA DE SÍLICE

Se tiene dos ofertantes de Arena de Sílice en Bolivia uno de ellos se encuentra en el Departamento de Potosí produciendo anualmente unos 5280 kg de Arena de Sílice mientras que el otro ubicado en el Departamento de Cochabamba el miso que provee a la empresa VIDRIOLUX alrededor de 60 t/día arena de Sílice.

En la anterioridad en el departamento de Tarija existía la Oferta de arena de Sílice por las Pampas de Taxara, que debido a su alto contenido de impurezas como Hierro y tierra hacia que se produzca una mala cristalización y color del Vidrio.

Se ha analizado a la oferta de la competencia tomando en cuenta los precios de venta de fábrica, el transporte y los días de demora para trasladar al producto

Ofertante 1.- Potosí (Uyuni):

Tabla I-7

PRECIO DE LA ARENA DE SÍLICE PUESTA EN PLANTA DE PROCESAMIENTO

DESCRIPCIÓN DE NANDINA	KILOGRAMOS NETOS ANUAL	VALOR \$us.	COSTO DE TONELADA (Bs)
CUARCITA EN BRUTO O DESBASTADO	5 200,00	1 560,00	2088,00

Fuente: SIVEX LA PAZ

Tabla I-8

GASTOS TRANSPORTE UYUNI-TARIJA CAMION DE 12 CUBOS

EMPRESA	COSTO QUINTAL (q) UYUNI-TARIJA (Bs)	COSTO TONELADA (t) UYUNI-TARIJA (Bs)	COSTO TOTAL CAMION DE 12 CUBOS UYUNI-TARIJA (Bs)
Transporte Internacional	14	304,35	3 652,20
Julio Castellanos	12	260,87	3 130,44
Sindicato de Transporte pesado	16	347,83	4 173,96

Fuente: Elaboración propia 2017

Tabla I-9

DÍAS DE RECORRIDO CARRETERA POTOSI-TARIJA

EMPRESA	DISTANCIA CARRETERA UYUNI-TARIJA (Km)	DÍAS DE TRASLADO
Transporte Internacional	532.1	1
Julio Castellanos	532,1	1 a 2
Sindicato de transporte pesado	532,1	1 a 2

Fuente: Google Maps, los días de transporte varía dependiendo de la carga

Ofertante 2.- Cochabamba:

Ofertante del municipio de cercado Cochabamba

Tabla I-10

GESTIÓN 2015

SÍLICE REQUERIDO	t/día	COSTO TONELADA (Bs)
FABRICA VIDRIOLUX	80	565,60

Fuente: elaboración propia

Tabla I-11

GASTOS TRANSPORTE COCHABAMBA-TARIJA CAMIÓN DE 12 CUBOS

EMPRESA	COSTODE QUINTAL (q) COCHABAMBA-TARIJA (Bs)	COSTO TONELADA (t) COCHABAMBA-TARIJA (Bs)	COSTO TOTAL CAMION DE 12 CUBOS COCHABAMBA-TARIJA (Bs)
Transporte Internacional	16	347,83	4 173,96
Julio Castellanos	15	326,09	3 913,08
Sindicato de transporte pesado	16	347,83	4 173,96

Fuente: Datos proporcionados por las transportadoras

Tabla I-12

DÍAS DE RECORRIDO POR CARRETERA COCHABAMBA-TARIJA

EMPRESA	DISTANCIA CARRETERA COCHABAMBA –TARIJA (km)	DÍAS DE TRASLADO
Transporte Internacional	864,9	2 a 3
Julio Castellanos	864,9	2 a 3
Sindicato de transporte pesado	864,9	2 a 3

Fuente: Datos proporcionados por las transportadoras

En la Tabla I-12 se muestra el costo de nuestros clientes a pagar a los ofertantes para su uso:

Tabla I-13

GASTOS DE LOS OFERTANTES DE ARENA DE SÍLICE CON DÍAS DE TRASLADO

OFERTANTE	DÍAS DE TRASLADO	COSTO TRANSPORTE DE TONELADA DE SÍLICE (Bs)	COSTO MATERIA PRIMA EN FABRICA (Bs)	COSTO TOTAL OFERTANTES TONELADA DE SÍLICE (Bs)
POTOSI	1 a 2	260,87	2088,00	2348,87
COCHABAMBA	2 a 3	326,09	565,60	891,69

Fuente: Elaboración Propia 2012

Ofertante 3.- Tarija (Dunas de Taxara):

La materia prima proveniente de las dunas de Taxara no puede ser explotada debido a que las mismas se encuentran dentro de la Reserva Natural Biológica de la Cordillera de SAMA las mismas que se encuentra nominadas como una de las maravillas con las que cuenta el departamento de Tarija, entrando las mismas como materias primas no explotables.

1.4.2.1 DEMANDA ARENA DE SÍLICE EMPRESA FRITAS TARIJA

La demanda de arena de sílice por parte de la empresa FRITAS TARIJA está en función de las cantidades que se entrega en la actualidad a las cerámicas de CERABOL, GLADYMAR e INCERPAZ. Estas cerámicas solicitan 2520 t/año de FRITAS para los esmaltados de cerámico blanco, satisfaciendo este requerimiento las FRITAS de Tarija y las FRITAS desde el Brasil.

Tabla I-14

DEMANDA DE FRITAS BLANCAS EN BOLIVÍA

FABRICAS	REQUERIMIENTO DE FRITAS (t/año)	FRITAS BRASIL (t/año)	FRITAS TARIJA (t/año)
CERABOL	600	516	84
GLADYMAR	500	430	70
INCERPAZ	400	344	56
Total	1500	1290	210
Producción total anual	18000	15480	2520 (a)

Fuente Edwin Calustro propietario de FRITAS-TARIJA (a) año 2009

Es el interés de la empresa FRITAS-TARIJA ampliar los volúmenes de producción debido a la necesidad por parte de las cerámicas de su producto, generándole un ingreso económico por la venta de fritas a 500 dólares la tonelada. La fórmula de elaboración es la siguiente:

Tabla I-15

FÓRMULA DE FRITA BLANCA PARA UNA TONELADA DE PRODUCCIÓN

COMPUESTO	CANTIDAD (kg)
------------------	----------------------

Calcita	38.9
Dolomita	51.95
Zirconio # 500	64.94
Zirconio # 325	38.96
Cuarzo (sílice)	405.4
Vidrio (% de sílice)	163.5
Ácido bórico	106.5
Caolín	51.95
Ulexita 48%	77.9

Fuente Edwin Calustro propietario de FRITAS-TARIJA

El requerimiento anual de arena de sílice por parte de FRITAS TARIJA es el de:

Tabla I-16

DEMANDA DE ARENA DE SÍLICE POR FRITAS

Año	Toneladas de Fritas Producidas (t/año)	Toneladas de Fritas Producidas (t/mes)	Toneladas de Sílice puro requerido por mes por producción (t/mes)
2013	2933,92	244,49	99,02
2014	3086,48	257,21	104,17
2015	3246,98	270,58	109,59
2016	3415,82	284,65	115,28
2017	3593,44	299,45	121,28
2018	3780,30	315,03	127,59
2019	3976,88	331,41	134,22
2020	4183,67	348,64	141,20
2021	4401,23	366,77	148,54
2022	4630,09	385,84	156,27

2023	4870.85	405.90	164.39
2024	5124.14	427.01	172.94
2025	5390.59	449.22	181.94

Fuente: Fuente Edwin Calustro propietario de FRITAS TARIJA

1.4.2.2 DEMANDA DE ARENA DE SÍLICE EMPRESA DE VIDRIO

La demanda de arena de sílice por parte de la empresa en estudio de Factibilidad de VIDRIO está relacionada a un estudio de mercado de la cantidad de envases de vidrio solicitadas siendo esta cantidad de 17 901, 80 t/año

Tabla I-17A

CANTIDAD DE ENVASES DE VIDRIO Y MASA DE VIDRIO

Fabricantes	Capacidad (cm³)	Cantidad	Peso de cada Botella (gr)	Cantidad de Masa de Vidrio (kg)
Vinos Vilte	375	5 000,00	241,76	1 208,80
	700	50 000,00	361,57	18 078,50
	750	10 000,00	379,17	3 791,70
Vinos Kohlberg	375	11 716,00	312,64	3 662,89
	700	1 938 076,00	462,02	895 429,87
	750	70 670,00	578,4	40 875,53
Vinos Campo de Solana	375	20 000,00	309,47	6 189,40
	700	1 000 000,00	462,08	462 080,00
	750	150 000,00	464,97	69 745,50
Vinos Aranjuez	700	52 000,00	363,76	18 915,52
	750	10 000,00	486,03	4 860,30
Vinos La Concepción	375	25 000,00	312,27	7 806,75
	700	300 000,00	440,29	132 087,00
	750	300 000,00	502,65	150 795,00
Vinos	300	500 000,00	385,9	192 950,00

Casa Grande	375	30 000,00	332,4	9 972,00
	385	20 000,00	268,76	5 375,20
	700	400 000,00	385,51	154 204,00
	750	40 000,00	590,75	23 630,00
Singani Rujero	375	30 000,00	332,40	9 971,97
	750	300 000,00	503,85	151 155,00
	1.000	300 000,00	593,45	178 035,00
Total Tabla I-17A		5 562 462,00		2 540 819,93

FUENTE: Encuestas realizadas a los productores, 2010 proporcionada VITROPAZ

Tabla I-17B

CANTIDAD DE ENVASES DE VIDRIO Y MASA DE VIDRIO

Fabricantes	Capacidad (cm ³)	Cantidad	Peso de cada Botella (gr)	Cantidad de Masa de Vidrio (kg)
Singani Casa Real	375	250 000,00	315,02	78 755,00
	750	2 600 000,00	487,11	1 266 486,00
EMBOL	190	114 678,00	363,02	41 630,41
	600	86 376,00	627,55	54 205,26
	1.000	30 682,00	916	28 104,71
	1.500	62 867,00	1 231,85	77 442,71
Cervecería Boliviana Nacional (CBN)	620	130 000,00	500,59	65 076,70
	1.000	190 000,00	773,85	147 031,50
Departamento de Potosí Cervecería La Potosina	350	171 430,00	267,98	45 939,81
	1.000	775,00	773,85	599,73
Departamento Chuquisaca Cervecería Sureña	620	161 292,00	500,59	80 741,16
AFRUTAR	200	2 000,00	383,23	766 460,00
	250	7 000,00	387,89	2 715 230,00

	500	4 000,00	468,23	1 872 920,00
	750	6 500,00	588,67	3 826 355,00
PRODUCTOS BARCA	250	5 000,00	388,79	1 943 950,00
	500	5 000,00	470,01	2 350 050,00
Total Tabla I-17B		3 827 600,00		15 360 978,00
Total (I-17A+I-17B)		9 390 062,00		17 901 797,93

FUENTE: Encuestas realizadas a los productores, 2010 proporcionada por VITROPAZ

Su requerimiento ver Tabla I-18 con referencia al 52.95% de arena de sílice requerida.

Tabla I-18

COMPOSICIÓN MATERIAS PRIMAS Y VIDRIO DE DESECHO PARA FABRICACION DE ENVASES DE VIDRIO

Materia Prima requerida para Vidrio	% de pureza
Arena de Sílice	52,95
Dolomita	3,08
Calcita	7,58
Yeso	0,32
Carbonato de sodio	16,08
Vidrio de desecho	20,00

FUENTE: Estudio de Pre factibilidad empresa VITROPAZ

Tabla I-19

DEMANDA ARENA DE SÍLICE PARA LA ELABORACIÓN DE ENVASES DE BOTELLAS

Año	Toneladas de vidrio producido por año (t/año)	Toneladas de vidrio producidas mes (t/mes)	Toneladas de Sílice puro requerido por mes por producción (t/mes)
2013	20842,21	1713,06	907,06
2014	21926,01	1802,14	954,23
2015	23066,16	1895,85	1003,85
2016	24265,60	1994,43	1056,05

2017	25527,41	2098,14	1110,97
2018	26854,84	2207,25	1168,74
2019	28251,29	2322,02	1229,51
2020	29720,36	2442,77	1293,71
2021	31265,82	2569,79	1360,71
2022	32891,64	2703,42	1431,46
2023	34602,00	2 883,50	1 526,81
2024	36 401,31	3 033,44	1 606,53
2025	38 294,18	3 191,18	1 689,74

Fuente: Estudio de Factibilidad VITROPAZ

1.5 DESCRIPCIÓN GEOGRÁFICA DEL MERCADO

El mercado objetivo del proyecto, está representado por la ciudad capital del departamento de Tarija del Estado Plurinacional de Bolivia donde se encuentran establecidas las industrias que requieren esta materia prima:

Tarija

La ciudad de Tarija se constituye en la capital del departamento de Tarija, la misma que se encuentra a 1.866 metros sobre el nivel del mar.

El departamento de Tarija limita al norte con el departamento de Chuquisaca, al sur con la República Argentina; al este con la República del Paraguay y al oeste con los departamentos de Potosí y Chuquisaca.

El departamento cuenta con seis provincias y once secciones municipales con sus respectivos cantones.

Posee una extensión territorial de 37. 623 km² de superficie cubriendo el 3.42% del territorio nacional, se encuentra ubicado al Sur de Bolivia, se sitúa en la parte central de Sud América y se encuentra localizado entre los paralelos 21° 32´ y 22° 55´ de latitud Sur entre los meridianos 62° 15´ y 65° 28´ de longitud Oeste de Greenwich.

Entre sus principales ingresos económicos se encuentran los referidos a la explotación hidrocarburifera del Gas el que se encuentra en las Provincias Arce, O' Connor y Gran Chaco, la

producción y aprovechamiento del Agroturismo en la producción de Vinos en la Provincia de Uriondo y Cercado, o los referidos a ingresos por la producción de cemento en la Provincia Méndez.

El mercado de envases de Vidrio y Esmaltes cerámico ha sufrido un incremento en los últimos años por el crecimiento de la producción de estas industrias que los requieren mayor cantidad de Industrias Vineras y el crecimiento de Industrias en el desarrollo de cerámicas.

El departamento de Tarija en los últimos años ha recibido una gran cantidad de Población en todas sus Provincias, las mismas que se deben por la migración elevada de otros lugares de la Nación, que han visto las posibilidades de desarrollo y futuro de este departamento debido a el desarrollo potencial que ha sufrido en los últimos años debido al campo hidrocarburifero y desarrollo Agrario.

1.6ANÁLISIS DE PRECIOS: MATERIAS PRIMAS Y PRODUCTOS.

Aplicando para este la ley municipal de áridos N° 08/2014 de la primera sección de la provincia arce donde en su artículo 19 (Patente de Autorización) establece que “el pago efectuado por el beneficiario de lo mismo a favor del Gobierno Autónomo Municipal de Padcaya. Será equivalente de acuerdo o zonas de extracción establecidas o Tres Mil Quinientos 00/100 (3500 Bs.) por superficie autorizado de acuerdo a zonificación en el reglamento las patentes será actualizadas anualmente en función las UFV's”.

Además se debe pagar 12 Bs por cubo extraído del yacimiento según los reglamentos del municipio de Padcaya según la tabla del Artículo 20 del reglamento. Para los posteriores estudios se tomará un costo de valor de 20 Bs para la extracción motivo de proveer subas o peticiones en el tiempo.

Tabla I-20

PRECIO DE EXTRACCIÓN DE ÁRIDOS (Bs/m³)

Tipo de Agregado	Áridos y Agregados destinadas para su Uso o utilización Dentro del Municipio		Áridos y Agregados destinadas para su Uso o utilización Fuera del Municipio
	Menor a 500	Mayor a 500	
Arena	10 Bs x m ³	8 Bs x m ³	20 Bs x m ³
Cascajo	10 Bs x m ³	8 Bs x m ³	20 Bs x m ³
Ripio	10 Bs x m ³	8 Bs x m ³	20 Bs x m ³
Piedra	12 Bs x m ³	10 Bs x m ³	25 Bs x m ³

Gravilla	10 Bs x m ³	8 Bs x m ³	20 Bs x m ³
Arenilla	10 Bs x m ³	5 Bs x m ³	20 Bs x m ³
Lama	6 Bs x m ³	4 Bs x m ³	10 Bs x m ³
Arcilla	10 Bs x m ³	6 Bs x m ³	15 Bs x m ³
Turba	6 Bs x m ³	4 Bs x m ³	10 Bs x m ³

Fuente: Ley municipal de áridos N° 08/2014 de la primera sección de la provincia arce

PRODUCTO

El único producto que se sacara de la molienda será la arena de sílice el mismo estará producido de acuerdo a las especificaciones de nuestros clientes.

1.7 PROYECCIONES DEL MERCADO.

Para las proyecciones realizadas del mercado se emplea el método de Línea de Tendencia o Regresión.

1.7.1. MÉTODO DE LA LÍNEA DE TENDENCIA O REGRESIÓN

Nos enseña que la variable dependiente se calcula en relación a la variable independiente, lo que permite predecir valores en la variable dependiente “Y” tomando como base los valores de la variable independiente “X” se supone que entre ambas variables existe una relación lineal

La fórmula que relaciona las variaciones de “Y” y “X” es:

$$Y = a + bX \quad (1.1)$$

Y= valor calculado de la variable dependiente (demanda, oferta o precio)

X = valor de la variable independiente

a = constante

b = coeficiente de X

Para encontrar los valores de la variable dependiente “Y”, con los valores de la variable independiente hay que calcular los valores de “a” y “b” y remplazar en la fórmula inicial.

La fórmula que permite calcular “b” es:

$$b = \frac{n \sum XY - (\sum X)(\sum Y)}{n \sum X^2 - (\sum X)^2} \quad (1.2)$$

n = número de años

ΣXY = sumatoria de los productos XY

ΣX = sumatoria de X

ΣY = sumatoria de Y

ΣX^2 = sumatoria de X^2

La fórmula para calcular a es:

$$a = \bar{Y} - b\bar{X} \quad (1.3)$$

\bar{Y} = media aritmética de Y

\bar{X} = media aritmética de X

Posteriormente los valores encontrados de “a” y “b” se remplazan en la ecuación de línea de tendencia o regresión lineal ecuación (1.2).

Para verificar que exista una correlación entre las dos variables cuando se observa que una de ellas varía también la otra varía:

$$r = \frac{n \sum (XY) - (\sum X) (\sum Y)}{\sqrt{[n \sum (X^2) - (\sum X)^2] [n \sum (Y^2) - (\sum Y)^2]}} \quad (1.4)$$

r = correlación

Lo ideal es que exista una correlación de 1 a 1, pero como se trabaja en sistemas reales, entonces únicamente puede hallarse el valor de “r” cercano a 1

Tabla I-21

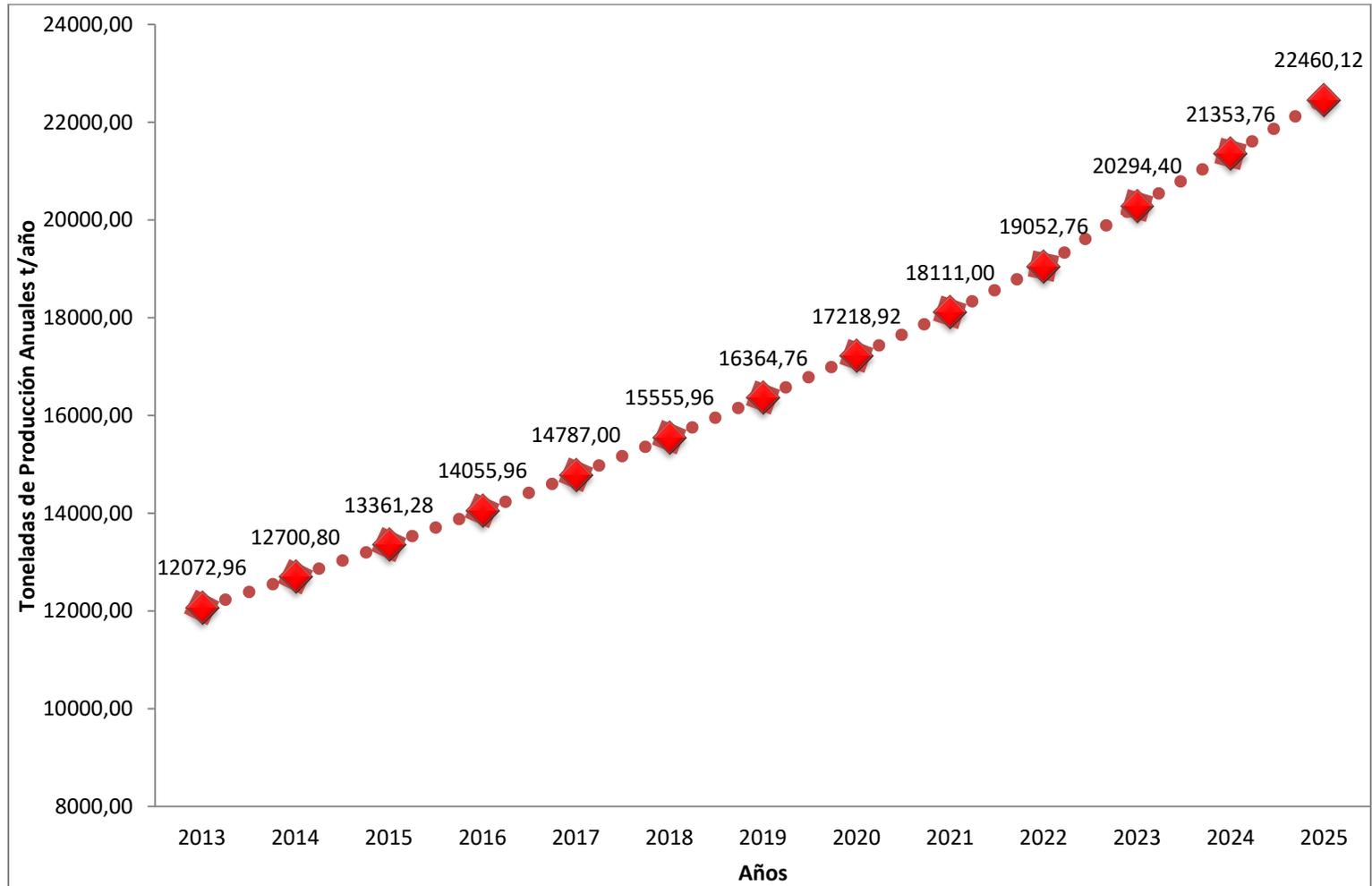
DEMANDA DE ARENA DE SÍLICE

Año	Toneladas por mes requeridas por empresa Fritas Tarija (t/mes)	Toneladas por mes requeridas por empresa VITROPAZ (t/mes)	Toneladas por mes requeridas para producir en el mercado (t/mes)	Toneladas por año requeridas para producir en el mercado (t/año)
2013	99,02	907,06	1 006,08	12 072,96
2014	104,17	954,23	1 058,40	12 700,80
2015	109,59	1 003,85	1 113,44	13 361,28

2016	115,28	1 056,05	1 171,33	14 055,96
2017	121,28	1 110,97	1 232,25	14 787,00
2018	127,59	1 168,74	1 296,33	15 555,96
2019	134,22	1 229,51	1 363,73	16 364,76
2020	141,20	1 293,71	1 434,91	17 218,92
2021	148,54	1 360,71	1 509,25	18 111,00
2022	156,27	1 431,46	1 587,73	19 052,76
2023	164,39	1 526,81	1 691,20	20 294,40
2024	172,94	1 606,53	1 779,48	21 353,76
2025	181,94	1 689,73	1 871,68	22 460,12

Fuente: Elaboración propia 2016

CUADRO 1.1
DEMANDA PROYECTADA PARA LA ARENA DE SÍLICE (t/año)



Fuente: Elaboración propia 2016

Con las proyecciones realizadas a las empresas se deberá proveer 22 460,12 t/año de arena de sílice hasta el 2025 cuando la fábrica obtenga su máximo rendimiento.

1.8. POLÍTICAS DE COMERCIALIZACIÓN

La empresa tendrá como política de comercialización la venta por mayor y directa de la Arena de Sílice a los clientes FRITAS y VITROPAZ.

Para tal efecto la venta se realizara puesta en planta para la reducción de costos debido a costos por alquiler de galpones, traslado de producto, o contratación de personal extra para la atención de alguna agencia.

CAPÍTULO II

CAPÍTULO II

TAMAÑO Y LOCALIZACIÓN

2.1 JUSTIFICACIÓN DEL TAMAÑO

El tamaño de producción de la Planta de Procesamiento de la Arena de Sílice, se determina de acuerdo a los factores siguientes.

a). Ciclo de vida del Proyecto.

Vida del Proyecto = 11 años

Etapa Instalación = 1 año

Etapa Operativa (funcionamiento) = 10 años

- Etapa de Transición a Capacidad Máxima de Producción = 5 años
- Etapa Constante de Producción a partir del sexto año

El desarrollo inicial del proyecto de factibilidad (etapa de instalación) se efectuará durante el año 2018 y de acuerdo a la política de comercialización se establece el inicio de producción el año 2019.

La capacidad máxima de producción de planta alcanzara en 10 años comprendido del 2019 al 2028

b). Demanda insatisfecha

De acuerdo al análisis de la proyección de la Demanda y Oferta futura, efectuada en el Capítulo I Estudio de Mercado en su Tabla N° 1.20 “Demanda de Arena de Sílice”, la etapa de transición a la capacidad máxima de producción en planta se determinó la existencia de una demanda insatisfecha para el primer año producción de 15 555,96 t/año de la Arena de Sílice en el mercado, representado por las industrias FRITAS y VITROPAZ del Departamento de Tarija, la misma que permite determinar el tamaño de la planta, considerando que la materia prima se encuentra disponible en la región para cubrir el volumen de producción de la Arena de Sílice

c). Estacionalidad de materias primas.

Como la materia prima principal es de origen inorgánico y su explotación se realiza durante todo el año y el yacimiento se encuentran cerca de la ciudad de Tarija y el requerimiento de las

materia prima para la industrias es anual por lo que se establece que el periodo de fabricación de arena de Sílice será anual durante los meses de enero a diciembre alrededor de 330 días del año.

La oferta de la materia prima, en la zona de Camacho influencia del proyecto, no es un factor limitante del tamaño de la planta debido a que el yacimiento tiene una vida útil de 80 a 90 años

e). Probabilidad de aceptación de nueva marca.

Del procesamiento y análisis de las entrevistas realizadas a las industrias que requieren la arena de sílice como materia prima para la elaboración de sus productos se determina que al no existir una planta que les provea directamente esta materia prima y las mismas que están obligadas a traer desde Potosí, nuestro producto tendrá una plena aceptación en el mercado al que se le proveerá.

2.2. JUSTIFICACIÓN DE LA LOCALIZACIÓN

2.2.1.-MACRO LOCALIZACIÓN

Esta consiste en la selección de una zona más o menos amplia, que presenta condiciones aceptables, para la ubicación de la planta, predominado, según el caso, los criterios de tipo económico, social y políticos.

Además la misma señala concretamente la ubicación del proyecto: departamento, provincia, región o zona considerando los servicios básicos mano de obra, comunicación, transporte y otros.

Servicio de Salud.

La asistencia médica que se encuentran cerca de los yacimientos, son proporcionadas por Centros Asistenciales de Salud que se detallan a continuación:

La Comunidad de Camacho cuenta con infraestructura básica de salud, Posta sanitaria con personal de atención de 2 médicos, 1 auxiliar de enfermería con vehículo para el traslado del personal en emergencia.

En la comunidad de Cañas se cuenta con una Posta de Salud. El mismo cuenta con dos médicos, y dos auxiliares de enfermería y movilidad de traslado de personal enfermo

En la localidad de Padcaya se cuenta con un hospital de segundo nivel con médicos y auxiliares de enfermería más una ambulancia para el traslado del personal

2.2.2.-MICRO LOCALIZACIÓN

La selección del lugar específico para la operación de la Planta de Procesamiento de arena de sílice estará sujeto a:

Método Cualitativo por Puntos Este Método consiste en definir los principales Factores determinantes de una Localización, para asignarles valores ponderados de peso relativo, de acuerdo con la importancia que se les atribuye. El peso relativo, sobre la base de una suma igual a uno.

Al comparar dos o más Localizaciones opcionales, se procede a asignar una Calificación a cada Factor en cada una de ellas, de acuerdo a una escala predeterminada.

La suma de las calificaciones ponderadas permitirá seleccionar la Localización que acumule el mayor puntaje.

Factores de Decisión

- A. Mano de Obra
- B. Transporte de Materia Prima
- C. Transporte de Producto
- D. Agua
- E. Electricidad
- F. Combustibles
- G. Terreno
- H. Análisis Ambiental
- I. Carga Fiscal
- J. Talleres de Mantenimiento

- A. **Mano de Obra:** Se contemplara la Disponibilidad de mano de obra calificada, como los cumplimientos legales entre parte obrera y parte patronal ante autoridades regulatorias nacionales.

- B. **Transporte de Materia Prima:** La región en estudio deberá contar con vía de comunicación terrestre para el adecuado transporte de materias primas mediante la disponibilidad de volquetas propias.
- C. **Transporte de Producto:** Se contempla la disponibilidad de vías de comunicación terrestre y con disponibilidad de empresas transportistas de carga para la entrega del producto terminado, el mismo corre por cuenta de los clientes.
- D. **Agua:** Fuentes de agua que permitan el suministro constante y permanente para el servicio del personal de la Planta.
- E. **Electricidad:** Líneas de corriente eléctrica trifásica cercana, para el funcionamiento de los equipos de la Planta requeridos como para la iluminación de la misma.
- F. **Combustibles:** Se consideran las fuentes de abastecimiento de combustible (Gasolina, Diésel) requeridos por los vehículos usados para el transporte de materias primas y/o transporte del personal.
- G. **Terreno:** La disponibilidad de terreno con las dimensiones requeridas para servir a las necesidades actuales y las expectativas de crecimiento futuro de la Empresa en Proyecto.
- H. **Análisis Ambiental:** Durante el Proceso Productivo de la Planta se generan polvos, manejo de grasas, combustibles. generación de agua residual, ruido, etc. Por lo tanto se debe considerar el control y regulación ambiental de los mismos, tanto en el inicio y como la vida útil del proyecto.
- I. **Carga Fiscal:** Se deberán valorar las cargas fiscales de cada comunidad en estudio, en relación con los impuestos Nacional y Departamental, así como aprovechar las exenciones correspondientes, las cuales son un factor importante en la elección del sitio de instalación de la Planta.
- J. **Talleres de Mantenimiento:** Se debe considerar la existencia de Talleres de Mantenimiento Mecánico y/o Tornerías instalados en la Planta, que realicen el mantenimiento y reparación de las piezas indispensables de los Equipos y Maquinarias involucradas en el Procesamiento de la molienda.

2.2.3 ASIGNACIÓN DE VALORES PONDERADOS DE PESO RELATIVO

De acuerdo al grado de importancia de los factores considerados, se asignan la puntuación óptima correspondiente, determinándose el Valor ponderado de peso relativo de cada uno de ellos, expresados a continuación de la manera siguiente:

Tabla II-1

VALORES PONDERADOS DE PESO RELATIVO

FACTOR	PUNTOS	PESO RELATIVO
Mano de Obra	10	0,20
Transporte de Materia Prima	6	0,12
Transporte de Producto	4	0,08
Agua	4	0,08
Electricidad	7	0,14
Combustibles	5	0,10
Terreno	4	0,08
Análisis Ambiental	3	0,06
Carga Fiscal	3	0,06
Talleres de Mantenimiento	4	0,08
TOTAL	50	1,00

Fuente: Elaboración Propia 2014

2.2.4. ESCALA DE CALIFICACIÓN

Para la evaluación se adopta la escala de calificación de 0 a 10 puntos de los factores considerados.

Alternativas

Se consideran tres Comunidades para la localización de la Planta de Procesamiento de Frutas, las cuales son:

1. Camacho
2. Cañas
3. Padcaya

2.2.5 CALIFICACIÓN DE ALTERNATIVAS

La calificación de los Factores y la correspondiente ponderación de los mismos para las tres Alternativas de Localización de la Planta de Molienda de Cuarcita, se muestra detalladamente en la Tabla II-2.

Tabla II-2

CALIFICACIÓN DE FACTORES PONDERADOS

PONDERACION			CAMACHO		CAÑAS		PADCAYA	
Factor	Puntos	Peso Relativo	Calificación	Ponderación	Calificación	Ponderación	Calificación	Ponderación
Mano de Obra	10	0,20	6	0,12	6	0,12	8	0,16
Transporte de Materia Prima	6	0,12	6	0,12	5	0,10	3	0,06
Transporte de Producto	4	0,08	3	0,06	3	0,06	2	0,04
Agua	4	0,08	3	0,06	3	0,06	4	0,08
Electricidad	7	0,14	3	0,06	3	0,06	3	0,06
Combustibles	5	0,10	3	0,06	3	0,06	5	0,10
Terreno	4	0,08	4	0,08	3	0,06	2	0,04
Análisis Ambiental	3	0,06	2	0,04	2	0,04	1	0,02
Carga Fiscal	3	0,06	3	0,06	2	0,04	2	0,04
Talleres de Mantenimiento	4	0,08	3	0,06	3	0,06	5	0,10
TOTAL	50	1,00		0,72		0,66		0,70

Fuente: Elaboración Propia. 2014

De los resultados de la Tabla II-2 la Comunidad de Camacho reúne 0,72 puntos ponderados, mientras que Cañas un total de 0,66 y Padcaya un total de 0,70 determinándose que la planta de molienda de arena de sílice debe ubicarse en la zona de Camacho de la primera sección de la provincia Arce.

2.3. FACTORES DETERMINANTES DE LA LOCALIZACIÓN

Los factores determinantes para localizar la Planta de Procesamiento de Arena de Sílice en la Comunidad de Camacho, se señalan a continuación:

1. La mano de Obra, en la Comunidad es la suficiente para la extracción de la cuarcita y para el manejo de equipos se realizará la contratación de Técnicos.
2. Para el Transporte de Materia Prima, la Comunidad de Camacho se sitúa en el Centro de la Vía de Comunicación Terrestre con los yacimientos no haciendo falta aperturas de caminos mientras que en las otras comunidades se incrementan los gastos de transporte de las materias primas.
3. Para el transporte de producto existe vías de comunicación terrestre desde la planta hasta las fábricas que lo requieran, la empresa al proveer el servicio de transporte de producto cobrará un monto extra por lo que las empresas tendrán que llevar este desde la planta.
4. El agua, este elemento importante para la higiene y salud del personal de planta mientras que para la elaboración del producto no es indispensable, la comunidad cuenta con este servicio.
5. La electricidad, las características del suministro de energía eléctrica es el mismo para las tres comunidades, por lo que se solicitaría la interconexión a la red nacional.
6. Los combustibles son una de las principales debilidades para tal efecto se contara con dos cisternas para el recojo y almacenaje de combustibles que se traerían de forma periódica.
7. El terreno, es el más accesible debido al costo, distancia y a características de suelos, en la Comunidad de Camacho ya que existe personal para la construcción y las agencias de Cemento se encuentran en las localidades de Padcaya y Cañas.

En cuanto a desventajas se refiere, cabe señalar lo siguiente:

- a. En cuanto al análisis ambiental, las tres alternativas de Localización no cuentan con planta de tratamiento de aguas residuales, por tanto se debe pensar en el control y regulación de los mismos, además de realizar la petición de concesión minera y los análisis ambientales de polvos, ruidos y otros necesarios para el cumplimiento de las regulaciones ambientales legales y aplicables
- b. Los talleres de mantenimiento, no existen en las tres Comunidades y solo se cuentan con personas que por iniciativa propia conocen de manera superficial mecánica automotriz, por lo que se tomaran las medidas más pertinentes cuando se presente la necesidad de reparación de equipos de la planta, recurriendo a talleres de servicios mecánicos y/o tornería, en la ciudad de Tarija.

Tabla II-3

RESUMEN DE LA LOCALIZACIÓN ZONA DE CAMACHO

FACTOR	CUMPLE	OBSERVACION
Mano de Obra	CUMPLE	-
Transporte de Materia Prima	CUMPLE	-
Transporte de Producto	CUMPLE	-
Agua	CUMPLE	-
Electricidad	CUMPLE	TRANSFORMADOR PARA LA INSTALACION DE ENERGÍA
Combustibles	NO CUMPLE	SE TRAERA MEDIANTE CISTERNAS
Terreno	CUMPLE	-
Análisis Ambiental	NO CUMPLE	PLANIFICAR EN EL TESA LA EVALUACION AL INICIO DEL PROYECTO
Carga Fiscal	NO CUMPLE	LA EMPRESA DEBERA REALIZAR EL MANEJO MEDIANTE UNA PARTE ADMINISTRATIVA
Talleres de Mantenimiento	NO CUMPLE	REALIZAR LA CONTRATACION DE PERSONAL PARA TAREAS DE MECANICO

Fuente: Elaboración Propia 2017

CAPÍTULO III

CAPÍTULO III

INGENIERÍA DEL PROYECTO

3.1 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE LAS MATERIAS PRIMAS Y PRODUCTOS.

La caracterización de las materias primas y de los productos se presenta por separado:

3.1.1 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE MATERIA PRIMA CUARCITA

Las características técnicas de las rocas cuarcitas están sujetas a las condiciones en que se encuentran en el yacimiento de “El Salvador” para su explotación.

Tabla III-1

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE MATERIA PRIMA

CARACTERÍSTICAS DE LA CUARCITA	
Nombre de la roca o piedra	Cuarcita (Sílice)
Tipo básico	Sedimentaria
Sistema cristalino/estructura	Cristaliza en sistema hexagonal
Dureza	7 escala de Mohs
Textura	Dura y cristalina
Densidad	$2.65 \frac{g}{cm^3}$
Color	Blanco
CUARCITA DE YACIMIENTO “EL SALVADOR”	
Granulometría Seleccionada	Entre 20 a 45 cm
Pureza de SiO₂	96.7 %
Pureza de Fe₂O₃	0.35 %
Pureza de Al₂O₃	< a 2%

Fuente: Elaboración Propia 2015

3.1.2 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE PRODUCTO

ARENA DE SÍLICE

Las características de nuestro producto están sujetas a las exigencias de nuestros clientes los cuales según requerimientos son las siguientes:

Tabla III-2

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE PRODUCTO

CARACTERÍSTICAS DEL PRODUCTO		
Nombre de producto	Arena de sílice	
Sistema cristalino/estructura	Cristaliza en sistema hexagonal	
Densidad	2.65 $\frac{g}{cm^3}$	
Color	Blanco	
CARÁCTERÍSTICAS TECNICAS DE ARENA DE SÍLICE PARA VIDRIO		
Granulometría	Malla # 200	
PUREZA		
%SiO₂	%Al₂O₃	% Fe₂O₃
96.70 min	0.35	< 2%
CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DE ARENA DE SÍLICE PARA FRITAS		
Granulometría	Malla # 200	
PUREZA		
%SiO₂	%Al₂O₃	% Fe₂O₃
96.70 min	0.35	< a 2%

Fuente: VITROPAZ E FRITAS

3.2 DESCRIPCIÓN DE LOS DIFERENTES PROCESOS PARA LA PRODUCCIÓN DE ARENA DE SÍLICE.

La producción de arena de sílice se realiza mediante una reducción de tamaños de las materias primas (rocas cuarcitas), realizados en una serie de procesos denominados molienda primaria y molienda secundaria en los cuales intervienen diferentes tipos de equipos, y su principal objetivo es de conseguir un producto que posea un determinado tamaño granular, comprendido entre límites pre-establecidos por las exigencias y requerimientos de los clientes.

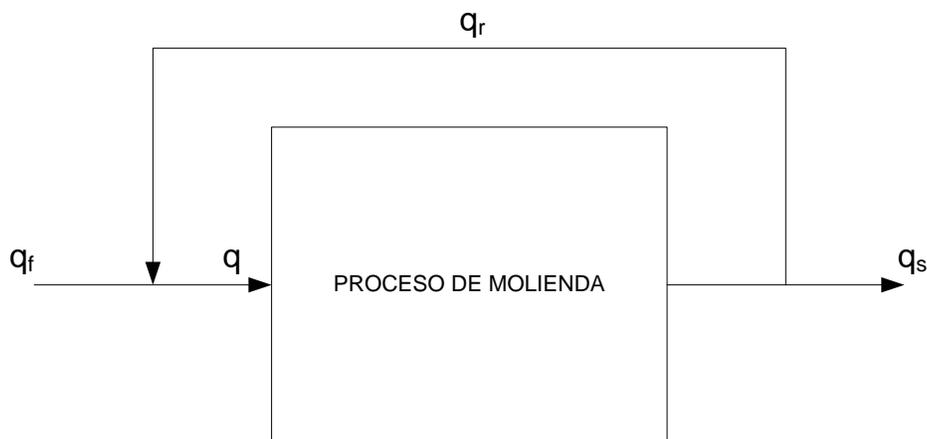
La reducción de las materias primas cuarcitas es realizada según los medios en que se desarrollan estos ya sea en molienda por vía húmeda o molienda por vía seca, los cuales pueden ser realizados bajo los sistemas de ciclo abierto o de ciclo cerrado. **Ver Tabla III-3**

3.2.1 SISTEMA DE MOLIENDA EN CIRCUITO CERRADO

En una molienda de circuito cerrado, las colas que se producen después de una molienda son separadas por medio de una etapa de clasificación, donde estas colas son alimentadas nuevamente al mismo sistema con el fin de obtener una mayor cantidad de material molido que cumpla con las características deseadas al final del proceso.

Diagrama III-1

SISTEMA DE MOLIENDA EN CIRCUITO CERRADO



Balance en el punto de Ingreso de proceso de Molienda

$$q = q_f + q_r \quad (3.1)$$

Balance en el punto de Salida del proceso de Molienda

$$q_s = q_f - q_r \quad (3.2)$$

Dónde:

q = carga total suministrada al molino

q_f = carga de alimentación del material nuevo

q_r = carga de recirculación

q_s = carga total de salida

3.2.2 SISTEMA DE MOLIENDA EN CIRCUITO ABIERTO

En un sistema de molienda por medio de un circuito abierto las colas que quedan de este proceso no son recirculadas, pero el tiempo de residencia dentro de la molienda es mayor y sujeto a criterios propios de operación, el balance de este material molido, solamente produce como resultado que las entradas son iguales a las salidas como lo muestra la Ecuación (3.3).

Diagrama III-2

SISTEMA DE MOLIENDA CIRCUITO ABIERTO



$$q = q_s \quad (3.3)$$

Dónde:

q = carga total suministrada al molino

q_s = carga total de salida

Tabla III-3

DESCRIPCIÓN DE LOS PROCESOS EXISTENTES

N°	ETAPA	MOLIENDA POR VÍA SECA		MOLIENDA POR VÍA HUMEDA	
		Ciclo Cerrado	Ciclo Abierto	Ciclo Cerrado	Ciclo Abierto
1	Recepción Materias Primas	<ul style="list-style-type: none"> • Análisis Mineralógico • Análisis Granulométrico • Análisis Químico • Balanza de Pesado 		<ul style="list-style-type: none"> • Análisis Mineralógico • Análisis Granulométrico • Análisis Químico • Balanza de Pesado 	
2	Acopio	<ul style="list-style-type: none"> • Almacenamiento de Materias Primas 		<ul style="list-style-type: none"> • Almacenamiento de Materias Primas • Almacenamiento de Agua 	
3	Molienda Primaria	<ul style="list-style-type: none"> • Cribado materias Primas (no más a 40 cm) • Trituradores de tipo mandíbulas (Blake) y Cono • Tamizadora de clasificación a la salida (Cuarцитas chancadas a no más de 250 mm) • Cinta de transporte de retroalimentación al triturador • Cinta de transporte a molienda 	<ul style="list-style-type: none"> • Cribado de materias Primas (no más a 40 cm) • Trituradores de tipo mandíbulas (Blake), Cono • Cinta de transporte a molienda 	<ul style="list-style-type: none"> • Cribado materias Primas (no más a 40 cm) • Trituradores de tipo mandíbulas (Blake) y Cono • Tamizadora de clasificación a la salida (Cuarцитas chancadas a no más de 250 mm) • Cinta de transporte de retroalimentación al triturador • Cinta de transporte a molienda 	<ul style="list-style-type: none"> • Cribado de materias Primas (no más a 40 cm) • Trituradores de tipo mandíbulas (Blake), Cono • Cinta de transporte a molienda
4	Molienda Secundaria	<ul style="list-style-type: none"> • Molino de bolas cerámicas (salida de material Malla 200) • Elevador de Cangilones (transporte de materia molida) • Clasificador de las Partículas para producto (3:1) • Ciclón separador (mejora de calidad de producto) 	<ul style="list-style-type: none"> • Molino de bolas cerámicas (salida de material Malla 200) • Colector de polvo • Elevador de Cangilones (hacia salida de producto) 	<ul style="list-style-type: none"> • Molino de bolas cerámicas (salida de material Malla 200) • Criba en tambor para el molino • Elevador de cangilones (transporte de materia molida) • Bomba de la criba • Criba • Almacenamiento de lechada • Bomba de pasta • HidroCiclón 	<ul style="list-style-type: none"> • Molino de bolas cerámicas (salida de material Malla 200) • Criba • Bomba de criba • Elevador de Cangilones (hacia salida de producto)
5	Separación	<ul style="list-style-type: none"> • Colector de filtro de telas • Separador Magnético • Cinta transportadora de banda 		<ul style="list-style-type: none"> • Separador Magnético • Secador de Materias • Cinta transportadora de banda 	
6	Almacenaje o Carguío	<ul style="list-style-type: none"> • Camiones para el transporte 		<ul style="list-style-type: none"> • Camiones para el transporte 	

Fuente: Elaboración Propia 2015

3.3. SELECCION DEL PROCESO A DISEÑAR

De acuerdo a los procesos existentes se hizo el análisis de selección Ver Tabla III-4,

Tabla III-4

ANALISIS COMPARATIVO DE PROCESOS

PONDERACION			Vía Seca Circuito Cerrado		Vía Seca Circuito Abierto		Vía húmeda Circuito Cerrado		Vía húmeda Circuito abierto	
Factor	Puntos	Peso Relativo	Calificación	Ponderación	Calificación	Ponderación	Calificación	Ponderación	Calificación	Ponderación
1. Principio de funcionamiento	5	0.05	4	0.04	5	0.05	3	0.03	4	0.04
2. Sencillez constructiva	5	0.05	4	0.04	5	0.05	3	0.03	4	0.04
3. Flexibilidad de Operación	5	0.05	4	0.04	5	0.05	3	0.03	4	0.04
4. Mantenimiento de equipos	5	0.05	3	0.03	4	0.04	3	0.03	4	0.04
5. Control de operación	5	0.05	4	0.04	5	0.05	3	0.03	4	0.04
6. Consumo de energía	10	0.1	8	0.08	7	0.07	10	0.10	9	0.09
7. Consumo de agua	10	0.1	10	0.10	10	0.10	9	0.09	6	0.06
8. Incremento de Producción	15	0.15	13	0.13	8	0.08	15	0.15	8	0.08
9. Área de Ocupación de equipos	10	0.1	8	0.08	9	0.09	6	0.06	8	0.08
10. Calidad del Producto	20	0.2	18	0.18	11	0.11	20	0.20	18	0.18
11. Recuperación de la Inversión	10	0.1	8	0.08	10	0.10	4	0.04	6	0.06
TOTAL	100	1		0.84		0.79		0.79		0.75

Fuente.: Elaboración Propia 2016

Seleccionado el Proceso de Molienda de la Roca Cuarcita se desglosa las ventajas y desventajas de los equipos que intervienen dentro del proceso para una selección. Ver Tabla III-5A y Tabla III-5B para su mejor comprensión.

Tabla III-5A

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE EQUIPOS PARA MOLIENDA POR VÍA SECA

ETAPA	MOLIENDA VÍA SECA		Ponderación Técnicas de selección de equipos	
	Ventajas	Desventajas	Ventajas	Desventajas
Recepción Mat. Primas	<ul style="list-style-type: none"> Control calidad materia prima Control peso de materia prima 	<ul style="list-style-type: none"> Calibración de equipos para seguimiento. 	2	1
Acopio	<ul style="list-style-type: none"> Acopio de Lotes de Materias Materias Primas disponibles 	<ul style="list-style-type: none"> Espacio para el acopio. 	2	1
Molienda Primara	<p>Cribado</p> <ul style="list-style-type: none"> Granulometría de ingreso a Triturado (no más a 40 cm) Reducción de gastos a mantenimiento de equipo para molienda primaria. Mejora la eficiencia de equipo. 	<p>Cribado</p> <ul style="list-style-type: none"> Gastos de Análisis de Salud ocupacional al Personal. 	3	1
	<p>Triturador Blake</p> <ul style="list-style-type: none"> Mantenimiento simple Alimentación Regulada Trabajo en Roca dura Muy Bueno Descarga 250 mm Costo del equipo bajo Repuestos de bajo costo Espacio menor en instalación. 	<p>Triturador Blake</p> <ul style="list-style-type: none"> Razón de Reducción 4-8 Gastos de Análisis de Salud ocupacional al Personal. 	7	2
	<p>Triturador de Cono</p> <ul style="list-style-type: none"> Granulometría constante Razón de reducción 6-8 Eficiencia alta en roca dura 	<p>Triturador de Cono</p> <ul style="list-style-type: none"> Mantenimiento alto costo. Alimentación menor a 35 cm Descarga 57 mm Costo del equipo alto Pizas de repuesto alto Mayor área para su instalación 	3	6
	<p>Triturador de Rodillo</p> <ul style="list-style-type: none"> menor espacio de instalación apto para roca de dureza media 	<p>Triturador de Rodillo</p> <ul style="list-style-type: none"> No apto para roca dura mayor contaminación por desgaste de dientes Más costos de mantenimiento por desgaste de dientes 	2	3
	<p>Trituradores por Choque</p> <ul style="list-style-type: none"> Mayor velocidad de desmenuzamiento apto para roca de dureza media 	<p>Trituradores por Choque</p> <ul style="list-style-type: none"> No apto para roca dura Mayor contaminación por desgaste de barrotos Más costos de mantenimiento por desgaste de barrotos 	2	3

Fuente.: Elaboración Propia 2016

Tabla III-5B

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE EQUIPOS PARA MOLIENDA POR VÍA SECA

ETAPA	MOLIENDA VÍA SECA		Ponderación Técnicas de selección de equipos	
	Ventajas	Desventajas	Ventajas	Desventajas
Molienda Secundaria	Molino de bolas Cerámicas <ul style="list-style-type: none"> • Finos con mayor pureza • Fácil cambio cuerpos moledores • Trabajo en Roca dura Muy Bueno • Funcionamiento más sencillo • Flexibilidad de control operación • Salida de material Malla 200 	Molino de bolas Cerámicas <ul style="list-style-type: none"> • Mayor Generación de Ruido. • Su eficiencia depende del área superficial de cuerpos moledores • Mayor consumo de energía por tonelada de producción. 	6	3
	Molino de Barra o Varillas <ul style="list-style-type: none"> • El consumo de energía varía según la carga de las barras • Molino con casco de mayor espesor 	Molino de Barra o Varillas <ul style="list-style-type: none"> • Salida de material Malla 6-20 • Menor pureza por Hierro • Mayor espacio para el equipo • Gastos de Mantenimiento recambio barras de soleras. • Pocos proveedores de barras o varillas con bajo hierro. 	2	5
	Elevador de Cangilones según el tipo de descarga Centrifuga <ul style="list-style-type: none"> • Velocidad de desplazamiento de 45 a 75 m/min • Carga por dragado depositado en la parte inferior. • Separación entre cangilones es de 2 a 3 veces la altura del cangilón. 	Elevador de Cangilones según el tipo de descarga Centrifuga <ul style="list-style-type: none"> • Proveedores limitados 	3	1
	Elevador de Cangilones Gravedad o Continua <ul style="list-style-type: none"> • Carga por dragado depositado en la parte inferior. • Existen de gravedad libre • Existen de gravedad dirigida 	Elevador de Cangilones Gravedad o Continua <ul style="list-style-type: none"> • Proveedores limitados • Velocidad de desplazamiento 0.5-1,0 m/s • Se requiere desviar el ramal libre del elevador por estrangulamiento o inclinar el elevador. • Los cangilones se sitúan de forma continua por escama 	3	4
	Separador O-SEPA <ul style="list-style-type: none"> • Clasificador de las Partículas para producto (3:1) • Bajo costo mantenimiento • Mayor eficiencia de separación de partículas 15 μm • Fácil de montar en todo circuito • Fácil ajuste velocidad del rotor • Menor consumo de energía 	Separador O-SEPA <ul style="list-style-type: none"> • Disco de distribución encima de motor • Estacionario 	7	2

Fuente.: Elaboración Propia 2016

Tabla III-5C

VENTAJAS Y DESVENTAJAS DE EQUIPOS PARA MOLIENDA POR VÍA SECA

ETAPA	MOLIENDA VÍA SECA		Ponderación Técnicas de selección de equipos	
	Ventajas	Desventajas	Ventajas	Desventajas
Molienda Secundaria	Separador FLS <ul style="list-style-type: none"> • Velocidad Variable 	Separador FLS <ul style="list-style-type: none"> • Mayor gastos de mantenimiento • Más dispersión de partículas • Sin paletas selectoras dobles 	1	3
	Ciclones con entrada axial <ul style="list-style-type: none"> • Eficiencia media 	Ciclones con entrada axial <ul style="list-style-type: none"> • Difícil fabricación de piezas • Mayor costos del equipo 	1	2
	Ciclones con entrada tangencial <ul style="list-style-type: none"> • Fácil fabricación de piezas • Menor costos del equipo • Mejor calidad de producto • Mayor eficiencia 	Ciclones con entrada tangencial <ul style="list-style-type: none"> • Variación de dimensiones de la plancha 	4	1
Separación	Colector de Polvos <ul style="list-style-type: none"> • Evita problemas ambientales con la comunidad • Evita problemas legales con el gobierno 	Colector de Polvos <ul style="list-style-type: none"> • Gastos de mantenimiento 	2	1
	Separación Magnética <ul style="list-style-type: none"> • Mejor calidad del producto • Eficiencia el proceso 	Separación Magnética <ul style="list-style-type: none"> • Gastos de Mantenimiento del sistema • Costos de Energía 	2	2
	Cintas transportadoras de bandas <ul style="list-style-type: none"> • Fácil mantenimiento • Menores Costos • Posibilidad de almacenaje en diferentes lugares 	Cintas transportadoras de bandas <ul style="list-style-type: none"> • Desgastes de cintas 	3	1
Almacenaje y carguío	<ul style="list-style-type: none"> • Almacén por lote • Carguío directo a camión de producto final 	<ul style="list-style-type: none"> • Gastos sociales de Personal 	2	1

Fuente.: Elaboración Propia 2016

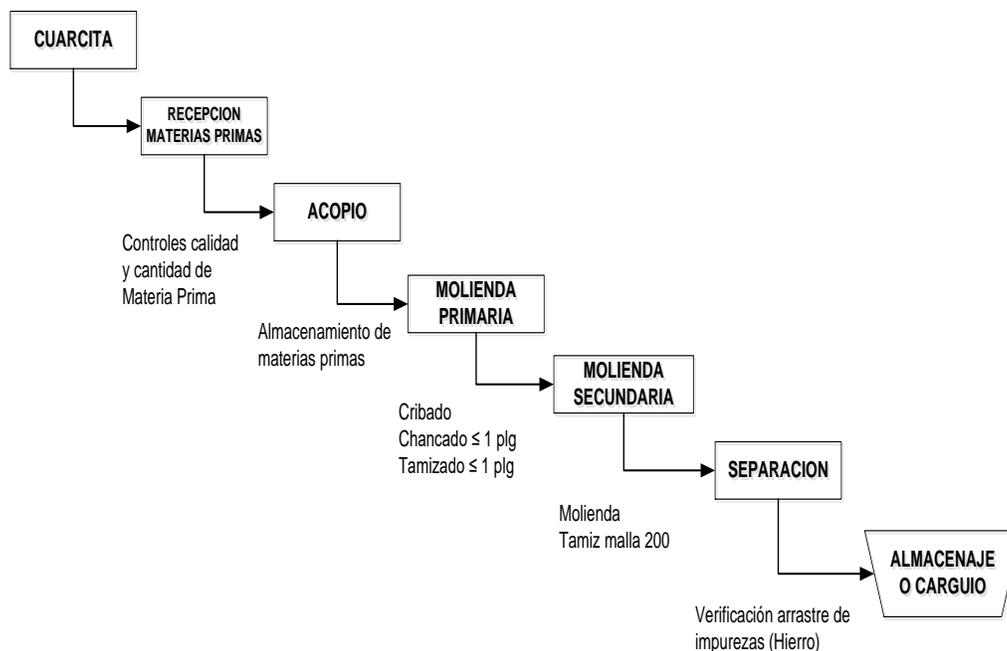
El proceso seleccionado para la producción mediante la reducción de las materias primas (Cuarcitas) junto con sus equipos seleccionados corresponde a un criterio de concepción de una fábrica de Molienda de Arena de Sílice, en un sistema de tipo circuito cerrado y el mismo funcionará bajo la molienda en Vía seca. Las diferentes etapas del proceso de reducción de las rocas cuarcitas se llevara a cabo siguiendo una secuencia lineal que abarca las diferentes operaciones de Molienda Primaria y Molienda Secundaria

3.4 DISEÑO DEL PROCESO

El proceso que se desarrolla en la planta contempla operaciones unitarias que se presentan en forma secuencial en la Interrelación de los Procesos de Molienda de la **Figura 3.1**

Figura 3.1

INTERRELACIÓN DE PROCESOS DE MOLIENDA



La preparación del material será realizado bajo las siguientes operaciones unitarias físicas:

3.4.1. RECEPCIÓN, PESAJE DE LAS MATERIAS PRIMAS

Las materias primas (rocas cuarcitas) ingresan a planta por medios de transporte según el caso, y sufren los controles de calidad previo a su almacenamiento dentro de la instalación. Las materias primas son controladas para ver sus propiedades y condiciones en que se encuentran, especificaciones mínimas exigidas para el ingreso previo al proceso

Los controles a que se les somete son fundamentalmente de tres tipos:

Análisis mineralógico: Su objeto es de conocer la clasificación mineralógica exacta de la materia en cuestión, posible presencia de otros minerales o materias.

Análisis granulométrico: Nos permitirá conocer el tamaño y dureza de las rocas a ingresar. Una granulometría y dureza no correcta, puede presentar porcentajes demasiado de rocas altas con el consiguiente perjuicio posterior.

Análisis químico: Nos dará la composición química exacta, % de SiO_2 , Fe_2O_3 y Al_2O_3 humedad, etc., datos que permiten anticipar el comportamiento de la materia durante su molienda

3.4.2. ACOPIO DE MATERIAS PRIMAS

El acopio o almacenamiento de las materias primas se realiza en un lugar denominado playa de materias primas, tomando en cuenta las siguientes consideraciones:

1. Se colocara el número de lote de recepción junto con sus características del material a ingresar para su seguimiento.
2. Para la rotación de los lotes se aplicara criterios de Primero en Ingresar Primero en Salir o su acrónimo en Inglés FIFO (First In First Out).

3.4.3. MOLIENDA PRIMARIA

Los rodados de cuarcita son cribados de modo que todas aquellas menores o iguales a los 40 cm son alimentados a la molienda primaria, los de mayor tamaño son separados para un chancado manual. En la molienda primaria se alimenta partículas hasta 40 cm de tamaño las mismas que son reducidas a un tamaño de 2.54 cm. Esta fragmentación de las rocas será realizada por medio de operaciones de Cribado y Trituración de las materias primas como se describe a continuación:

3.4.3.1. CRIBADO DE LAS MATERIAS PRIMAS

La operación de cribado tiene como función principal alimentar la cantidad y el tamaño adecuado de las materias primas a la etapa de trituración. En la operación se usara una tolva con una Criba, sistema diseñado por rejillas que son un conjunto de barras paralelas, mantenidas y alejadas una de otras mediante espaciadores, con aberturas predeterminadas para el tamaño requerido en la trituración (menor o igual a los 40 cm).

Las barras instaladas en la Criba serán compuestas de un material de acero al manganeso, con el fin de reducir el desgaste de la criba de tipo estacionario y posibles contaminación de material en etapa de chancado.

La alimentación de las rocas a la criba será realizado mediante una pala cargadora, donde se deberá seleccionar las rocas que tengan una granulometría menor a 40 cm por las cribas, las rocas que no cumplen con la granulometría requerida serán sometidas a una fracturación por golpes para su paso de las rejillas mediante combos de aleación de acero al manganeso con mango largo. Además la tolva de la criba permitirá realizar el control del peso del material.

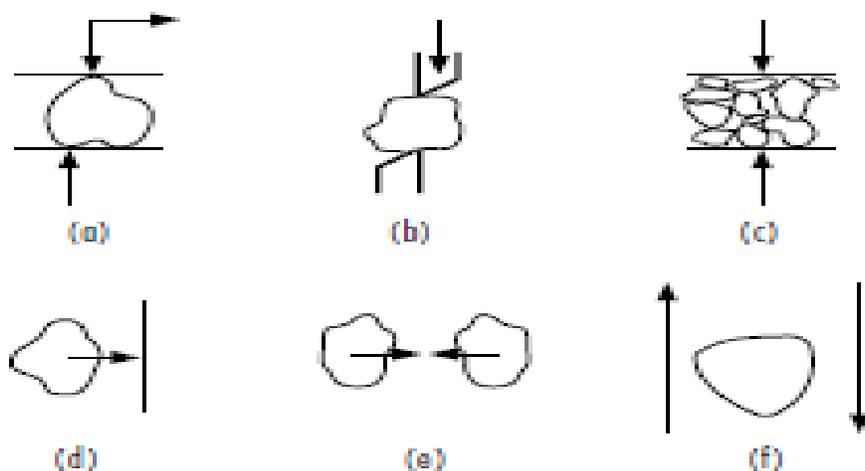
3.4.3.2. TRITURACIÓN O CHANCADO

Los cuerpos sólidos provenientes de la etapa de cribado (con una granulometría menor o igual de 40 cm), son alimentados al equipo para posteriormente obtener mediante los mecanismos de aplicación de fuerzas rocas de menor tamaño con una granulometría menor o igual de 2.54 cm, ya se ha por medio de fractura o quebrantamiento de las rocas cuarcitas.

Un factor a considerar es el contenido de humedad de las rocas cuarcitas; ya que cuando es inferior al 3 o 4 % en peso no surgen dificultades apreciables, por el contrario ejerce una acción beneficiosa en el proceso al reducirse la formación de polvo. Cuando el contenido de humedad excede el 4% el material se vuelve pastoso y adherente, tendiendo a atascar las máquinas, por lo que se sacara muestras cada cierta frecuencia para análisis de laboratorio de las muestras.

Figura 3.2

MECANISMOS DE APLICACIÓN DE FUERZAS



Fuente.: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 20-29 entre dos superficies sólidas: trituración o desgastamiento (fig 3.2 a), cizalladura (fig 3.2 b), trituración en un lecho de partículas fig (3.2 c) impacto sobre una superficie sólida (fig 3.2 d) o entre partículas (fig 3.2 e) por acción del medio circundante (fig 3.2 f molino de coloides) aplicación no mecánica de energía (choque térmico, fragmentación explosiva, electro hidráulica)

El proceso de trituración de la materia prima cuarcita se desarrolla entre dos mandíbulas, de las cuales una es fija y la otra móvil (ejerciendo presión por las placas acodadas). Sus mandíbulas están revestidas con blindajes de perfil dentado en fundición o la coquilla o acero templado y el marco es de acero fundido (Walter H. Duda.1977)

La alimentación es realizada por la parte superior (boca de carga), y este va hacia el inferior (boca de abertura), la posición inclinada de la mandíbula móvil determina una oclusión mayor, con lo que la trituradora se efectúa gradualmente a medida que el producto se acerca a la boca de descarga. Cuando el tamaño es inferior a la abertura, el producto no puede ser retenido y cae.

La abertura o Setting es ajustable a voluntad dentro de ciertos límites. Las caras activas de las mandíbulas van forradas por planchas de aceros duros al manganeso, para evitar su rápido desgaste. (José Cuellar Gallardo-Carlos Gonzales C-Luis Lobos Flores., 1978)

La alimentación del material y la operación del chancado producen apreciables cantidades de polvo, lo que obliga a tomar medidas de mantención y limpieza por lo que se debe realizar una rutina importante en la inspección del sistema de lubricación y engrasado. Para el ajuste del tamaño del chancado hay varios sistemas a emplear:

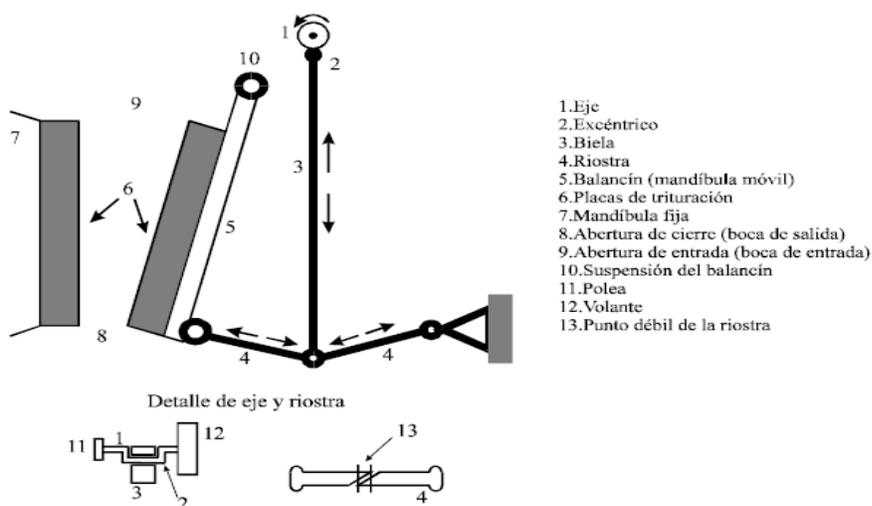
- Regulando la abertura de descarga
- Regulando el movimiento de la mandíbula móvil en cada revolución del eje leva
- Mediante la velocidad de la Chancadora.

La trituradora tipo Blake cuenta con dos mandíbulas (Ver Figura 3.3), una fija (7) y una móvil (5), que son las que producen la desintegración de las rocas con un movimiento de masticación. La mandíbula móvil se acerca y aleja de la fija pivoteando en un punto superior de suspensión (10). El movimiento de la mandíbula se logra por el accionamiento de un motor, que se acopla a través de correas, con un eje (1). En forma excéntrica al eje (2) va acoplada una biela (3) que merced a la excentricidad, sube y baja. Dicha biela, en su parte inferior tiene una articulación, a las que van unidas dos riostras (4) (o placas riostras). Dichas riostras se unen, en el extremo opuesto a la articulación, una a la mandíbula móvil (en su parte inferior) y la otra a un apoyo fijo. Al subir la biela, arrastra hacia arriba las riostras, horizontal izándolas y haciendo mover el extremo inferior de la mandíbula móvil hacia la fija. Cuando la biela baja, arrastra a las riostras hacia abajo y la mandíbula móvil se aleja de la fija. De esta forma, alternativamente, la

mandíbula móvil se acerca y aleja de la fija. Cuando se acerca comprime las rocas que se encuentran en el interior de la maquina; cuando se aleja las piedras van cayendo por gravedad. Las rocas a triturar ingresan por la boca de carga, en la parte superior (9) y salen de la maquina por la parte inferior (8) por gravedad. Durante su recorrido se van desintegrando.

Figura 3.3

ACCIONAMIENTO DE TRITURADORA BLAKE



Fuente:72.02 – 92.02 Industrias I Trituración Pag 13

En general la eficiencia del proceso depende principalmente del tipo de magnitud de la carga aplicada al sólido, y de la maquina utilizada. Así Owens estimo que un 10% de la potencia total se emplea en la fragmentación

3.4.3.2.1 VELOCIDAD ANGULAR DEL CHANCADOR BLAKE

Para el cálculo de la velocidad angular de la chancadora Blake Fuente Manual Tecnológico del Cemento DUDA pagina 32, nos permite medir el número de vueltas y determinar el caudal, junto con el tamaño del triturador de mandíbulas. Sin embargo el número de vueltas no debe ser demasiado alto, pues la experiencia demuestra que rebasado cierto límite, con el número de vueltas no se produce aumento perceptible del caudal. Su expresión es la siguiente

$$n_{pract} = 600 \sqrt{\frac{\text{tang } \alpha_c}{s_c}} \quad (3.4)$$

Dónde:

n_c = Número de vueltas por minuto de la chancadora (vueltas/min)

s_c = Longitud del camino de la mandíbula móvil (cm)

α_c = Angulo de la Chancadora de 20° Fuente Manual Tecnológico del Cemento DUDA Pag 32

3.4.3.2.2 CAPACIDAD DE PRODUCCIÓN CHANCADOR BLAKE

Para el cálculo de la capacidad de producción (Fuente Manual Tecnológico del Cemento DUDA Pag 34. Taggart) desarrollo una fórmula práctica cuya expresión es:

$$Q_c = 0.093 * b_c * d_c \quad (3.5)$$

Dónde:

Q_c = Capacidad de producción de la chancadora (t/h)

b_c = Ancho de la mandíbula, móvil (cm)

d_c = Tamaño de medio de material triturado, en (cm)

3.4.3.2.3 ENERGÍA PARA EL ACCIONAMIENTO DEL CHANCADOR

La energía para el accionamiento de los trituradores de mandíbulas se calcula como sigue:

$$N_c = \frac{n_c * b_{ca} * (D_c^2 - d_{cc}^2)}{0.34} \quad (3.6)$$

Dónde:

N_c = Potencia del motor para el triturador de mandíbulas, en CV

n_c = Número de vueltas por minuto de la chancadora (vueltas/min)

b_{ca} = Ancho de la mandíbula móvil en, (m)

d_{cc} = tamaño medio de material triturado, en (m)

D_c = Tamaño medio del material de alimentación, en (m)

3.4.3.2.4. TAMIZADO A LA SALIDA DEL CHANCADOR

El proceso del tamizado a la salida de la molienda primaria mejora la clasificación de las rocas trituradas, esto permite el paso de las rocas de cuarcita con un tamaño menor o igual de 254 mm (1 pulgada), y después ser transportadas a la etapa de la molienda secundaria.

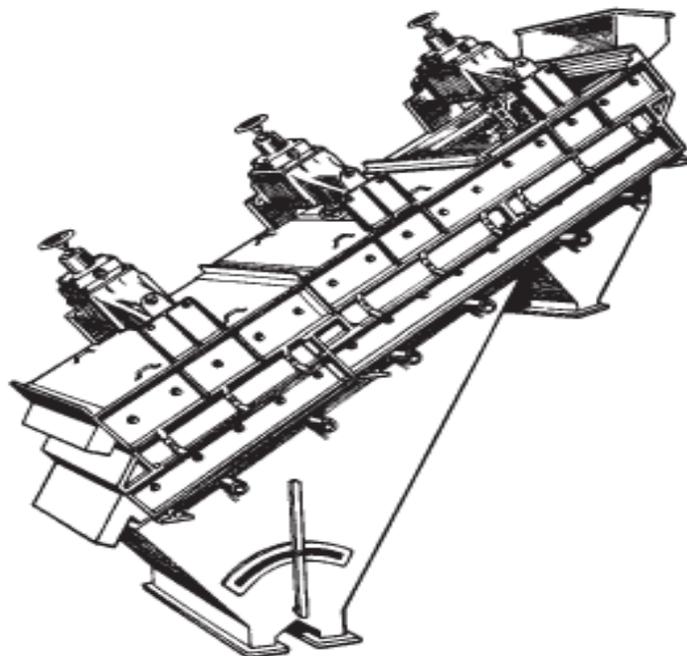
Debido a que la eficiencia del triturador Blake seleccionado es de un 80%, a la salida del proceso de la molienda primaria existirán rocas con un tamaño mayor a los 250 mm (1 pulgada), para esta situación en el presente proyecto se colocara adicionalmente una cinta transportadora que permita transportar las rocas que son rechazas por el tamiz, hacia la alimentación de entrada del triturador Blake (Ciclo cerrado en la molienda Primaria).

Este Tamiz de vibración eléctrica incluye la exactitud de la selección por tamaños, aumento en la capacidad por unidad de área, bajo costo de mantenimiento por tonelada de material manejado y ahorros en espacio y en peso.

La vibración del tamiz oscila entre (25 a 120 vibraciones/s) con una malla de paso de 1 pulgada, el material rechazado, es ingresado para su chancado nuevamente. Ver Figura 3.4.

Figura 3.4

TAMIZ TIPO HUMMER DE VIBRACIÓN ELÉCTRICA



Fuente.: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 19-25

3.4.4. MOLIENDA SECUNDARIA

Las rocas provenientes de la molienda primaria (con un tamaño menor o igual al de 250 mm) ingresan a la Molienda secundaria, que tiene como principal función reducir por una combinación de impacto y abrasión obteniendo un producto Final denominado Arena de Sílice con una granulometría menor o igual de malla 200 o 74 micrones.

En esta etapa se describe la operación de molienda y las ecuaciones para el dimensionamiento de los equipos a utilizar en la misma.

Es este proceso de molienda Secundaria se usa los siguientes equipos:

1. Molino de Bolas
2. Separador Estático
3. Ciclón de Tiro Inducido

Las variables que se controlarán durante la molienda son:

- Sonido y Tamaño de los cuerpos moledores
- Finura de la materia (Residuo)
- Amperímetro del motor (Potencia)

El sonido y tamaño de los cuerpos moledores nos indica la cantidad de carga dentro del molino. El sonido debe ser claro ya que si se produce ruidos muy sordos u opacos, es porque el molino está sobrecargado de materia prima o por el exceso de carga de los cuerpos moledores.

La finura (Residuo) de la materia permite mostrar si la molienda nos permite obtener la malla deseada por la planta, o si la misma está siendo afectada por la dureza o el tamaño de la materia prima en la alimentación.

El amperímetro que esta intercalado en el circuito del motor eléctrico tiene la función de determinar y medir el consumo de amperios de la intensidad de corriente permitiendo ver los parámetros normales de funcionamiento del molino.

3.4.4.1. MOLINO DE BOLAS

Su función es de realizar la molienda gruesa de los cuerpos provenientes de la molienda Primaria el mismo está Constituido por:

- **Casco:** Soporta impactos y carga pesada, construido de placas de acero forjadas y soldadas. Tendrá perforaciones para sacar los pernos que sostienen el revestimiento o forros.
- **Extremos:** los extremos del molino, o cabezas de los muñones serán fabricados de hierro fundido gris en caso de diámetros menores de 1m..
- **Revestimientos:** las caras de trabajo del molino consisten de revestimientos renovables que deben soportar impacto, estos serán resistentes a la abrasión y deben promover el movimiento más favorable de la carga. Los extremos de los molinos de bolas generalmente están hechos de acero al manganeso o acero al cromo-molibdeno, con alta resistencia al impacto, también los hay de goma.

Para el diseño del molino de Bolas se toma en cuenta:

- A. Potencia Exigida por el molino de Bolas
- B. Dimensiones optimas del Molino de bolas
- C. La Velocidad de rotación Critica del molino
- D. Peso específico del Montón
- E. Caudal del molino de bolas
- F. Volumen de llenado

3.4.4.1.1. POTENCIA EXIGIDA POR EL MOLINO DE BOLAS

La tercera teoría de BOND considera que el trabajo total necesario para reducir un tamaño cualquiera a otro inferior es inversamente proporcional a la raíz cuadrada resultantes. (BOND)

$$W = \frac{10 W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}} \quad (3.7)$$

W = Potencia kwh por tonelada (907) kg del material

F = Tamaño del material de alimentación cuyo 80% pasa por el tamiz, en μm

P = Diámetro del material terminado cuyo 80% pasa por el tamiz, en μm .

W_i = Índice de trabajo de molienda de Bond de cuarcita 12.18 (PERRY Tabla 20.4)

3.4.4.1.2. DIMENSIONES ÓPTIMAS DEL MOLINO DE BOLAS

Para las dimensiones óptimas de un molino de bolas se emplea la expresión usada por (DAWN):

$$W = 0,284 D_1 * A * G * n_m \quad (3.8)$$

D_1 = Diámetro interno del molino, (m)

$A = es (1,073 - \psi)$; ψ = Es la fracción de grado de llenado del molino Fuente Manual Tecnológico del Cemento pág. 73

G = es el peso de la bolas (t)

n_m = Es el número de vueltas real del molino (vueltas/minuto)

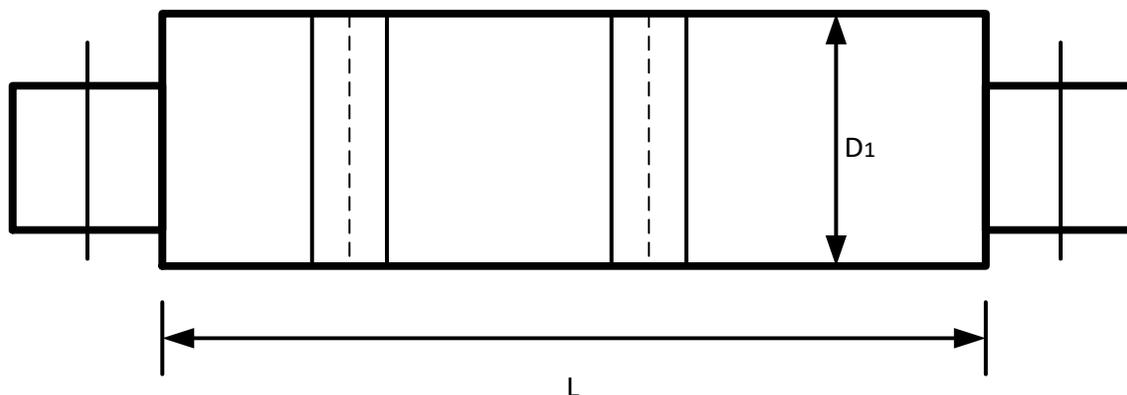
Solamente son óptimas las dimensiones del tubo de un molino cuando, para un caudal dado, tiene el peso mínimo. Para asegurar la estabilidad del molino, la exigencia del peso mínimo es consecuente con la exigencia de la mínima superficie del tubo.

Se ha establecido la ecuación por la cual se obtiene el mínimo de peso del molino para una determinada relación de la longitud al diámetro del mismo (DUDA Pág. 101). Se tiene como relación para un molino de tres cámaras:

$$\frac{L}{D_1} = 4.5 \quad (3.9)$$

Figura 3.5

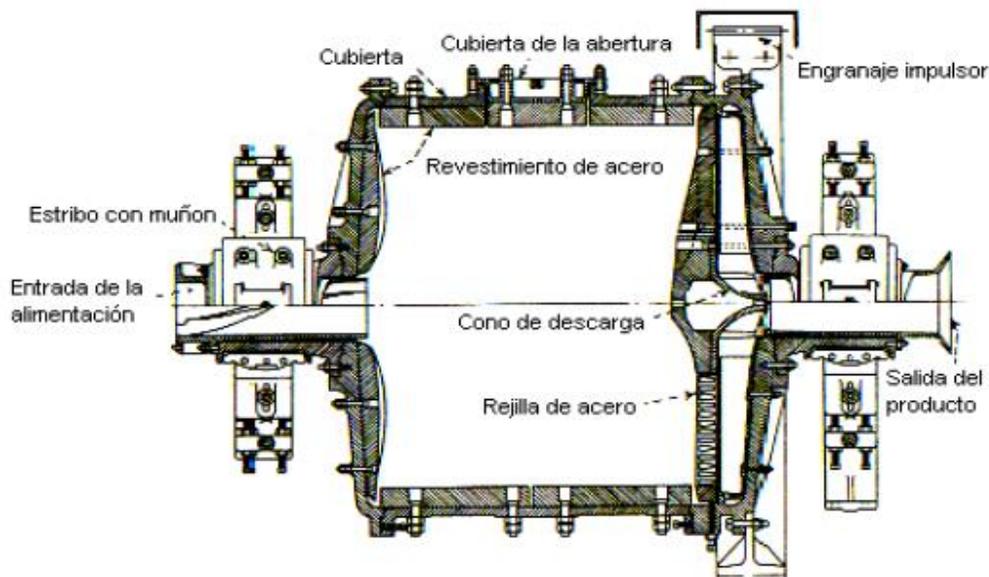
DIMENSIONES ÓPTIMAS PARA UN MOLINO DE TRES CAMARAS



Fuente: Manual Tecnológico del Cemento DUDA Pag 101

Figura 3.6

MOLINO DE BOLAS CONTINUO DE TIPO REJA MARCY

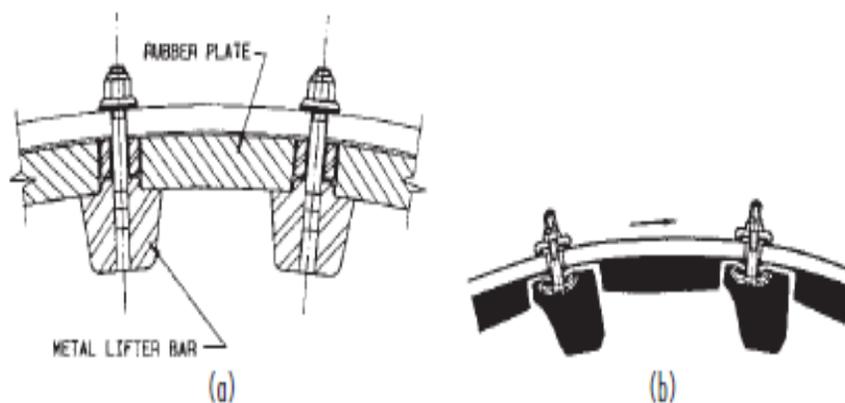


Fuente: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 20-41

El recubrimiento del molino de bolas será de caucho ver Figura 3.7 (b) siendo fácil de remplazar al desgastarse evitando además la contaminación de partículas de Hierro al producto, este recubrimiento puede tener una acción desviadora debido a una forma ondulada que ajusta la carga de bolas con la cubierta evitando la pérdida de velocidad por deslizamiento.

Figura 3.7

FORMAS DE RECUBRIMIENTO DE MOLINO DE BOLAS



(a) recubrimiento combinado (b) recubrimiento con caucho

Fuente: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 20-41

3.4.4.1.3. VELOCIDAD DE ROTACION CRÍTICA DEL MOLINO

Es la velocidad teórica a la que la fuerza centrífuga ejercida sobre una bola en contacto con la cubierta del molino a la altura de su trayectoria, es igual a la fuerza ejercida sobre ella debido a la gravedad.

Figura 3.8

REPRESENTACIÓN GRAFICA DE LA VELOCIDAD ANGULAR CRÍTICA

G_b = Peso de una bola para molienda

r = Radio (m)

C_m = Fuerza centrífuga, (kg)

α = Angulo de elevación

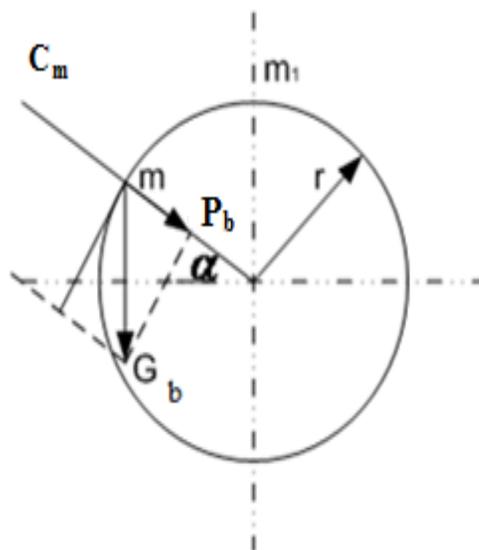
P_b = Acción resultante de la fuerza de la gravedad

m = Masa de la bola

La fuerza centrífuga del molino es igual a:

ω = Velocidad angular del molino, (radianes/s)

g = Gravedad (m/s^2)



$$C_m = m\omega^2 r \quad (3.10)$$

$$m = \frac{G_b}{g} \quad (3.11)$$

Remplazando la masa de la bola (m) en **Ecuación. 3.10**

$$C_m = \frac{G_b \omega^2 r}{g} \quad (3.12)$$

Si la acción resultante de la fuerza de gravedad (P_b) es:

$$P_b = G_b \text{ sen } \alpha \quad (3.13)$$

Remplazando con la condición de que $C_m \geq P_b$:

$$\frac{G_b}{g} \omega^2 r \geq G_b \sin \alpha \quad (3.14)$$

Si $\alpha = 90^\circ$ cuando la bola se encuentra en el punto m_1 queda:

$$\omega^2 r \geq g \quad (3.15)$$

Si en la desigualdad sustituimos el valor de (ω)

n_m = Número de vueltas de molino de bolas

$$\omega = \frac{2\pi n_m}{60} \quad (3.16)$$

Remplazando(ω)en **Ecuación 3.15**

$$\left(\frac{2\pi n_m}{60}\right)^2 r \geq g \quad (3.17)$$

Despejando n_m = Número de vueltas de molino de bolas

$$n_m = \sqrt{\frac{60^2 * g}{4\pi^2 * r}} \quad (3.18)$$

Remplazando los valores de la $g = 9.81$ y $\pi = 3.14$ y el $r = D_1/2$. Quedando la ecuación en el sistema métrico:

$$n_m = \frac{42.3}{\sqrt{D_1}} \text{Sistema métrico} \quad (3.19)$$

3.4.4.1.4. PESO TOTAL DE LOS CUERPOS MOLEDORES

Se toma en cuenta la relación que existe entre el peso específico del montón g_m y el volumen que ocupan las bolas dentro del molino V_m .

V_m = Volumen del montón (m^3)

ψ = grado de llenado de las bolas en el apilamiento

V = Volumen del recinto de molienda (m)

$$V_m = \psi * V \quad (3.20)$$

El Volumen útil del molino es igual a:

D_1 = Diámetro interno del molino

L = Longitud del molino (m)

$$V = \frac{\pi D_1^2 L}{4} \quad (3.21)$$

Remplazando V :

$$V_m = \psi * \frac{\pi D_1^2 L}{4} \quad (3.22)$$

Siendo G el peso específico del montón donde:

g_m = Peso específico aparente del montón

$$G = g_m * V_m \quad (3.23)$$

Remplazando se obtiene la expresión para el cálculo:

$$G = g_m * \psi * \frac{\pi D_1^2 L}{4} \quad (3.24)$$

3.4.4.1.5. CAUDAL DEL MOLINO DE BOLAS

Según TOWORROW, la fórmula que dedujo para calcular el caudal de los molinos de bolas es:

$$Q = q * \frac{a * b * c}{1000} * 6.7 * V * \sqrt{D_1} * \sqrt{\frac{G}{V}} \quad (3.25)$$

Q = Caudal del molino, en toneladas por hora

q = Caudal específico del molino en kg de material de alimentación por kWh de consumo energético, con un 10% de residuo al Tamiz 4900 mallas/cm²; Caudal específico con 40kg/kWh

a = Coeficiente de molturabilidad; Tabla I-3

b = Factor de corrección para molienda fina; Tabla 6.6.3 Coeficiente de corrección para un % de residuo de Tamiz de 10 donde el factor de corrección es de 1

c = Factor de corrección por el tipo de molino; Tabla 6.6.4 para un circuito cerrado y un molino con separador de aire de 1,3-1,5

V = Volumen del recinto de molienda (m^3)

D_1 = Diámetro interior del recinto de molienda en (m)

G = Peso de los cuerpos moledores

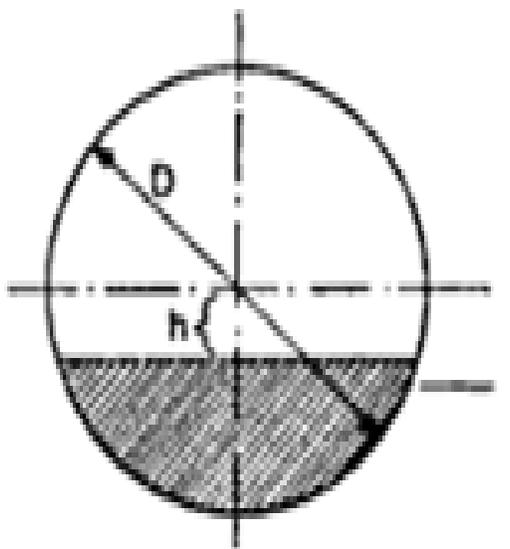
3.4.4.1.6. VOLUMEN DE LLENADO DE BOLAS

El volumen o nivel de carga de bolas está relacionado con la dureza de las rocas y tonelaje de alimentación que puede tratar el molino para un mismo grado de molienda, y para su cálculo se toma la relación entre el volumen de apilamiento de las bolas y el volumen de trabajo del molino. Según **L.B Lewenson** el grado de llenado debe ser de:

$$h_b = 0.16 D_1 \quad (3.26)$$

Figura 3.9

LLENADO DE CUERPOS MOLEDORES SEGÚN LEWENSON



Fuente: Manual tecnológico del Cemento DUDA Pag 73

El grado del volumen de llenado varía entre el 25% y el 45%. Por debajo del 25% los cuerpos molidores se deslizan sobre el blindaje, por encima del 45% se originan dificultades en las trayectorias de caída. Normalmente los molinos operan con un volumen de 40 a 42% del volumen total del molino, para el dimensionamiento se tomara el grado de llenado del 40%.

3.4.4.1.7. CUERPOS MOLEDORES

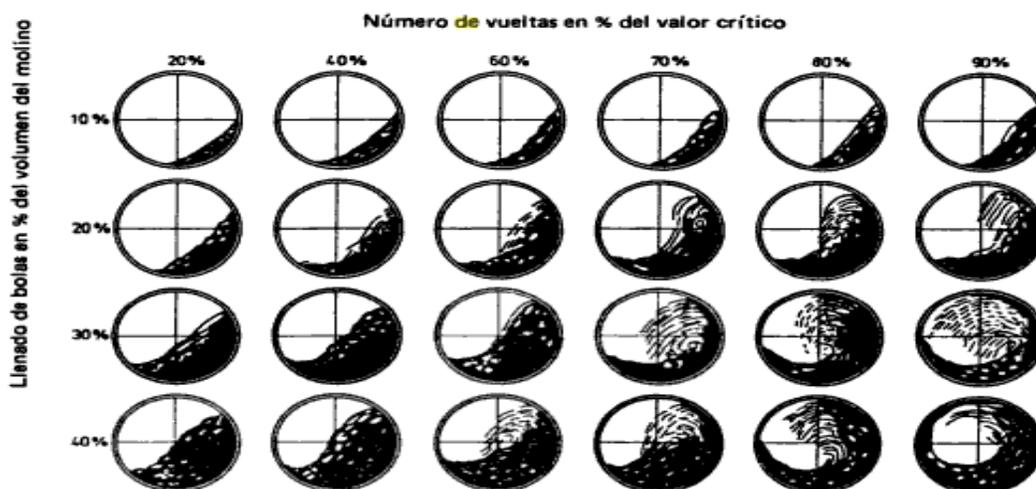
Los cuerpos molidores cuya acción de rotación transmite a la carga fuerzas de tal naturaleza que estos se desgastan por abrasión e impacto, es esencial que las bolas estén cubiertas con una capa de mena; una pulpa demasiado diluida aumenta el contacto metal-metal, aumentando el consumo de acero y disminuyendo la eficiencia. La eficiencia de la molienda depende del área superficial del medio de molienda. Las bolas deberían ser lo más pequeñas posible y la carga debería ser distribuida de modo tal que las bolas más grandes sean justo lo suficientemente pesadas para moler la partícula más grande y más dura de la alimentación.

Una carga balanceada consistirá de un amplio rango de tamaños de bolas y las bolas nuevas agregadas al molino generalmente son del tamaño más grande requerido.

La frecuencia de carga de los agentes de molienda, bolas dependen de estas variables: Tiempo de operación de la molienda, tonelaje de mineral de trabajo, tamaño de la carga en la entrada del molino, malla deseada por la planta y dureza del mineral de alimentación.

Figura 3.10

MOVIMIENTO DE LOS CUERPOS MOLEDORES



Fuente: Manual tecnológico del Cemento DUDA Pag 73

La masa de las bolas en las cámaras está dada por la siguiente ecuación:

$$M_{c_n} = V_c * g_m \quad (3.27)$$

M_{c_n} = masa de las bolas en las cámaras en toneladas (t)

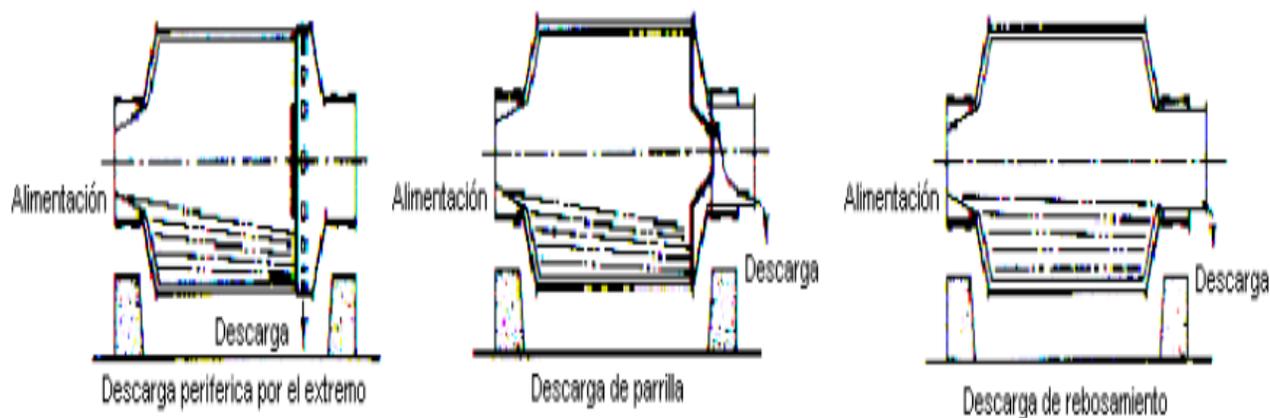
V_c = Volumen de la cámara en metros cúbicos (m^3)

g_m = Densidad de las bolas 4.55 t/m^3 (Fuente Manual Tecnológico del Cemento Pág. 74)

Los esquemas de alimentación y descarga de los molinos de Bolas dependen de su modo de operación, se muestra a continuación los mecanismos de alimentación y descarga:

Figura 3.11

ESQUEMAS DE ALIMENTACIÓN Y DESCARGA DE MOLINOS



Fuente: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 20-45

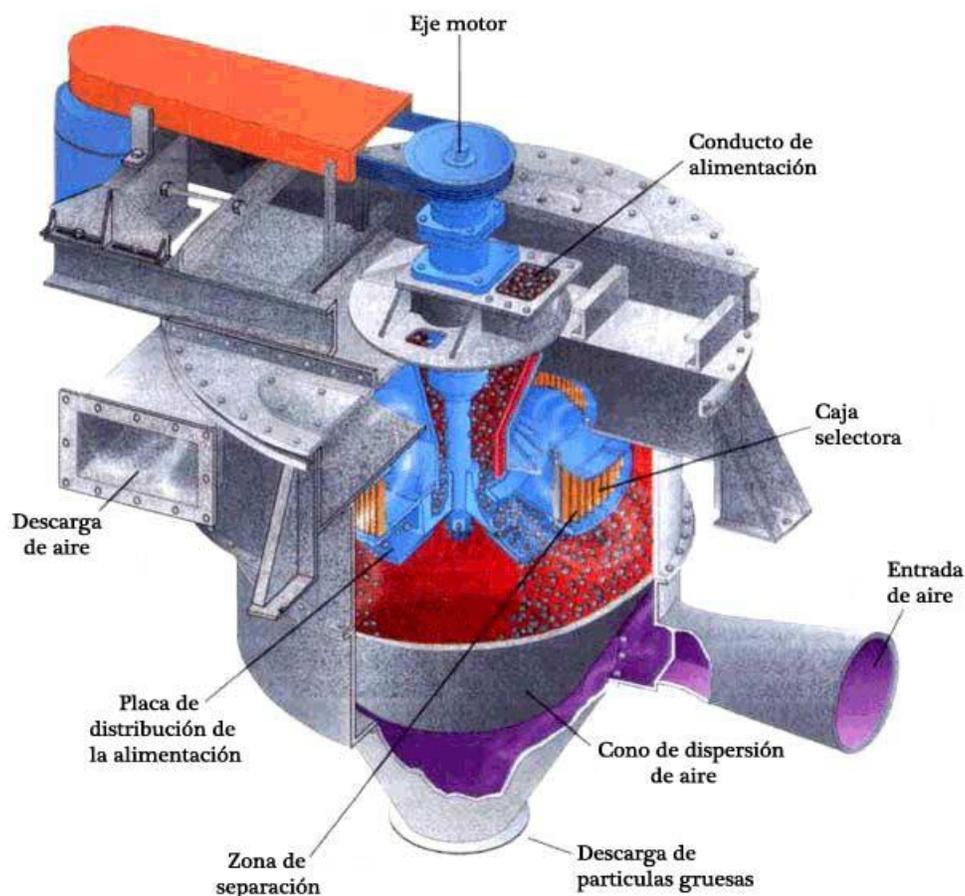
3.4.4.2. SEPARADOR ESTÁTICO DE AIRE.

La función es de separar los granos finos de los gruesos. Este aire con los finos (Producto final de la molienda) se lleva a un colector de polvo, generalmente un ciclón o un filtro, donde las partículas finas se separan de la corriente de aire.

Como consecuencia del aumento de la sección transversal de paso de la corriente de aire, su velocidad disminuye, con lo que las partículas de mayor tamaño (más pesadas) se separan de la corriente de aire.

La relación de Separación es de 2:1

Figura 3.12
SEPARADOR ESTÁTICO DE AIRE



Fuente: www.air-classifier.com

3.4.4.2.1. SELECCIÓN DEL TAMAÑO DEL SEPARADOR

Para la selección del tamaño se puede usar la siguiente ecuación:

$$O_m = 0625O_B + 250 \quad (3.28)$$

O_m = Superficie geométrica relacionada a la masa; factor de forma del sólido definido como el cociente del área de una esfera equivalente al volumen de la partícula considerada, dividido por la superficie real (cm^2/g)

O_B = Blaine Considerado

Para el presente estudio el diseño del separador será en base de la **Tabla 15.2.2** del Manual del Cemento DUDA en su Pág. 146.

3.4.4.2.2. DIMENSIONES DEL SEPARADOR

Según Tanaka propugna las siguientes recomendaciones para las relaciones dimensionales de algunos elementos constructivos de un separador convencional por aire, de acuerdo a esto las dimensiones tomadas han de satisfacer las relaciones siguientes:

$$b = 0.1 d_s \quad (3.29)$$

$$d_i = 0.7 d_s \quad (3.30)$$

$$d_1 = 0.7 d_s \quad (3.31)$$

$$d_2 = 0.5 d_s \quad (3.32)$$

$$d_3 = 0.33 d_s \quad (3.33)$$

d_s = Diámetro optimo del Separador (m)

b' = Altura de las paletas del ventilador principal (m)

d_i = Diámetro del recinto de separación (m)

d_1 = Diámetro del ventilador principal (m)

d_2 = Diámetro del ventilador auxiliar (m)

d_3 = Diámetro del plato del separador (m)

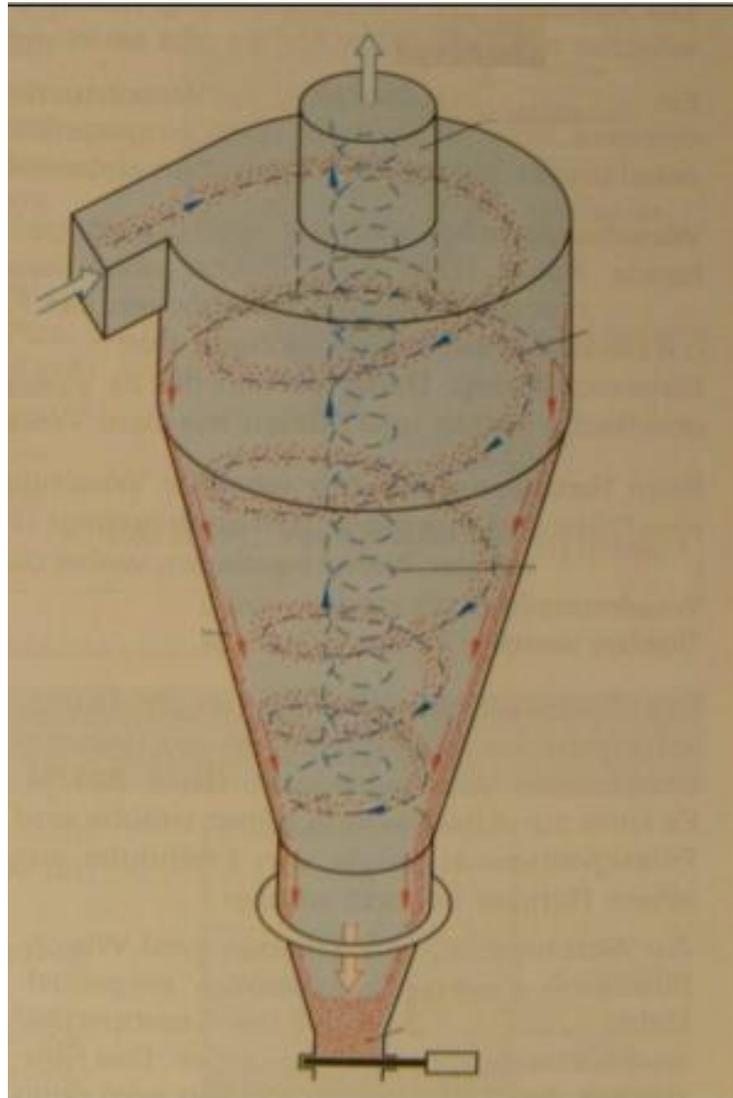
3.4.4.3 CICLÓN

El equipo de recolección de polvo que se usa es el ciclón que remueve el material particulado de la corriente gaseosa, basándose en el principio de impacto inercial, generado por la fuerza centrífuga.

La figura 3-13 muestra el movimiento de las partículas mayores hacia las paredes del ciclón debido a la fuerza centrífuga.

Figura 3.13

MECANISMOS DE COLECCIÓN DE PARTÍCULAS EN UN CICLÓN.



Fuente: Diseño Optimo de Ciclones Medellín 2006

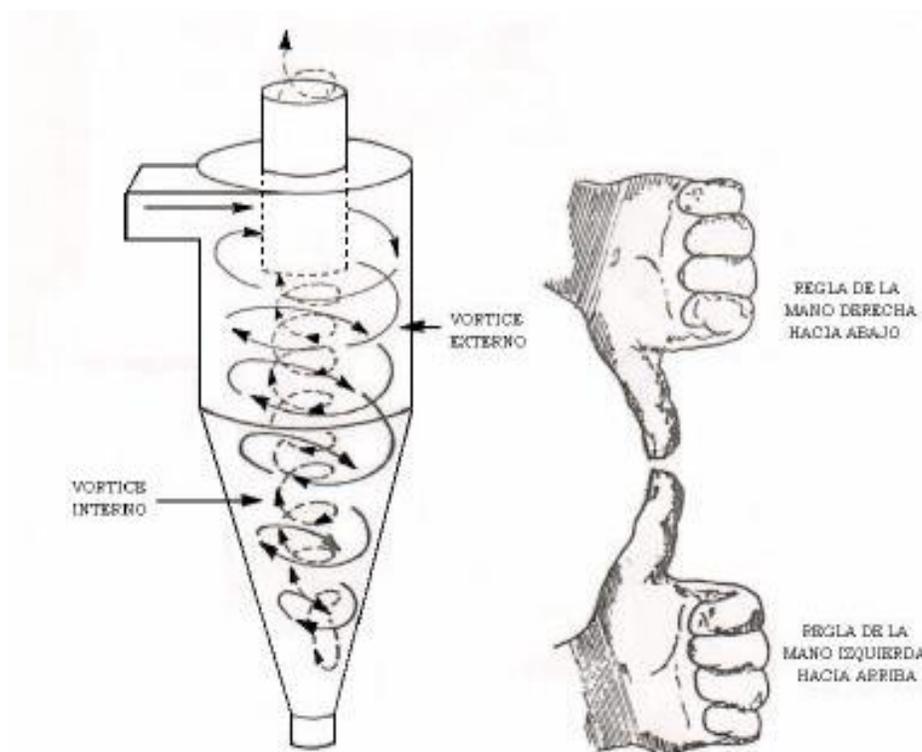
La trayectoria del gas comprende un doble vórtice, en donde el gas dibuja una espiral descendente en el lado externo y ascendente en el lado interno.

La Figura 3-14 ilustra dichos vórtices donde el gas entra en la cámara superior tangencialmente y desciende en espirales hasta el ápice de la sección cónica; luego asciende en un segundo espiral, con diámetro más pequeño, y sale por la parte superior a través de un ducto vertical centrado.

Los sólidos se mueven radialmente hacia las paredes, se deslizan por las paredes, y son recogidos en la parte inferior.

Figura 3.14

VÓRTICES EN EL CICLÓN



Fuente: Diseño Optimo de Ciclones Medellín 2006

Existen tres tipos de Ciclones de tipo tangencial

- a) Normal
- b) Entrada con envoltura circular
- c) Entrada Curvada

De los tres tipos de Ciclones mencionados anteriormente se selecciona al b), debido a su sencillez constructiva, mayor capacidad de operación y alta eficiencia

3.4.4.3.1 DIMENSIONES DEL CICLÓN

La capacidad de los manejos de estos Ciclones, se expresa mediante la ecuación (3.34) referencia de Tesis "Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija" Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 102

$$Q' = K_D * D_{OP}^2 \quad (3.34)$$

Q' = Flujo de gas pie³/min

D_{OP} = Diámetro del ciclón pie

K_D = constante de la entrada tangencial del gas

Figura 3.15

DIMENSIONES DEL CICLÓN

Diámetro de salida (m)

$$D_o = 0,5D_{op} \quad (3.35)$$

Altura de entrada del ciclón (m)

$$a' = 0,5D_{op} \quad (3.36)$$

Ancho de la entrada (m)

$$b_1 = 0,25D_{op} \quad (3.37)$$

Altura de Salida (m)

$$s^{\circ} = 0,875D_{op} \quad (3.38)$$

Altura Parte cilíndrica (m)

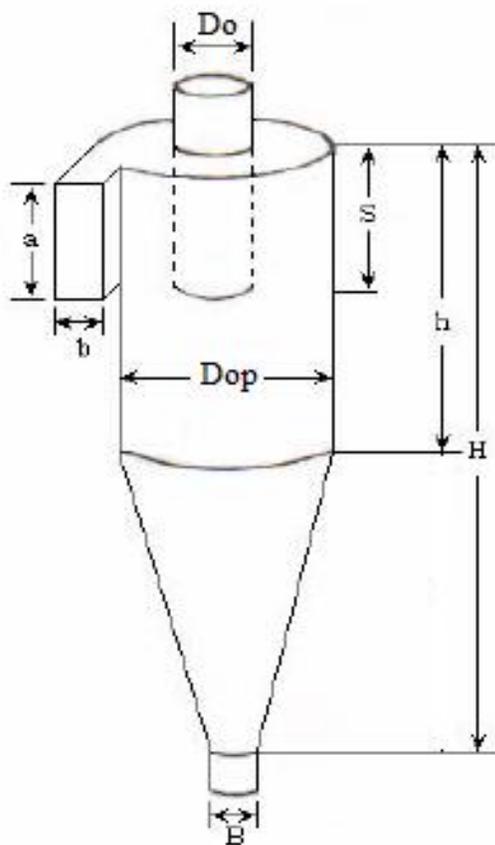
$$h = 2D_{op} \quad (3.39)$$

Altura total del ciclón (m)

$$H = 4D_{op} \quad (3.40)$$

Diámetro de salida del ciclón (m)

$$B_o = 0,25D_{op} \quad (3.41)$$



Fuente: Dimensionamiento de Ciclones Medellín 2006

El cálculo del exponente de la forma modificada n_e es calculado con la ecuación 3.42 y para la corrección de la temperatura la ecuación 3.43: (Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 103)

$$n_o = \frac{(39,37 Dop)^{0,14}}{2,5} \quad (3.42)$$

$$\frac{(1 - n_o)}{(1 - n_1)} = \left(\frac{T_1}{T_2}\right)^{0.3} \quad (3.43)$$

Donde

n_o = exponente de la forma modificada del vórtice del ciclón

n_1 = exponente corregido modificado para el vórtice del Ciclón a las temperaturas absolutas (°K)

T_1 = Temperatura absoluta de referencia para el gas (°K)

T_2 = Temperatura absoluta de gas de entrada al ciclón (°K)

Para el cálculo de la longitud natural del ciclón L_n se usa la siguiente ecuación empírica Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano (pág. 104):

$$L_n = 2,3 Do * \left(\frac{Dop^2}{a' * b_1}\right)^{\frac{1}{3}} \quad (3.44)$$

Donde

L_n = Longitud natural del ciclón (m)

Si el valor de L_n es menor que el valor de $(H-s^o)$ se calcula v_{nL}

Si el valor de L_n es mayor que el valor de $(H-s^o)$ se calcula v_h

Ref: HORZELLA THEODORE I. “Selecting installing Cyclone dust collectors” Chemical Engineering, Vol. 8.

$$d = Dop - (Dop - B_o) * \left[\frac{(s^o + L_n - h)}{(H - h)}\right] \quad (3.45)$$

Para el volumen natural del ciclón V_{nL} se usa la ecuación 3.46 Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano (pág. 104):

$$V_{nL} = \frac{(\pi * Dop^2)}{4} * (h - s^o) + \frac{(\pi * Dop^2)}{4} * \left[\frac{(L_n + s^o + h)}{3} \right] * \left(1 + \frac{d}{Dop} + \frac{d^2}{Dop^2} \right) - \left(\frac{\pi * D_o * L_n}{4} \right) \quad (3.46)$$

O el volumen para la altura del ducto de entrada del ciclón V_{IH} se usa la ecuación 3.46 Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 104.

$$V_{IH} = \frac{(\pi * Dop^2)}{4} * (h - s^o) * \frac{(\pi * Dop^2)}{4} * \left[\frac{(H - h)}{3} \right] * \left(1 + \frac{B_o}{Dop} + \frac{B_o^2}{Dop^2} \right) - \left(\frac{\pi * D_o^2 * L_n}{4} \right) \quad (3.47)$$

Conociendo que el Volumen sobre la salida del ciclón V_B ecuación 3.48

$$V_B = \frac{\left[\pi * \left(s^o - \frac{a}{2} \right) * (D_{OP}^2 - D_o^2) \right]}{4} \quad (3.48)$$

Se procede a realizar el cálculo de la Constante de corrección para el volumen natural del ciclón K_c ecuación 3.49o caso contrario la Constante de corrección para la altura del ducto de entrada del ciclón k_c ecuación 3.50

$$K_c = \frac{\left(\frac{V_B + V_{nL}}{2} \right)}{D_{OP}^3} \quad (3.49)$$

$$k_c = \frac{\left(\frac{V_B + V_{IH}}{2} \right)}{D_{OP}^3} \quad (3.50)$$

Calculando la constante de corrección de altura del ducto del ciclón K_a' ecuación 3.51 y la constante de corrección del ancho del ducto de entrada del ciclón K_{b1} ecuación 3.52 se procede a realizar el Calculo del Número de diseño del ciclón C_c ecuación 3.53 Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 105.

$$K_{a'} = \frac{a'}{D_{OP}} \quad (3.51)$$

$$K_{b1} = \frac{b_1}{D_{OP}} \quad (3.52)$$

$$C_c = \frac{8K_c}{K_{a'} * K_b} \quad (3.53)$$

Donde

$K_{a'}$ = Constante de corrección de altura del ducto del ciclón

K_{b1} = Constante de corrección del ancho del ducto de entrada del ciclón

C_c = Número de diseño del ciclón

Para el cálculo del parámetro modificado de impactación del ciclón Ψ para un solo tamaño de partícula se emplea la ecuación 3.54 Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 105.

$$\Psi = \frac{[\delta_s * d_s^2 * U_{T2} * (n_1 + 1)]}{18\mu_G * D_{OP}} \quad (3.54)$$

Donde

δ_s = Densidad de las partículas (kg/m^3)

d_s = Diámetro de la partícula

U_{T2} = Velocidad tangencial de la partícula (m/s) es = $Q'/a'b_1$

μ_G = Viscosidad del gas aire ($\text{kg/m}^2\text{s}$) “Mecánica de fluidos: Fundamentos y aplicaciones”, 1ª edición, McGraw-Hill, 2006. Tabla A-9. = 1.963×10^{-5}

Q' = Flujo volumétrico del gas (m^3/s) es = $k_D * D_{OP}^2$

k_D = Constante que depende de la forma de entrada del gas en el caso es de 900 tipo tangencial Referencia Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 121

3.4.4.3.2. EFICIENCIA DE COLECCIÓN DEL CICLÓN

La eficiencia del ciclón esta emparejada con la determinación de un apropiado tiempo de residencia promedio para el gas en el equipo, de manera que permita derivar una ecuación adecuada. Esto depende de tres parámetros a dimensionales: C_c , un número de diseño del ciclón

que depende de la forma física Ψ , un tipo modificado del parámetro de impactación que depende de las condiciones tales como la velocidad del gas, presión y rendimiento.

Usando los valores de C_c , Ψ , y n_1 se determina la eficiencia de colección del ciclón:

$$\eta_c = 1 - \exp - 2(C_c \Psi)^{1/(2+2n_1)} \quad (3.55)$$

3.4.4.3 CAIDA DE PRESION EN EL CICLÓN

Un método para calcular la caída de presión en Ciclones está dado por Stairmand, que se basa en las pérdidas moderadas en varios puntos del ciclón en términos de velocidad, dado por:

$$\text{Caída de presión en distintos puntos del ciclón} = \frac{U^2 * (\delta_G + \delta'_p)}{2g} \quad (3.56)$$

Las caídas de presión dentro de las tuberías de entrada y salida actualmente están formadas por la ecuación normal de caídas de presiones en la tubería (Ecuación de Fanning)

Stairmand encontró que las pérdidas dentro del ciclón son pérdidas de fricción de la pared y una pérdida de energía cinética. La última está definida como el cuadrado de la diferencia entre la velocidad principal en la entrada y en la periferia del núcleo interior.

$$\text{Pérdidas en el ciclón} = (\delta_G * \delta'_p) * (U_{Tmax}^2 - U_1^2)/g \quad (3.57)$$

Mientras que el factor de fricción en la pared Φ , está definido como la relación de la velocidad angular U_1' en el radio de la entrada $(D_{OP}/2 - b_1/2)$, y la velocidad lineal en la tubería de entrada:

$$\Phi = \frac{U_1'}{U_1} \quad (3.58)$$

Es decir:

$$\Phi = \frac{\left\{ -\left\{ D_o / (D_{op} - b_1) \right\}^{1/2} + \left\{ \frac{D_o}{2(D_{op} - b_1)} + 4G_f A_c / a' b_1 \right\}^{1/2} \right\}}{2G_f A_c / a' b_1} \quad (3.59)$$

$$A_c = \pi D_{op} h + \pi D_{op} s^o + \pi \left[\frac{(D_{op} + b_1)}{2} \right] (H - h) \quad (3.60)$$

G_f = Constante de fricción igual a 0,005 para ciclones con gas (Tesis “Optimización de la molienda del cemento SOBOCE S.A-Tarija” Walter Pedro Jerez Justiniano pág. 107)

A_c = Superficie o área expuesta por el ciclón a los gases (m^2)

$a' b_1$ = Área de la sección transversal del ducto de entrada (m^2)

La pérdida de presión en el ciclón entonces se puede calcular de la combinación de los dos factores de pérdida:

$$\Delta P = \frac{\delta_G \delta'_p}{2g} \left\{ U_1^2 \left[2\Phi^2 2 \frac{(D_{op} - b_1)}{D_o} \right] + 2U_o^2 \right\} \quad (3.61)$$

Dónde:

U_o = Velocidad a la salida del tubo = $4Q'/\pi D_o^2$, (m/s)

U_1 = Velocidad lineal a la entrada = $Q'/a' b_1$ (m/s)

δ'_p = $c'(\delta_s - \delta_G)$, dado para la concentración de partículas c' (kg/m^3)

$c' = \delta_{ds} / \delta_s$

δ_{ds} = Densidad de los sólidos dispersos (kg/m^3)

δ_G = Densidad de las partículas (kg/m^3)

3.4.4.3.4 SELECCIÓN Y POTENCIA DEL VENTILADOR

Los ventiladores se clasifican por la dirección de flujo de aire en ventiladores de flujo radial y de flujo axial. Los primeros impulsan el gas por acción de la centrifuga, mientras que los segundos presentan un flujo simple, paralelo a la flecha del ventilador.

En general los ventiladores centrífugos son más fáciles de controlar, más fuertes y menos ruidosos que los de flujo axial.

Los ventiladores radiales o centrífugos pueden presentar las aletas o alabes dispuestos en tres formas:

- Alabes planos
- Alabes curvados hacia atrás
- Alabes curvados hacia delante

Las eficiencias de funcionamiento de los ventiladores se encuentran entre los rangos de 40 a 70%. La potencia necesaria para un ventilador centrífugo se puede calcular mediante la siguiente expresión:

$$P_v = \frac{Q' \Delta P_1}{102 n_2} \quad (3.62)$$

Dónde:

P_v = Potencia requerida por el ventilador (kw)

Q' = Flujo de gas en (m^3)

ΔP_1 = Aumento de presión o carga total desarrollada por el ventilador (kgf/m^2)

n_2 = Eficiencia combinada motor ventilador.

3.4.4.4. ELEVADOR DE CANGILONES

El transporte de la arena de sílice a la salida del molino será realizado mediante un Elevador de Cangilón espaciado y descarga centrífuga.

Estos elevadores como se muestran en la Figura 3-17 son los más comunes y normalmente están equipados con cangilones del tipo estándar (1) o del tipo estándar con labio reforzado (2). Estos se encuentran montados en banda o cadena y los cangilones se espacian para evitar la interferencia en la carga y descarga, sirven para materiales secos-pulverizados en terrones pequeños tales como carbón, piedras, arena, etc.

Los elevadores que manejan materiales ligeros pueden trabajar a velocidades de 45 a 75 m/min a esta velocidad, normalmente el material, es volcado desde los cangilones situados en la parte superior del elevador de forma que un canalón colocado muy próximo a la cabeza de la rueda y recibe la descarga.

Para el diseño de los mismos se debe tener en cuenta

El Número de vueltas del cangilón (N)

$$N = \frac{V_c}{(2H_c)} \quad (3.63)$$

N = Numero de vueltas de cangilones (vueltas/h)

V_c = Velocidad del cangilón, (revoluciones/h)

H_c = Altura del elevador entre ejes (m)

El Volumen del material a transportar por vueltas (V_s):

$$V_s = \frac{C'}{N d_s} \quad (3.64)$$

V_s = Volumen del material a transportar (m^3 /vuelta)

d_s = Densidad aparente del material (kg/m^3)

C' = Capacidad de transporte del material (kg/m^3)

Profundidad de los cangilones P_c :

$$P_c = \frac{(V_s S)}{((a_o b_o H_c) - V_s)} \quad (3.65)$$

P_c = Profundidad del cangilón (m)

a_o = ancho del cangilón (m)

b_o = Proyección del cangilón (m)

Distancia entre cangilones (S) donde $\equiv [2h_c, 3h_c]$ donde h_c es la altura del cangilón

Calculo del Número de Cangilones requeridos (N_{ca}):

$$N_{ca} = \frac{2H_c}{(P_c + S)} \quad (3.66)$$

N_{ca} = Número de cangilones

3.4.4.1. POTENCIA DEL ELEVADOR DE CANGILONES

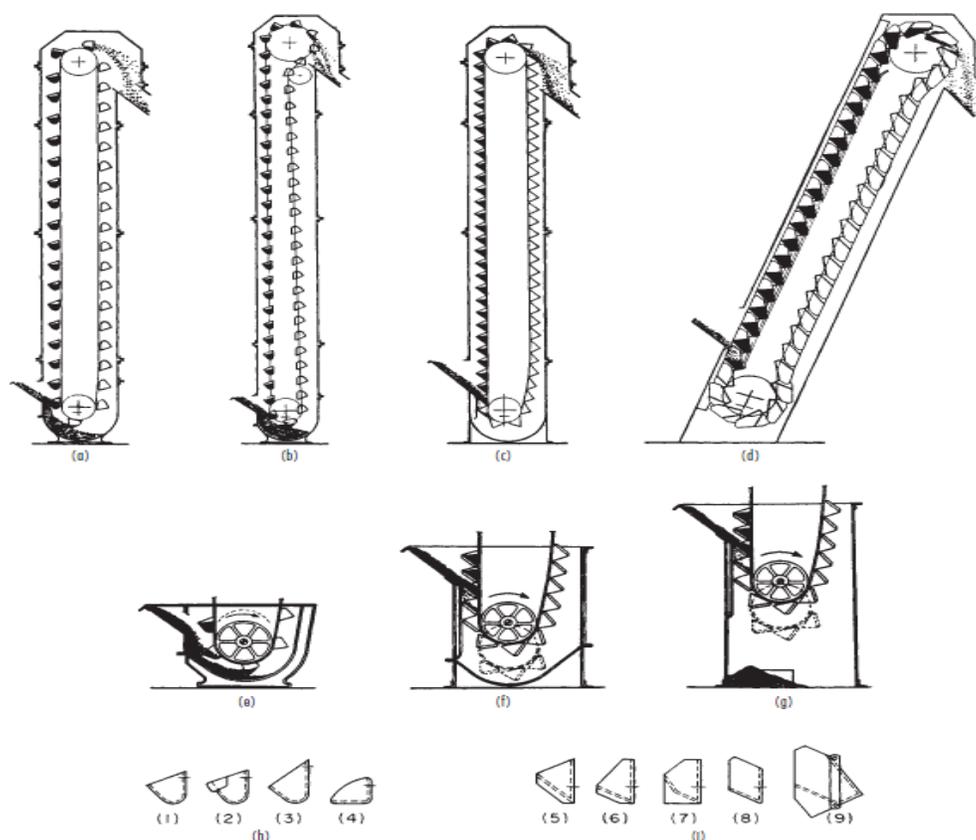
La Potencia del elevador de un transportador de cangilones, se calcula mediante:

$$CV = \frac{Ton}{h} * 2 * \frac{Hc}{270} \quad (3.67)$$

Ton/h = Toneladas por hora de material transportado

Figura 3.16

ELEVADOR DE CANJILONES



Fuente: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 21-16 (a) Cangilones espaciados de descarga centrifuga (b) Cangilones espaciados de descarga positiva (c) Cangilones continuos (d) Cangilones continuos de capacidad superior (e) los cangilones espaciados reciben parte de la carga directamente parte mediante el arrastre por el fondo (f) continuo: los cangilones se llenan al pasar por el brazo cargador, con la canaleta de alimentación sobre la rueda posterior (g) continuo: cangilones en caja de carga sin fondo, con registro para la limpieza (h) cangilones espaciados de hierro maleable para descarga centrifuga (i) cangilones de acero para elevadores de cangilones continuos, (1) Cangilón Estándar, (2) Cangilón Estándar con labio reforzado (3) y (4) Cangilón de diseño frente bajo para materiales húmedos filamentos pegajosos, (5) Cangilón estándar para los materiales normales, (6) Cangilón de frente bajo para materiales difíciles, (7) Cangilón de capacidad adicional o terrones grandes, (8) cangilones para elevadores inclinados del tipo triturador, (9) Cangilón para capacidades extremadamente altas se montan lateralmente y se sujetan uno a otros mediante bisagra.

3.4.5. SEPARACIÓN

En la etapa de separación se realiza dos procesos.

1er proceso.-Colector de Filtros de Tela

2do proceso.- separación de las limas de hierro que se pudieron generar en los anteriores procesos.

3.4.5.1. COLECTOR DE FILTROS DE TELA

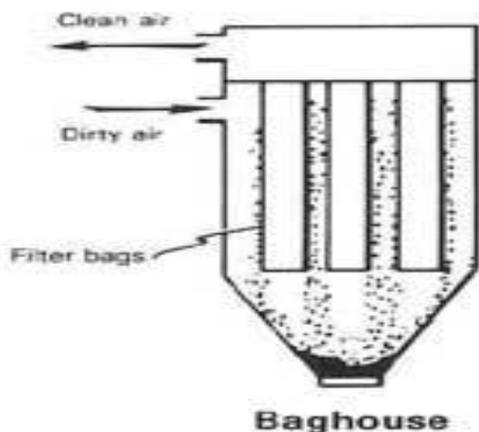
Comúnmente conocidos como bolsas, los colectores de tela usan filtración para separar partículas de polvo de gases polvorientos. Se trata de uno de los tipos más eficientes y rentables de los colectores de polvo disponibles y pueden lograr una eficiencia de recolección de más de 99% para partículas muy finas.

Los gases cargados de polvo entran en la casa de bolsas y pasan a través de bolsas de tela que actúan como filtros. Las bolsas pueden ser de algodón tejido o fieltro, material sintético o de fibra de vidrio en forma de tubo o de envoltura.

Para asegurar que las bolsas de filtro tengan una larga vida de uso, normalmente se recubren con un potenciador de filtro (pre-capa). Sin una pre-capa de la bolsa de filtro permite partículas finas sangren a través del sistema de filtro de bolsa, sobre todo durante el arranque, ya que la bolsa sólo se puede hacer parte de la filtración dejando las partes más finas de la capa de polvo mejorador de filtro

Figura 3.17

COLECTOR DE FILTROS DE TELA

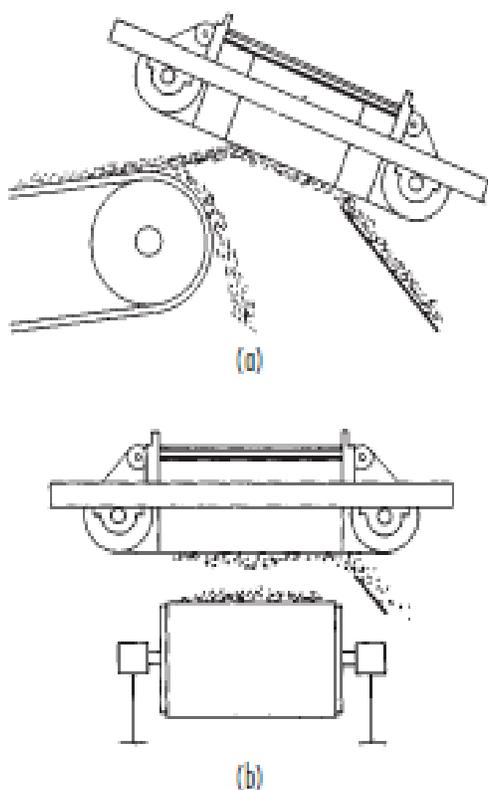


3.4.5.2. IMAN ELEVADOR

El imán opera en forma continua, los imanes continuos tienen una banda que se desplaza sobre los polos del imán elevador para transportar las partículas magnetizadas hacia una región donde el campo magnético es bajo, o bien tiene un valor igual a cero, donde se descargan, estas unidades pueden ser dispositivos de alta o baja intensidad.

Figura 3.18

TIPOS DE IMANES ELEVADORES



(a) Imán elevador en línea **(b)** en cinta transversal

Fuente: Manual del Ingeniero Químico Séptima Edición Pag 19-52

3.4.5.3. ALMACENAJE Y CARGUIO

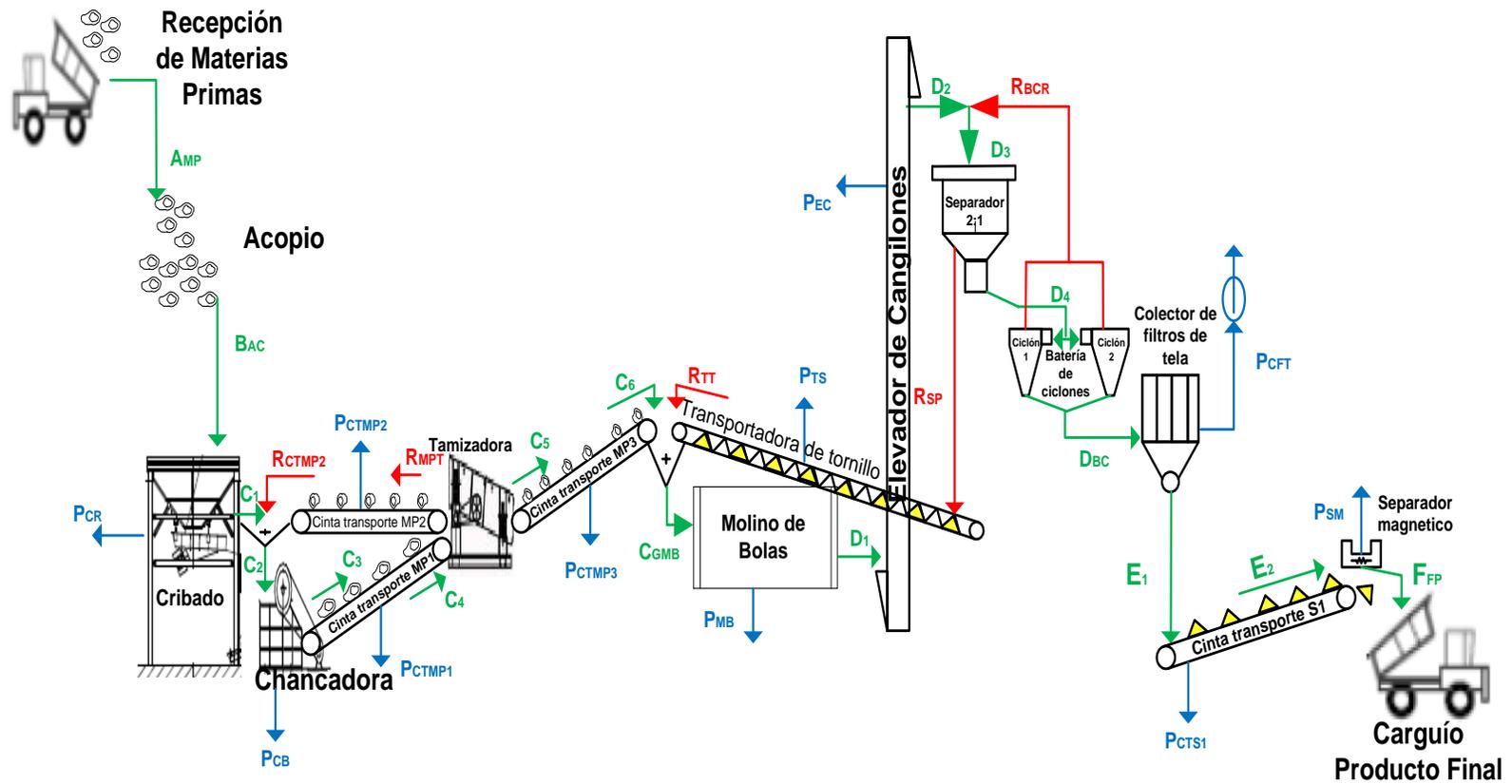
Etapa donde el producto final es almacenado en función de los lotes de producción o en caso es cargado a los camiones directamente para su entrega según los requerimientos al cliente Final

3.5. DIAGRAMA DE FLUJO DE PLANTA

La planta de presenta el siguiente diagrama

Diagrama III-3

DIAGRAMA DE FLUJO DE PLANTA



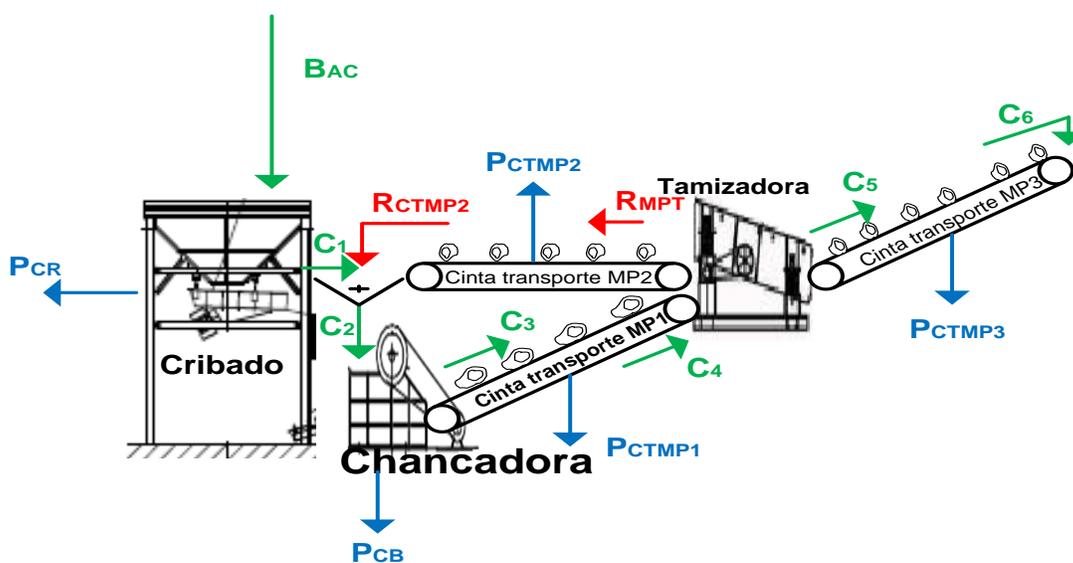
3.6. BALANCE DE MATERIA DE PROCESO

El balance de materia para el Tamaño de la planta: que procesara 18110,96 Toneladas de arena de Sílice para el Año2021

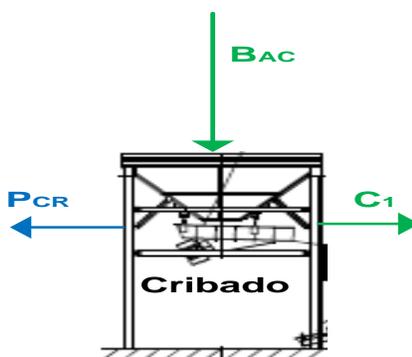
$$\text{Producción de la fabrica (F}_{TP}) = \frac{18110,96 \text{ Toneladas}}{275 \text{ días}} * \frac{1 \text{ dia}}{8 \text{ horas}} = 8,232 \text{ t/h}$$

3.6.1. BALANCES EN LA MOLIENDA PRIMARIA

En la molienda primaria se realiza balances en el cribado, entrada a chancadora Blake, en la operación del tamizado y en las cintas de transporte del proceso



Balance en el Cribado



$$B_{AC} = C_1 + P_{CR} \quad (3.68)$$

$$P_{CR} = B_{AC} * X_{CR} \quad (3.69)$$

Para un C_1 = Salida de cuarcita del Cribado (8,565 t/h)

Despejando (B_{AC}) de ecuaciones (3.68) y (3.69)

$$B_{AC} = \frac{C_1}{(1 - X_{CR})} \quad (3.70)$$

P_{CR} = Perdidas de partículas en el cribado (0,0009t/h)

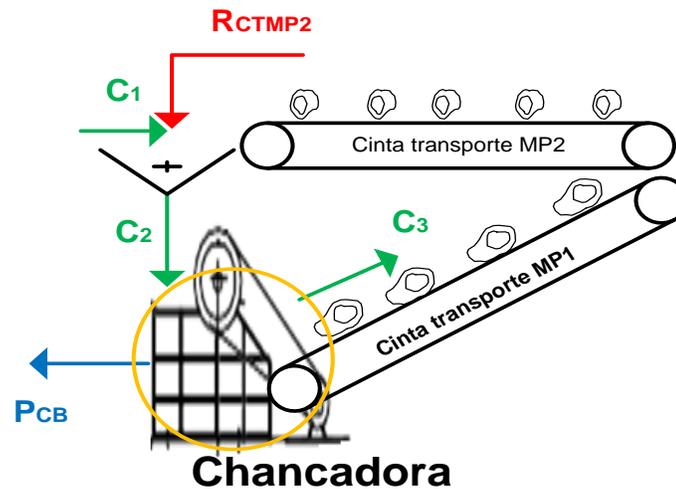
X_{CR} = Fracción de perdidas en el Cribado (0,01 %)

$$B_{AC} = \frac{8.565}{(1-0,0001)} \text{ (t/h)}$$

$$B_{AC} = 8,566 \text{ t/h}$$

B_{AC} = Cuarcita de alimentación al Cribado (8,566 t/h)

Balance en la Chancadora



$$C_2 = C_3 + P_{CB} \quad (3.71)$$

$$P_{CB} = C_2 * X_{CB} \tag{3.72}$$

Para un C_3 = Salida de cuarcita de la Chancadora (10,678 t/h)

Despejando (C_2) de ecuaciones (3.71) y (3.72)

$$C_2 = \frac{C_3}{(1 - X_{CB})} \tag{3.73}$$

P_{CB} = Perdidas de partículas en la chancadora (0,0214t/h)

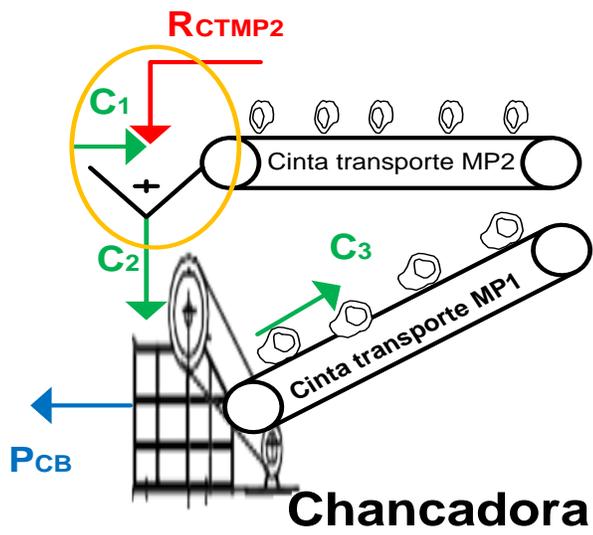
X_{CB} = Fracción de Perdidas en la chancadora (0.2 %)

$$C_2 = \frac{10,678}{(1-0,0020)} \text{ (t/h)}$$

$$C_2 = 10,699 \text{ t/h}$$

C_2 = Cuarcita de ingreso al Chancado (10,699 t/h)

Balance punto de Alimentación de la Chancadora



$$C_1 = C_2 - R_{CTMP2} \tag{3.74}$$

C_2 = Cuarcita de Alimentación ala Chancadora (10,699 t/h)

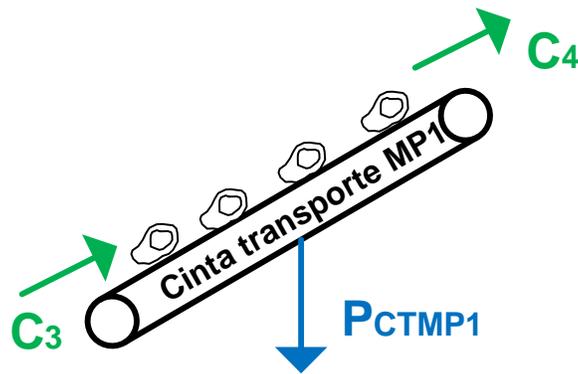
R_{CTMP2} = Salida Cuarcita reciclada cinta transportadora MP2 (2.134 t/h)

$$C_1 = (10,699 - 2,134) \text{ t/h}$$

$$C_1 = 8,565 \text{ t/h}$$

C_1 = Salida de cuarcita del Cribado (8,566 t/h)

Balance en la Cinta de Transporte MP1



$$C_3 = C_4 + P_{CTMP1} \quad (3.75)$$

$$P_{CTMP1} = C_3 * X_{CTMP1} \quad (3.76)$$

Para un C_4 = Salida de Cuarcita cinta transportadora MP1 (10,673 t/h)

Despejando (C_4) de ecuaciones (3.78) y (3.79)

$$C_3 = \frac{C_4}{(1 - X_{CTMP1})} \quad (3.77)$$

P_{CTMP1} = Pérdidas de partículas cinta transportadora MP1 (0,0053 t/h)

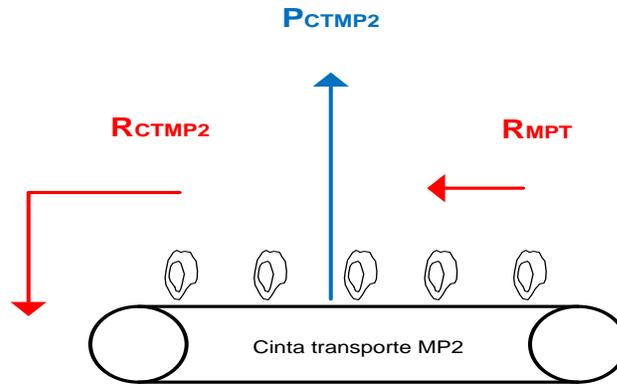
X_{CTMP1} = Fracción de Pérdidas cinta transportadora MP1 (0,05 %)

$$C_3 = \frac{10,673}{(1 - 0,0005)} \text{ (t/h)}$$

$$C_3 = 10,678 \text{ t/h}$$

C_3 = Cuarcita proveniente de la chancadora (10,678 t/h)

Balance en la Cinta de Transporte MP2



$$R_{CTMP2} = R_{MPT} - P_{CTMP2} \quad (3.78)$$

$$P_{CTMP2} = R_{CTMP2} * X_{CTMP2} \quad (3.79)$$

Para un R_{MPT} = Cuarcita reciclada tamizadora (paso del 20%) (2,135 t/h)

Despejando (R_{CTMP2}) de ecuaciones (3.75) y (3.76)

$$R_{CTMP2} = \frac{R_{MPT}}{(1 + X_{CTMP2})} \quad (3.80)$$

P_{CTMP2} = Pérdidas de partículas en la cinta transportadora (0,0011t/h)

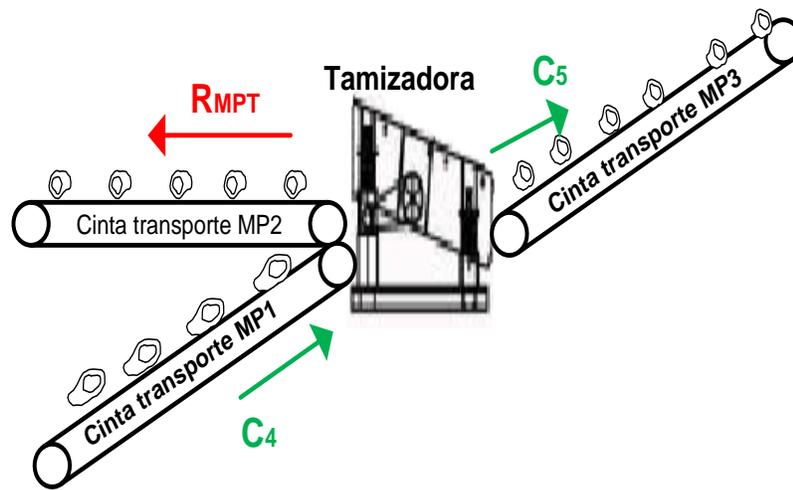
X_{CB} = Fracción de pérdidas en el chancado (0,05 %)

$$R_{CTMP2} = \frac{2,135}{(1+0,0005)} \text{ (t/h)}$$

$$R_{CTMP2} = 2,134 \text{ t/h}$$

R_{CTMP2} = Salida Cuarcita reciclada cinta transportadora MP₂ (2,134 t/h)

Balace en la Tamizadora



$$C_4 = C_5 * (\% \text{ de eficiencia del chancado }) \quad (3.81)$$

$$C_4 = C_5 + R_{MPT} \quad (3.82)$$

Para un **% de eficiencia del chancado** = 80 % y un $C_5 = 8,538$ t/h y

Encontrando (C_4) de ecuación (3.81)

$$C_4 = 8,538 * \left(\frac{100}{80} \right)$$

$$C_4 = 10,673 \text{ t/h}$$

C_4 = Salida de Cuarcita cinta transportadora MP1 (10,673 t/h)

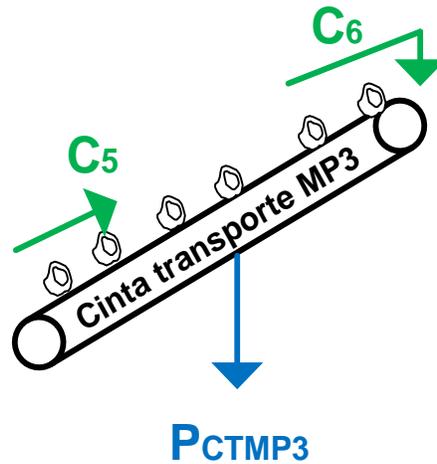
Encontrando (R_{MPT}) de ecuación (3.82)

$$R_{MPT} = 10,673 - 8,538 \text{ t/h}$$

$$R_{MPT} = 2,135 \text{ t/h}$$

R_{MPT} = Cuarcita reciclada tamizadora (paso del 20%) (2,135 t/h)

Balance en la Cinta de Transporte MP3



$$C_5 = C_6 + P_{CTMP3} \quad (3.83)$$

$$P_{CTMP2} = C_5 * X_{CTMP3} \quad (3.84)$$

Para un C_6 = Salida de cuarcita cinta transportadora MP3 (8,534 t/h)

Despejando (C_5) de ecuaciones (3.83) y (3.84)

$$C_5 = \frac{C_6}{(1 - X_{CTMP3})} \quad (3.85)$$

P_{CTMP3} = Perdidas de partículas cinta transportadora MP3 (0,0043 t/h)

X_{CTMP3} = Fracción de Perdidas cinta transportadora MP3 (0.05 %)

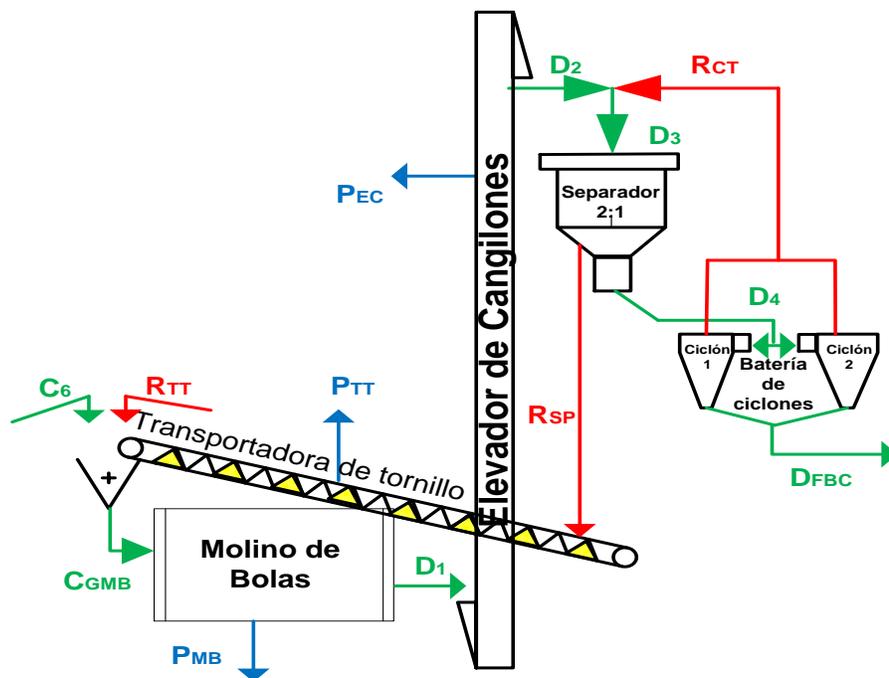
$$C_5 = \frac{8,534}{(1 - 0,0005)} \text{ (t/h)}$$

$$C_5 = 8,538 \text{ t/h}$$

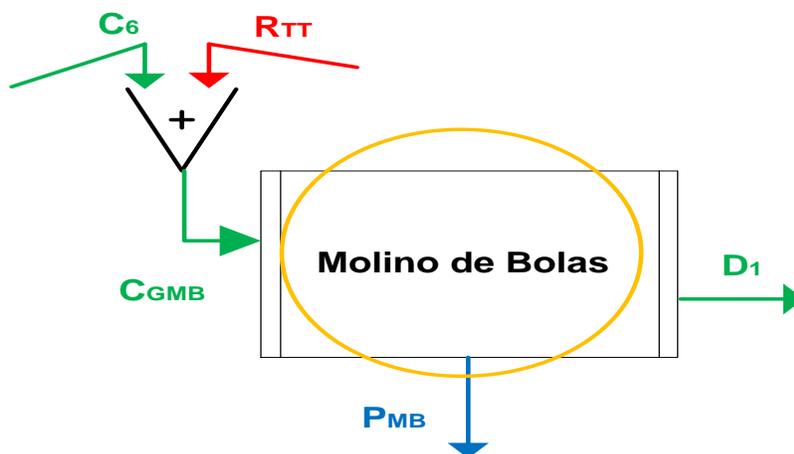
C_5 = Salida de Cuarcita tamizadora (paso del 80%) (8,538 t/h)

3.6.2 BALANCES EN LA MOLIENDA SECUNDARIA.

En la molienda secundaria se tiene tres puntos de balance el primero en el sistema del molino de bolas, el segundo en el separador de polvos y el tercero en el ciclón.



Balance en el Molino de Bolas



$$C_{GMB} = D_1 + P_{MB}$$

(3.86)

$$P_{MB} = C_{GMB} * X_{MB} \quad (3.87)$$

Para un D_1 = Salida de arena de sílice molino de bolas (25,466 t/h)

Despejando (C_{GMB}) de ecuaciones (3.86) y (3.87)

$$C_{GMB} = \frac{D_1}{(1 - X_{MB})} \quad (3.88)$$

P_{MB} = pérdidas de partículas Molino de bolas (0,2572 t/h)

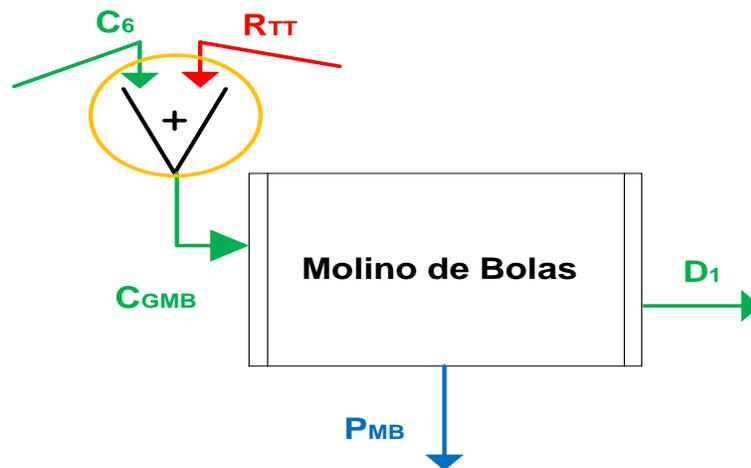
X_{MB} = Fracción de pérdidas de Molino de bolas (1 %)

$$C_{GMB} = \frac{25,466}{(1-0,01)} \text{ (t/h)}$$

$$C_{GMB} = 25,723 \text{ t/h}$$

C_{GMB} = Gruesos de alimentación Molino de bolas (25,723 t/h)

Balance de Alimentación Molino de Bolas



$$C_6 = C_{GMB} - R_{TT} \quad (3.89)$$

C_{GMB} = Gruesos de alimentación Molino de bolas (25,723 t/h)

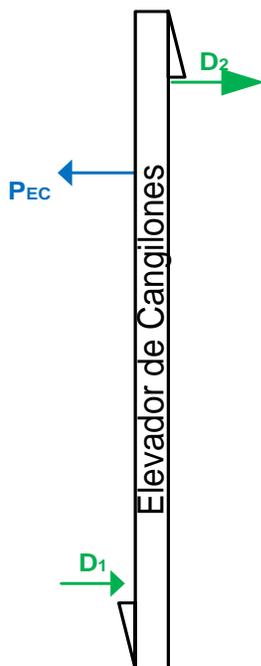
R_{TT} = Salida de gruesos de transportadora de tornillo (17,189 t/h)

$$C_6 = 25,723 - 17,189 \text{ (t/h)}$$

$$C_6 = 8,534 \text{ (t/h)}$$

C_6 = Salida de Cuarcita cinta transportadora MP3 (8,534 t/h)

Balance en el Elevador de Cangilones



$$D_1 = P_{EC} + D_2 \quad (3.90)$$

$$P_{EC} = D_1 * X_{EC} \quad (3.91)$$

Para un D_2 = Salida arena de sílice Elevador de cangilones (25,453 t/h)

Despejando (D_1) de ecuaciones(3.90) y (3.91)

$$D_1 = \frac{D_2}{(1 - X_{EC})} \quad (3.92)$$

P_{EC} = perdidas de partículas elevador de cangilones (0,0127 t/h)

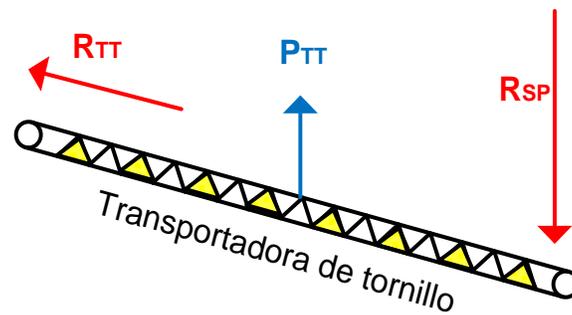
X_{EC} = Fracción de pérdidas del elevador de cangilones S1 (0,05%)

$$D_1 = \frac{25,453}{(1-0,0005)} \text{ (t/h)}$$

$$D_1 = 25,466 \text{ t/h}$$

D_1 = arena de sílice del molino de bolas (25.466 t/h)

Balance en la Transportadora de Tornillo



$$R_{TT} = R_{SP} - P_{TT} \quad (3.93)$$

$$P_{TT} = R_{TT} * X_{TT} \quad (3.94)$$

Para la R_{SP} = Salida de gruesos del separador de partículas (17.198t/h)

Despejando (R_{TT}) de ecuaciones (3.93) y (3.94)

$$R_{TT} = R_{SP} * (1 - X_{TT}) \quad (3.95)$$

P_{TT} = perdidas de partículas transportadora de tornillo (0,0086 t/h)

X_{TT} = Fracción de pérdidas transportadora de tornillo (0,05%)

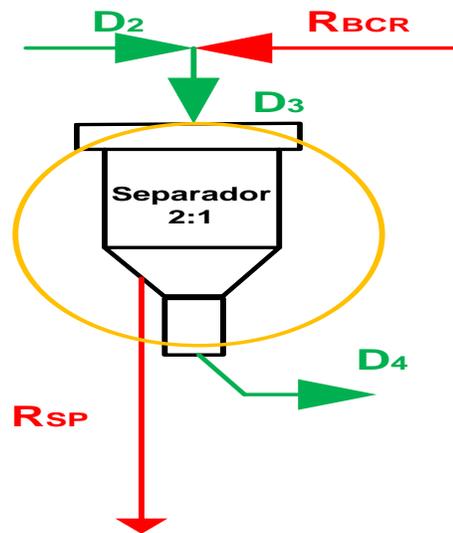
$$R_{TT} = 17,198 * (1 - 0,0005) \text{ (t/h)}$$

$$R_{TT} = 17,189 \text{ t/h}$$

R_{TT} =Salida de gruesos de transportadora de tornillo (17,189 t/h)

Balance en el Separador de Partículas

Los constructores de separadores sugieren que la proporción de finos en el material de alimentación (A_{sep}) debe ser, aproximadamente el 70% y caudal de Circulación (L_{sep})del 200% Bibliografía DUDA (Pág. 144)se usa las ecuaciones circuito cerrado de sistema N°1 Bibliografía DUDA (Pág. 150)



$$R_{SP} = L_{sp} * D_4 \quad (3.96)$$

$$D_3 = (L_{SP} + 1) * D_4 \quad (3.97)$$

Remplazando valor de Caudal de circulación ($L_{SP}=2$) en ecuaciones (3.96) y (3.97)

Para un D_4 = salida de finos del separador de partículas (8,599t/h)

$$R_{SP} = 2 * 8,599 \text{ (t/h)}$$

$$R_{SP} = 17,198 \text{ t/h}$$

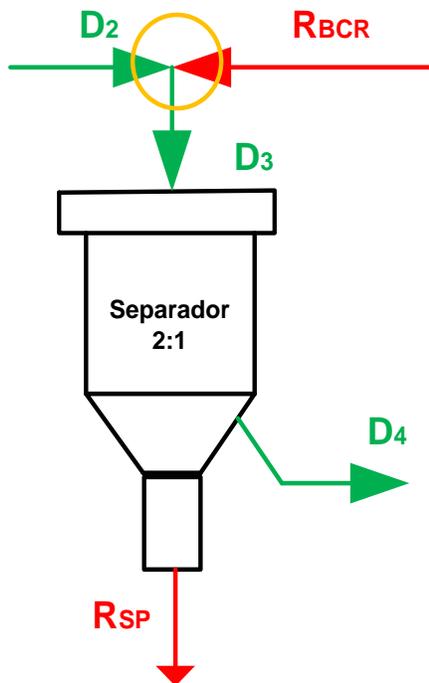
$$D_3 = (2 + 1) * 8,599 \text{ (t/h)}$$

$$D_3 = 25,797 \text{ (t/h)}$$

D_3 = Material de alimentación al separador(25,797t/h)

Balance de Alimentación al Separador de Partículas

(3.98)



$$D_2 = D_3 - R_{BCR}$$

Para un R_{BCR} = Salida arena de sílice de recirculación (0,3439 t/h)

D_3 = Arena de Sílice de alimentación al separador(25,797 t/h)

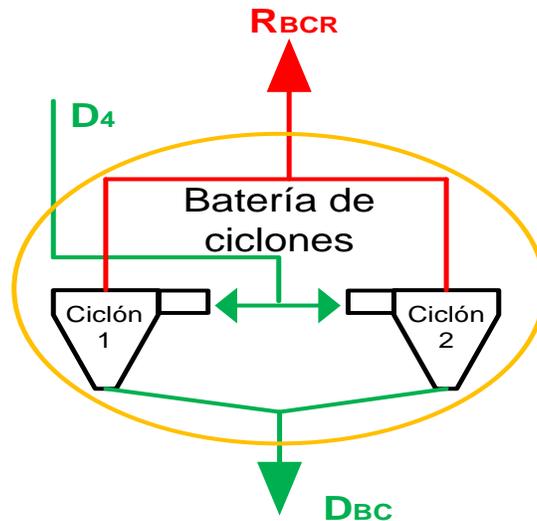
$$D_2 = 25,797 - 0,3439 \text{ (t/h)}$$

$$D_2 = 25,453 \text{ (t/h)}$$

D_2 = Salida de arena de sílice Elevador de cangilones (25,453 t/h)

Balance en la Batería de Ciclones

Consideraciones a tomar en cuenta que los Ciclones son del mismo fabricante y con la misma eficiencia



$$D_4 = R_{BCR} + D_{BC} \quad (3.99)$$

$$R_{BCR} = D_4 * X_{BC} \quad (3.100)$$

Para un D_{BC} = Salida de arena de sílice de la Batería de Ciclones (8,255 t/h)

Despejando (D_4) de ecuaciones (3.99) y (3.100)

$$D_4 = \frac{D_{BC}}{(1 - X_{BC})} \quad (3.101)$$

R_{BCR} = Salida arena de sílice de recirculación (0,3439 t/h)

X_{BC} = Fracción de eficiencia batería de Ciclones (4%)

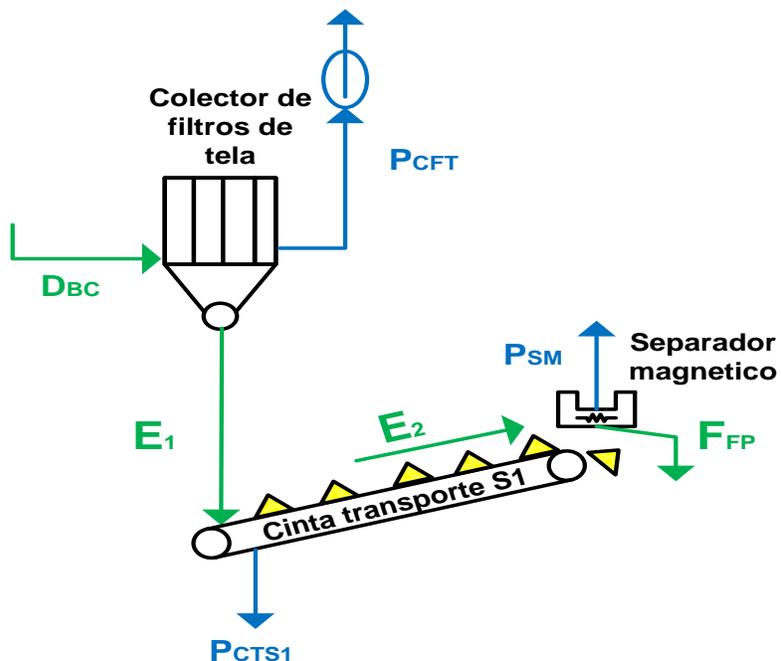
$$D_4 = \frac{8,255}{(1-0,04)} \text{ (t/h)}$$

$$D_4 = 8,599 \text{ t/h}$$

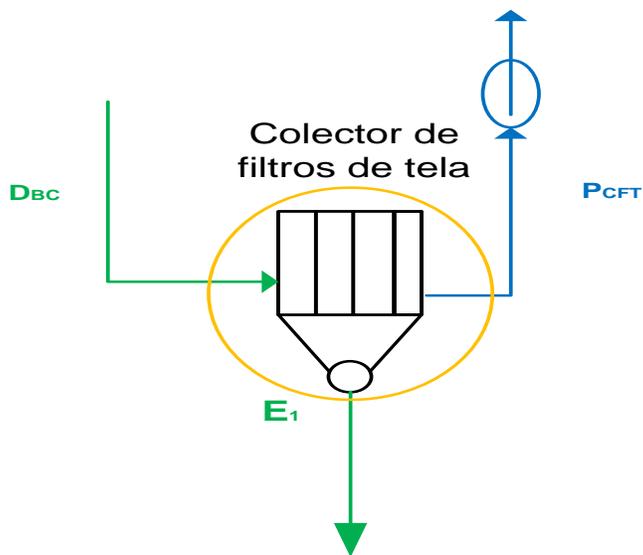
D_4 = Finos de arena de sílice separador de partículas (8,599 t/h)

3.6.3 BALANCES EN LA SEPARACIÓN

En esta etapa de separación se realizan los balances en el colector de Filtros de Tela, cinta de transporte S1 y el separador magnético.



Balace en el Colector de Filtros



$$D_{BC} = P_{CFT} + E_1$$

(3.102)

$$P_{CFT} = D_{BC} * X_{CFT} \quad (3.103)$$

Para un E_1 = Salida de arena de sílice Colector de Filtros de Tela (8,248 t/h)

Despejando (D_{BC}) de ecuaciones (3.102) y (3.103)

$$D_{BC} = \frac{E_1}{(1 - X_{CFT})} \quad (3.104)$$

P_{CFT} = Pérdidas de partículas colector de filtro de tela (0,0066 t/h)

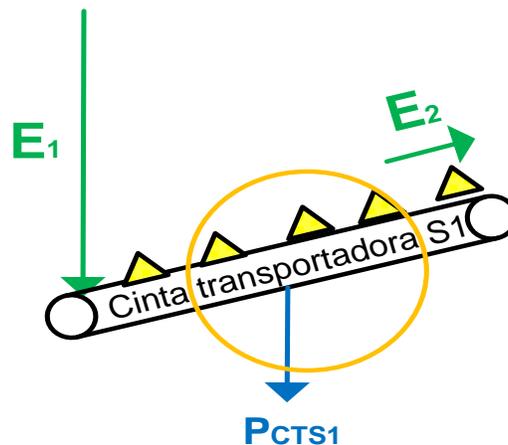
X_{CFT} = Fracción de pérdidas de colector de filtro de tela (0,08%)

$$D_{BC} = \frac{8,248}{(1-0,0008)} \text{ (t/h)}$$

$$D_{BC} = 8,255 \text{ t/h}$$

D_{BC} = arena de sílice de la Batería de Ciclones (8,255 t/h)

Balance en la Cinta Transportadora S1



$$E_1 = P_{CTS1} + E_2 \quad (3.105)$$

$$P_{CTS1} = E_1 * X_{CTS1} \quad (3.106)$$

Para un E_2 = Salida de arena de sílice en cinta transportadora S1 (8,244 t/h)

Despejando (E_1) de ecuaciones (3.105) y (3.106)

$$E_1 = \frac{E_2}{(1 - X_{CTS1})} \quad (3.107)$$

P_{CTS1} = Pérdidas de partículas cinta transportadora S1 (0,0041 t/h)

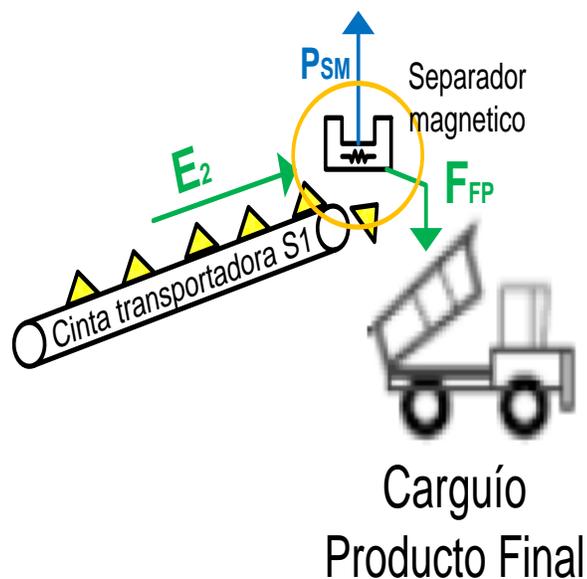
X_{CTS1} = Fracción de pérdidas de cinta transportadora S1 (0,05%)

$$E_1 = \frac{8,244}{(1-0,0005)} \text{ (t/h)}$$

$$E_1 = 8,248 \text{ t/h}$$

E_1 = Salida de arena de sílice Colector de Filtros de Tela (8,248t/h)

Balance en el Separador Magnético



$$E_2 = P_{SM} + F_{FP} \quad (3.108)$$

$$P_{SM} = E_2 * X_{SM} \quad (3.109)$$

F_{FP} = Producto final arena de Sílice (8,232 t/h)

Despejando (E_2) de ecuaciones (3.108) y (3.109)

$$E_2 = \frac{F_{FP}}{(1 - X_{SM})} \quad (3.110)$$

P_{SM} = Perdidas de partículas separador magnético (0,0119t/h)

X_{SM} = Fracción de pérdidas separador magnético (0,145%)

$$E_2 = \frac{8,232}{(1-0,00145)} \text{ (t/h)}$$

$$E_2 = 8,244 \text{ t/h}$$

E_2 = Salida de arena de sílice en cinta transportadora S1 (8,244 t/h)

Tabla III-6A

RESUMEN DE VALORES DE BALANCE DE MATERIA

DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
I.- ETAPA MOLIENDA PRIMARIA		
CRIBADO		
Cuarcita de Alimentación al Cribado, B_{AC}	8,566	t/h
Salida de cuarcita del Cribado, C_1	8,565	t/h
Perdidas de partículas en el Cribado, P_{CR}	0,0009	t/h
Fracción de Perdidas en el Cribado, X_{CR}	0,01	%
CHANCADORA		
Cuarcita de Alimentación a la Chancadora, C_2	10,699	t/h
Perdidas de partículas en la Chancadora, P_{CB}	0,0214	t/h
Salida de cuarcita de la Chancadora, C_3	10,678	t/h
Fracción de Perdidas en la chancadora, X_{CB}	0,20	%
CINTA DE TRANSPORTE MP1		
Salida de cuarcita de la Chancadora, C_3	10,678	t/h
Perdidas de partículas cinta transportadora MP1, P_{CTMP1}	0,0053	t/h
Salida de Cuarcita cinta transportadora MP1, C_4	10,673	t/h
Fracción de Perdidas cinta transportadora MP1, X_{CTMP1}	0,05	%
TAMIZADORA		
Salida de Cuarcita cinta transportadora MP1, C_4	10,673	t/h
Salida de Cuarcita tamizadora (paso del 80%), C_5	8,538	t/h
Cuarcita reciclada tamizadora (paso del 20%), R_{MPT}	2,135	t/h

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2016

Tabla III-6B

RESUMEN DE VALORES DE BALANCE DE MATERIA

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
I.- ETAPA MOLIENDA PRIMARIA		
CINTA DE TRANSPORTE MP2		
Cuarcita reciclada tamizadora (paso del 20%), R_{MPT}	2,135	t/h
Perdidas de partículas cinta transportadora MP2, P_{CTMP2}	0,0011	t/h
Salida Cuarcita reciclada cinta transportadora MP2, R_{CTMP2}	2,134	t/h
Fracción de Perdidas cinta transportadora MP2, X_{CTMP2}	0,05	%
CINTA DE TRANSPORTE MP3		
Salida de cuarcita tamizadora (paso del 80%), C_5	8,538	t/h
Perdidas de partículas cinta transportadora MP3, P_{CTMP3}	0,0043	t/h
Salida de Cuarcita cinta transportadora MP3, C_6	8,534	t/h
Fracción de Perdidas cinta transportadora MP3, X_{CTMP3}	0,05	%
II.- ETAPA MOLIENDA SECUNDARIA		
MOLINO DE BOLAS		
Gruesos de alimentación Molino de bolas, C_{GMB}	25,723	t/h
Perdidas de partículas Molino de bolas, P_{MB}	0,2572	t/h
Salida de arena de sílice molino de bolas, D_1	25,466	t/h
Fracción de Perdidas Molino de bolas, X_{MB}	1,00	%

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2016

Tabla III-6C

RESUMEN DE VALORES DE BALANCE DE MATERIA

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
II.- ETAPA MOLIENDA SECUNDARIA		
ELEVADOR DE CANGILONES		
Salida de arena de sílice molino de bolas, D_1	25,466	t/h
Perdidas de partículas en el elevador de cangilones, P_{EC}	0,0127	t/h
Salida de arena de sílice Elevador de cangilones, D_2	25,453	t/h
Fracción de Perdidas del elevador de cangilones S1, X_{EC}	0,05	%
TRANSPORTADORA DE TORNILLO		
Salida de gruesos del separador de Particulas, R_{SP}	17,198	t/h
Perdidas de partículas transportadora de tornillo, P_{TT}	0,0086	t/h
Salida de gruesos de transportadora de tornillo, R_{TT}	17,189	t/h
Fracción de Perdidas transportadora de tornillo, X_{TT}	0,05	%
SEPARADOR DE PARTICULAS		
Arena de Sílice de alimentación al separador, D_3	25,797	t/h
Salida de Finos del separador de partículas, D_4	8,599	t/h
Salida de gruesos del separador de Particulas, R_{SP}	17,198	t/h
BATERIA DE CICLONES		
Salida de Finos del separador de partículas, D_4	8,599	t/h
Salida arena de sílice de recirculación, R_{BCR}	0,3439	t/h
Salida de arena de sílice de la Batería de Ciclones, D_{BC}	8,255	t/h
Fracción de eficiencia batería de Ciclones, X_{BC}	4,00	%

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2016

Tabla III-6D

RESUMEN DE VALORES DE BALANCE DE MATERIA

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
III.- ETAPA DE SEPARACION		
COLECTOR DE FILTROS DE TELA		
Salida de arena de sílice de la Batería de Ciclones, D_{BC}	8,255	t/h
Perdidas de partículas colector de filtro de tela, P_{CFT}	0,0066	t/h
Salida de arena de sílice Colector de Filtros de Tela, E_1	8,248	t/h
Fracción de pérdidas de colector de filtro de tela, X_{CFT}	0,08	%
CINTA DE TRANSPORTE S1		
Salida de arena de sílice Colector de Filtros de Tela, E_1	8,248	t/h
Perdidas de partículas cinta transportadora S1, P_{CTS1}	0,0041	t/h
Salida de arena de sílice en cinta transportadora S1, E_2	8,244	t/h
Fracción de Perdidas cinta transportadora S1, X_{CTS1}	0,05	%
SEPARADOR MAGNETICO		
Salida de arena de sílice en cinta transportadora S1, E_2	8,244	t/h
Perdidas de partículas separador magnético, P_{SM}	0,0119	t/h
Producto final arena de Sílice, F_{FP}	8,232	t/h
Fracción de Perdidas separador magnético, X_{SM}	0,145	%

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2016

3.7. DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS PRINCIPALES

3.7.1 DISEÑO DE LA CHANCADORA

Para un requerimiento mínimo de producción de 10,678 t/h y granulometría de 1plg se realiza los siguientes cálculos.

Numero de vueltas de la Chancadora (n_c)

Para el cálculo se emplea la **ecuación. (3.4)**

Dónde:

s_c = Longitud del camino de la mandíbula móvil (2,54 cm)

α_c = Angulo de Chancadora 20° recomendado Fuente Manual Tecnológico del Cemento DUDA Pág. 32

$$n_c = 600 \sqrt{\frac{\text{tang } \alpha}{s_c}} \quad (3.4)$$

$$n_c = 600 \sqrt{\frac{\text{tang } 20}{2,54}}$$

$$n_c = 227,126 \text{ RPM}$$

Capacidad de Producción de la Chancadora (Q_c)

Para el cálculo se emplea la **ecuación.(3.5)** de Taggart donde encontramos:

b_c = Ancho de la mandíbula, móvil (60,96 cm)

d_c = Tamaño medio de material triturado, en (2,54cm)

$$Q_c = 0,093 * b_c * d_c \quad (3.5)$$

$$Q_c = 0,093 * 60,96 * 2,54$$

$$Q_c = 14,399 \text{ t/h}$$

Calculando la Energía de Accionamiento de la Chancadora (Nc)

Para el cálculo se emplea la **ecuación. (3.6)**

Dónde:

n_c = Número de vueltas por minuto de la chancadora (227,126 vueltas/min)

b_{ca} = Ancho de la mandíbula móvil (0,6096 m)

d_{cc} = tamaño medio del material triturado (0,00254 m)

D_c = Tamaño medio del material de alimentación, en (0,300 m)

$$N_c = \frac{n_c * b_{ca} * (D_c^2 - d_{cc}^2)}{0,34} \quad (3.6)$$

$$N_c = \frac{227,126 * 0,6096 * (0,300^2 - 0,0254^2)}{0,34}$$

$$N_c = \frac{227,126 * 0,6096 * (0,300^2 - 0,0254^2)}{0,34}$$

$$N_c = \frac{227,126 * 0,6096 * (0,089)}{0,34}$$

$$N_c = 36,387 \text{ CV}$$

$$N_c = 35,886 \text{ HP o } 26,760 \text{ Kw}$$

Se indica como mejor alternativa a cotizar una chancadora de 10"x24", con un paso de roca de tamaño de 1", entregando un caudal entre 8 a 14t/h con la opción de generar material chancado entre 6 a 9 t/h hasta un paso de tamaño de ¾".Esta requiere para la energía de accionamiento de 35,886 HP. Ver Anexo (II)

3.7.2 DISEÑO DEL MOLINO DE BOLAS

Potencia exigida para el Molino de Bolas (W)

Para el cálculo de la Potencia del molino se usa la fórmula de la Ecuación de Bond (3.7), donde el valor del Índice de trabajo de molienda de Bond (Wi) del material cuarcita es igual a 12.18 (PERRY Tabla 20.4)

$$W = \frac{10 Wi}{\sqrt{P}} - \frac{10 Wi}{\sqrt{F}} \quad (3.7)$$

$$W = \frac{10 (12,180)}{\sqrt{74}} - \frac{10 (12,180)}{\sqrt{25400}}$$

$$W = 14,159 - 0,764$$

$$W = 13,395 \text{ Kw/t}$$

$$W = 13,395 \text{ Kw/t} * 8,232 \text{ t/h}$$

$$W = 110,268 \text{ Kwh} * 1,341 \text{ HP/Kwh}$$

$$W = 147,869 \text{ HP}$$

Diámetro del Molino de Bolas (D₁)

Mediante la expresión de DAWN (Ecuación 3.8) se encuentra el Diámetro del molino de bolas (D₁) del diseño.

Para encontrar el D₁ se conoce los valores del Peso metro cubico de apilamiento de las bolas $g_m = 4.55 \text{ t/m}^3$ (Fuente Manual Tecnológico del Cemento Pág. 74), el número de vueltas del molino n_m (Ecuación 3.16) que varía entre el 70 y 80%, y además de que el porcentaje de grado de llenado de bolas recomendado es $\psi = 28 - 45\%$ (Fuente Manual Tecnológico del Cemento pág. 73 y recomendaciones de Tesis de Juan ramón Alcántara que recomienda un valor aceptable de 28 % por una mejor eficiencia de molienda.)

$$W = 0,284 D_1 * A * G * n_m \text{ (3.8)}$$

$$W = 0,284 D_1 * (1,073 - \psi) * g_m * \psi * \frac{\pi D_1^2 L}{4} * \frac{(0,70 * 42,3)}{\sqrt{D_1}}$$

$$W = 0,284 D_1 * (1,073 - \psi) * g_m * \psi * \frac{\pi D_1^2 * 3 D_1}{4} * \frac{29,61}{\sqrt{D_1}}$$

$$W = 0,284 D_1 * (1,073 - 0,28) * \frac{4,55 * 0,28 * 3,1416 * 3}{4} D_1^3 * \frac{29,61}{\sqrt{D_1}}$$

$$W = 0,284 D_1 * 2,380 D_1^3 * \frac{29,61}{D_1^{1/2}}$$

$$W = 20,014D_1^{3.5}$$

$$D_1 = \sqrt[3.5]{\frac{W}{20,014}}$$

$$D_1 = \sqrt[3.5]{\frac{110,268}{20,014}}$$

$$D_1 = 1,628 \text{ m}$$

Largo del Molino de Bolas (L)

Conociendo el diámetro del molino se obtiene el largo del molino de tres cámaras empleando la ecuación (3.9)

$$\frac{L}{D_1} = 4,5 \quad (3.9)$$

$$\frac{L}{1,628} = 4,5$$

$$L = 7,326 \text{ m}$$

Velocidad de rotación crítica Molino de Bolas (n_m)

La velocidad de Rotación Crítica es calculada con la Ecuación 3.19

$$n_m = \frac{42.3}{\sqrt{D_1}} \quad (3.19)$$

$$n_m = \frac{(42.3)}{\sqrt{1,628}}$$

$$n_m = 33,152 \text{ RPM}$$

La velocidad óptima del molino en RPM está comprendida entre el 45 a 80 % (Fuente Tesis Juan Ramón Alcántara pág. 62), para nuestro diseño usaremos el 48 % de velocidad de rotación.

$$n_{op} = 33,152 * 0.48$$

$$n_{op} = 15,913 \text{ RPM}$$

Peso específico del Montón (G)

El peso específico del montón es calculado con la Ecuación 3.24

$$G = g_m * \psi * \frac{\pi D_1^2}{4} L \quad (3.24)$$

$$G = 4,55 * 0,28 * \frac{\pi * 1,628^2}{4} * 7,326$$

$$G = 19,428 t$$

Caudal del Molino de Bolas (Q)

Para el cálculo del Caudal del Molino usamos la expresión de TOMORROW Ecuación (3.25) y las tablas de comparación Pág. 83 del MANUAL DEL CEMENTO DUDA

$$Q = q * \frac{a*b*c}{1000} * 6.7 * V * \sqrt{D_1} * \sqrt{\frac{G}{V}} \quad (3.25)$$

Q = Caudal del molino, en toneladas por hora

q = Caudal específico del molino en kg de material de alimentación por kWh de consumo energético, con un 10% de residuo al Tamiz 4900 mallas/cm²; se acepta caudal 40kg/kWh

a = Coeficiente de molturabilidad; Tabla I-3

b = Factor de corrección para molienda fina; Tabla 6.6.3 Coeficiente de corrección para un % de residuo de Tamiz de 15 donde el factor de corrección es de 1,21

c = Factor de corrección por el tipo de molino; Tabla 6.6.4 para un circuito cerrado y un molino con separador de aire de 1,3-1,5

V = Volumen del recinto de molienda

D₁ = Diámetro interior del recinto de molienda en (m)

G = Peso de los cuerpos moledores

$$Q = 40 * \frac{2,9 * 1,04 * 1,5}{1000} * 6,7 * 15,250 * \sqrt{1,628} * \sqrt{\frac{19,428}{15,250}}$$

$$Q = 26,628 t/h$$

Volumen de llenado del Molino de Bolas (h_b)

Para el cálculo del Volumen de llenado de Bolas lo realizamos a partir de la Ecuación (3.26)

$$h_b = 0,16 D_1 \text{ (3.26)}$$

$$h_b = 0,16 * (1,628)$$

$$h_b = 0,260 \text{ m}$$

Volumen del llenado de los Cuerpos Molturantes

El cálculo del peso total de bolas es determinado a partir del volumen de llenado para cada cámara, y su distribución es recomendada por el Manual Tecnológico del Cemento Pág. 75.

La Longitud del molino es de 7,326 m de los que se resta los dos diafragmas separadores de cámaras ($2 * 0,30 = 0,60$ m) quedando como longitud útil de molienda 6,726 m

Volumen de llenado para cada cámara recomendado Manual Tecnológico del Cemento Pág. 74

Para la cámara 1 $\psi = 30\%$

Para la cámara 2 $\psi = 27\%$

Para la cámara 3 $\psi = 24\%$

I) Para el volumen de la cámara 1

$$V_{c_1} = 0,30 * \frac{\pi * 1,628^2 * (0,25) * (6,726)}{4}$$

$$V_{c_1} = 1,050 \text{ m}^3$$

II) Para el volumen de la cámara 2

$$V_{c_2} = 0,27 * \frac{\pi * 1,628^2 * (0,25) * 6,726}{4}$$

$$V_{c_2} = 0,945 \text{ m}^3$$

III) Para el volumen de la cámara 3

$$V_{c_3} = 0,24 * \frac{\pi * 1,628^2 * (0,50) * 6,726}{4}$$

$$V_{c_3} = 1,680 \text{ m}^3$$

Masa de las Bolas en las cámaras (M_{c_n})

g_m = Densidad de las bolas 4.55 t/m³ (Fuente Manual Tecnológico del Cemento Pág. 74)

M_{c_n} = masa de las bolas en las cámaras en t

$$M_{c_n} = V_c * g_m \text{ (3.27)}$$

Para la cámara 1.-

$$M_{c_1} = 1,050 * 4,55$$

$$M_{c_1} = 4,778 \text{ t}$$

Para la cámara 2.-

$$M_{c_2} = 0,945 * 4,55$$

$$M_{c_2} = 4,300 \text{ t}$$

Para la cámara 3.-

$$M_{c_3} = 1,680 * 4,55$$

$$M_{c_3} = 7,644 \text{ t}$$

Distribución de las Bolas

La distribución de las bolas se muestra en la Tabla III-7

Tabla III-7**DISTRIBUCIÓN DE LAS BOLAS POR TAMAÑO**

Cámara N°	Bolas φ mm	Distribución en %
I	90	20
	80	25
	70	35
	60	20
II	50	50
	40	50
III	30	50
	20	50

Fuente: Elaboración propia 2017

3.7.3. DISEÑO DEL SEPARADOR

Para un funcionamiento de 25.798 t/h de material que ingresa al Separador usamos para el diseño la **Tabla 15.2.2** del Manual del Cemento DUDA en su Pág. 146, donde se selecciona un separador con las siguientes características:

Diámetro del separador 3,2 m

Potencia exigida 40 HP

Vueltas /min 245

Finos separados 92% < 90 μ hasta máximo de material separado de 30 t/h

Conociendo el Diámetro óptimo del Separador $d_s = 3.2$ m se procede a realizar el cálculo de dimensionamiento de las medidas del separador (ecuaciones desde la 3.29 - 3.33)

Altura de las paletas del ventilador principal (b)

$$b = 0.1 * d_s \quad (3.29)$$

$$b = 0,1 * 3,2 = 0,32 \text{ m}$$

Diámetro del recinto de separación (d_i)

$$d_i = 0,7 * d_s \quad (3.30)$$

$$d_i = 0,7 * 3,2 = 2,24 \text{ m}$$

Diámetro del ventilador principal (d_1)

$$d_1 = 0,7 * d_s \quad (3.31)$$

$$d_1 = 0,7 * 3,2 = 2,24 \text{ m}$$

Diámetro del ventilador auxiliar (d_2)

$$d_2 = 0,5 * d_s \quad (3.32)$$

$$d_2 = 0,5 * 3,2 = 1,60 \text{ m}$$

Diámetro del plato del separador (d_3)

$$d_3 = 0,33 * d_s \quad (3.33)$$

$$d_3 = 0,33 * 3,2 = 1.06 \text{ m}$$

Consumo Específico del Separador (W_{sep})

Potencia exigida 40 HP = 29,828Kw

El consumo específico de energía por tonelada = 29,828Kw / 25,798 t/h

El consumo específico de energía por tonelada = 1,156 Kwh/t

3.7.4. DISEÑO DEL CICLÓN**Calculo del flujo del gas necesario para el Separador (Q')**

Arena de Sílice a la salida del Separador (D_4)= 8.599 t/h = 143.317 k de arena de Sílice/min

Cantidad específica de aire para la separación = 1056 m³N/1000 k referencia del Manual del Cemento DUDA pág. 152, cantidades de aire de separadores

$$Q' = (1056 \text{ m}^3\text{N}/1000 \text{ k}) * (143,317 \text{ k de arena de Sílice} / \text{min})$$

$$Q' = 151,343 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$Q' = 5344,527 \text{ pie}^3/\text{min}$$

El autor Vatauvuk, M.W.; Air Pollution Control – Escalate Equipment Costs, Chemical Engineering, 194-203 (1995) recomiendan que para caudales entre 0,5 y 1,2 m³/s a condiciones de referencia se utilice un solo ciclón para el proyecto se usara dos Ciclones.

Calculo del diámetro óptimo del Ciclón (D_{op})

Para el cálculo del diámetro del ciclón partimos de la ecuación (3.34)

$$Q' = K_D * D_{OP}^2$$

Q' = Flujo de gas pie³/min

D_{op} = Diámetro del ciclón pie

K_D = constante dependiendo de la entrada tangencial del gas

$$D_{op} = \sqrt{\frac{Q'}{K_D}}$$

$$D_{op} = \sqrt{\frac{5344,527}{900}}$$

$$Dop = 0,743 \text{ m}$$

Dimensiones óptimas del Ciclón:

Conociendo el Dop calculado se procede a realizar el cálculo de dimensionamiento de las medidas del Ciclón (Se emplea las ecuaciones desde la 3.35 - 3.41)

Diámetro de salida (Do)

$$Do = 0,5Dop \quad (3.35)$$

$$Do = 0,5 * 0,743$$

$$Do = 0,372 \text{ m}$$

Altura de entrada del ciclón(a')

$$a' = 0,5Dop \quad (3.36)$$

$$a' = 0,5 * 0,743$$

$$a' = 0,372 \text{ m}$$

Ancho de la entrada (b₁)

$$b_1 = 0,25Dop \quad (3.37)$$

$$b_1 = 0,25 * 0,743$$

$$b_1 = 0,186 \text{ m}$$

Altura de Salida (s°)

$$s^\circ = 0,875Dop \quad (3.38)$$

$$s^\circ = 0,875 * 0,743$$

$$s^\circ = 0,650 \text{ m}$$

Altura Parte cilíndrica (h)

$$h = 2Dop \quad (3.39)$$

$$h = 2 * 0,743$$

$$h = 1,486 \text{ m}$$

Altura total del ciclón (H)

$$H = 4Dop \quad (3.40)$$

$$H = 4 * 0,743$$

$$H = 2,972 \text{ m}$$

Diámetro de salida del ciclón (Bo)

$$Bo = 0,25Dop \quad (3.41)$$

$$Bo = 0,25 * 0,743$$

$$Bo = 0,186 \text{ m}$$

Calculo de n_0 y n_1

Usando la Ecuación (3.42) y Ecuación (3.43)

$$n_o = \frac{(39,37 Dop)^{0,14}}{2,5} \quad (3.42)$$

$$n_o = \frac{(39,37 * 0,743)^{0,14}}{2,5}$$

$$n_o = 0.642$$

Para un $T_1 = 20^\circ\text{C}$ y $T_2 = 50^\circ\text{C}$

$$\frac{(1 - n_0)}{(1 - n_1)} = \left(\frac{T_1}{T_2}\right)^{0.3} \quad (3.43)$$

$$n_1 = 1 - \left[(1 - 0.642) / \left(\frac{293.150}{323.150}\right)^{0.3} \right]$$

$$n_1 = 0.631$$

Calculo de la longitud natural del Ciclón(Ln)

Para el cálculo de la Longitud natural del ciclón Ln se usa la Ecuación (3.44)

$$Ln = 2,3 Do * \left(\frac{Dop^2}{a' * b_1}\right)^{\frac{1}{3}} \quad (3.44)$$

$$Ln = 2,3 * 0,372 * \left(\frac{0,743^2}{0,372 * 0,186}\right)^{\frac{1}{3}}$$

$$L_n = 1,710 \text{ m}$$

Si el valor de L_n es menor que el valor de $(H-s^o)$ se calcula V_{nL}

$$L_n < (H-s^o)$$

$$L_n < (2,972 - 0,650)$$

$$1,710 < 2,322 \text{ Se calcula el } V_{nL}$$

Calculando el valor de volumen natural del Ciclón (V_{nL})

Ref: HORZELLA THEODORE I. "Selecting installing Cyclone dust collectors" Chemical Engineering, Vol. 8. Ecuación 3.45 calculamos(d)

$$d = D_{op} - (D_{op} - B_o) * \left[\frac{(s^o + L_n - h)}{(H - h)} \right] \quad (3.45)$$

$$d = 0,743 - (0,743 - 0,186) * \left[\frac{(0,650 + 1,710 - 1,486)}{(2,972 - 1,486)} \right]$$

$$d = 0,415 \text{ m}$$

Para definir el cálculo de Volumen natural del ciclón V_{nL} se usa la Ecuación (3.46)

$$V_{nL} = \frac{(\pi * D_{op}^2)}{4} * (h - s^o) + \frac{(\pi * D_{op}^2)}{4} * \left[\frac{(L_n + s^o + h)}{3} \right] * \left(1 + \frac{d}{D_{op}} + \frac{d^2}{D_{op}^2} \right) - \left(\frac{\pi * D_o^2 * L_n}{4} \right)$$

$$V_{nL} = \frac{(\pi * 0,743^2)}{4} * (1,486 - 0,650) + \frac{(\pi * 0,743^2)}{4} * \left[\frac{(1,710 + 0,650 + 1,486)}{3} \right]$$

$$* \left(1 + \frac{0,415}{0,743} + \frac{0,415^2}{0,743^2} \right) - \left(\frac{\pi * 0,372^2 * 1,710}{4} \right)$$

$$V_{nL} = 1,216 \text{ m}^3$$

Cálculo de la constante de corrección para la altura del ducto de entrada al Ciclón (K_c)

Calculando el volumen corregido V_B mediante la Ecuación 3.48

$$V_B = \frac{[\pi * (s^o - \frac{a}{2}) * (D_{OP}^2 - D_o^2)]}{4} \quad (3.48)$$

$$V_B = [\pi * (0,650 - 0,372/2) * (0,743^2 - 0,372^2)]/4$$

$$V_B = 0,151 \text{ m}^3$$

Una vez conocido los valores de V_B y V_{nL} con la Ecuación 3.49, se procede a determinar el valor de constante de corrección para la altura del ducto de entrada al Ciclón K_c

$$K_c = \frac{\left(V_B + \frac{V_{nL}}{2}\right)}{D_{OP}^3} \quad (3.49)$$

$$K_c = \frac{\left(0,151 + \frac{1,216}{2}\right)}{0,743^3}$$

$$K_c = 1,850$$

Cálculo del número de diseño del ciclón C_c

De las Ecuaciones (3.51) y (3.52) se K_a y K_b :

$$K_a = \frac{a'}{D_{OP}} \quad (3.51)$$

$$K_a = \frac{0,372}{0,743}$$

$$K_a = 0,501$$

$$K_b = \frac{b_1}{D_{OP}} \quad (3.52)$$

$$K_b = \frac{0,186}{0,743}$$

$$K_b = 0,250$$

Conocido los valores de K_a y K_b se emplea la Ecuación (3.53)

$$C_c = \frac{8K_c}{K_a * K_b} \quad (3.53)$$

$$C_c = \frac{8 * 1,850}{0,501 * 0,250}$$

$$C_c = 118,164$$

Cálculo del parámetro de impactación inercial del Ciclón (Ψ)

Considerando el tamaño de diámetro de partícula requerido $d_s = 75 \mu\text{m}$ cuyo porcentaje de rechazo sea significativo 9% calculamos el valor de Ψ mediante Ecuación (3.54)

$$\Psi = \frac{[\delta_s * d_s^2 * U_{T2} * (n_1 + 1)]}{18\mu_G * D_{OP}} \quad (3.54)$$

Donde

δ_s = Densidad de las partículas 2650 (kg/m³)

d_s = Diámetro de partícula considerado = $75 \mu\text{m} = 7.5 * 10^{-5} \text{ m} < 200$ mallas con 9% de rechazo

Q' = Flujo volumétrico del gas (m³/s) = $K_D * D_{OP}^2 = 900 * (0,743 * 3,281)^2 = 5349,450 \text{ pie}^3/\text{min} = 2,525 \text{ m}^3/\text{s}$

U_{T2} = Velocidad tangencial partícula (m/s); $Q'/a'b_1$; $U_{T2} = 2,525 / (0,372 * 0,186) = 36,493 \text{ m/s}$

μ_G = Viscosidad del gas aire a 50°C = $1,963 * 10^{-5} \text{ (kg/m*s)}$

$$\Psi = \frac{[\delta_s * d_s^2 * U_{T2} * (n_1 + 1)]}{18\mu_G * D_{OP}}$$

$$\Psi = \frac{[2650 * (7,5 * 10^{-5})^2 * 36,493 * (0,631 + 1)]}{18 * 1,963 * 10^{-5} * 0,743}$$

$$\Psi = 3,379$$

Calculando la eficiencia de colección del Ciclón (η_c)

Para el cálculo de la eficiencia usamos la Ecuación (3.55)

$$\eta_c = 1 - \exp - 2(C_c \Psi)^{1/(2+2n_1)} \quad (3.55)$$

$$\eta_c = 1 - \exp - 2(118,164 * 3,379)^{1/(2+2*0.631)}$$

$$\eta_c = 0,9999$$

Lo que corresponde a una eficiencia del 99,99% como se analizó en el balance de materia.

Cálculo de la caída de presión (ΔP)

Calculando el factor de fricción en la pared Φ , encontrando A_c con Ecuación (3.60)

$$A_c = \pi D_{op} h + \pi D_{op} s^o + \pi \left[\frac{(D_{op} + b_1)}{2} \right] (H - h)$$

$$A_c = (\pi * 0,743 * 1,486) + (\pi * 0,743 * 0,650) + \pi \left[\frac{(0,743 + 0,186)}{2} \right] (2,972 - 1,486)$$

$$A_c = 7,154 \text{ m}^2$$

Calculando Φ con la Ecuación (3.59)

$$\Phi = \frac{\left\{ -\left\{ D_o / (D_{op} - b_1) \right\}^{1/2} + \left\{ \frac{D_o}{2(D_{op} - b_1)} + 4G_f A_c / a' b_1 \right\}^{1/2} \right\}}{2G_f A_c / a' b_1} \Phi$$

$$= \frac{\left\{ -\left\{ 0,372 / (0,743 - 0,186) \right\}^{1/2} + \left\{ \frac{0,372}{2(0,743 - 0,186)} + 4 * 0,005 * 7,154 / (0,372 * 0,186) \right\}^{1/2} \right\}}{2 * 0,005 * 7,154 / (0,372 * 0,186)}$$

$$\Phi = 0,709$$

Remplazando en la Ecuación (3.61)

$$\Delta P = \frac{\delta_G + \delta'_p}{2g} \left\{ U_1^2 \left[2\Phi^2 * \left(2 \frac{(D_{op} - b_1)}{D_o} \right) \right] + 2U_o^2 \right\}$$

$$\Delta P = \frac{1,204 + 1,203}{2 * 9,81} \left\{ 36,493^2 \left[2 * 0,709^2 * \left(2 \frac{(0,743 - 0,186)}{0,372} \right) \right] + 2 * 23,232^2 \right\}$$

$$\Delta P = 625,818 \text{ mm. c. a}$$

$$\text{Para cada Ciclón } \Delta P_1 = \Delta P_2 = \frac{625,818}{2} = 312,909 \text{ mm. c. a}$$

$$U_o = \text{Velocidad a la salida del tubo} = 4Q' / \pi D_o^2 = 23,232 \text{ (m/s)}$$

$$U_1 = \text{Velocidad lineal a la entrada} = Q' / a' b_1 = 36,493 \text{ (m/s)}$$

$$\delta_G = 1,204 \text{ (kg/m}^3\text{)} \text{ y un } \delta_S = 2650 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

$$c' = \delta_G / \delta_S = 1,204 / 2650 = 4,54 \times 10^{-4}$$

$$\delta_p' = c' (\delta_S - \delta_G) = 4,54 \times 10^{-4} * (2650 - 1,204) = 1,203 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

Cálculo de la potencia del ventilador de tiro inducido (P_v)

Consideraciones si:

$$\Delta P_1 = \Delta P_{ciclon} + \Delta P_{separador} + \Delta P_{ductos}$$

$$\Delta P_{separador} = 200\% \Delta P_{ciclon}$$

$$\Delta P_{ductos} = 10\% \Delta P_{ciclon}$$

Remplazando tenemos:

$$\Delta P_1 = 625,818 + 1251,636 + 62,581$$

$$\Delta P_1 = 1940,035 \text{ mm. c. a}$$

La potencia necesaria para un ventilador centrífugo se puede calcular mediante la siguiente Ecuación (3.62)

$$P_v = \frac{Q' \Delta P_1}{102 n_2} \quad (3.62)$$

$$P_v = \frac{2,525 * 1940,035}{102 * 0,75}$$

$$P_v = 64,034 \text{ Kw}$$

$$P_v = 85,917 \text{ HP}$$

P_v= Potencia requerida por el ventilador (kw)

Q' = Flujo de gas en 2,525(m³/s)

ΔP₁ = Aumento de presión o carga total desarrollada por el ventilador 1 965,803mm.c.a

n₂ = Rango de eficiencia: 0,631 –0,85=0,741

Consumo específico de energía del ventilador = 64,034Kw/17,198 (t/h)

Consumo específico de energía del ventilador = 3,723Kwh/t

3.7.5 DISEÑO DEL ELEVADOR DE CANGILONES

Condiciones de Operación

Tiempo de trabajo requerido	= 8 h/día
Capacidad de transporte requerida	= 25,466 t/h
Distancia entre ejes (H_c)	= 26 m
Capacidad de transporte (C')	= 25466 kg/h
Velocidad de transporte (V_c)	= 4115 m/h
Distancia entre cangilones (S) donde $\equiv [2h_c, 3h_c]$	$\equiv 0,419$ m

Calculo del número de vueltas de los cangilones (N)

Usando la Ecuación (3.63)

$$N = \frac{V_c}{(2H_c)} \quad (3.63)$$

$$N = \frac{4115}{(2 * 26)}$$

$$N = 79,135 \text{ vueltas/h}$$

Calculo del volumen del material transportado por vuelta (V_s)

Se usa la Ecuación (3.64)

$$V_s = \frac{C'}{N d_s} \quad (3.64)$$

$$V_s = \frac{25466}{79.135 * 2650}$$

$$V_s = 0.121 \text{ m}^3/\text{vuelta}$$

Calculo de la profundidad de los Cangilones (P_c):

Mediante la Ecuación (3.65)

$$P_c = \frac{(V_s S)}{((a_o b_o H_c) - V_s)} \quad (3.65)$$

$$P_c = \frac{(0,121 * 0,419)}{((0,203 * 0,127 * 26) - 0,121)}$$

$$P_c = \frac{0,051}{(0,671 - 0,121)}$$

$$P_c = 0,093 \text{ m}$$

$a_o = 0.2032 \text{ m}$ Catálogo de Cangilones TAPCO INC pag 49

$b_o = 0.1270 \text{ m}$ Catálogo de Cangilones TAPCO INC pag 49

Cálculo del Número de Cangilones (Nca)

Se calcula mediante la Ecuación (3.66).

$$N_{ca} = \frac{2Hc}{(P_c+S)} \text{(3.66)}$$

$$N_{ca} = \frac{2 * 26}{(0,093 + 0,419)}$$

$$N_{ca} = 101,563 \text{ cangilones}$$

Cálculo de la potencia requerida del motor del elevador (CV)

El cálculo de la potencia requerida se calcula mediante la Ecuación (3.67).

$$CV = \frac{Ton}{h} * 2 * \frac{Hc}{270} \text{(3.67)}$$

$$CV = 25,466 * \frac{(2 * 26)}{270}$$

$$CV = 4,904 \text{ Kw}$$

Tabla III-8 A
RESUMEN DE VALORES DEL DISEÑO

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
I.- ETAPA MOLIENDA PRIMARIA		
CHANCADORA		
Numero de vueltas de la Chancadora, n_c	227,126	RPM
Ancho de la mandíbula móvil, b_c	60,96	cm
Tamaño medio de material triturado, d_c	2,54	cm
Capacidad de Producción de la Chancadora, Q_c	14,399	t/h
Energía de Accionamiento de la Chancadora, N_c	26,760	Kw
II.- ETAPA MOLIENDA SECUNDARIA		
MOLINO DE BOLAS		
Potencia exigida para el Molino de Bolas, W	110,268	Kw
Diámetro del Molino de Bolas, D_l	1,628	m
Largo del Molino de Bolas, L	7,326	m
Velocidad de rotación crítica Molino de Bolas, n_m	33,152	RPM
Peso específico del Montón, G	19,428	t
Caudal del Molino de Bolas, Q	26,628	t/h
Volumen de llenado del Molino de Bolas, h_b	0,260	m
Volumen Cuerpos Molturantes cámara 1, V_{C1}	1,050	m ³
Volumen Cuerpos Molturantes cámara 2, V_{C2}	0,945	m ³
Volumen Cuerpos Molturantes cámara 3, V_{C3}	1,680	m ³
Masa de las Bolas en las cámara 1, M_{C1}	4,778	t
Masa de las Bolas en las cámara 2, M_{C2}	4,300	t
Masa de las Bolas en las cámara 3, M_{C3}	7,644	t

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

Tabla III-8 B

RESUMEN DE VALORES DEL DISEÑO

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
II.- ETAPA MOLIENDA SECUNDARIA		
SEPARADOR DE PARTICULAS		
Diámetro del Separador, ds	3,2	m
Altura de las paletas del ventilador principal, b	0,32	m
Diámetro del recinto de separación, di	2,24	m
Diámetro del ventilador principal, d₁	2,24	m
Diámetro del ventilador auxiliar, d₂	1,60	m
Diámetro del plato del separador, d₃	1,06	m
Consumo Específico del Separador, Wsep	29,828	Kw
CICLÓN		
Calculo del diámetro óptimo del Ciclón, Dop	0,743	m
Diámetro de salida, Do	0,372	m
Altura de entrada del ciclón, a'	0,372	m
Ancho de la entrada, b₁	0,186	m
Altura de Salida, s°	0,650	m
Altura Parte cilíndrica, h	1,486	m
Altura total del ciclón, H	2,972	m
Diámetro de salida del ciclón, Bo	0,186	m
Longitud natural del Ciclón, L_n	1,710	m
Volumen natural del Ciclón, V_{nL}	1,216	m ³
Corrección para la altura del ducto de entrada al Ciclón, Kc	1,850	----
Parámetro de impactacion inercial del Ciclón, ¥	3,379	----
Potencia del ventilador de tiro inducido, Pv	64,034	Kw

Tabla III-8 C
RESUMEN DE VALORES DEL DISEÑO

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	UNIDAD
II.- ETAPA MOLIENDA SECUNDARIA		
ELEVADOR DE CANGILONES		
Distancia entre ejes, H_c	26,00	m
Velocidad de transporte, V_c	4115,00	m/h
Distancia entre cangilones, S	0,419	m
Número de vueltas de los cangilones, N	79,13	vueltas/h
Profundidad de los Cangilones, P_c	0,093	m
Número de Cangilones, N_{ca}	101,563	cangilones
Potencia requerida del motor del elevador, CV	4,904	Kw

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

3.8. SERVICIOS AUXILIARES.

3.8.1 ENERGÍA ELÉCTRICA

El requerimiento de energía eléctrica será satisfecho por las Empresa de Servicios Eléctricos de Tarija SETAR, con un tendido de corriente trifásica para la empresa.

Tabla III-9

CONSUMO DE ENERGÍA ELECTRICA AÑO (Kw)

EQUIPOS	ENERGÍA CONSUMIDA (Kw/h)	ENERGÍA CONSUMIDA (Kw/día)	ENERGÍA CONSUMIDA (Kw/año)
Alimentador Vibratorio †	3,00	24,00	6 600,00
Chancadora de Mandíbulas	26,76	214,08	58 872,00
Cintas Transportadoras MP1 de 8,5M †	3,00	24,00	6 600,00
Cintas Transportadoras MP2 de 9 M †	3,00	24,00	6 600,00
Cintas Transportadoras MP3 de 8,5M †	3,00	24,00	6 600,00
Cintas Transportadoras S1 de 8,5 M †	3,00	24,00	6 600,00
Molino de Bolas †	210,00	1 680,00	462 000,00
Separador de Particulas	29,83	238,62	65 621,60
Batería de Ciclones 1 set	64,53	516,21	141 957,20
Transportadora espiral †	7,50	60,00	16 500,00
Gabinete Eléctrico †	301,95	2415,60	664 290,00
Elevador de Cangilones †	5,50	44,00	12 100,00
Separador Magnético	80,00	640,00	176 000,00
Bomba de Agua Sumergible	0,75	2,98	820,27
Moto Compresores de Aire	15,00	120,00	33 000,00
Tanque pulmón de Aire	25,00	200,00	55 000,00
Computadoras para personal	3,68	28,00	8 085,00
Impresoras para personal	0,18	1,44	396,00
Iluminación de Planta el 5% de la planta de producción	39,09	312,72	85 999,07
Total (Kw)	824,76	6 595,06	1 813 641,14

† Valores determinados de cotización por empresa proveedora de equipos ver Anexo II
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

Tabla III-10
COSTOS DE ENERGÍA ELECTRICA (\$us)

PERIODOS ANUALES	CONSUMO ANUAL (Kwh)	COSTO (kwh/\$us)	COSTO ANUAL (kwh/\$us)
PRIMER AÑO	1 813 641,14	0,092	166 771,60
SEGUNDO AÑO	1 908 304,29	0,092	175 476,26
TERCER AÑO	2 007 169,96	0,092	184 567,35
CUARTO AÑO	2 111 541,47	0,092	194 164,73
QUINTO AÑO	2 249 148,02	0,092	206 818,21
SEXTO AÑO	2 366 551,79	0,092	217 613,96
SÉPTIMO AÑO	2 489 165,18	0,092	228 888,75
OCTAVO AÑO	2 618 574,16	0,092	240 788,43
NOVENO AÑO	2 754 737,43	0,092	253 309,19
DÉCIMO AÑO	2 898 537,97	0,092	266 532,23

Fuente: Elaboración propia 2017

3.8.2. CONSUMO DE AGUA

La cantidad de agua que se utilizara durante todo el proceso será abastecido mediante un pozo que se instalara en la planta este suministro se lo realizara mediante la cooperativa COSSALT

Ver Tabla III-11

Tabla III-11

CONSUMO DE AGUA ANUAL POR PUNTO (Bs)

CONSUMO DE AGUA ANUAL POR PUNTO			
LUGAR DE INSTALACION DE PUNTOS DE AGUA	PUNTOS DE RED DE AGUA	COSTO DEL PUNTO MES (Bs)	COSTO DEL PUNTO AÑO (Bs)
Baño de personal	3,00	45,00	1620,00
Duchas de personal	3,00	45,00	1620,00
Cocina	1,00	45,00	540,00
Baño Administrativo	1,00	45,00	540,00
Lavandería	1,00	45,00	540,00
Jardines	2,00	45,00	1080,00
TOTAL (Bs)	11,00	495,00	5940,00

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

Tabla III-12

COSTOS DE AGUA POTABLE (\$us)

PERIODOS ANUALES	PUNTOS DE RED DE AGUA	COSTO DEL PUNTO MES (\$us/m ³)	COSTO DEL PUNTO AÑO (\$us/m ³)
PRIMER AÑO	11	6,46	853,45
SEGUNDO AÑO	11	6,46	853,45
TERCER AÑO	13	6,46	1 008,62
CUARTO AÑO	13	6,46	1 008,62
QUINTO AÑO	15	6,46	1 163,79
SEXTO AÑO	15	6,46	1 163,79
SÉPTIMO AÑO	15	6,46	1 163,79
OCTAVO AÑO	17	6,46	1 318,97
NOVENO AÑO	17	6,46	1 318,97
DÉCIMO AÑO	17	6,46	1 318,97

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

3.8.3 CONSUMO DE GASOLINA Y DIESEL

El consumo será para transporte del personal, de las materias primas y para el generador de luz en caso de cortes, se encontrara almacenado en turriles. Ver Tabla III-13

Tabla III-13

CONSUMO DE COMBUSTIBLE (I)

CONSUMO DE COMBUSTIBLE ANUAL (I)				
VEHÍCULOS	TIPO	CONSUMO DIA (l/día)	CONSUMO MES (l/mes)	CONSUMO ANUAL (l/año)
Vagoneta Gerencia	Gasolina	40,00	916,67	11 000,00
Camioneta de Producción	Gasolina	30,00	687,50	8 250,00
Camioneta de Almacenes	Gasolina	30,00	687,50	8 250,00
Cargador de Ruedas 1	Gasolina	100,00	2 291,67	27 500,00
Generador de Luz	Gasolina	4,36	100,00	1 200,05
Camión Volqueta 1	Diésel	180,00	4 125,00	49 500,00
Camión Volqueta 2	Diésel	180,00	4 125,00	49 500,00
Camión Volqueta 3	Diésel	50,00	1 145,83	13 750,00
Pala Mecánica	Diésel	200,00	4 583,33	55 000,00
TOTAL (I)		814,36	18 662,50	223 950,05

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2016

Tabla III-14

COSTOS DE COMBUSTIBLE GASOLINA - DIESEL (\$us)

PERIODOS ANUALES	CONSUMO ANUAL LITROS (l)	COSTO POR LITRO DE COMBUSTIBLE (\$us)	COSTO DE COMBUSTIBLE ANUAL (\$us)
PRIMER AÑO	223 950,05	0,54	120 120,74
SEGUNDO AÑO	235 639,14	0,54	126 390,45
TERCER AÑO	247 847,16	0,54	132 938,51
CUARTO AÑO	260 735,05	0,54	139 851,22
QUINTO AÑO	277 726,83	0,54	148 965,15
SEXTO AÑO	292 223,95	0,54	156 741,02
SÉPTIMO AÑO	307 364,36	0,54	164 861,92
OCTAVO AÑO	323 343,90	0,54	173 432,91
NOVENO AÑO	340 157,46	0,54	182 451,25
DÉCIMO AÑO	357 914,09	0,54	191 975,42

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

3.9. CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN.

El plan de actividades en la fase de instalación, contempla la realización del Estudio Técnico Económico Social y Ambiental (T.E.S.A.), Evaluación Técnica del T.E.S.A. la licitación y Contratación de Servicios de Supervisión y Obra, construcción de obras civiles, adquisición de equipos, pruebas iniciales de la PLANTA DE MOLIENDA DE CUARCITA requiriendo estas actividades un año calendario correspondiendo al año cero (2018) de la Proyección del Proyecto, y se detalla el desarrollo de las actividades involucradas de la manera siguiente.

En el Estudio Técnico Económico Social y Ambiental (T.E.S.A.), tomara en cuenta la elaboración de la ficha ambiental para proyecto nuevo, además de los cumplimientos legales sociales asociados para el cumplimiento de proyecto, recaudando información de los Ministerios de Medio Ambiente, Ministerio de Trabajo, Impuestos Internos, etc.

Se contemplara al ejecutar las actividades del cronograma de ejecución el buen trato con personal de la comunidad en desarrollo de la parte social.

CUADRO III.1
CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN

Tiempo Actividad	GESTION DE EJECUCION											
	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°
- Estudio T.E.S.A.												
- Evaluación.												
- Licitación de Maquinaria												
- Compra de terreno.												
- Construcciones Civiles.												
- Compra de Muebles y Enseres												
- Compra de Vehículos												
- Compra de Maquinaria												
- Montaje Maquinaria.												
- Montaje Equipos.												
- Servicios Auxiliares												
-Ajustes y puestas en marcha												
-Capacitación en manejo de maquinaria y equipos												
- Contratación Personal.												
- Patente de Áridos												
-Materias Primas e Insumos												
- Otras aprobaciones legales												

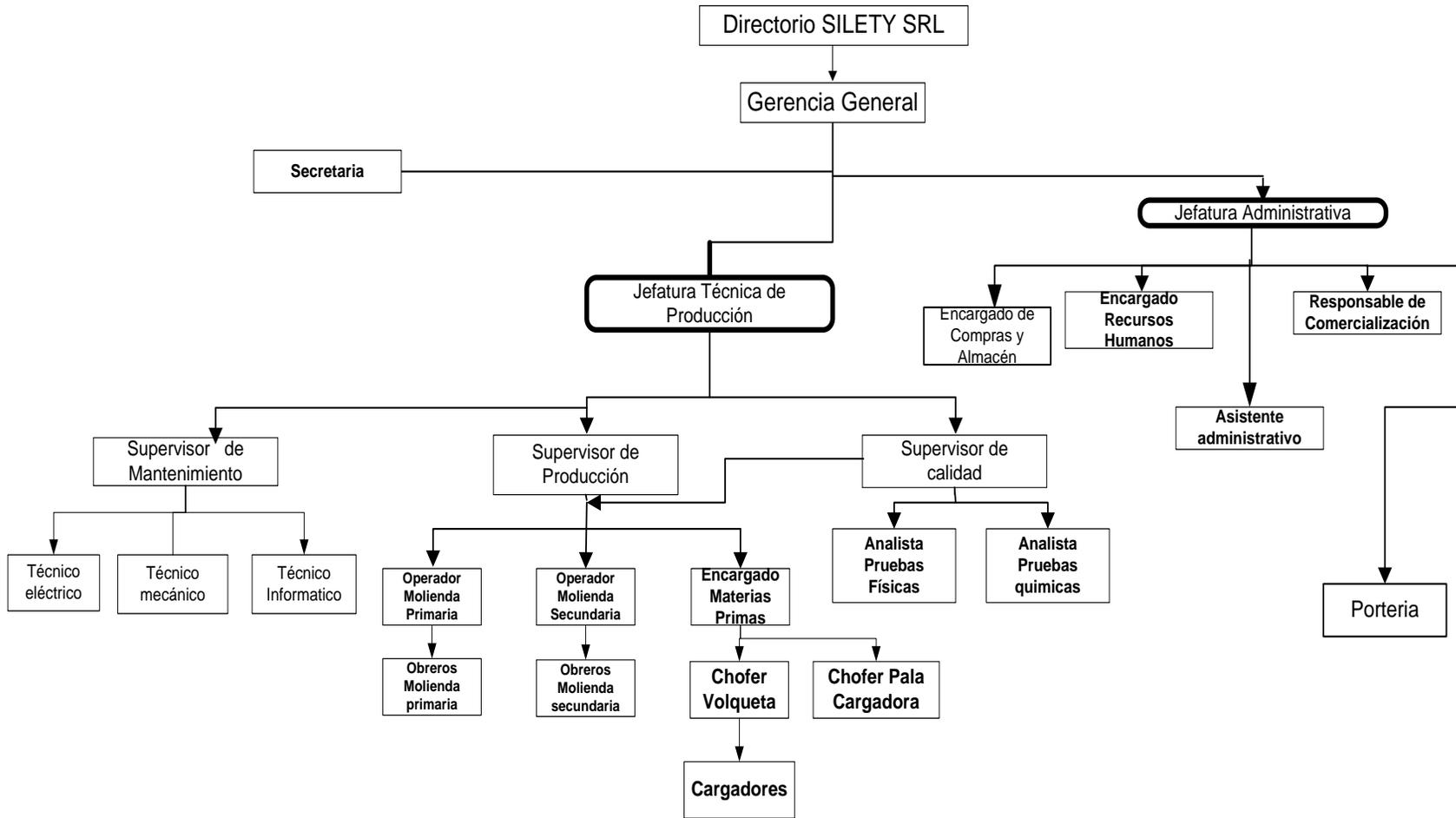
FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

3.10. ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA

La estructura de la empresa reparte las responsabilidades, atribuye la autoridad y establece las relaciones con otros puestos. La fábrica de molienda de cuarcita está presidida por una junta de accionistas que invertirán su dinero para la producción en esta industria; estos accionistas delegarán la función de administración general a un gerente general. La planta estará distribuida en departamentos para una mejor distribución del personal como se muestra a continuación.

3.10.1 ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA

Diagrama III-4
ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA



3.10.2. DESCRIPCIÓN DE FUNCIONES DE LOS PRINCIPALES CARGOS

GERENTE GENERAL

Como funcionario superior, es responsable de la empresa asumiendo la representación legal, debe dirigir y controlar las actividades globales de la empresa, teniendo autoridad para:

1. Ejecutar y hacer cumplir los planes de producción, ampliación, cumplimiento del presupuesto y la eficiencia de la empresa.
2. Ejercer y plena autoridad en la parte industrial y administrativa prestándole el servicio de un Auxiliar Contable como un servicio auxiliar.
3. Precautelar, cuidar y resguardar los bienes, derechos e intereses de la empresa.
4. Establecer las relaciones de comercialización del producto, con organismos de financiamiento, asistencia técnica tendientes a mejorar el desarrollo global de la empresa.
5. Controlar, reemplazar, sancionar y retirar al personal superior como subalterno en función del interés de la empresa.

JEFATURA ADMINISTRATIVA

Se encargará de toda la parte financiera de la empresa y coordinara los gastos económicos que se presenten junto con el gerente general.

El realizará la programación presupuestaria anual para todas las áreas de la empresa, se ocupara además de la parte legal y de la contratación del personal requerido para la empresa, la evaluación que se realice para el personal dependerá del responsable de cada área.

Como gerente administrativo es el responsable directo de la comercialización del producto rindiendo informes periódicos al gerente general.

Bajo su cargo se encontrarán Personal de Almacenes, Recursos Humanos, Comercialización y personal de Seguridad de Planta

JEFATURA TÉCNICA DE PRODUCCIÓN

Encargado de hacer cumplir las obligaciones del Jefe de producción, Jefe de calidad y del Jefe de mantenimiento.

Como gerente técnico evaluará el desempeño de la planta y de la cantera y tiene la obligación de cuidar el patrimonio de la misma.

Sus actividades serán de:

1. Elaborar conjuntamente con el asesoramiento del jefe administrativo asignado el programa presupuestario de la empresa e independientemente el cronograma y plan de trabajo anual, así como vigilar su cumplimiento.
2. Definir e implementar aspectos técnicos de producción, velando por el cuidado y mantenimiento del equipo, además de cuidar por la calidad de los productos elaborados, materia prima e insumos de producción.
3. Verificar los procesos de producción, encargándose del aprovechamiento eficiente de los recursos materiales y humanos dirigiendo y controlando cada uno de las cinco secciones.
4. Elevar periódicamente a la Gerente General informes sobre la marcha de los planes previstos.

SUPERVISOR DE PRODUCCIÓN

Es el responsable directo del aprovechamiento eficaz de los medios de producción, mediante la ejecución de planes de producción y eficiente control del proceso productivo.

Como autoridad está sujeto a la autoridad de la Gerencia técnica el presentará las posibles alternativas para los posteriores estudio.

A su cargo están las áreas del chancado, molido y almacenado del producto además del mantenimiento de las máquinas y del sereno para el cuidado de las instalaciones.

Bajo su cargo se encontraran personal encargado de Chancado, Molienda y Cantera

SUPERVISOR DE CALIDAD

Responsable de que el producto y las materias primas cumplan con todas las especificaciones técnicas que los clientes requieren, el mismo estará encargado del control de las pruebas físicas y químicas que se le haga tanto a las materias Primas como al producto en sus distintas etapas de elaboración. Estará a su cargo personal analistas de pruebas físicas y Químicas.

Es el responsable de comenzar a implementar los Sistemas de Gestión dentro de la planta empezando primero con Buenos Hábitos de Manufactura luego con un Sistema de Calidad, continuando con un Sistema de Gestión de Medio Ambiente y finalmente con el Sistema de Seguridad Industrial.

Emitirá informes al Gerente Técnico para la coordinación de desviaciones que se podrían producir en el proceso productivo

SUPERVISOR DE MANTENIMIENTO

Responsable de que los equipos cumplan con las especificaciones para las cuales han sido diseñados, dando el respectivo mantenimiento según los fabricantes ya sea en la parte eléctrica o mecánica e automatización de los mismos, además de ser responsable del respectivo mantenimiento de la infraestructura de la planta.

El presentará los planes de mantenimiento para la destinación de recursos a la Jefatura Técnica como alternativas para el desarrollo de la eficiencia energética de la planta.

Bajo su cargo se encontrarán los Técnicos Mecánico, Eléctrico e informático.

CAPÍTULO IV

CAPÍTULO IV

ASPECTOS ECONÓMICOS DEL PROYECTO

4.1. COMPONENTES DE LA INVERSIÓN

La inversión es un gasto que se efectúa por la adquisición de determinados activos fijos o tangibles y diferidos o intangibles, vale decir la compra de bienes o servicios para la fabricación, producción o adquisición de bienes de capital, con los que el proyecto producirá durante su vida útil. Las inversiones totales se dividen en dos fases:

a.- Fase de pre inversión.- formado por gastos destinados a la inversión diferida, llamada también intangible cuya trayectoria empieza desde el primer desembolso del proyecto y termina con la puesta en marcha del mismo, es decir cuando el proyecto está listo para producir.

b.- Fase de inversión.- formado por gastos destinados a la adquisición de activos fijos y el capital de trabajo y termina cuando el proyecto cumple su vida útil.

4.1.1. INVERSIÓN FIJA

Se caracterizan por su materialidad, tienen vida mayor a un año, y están sujetos a depreciación se cita los siguientes ejemplos de inversiones fijas: edificios, terrenos, maquinaria, vehículos, muebles y enseres.

A continuación se irán citando las inversiones fijas que se llevarán en este proyecto.

4.1.2. TERRENO

El terreno que se adquirirá para este proyecto está ubicado en la zona de Camacho de la primera sección de la provincia Arce, los terrenos en esta zona según cotización cuestan 10 000 dólares la hectárea, para la ejecución de este proyecto se utilizará 2 hectáreas.

4.1.3. MAQUINARIAS Y EQUIPOS

Se refiere a los equipos y maquinarias que se precisan para la operación de la planta, se detalla a continuación los costos de los equipos para la producción de arena de sílice que se necesitan para este proyecto.

Estos equipos fueron cotizados por distintos distribuidores para poder obtener el precio de venta de cada uno, este monto asciende a **704 447,45 \$us**. Ver Tabla IV-1

Tabla IV-1

COSTOS DE MAQUINARIAS Y EQUIPOS (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Unid.	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
A.00	MAQUINARIAS Y EQUIPOS				
A.01	Alimentador vibratorio GZD-180x80	Pza.	1,00	53 870,40	7 740,00
A.02	Trituradora de mandíbula PE-250x 400	Pza.	1,00	74 054,04	10 639,95
A.03	Molino de bolas MQG-830x6400	Pza.	1,00	785 784,00	112 900,00
A.04	Elevador de cangilones T-210x13m	Pza.	1,00	74 054,40	10 640,00
A.05	Clasificador KX - 500 incluye ventilador	Pza.	1,00	253 692,00	36 450,00
A.06	Filtro de pulsación DMC - 36	Pza.	1,00	62 779,20	9 020,00
A.07	Fajas transportadoras B-500x9 m	Pza.	1,00	42 873,60	6 160,00
A.08	Fajas transportadoras B-500x8 m	Pza.	1,00	38 140,80	5 480,00
A.09	Transportadora espiral LS-200x15.5m	Pza.	1,00	74 054,40	10 640,00
A.10	Separador magnético	Pza.	1,00	16 704,00	2 400,00
A.11	Gabinete eléctrico	Pza.	1,00	74 054,40	10 640,00
A.12	Generador GX630 H de 8 KVA	Pza.	1,00	36 018,00	5 175,00
A.13	Bomba Sumergible Monofásico voltaje 220 V	Pza.	1,00	3 375,00	484,91
A.14	Tolva de Alimentación	Pza.	1,00	7 500,00	1 077,59
A.15	Cargador de ruedas	Equipo	1,00	570 720,00	82 000,00
A.16	Volqueta	Equipo	3,00	668 160,00	288 000,00
A.17	Retroexcavadora	Equipo	1,00	730 800,00	105 000,00
				Total (\$us)	704 447,45

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.4. MUEBLES Y ENSERES

Es el monto requerido para el equipamiento de las oficinas de administración, y las oficinas de producción este monto asciende a **28 392,04 \$us**.

Tabla IV-2A
COSTO DE MUEBLES Y ENSERES (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Unid.	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
B.00	MUEBLES Y ENSERES				
B.01	Escritorio Gerencial	Pza.	3,00	4 500,00	1 939,66
B.02	Sillón giratorio ejecutivo	Pza.	3,00	1 100,00	474,14
B.03	Credenzas Gerenciales	Pza.	3,00	3 000,00	1 293,10
B.04	Meza de reunión con 12 sillas	Pza.	1,00	12 000,00	1 724,14
B.05	Juego de Living (Secretaria)	Pza.	1,00	9 000,00	1 293,10
B.06	Computadoras Portátiles (Gerencia General, Jefatura de Producción, Jefatura Administrativa)	Pza.	3,00	6 000,00	2 586,21
B.07	Computadora Core I.7 (Compras, Recursos Humanos, Comercial, Asistente Administrativo, Mantenimiento 2, Supervisor de Producción, Molienda Primaria, Molienda Secundaria, Laboratorio 2, Secretaria, Portería)	Pza.	13,00	4 200,00	8 448,28
B.08	Escritorios Pequeños (Producción, Mantenimiento, Laboratorio)	Pza.	3,00	1 200,00	517,24
B.09	Escritorios sencillos Pequeños (Compras, Recursos Humanos, Comercial, Asistente Administrativo, Secretaria)	Pza.	5,00	800,00	574,71
				Sub Total IV-2A(\$us)	18 850,57

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

Tabla IV-2B
COSTO DE MUEBLES Y ENSERES

Ítem	Detalle Descripción	Unidad	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
B.00	MUEBLES Y ENSERES				
B.10	Sillas de escritores (Compras, Recursos Humanos, Comercial, Asistente Administrativo, Mantenimiento 2, Supervisor de Producción, Molienda Primaria, Molienda Secundaria, Laboratorio 2, Secretaria, Portería)	Pza.	13,00	450,00	840,52
B.11	Impresoras	Pza.	10,00	1 800,86	2 587,44
B.12	Teléfono	Pza.	10,00	300,00	431,03
B.13	Teléfono fax	Pza.	1,00	800,00	114,94
B.14	Archiveros (Compras 3, Recursos Humanos 2, Comercial 1, Asistente Administrativo 2, Mantenimiento 1, Supervisor de Producción 1, Molienda Primaria 1, Molienda Secundaria 1, Laboratorio 3, Secretaria 1)	Pza.	16,00	800,00	1 839,08
B.15	Estantes de oficina	Pza.	10,00	550,00	790,23
B.16	Mesas grandes de comedor para 10 personas	Pza.	5,00	2 500,00	1 795,98
B.17	Bancas para 5 personas	Pza.	10,00	650,00	933,91
B.18	Escritorio de Madera portería	Pza.	1,00	650,00	93,39
B.19	Juego de Living (recepción portería)	Pza.	1,00	5 000,00	718,39
				Sub Total IV-2B (\$us)	10 144,91
				Total IV-2A + IV-2B (\$us)	28 392,04

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.5 EDIFICIOS

La construcción de obra civil se estima en un monto aproximado de **363 072,00 \$us**. Posee distintos ambientes para el proceso productivo como para la parte administrativa.

Tabla IV-3
DETALLE DE OBRAS CIVILES E INSTALACIONES (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Unid.	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
C.00	EDIFICIOS				
C.01	Terreno Fabrica	m ²	20 000,00		
C.02	Compra de terreno	m ²	20 000,00	6,96	20 000,00
C.03	Cerrado de terreno	m	20 000,00	55,00	158 045,98
C.04	Oficinas , Sala de accionistas	m ²	338,40	300,00	14 586,21
C.05	Tinglado Fabrica	m ²	2 732,00	240,00	94 206,90
C.06	Vestuarios de personal	m ²	42,00	250,00	1 508,62
C.07	Baños de Personal	m ²	30,00	350,00	1 508,62
C.08	Cocina	m ²	25,00	300,00	1 077,59
C.09	Comedor	m ²	50,00	300,00	2 155,17
C.10	Oficinas de administración	m ²	66,60	300,00	2 870,69
C.11	Almacén insumos	m ²	300,00	300,00	12 931,03
C.12	Cuarto para el cribado	m ²	15,00	100,00	215,52
C.13	Deposito producto terminado	m ²	478,00	300,00	20 603,45
C.14	Almacén desechos de cuarcita	m ²	245,00	240,00	8 448,28
C.15	Laboratorio	m ²	122,00	300,00	5 258,62
C.16	Vivienda Sereno	m ²	50,00	300,00	2 155,17
C.17	Mercadeo	m ²	50,00	300,00	2 155,17
C.18	Cabina de control	m ²	9,00	300,00	387,93
C.19	Almacén de combustibles	m ²	100,00	650,00	9 339,08
C.20	Jardines	m ²	800,00	80,00	9 195,40
				Total (\$us)	366 649,43

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.6. MATERIALES DIRECTOS E INDIRECTOS

Es el monto requerido para adquisición de los materiales asciende a **329 883,51\$us.**

Tabla IV-4
MATERIALES DIRECTOS E INDIRECTOS

Ítem	Detalle Descripción	Unidad	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
D.00	MATERIALES DIRECTOS E INDIRECTOS				
D.01	Extintores de 10 kilos	Pza.	10,00	570,00	818,97
D.02	Extintores de 5 kilos	Pza.	8,00	315,00	362,07
D.03	Equipo de Primeros Auxilios	Pza.	2,00	500,00	143,68
D.04	Combustibles de gasolina	l/año	56 200,05	3,74	30 199,45
D.05	Combustibles de diésel	l/año	167 750,00	3,72	89 659,48
D.06	Consumo de Energía Eléctrica	kw/año	1 813 641,14	0,64	166 771,60
D.07	Consumo de Agua	Punto/año	11,00	540,00	853,45
D.08	Ropa de Trabajo (2 mudas completas)	Par	30,00	858,00	3 698,28
D.09	Bolas cerámicas	ton	22,00	1 733,67	5 479,99
D.10	EPPS	Homb./año	30,00	4 200,00	18 103,45
D.11	Utensilios de trabajo para la planta	Pza.	20,00	4 800,00	13 793,10
				Total (\$us)	329 883,51

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.7. DETALLE DE MANO DE OBRA DIRECTA E INDIRECTA

El detalle de la mano de obra requerida más sus beneficios sociales tomando en cuenta 15 sueldos (prima, aguinaldo y el segundo aguinaldo) por persona asciende a **200 862,07 \$us.**

Tabla IV-5

DETALLE DE MANO DE OBRA DIRECTA E INDIRECTA (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Cantidad	Sueldo Bs/mes	Sueldo \$us/año
E.00	MANO DE OBRA			
E.01	Gerente General	1,00	12 000,00	25 862,07
E.02	Secretaria	1,00	2 000,00	4 310,34
E.03	Jefe Administrativo	1,00	7 000,00	15 086,21
E.04	Encargado de Recursos Humanos	1,00	2 800,00	6 034,48
E.05	Responsable de comercial	1,00	3 500,00	7 543,10
E.06	Encargado compras y almacén	1,00	2 500,00	5 387,93
E.07	Asistente Administrativo	1,00	2 300,00	4 956,90
E.08	Portero	2,00	2 000,00	8 620,69
E.09	Jefe de Producción	1,00	8 000,00	17 241,38
E.10	Asistente de Producción	1,00	3 000,00	6 465,52
E.11	Supervisor de calidad	1,00	3 500,00	7 543,10
E.12	Analistas de laboratorio	2,00	2 500,00	10 775,86
E.13	Operador del chancado (molienda primaria)	1,00	2 300,00	4 956,90
E.14	Operador de molino de bolas (molienda secundaria)	1,00	2 300,00	4 956,90
E.15	Encargado Materias Primas	1,00	2 100,00	4 525,86
E.16	Obreros producción	4,00	2 000,00	17 241,38
E.17	Supervisor de mantenimiento	1,00	4 000,00	8 620,69
E.18	Técnico mantenimiento eléctrico	1,00	2 300,00	4 956,90
E.19	Técnico mantenimiento mecánico	1,00	2 300,00	4 956,90
E.20	Técnico Informático	1,00	2 800,00	6 034,48
E.21	Chofer Volqueta	2,00	2 500,00	10 775,86
E.22	Chofer de Pala cargadora y cargadora de ruedas	1,00	2 500,00	5 387,93
E.23	Cargadores de materias primas	2,00	2 000,00	8 620,69
			Total (\$us)	200 862,07

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.8. VEHÍCULOS

El costo de vehículos para el proyecto asciende a un valor de **100 000,00 \$us**

Tabla IV-6
COSTO DE VEHÍCULOS (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Unidad	Cantidad	Precio Unitario (Bs)	Valor Total (\$us)
F.00	Vehículos				
F.01	Vagoneta del área administrativa	Vhe.	1,00	278 400,00	40 000,00
F.02	Camioneta de producción	Vhe.	1,00	208 800,00	30 000,00
F.03	Camioneta de almacenes	Vhe.	1,00	208 800,00	30 000,00
				Total (\$us)	100 000,00

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

4.1.9. MATERIA PRIMA E INSUMOS

El monto requerido para adquisición de materias primas e insumos es de **18 248,22\$us**

Tabla IV-7
COSTO MATERIAS PRIMAS E INSUMOS (\$us)

Ítem	Detalle Descripción	Unidad	Cantidad	Precio de extracción (Bs)	Valor Total (\$us)
1	Extracción de materia prima cuarcita	m ³	6 175,38	20,00	17 745,35
2	Concesión de patente municipal de extracción	Sup ²	1,00	3 500,00	502,87
				Total (\$us)	18 248,22

FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA 2017

La estimación de la inversión representada en los cuadros de aspectos económicos del proyecto Anexo I, que han sido preparados tomando en cuenta las tablas de requerimientos anteriores.

En los que se describen:

- ❖ La inversión total requerida construido en la tabla AI-1 fue obtenido en base de la inversión fija, la inversión diferida y el capital de trabajo el mismo que asciende a **1 884 269,99 \$us**
- ❖ El Programa de inversión total requerida elaborado en la Tabla AI-2, distribuido a lo largo de 12 meses en que se realizarán la ejecución de las inversiones.
- ❖ La estructura del Financiamiento construido en la Tabla AI-3, el mismo que será financiado por una parte de préstamos **1 515 083,64 \$us** y otra con fondos propios **369 186,36 \$us**.
- ❖ Las condiciones financieras de préstamo para un periodo de 11 años fue elaborado en la Tabla AI-4 tomando en cuenta para el mismo un interés para la pequeña empresa al 7% con un periodo de gracia de un año y diez años de pago variable del préstamo.
- ❖ Los índices utilizados para calcular la depreciación se han obtenido de los que la Ley nos indica y han sido proporcionados por la Contraloría Departamental generándose en el tiempo un valor residual del Proyecto de **259 987,07 \$us**. Ver Tabla AI-5.
- ❖ La clasificación de costos (fijos y variables) y con la información obtenida de la Ingeniería del Proyecto, se elabora la Tabla AI-6 de los costos a lo largo de duración del proyecto.
- ❖ El costo unitario de producción a partir de los costos fijos y variables que nos indica el costo de producir 1 tonelada de Producto a lo largo del tiempo que dure el proyecto ver la Tabla AI-7. Además conociendo este costo unitario de producción determinamos el precio de venta que asciende a **83,37 \$us**
- ❖ Los ingresos anuales proyectados en la Tabla AI-8 que el proyecto recibe por la venta de su producción a lo largo de los 10 años de duración.
- ❖ El punto de Equilibrio o umbral de rentabilidad en unidades monetarias y volúmenes físicos a lo largo de los 10 años fue desarrollado en la Tabla AI-9. donde el nivel de producción de los beneficios por ventas o volúmenes producidos es igual a la suma de los costos fijos y variables que a partir de este nivel el proyecto logra utilidades.

CAPÍTULO V

CAPÍTULO V

EVALUACIÓN ECONÓMICA Y FINANCIERA DEL PROYECTO

5.1. INTRODUCCIÓN

La evaluación del proyecto, implica determinar el valor del proyecto, de manera que al compararlo con otros proyectos basados en criterios aceptables actualmente, pueda dársele una ponderación y clasificación que sirva para tomar la decisión de invertir en el mismo y también tomar una decisión con relación a la forma de financiamiento.

5.2. EVALUACIÓN DE LOS CRITERIOS ECONÓMICOS

Los criterios aceptados para esta valoración son varios, destacando los más importantes:

5.2.1. VALOR ACTUAL NETO (VAN)

Este criterio de valoración se define como: “La sumatoria de los beneficios netos actualizados de un proyecto a una tasa de actualización determinada por el costo de oportunidad capital”, este costo oportunidad es el posible rendimiento de la misma cantidad de capital invertido en otra actividad.

El resultado de este cálculo, debe tener un valor positivo, para que el inversionista tome la decisión de invertir en el proyecto. (VAN >0)

Matemáticamente la ecuación por la que se calcula es la siguiente:

$$VAN = - \frac{FN_0}{(1+i)^0} + \frac{FN_1}{(1+i)^1} + \frac{FN_2}{(1+i)^2} + \dots + \frac{FN_n}{(1+i)^n} \quad (5.1)$$

Dónde:

$i = 7,00\%$ (taza de interes de actualizacion)

$n = 10$ años (vida util del proyecto)

FN = flujo neto o saldo de liquidez neto

Para el presente estudio de pre factibilidad y empleando la fórmula matemática (5.1) se encuentra el valor actual neto económico (VANE) y el valor actual neto financiera (VANF) determinando así el costo oportunidad del proyecto.

Los cálculos realizados para la obtención de los valor actual neto económico (VANE) y el valor actual neto financiera (VANF) se muestran en los Anexo I Valoración Económico-Financiero.

- El valor actual neto económico VANE (7%) es de 4 088 413,41 \$us el cálculo es expresado en la tabla AI-13. Este se determinó a partir del Estado de Pérdidas y Ganancias Económico tabla AI – 10, del Estado de Flujo de Fondos Económico tabla AI – 11 y del Flujo Neto Económico tabla AI – 12.
- El valor actual neto financiero VANF (7%) es de 2 485 428,40 \$us el cálculo es expresado en el la tabla AI-17. Este se determinó a partir del Estado de Pérdidas y Ganancias Financiero tabla AI – 14, del Estado de Flujo de Fondos Financiero tabla AI – 15 y del Flujo Neto Financiero tabla AI – 16.

5.2.2. TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

Este criterio se define como:

“Es aquella tasa de actualización que nos anula la rentabilidad absoluta neta del proyecto, es decir que es la tasa para la cual el VAN = 0”

La tasa interna de retorno, es el factor de actualización, que nos permitirá que el flujo neto de fondos se actualice.

$$TIR = i_1 + (i_2 - i_1) \left[\frac{VAN_1}{VAN_1 + VAN_2} \right] \quad (5.2)$$

Dónde:

i_1 = tasa de decuento del ultimo VAN POSITIVO

i_2 = tasa de decuento del primer VAN NEGATIVO

VAN_1 = Valor actual neto, obtenido con i_1

VAN_2 = Valor actual neto, obtenido con i_2

Para el presente estudio de pre factibilidad y empleando la fórmula matemática (5.2) se encuentra la tasa interna de retorno económico (TIRE) y tasa interna de retorno financiera (TIRF) determinando con estos valores el efecto de apalancamiento.

Los cálculos realizados para la obtención de la tasa interna de retorno económico (TIRE) y tasa interna de retorno financiera (TIRF) se muestran en los Anexo I Valoración Económico-Financiero.

- La tasa interna de retorno económico TIRE para un VANE = 0 es **25,10 %**, esta expresado en la tabla V-1 y la forma de cálculo tabla AI-20 que fue obtenido a partir de la tabla AI-18 ultimo VANE (+) = 25,00 % y la tabla AI-19 el primer VANE (-) al 26,00%

Tabla V-1
CÁLCULO DEL FLUJO DE LA TIRE

TIRE	25,10%
(+) VANE (25,00 %)	6 087,05 \$us
(-) VANE (26,00 %)	- 54 403,83 \$us

Fuente: Elaboración propia, 2017

- La tasa interna de retorno financiero TIRF para un VANF = 0 es **79,39 %**, esta expresado en la tabla V-2 y la expresión de cálculo en la tabla AI-23 que fue obtenido a partir de la tabla AI-21 ultimo VANF (+) = 79,00 % y la tabla AI-22 el primer VANF (-) al 80,00%

• **Tabla V-2**

CÁLCULO DEL FLUJO DE LA TIRF

TIRF	79,39%
(+) VANF (79,00 %)	2 004,51 \$us
(-) VANF (80,00 %)	-3 102,13 \$us

Fuente: Elaboración propia, 2017

5.2.3 EFECTO PALANCA

Es un indicador que permite determina el efecto que tiene sobre el proyecto las condiciones financieras del préstamo. Su aplicación se observa en la comparación que se efectúa entre la tasa interna de retorno económico (TIRE) y la tasa interna de retorno financiera (TIRF).

- Si la TIRE es mayor a la TIRF, existe un efecto de apalancamiento negativo, lo que significa que el préstamo obtenido es muy costoso y por lo tanto perjudica al resultado del proyecto.

- Si la TIRE es igual a la TIRF el efecto palanca es neutro lo que da lo mismo invertir o no invertir.
- Lo ideal para la inversión del proyecto es el apalancamiento positivo, ósea la tasa interna de retorno financiera tiene que ser mayor a la tasa interna de retorno económico.

Se obtiene una TIRF de 79,39% (Ver AI – 18, AI – 19 y AI – 20) y una TIRE de 25,10% (Ver AI – 21, AI – 22 y AI – 23)

Tabla V-3
EFFECTO PALANCA

TIRF	>	TIRE
79,39 %	Efecto de apalancamiento positivo	25,10 %

Fuente: Elaboración propia, 2017

5.3 PERIODO DE RECUPERACIÓN DEL CAPITAL

Este indicador complementario nos permite medir el tiempo en el cual se recupera la inversión total a partir del flujo neto financiero del proyecto, este criterio de selección se vuelve atractivo cuando el periodo de recuperación sea igual o menor al tiempo esperado por el inversionista

$$P_{\text{recuperacion capital}} = \frac{\text{Inversion Total (\$us)}}{\text{Flujo neto promedio anual}} \quad (5.3)$$

$$\text{Flujo neto promedio anual} = \frac{\text{Total flujo neto (\$us)}}{\text{Años vida util}} \quad (5.4)$$

Se calculó el periodo de recuperación del capital a partir de la tabla AI-24 donde podemos ver que el tiempo estimado para recuperar la inversión se realizara en un tiempo máximo de 5 años.

De acuerdo a esto y por los valores obtenidos en estos cálculos muestra que el emprendimiento es rentable, si se mantienen las condiciones de cálculo asumidas.

5.4 RELACIÓN BENEFICIO/COSTO

Con este dato se puede mostrar la cantidad de dinero actualizado que percibirá el proyecto por cada unidad monetaria invertida en el caso de este proyecto en bolivianos.

Se obtiene de dividir los ingresos brutos actualizados (beneficios) entre los costos actualizados, a una tasa de interés vigente en el mercado, generalmente se utiliza la misma tasa que la aplicada para el cálculo del VAN.

Con la siguiente fórmula:

$$B/C = \frac{\frac{B_1}{(1+i)^1} + \frac{B_2}{(1+i)^2} + \frac{B_3}{(1+i)^3} + \frac{B_4}{(1+i)^4} + \dots}{\frac{C_0}{(1+i)^0} + \frac{C_1}{(1+i)^1} + \frac{C_2}{(1+i)^2} + \frac{C_3}{(1+i)^3} + \frac{C_4}{(1+i)^4} + \dots} \quad (5.5)$$

Aplicando estos datos en la fórmula se tiene como resultado una relación beneficio/costo de:

Tabla V-4
RELACIÓN BENEFICO - COSTO

RELACIÓN BENEFICO - COSTO	R _{BC} 1,16 > 1
Beneficio es mayor que el Costo	

Donde se demuestra que el proyecto es aceptable, y que los beneficios son superiores a los costos. $1,16 > 1$. Ver tabla AI-25.

5.5 ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

El análisis de sensibilidad ayuda a determinar cuánto varía (que tan sensible es) el V.A.N y la T.I.R ante cambios en algunas variables del proyecto.

Las variables empleadas son aumento de inversión fija, la inversión diferida y el capital de trabajo en un 20% el interés del préstamo al 12% y bajar el porcentaje de utilidad al 0.27% por lo se obtiene una TIRF de 55,85 % y una TIRE de 22,77%, tiempo de recuperación de la inversión entre 5 años y una relación de $B/C = 1.06$. Por lo que el proyecto soportaría los incrementos para su realización.

Tabla V-5
EFFECTO PALANCA DE SENSIBILIDAD

TIRF	>	TIRE
55,85 %	Efecto de apalancamiento positivo	22,77 %

Fuente: Elaboración propia, 2017

CAPÍTULO VI

CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 CONCLUSIONES

El estudio técnico económico para la Explotación de la Cuarcita (Sílice) en el Departamento de Tarija demuestra que la evaluación económica y financiera del proyecto tiene indicadores de evaluación de apalancamiento positivos ($TIRF > TIRE$) de $TIRF = 79,39$ y el $TIRE = 25,10$ con una relación Beneficio / Costo (B/C) de 1,16 estableciendo que el proyecto es *económicamente factible*.

En las distintas etapas del proyecto se obtuvieron los siguientes resultados:

- El Estudio de Mercado, muestra y cuantifica una demanda insatisfecha de la arena de sílice en el mercado tarijeño en un primer año de producción de 15 555,96 t/año de arena de sílice, y que para el año 2025 será de 22 460,12 t/año.
- La localización del proyecto basado en la ponderación realizada por puntos, da como resultado que la Zona de Camacho de la Primera Sección de la Provincia Arce es el lugar más adecuado para la instalación, la misma ubicada a unos 75 km de la ciudad de Tarija. Por su cercanía a los yacimientos, servicios básicos y que el 90% de la carretera es asfaltada, además se tiene planificado para las siguientes gestiones el asfaltado final hasta la zona.
- El Estudio de Ingeniería del proyecto, realizado para la selección del proceso más adecuado para la producción de Arena de Sílice, llega a la conclusión de que el proceso automático de Ciclo Cerrado por molienda por vía seca cumple con todos los requisitos tecnológicos para la obtención de un buen producto y la reducción de pérdidas siendo este diseñado para producir 18 111 toneladas el año 2021 en un solo turno de producción de 8 horas.
- En los aspectos económicos del proyecto se realizó el análisis de la inversión total requerida, desarrollando un proceso de cotizaciones tanto nacionales e internacionales de los equipos y otros de dicha información donde en un resumen muestra que la inversión total asciende a un monto de **1 884 269,99 \$us** y un capital de trabajo de

417 251,52 \$us y que los mismos se cancelarán en su totalidad en 5 años a partir del primer año de producción.

- En el análisis de sensibilidad se aumentó la inversión fija, la inversión diferida y el capital de trabajo en un 20% con interés del préstamo al 12% y se bajó el porcentaje de utilidad al 0.27% por lo se obtiene una TIRF de 55,85 % y una TIRE de 22,77%, tiempo de recuperación de la inversión entre 5 años y una relación de B/C = 1.06. Por lo que el proyecto soportaría estos cambios para su realización.

6.2 RECOMENDACIONES

Para proseguir con la etapa subsiguiente del Proyecto, elaboración del Estudio Técnico, Económico, Social y Ambiental (T.E.S.A.) se recomienda considerar:

- La incorporación de nuevos mercados para la arena de sílice a procesar, pudiendo ser los mismos de índole Nacional o Internacional, permitiendo consolidar y efectuar en igualdad las condiciones de mercadeo
- El Estudio Ambiental correspondiente para la instalación de la Planta que tomará en cuenta sus Aspectos como Impactos ambientales de los procesos generados por la planta de Molienda.
- Estudios de Salud Ocupacional e higiene y seguridad Industrial para una mejor condición ocupacional.
- El buen manejo de apoyo social hacia la comunidad para el desarrollo y establecimiento del proyecto cumpliendo la responsabilidad social empresarial RSE.
- En el proceso de Molienda primaria (Chancado) se produce una cantidad de Cuarzita desbastada adicional a la requerida para la Molienda Secundaria, para el mismo se recomienda estudiar la posibilidad de vender este excedente a los habitantes de la Ciudad de Tarija para el uso en adornos Arquitectónicos de Piedra Vista muy requeridos en la actualidad.
- Dentro de los planes de producción los Planes de mantenimiento provisto por los fabricantes para una mayor vida útil de los Equipos empleados en las diferentes etapas de la molienda.

- Para efectos de crecimiento de la capacidad de producción de la Arena de Sílice, se recomienda el incremento de turnos de trabajo puesto que los activos fijos en maquinaria y equipos de producción se determinaron de manera, que no se requiera inversión futura en los mismos para incrementar la capacidad de producción en Planta.
- La realización de una Planificación y Logística para los volúmenes de producción generados para evitar el incumplimiento de Materia Prima (Arena de Sílice) por diferentes conflictos sociales que suceden dentro del Departamento de Tarija.

