

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE PRODUCCIÓN Y SERVICIOS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MECÁNICA



TESIS:

**"DISEÑO, MONTAJE Y AUTOMATIZACIÓN DE UN SISTEMA DE
TRANSPORTE Y ALMACENAMIENTO DE MATERIA PRIMA PARA UNA
PLANTA DE PEGAMENTOS CON UNA CAPACIDAD DE 3250 KG/LOTE"**

Tesis presentada por el bachiller:

JORGE RUBEN AGUILAR HANCCO

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO MECÁNICO

Asesor:

ING. JOSÉ LUIS VELÁSQUEZ SALAZAR

AREQUIPA – PERÚ

2018

ABSTRACT

The Chema plant in Arequipa is one of the five companies that is part of the group "Chem Masters of Peru S.A", has a production of 2080 bags / day between adhesives, additives and porcelain for the mining and construction industry. This plant has a single production line and produces ten different products, which are packed in bags of 25 kg for distribution to the end user.

Its production process is quite simple to describe, raw material enters conveyor screws in bags from a forklift, lifted by an elevator to the level where the screws are and emptied into the screws by the staff of the plant, then the material passes to a weighing hopper which is responsible for dosing the amount of material, then the material enters the mixer which is responsible for mixing the raw material with the additives and finally the material goes to a pack where the staff packed in bags of 25 kg.

It is the transport system where the first problem is born, since monthly plant stops are reported due to the issue of breakdowns in the lift truck and in the elevator lift system. The second problem is the storage of the raw material, which comes in bags from trucks and is currently stored in the yard of maneuvers of the plant. But in rainy seasons the humidity causes them to lose their granulometric properties and are not suitable for the mixing process.

All this being said, the need arises to design a transport and storage system for raw materials that will allow it to cover its current demand and project itself into the near future.

RESUMEN

La planta de Chema en Arequipa es una de las cinco empresas que forma parte del grupo “Chem Masters del Peru S.A”, tiene una produccion de 2080 bolsas/dia entre pegamentos, aditivos y porcelanatos para la industria de la mineria y la construccion. Esta planta cuenta con una sola linea de produccion y produce diez productos diferentes, los cuales son envasados en bolsas de 25 kg para su distribucion al usuario final.

Su proceso productivo es bastante simple de describir, ingresa materia prima a tornillos transportadores en sacos provenientes de un montacargas, elevados por un ascensor hacia el nivel donde se encuentran los tornillos y vaciados al interior de los tornillos por el personal de la planta, luego el material pasa a una tolva pesadora la cual se encarga de dosificar la cantidad de material, posteriormente el material ingresa al mezclador el cual se encarga de mezclar la materia prima con los aditivos y finalmente el material pasa a unas envasadoras donde el personal las envasa en bolsas de 25 kg.

Es el sistema de transporte donde nace el primer problema, ya que al mes se reportan paradas de planta por el tema de averias en el montacargas y en el sistema de levacion del ascensor. El segundo problema es el almacenamiento de la materia prima, la cual viene en sacos provenientes de camiones y actualmente se almacena en el patio de maniobras de la planta. Pero en temporadas de lluvias la humedad hace que estos pierdan sus propiedades granulometricas y no sean aptos para el proceso de mezclado.

Dicho todo esto es que nace la necesidad de diseñar un sistema de transporte y almacenamiento de materia prima que le permita cubrir su demanda actual y proyectarse hacia un futuro cercano.

DEDICATORIA

Este trabajo es dedicado a mis amados padres Ruben y Rosa, por su apoyo incondicional, por creer en mi, por su confianza, por su cariño, por enseñarme que con esfuerzo, sacrificio y dedicación puedo alcanzar mis metas y que gracias a ellos pude llegar a ser ingeniero. Y a mis hermanos Jose y Junior que en todo momento me brindaron su apoyo en todo momento.

Jorge Ruben Aguilar

INDICE

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1.	ANTECEDENTES DE LA EMPRESA.....	1
1.2.	PROCESO PRODUCTIVO DE LA EMPRESA.....	1
1.2.1.	Área de Recepción.....	3
1.2.2.	Área de Maniobras.....	4
1.2.3.	Área de Producción.....	4
1.2.3.1.	Transporte de Material.....	4
1.2.3.2.	Almacenamiento de Material.....	5
1.2.3.3.	Mezclado del Material.....	5
1.2.3.4.	Envasado del Material.....	6
1.2.3.5.	Paletizado del Material.....	6
1.2.4.	Área de Almacenamiento I y II.....	7
1.2.5.	Área de Despacho.....	7
1.3.	DESCRIPCION DE LA PROBLEMÁTICA DE LA EMPRESA.....	9
1.3.1.	Transporte de Materia Prima.....	9
1.3.2.	Almacenamiento de Materia Prima.....	9
1.3.3.	Ingreso de Aditivos.....	9
1.3.4.	Sensores de Nivel.....	9
1.3.5.	Líneas de Compensación.....	9
1.4.	APORTACION DEL PROYECTO.....	11
1.5.	JUSTIFICACION DEL PROYECTO.....	11
1.6.	OBJETIVOS DEL PROYECTO.....	12
1.6.1.	Objetivo General.....	12
1.6.2.	Objetivo Específico.....	12
1.7.	HIPOTESIS DEL PROYECTO.....	12

CAPITULO II

ANALISIS DE ALTERNATIVAS

2.1.	ESTUDIO DE ALTERNATIVAS.....	13
2.1.1.	Proceso A.....	13
2.1.2.	Proceso B.....	15

2.1.3.	Proceso C.....	15
2.1.4.	Proceso D.....	17
2.2.	SELECCIÓN DEL PROCESO OPTIMO.....	20

CAPITULO III

DISEÑO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

3.1.	SILOS MECANICOS.....	23
3.1.1.	Generalidades.....	23
3.1.2.	Clasificacion de los silos.....	23
3.1.2.1.	Según la capacidad del silo.....	23
3.1.2.2.	Según la geometria del silo.....	24
3.1.2.3.	Según el patron de flujo de descarga del silo.....	24
3.1.2.4.	Según el material del silo.....	25
3.1.3.	Formulacion clasica.....	26
3.1.3.1.	Nomenclatura.....	26
3.1.3.2.	Formulas de jansen.....	27
3.1.4.	Formulacion moderna.....	28
3.2.	DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE ARENA.....	29
3.2.1.	Dimensionamiento del silo de arena.....	29
3.2.1.1.	Diametro del cuerpo del silo.....	29
3.2.1.2.	Diametro de salida de la tolva.....	30
3.2.1.3.	Calculo del volumen de la tolva.....	31
3.2.1.4.	Calculo del volumen de la pila de arena.....	32
3.2.1.5.	Calculo de la altura del cuerpo del cilindro.....	33
3.2.2.	Calculo de presiones del silo de arena.....	36
3.2.2.1.	Clasificacion del silo de arena.....	36
3.2.2.2.	Calculo de la presion horizontal de llenado.....	40
3.2.2.3.	Calculo de la presion friccional de llenado.....	45
3.2.2.4.	Calculo de la presion vertical de llenado.....	46
3.2.2.5.	Calculo de la presion horizontal de descarga.....	48
3.2.2.6.	Calculo de la presion friccional de descarga.....	50
3.2.2.7.	Calculo de la presion normal de llenado sobre la tolva.....	52
3.2.2.8.	Calculo de la presion normal de descarga sobre la tolva.....	56

3.2.3.	Calculo de espesores del silo de arena.....	58
3.2.3.1.	Calculo del espesor de la pared del silo de arena.....	58
3.2.3.2.	Calculo del espesor de la pared de la tolva de arena.....	61
3.3.	DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CUARZO.....	63
3.3.1.	Propiedades del flujo de cuarzo.....	63
3.3.2.	Dimensionamiento del silo de cuarzo.....	64
3.3.3.	Calculo de presiones del silo de cuarzo.....	65
3.3.4.	Calculo de espesores del silo de cuarzo.....	65
3.4.	DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CEMENTO GRIS.....	66
3.4.1.	Propiedades del flujo de cemento gris.....	66
3.4.2.	Dimensionamiento del silo de cemento gris.....	67
3.4.3.	Calculo de presiones del silo de cemento gris.....	68
3.4.4.	Calculo de espesores del silo de cemento gris.....	68
3.5.	DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CEMENTO BLANCO.....	69
3.5.1.	Propiedades del flujo de cemento blanco.....	69
3.5.2.	Dimensionamiento del silo de cemento blanco.....	70
3.5.3.	Calculo de presiones del silo de cemento blanco.....	71
3.5.4.	Calculo de espesores del silo de cemento blanco.....	71
3.5.5.	Analisis por elementos finitos del silo de cemento blanco.....	72
3.6.	ELEVADOR DE CANGILONES.....	76
3.6.1.	Generalidades.....	76
3.6.2.	Partes de un elevador de cangilones.....	77
3.6.3.	Clasificacion de los elevadores de cangilones.....	80
3.6.3.1.	Según el tipo de carga.....	80
3.6.3.2.	Según el tipo de descarga.....	80
3.7.	DISEÑO DEL ELEVADOR DE CANGILONES.....	81
3.7.1.	Caracteristicas del material.....	81
3.7.2.	Selección del elevador.....	83
3.7.3.	Caudal y velocidad.....	83
3.7.4.	Tamaño del cangilon.....	84
3.7.5.	Selección de poleas.....	86
	3.7.5.1. Diametro de la polea superior.....	86

3.7.5.2. Diametro de la polea inferior.....	86
3.7.6. Longitud de la faja.....	87
3.7.7. Ancho de la faja.....	87
3.7.8. Ancho de la polea.....	87
3.7.9. Numero de cangilones.....	88
3.7.10. Calculo de tensiones.....	88
3.7.10.1. Tension por el peso de los cangilones.....	88
3.7.10.2. Tension por el peso del material.....	89
3.7.10.3. Tension por la accion de cargado.....	89
3.7.10.4. Tension debido a la friccion en los apoyos.....	90
3.7.11. Tensiones totales.....	91
3.7.11.1. Tension en el lado de ascenso.....	91
3.7.11.2. Tension en el lado de descenso.....	95
3.7.12. Calculo de la potencia de accionamiento.....	97
3.7.13. Calculo de la potencia del motor.....	97
3.7.14. Calculo de la caja metalica.....	98
3.7.14.1. Largo de la caja metalica.....	98
3.7.14.2. Ancho de la caja metalica.....	99
3.7.14.3. Cuerpo de la caja.....	99
3.7.14.4. Cargas en la caja.....	100
3.7.14.5. Verificacion de la caja.....	103
3.8. TRANSPORTE NEUMATICO.....	113
3.8.1. Generalidades.....	113
3.8.2. Clasificacion de los sistemas de transporte neumatico.....	113
3.8.3. Sistema de baja concentracion.....	114
3.8.3.1. Sistema de transporte por presion.....	114
3.8.3.2. Sistema de transporte por succion.....	115
3.8.3.3. Sistema de transporte combinado.....	115
3.8.4. Sistema de alta concentracion.....	116
3.8.4.1. Sistema de transporte por lote.....	116
3.8.5. Elementos de un transportador neumatico.....	118
3.8.5.1. Fuente de aire.....	118

3.8.5.2. Dosificacion del material.....	120
3.8.5.3. Transporte de tuberia.....	122
3.8.5.4. Separador de material.....	122
3.9. CALCULO Y DISEÑO DE LA LINEA DE TRANSPORTE.....	125
3.9.1. Caracteristicas del material.....	125
3.9.2. Tipo de sistema de transporte neumatico.....	126
3.9.3. Metodologia de david mills.....	127
3.9.4. Metodologia de david mills.....	127
3.9.4.1. Punto de operación.....	128
3.9.4.2. Velocidad de transporte en la linea.....	128
3.9.4.3. Caida de presion del aire en la linea.....	129
3.9.4.4. Longitud equivalente.....	130
3.9.4.5. Escala de la longitud de tuberia.....	131
3.9.4.6. Verificacion de las condiciones de transporte.....	132
3.9.4.7. Escala del diametro de tuberia.....	133
3.9.4.8. Requerimientos de aire.....	134
3.9.5. Metodologia de taylor hicks.....	135
3.9.5.1. Calculo del diametro.....	135
3.9.5.2. Perdida de carga.....	138
3.9.5.3. Caudal requerido.....	143
3.9.5.4. Potencia requerida.....	143
3.10. ACCESORIOS DEL SILO MECANICO.....	145
3.10.1. Entrada hombre.....	145
3.10.2. Filtro depurador.....	146
3.10.2.1. Diseño del filtro de mangas.....	147
3.10.2.2. Determinacion del area filtrante.....	147
3.10.2.3. Selección del filtro de mangas.....	151
3.10.3. Indicador de nivel.....	153
3.10.4. Sistema de aireacion.....	154
3.11. ACCESORIOS DEL ELEVADOR DE CANGILONES.....	155
3.11.1. Sistema de accionamiento.....	155
3.11.1.1. Eje motriz.....	156

3.11.1.2.	Chaveta.....	173
3.11.1.3.	Rodamientos y chumaceras.....	175
3.11.1.4.	Motoreductor.....	187
3.11.1.5.	Arrancador suave.....	188
3.11.2.	Sistema de anclaje.....	189
3.11.2.1.	Placa base.....	190
3.11.2.2.	Pernos de anclaje.....	194
3.12.	ACCESORIOS DEL TRANSPORTADOR NEUMATICO.....	197
3.12.1.	Compresor.....	197
3.12.2.	Tanque soplador.....	197
3.12.3.	Alimentacion del tanque soplador.....	198
3.12.4.	Manguera flexible.....	199

CAPITULO IV

COSTOS DEL PROYECTO

4.1.	SISTEMA DE ALMACENAMIENTO.....	200
4.1.1.	Silo mecanico.....	200
4.1.2.	Filtro de mangas.....	200
4.1.3.	Indicador de nivel.....	201
4.2.	SISTEMA DE TRANSPORTE.....	201
4.2.1.	Elevador de cangilones.....	201
4.2.2.	Arrancador suave.....	202
4.2.3.	Tanque soplador.....	202
4.2.4.	Sistema big-bag.....	203
4.2.5.	PLC tanque soplador.....	203
4.2.6.	Compresor.....	203
4.2.7.	Tuberia.....	204
4.3.	RESUMEN DE COSTOS.....	204

CAPITULO V

MONTAJE Y AUTOMATIZACION

5.1.	MONTAJE DEL SISTEMA DE ALMACENAMIENTO.....	207
5.1.1.	Silos mecanicos.....	207
5.1.1.1.	Ingreso de los silos.....	207

5.1.1.2. Descarga de los silos.....	208
5.1.1.3. Reforzamiento de la estructura.....	209
5.1.1.4. Izaje de los silos.....	210
5.1.1.5. Anclaje de los silos a la torre.....	213
5.1.1.6. Sistema de descarga de los silos.....	214
5.2. MONTAJE DEL SISTEMA DE TRANSPORTE.....	215
5.2.1. Elevador de cangilones.....	215
5.2.1.1. Ingreso del elevador de cangilones.....	215
5.2.1.2. Descarga del elevador de cangilones.....	216
5.2.1.3. Montaje de la bota.....	217
5.2.1.4. Union de las cajas del elevador.....	219
5.2.1.5. Izaje de las cajas del elevador.....	220
5.2.1.6. Izaje de la cabeza del elevador.....	225
5.2.1.7. Montaje de la tuberia de descarga.....	226
5.2.1.8. Montaje de cubierta de los silos.....	228
5.2.1.9. Puente de mantenimiento.....	231
5.2.1.10. Ensamblaje de la faja del elevador.....	232
5.2.1.11. Montaje de la faja del elevador.....	234
5.2.1.12. Montaje de la tolva de alimentacion.....	236
5.2.2. Tanque soplador.....	238
5.2.2.1. Ingreso de la bombona.....	238
5.2.2.2. Montaje del sistema big-bag.....	239
5.2.2.3. Montaje de la valvula de alimentacion.....	244
5.2.2.4. Montaje de la tuberia de transporte.....	245
5.3. AUTOMATIZACION DEL SISTEMA DE ALMACENAMIENTO.....	248
5.3.1. Silos mecanicos.....	248
5.3.1.1. Valvula diverter.....	248
5.4. AUTOMATIZACION DEL SISTEMA DE TRANSPORTE.....	250
5.4.1. Silos mecanicos.....	250
5.4.1.1. Arrancador suave.....	250
5.4.2. Tanque soplador.....	251
5.4.2.1. Programacion del plc.....	251

CONCLUSIONES.....	256
BIBLIOGRAFIA.....	257
PLANOS.....	258

INDICE DE FIGURAS

CAPITULO I

Fig. 1.1 Layout de la Planta.....	2
Fig. 1.2 Área de Recepción.....	3
Fig. 1.3 Camiones de 30 Ton.....	3
Fig. 1.4 Ascensor Alher de 1 Ton.....	4
Fig. 1.5 Tornillos Transportadores y Trolva 01.....	5
Fig. 1.6 Mezclador Horizontal.....	5
Fig. 1.7 Cuchillas del Mezclador.....	5
Fig. 1.8 Trolva 02.....	6
Fig. 1.9 Envasadora Payper.....	6
Fig. 1.10 Área de Paletizado.....	6
Fig. 1.11 Área de Almacenamiento I y II.....	7
Fig. 1.12 Área de Despacho.....	7
Fig. 1.13 Diagrama de Flujo del Proceso Productivo.....	8
Fig. 1.14 Vista Isométrico del Área de Producción.....	10
Fig. 1.15 Vista Lateral del Área de Producción.....	10

CAPITULO II

Fig. 2.1 Flujograma del Proceso A.....	14
Fig. 2.2 Flujograma del Proceso B.....	16
Fig. 2.3 Flujograma del Proceso C.....	18
Fig. 2.4 Flujograma del Proceso D.....	19
Fig. 2.5 Grafico de evaluacion de alternativas.....	21

CAPITULO III

Fig. 3.1 Diagrama del flujo del sistema de transporte y almacenamiento.....	22
Fig. 3.2 Geometria tipica de silos.....	24
Fig. 3.3 Tipos de flujo de descarga.....	25
Fig. 3.4 Presiones generadas en un silo.....	26
Fig. 3.5 Esfuerzos en un elemento diferencial.....	27
Fig. 3.6 Vista de planta del area de produccion.....	29
Fig. 3.7 Vista isometrica del tornillo transportador.....	30

Fig. 3.8 Tolva de arena.....	31
Fig. 3.9 Pila de arena formada en el nivel superior del material.....	32
Fig. 3.10 Silo de arena.....	35
Fig. 3.11 Centrde de la pila de arena.....	37
Fig. 3.12 Determinacion del patron de flujo.....	39
Fig. 3.13 Grafica de la presion horizontal de llenado vs la altura.....	44
Fig. 3.14 Grafica de la presion friccional de llenado vs la altura.....	45
Fig. 3.15 Grafica de la presion vertical de llenado vs la altura.....	47
Fig. 3.16 Grafica de las presiones de llenado vs la altura.....	48
Fig. 3.17 Grafica de la presion horizontal de descarga vs la altura.....	49
Fig. 3.18 Grafica de la presion friccional de descarga vs la altura.....	51
Fig. 3.19 Grafica de las presiones generadas en el silo.....	51
Fig. 3.20 Cargas en la tolva.....	52
Fig. 3.21 Tolva de arena.....	53
Fig. 3.22 Grafica de la presion normal de llenado vs la altura.....	55
Fig. 3.23 Grafica de la presion normal de descarga vs la altura.....	57
Fig. 3.24 Grafica de las presiones generadas en la tolva.....	57
Fig. 3.25 Silo de cuarzo.....	64
Fig. 3.26 Silo de cemento gris.....	67
Fig. 3.27 Silo de cemento blanco.....	70
Fig. 3.28 Maxima presion de llenado en la tolva.....	73
Fig. 3.29 Maxima presion de descarga en la tolva.....	73
Fig. 3.30 Maxima presion horizontal de llenado en el silo.....	74
Fig. 3.31 Maxima presion horizontal de descarga en el silo.....	74
Fig. 3.32 Presiones durante la descarga.....	75
Fig. 3.33 Presiones durante la descarga.....	75
Fig. 3.34 Elementos de un elevador de cangilones.....	76
Fig. 3.35 Cabeza del elevador de cangilones.....	77
Fig. 3.36 Cuerpo y bota del elevador de cangilones.....	79
Fig. 3.37 Carga por tolva.....	80
Fig. 3.38 Carga por dragado.....	80
Fig. 3.39 Descarga centrifuga.....	81

Fig. 3.40 Descarga continua.....	81
Fig. 3.41 Vista frontal de la planta de pegamentos.....	82
Fig. 3.42 Tension mayor y menor del elevador de cangilones.....	91
Fig. 3.43 Dimensiones del elevador de cangilones.....	98
Fig. 3.44 Cuerpo de la caja del elevador de cangilones.....	99
Fig. 3.45 Vista frontal del elevador de cangilones.....	100
Fig. 3.46 Cabeza del elevador de cangilones.....	101
Fig. 3.47 Plataforma de la cabeza del elevador de cangilones.....	102
Fig. 3.48 Bota del elevador de cangilones.....	103
Fig. 3.49 Carga total en el elevador de cangilones.....	104
Fig. 3.50 Seccion a-a del elevador de cangilone.....	104
Fig. 3.51 Propiedades del angulo.....	107
Fig. 3.52 Seccion de menor radio de giro del elevador.....	108
Fig. 3.53 Propiedades de las planchas de 46"x18"x1/8".....	109
Fig. 3.54 Propiedades de la plancha de 96"x18"x1/8".....	109
Fig. 3.55 Transporte mediante fase diluida.....	114
Fig. 3.56 Sistema de transporte neumatico por presion.....	114
Fig. 3.57 Sistema de transporte neumatico por succion.....	115
Fig. 3.58 Sistema de transporte neumatico combinado.....	115
Fig. 3.59 Transporte mediante fase densa.....	116
Fig. 3.60 Transporte por lote.....	116
Fig. 3.61 Tanque de soplado con descarga superior.....	117
Fig. 3.62 Tanque de soplado con descarga inferior.....	117
Fig. 3.63 Ventilacion industrial.....	118
Fig. 3.64 Soplador industrial.....	119
Fig. 3.65 Compresor de tornillo.....	119
Fig. 3.66 Presion de operación de dosificadores.....	120
Fig. 3.67 Venturi para dosificacion de material.....	120
Fig. 3.68 Tornillo para dosificacion de material.....	121
Fig. 3.69 Valvula rotativa para dosificacion de material.....	121
Fig. 3.70 Tuberia flexible.....	122
Fig. 3.71 Camara de gravedad.....	123

Fig. 3.72 Separador centrifugo.....	123
Fig. 3.73 Filtro de mangas.....	124
Fig. 3.74 Precipitador electrostatico.....	124
Fig. 3.75 Isometrico de la linea de transporte.....	126
Fig. 3.76 Linea de ensayo.....	127
Fig. 3.77 Caracteristicas de transporte para el cemento.....	127
Fig. 3.78 Punto de operación.....	128
Fig. 3.79 Longitud equivalente de los codos.....	130
Fig. 3.80 Velocidad minima de transporte.....	133
Fig. 3.81 Valores del coeficiente F2 para ciertos materiales.....	139
Fig. 3.82 Valores del coeficiente F2 para materiales en general.....	140
Fig. 3.83 Manhole para techos según asme.....	145
Fig. 3.84 Funcionamiento de un filtro de mangas.....	146
Fig. 3.85 Factor de temperatura.....	149
Fig. 3.86 Factor de concentracion de polvo.....	150
Fig. 3.87 Catalogo de tomadoni.....	152
Fig. 3.88 Catalogo de thermo scientific.....	153
Fig. 3.89 Partes del sistema de aireacion.....	154
Fig. 3.90 Isometrico del sistema de aireacion.....	154
Fig. 3.91 Sistema de accionamiento del elevador de cangilones.....	155
Fig. 3.92 Diagrama de cuerpo libre del eje de potencia.....	156
Fig. 3.93 Diagrama de la fuerza cortante.....	158
Fig. 3.94 Diagrama del momento flector.....	158
Fig. 3.95 Diagrama del momento torsor.....	159
Fig. 3.96 Esfuerzo alternativo puro.....	159
Fig. 3.97 Esfuerzo constante.....	160
Fig. 3.98 Perfil de chavetero.....	164
Fig. 3.99 Factor de superficie para el acero.....	169
Fig. 3.100 Factores de tamaño para el ace.....	170
Fig. 3.101 Seccion transversal del eje y la chaveta.....	173
Fig. 3.102 Longitud total de la chaveta.....	174
Fig. 3.103 Viscocidad nominal del lubricante.....	182

Fig. 3.104 Viscocidad real del lubricante.....	183
Fig. 3.105 Factor askf.....	185
Fig. 3.106 Catalogo sew-eurodrive.....	187
Fig. 3.107 Catalogo abb.....	188
Fig. 3.108 Sistema de anclaje del elevador de cangilones.....	189
Fig. 3.109 Placa base del elevador de cangilones.....	190
Fig. 3.110 Parametros de la placa base.....	193
Fig. 3.111 Esquema final de la placa base.....	196
Fig. 3.112 Catalogo del compresor.....	197
Fig. 3.113 Catalogo del tanque soplador.....	198
Fig. 3.114 Sistema big-bag.....	199
Fig. 3.115 Manguera flexible.....	199

INDICE DE TABLAS

CAPITULO I

Tabla 1.1 Lista de Productos.....	1
Tabla 1.2 Lista de Insumos.....	3
Tabla 1.3 Programación de un Lote de Producción.....	11

CAPITULO II

Tabla 2.1 Escala de valores.....	20
Tabla 2.2 Evaluacion tecnica.....	20
Tabla 2.3 Evaluacion economica.....	21

CAPITULO III

Tabla 3.1 Cuadro comparativo de las normas de diseño.....	28
Tabla 3.2 Clasificacion del silo según acc.....	36
Tabla 3.3 Clasificacion del silo según su esbeltez.....	36
Tabla 3.4 Clasificacion según el material de la pared del silo.....	38
Tabla 3.5 Patron del flujo del material del silo.....	39
Tabla 3.6 Propiedades de los solidos particulados.....	41
Tabla 3.7 Valores caracteristicos para evaluacion de cargas.....	41
Tabla 3.8 Valores caracteristicos de las propiedades de la arena.....	43
Tabla 3.9 Coeficiente de magnificacion de carga.....	53
Tabla 3.10 Presiones durante el llenado y la descarga del silo.....	58
Tabla 3.11 Eficiencia de soldadura.....	59
Tabla 3.12 Materiales de construccion.....	60
Tabla 3.13 Esfuerzo admisible del material.....	60
Tabla 3.14 Presiones durante el llenado y la descarga de la tolva.....	62
Tabla 3.15 Presiones del silo de cuarzo.....	65
Tabla 3.16 Espesores del silo de cuarzo.....	65
Tabla 3.17 Presiones del silo de cemento gris.....	68
Tabla 3.18 Espesores del silo de cemento gris.....	68

Tabla 3.19 Presiones del silo de cemento blanco.....	71
Tabla 3.20 Espesores del silo de cemento blanco.....	71
Tabla 3.21 Presiones durante el llenado y la descarga del silo.....	72
Tabla 3.22 Capacidad volumetrica de los silos mecanicos.....	72
Tabla 3.23 Comparacion porcentual de las presiones generadas en el silo.....	75
Tabla 3.24 Cuadro de propiedades del material.....	81
Tabla 3.25 Caracteristicas de los tipos de elevadores recomendados.....	83
Tabla 3.26 Relaciones de capacidad de distintos tamaños de cangilones.....	85
Tabla 3.27 Capacidad de la faja.....	92
Tabla 3.28 Peso del alma y las cubiertas.....	93
Tabla 3.29 Coeficientes de friccion entre polea y faja.....	96
Tabla 3.30 Tensiones en el levador de cangilones.....	96
Tabla 3.31 Cargas en la caja.....	103
Tabla 3.32 Relaciones empiricas del ancho efectivo.....	106
Tabla 3.33 Sistemas de transporte neumatico.....	117
Tabla 3.34 Eficiencia de colectores.....	122
Tabla 3.35 Cuadro de propiedades del material.....	125
Tabla 3.36 Valores admisibles para el transporte neumatico.....	136
Tabla 3.37 Valores recomendados de F3.....	141
Tabla 3.38 Comparacion de metodologias.....	144
Tabla 3.39 Tamaños permitidos para entrada hombre.....	145
Tabla 3.40 Factores para obtener el area filtrante de tela.....	147
Tabla 3.41 Factore segun las caracteristicas del material.....	148
Tabla 3.42 Factor de uso.....	149
Tabla 3.43 Factor de tamaño.....	150
Tabla 3.44 Factor de concentracion de polvo.....	151
Tabla 3.45 Caracteristicas del filtro.....	152
Tabla 3.46 Caracteristicas del indicador de nivel.....	153
Tabla 3.47 Clases de acero laminado en caliente.....	161
Tabla 3.48 Tabla de factores de seguridad.....	161
Tabla 3.49 Factores de concentracion de canales chaveteros.....	164
Tabla 3.50 Factores de concentracion en ajustes a presion.....	165

Tabla 3.51 Factores de concentracion en ajustes a presion.....	167
Tabla 3.52 Factores de tamaño para el acero.....	170
Tabla 3.53 Factores de confiabilidad para el acero.....	171
Tabla 3.54 Presion admisible del cubo.....	173
Tabla 3.55 Dimensiones normalizadas de chavetas.....	174
Tabla 3.56 Selección de chavetas.....	175
Tabla 3.57 Dimensiones normalizadas del rodamiento.....	176
Tabla 3.58 Factores de calculo del rodamiento.....	177
Tabla 3.59 Exponente de vida util.....	179
Tabla 3.60 Factor de ajuste.....	180
Tabla 3.61 Grados de viscosidad cinematica.....	182
Tabla 3.62 Factor de contaminacion.....	184
Tabla 3.63 Vida especifica de maquinas.....	186
Tabla 3.64 Vida especifica de maquinas.....	191

CAPITULO IV

Tabla 4.1 Costo del silo mecanico y accesorios según empresa.....	200
Tabla 4.2 Costo del filtro de mangas según empresa.....	200
Tabla 4.3 Costo del indicador de nivel según empresa.....	201
Tabla 4.4 Costo del elevador de cangilones y accesorios según empresa.....	201
Tabla 4.5 Costo del arrancador suave según empresa.....	202
Tabla 4.6 Costo del tanque soplador y accesorios según empresa.....	202
Tabla 4.7 Costo del sistema big-bag según empresa.....	203
Tabla 4.8 Costo de la programacion del plc según empresa.....	203
Tabla 4.9 Costo del compresor según empresa.....	203
Tabla 4.10 Costo de la tuberia y accesorios según empresa.....	204
Tabla 4.11 Costo total según empresa.....	204

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1. ANTECEDENTES DE LA EMPRESA

La planta de Chema en Arequipa se dedica principalmente a la producción de pegamentos y aditivos para la industria de la minería y la construcción. Esta empresa está ubicada en el Parque Industrial Rio Seco, Distrito de Cerro Colorado, Provincia y Departamento de Arequipa.

La planta utiliza como materia prima arena fina, cemento gris, cemento blanco y cuarzo; a su vez utiliza como aditivos bentonita, bermocoll, vinnapas, combizell y cal. Todos estos materiales al ser sometidos a un mismo proceso de mezclado, pero en diferentes proporciones se transforman en los 10 productos que conforman la línea de producción de la planta. Cada uno de estos productos se envasan en bolsas de 25 kg.

Tabla 1.1 Lista de Productos

PRODUCTO	NOMBRE COMERCIAL
Producto A	Chemayolic Interiores
Producto B	Chemayolic Exteriores
Producto C	Chemayolic Blanco
Producto D	Chemayolic Extrafuerte
Producto E	Chemayolic Cerámicos
Producto F	Sanson Interiores
Producto G	Sanson Blanco
Producto H	Sanson Extrafuerte
Producto I	Chemita Blanco
Producto J	Chemita Gris

Fuente: Propia

1.2. PROCESO PRODUCTIVO DE LA EMPRESA

Para la producción de los distintos tipos de productos, se necesita una serie de procesos para transformar la materia prima en producto terminado. Algunos de estos procesos son el mezclado, envasado, paletizado etc. Por lo tanto, la planta industrial ha sido dividida en seis áreas para la fabricación de cada uno de los productos que forman parte de su línea de producción.

Las áreas son las siguientes:

- Área de Recepción
- Área de Maniobras
- Área de Producción
- Área de Almacenamiento I
- Área de Almacenamiento II
- Área de Despacho

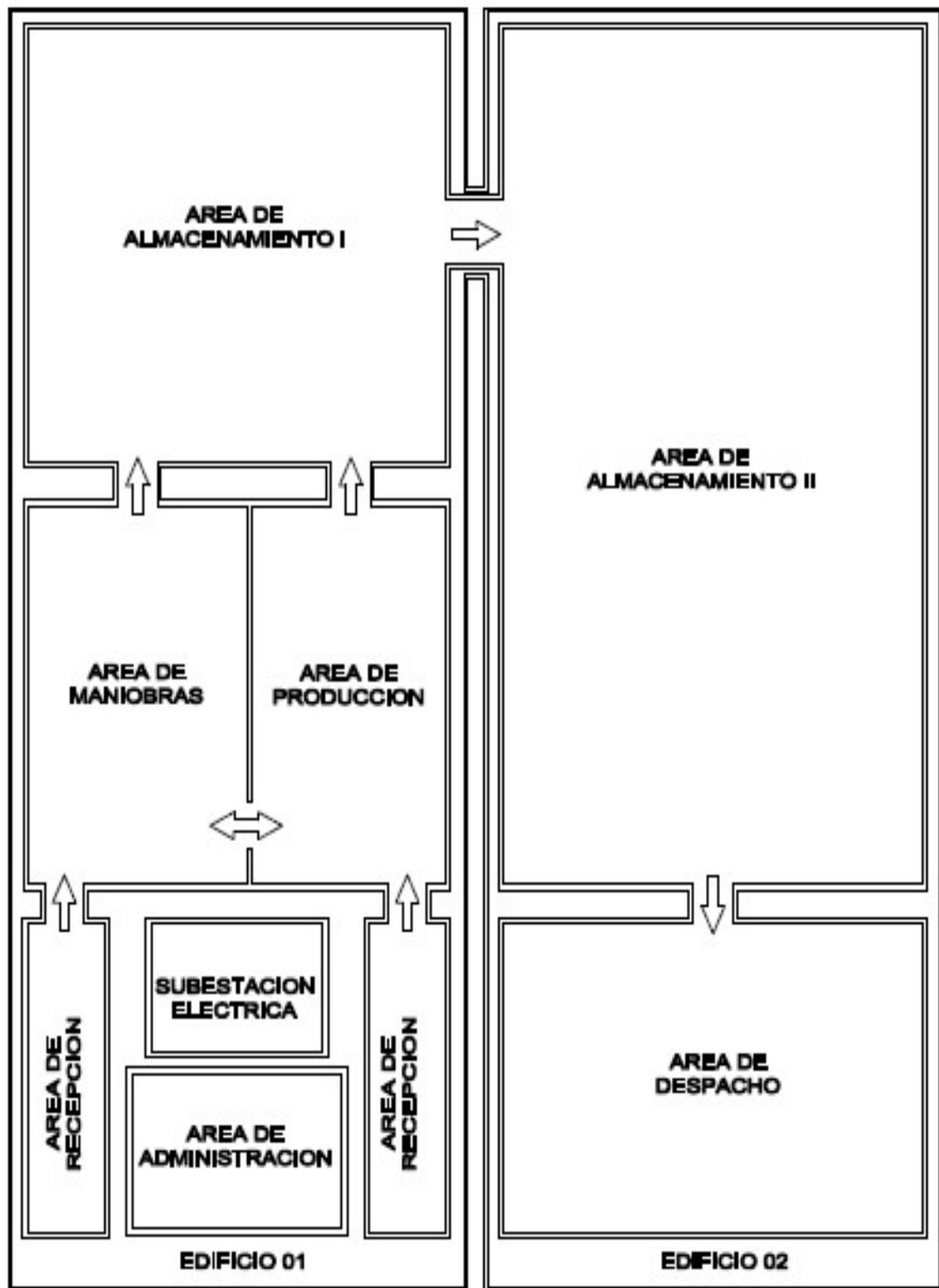


Fig. 1.1 Layout de la planta

1.2.1. Área de Recepción

La materia prima ingresa al edificio 01 de la planta en camiones de 30 ton cada uno, cada material viene en bolsas de distintos tamaños como se detalla a continuación:

Tabla 1.2 Lista de insumos

INSUMOS	MATERIAL	BOLSA
Materia Prima	Arena Fina	40,0 kg
	Cemento Gris	42,5 kg
	Cemento Blanco	25,0 kg
	Cuarzo	22,5 kg
Aditivo	Bentonita	35.0 kg
	Bermocoll	35.0 kg
	Vinnapas	35.0 kg
	Combizell	35.0 kg
	Cal	35.0 kg

Fuente: Propia



Fig. 1.2 Área de recepción



Fig. 1.3 Camiones de 30 Ton

1.2.2. Área de Maniobras

La materia prima se almacena en el área de maniobras y se traslada hacia el área de producción mediante montacargas. La planta cuenta con tres montacargas, uno para el área de producción y dos para el área de despacho.

1.2.3. Área de producción

En esta área inicia la fabricación de los productos, para lo cual se realizan los siguientes procesos:

- Transporte del material
- Almacenamiento del material
- Mezclado del material
- Envasado del material
- Paletizado del material

1.2.3.1. Transporte del Material

La materia prima y los aditivos ingresan al ascensor en pallets para ser transportados al nivel donde se encuentran los tornillos transportadores. En dicho nivel encontramos 4 tornillos transportadores.

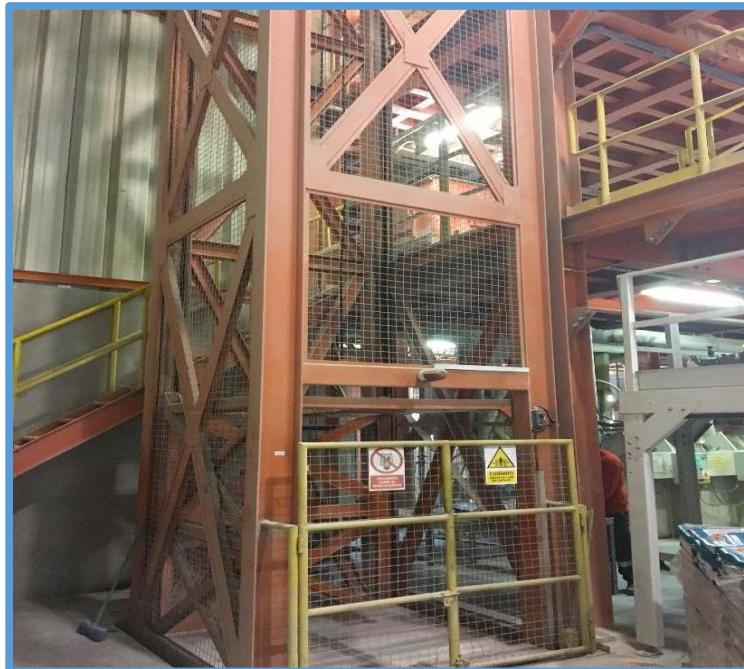


Fig. 1.4 Ascensor Alher de 1 Ton

1.2.3.2. Almacenamiento del Material

La materia prima llega al nivel donde se encuentran los tornillos transportadores, es apilada de acuerdo al material a fabricar y finalmente es vaciada en cada uno de ellos por los operadores de la planta. De esta manera la materia prima es transportada por cada tornillo transportador y almacenada en la tolva 01.



Fig. 1.5 Tornillos Transportadores y tolva 01

1.2.3.3. Mezclado del Material

En el mezclador ingresa la materia prima proveniente de la tolva y los aditivos son agregados de forma manual por los operadores. Tiene una capacidad de 4000 kg y el proceso dura 10 min aproximadamente por cada lote de producción. En cada lote de producción ingresan al mezclador 3250 kg entre materia prima y aditivos en proporciones de acuerdo al producto a fabricar.



Fig. 1.6 Mezclador Horizontal



Fig. 1.7 Cuchillas del Mezclador

1.2.3.4. Envasado del Material

La materia prima llega al nivel donde se encuentran los tornillos transportadores, es apilada de acuerdo al material a fabricar y finalmente es vaciada en cada uno de ellos por los operadores de la planta. De esta manera la materia prima es transportada por cada tornillo transportador y almacenada en la tolva 01.



Fig. 1.8 Tolva 02



Fig. 1.9 Envasadora Payper

1.2.3.5. Paletizado del Material

Las bolsas de producto terminado son transportadas por una faja transportadora, para luego ser pesado y apilado en pallets de 130 bolsas cada uno. Las bolsas que no cumplen con el peso adecuado son almacenadas en depósitos para luego ser rehusados durante el mezclado.



Fig. 1.10 Área de Paletizado

1.2.4. Área de Almacenamiento I y II

Los pallets son transportados con montacargas desde el área de paletizado hacia el área de almacenamiento I y II, los cuales se encuentran listos para su venta.



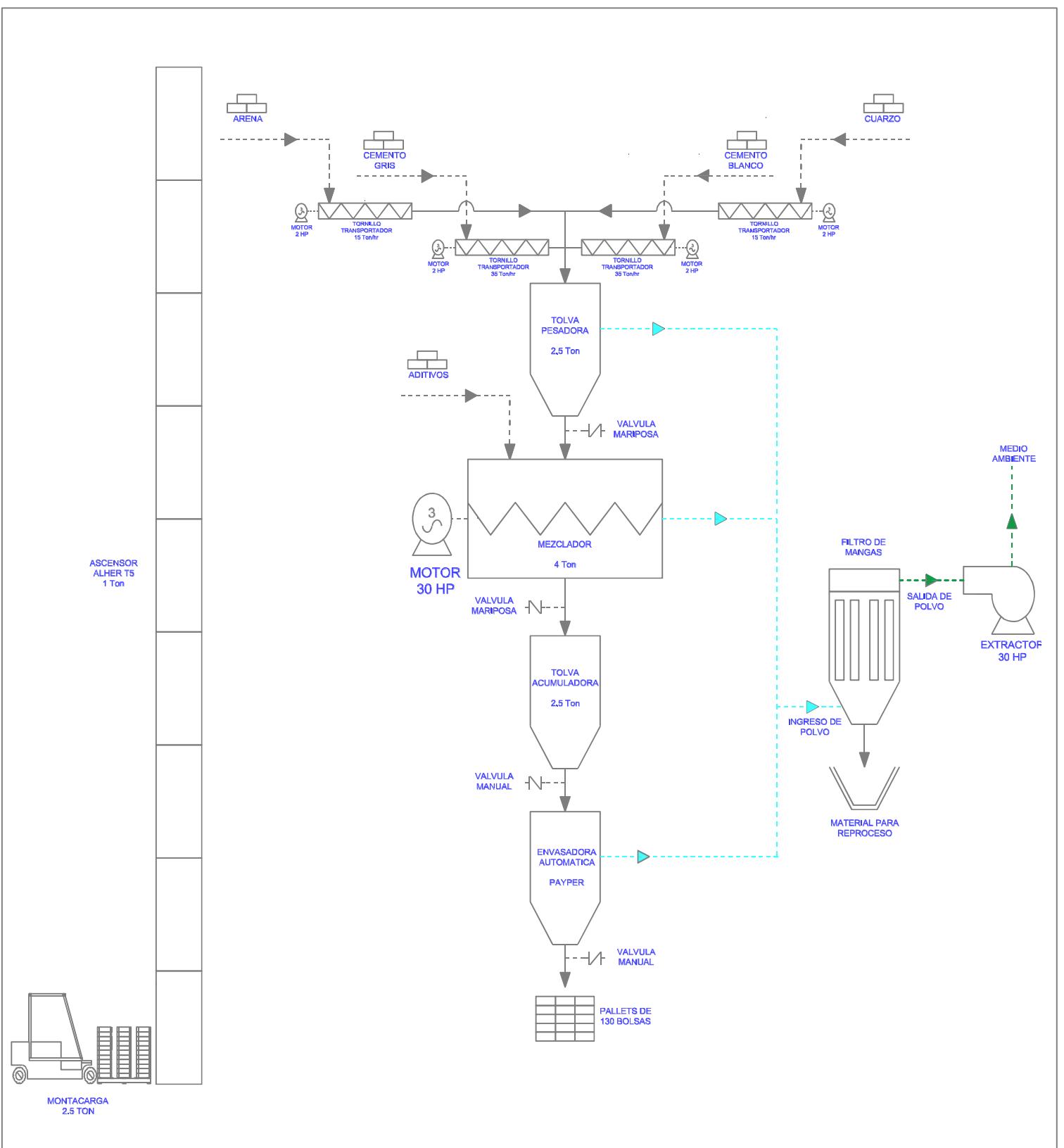
Fig. 1.11 Área de Almacenamiento

1.2.5. Área de Despacho

Camiones de 15 ton ingresan al edificio 02 de la planta para transportar las bolsas de producto terminado hacia su punto de venta.



Fig. 1.12 Área de Despacho



1.3. DESCRIPCION DE LA PROBLEMÁTICA DE LA EMPRESA

Como se puede observar en el diagrama de flujo del proceso productivo de la planta (Fig. 1.13), existe un problema de transporte y almacenamiento de materia prima para el inicio del proceso productivo. La materia prima es almacenada en el nivel del suelo, mientras que el proceso productivo inicia en el nivel donde se encuentran los tornillos transportadores.

1.3.1. Transporte de Materia Prima

La materia prima es transportada hacia el ascensor y el ascensor eleva la materia prima hacia el nivel donde se encuentran los tornillos transportadores, pero dado que el vaciado de la materia prima hacia los tornillos es completamente manual se generan altos índices de polvo, además de lesiones en el propio personal. Cabe mencionar que al mes se reportan paradas de planta por el tema de averías en el montacargas y el sistema de elevación del ascensor.

1.3.2. Almacenamiento de Materia Prima

La materia prima es almacenada temporalmente en el patio de maniobras, pero en temporada de lluvias la humedad hace que tanto la arena como el cemento pierdan sus propiedades granulométricas. Además, en algunas ocasiones los camiones no llegan a la planta por problemas en la carretera de camino hacia la planta.

1.3.3. Ingreso de Aditivos

El ingreso de los aditivos hacia el mezclador se realiza de forma manual y esto genera retrasos durante dicho proceso; ya que el personal tiene que subir a la parte superior del mezclador y vaciar los aditivos.

1.3.4. Sensores de Nivel

Durante el proceso de producción hay demoras debido a los atoramientos que se producen en las tolvas, ya que estas en algunos casos se llenan por completo y esto impide la apertura de las válvulas de salida de los mismos.

1.3.5. Líneas de Compensación

Durante el proceso de producción hay demoras debido a los atoramientos que se producen en las tolvas, ya que al no existir una línea de desfogue el aire se acumula en las tolvas junto con el material y esto impide el flujo del mismo.

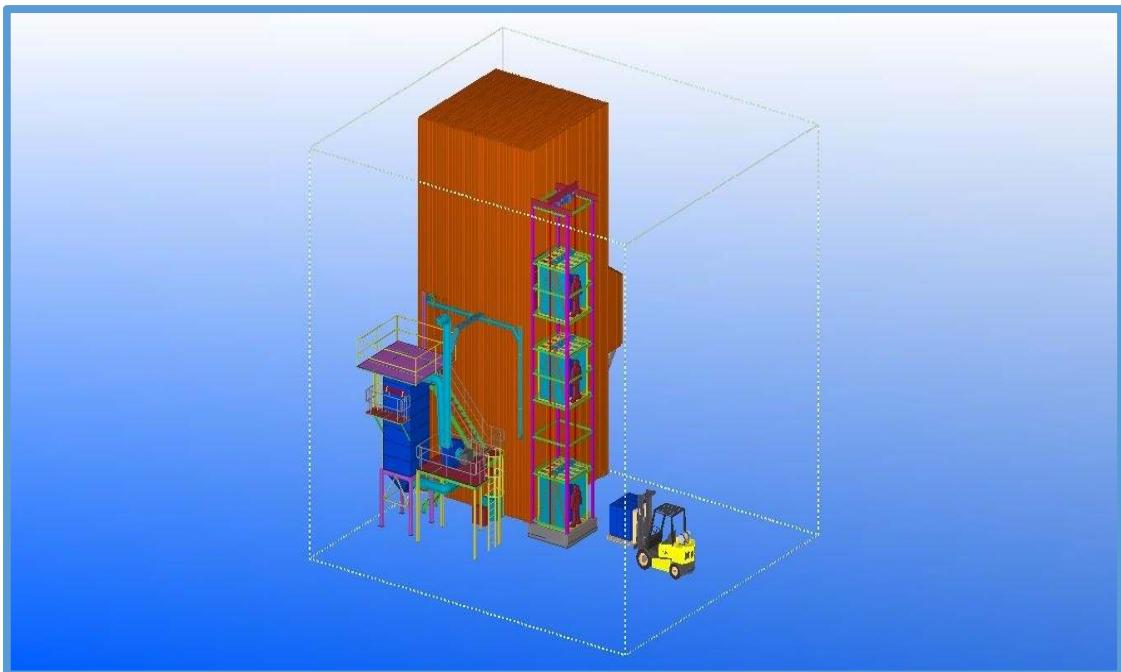


Fig. 1.14 Vista Isométrico del Área de Producción

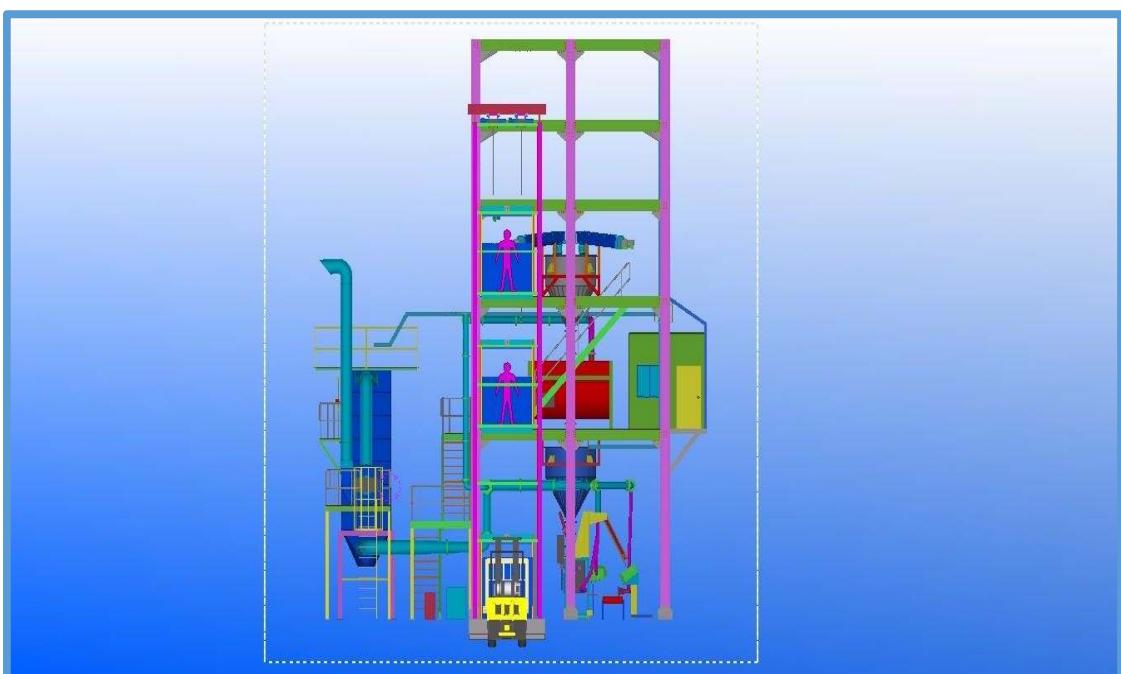


Fig. 1.15 Vista Lateral del Área de Producción

1.4. APORTACION DEL PROYECTO

Para una empresa o industria, la prioridad es lograr un proceso óptimo de acuerdo a las características industriales con maquinaria y tecnología actual para cumplir los estándares de calidad que se exigen hoy en día, dentro de la prioridad se busca cumplir con las restricciones que se presenten ya sean productivas, financieras, ambientales, etc. Para lograr un equilibrio en el proceso que genere utilidades y sea rentable.

Este proyecto pretende diseñar, construir y automatizar un sistema de transporte y almacenamiento de materia prima de la actual planta de Chema en Arequipa; de esta forma se dará solución a la problemática por la que atraviesa la planta de Chema en la actualidad.

Así mismo, se pretende dar solución a los otros problemas por los que atraviesa la planta, los cuales fueron descritos anteriormente y de esta forma eliminar las restricciones que impiden el óptimo funcionamiento de la planta.

1.5. JUSTIFICACION DEL PROYECTO

El sistema actual de transporte y almacenamiento de la planta de Chema permite realizar 8 lotes de producción por turno. En cada lote ingresan al área de producción 3250 kg entre materia prima y aditivos; para lo cual el montacargas realiza 4 viajes al igual que el ascensor ya que el mismo tiene una capacidad de 1000kg.

El tiempo necesario para realizar un lote de producción es de 1 hora, es por tal razón que en un turno de 8 horas se realizan 8 lotes de producción. Pero debido a las constantes averías en el montacargas y en el sistema de elevación se reportan paradas de planta; lo cual se refleja en la disminución de la productividad de la planta.

Con el propósito de optimizar la productividad de la planta, se plantea el diseño de un sistema de transporte y almacenamiento de materia prima, de tal forma que se pueda evaluar las ventajas de funcionamiento de este nuevo sistema.

Tabla 1.3 Programación de un Lote de Producción

ETAPA	TIEMPO (min)
Transporte de MP (Ascensor)	8
Vaciado de MP (Operador)	8
Transporte de MP (Tornillos)	2
Almacenamiento de MP (Tolva 01)	1
Mezclado de MP (Mezclador)	10
Almacenamiento de PT (Tolva 02)	1
Envasado de PT (Payper)	30

Fuente: Propia

1.6. OBJETIVOS DEL PROYECTO

1.6.1. Objetivo General

- Diseñar, construir y automatizar un sistema de transporte y almacenamiento de materia prima para la planta de Chema en Arequipa.

1.6.2. Objetivo Específico

- Diseñar las líneas de suministro del nuevo sistema de transporte y almacenamiento.
- Realizar un análisis de costos del nuevo sistema de transporte y almacenamiento de materia prima.
- Realizar pruebas para poner en operación el nuevo sistema.
- Redactar manuales de operación del nuevo sistema.

1.7. HIPOTESIS DEL PROYECTO

- La operación de un sistema de transporte y almacenamiento que sea altamente rentable para la planta industrial.
- La implantación de un sistema de automatización que permita optimizar el sistema productivo de la planta industrial.

CAPITULO II

ANALISIS DE ALTERNATIVAS

2.1. ESTUDIO DE ALTERNATIVAS

En el estudio de alternativas se analizarán los equipos convenientes para lograr el objetivo planteado, sin dejar de lado la apreciación conceptual del análisis de soluciones existentes.

2.1.1. Proceso A

➤ Sistema de Almacenamiento

Como sistema de almacenamiento se utilizarán 4 silos mecánicos con una capacidad de 60 Ton cada uno, ya que actualmente tenemos 4 tornillos transportadores en la planta.

➤ Sistema de Transporte

Como sistema de transporte se utilizará 2 elevadores de cangilones con una capacidad de 30 Ton/hr cada uno, cada elevador alimentará a 2 silos de forma alternada mediante una válvula diverter; de esta forma se llenará cada silo en 2 horas. El elevador se conecta con los silos mediante tubería de acero.

➤ Ventajas del sistema

Entre las ventajas tenemos: disminución del tiempo de transporte debido al flujo continuo de materia hacia los silos de almacenamiento. Reducción de costos de producción ya que no será necesario personal que vacié las bolsas de materia prima en los tornillos transportadores; y de la misma forma se minimizaran los índices de generación de polvo en este proceso.

➤ Desventajas del sistema

Entre las desventajas tenemos: problemas en la instalación de los elevadores, debido al espacio libre con el que cuenta la planta. Incremento del consumo de energía eléctrica en el momento del arranque de los elevadores. Desgaste excesivo de los cangilones del elevador al momento de transportar el cemento gris y blanco, debido a la alta abrasividad que poseen dichos materiales.

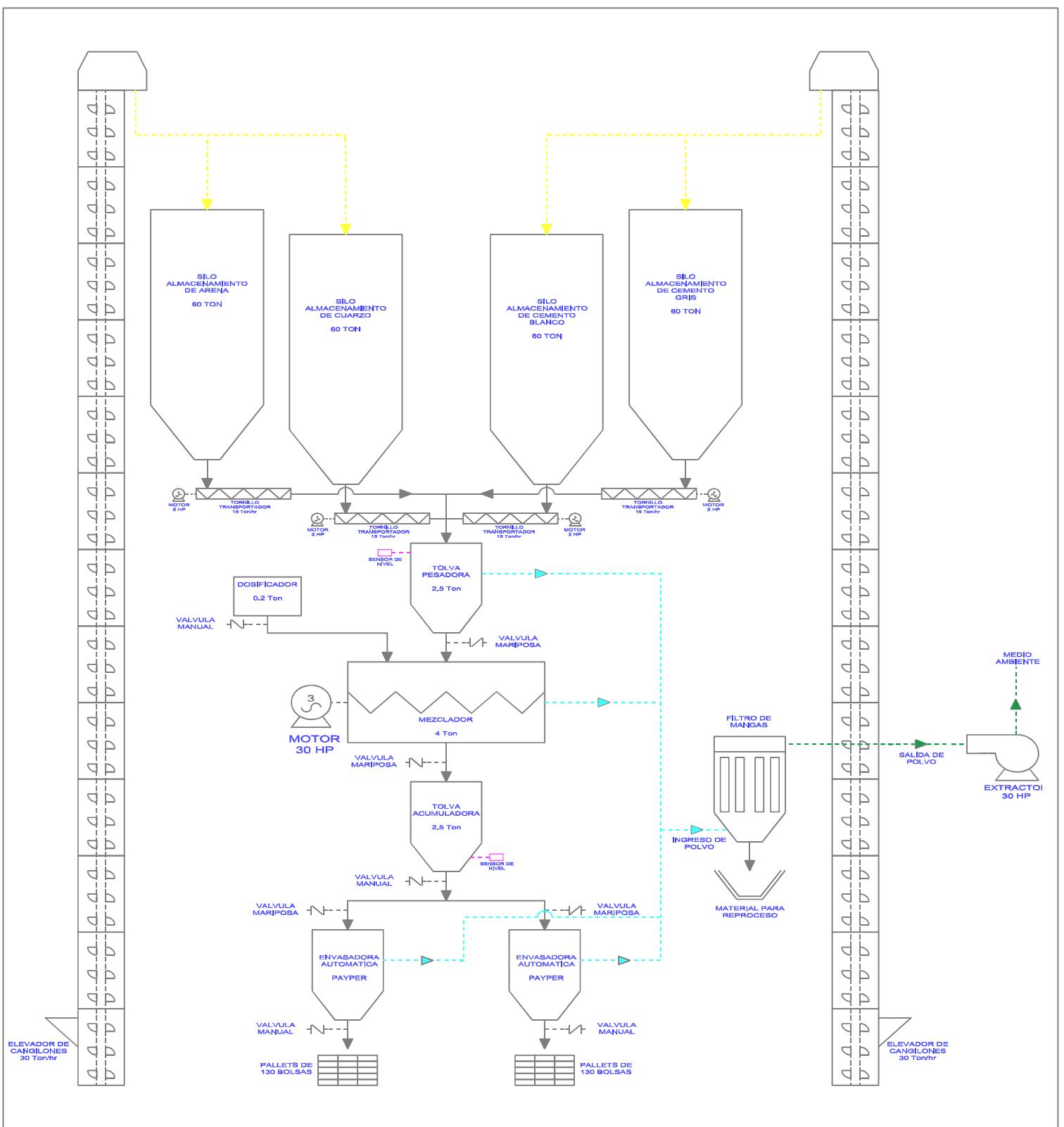


Fig. 2.1 Flujoograma del Proceso A

2.1.2. Proceso B

➤ **Sistema de Almacenamiento**

Como sistema de almacenamiento se utilizarán 4 silos mecánicos con una capacidad de 60 Ton cada uno, ya que actualmente tenemos 4 tornillos transportadores en la planta.

➤ **Sistema de Transporte**

Como sistema de transporte se utilizará 2 tornillos transportadores con una capacidad de 30 Ton/hr cada uno, cada tornillo alimentará a 2 silos de forma alternada mediante una válvula diverter; de esta forma se llenará cada silo en 2 horas. El elevador se conecta con los silos mediante tubería de acero.

➤ **Ventajas del sistema**

Entre las ventajas tenemos: disminución del tiempo de transporte debido al flujo continuo de materia hacia los silos de almacenamiento. Reducción de costos de producción ya que no será necesario personal que vacíe las bolsas de materia prima en los tornillos transportadores; y de la misma forma se minimizaran los índices de generación de polvo en este proceso.

➤ **Desventajas del sistema**

Entre las desventajas tenemos: problemas en la instalación de los tornillos, debido al espacio libre con el que cuenta la planta. Incremento del consumo de energía eléctrica en el momento del arranque de los tornillos. Desgaste excesivo de la artesa de los tornillos al momento de transportar el cemento gris y blanco, debido a la alta abrasividad que poseen dichos materiales.

2.1.3. Proceso C

➤ **Sistema de Almacenamiento**

Como sistema de almacenamiento se utilizarán 4 silos mecánicos con una capacidad de 60 Ton cada uno, ya que actualmente tenemos 4 tornillos transportadores en la planta.

➤ **Sistema de Transporte**

Como sistema de transporte se utilizará 1 elevador de cangilones con una capacidad de 30 Ton/hr, el elevador alimentará a 2 silos de forma alternada mediante una válvula diverter; mientras que los otros dos silos serán alimentados mediante 2 bombonas utilizando el principio de transporte neumático. Las bombonas se conectan con los silos mediante tubería de acero y tendrán una capacidad de 5m³ por temas de espacio.

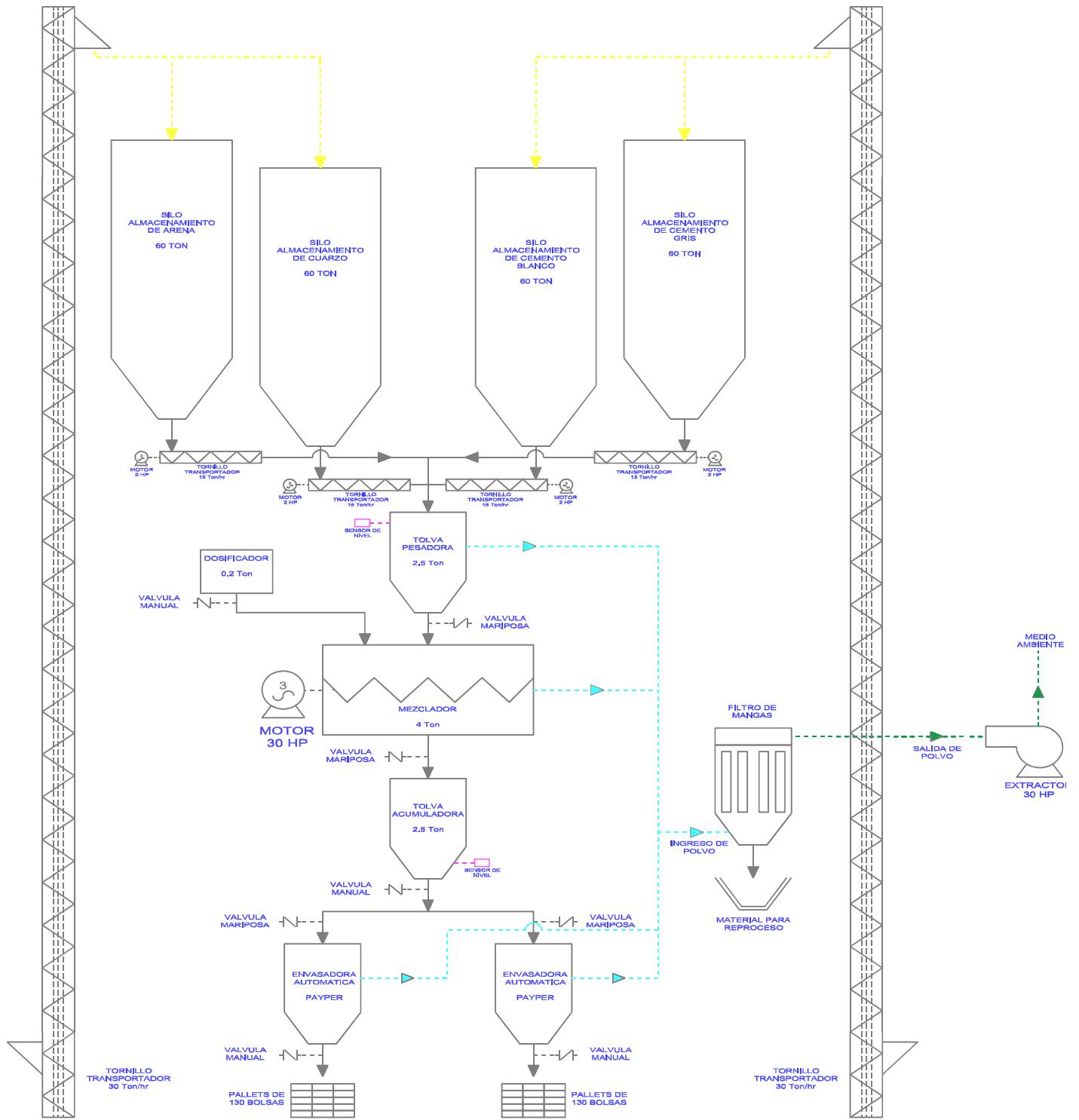


Fig. 2.2 Flujoograma del Proceso B

➤ **Ventajas del sistema**

Entre las ventajas tenemos: disminución del tiempo de transporte debido al flujo continuo de materia hacia los silos de almacenamiento. Reducción de costos de producción ya que no será necesario personal que vacíe las bolsas de materia prima en los tornillos transportadores; y de la misma forma se minimizaran los índices de generación de polvo en este proceso.

➤ **Desventajas del sistema**

Entre las desventajas tenemos: incremento del consumo de aire comprimido de la planta debido a las bombonas. La falta de un mecanismo de alimentación de materia prima hacia la bombona; ya que las bombonas trabajan a presión y por tal necesitan un mecanismo que se aadecue al mismo.

2.1.4. Proceso D

➤ **Sistema de Almacenamiento**

Como sistema de almacenamiento se utilizarán 4 silos mecánicos con una capacidad de 60 Ton cada uno, ya que actualmente tenemos 4 tornillos transportadores en la planta.

➤ **Sistema de Transporte**

Como sistema de transporte se utilizará 1 tornillo transportador con una capacidad de 30 Ton/hr, el tornillo alimentará a 2 silos de forma alternada mediante una válvula diverter; mientras que los otros dos silos serán alimentados mediante 2 bombonas utilizando el principio de transporte neumático. Las bombonas se conectan con los silos mediante tubería de acero y tendrán una capacidad de 5m³ por temas de espacio.

➤ **Ventajas del sistema**

Entre las ventajas tenemos: disminución del tiempo de transporte debido al flujo continuo de materia hacia los silos de almacenamiento. Reducción de costos de producción ya que no será necesario personal que vacíe las bolsas de materia prima en los tornillos transportadores; y de la misma forma se minimizaran los índices de generación de polvo en este proceso.

➤ **Desventajas del sistema**

Entre las desventajas tenemos: incremento del consumo de aire comprimido de la planta debido a las bombonas. La falta de un mecanismo de alimentación de materia prima hacia la bombona; ya que las bombonas trabajan a presión y por tal necesitan un mecanismo que se aadecue al mismo.

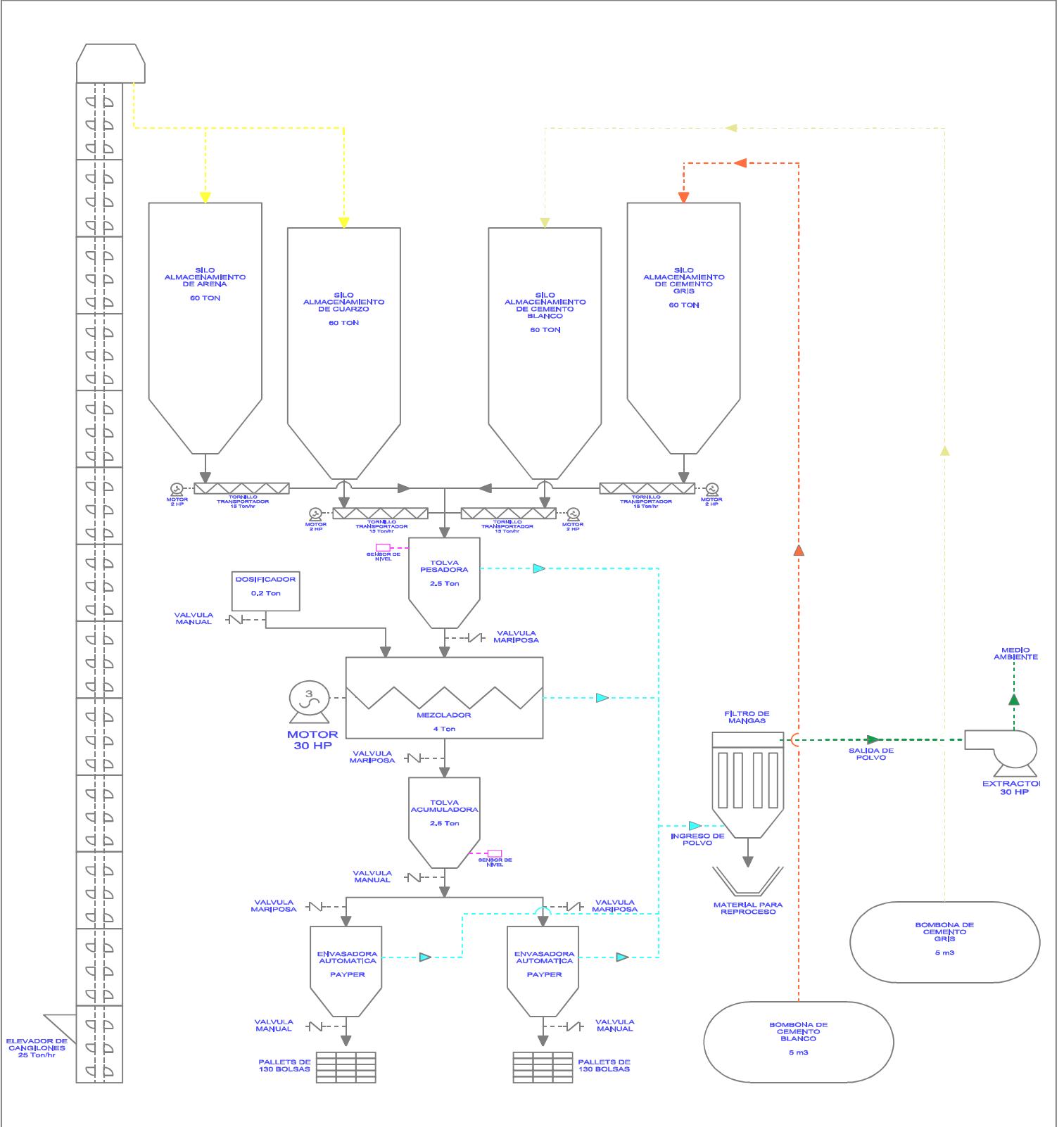


Fig. 2.3 Flujograma del Proceso C

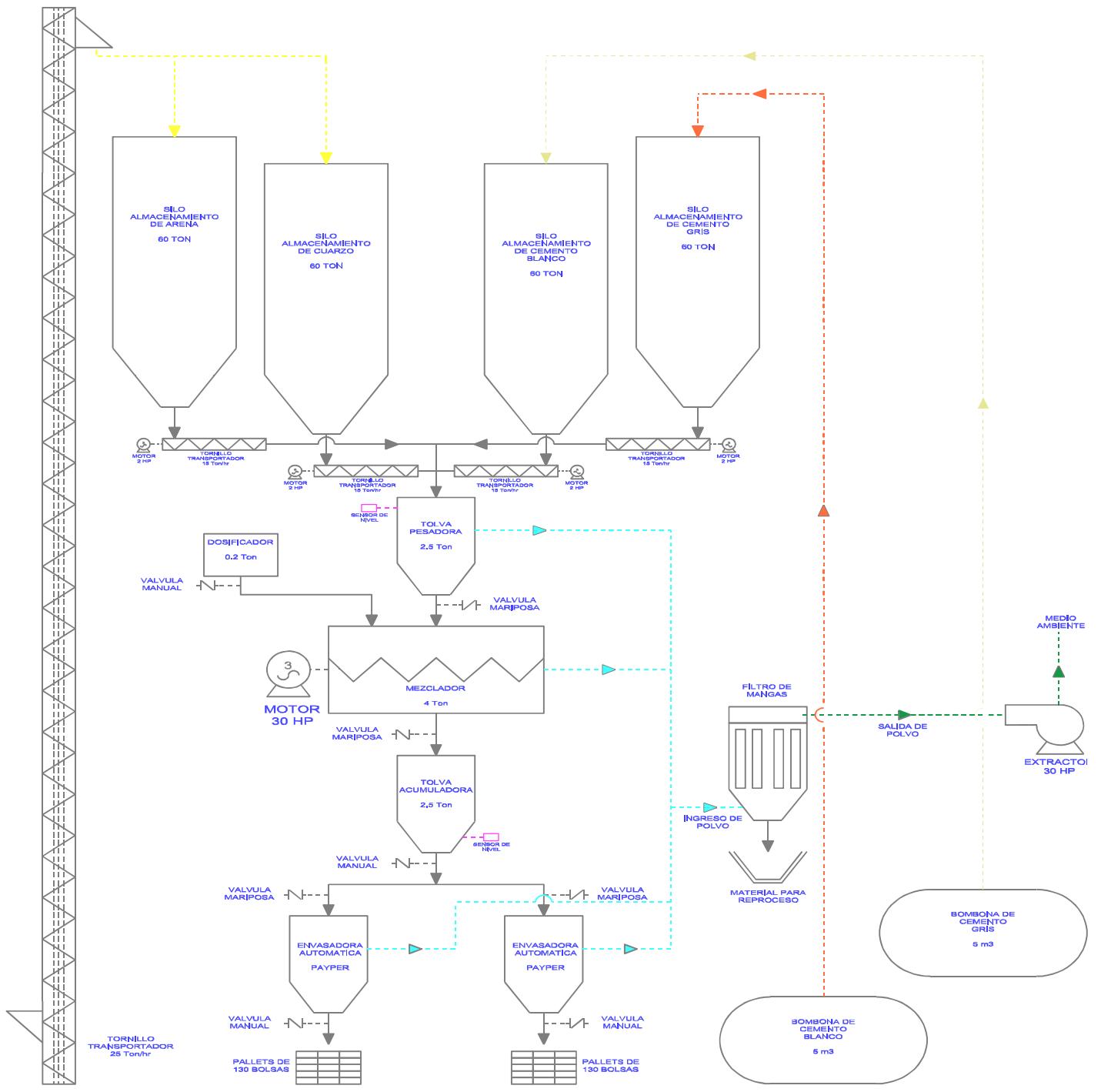


Fig. 2.4 Flujoograma del Proceso D

2.2. SELECCION DEL PROCESO OPTIMO

La selección del proceso óptimo del Sistema de Transporte y Almacenamiento de la presente tesis se realiza evaluando dos aspectos fundamentales: el aspecto técnico y el aspecto económico. Para determinar la valorización de las cuatro alternativas propuestas para encontrar el proceso óptimo se toma como base la Norma VDI 2225.

Tabla 2.1 Escala de Valores VDI 2225

Escala de Valores							
Valoración de Competencia		Encuestas		VDI 2225		Análisis de Valor	
Pto	Significado	Simb.	Significado	Pto	Significado	Pto	Significado
0	Mala	--	Insuficiente	0	Insuficiente	0	Absolutamente inutilizable
		-	Todavía aceptable	1	Apenas aceptable	1	Muy defectuosa
		0	Satisfactoria	2	Suficiente	2	Mala
						3	Aceptable
						4	Suficiente
1	Buena	+	Buena	3	Buena	5	Regular
						6	Buena con pocos defectos
						7	Buena
		++	Muy buena	4	Muy buena (ideal)	8	Muy buena
						9	Sobrepasa lo aspirado
						10	Ideal

Sobre la base de la tabla anterior se evalúan los cuatro procesos en las siguientes tablas como se describe a continuación:

Tabla 2.2 Evaluación Técnica VDI 2225

PROPIEDAD TECNICA	ALTERNATIVAS				
	A	B	C	D	IDEAL
Uso	2	2	3	3	4
Diseño	2	2	4	3	4
Fabricación	3	3	3	3	4
Montaje	2	2	3	3	4
Diversidad de Producción	1	1	4	3	4
Polifuncionalidad	2	2	3	3	4
Total	12	12	20	18	24

$$X_a = 12/24 = 0,5; X_b = 12/24 = 0,5; X_c = 20/24 = 0,83; X_d = 18/24 = 0,75$$

Tabla 2.3 Evaluación Económica VDI 2225

PROPIEDAD ECONOMICA	ALTERNATIVAS				
	A	B	C	D	IDEAL
Costo de Material	4	3	2	2	4
Costo de Fabricación	4	3	3	2	4
Costo de Mano de Obra	2	2	3	3	4
Total	10	8	8	7	12

$$Y_a = 10/12 = 0,83; Y_b = 8/12 = 0,67; Y_c = 8/12 = 0,67; Y_d = 7/12 = 0,58$$

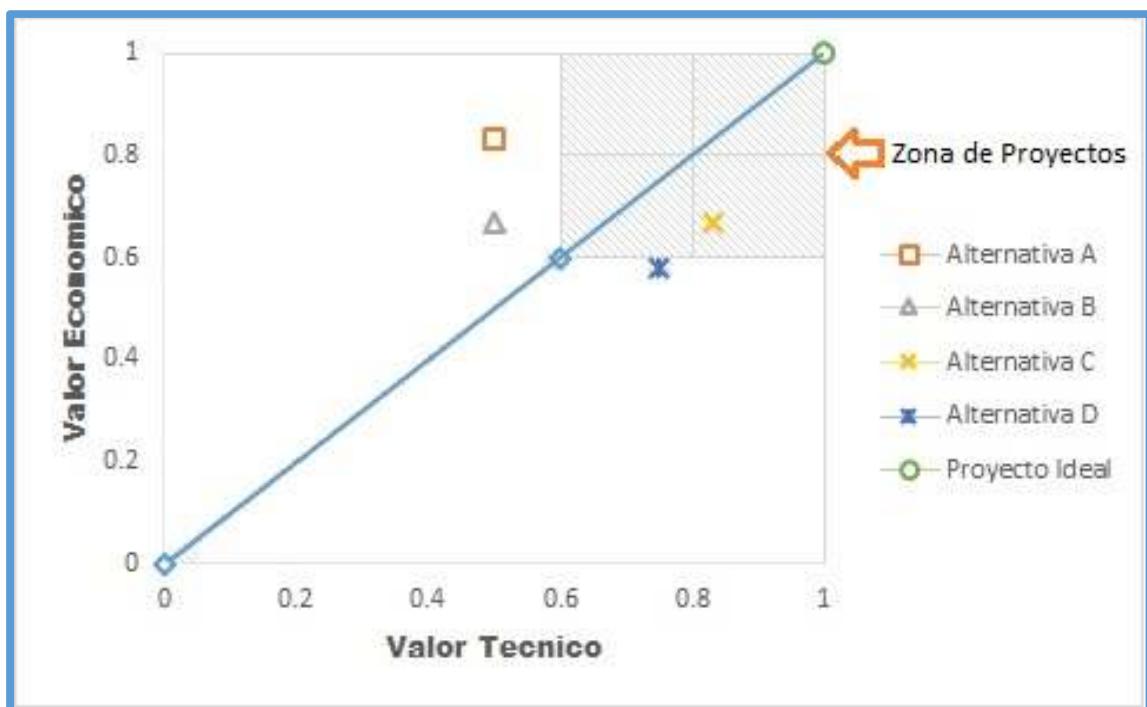


Fig. 2.5 Grafico de Evaluación de Alternativas

De acuerdo al grafico anterior (Fig. 2.5), la alternativa ubicada dentro de la zona de proyectos y que más se acerca al punto de proyecto ideal es la alternativa C, por lo tanto, es el proceso óptimo para el transporte y almacenamiento de la planta.

CAPITULO III

DISEÑO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

En este capítulo se diseñará y seleccionara los diferentes equipos que serán utilizados en el sistema de transporte y almacenamiento de materia prima de la planta, teniendo en cuenta los siguientes parámetros: el diagrama de flujo del proceso que obtuvo el mejor puntaje en la evaluación, en este caso el diagrama de proceso de la alternativa C; y las capacidades que se establecieron en el capítulo anterior.

En el diseño se considera los siguientes equipos:

- Elevador de Cangilones con una capacidad de 30 Ton/hr para transportar arena y cuarzo.
- Bombonas con una capacidad de 5m³ cada uno, para transportar cemento blanco y cemento gris.
- Silos mecánicos con una capacidad de 60 Ton cada uno, para almacenar arena, cuarzo, cemento blanco y cemento gris

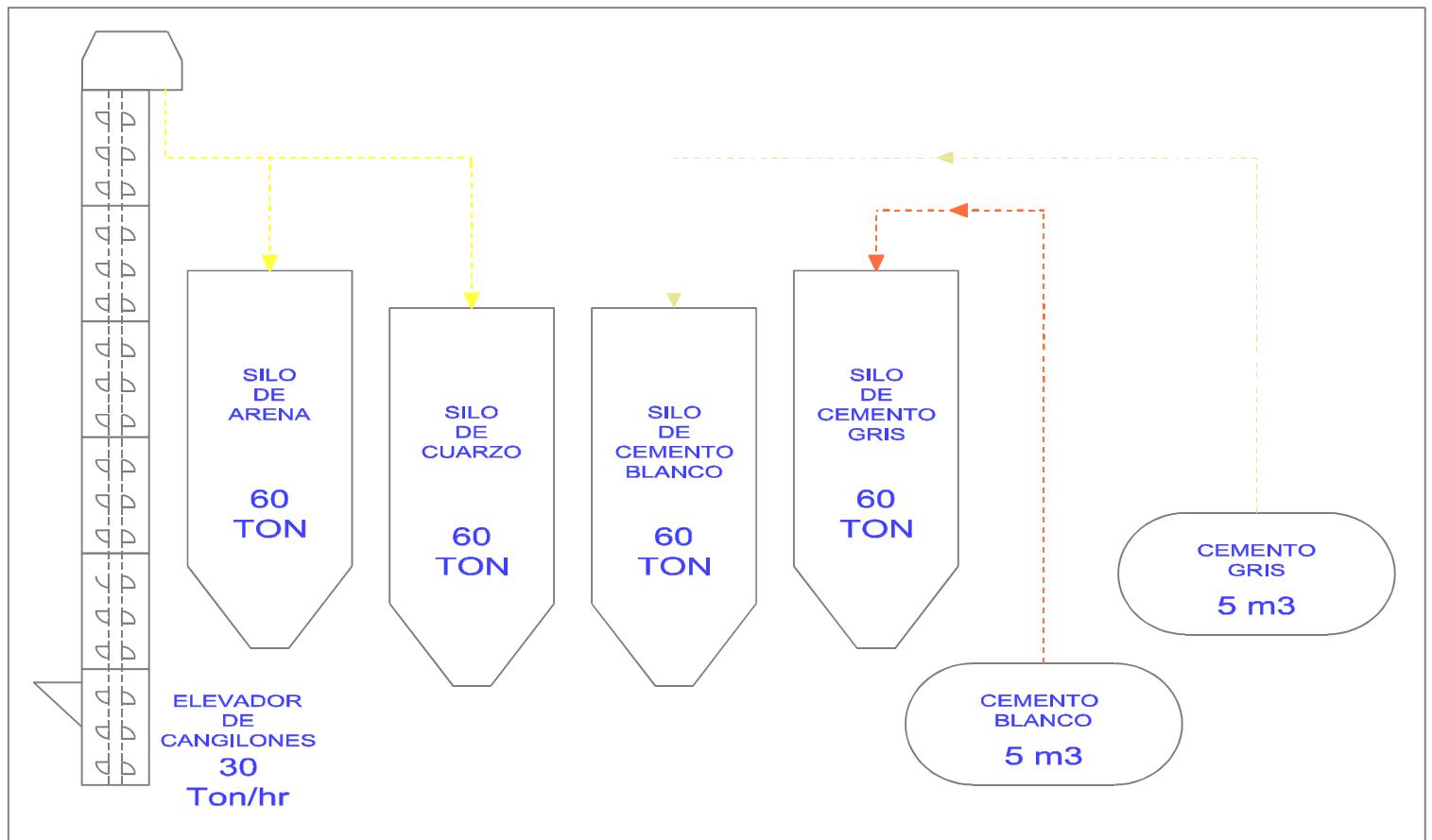


Fig. 3.1 Diagrama de flujo del sistema de transporte y almacenamiento

3.1. SILOS MECANICOS

3.1.1. Generalidades

Un silo es una estructura de contención de material sólido granular, y se utilizan comúnmente en los procesos de producción, para el almacenamiento de materia prima o del producto, de manera de asegurar un stock y el control de flujo en los procesos.

A diferencia del diseño de tanques, una de las características primordiales del diseño de silos es su contenido, al ser un sólido particulado, puede desarrollar importantes esfuerzos de rozamiento con las paredes del silo, de manera que parte importante del peso del contenido puede quedar retenido en las paredes. En consecuencia, estimar la distribución de presiones que genera el material contenido sobre la estructura del silo para las condiciones de operación es una tarea que se torna más compleja que el caso de diseño de tanques en que simplemente se aplica una distribución de presiones hidrostática. Además, es fácil percibirse que dicha distribución de presiones dependerá directamente de las propiedades mecánicas del material contenido.

A lo largo de los años se han propuesto distintas formulaciones para obtener las presiones del material sobre la estructura. La formulación clásica la desarrolló Jansen en 1895, y posteriormente distintos autores propusieron adaptaciones a la formulación de Jansen para ajustarse a los resultados experimentales.

3.1.2. Clasificación de los silos

Existen diversas formas de clasificar los silos. En general, se pueden clasificar de acuerdo a:

- Capacidad
- Geometría
- Patrón de Flujo de Descarga
- Material Estructural

3.1.2.1. Según la capacidad del silo

La clasificación por capacidad es importante debido a que da cuenta del tamaño del silo y de su importancia en el proceso productivo. Evidentemente, a mayor capacidad, mayor importancia, y en consecuencia, mayores son los resguardos que se deben tomar en cuenta en el diseño. En general, los silos de menos de 100 toneladas de capacidad se pueden clasificar como pequeños, entre 100 y 1000 toneladas clasifican como silos de capacidad intermedia, y sobre las 1000 toneladas de capacidad ya se puede hablar de silos grandes.

3.1.2.2. Segundo la geometría del silo

De acuerdo a la geometría, los silos se pueden clasificar por la forma de la sección transversal (circular, cuadrada, poligonal, etc.), por su relación altura-diámetro (esbeltos, chatos, etc.), por la forma de la tolva (plana, baja empinada, cónica, piramidal, etc.). También es posible encontrar silos con paredes en forma de pirámide.

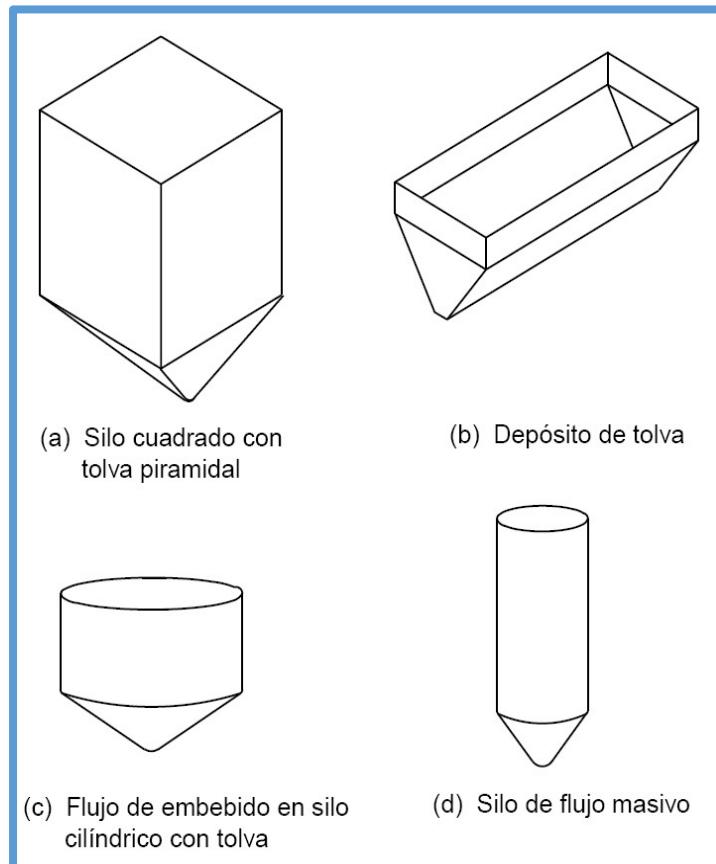


Fig. 3.2 Geometría típica de silos

3.1.2.3. Segundo el patrón de flujo de descarga del silo

Los patrones de flujo de descarga se pueden clasificar como flujo másico (mass flow), Flujo embudo (pipe flow o funnel flow) o una mezcla entre ambos (mixed flow). En el flujo másico, todo el contenido fluye; mientras que en el flujo embudo, quedan zonas de material estanco.

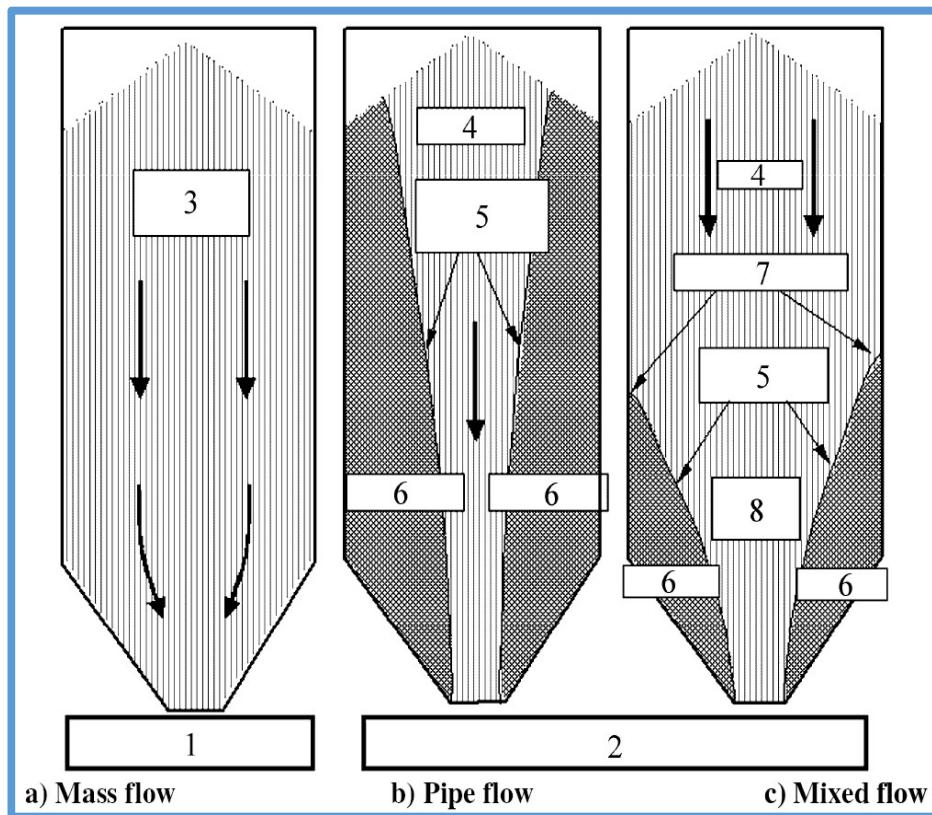


Fig. 3.3 Tipos de flujo de descarga

3.1.2.4. Según el material del silo

Finalmente, los materiales más utilizados para la estructura de los silos son el acero y el hormigón armado. Ambos materiales presentan ventajas y desventajas para su utilización en silos.

El acero permite estructuras livianas, de fácil y rápido armado, con posibilidades de desmontaje, traslado y reutilización. El comportamiento membranal de los silos de acero le permiten resistir las cargas asimétricas en el perímetro con un buen desempeño. Sin embargo, dada la importante carga de compresión que pueden llegar a tomar las paredes, el tema del pandeo del manto puede volverse complejo.

El hormigón es una buena opción en caso de silos de gran altura y capacidad, ya que por lo general no presenta problemas de pandeo en el manto. Sin embargo, se debe tener cuidado con las tracciones anulares generadas producto de las cargas asimétricas en el perímetro.

3.1.3. Formulación Clásica

3.1.3.1. Nomenclatura

En la fig. 3.4 se representan las distintas presiones que ocurren al interior del silo. Para dicha representación, y para las fórmulas que se desarrollan a continuación, se utiliza la siguiente nomenclatura:

$P_v(z)$: Presión vertical en el contenido a la presión z

$P_h(z)$: Presión horizontal en el contenido a la profundidad z

$P_w(z)$: Presión de rozamiento en entre el contenido y la pared del silo

P_n : Presión normal a la superficie de la tolva

P_t : Presión tangencial a la superficie de la tolva

γ : Peso específico del material contenido

\emptyset : Angulo de fricción interna del material contenido

K : Razón entre la presión vertical y presión horizontal del material contenido

μ : Coeficiente de rozamiento entre el material contenido y el silo

A : Área de la sección transversal del silo

U : Perímetro de la sección transversal del silo

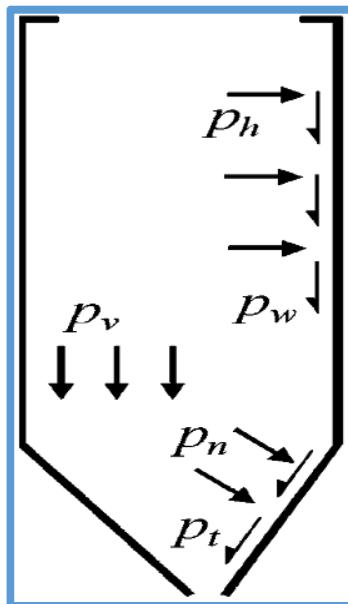


Fig. 3.4 Presiones generadas en un silo

3.1.3.2. Fórmulas de Jansen

Jansen planteo el equilibrio en una sección diferencial de material contenido, utilizando las siguientes hipótesis:

- La distribución de presiones verticales es uniforme en la sección transversal del silo.
- El diámetro del silo es constante a lo alto del silo.
- Las propiedades mecánicas del material contenido (γ , ϕ , K , μ) no varían con la profundidad.
- No hay interacción elástica entre el material contenido y las paredes del silo.

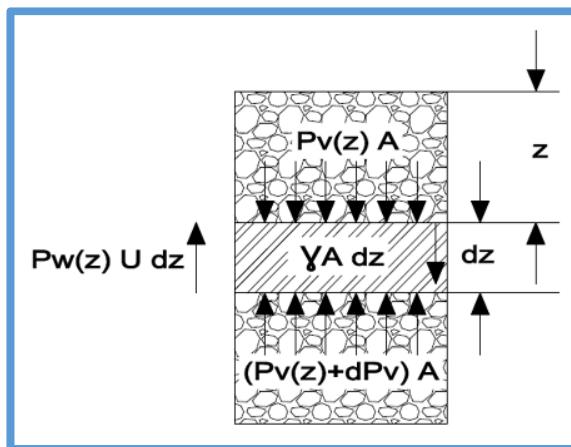


Fig. 3.5 Esfuerzos en un elemento diferencial

Con estas consideraciones se obtiene la siguiente ecuación de equilibrio de fuerzas en la sección transversal:

$$P_v(z).A + \gamma.A.dz = (P_v(z) + dP_v).A + P_w(z).U.dz \quad [\text{Ec. 3-1}]$$

La presión de rozamiento se puede escribir en función de la presión normal a la superficie mediante la ley de Coulomb:

$$P_w(z) = \mu.P_h(z) \quad [\text{Ec. 3-2}]$$

Utilizando la Ec. 3-2 en la Ec. 3-1, y dividiendo esta última por A, se obtiene:

$$P_v(z) + \gamma.dz = P_v(z) + dP_v(z).dz/dz + \mu.P_h(z).U.dz/A \quad [\text{Ec. 3-3}]$$

La presión horizontal se puede escribir en términos de la presión vertical:

$$P_h(z) = K.P_v(z) \quad [\text{Ec. 3-4}]$$

Introduciendo la Ec. 3-4 en la Ec. 3-3 y despejando la derivada de la presión vertical, se obtiene:

$$dP_v(z)/dz = \gamma - \mu.K.P_v(z).U/A \quad [\text{Ec. 3-5}]$$

La Ec. 3-5 corresponde a la ecuación diferencial que rige la ley de presiones verticales del material. Para resolverla basta con imponer la condición de borde de presión vertical nula en la superficie libre media, con lo que se obtiene:

$$P_v(z) = \left(\frac{\gamma \cdot A}{\mu \cdot K \cdot U} \right) \cdot \left(1 - e^{-\frac{\mu \cdot K \cdot z}{A/U}} \right) \quad [\text{Ec. 3-6}]$$

En la Ec. 3-6, en conjunto con la Ec. 3-2 y la Ec. 3-4 forman el set de ecuaciones básicas de Jansen para las distribuciones de presión vertical, horizontal y de rozamiento.

3.1.4. Formulación Moderna

El cálculo y dimensionado de silos para el almacenamiento de materiales granulares o polvorientos viene regulado por normas diferentes según los países en que deben implementarse. En el mundo occidental, las normas más utilizadas son la ANSI-ASAE EP_433 en Estados Unidos y la DIN 1055_6 en Alemania y en otros países europeos bajo su influencia o que no poseen norma propia. Además, la Unión Europea ha elaborado el EUROCODIGO EN 1991-4:2016.

En las diferentes normas existen similitudes, basadas todas ellas en el planteamiento dado por Jansen. Si bien, las mismas quedan modificadas con coeficientes de mayoración debido a las sobrepresiones durante la descarga de los silos.

Tabla 3.1 Cuadro comparativo de las normas de diseño

NORMA	PAÍS	DESCRIPCION
ANSI-ASAE EP_433	USA	Es la norma menos exigente y la más sencilla de aplicar.
DIN 1055_6	ALEMANIA	Es la norma más complicada a la hora de determinar el valor de las sobrepresiones.
EUROCODIGO EN 1991-4:2016	UNION EUROPEA	Es la norma que considera los valores más desfavorables en el cálculo de la presión horizontal, la presión vertical y la presión de rozamiento.

3.2. DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE ARENA

Procedemos con el cálculo y diseño del silo para almacenamiento de arena de 60 Ton de capacidad, para lo cual utilizaremos la norma europea **EN 1991-4:2016** y la norma americana **ASME Sección VIII, división 1** como normas de diseño.

3.2.1 Dimensionamiento del silo de arena

3.2.1.1. Diámetro del cuerpo del silo

El diámetro del cuerpo del silo estará determinado en función al espacio de la estructura existente en la planta, según la cual tenemos un espacio de (3201 x 3201) mm por cada silo; por lo tanto, el diámetro del cuerpo del silo será de 3000mm.

Todo esto se adjunta en el grafico siguiente:

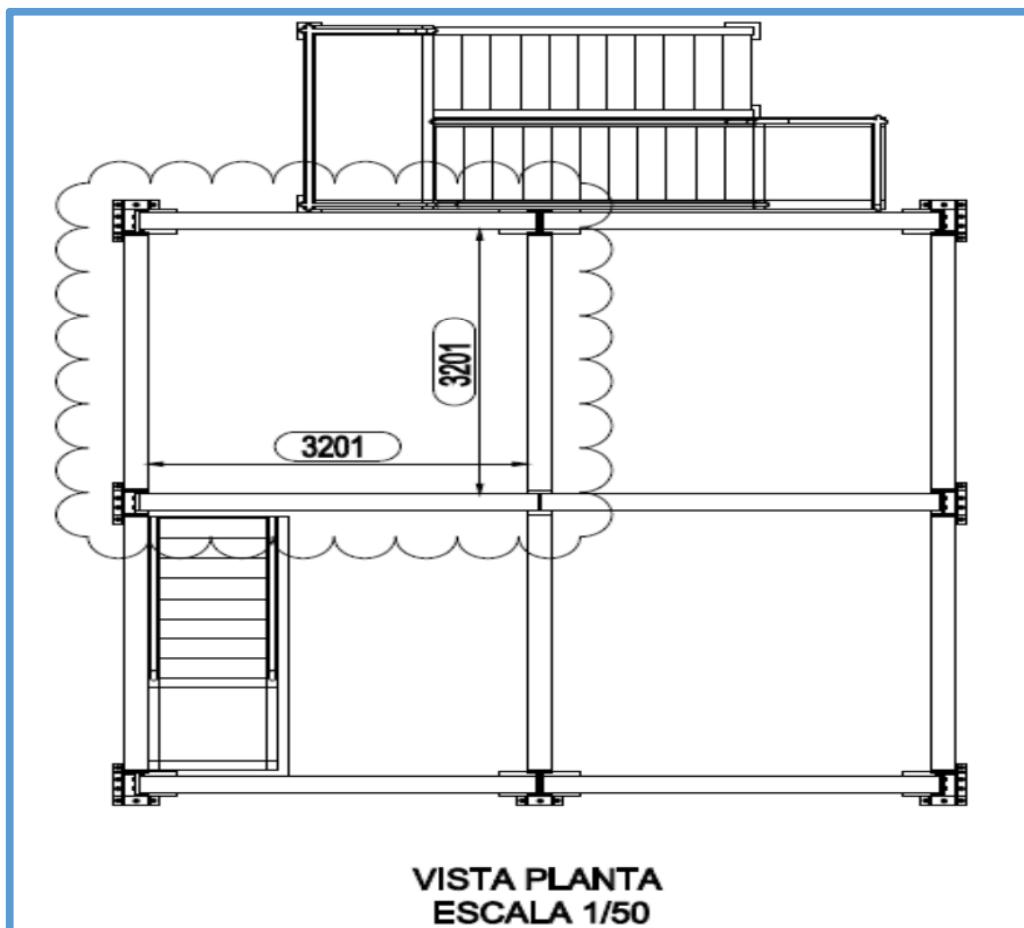


Fig. 3.6 Vista de planta del área de producción

3.2.1.2. Diámetro de salida de la tolva

El diámetro de salida de la tolva estará determinado en función de la compuerta del equipo que recibirá el material proveniente del silo, que en este caso es un tornillo transportador; el cual tiene una compuerta de (320 x 400) mm; por lo tanto, el diámetro de salida de la tolva será de 300mm. A si mismo se debe prever un ángulo de inclinación no muy pronunciado, ya que generaría una gran altura de la tolva; por lo tanto, tomaremos un ángulo de inclinación de la tolva igual a 30°.

Todo esto se adjunta en el grafico siguiente:

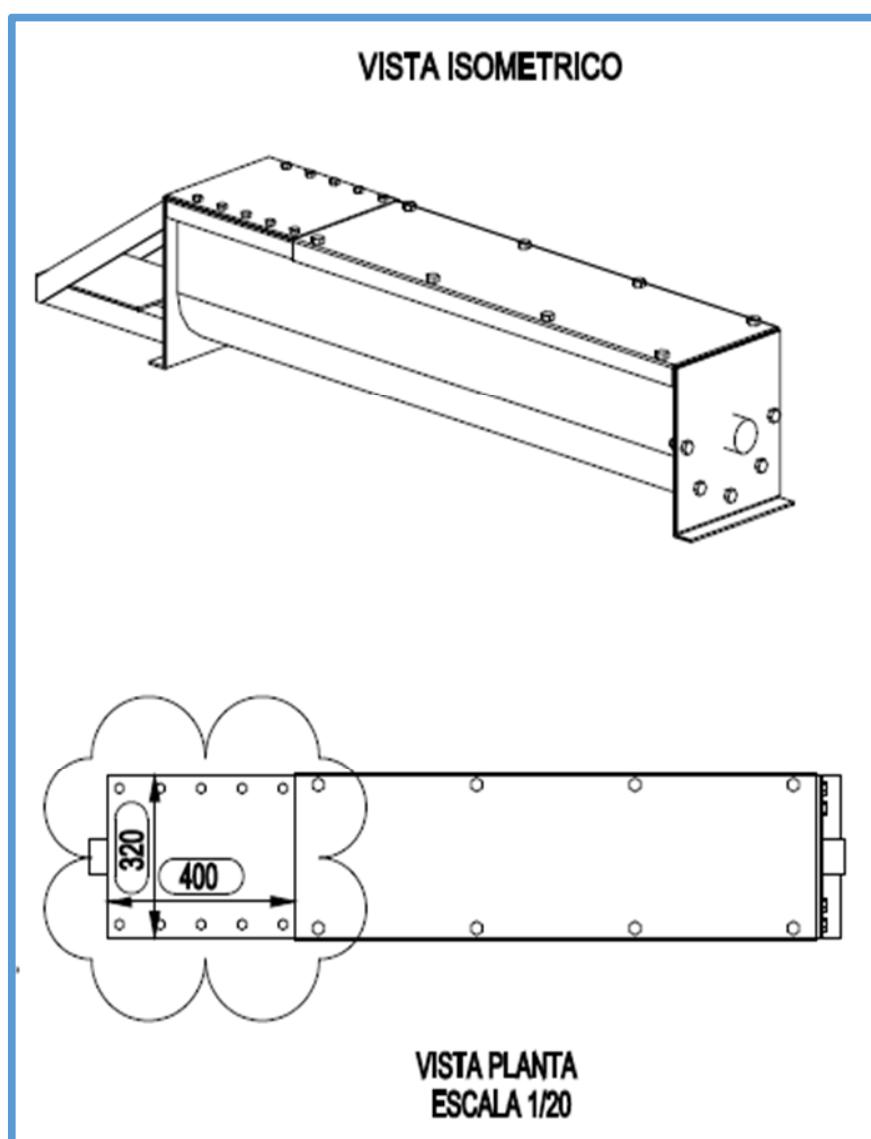


Fig. 3.7 Vista isométrico del tornillo transportador

3.2.1.3. Calculo del volumen de la tolva

El volumen de la tolva se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$V_{tolva} = \frac{\pi}{12} \cdot H_{tolva} \cdot (D_1^2 + D_1 \cdot D_2 + D_2^2) \quad [\text{Ec. 3-7}]$$

Donde:

D_1 = Diámetro del cuerpo del silo

D_2 = Diámetro de salida de la tolva

H_{tolva} = Altura de la tolva

V_{tolva} = Volumen de la tolva

$$V_{tolva} = \frac{\pi}{12} (2.34 \text{ m}) [(3 \text{ m})^2 + (3 \times 0.3) \text{ m} + (0.3 \text{ m})^2]$$

$$V_{tolva} = 6.11 \text{ m}^3$$

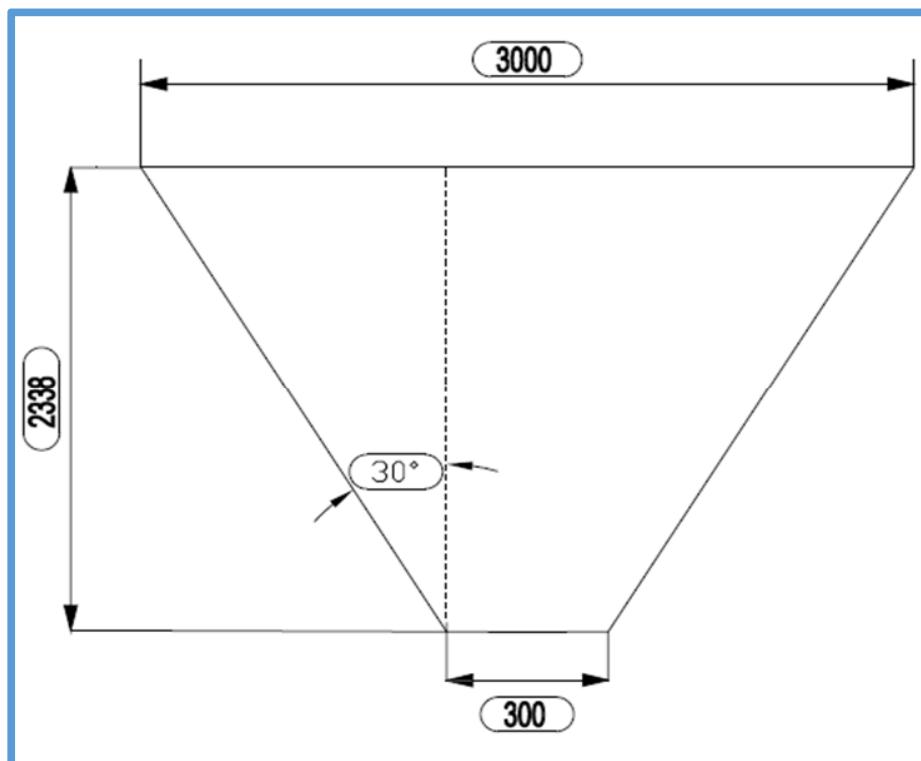


Fig. 3.8 Tolva de arena

3.2.1.4. Calculo del volumen de la pila de arena

El volumen de la pila de arena se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$V_{pila} = \frac{\pi}{12} \cdot D_1^2 \cdot H_w \quad [\text{Ec. 3-8}]$$

Donde:

D_1 = Diámetro del cuerpo del silo

H_w = Altura de la pila que se forma en el nivel superior de la arena

V_{pila} = Volumen de la pila de arena

La altura de la pila de arena se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$\tan \varphi_r = \frac{H_w}{R_1} \quad [\text{Ec. 3-9}]$$

Donde:

φ_r = Angulo de reposo de la arena

R_1 = Radio del cuerpo del silo

H_w = Altura de la pila que se forma en el nivel superior de la arena

$$\tan 39^\circ = \frac{H_w}{1.5 \text{ m}}$$

$$H_w = 1.21 \text{ m}$$

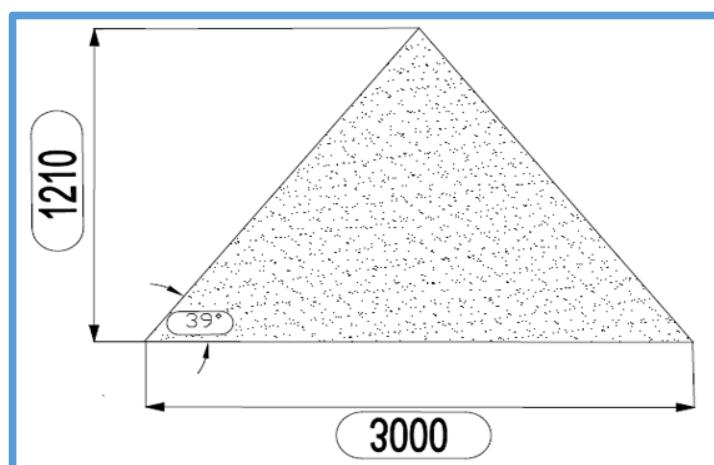


Fig. 3.9 Pila de arena formada en el nivel superior del material

Por lo tanto, utilizando la Ec. 3-8 el volumen de la pila de arena será:

$$V_{pila} = \frac{\pi}{12} \cdot (3\text{ m})^2 \cdot (1.21\text{ m})$$

$$V_{pila} = 2.86\text{ m}^3$$

3.2.1.5 Calculo de la altura del cuerpo del cilindro

La altura del cuerpo del silo se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$H_m = \frac{m_c}{\rho_a \cdot A} \quad [\text{Ec. 3-10}]$$

Donde:

m_c = Masa de arena contenida en el cilindro

ρ_a = Densidad de la arena

A = Área de la sección circular del cuerpo

H_m = Altura del cuerpo del silo

Para determinar la masa de arena contenida en el cilindro, utilizaremos la siguiente formula:

$$m_c = \rho_a \cdot V_c \quad [\text{Ec. 3-11}]$$

Donde:

m_c = Masa de arena contenida en el cilindro

ρ_a = Densidad de la arena

V_c = Volumen ocupado por el cilindro

Para calcular el volumen ocupado por el cilindro, utilizaremos la siguiente formula:

$$V_c = V - V_{tolva} - V_{pila} \quad [\text{Ec. 3-12}]$$

Donde:

V = Capacidad volumétrica del silo

V_{pila} = Volumen ocupado por la pila de arena

V_{tolva} = Volumen ocupado por la tolva de arena

Ahora para calcular la capacidad volumétrica del silo utilizaremos la Ec. 3-11, sabiendo que la capacidad total del silo es 60 Ton.

$$V = \frac{60000 \text{ Kg}}{1427.12 \text{ Kg/m}^3}$$

$$V = 42.04 \text{ m}^3$$

Ahora calculemos el volumen ocupado por el cilindro mediante la Ec. 3-12:

$$V_c = (42.04 - 6.11 - 2.86) \text{ m}^3$$

$$V_c = 33.07 \text{ m}^3$$

Ahora calculemos la masa de arena contenida en el cilindro mediante la Ec. 3-11:

$$m_c = (1427.12 \text{ Kg/m}^3) \times (33.07 \text{ m}^3)$$

$$m_c = 47189.13 \text{ Kg}$$

Por lo tanto, la altura del cuerpo del cilindro se calcula mediante la Ec. 3-10:

$$H_m = \frac{m_c}{\rho_{ca} \cdot A}$$

$$H_m = \frac{47189.13 \text{ Kg}}{(1427.12 \text{ Kg/m}^3) \cdot (7.07 \text{ m}^2)}$$

$$H_m = 4.68 \text{ m}$$

La altura total del cuerpo del cilindro es igual a la altura del cuerpo del cilindro, más la altura de la pila de arena y un 10% adicional por recomendación de la norma.

$$H_t = H_m + H_w + 0.1 \cdot (H_m + H_w) \quad [\text{Ec. 3-12}]$$

$$H_t = 4.68 \text{ m} + 1.21 \text{ m} + (0.1 \cdot (4.68 + 1.21)) \text{ m}$$

$$H_t = 6.48 \text{ m}$$

Todos los cálculos realizados para dimensionar el silo de arena se representan en el siguiente gráfico:

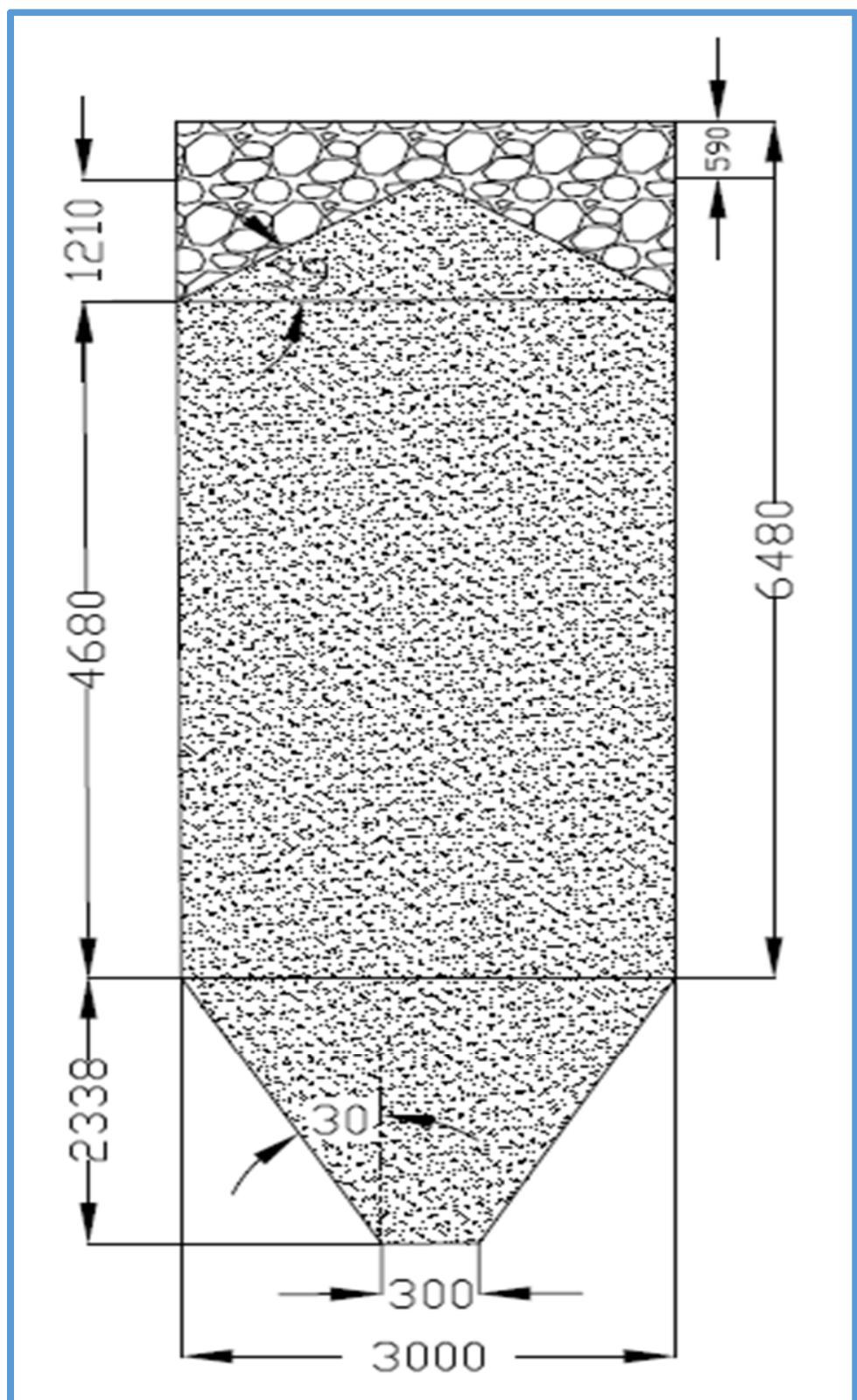


Fig. 3.10 Silo de arena

3.2.2. Calculo de presiones del silo de arena

Para calcular las presiones que se desarrollan en el silo utilizaremos la norma EN 1991-4:2016, por lo tanto, procedemos a clasificar el silo de acuerdo a lo indicado por la norma y finalmente calcularemos las presiones generadas en el silo.

3.2.2.1 Clasificación del silo de arena

El Eurocodigo clasifica a los silos de acuerdo al material de la pared del silo, a su esbeltez y de acuerdo a clases definidas en la clasificación denominada “Action Assessment Classification” (ACC).

➤ Clasificación del silo según ACC

Según la tabla 3.2 y tomando en cuenta la capacidad del silo se procede a clasificar el silo. En nuestro caso el silo tiene una capacidad de 60 ton y según la tabla 3.2 corresponde a la Clase 1.

Tabla 3.2 Clasificación del silo según ACC

AAC	Descripción
Clase 3	Más de 10000 T de capacidad Más de 1000 T de capacidad y una de las siguientes condiciones: a) gran excentricidad de vaciado ($e_0/d_c > 0.25$) b) Silos bajos con gran excentricidad de llenado ($e_t/d_c > 0.25$)
Clase 2	Silos que no pertenecen a las otras clases
Clase 1	Menos de 100 T de capacidad

Fuente: EN 1991-4:2016

➤ Clasificación del silo según su esbeltez

Según la tabla 3.3 y tomando en cuenta la relación de esbeltez se procede a clasificar al silo.

Tabla 3.3 Clasificación según la esbeltez del silo

Clasificación	Espeltez h_c/d_c
Esbeltos	Más de 2.0
Intermedios	Entre 1.0 y 2.0
Chatos	Menos de 1.0
Silos de Retención	Menos de 0.4

Fuente: EN 1991-4:2016

La relación de esbeltez se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$\delta = \frac{H_c}{D_1} \quad [\text{Ec. 3-13}]$$

Donde:

δ = Relación de esbeltez

H_c = Altura equivalente del silo

D_1 = Diámetro del cuerpo del silo

La altura equivalente del silo se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$H_c = H_m + H_o \quad [\text{Ec. 3-14}]$$

Donde:

H_o = Distancia del Centroide de la pila al punto más bajo de la misma

$$H_o = \frac{1210 \text{ mm}}{3}$$

$$H_o = 403 \text{ mm}$$

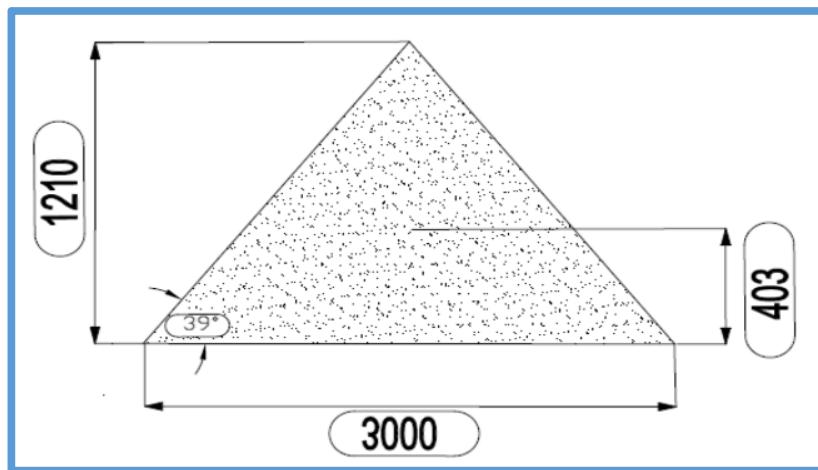


Fig. 3.11 Centroide de la pila de arena

Ahora, la altura equivalente del silo según la Ec. 3-14 será:

$$H_c = 4.68 \text{ m} + 0.40 \text{ m}$$

$$H_c = 5.08 \text{ m}$$

Por lo tanto, la relación de esbeltez según la Ec. 3-13 será:

$$\delta = \frac{5.08 \text{ m}}{3 \text{ m}}$$

$$\delta = 1.69$$

Según la tabla 3.3, esta relación de esbeltez corresponde a un silo de esbeltez intermedia.

➤ **Clasificación del silo de acuerdo al material de su pared**

Según la tabla 3.4 y tomando en cuenta el material de la pared del silo se procede a clasificar el silo. En nuestro caso será fabricado de acero al carbono estructural A-36 y según tabla 3.4 corresponde a la categoría D2.

Tabla 3.4 Clasificación según el material de la pared del silo

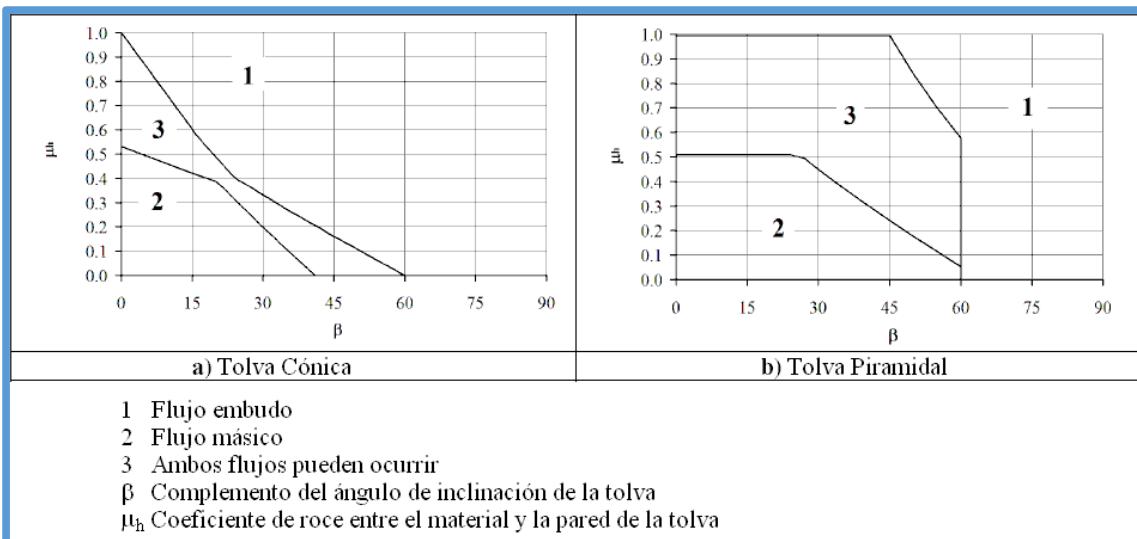
Category	Descriptive title	Typical wall materials
D1	Low friction classed as “Slippery”	Cold-rolled stainless steel Polished stainless steel Coated surface designed for low friction Polished aluminium Ultra high molecular weight polyethylene ^a
D2	Moderate friction classed as “Smooth”	Smooth mild carbon steel (welded or bolted construction) Mill finish stainless steel Galvanized carbon steel Oxidized aluminium Coated surface designed for corrosion resistance or abrasive wear
D3	High friction classed as “Raspy”	Off form concrete, steel finished concrete or aged concrete Aged (corroded) carbon steel Abrasion resistant steel Ceramic tiles
D4	Irregular	Horizontally corrugated walls Profiled sheeting with horizontal ribs Non-standard walls with large aberrations

Fuente: EN 1991-4:2016

➤ **Clasificación del silo de acuerdo al patron de flujo**

Según la tabla 3.5 y tomando en cuenta el angulo de inclinación de la tolva y el coeficiente de rozamiento entre el material y las paredes del silo se procede a clasificar el silo. En nuestro caso la arena posee un μ_m igual a 0.48 y un β igual a 30° y según la fig. 3.12 corresponde a un flujo embudo.

Tabla 3.5 Patron de flujo de Material del silo



Fuente: EN 1991-4:2016

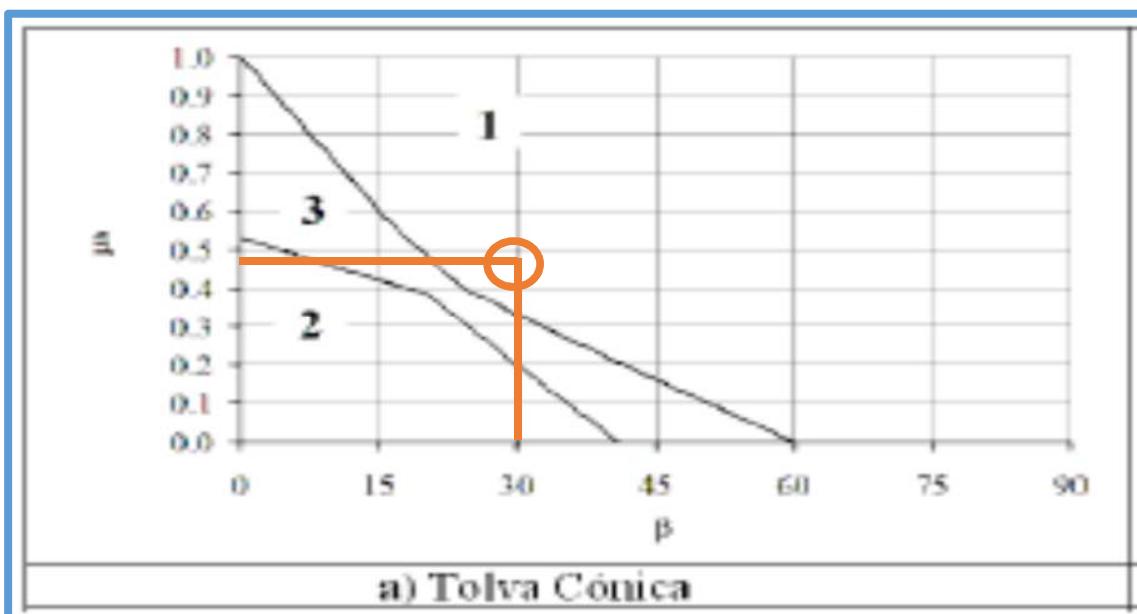


Fig. 3.12 Determinacion del patron de flujo

3.2.2.2. Calculo de la presión horizontal de llenado

La presión horizontal sobre las paredes verticales de un silo de esbeltez intermedia, se calcula mediante las siguientes ecuaciones:

$$P_{hf} = P_{ho} \cdot Y_r \quad [\text{Ec. 3-15}]$$

$$P_{ho} = \gamma \cdot K_m \cdot Z_o \quad [\text{Ec. 3-16}]$$

$$Y_r = 1 - \left(\frac{H_c - H_o}{Z_o - H_o} + 1 \right)^n \quad [\text{Ec. 3-17}]$$

$$Z_o = \frac{1}{K_m \cdot \mu_m} \cdot \frac{A}{U} \quad [\text{Ec. 3-18}]$$

$$n = -(1 + \tan \varphi_r) \cdot \left(1 - \frac{H_o}{Z_o} \right) \quad [\text{Ec. 3-19}]$$

Donde:

P_{hf} = Presión horizontal de llenado

P_{ho} = Presión horizontal asintótica a gran profundidad

K_m = Radio de presiones

Y_r = Función de variación de la presión con la altura

Z_o = Característica asintótica de Jansen

Para empezar con el cálculo de presiones en el silo, debemos tener en cuenta los parámetros del material dados en la tabla 3.6 y los valores característicos de los parámetros del material dados en la tabla 3.7.

Los valores característicos se obtienen utilizando las siguientes ecuaciones:

$$X_u = X_m \cdot a_x \quad [\text{Ec. 3-20}]$$

$$X_l = X_m / a_x \quad [\text{Ec. 3-21}]$$

Donde:

X_u = Valor característico más alto

X_l = Valor característico más bajo

X_m = Valor promedio de un parámetro del material

a_x = Coeficiente característico de un parámetro del material

Tabla 3.6 Propiedades de los sólidos particulados

Sólido Particulado	Peso Unitario γ	Ángulo de Reposo ϕ_r	Ángulo de Fricción Interna ϕ_i	Razón de Presión Lateral K	Coeficiente de Fricción del material con la pared $\mu = \tan \phi_w$						Mean	Factor	Mean	Factor	Mean	Mean	Mean	Factor
	γ	ϕ_r	ϕ_i	K_m	a_k	Wall type D1	Wall type D2	Wall type D3	a_u	Mean	Factor	Mean	Factor	Mean	Mean	Mean	Factor	
			Mean	Factor	Mean	Factor	Mean	Mean	Mean	Mean	Factor	Mean	Factor	Mean	Mean	Mean	Factor	
	kN/m ³	Grados	Grados															
Agregado	17.0	18.0	38	31	1.16	0.52	1.15	0.39	0.49	0.59	1.12							
Alumina	10.0	12.0	36	30	1.22	0.54	1.20	0.41	0.48	0.51	1.07							
Arena	14.0	16.0	39	36	1.09	0.45	1.11	0.38	0.48	0.57	1.16							
Azúcar	8.0	9.5	38	32	1.19	0.50	1.20	0.46	0.51	0.56	1.07							
Cal	6.0	8.0	34	27	1.26	0.58	1.20	0.36	0.41	0.51	1.07							
Caliza	11.0	13.0	38	30	1.22	0.54	1.20	0.41	0.51	0.56	1.07							
Carbon	7.0	10.0	38	31	1.16	0.52	1.15	0.44	0.49	0.59	1.12							
Cebada	7.0	8.0	31	28	1.14	0.59	1.11	0.24	0.33	0.48	1.16							
Cemento Blanco	8.5	9.0	31	28	1.14	0.59	1.11	0.24	0.33	0.48	1.16							
Cemento Gris	7.0	8.0	29	25	1.16	0.63	1.11	0.24	0.38	0.48	1.16							
Ceniza	8.0	15.0	41	35	1.16	0.46	1.20	0.51	0.62	0.72	1.07							
Cuarzo	16.0	18.0	35	32	1.12	0.50	1.20	0.36	0.46	0.56	1.16							
Fosfato	16.0	22.0	34	29	1.18	0.56	1.15	0.39	0.49	0.54	1.12							
Harina	6.5	7.0	45	42	1.06	0.36	1.11	0.24	0.33	0.48	1.16							
Maíz	7.0	8.0	35	31	1.14	0.53	1.14	0.22	0.36	0.53	1.24							
Mineral de Hierro	19.0	22.0	36	31	1.16	0.52	1.15	0.49	0.54	0.59	1.12							
Remolacha	6.5	7.0	36	31	1.16	0.52	1.15	0.35	0.44	0.54	1.12							
Soya	7.0	8.0	29	25	1.16	0.63	1.11	0.24	0.38	0.48	1.16							
Trigo	7.5	9.0	34	30	1.12	0.54	1.11	0.24	0.38	0.57	1.16							

Fuente: EN 1991-4:2016

Tabla 3.7 Valores característicos para evaluación de cargas

Propósito		Valor característico a usar		
		Coeficiente de roce con paredes μ	Coeficiente de empuje lateral K	Ángulo de fricción interna ϕ
Paredes verticales	Máxima presión normal en la pared vertical	Mínimo	Máximo	Mínimo
	Máxima fricción sobre la pared vertical	Máximo	Máximo	Mínimo
	Máxima carga vertical sobre el fondo	Mínimo	Mínimo	Máximo
Propósito		Coeficiente de roce con paredes μ	Coef. presiones en la tolva F	Ángulo de fricción interna ϕ
Tolva	Máximas presiones de llenado	Mínimo para la tolva	Mínimo	Mínimo
	Máximas presiones de vaciado	Mínimo para la tolva	Máximo	Máximo

Fuente: EN 1991-4:2016

En nuestro caso, para calcular la presión horizontal de llenado necesitamos calcular los valores característicos de K_m y μ_m de la arena:

- K_m = Radio de presiones
- $K_m = 0.45$ (Según tabla 3.6)
- $a_k = 1.11$ (Según tabla 3.6)

Ahora utilizando la ecuación Ec. 3-20 calculamos el valor característico más alto.

$$K_u = (0.45) \cdot (1.11)$$

$$\mathbf{K_u = 0.50}$$

Y utilizando la Ec. 3-21 calculamos el valor característico más bajo.

$$K_l = (0.45) / (1.11)$$

$$\mathbf{Kl = 0.41}$$

- μ_m = Coeficiente de rozamiento
- $\mu_m = 0.48$ (Según tabla 3.5)
- $a_u = 1.16$ (Según tabla 3.5)

De la misma forma utilizando la ecuación Ec. 3-20 calculamos el valor característico más alto.

$$\mu_m = (0.48) \cdot (1.16)$$

$$\mathbf{\mu_m = 0.56}$$

Y utilizando la ecuación Ec. 3-21 calculamos el valor característico más bajo.

$$\mu_l = (0.48) / (1.16)$$

$$\mathbf{\mu_l = 0.41}$$

Todo lo calculado anteriormente se resume en la siguiente tabla, en la cual se aprecia los valores característicos para dos parámetros de la arena.

Tabla 3.8 Valores caracteristicos de las propiedades de la arena

Valor Caracteristico	K	μ
	(-)	(-)
Mas Alto (upper)	0.50	0.56
Mas Bajo (lower)	0.41	0.41

Fuente: Autor

Procedemos con el cálculo de Z_0 mediante la Ec. 3-18:

$$Z_0 = \frac{1}{K_u \cdot \mu_l} \cdot \frac{A}{U}$$

Segun la tabla 3.7, para el calculo de la presion horizontal de llenado se utilizara el valor caracteristico mas alto de K_m y el valor caracteristico mas bajo de μ_m . Dichos valores se obtienen de la tabla 3.8.

$$Z_0 = \frac{1}{0.50 \times 0.41} \cdot \frac{7.07 \text{ m}^2}{9.43 \text{ m}}$$

$$\mathbf{Z_0 = 3.66 \text{ m}}$$

Procedemos con el cálculo de n mediante la Ec. 3-19:

$$n = -(1 + \tan \varphi_r) \cdot \left(1 - \frac{H_0}{Z_0}\right)$$

$$n = -(1 + \tan 39^\circ) \cdot \left(1 - \frac{0.40 \text{ m}}{3.66 \text{ m}}\right)$$

$$\mathbf{n = -1.61}$$

Procedemos con el cálculo de Y_r mediante la Ec. 3-17:

$$Y_r = 1 - \left(\frac{H_c - H_0}{Z_0 - H_0} + 1\right)^n$$

$$Y_r = 1 - \left(\frac{5.08 \text{ m} - 0.40 \text{ m}}{3.66 \text{ m} - 0.40 \text{ m}} + 1 \right)^{-1.61}$$

$$Y_r = 0.76$$

Procedemos con el cálculo de P_{ho} mediante la Ec. 3-16:

$$P_{ho} = \gamma \cdot K_m \cdot Z_o$$

$$P_{ho} = (16000 \text{ N/m}^3) \cdot (0.50) \cdot (3.66 \text{ m})$$

$$P_{ho} = 29267.60 \text{ Pa}$$

Por lo tanto, la presión horizontal de llenado mediante la Ec. 3-15 es igual a:

$$P_{hf} = P_{ho} \cdot Y_r$$

$$P_{hf} = (29267.60 \text{ Pa}) \cdot (0.76)$$

$$P_{hf} = 22286.82 \text{ Pa}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión horizontal vs la altura.

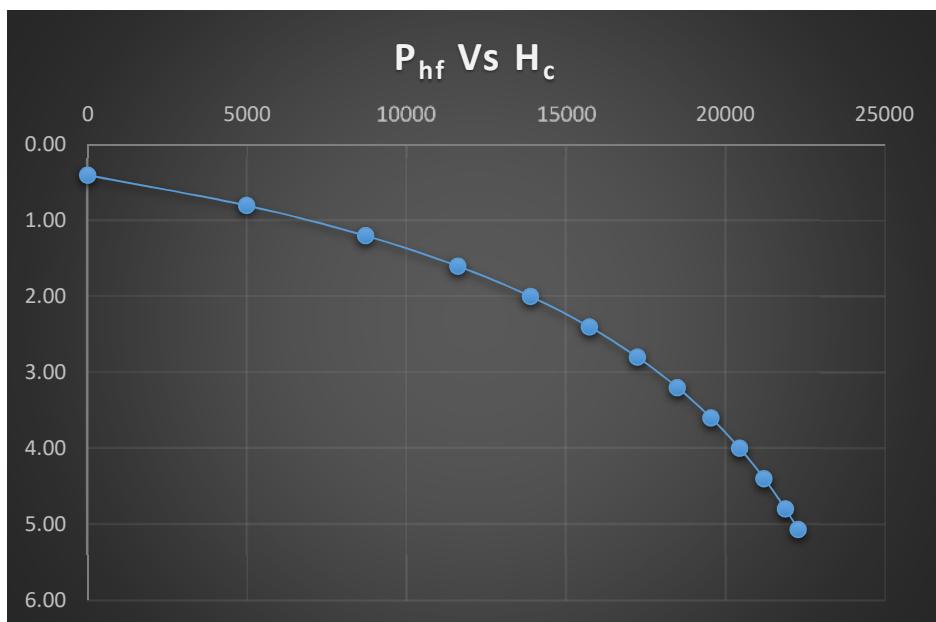


Fig. 3.13 Grafica de la presión horizontal de llenado vs la altura

3.2.2.3. Calculo de la presión friccional de llenado

La presión de tracción friccional sobre las paredes verticales de un silo de esbeltez intermedia, se calcula mediante las siguientes ecuaciones:

$$P_{wf} = P_{hf} \cdot \mu_m \quad [\text{Ec. 3-22}]$$

Donde:

P_{wf} = Presión de tracción friccional sobre las paredes verticales

P_{hf} = Presión horizontal sobre las paredes verticales

Segun la tabla 3.6, para el calculo de la presion friccional de llenado se utilizara el valor caracteristico mas alto de μ_m . Dicho valor se obtienen de la tabla 3.7.

Por lo tanto la presion friccional de llenado mediante la Ec. 3-22 es igual a:

$$P_{wf} = (22286.82 \text{ N/m}^2) \cdot (0.56)$$

$$\mathbf{P_{wf} = 12409.30 \text{ Pa}}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión friccional vs la altura.

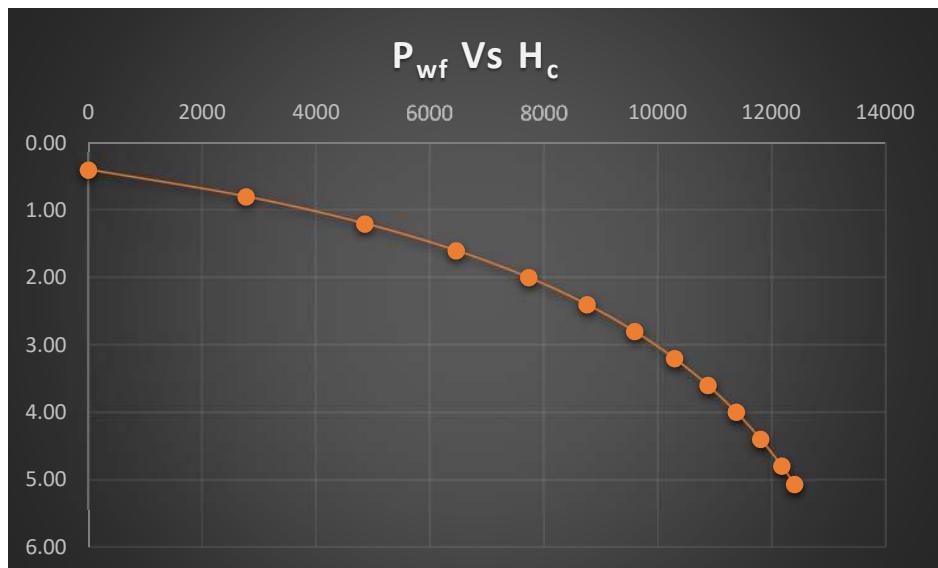


Fig. 3.14 Grafica de la presión friccional de llenado vs la altura

3.2.2.4 Calculo de la presión vertical de llenado

La presión vertical sobre las paredes verticales de un silo de esbeltez intermedia, se calcula mediante las siguientes ecuaciones:

$$P_{vf} = \gamma \cdot Z_v \quad [\text{Ec. 3-23}]$$

$$Z_v = H_0 - \frac{1}{n+1} \cdot (Z_0 - H_0 - \frac{(H_c + Z_0 - 2 \cdot H_0)^{n+1}}{(Z_0 - H_0)^n}) \quad [\text{Ec. 3-24}]$$

$$Z_0 = \frac{1}{K_m \cdot \mu_m} \cdot \frac{A}{U} \quad [\text{Ec. 3-25}]$$

$$n = -(1 + \tan \varphi_r) \cdot (1 - \frac{H_0}{Z_0}) \quad [\text{Ec. 3-26}]$$

Donde:

P_{vf} = Presión vertical sobre las paredes verticales

Z_v = Altura usado para esfuerzos verticales en silos de esbeltez intermedia

K_m = Radio de presiones

μ_m = Coeficiente de rozamiento

Procedemos con el cálculo de Z_0 mediante la Ec. 3-25:

$$Z_0 = \frac{1}{K_l \cdot \mu_l} \cdot \frac{A}{U}$$

Segun la tabla 3.6, para el calculo de la presion vertical de llenado se utilizara el valor caracteristico mas bajo de K_m y el valor caracteristico mas bajo de μ_m . Dichos valores se obtienen de la tabla 3.7.

$$Z_0 = \frac{1}{0.41 \times 0.41} \cdot \frac{7.07 \text{ m}^2}{9.43 \text{ m}}$$

$$\mathbf{Z_0 = 4.46 \text{ m}}$$

Procedemos con el cálculo de n mediante la Ec. 3.26:

$$n = -(1 + \tan \varphi_r) \cdot (1 - \frac{H_0}{Z_0})$$

$$n = -(1 + \tan 39^\circ) \cdot \left(1 - \frac{0.40 \text{ m}}{4.46 \text{ m}}\right)$$

$$\mathbf{n = -1.65}$$

Procedemos con el cálculo de Z_v mediante la Ec. 3-24:

$$Z_v = H_0 - \frac{1}{n+1} \cdot \left(Z_0 - H_0 - \frac{(H_c + Z_0 - 2 \cdot H_0)^{n+1}}{(Z_0 - H_0)^n} \right)$$

$$Z_v = 0.40 \text{ m} - \left(\frac{1}{-1.65 + 1} \right) \cdot (4.46 \text{ m} - 0.4 \text{ m} - \frac{(5.07 \text{ m} + 4.46 \text{ m} - 2 \times 0.4 \text{ m})^{-1.65+1}}{(4.46 \text{ m} - 0.4 \text{ m})^{-1.65}})$$

$$\mathbf{Z_v = 2.85 \text{ m}}$$

Por lo tanto, la presión vertical de llenado mediante la Ec. 3-23 es igual a:

$$P_{vf} = \gamma \cdot Z_v$$

$$P_{vf} = (16000 \text{ N/m}^3) \cdot (2.85 \text{ m})$$

$$\mathbf{P_{vf} = 45620.66 \text{ Pa}}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión vertical vs la altura.

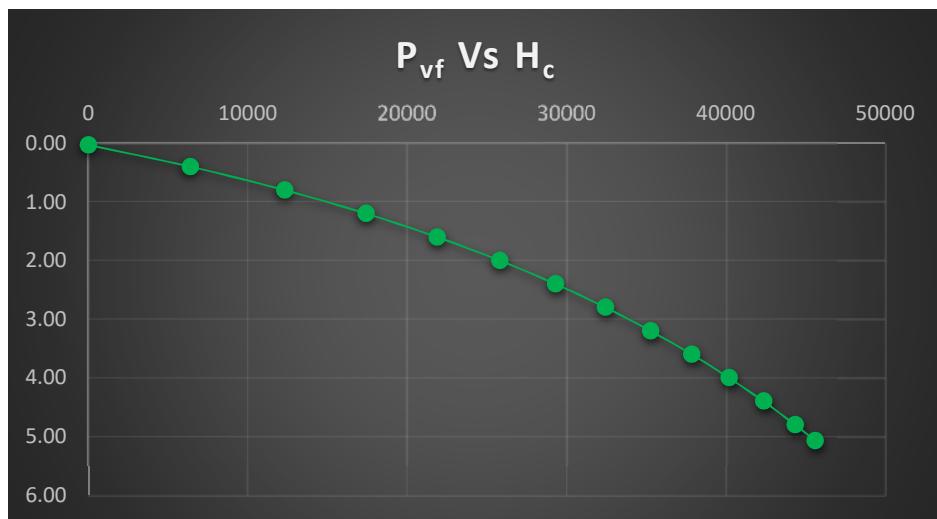


Fig. 3.15 Grafica de la presión vertical de llenado vs la altura

Ahora se graficara todas las presiones que se generan en el silo durante el llenado, de tal forma que se pueda apreciar como varian las mismas en funcion de la altura.

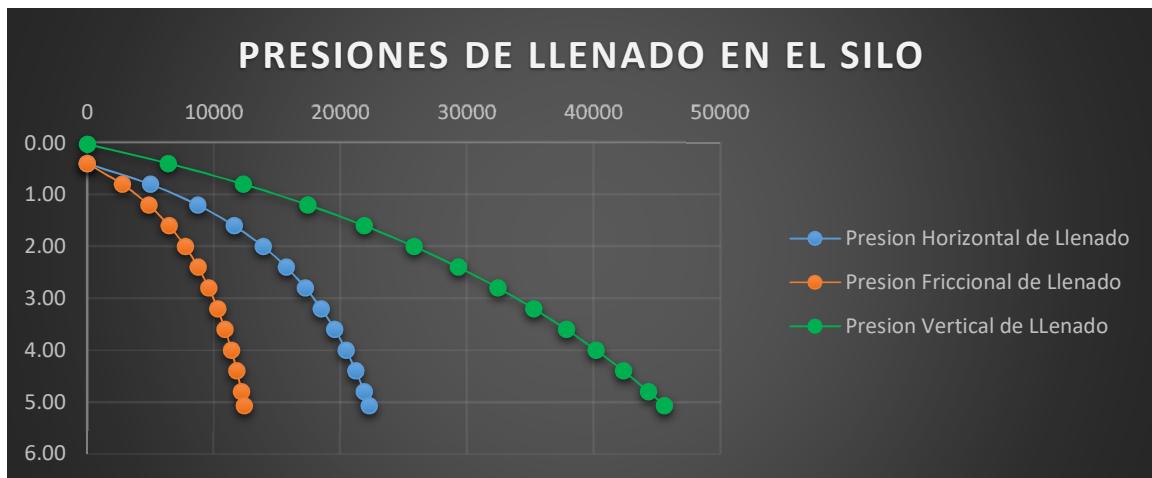


Fig. 3.16 Grafica de las presiones de llenado vs la altura

3.2.2.5. Calculo de la presión horizontal de descarga

La presión horizontal sobre las paredes verticales de un silo de esbeltez intermedia, durante la descarga se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$P_{he} = C_h \cdot P_{hf} \quad [\text{Ec. 3-27}]$$

Donde:

C_h = Coeficiente de mayoracion para la presión horizontal

P_{hf} = Presión horizontal de llenado

Ahora el coeficiente de mayoracion para la presión horizontal se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$C_h = 1.0 + 0.15C_s \quad [\text{Ec. 3-28}]$$

Donde:

C_s = Factor de ajuste por esbeltez

Ahora el factor de ajuste por esbeltez para la presión horizontal se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$C_s = \frac{H_c}{D_1} - 1 \quad [\text{Ec. 3-29}]$$

Donde:

H_c = Altura equivalente del silo

D_1 = Diámetro del cuerpo del silo

Procedemos con el calculo de C_s mediante la Ec. 3-29:

$$C_s = \frac{5.07 \text{ m}}{3 \text{ m}} - 1$$

$$\mathbf{C_s = 0.69}$$

Procedemos con el cálculo de C_h mediante :

$$C_h = 1.0 + (0.15) \cdot (0.69)$$

$$C_h = 1.10$$

Por lo tanto, la presión horizontal de descarga mediante la Ec. 3-27 es igual a:

$$P_{he} = (1.10) \cdot (22286.82 \text{ N/m}^2)$$

$$\mathbf{P_{he} = 24593.50 \text{ Pa}}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión horizontal vs la altura.

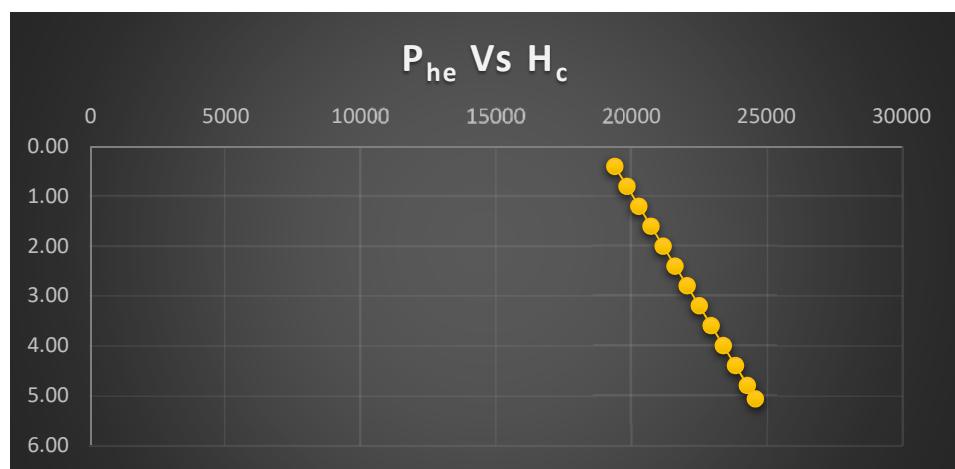


Fig. 3.17 Grafica de la presión horizontal de descarga vs la altura

3.2.2.6. Calculo de la presión friccional de descarga

La presión friccional sobre las paredes verticales de un silo de esbeltez intermedia, durante la descarga se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$P_{we} = C_w \cdot P_{wf} \quad [\text{Ec. 3-30}]$$

Donde:

C_w = Coeficiente de mayoracion para la presión friccional

P_{wf} = Presión friccional de llenado

Ahora el coeficiente de mayoracion para la presión friccional se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$C_w = 1.0 + 0.10C_s \quad [\text{Ec. 3-31}]$$

Donde:

C_s = Factor de ajuste por esbeltez

El valor de C_s lo obtenemos de la Ec. 3-29, el cual tiene un valor de 0.69.

Procedemos con el calculo de C_w mediante la Ec. 3-31:

$$C_w = 1.0 + (0.10) \cdot (0.69)$$

$$C_w = 1.07$$

Por lo tanto, la presión friccional de descarga mediante la Ec. 3-30 es igual a:

$$P_{we} = C_w \cdot P_{wf}$$

$$P_{we} = (1.07) \cdot (12774.18 \text{ N/m}^2)$$

$$\mathbf{P_{we} = 13265.54 \text{ Pa}}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión friccional vs la altura.

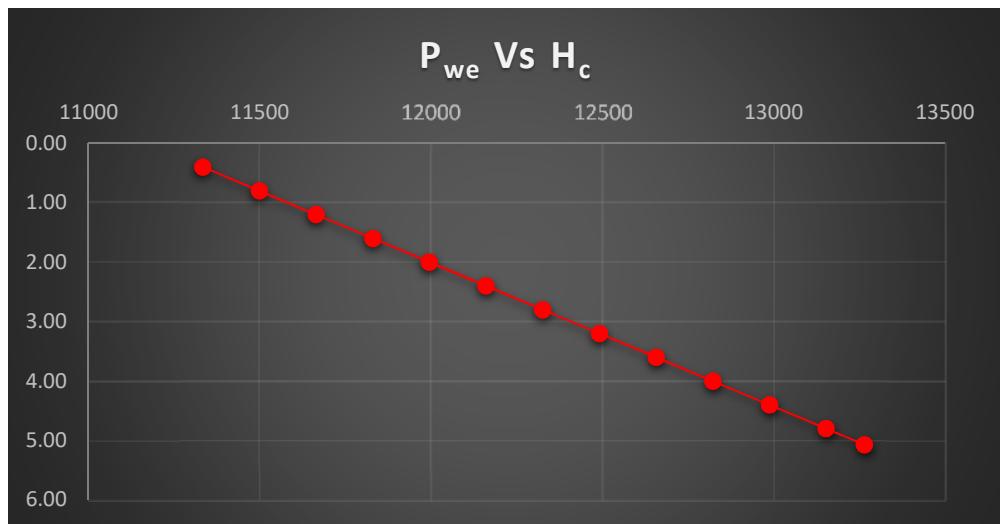


Fig. 3.18 Grafica de la presión friccional de descarga vs la altura

Ahora se graficara todas las presiones que se generan en el silo durante el llenado y en la descarga, de tal forma que se pueda apreciar como varian las mismas en funcion de la altura

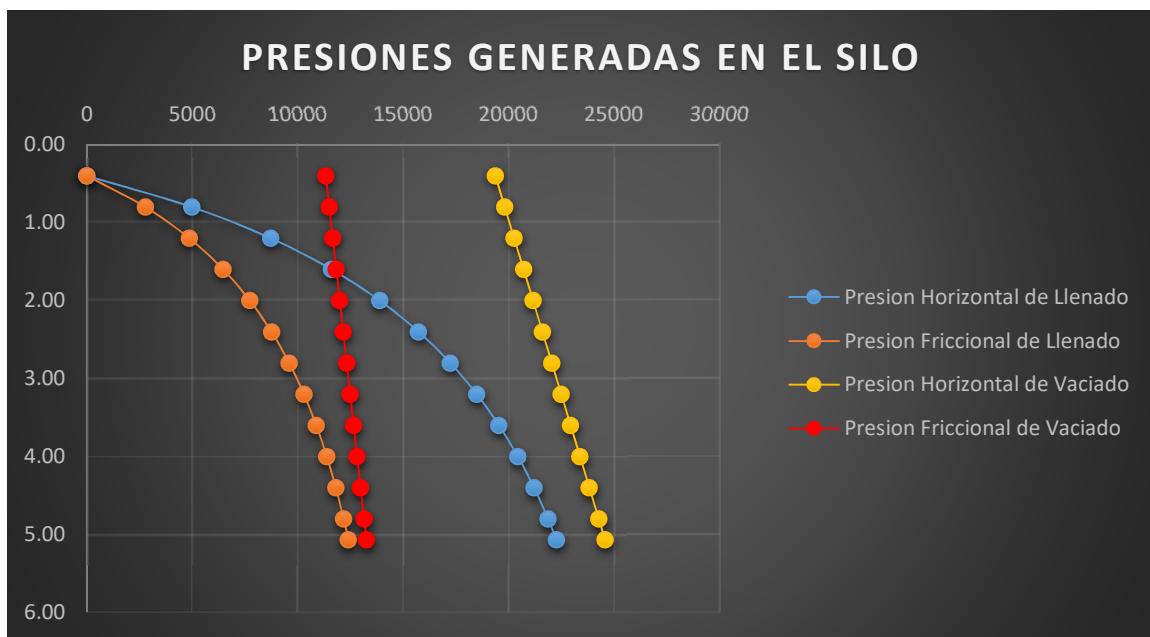


Fig. 3.19 Grafica de las presiones generadas en el silo

3.2.2.7. Calculo de la presión normal de llenado sobre la tolva

La presión normal de llenado sobre la tolva del silo de arena se calcula en base a métodos experimentales desarrollados en el anexo G de la norma EN 1991-4:2016

En el siguiente grafico se muestra la distribución de las presiones que se generan en la tolva durante el llenado.

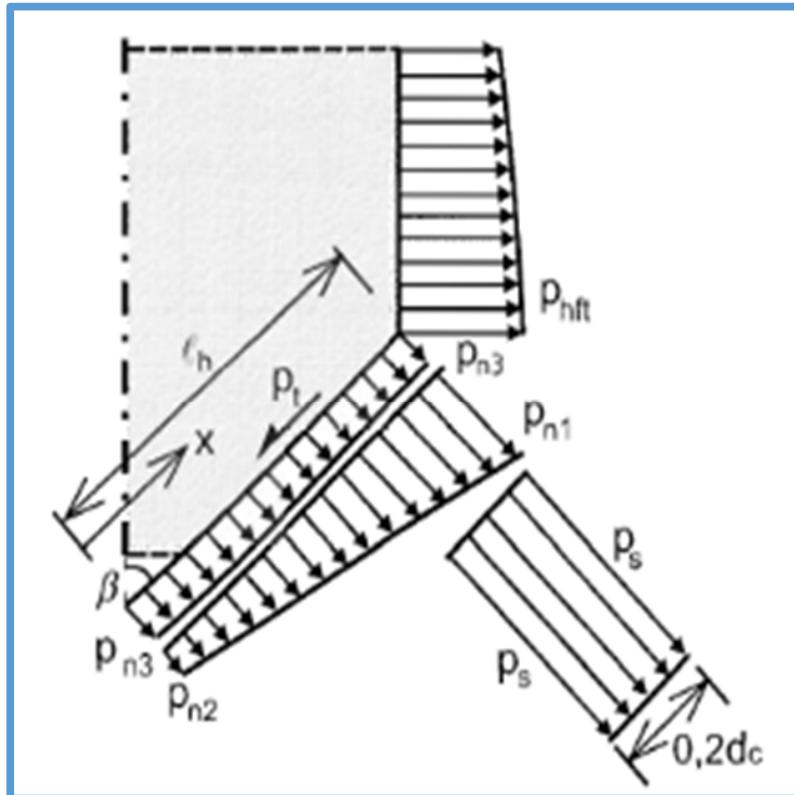


Fig. 3.20 Cargas en la tolva

$$P_n = P_{n3} + P_{n2} + (P_{n1} - P_{n2}) \cdot \frac{x}{l_h} \quad [\text{Ec. 3-32}]$$

$$P_{n1} = C_b \cdot P_{vft} \cdot (\cos^2 \beta + \sin^2 \beta) \quad [\text{Ec. 3-33}]$$

$$P_{n2} = C_b \cdot P_{vft} \cdot \sin^2 \beta \quad [\text{Ec. 3-34}]$$

$$P_{n3} = 3,0 \cdot \frac{A}{U} \cdot \frac{\gamma \cdot K_u}{(\mu_1)^{1/2}} \cdot \cos^2 \beta \quad [\text{Ec. 3-35}]$$

$$P_{vft} = C_b \cdot P_{vf} \quad [\text{Ec. 3-36}]$$

Donde:

P_n = Presión normal a la pared inclinada de la tolva

P_{n1} y P_{n2} = Presión en las transiciones de la tolva debido a la presión vertical

P_{n3} = Presión debido al material dentro de la tolva

P_{vft} = Presión vertical en el nivel de la transición

L_h = Distancia desde el ápice de la tolva a la transición

β = Inclinación de la tolva respecto al eje vertical

C_b = Coeficiente de magnificación de carga del fondo

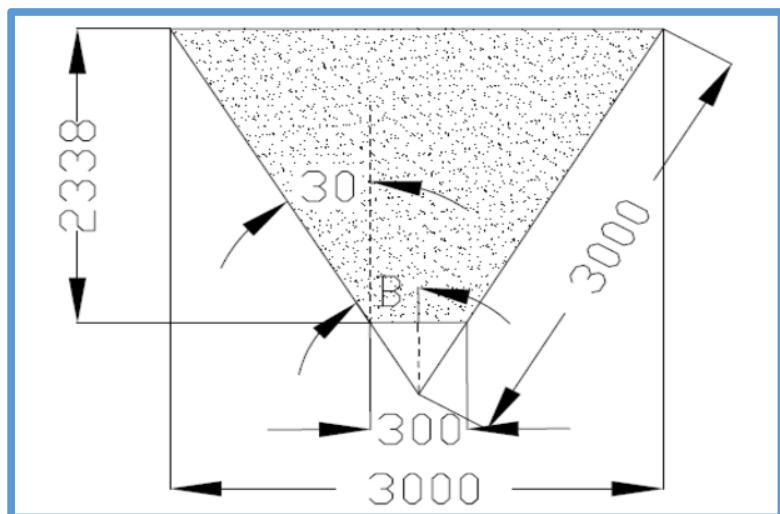


Fig. 3.21 Tolva de arena

El coeficiente de magnificación de carga del fondo C_b se define de acuerdo a la siguiente tabla:

Tabla 3.9 Coeficiente de magnificación de carga

C_b	Clase 1	Clase 2-3
Presencia de Condiciones Dinámicas	1.6	1.2
Ausencia de Condiciones Dinámicas	1.3	1.0

Fuente: Autor

Ahora las condiciones dinamicas se presentan en las siguientes situaciones:

- Silos de esbeltez intermedia destinados al almacenamiento de solidos que no pueden ser clasificados como de baja cohesion.
- Silos de esbeltez intermedia destinados al almacenamiento de solidos que son susceptibles de realizar trabajo mecanico.

Revisando las condiciones dinamicas podemos notar que ninguna de estas condiciones aplica, es decir estamos en ausencia de condiciones dinamicas. Ademas, segun la tabla 3.2 el silo corresponde a la clase 1.

Por lo tanto, segun la tabla 3.9 el valor del coeficiente de magnificacion de carga C_b es igual a 1.3.

Procedemos con el cálculo de P_{vft} mediante la Ec. 3-36:

$$\begin{aligned}P_{vft} &= C_b \cdot P_{vf} \\P_{vft} &= (1.3) \cdot (45620.66 \text{ N/m}^2) \\P_{vft} &= \mathbf{59306.86 \text{ Pa}}\end{aligned}$$

Procedemos con el cálculo de P_{n1} mediante la Ec. 3-33:

$$\begin{aligned}P_{n1} &= P_{vft} \cdot (C_b \cdot \sin^2 \beta + \cos^2 \beta) \\P_{n1} &= (59306.86 \text{ N/m}^2) \cdot (1.3 \times \sin^2 30^\circ + \cos^2 30^\circ) \\P_{n1} &= \mathbf{63754.87 \text{ Pa}}\end{aligned}$$

Procedemos con el cálculo de P_{n2} mediante la Ec. 3-34:

$$\begin{aligned}P_{n2} &= C_b \cdot P_{vft} \cdot \sin^2 \beta \\P_{n2} &= (1.3) \cdot (59306.86 \text{ N/m}^2) \cdot \sin^2 30^\circ \\P_{n2} &= \mathbf{19274.73 \text{ Pa}}\end{aligned}$$

Para el calculo de P_{n3} utilizaremos el valor mas bajo de K_m y μ_m segun tabla 3.8.

Procedemos con el cálculo de P_{n3} mediante la Ec. 3-35:

$$P_{n3} = 3,0 \cdot \frac{A}{U} \cdot \frac{\gamma \cdot K_u}{(\mu_1)^{1/2}} \cdot \cos^2 \beta$$

$$P_{n3} = 3.0 \cdot \frac{7.07 \text{ m}^2}{9.43 \text{ m}} \cdot \frac{(16000 \text{ N/m}^3) \cdot (0.41)}{(0.41)^{1/2}} \cdot \cos^2 30^\circ$$

$$\mathbf{P_{n3} = 17288.03 \text{ Pa}}$$

Por lo tanto, la presión normal a la pared inclinada de la tolva mediante la Ec. 3-32 es igual a:

$$P_n = (17288.03 \text{ N/m}^2) + (19274.73 \text{ N/m}^2) + (63754.87 \text{ N/m}^2 - 19274.73 \text{ N/m}^2) \cdot \frac{3.0 \text{ m}}{3.0 \text{ m}}$$

$$\mathbf{P_{nf} = 81042.90 \text{ Pa}}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión normal vs la altura.

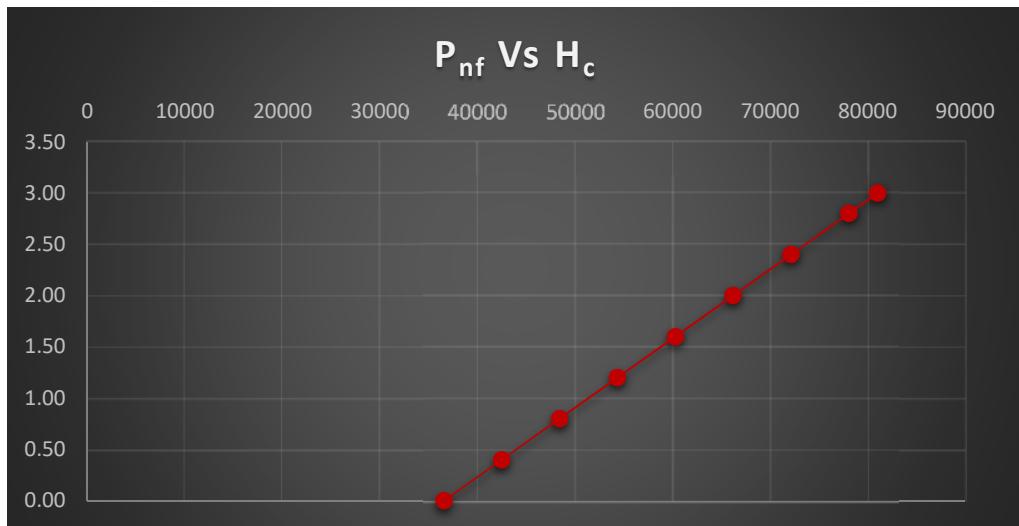


Fig. 3.22 Grafica de la presión normal de llenado vs la altura

Ahora procederemos a calcular la presión normal de descarga, en este caso utilizaremos las mismas formulas utilizadas para el calculo de la presión normal de llenado. Teniendo en cuenta las recomendaciones dadas por la tabla 3.6.

3.2.2.8. Calculo de la presión normal de descarga sobre la tolva

Procedemos con el cálculo de P_{vft} mediante la Ec. 3-36:

$$P_{vft} = C_b \cdot P_{vf}$$

$$P_{vft} = (1.3) \cdot (45620.66 \text{ N/m}^2)$$

$$\mathbf{P_{vft} = 59306.86 \text{ Pa}}$$

Procedemos con el cálculo de P_{n1} mediante la Ec. 3-33:

$$P_{n1} = P_{vft} \cdot (C_b \cdot \sin^2 \beta + \cos^2 \beta)$$

$$P_{n1} = (59306.86 \text{ N/m}^2) \cdot (1.3 \times \sin^2 30^\circ + \cos^2 30^\circ)$$

$$\mathbf{P_{n1} = 63754.87 \text{ Pa}}$$

Procedemos con el cálculo de P_{n2} mediante la Ec. 3-34:

$$P_{n2} = C_b \cdot P_{vft} \cdot \sin^2 \beta$$

$$P_{n2} = (1.3) \cdot (59306.86 \text{ N/m}^2) \cdot \sin^2 30^\circ$$

$$\mathbf{P_{n2} = 19274.73 \text{ Pa}}$$

Para el calculo de P_{n3} utilizaremos el valor mas alto de K_m y mas bajo de μ_m según tabla 3.7.

Procedemos con el cálculo de P_{n3} mediante la Ec. 3-35:

$$P_{n3} = 3,0 \cdot \frac{A}{U} \cdot \frac{\gamma \cdot K_u}{(\mu_1)^{1/2}} \cdot \cos^2 \beta$$

$$P_{n3} = 3.0 \cdot \frac{7.07 \text{ m}^2}{9.43 \text{ m}} \cdot \frac{(16000 \text{ N/m}^3) \cdot (0.50)}{(0.41)^{1/2}} \cdot \cos^2 30^\circ$$

$$\mathbf{P_{n3} = 21082.96 \text{ Pa}}$$

Por lo tanto, la presión normal a la pared inclinada de la tolva mediante la Ec. 3-32 es igual a:

$$P_n = (21082.96 \text{ N/m}^2) + (19274.73 \text{ N/m}^2) + (63754.87 \text{ N/m}^2 - 19274.73 \text{ N/m}^2) \cdot \frac{3.0 \text{ m}}{3.0 \text{ m}}$$

$$P_{ne} = 84837.83 \text{ Pa}$$

En la siguiente grafica se observa la variación de la presión normal vs la altura.

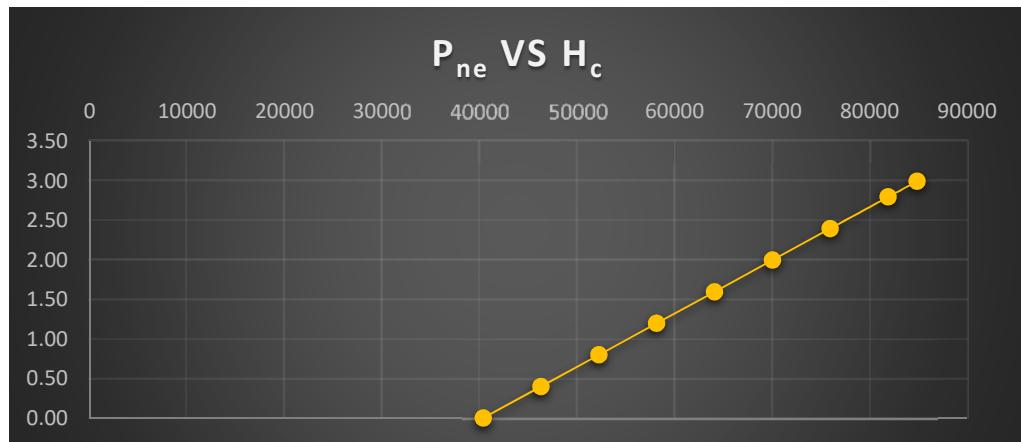


Fig. 3.23 Grafica de la presión normal de descarga vs la altura

Ahora se graficara todas las presiones que se generan en la tolva durante el llenado y la descarga, de tal forma que se pueda apreciar como varian las mismas en función de la altura.



Fig. 3.24 Grafica de las presiones generadas en la tolva

3.2.3. Calculo de espesores del silo de arena

Para calcular los espesores de las paredes del silo utilizaremos la norma ASME Sección VIII división 1, por lo tanto, procedemos a calcular el espesor de la pared del silo y finalmente el espesor de la pared de la tolva.

3.2.3.1. Calculo del espesor de la pared del silo de arena

El espesor de la pared del silo de arena se calcula mediante la siguiente ecuacion:

$$t = \frac{P \cdot R}{S.E - 0.6 P} \quad [\text{Ec. 3-37}]$$

Donde:

P = Presión de diseño

E = Eficiencia de la soldadura

S = Esfuerzo admisible

R = Radio del cuerpo cilíndrico

➤ Presion de diseño

Es la presion horizontal maxima generada en el silo durante el llenado y la descarga del material, dicho valor lo obtenemos de la tabla 3.10 y cuyo valor es de 24593.50 Pa.

Tabla 3.10 Presiones durante el llenado y la descarga del silo

Presiones en el Silo		
Presion de Llenado en el Silo	Presion Horizontal	22286.82 Pa
Presion de Descarga en el Silo	Presion Horizontal	24593.50 Pa

Fuente: Autor

➤ Eficiencia de la soldadura

El punto optimo de eficiencia de soldadura lo obtenemos cuando el espesor de plancha no es muy grande y los costos de radiografia son relativamente bajos. Segun la tabla 3.11 dicha condicion la obtenemos cuando E es igual a 0.85

Tabla 3.11 Eficiencia de soldadura

TIPOS DE UNIONES NORMA UW-12	EFICIENCIA DE LA UNION CUANDO LA JUNTA ESTA RADIOGRAFIADA			
		AL 100 %	POR PUNTOS	SIN
	SOLDADURA A TOPE UNIDA CON SOLDADURA POR AMBOS LADOS, O BIEN POR OTRO METODO CON LO CUAL SE OBTENGA LA MISMA CALIDAD DEL METAL DE APORTE EN AMBOS LADOS DE LA SUPERFICIE SOLDADA. SI SE USA LA SOLERA DE RESPALDO, DEBERA QUITARSE DESPUES DE APLICAR LA SOLDADURA Y ANTES DE RADIOGRAFIAR.	1.00	0.85	0.70
	SOLDADURA SIMPLE A TOPE CON SOLERA DE RESPALDO LA CUAL PERMANECERA EN EL INTERIOR DEL RECIPIENTE.	0.90	0.80	0.65
	UNION SIMPLE POR UN SOLO LADO SIN SOLERA DE RESPALDO	----	----	0.60
	UNION TRASLAPADA CON DOBLE FILETE	----	----	0.55
	UNION TRASLAPADA CON FILETE SENCILLO Y TAPON DE SOLDADURA	----	----	0.50
	UNION TRASLAPADA CON FILETE SENCILLO SIN TAPON DE SOLDADURA	----	----	0.45

Fuente: EN 1991-4:2016

➤ Esfuerzo admisible

El esfuerzo admisible lo obtenemos de las tablas 3.12 y 3.13. En la tabla 3.12 seleccionamos el material de las paredes del silo; que en nuestro caso es ASTM-A36 y según dicha tabla para plancha estructural corresponde el código 18, con dicho código entramos a la tabla 3.13 y obtenemos el esfuerzo admisible para dicho material cuyo valor es de 16.6 ksi, que en el sistema métrico equivale a 115×10^6 Pa.

Tabla 3.12 Materiales de construccion

SECTION I; SECTION III, CLASS 2 AND 3;* SECTION VIII, DIVISION 1; AND SECTION XII MAXIMUM ALLOWABLE STRESS VALUES S FOR FERROUS MATERIALS (*See Maximum Temperature Limits for Restrictions on Class)									
Line No.	Nominal Composition	Product Form	Spec No.	Type/Grade	Alloy Designation/ UNS No.	Class/ Condition/ Temper	Size/Thickness, in.	P-No.	Group No.
1	Carbon steel	Wld. pipe	SA-134	A283C	K02401	1	1
2	Carbon steel	Plate	SA-283	C	K02401	1	1
3	Carbon steel	Plate	SA-285	C	K02801	1	1
4	Carbon steel	Smls. & wld. pipe	SA-333	1	K03008	1	1
5	Carbon steel	Smls. & wld. tube	SA-334	1	K03008	1	1
6	Carbon steel	Wld. tube	SA-334	1	K03008	1	1
7	Carbon steel	Plate	SA-516	55	K01800	1	1
8	Carbon steel	Smls. pipe	SA-524	II	K02104	1	1
9	Carbon steel	Wld. pipe	SA-671	CA55	K02801	1	1
10	Carbon steel	Wld. pipe	SA-671	CE55	K02202	1	1
11	Carbon steel	Wld. pipe	SA-672	A55	K02801	1	1
12	Carbon steel	Wld. pipe	SA-672	B55	K02001	1	1
13	Carbon steel	Wld. pipe	SA-672	C55	K01800	1	1
14	Carbon steel	Wld. pipe	SA-672	E55	K02202	1	1
15	Carbon steel	Sheet	SA-414	C	K02503	1	1
16	Carbon steel	Plate	SA/EN 10028-3	P275NH	≤ 2	1	1
17	Carbon steel	Bar	SA-36	...	K02600	1	1
18	Carbon steel	Plate, sheet	SA-36	...	K02600	1	1
19	Carbon steel	Plate, sheet	SA-662	A	K01701	1	1

Fuente: 1991-4:2016

Tabla 3.13 Esfuerzo admisible del material

SECTION I; SECTION III, CLASS 2 AND 3;* SECTION VIII, DIVISION 1; AND SECTION XII MAXIMUM ALLOWABLE STRESS VALUES S FOR FERROUS MATERIALS (*See Maximum Temperature Limits for Restrictions on Class)													
Line No.	Maximum Allowable Stress, ksi (Multiply by 1000 to Obtain psi), for Metal Temperature, °F, Not Exceeding												
	-20 to 100	150	200	250	300	400	500	600	650	700	750	800	850
1	15.7	...	15.7	...	15.7
2	15.7	15.7	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8
3	15.7	15.7	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3	13.0	10.8	8.7
4	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
5	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
6	13.4	13.4	13.4	...	13.4	13.4	13.4	13.0	12.6
7	15.7	15.7	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3	13.0	10.8	8.7
8	15.7	15.7	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3	13.0	10.8	8.7
9	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
10	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
11	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
12	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
13	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
14	15.7	...	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.3	14.8	14.3
15	15.7	15.7	15.7	...	15.7	15.7	15.7	15.7	15.7	15.6	13.0	10.8	8.7
16	16.1	16.1	16.1	...	16.1	16.1	16.1	16.1	16.1	16.1
17	16.6	16.6	16.6	...	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	15.6	13.0	10.8	8.7
18	16.6	...	16.6	...	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	15.6
19	16.6	16.6	16.6	...	16.6	16.6	16.6	16.6	16.6	15.6

Fuente: 1991-4:2016

Procedemos con el cálculo de t mediante la Ec. 3-37:

$$t = \frac{P \cdot R}{S.E - 0.6 P}$$

$$t = \frac{(24593.50 \text{ N/m}^2) \cdot (1.5\text{m})}{[(115 \times 10^6 \text{ N/m}^2) \cdot (0.85) - (0.6) \cdot (24593.50 \text{ N/m}^2)]}$$

$$\mathbf{t = 0.38 \text{ mm}}$$

El espesor total de la pared del silo será igual al espesor calculado con la Ec. 3-37, mas un margen por corrosión $\Delta t = 2\text{mm}$ adicional por recomendación de la norma. Por lo tanto el espesor total es igual a:

$$tc = t + \Delta t$$

$$tc = (0.38 + 2)\text{mm}$$

$$\mathbf{tc = 2.38 \text{ mm}}$$

Seleccionamos el espesor comercial superior $tc = 3.175 \text{ mm (1/8")}$

3.2.3.2 Calculo del espesor de la pared de la tolva de arena

El espesor de la pared de la tolva de arena se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$t = \frac{P \cdot D}{2 \cdot \cos \beta (S.E - 0.6.P)} \quad [\text{Ec. 3-38}]$$

Donde:

P = Presión de diseño

E = Eficiencia de la soldadura

S = Esfuerzo admisible

D = Diámetro del cuerpo cilíndrico

β = Inclinación de la tolva respecto al eje vertical

➤ Presion de diseño

Es la presion normal maxima generada en la tolva durante el llenado y la descarga del material, dicho valor lo obtenemos de la tabla 3.11 y cuyo valor es de 24593.50 Pa.

Tabla 3.14 Presiones durante el llenado y la descarga del silo

Presiones en la Tolva		
Presion de Llenado en la Tolva	Presion Normal	81042.90 Pa
Presion de Descarga en la Tolva	Presion Normal	84837.83 Pa

Fuente: Autor

Los parametros tales como la eficiencia de la soldadura y el esfuerzo de diseño son los mismos que en el caso anterior; es decir tomaremos un valor de E igual a 0.85 y un valor de S igual a 115×10^6 Pa.

Procedemos con el calculo de t mediante la Ec. 3-38:

$$t = \frac{P \cdot D}{2 \cdot \cos\beta(S \cdot E - 0.6P)}$$

$$t = \frac{(84837.83 N/m^2) \cdot (3m)}{2 \cdot \cos 30^\circ \cdot [(115 \times 10^6 N/m^2) \cdot (0.85) - (0.6) \cdot (84837.83 N/m^2)]}$$

$$\mathbf{t = 3,07 mm}$$

El espesor total de la pared de la tolva será igual al espesor calculado con la Ec. 3-38, mas un margen por corrosión $\Delta t = 2mm$ adicional por recomendación de la norma. Por lo tanto el espesor total es igual a:

$$tc = t + \Delta t$$

$$tc = (3,07 + 2)mm$$

$$\mathbf{tc = 5,07 mm}$$

Seleccionamos el espesor comercial superior $tc = 6.35 mm (1/4")$

3.3. DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CUARZO

Procedemos con el cálculo y diseño del silo para almacenamiento de cuarzo de 60 Ton de capacidad, para lo cual utilizaremos la norma europea **EN 1991-4:2016** y la norma americana **ASME Sección VIII, división 1** como normas de diseño.

3.3.1 Propiedades del flujo de cuarzo

Las propiedades de flujo definen la capacidad que tiene el cuarzo para fluir cuando se encuentra bajo la presión de su propio peso dentro de un silo. Estas afectan significativamente el comportamiento durante el llenado y la descarga de los materiales a granel. Estas se describen a continuación:

➤ **Peso específico del material (γ)**

Representa la relación entre el peso y el volumen del material particulado, el cual se obtiene a un nivel de compactación que simula el correspondiente estado de compresión al que estaría sometido el sólido polvuro confinado en un silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con los siguientes valores para el cuarzo:

$$\gamma = 16 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de la geometría del silo}$$

$$\gamma = 18 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de las presiones en el silo}$$

➤ **Ángulo de reposo del material (φ_r)**

Representa el ángulo que forma el material a granel con la horizontal cuando este se estabiliza y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cuarzo:

$$\varphi_r = 35^\circ$$

➤ **Coeficiente de rozamiento (μ)**

Representa la fricción que existe entre las partículas y las paredes del silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cuarzo:

$$\mu = 0.46$$

➤ **Ángulo de fricción interna (φ_i)**

Representa el ángulo de fricción entre partículas y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cuarzo:

$$\varphi_i = 32^\circ$$

3.3.2. Dimensionamiento del silo de cuarzo

Teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la fig. 3.25.

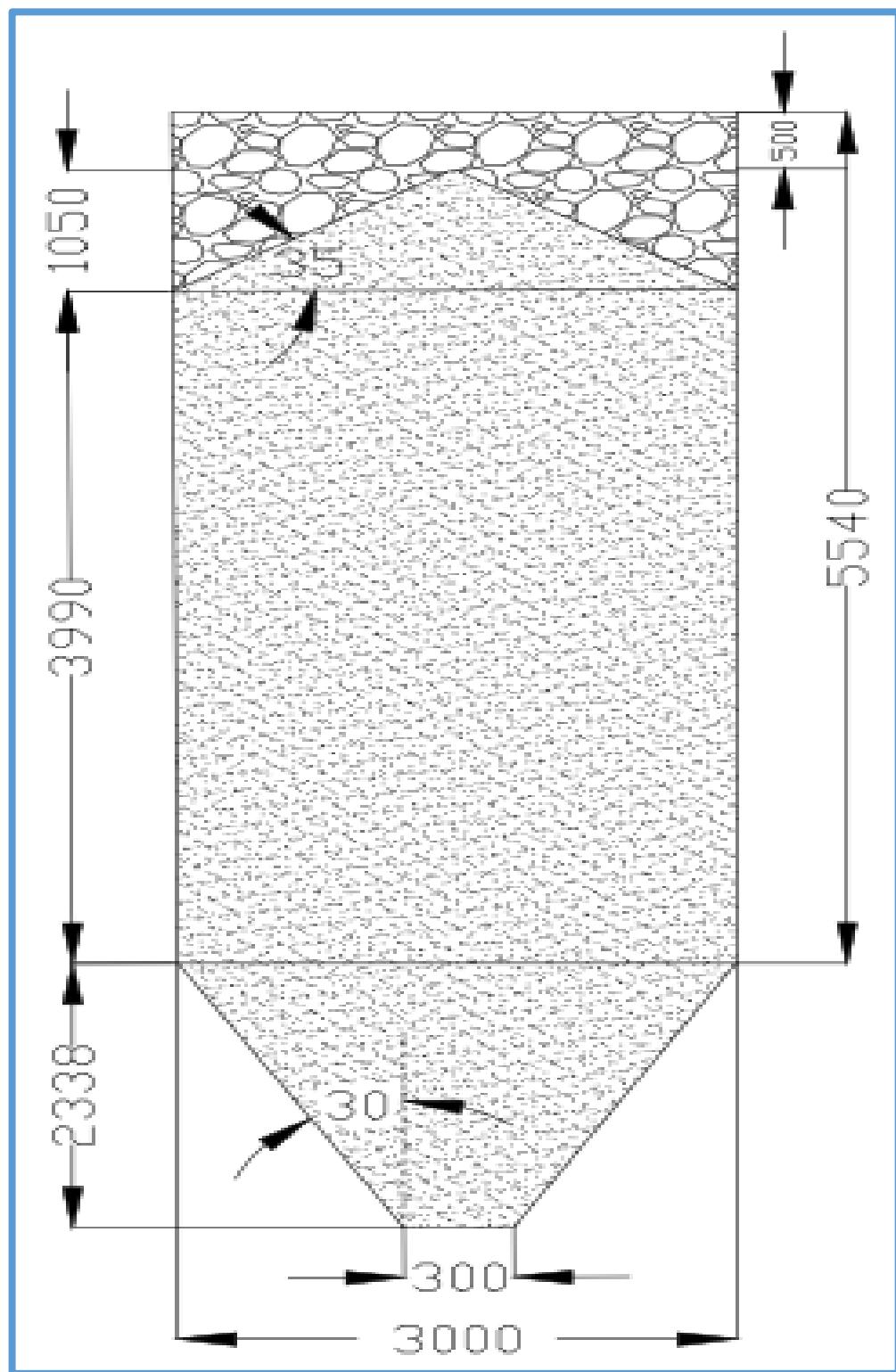


Fig. 3.25 Silo de cuarzo

3.3.3. Calculo de presiones del silo de cuarzo

Para calcular las presiones que se desarrollan en el silo utilizaremos la norma EN 1991-4:2016, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.15.

Tabla 3.15 Presiones del silo de cuarzo

	Tipo	Presion	Cuarzo (Pa)
Silo	Llenado	Presion Horizontal	24744.09
		Presion Friccional	13203.44
		Presion Vertical	48237.05
	Descarga	Presion Horizontal	26401.94
		Presion Friccional	13793.20
Tolva	Llenado	Presion Normal	87582.18
	Descarga	Presion Normal	96226.85

Fuente: Autor

3.3.4. Calculo de espesores del silo de cuarzo

Para calcular los espesores de las paredes del silo utilizaremos la norma ASME Sección VIII división 1, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.16.

Tabla 3.16 Espesores del silo de cuarzo

	Espesor calculado mm	Espesor comercial pulg
Silo	2.38	1/8"
Tolva	5.07	1/4"

Fuente: Autor

3.4. DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CEMENTO GRIS

Procedemos con el cálculo y diseño del silo para almacenamiento de cemento gris de 60 Ton de capacidad, para lo cual utilizaremos la norma europea **EN 1991-4:2016** y la norma americana **ASME Sección VIII, división 1** como normas de diseño.

3.4.1 Propiedades del flujo de cemento gris

Las propiedades de flujo definen la capacidad que tiene el cemento gris para fluir cuando se encuentra bajo la presión de su propio peso dentro de un silo. Estas afectan significativamente el comportamiento durante el llenado y la descarga de los materiales a granel. Estas se describen a continuación:

➤ **Peso específico del material (γ)**

Representa la relación entre el peso y el volumen del material particulado, el cual se obtiene a un nivel de compactación que simula el correspondiente estado de compresión al que estaría sometido el sólido polvuro confinado en un silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con los siguientes valores para el cemento gris:

$$\gamma = 10 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de la geometría del silo}$$

$$\gamma = 11 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de las presiones en el silo}$$

➤ **Ángulo de reposo del material (φ_r)**

Representa el ángulo que forma el material a granel con la horizontal cuando este se estabiliza y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento gris:

$$\varphi_r = 29^\circ$$

➤ **Coeficiente de rozamiento (μ)**

Representa la fricción que existe entre las partículas y las paredes del silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento gris:

$$\mu = 0.38$$

➤ **Ángulo de fricción interna (φ_i)**

Representa el ángulo de fricción entre partículas y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento gris:

$$\varphi_i = 25^\circ$$

3.4.2. Dimensionamiento del silo de cemento gris

Teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la fig. 3.26.

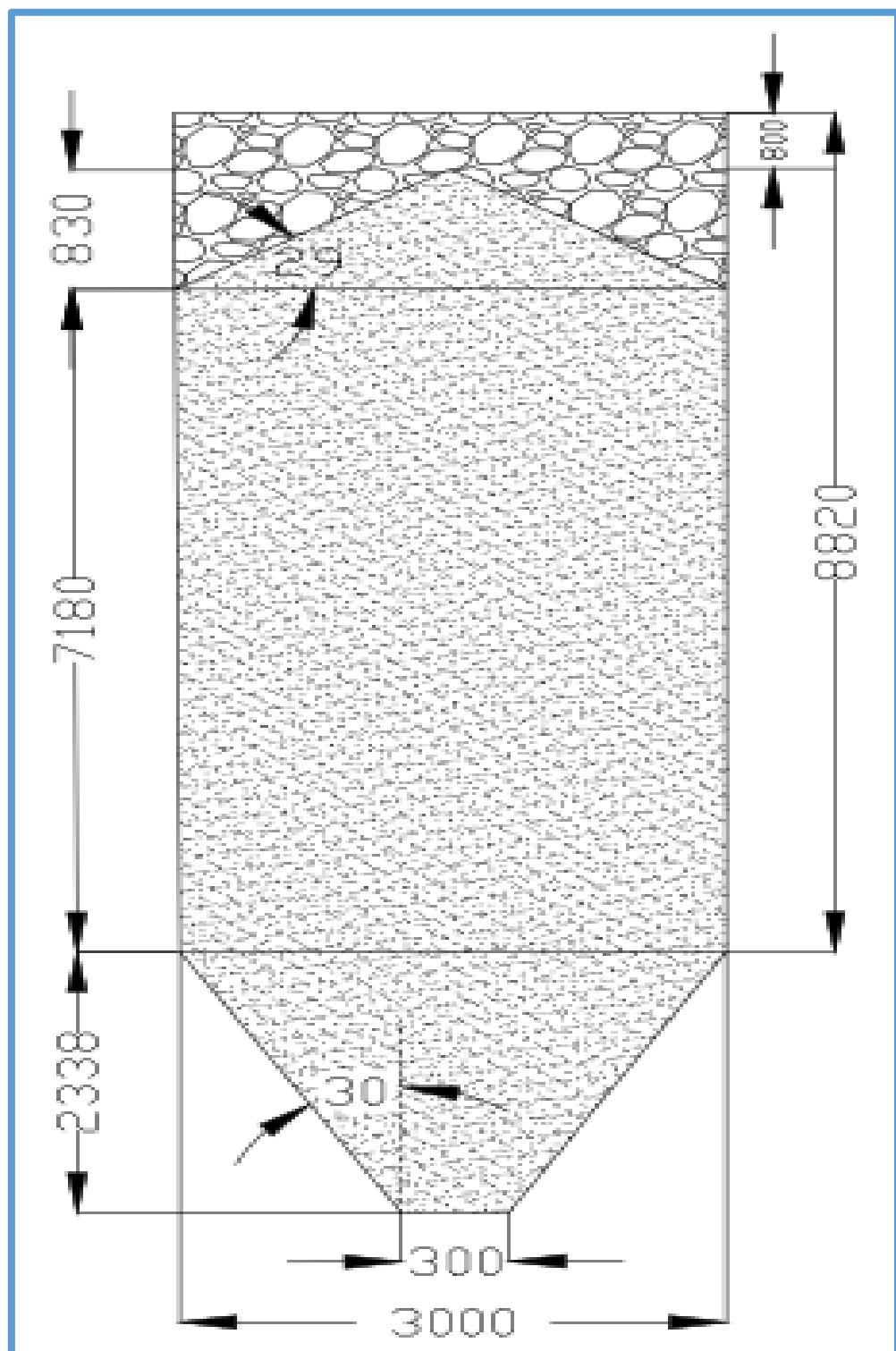


Fig. 3.26 Silo de cemento gris

3.4.3. Calculo de presiones del silo de cemento gris

Para calcular las presiones que se desarrollan en el silo utilizaremos la norma EN 1991-4:2016, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.17.

Tabla 3.17 Presiones del silo de cemento gris

	Tipo	Presion	Cemento Gris (Pa)
Silo	Llenado	Presion Horizontal	22479.56
		Presion Friccional	9908.99
		Presion Vertical	39440.16
	Descarga	Presion Horizontal	25851.50
		Presion Friccional	10899.89
Tolva	Llenado	Presion Normal	73535.69
	Descarga	Presion Normal	77736.30

Fuente: Autor

3.4.4. Calculo de espesores del silo de cemento gris

Para calcular los espesores de las paredes del silo utilizaremos la norma ASME Sección VIII división 1, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.18.

Tabla 3.18 Espesores del silo de cemento gris

	Espesor calculado mm	Espesor comercial pulg
Silo	2.40	1/8"
Tolva	4.76	1/4"

Fuente: Autor

3.5. DISEÑO DEL SILO PARA ALMACENAMIENTO DE CEMENTO BLANCO

Procedemos con el cálculo y diseño del silo para almacenamiento de cemento blanco de 60 Ton de capacidad, para lo cual utilizaremos la norma europea **EN 1991-4:2016** y la norma americana **ASME Sección VIII, división 1** como normas de diseño.

3.5.1 Propiedades del flujo de cemento blanco

Las propiedades de flujo definen la capacidad que tiene el cemento blanco para fluir cuando se encuentra bajo la presión de su propio peso dentro de un silo. Estas afectan significativamente el comportamiento durante el llenado y la descarga de los materiales a granel. Estas se describen a continuación:

➤ **Peso específico del material (γ)**

Representa la relación entre el peso y el volumen del material particulado, el cual se obtiene a un nivel de compactación que simula el correspondiente estado de compresión al que estaría sometido el sólido polvuro confinado en un silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con los siguientes valores para el cemento blanco:

$$\gamma = 10.5 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de la geometría del silo}$$

$$\gamma = 12.5 \text{ KN/m}^3 \text{ Para el cálculo de las presiones en el silo}$$

➤ **Ángulo de reposo del material (φ_r)**

Representa el ángulo que forma el material a granel con la horizontal cuando este se estabiliza y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento blanco:

$$\varphi_r = 31^\circ$$

➤ **Coeficiente de rozamiento (μ)**

Representa la fricción que existe entre las partículas y las paredes del silo y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento blanco:

$$\mu = 0.33$$

➤ **Ángulo de fricción interna (φ_i)**

Representa el ángulo de fricción entre partículas y según el EUROCÓDIGO EN 1991-4:2016 (Anexo E), se trabajara con el siguiente valor para el cemento blanco:

$$\varphi_i = 28^\circ$$

3.5.2. Dimensionamiento del silo de cemento gris

Teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la fig. 3.27.

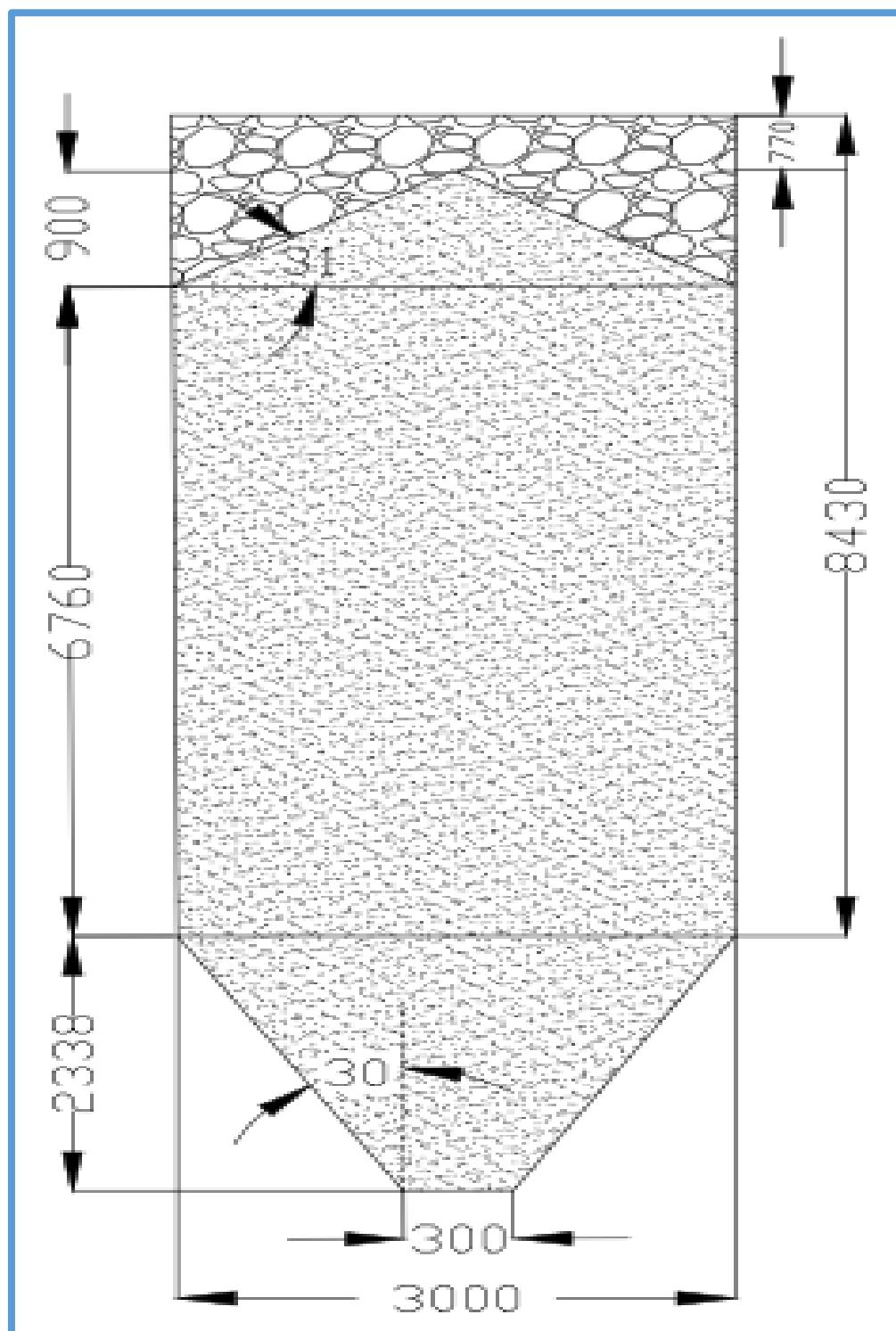


Fig. 3.27 Silo de cemento blanco

3.5.3. Calculo de presiones del silo de cemento blanco

Para calcular las presiones que se desarrollan en el silo utilizaremos la norma EN 1991-4:2016, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.19.

Tabla 3.19 Presiones del silo de cemento blanco

	Tipo	Presion	Cemento Blanco (Pa)
Silo	Llenado	Presion Horizontal	27445.47
		Presion Friccional	10506.13
		Presion Vertical	51786.96
	Descarga	Presion Horizontal	31562.30
		Presion Friccional	11556.74
Tolva	Llenado	Presion Normal	93499.41
	Descarga	Presion Normal	98282.91

Fuente: Autor

3.5.4. Calculo de espesores del silo de cemento blanco

Para calcular los espesores de las paredes del silo utilizaremos la norma ASME Sección VIII división 1, y teniendo como base la secuencia de calculos realizados en el silo de arena obtenemos los resultados mostrados en la tabla 3.20.

Tabla 3.20 Espesores del silo de cemento blanco

	Espesor calculado mm	Espesor comercial pulg
Silo	2.48	1/8"
Tolva	5.49	1/4"

Fuente: Autor

Ahora, una ves realizado el calculo de los silos mecanicos para cada uno de los materiales podemos observar lo siguiente:

- El silo de cemento blanco, es el silo donde se desarrollan los mayores esfuerzos durante el llenado y la descarga del mismo. Lo cual se puede observar en la siguiente tabla.

Tabla 3.21 Presiones durante el llenado y la descarga del silo

	Tipo	Presion	Arena (Pa)	Cuarzo (Pa)	Cemento Gris (Pa)	Cemento Blanco (Pa)
Silo	Llenado	Presion Horizontal	22286.82	24744.09	22479.56	27445.47
		Presion Friccional	12409.30	13203.44	9908.99	10506.13
		Presion Vertical	45620.66	48237.05	39440.16	51786.96
	Descarga	Presion Horizontal	24593.50	26401.94	25851.50	31562.30
		Presion Friccional	13265.54	13793.20	10899.89	11556.74
Tolva	Llenado	Presion Normal	81042.90	87582.18	73535.69	93499.41
	Descarga	Presion Normal	84837.83	96226.85	77736.30	98282.91

Fuente: Autor

- El silo de cemento gris, es el silo de mayor capacidad volumetrica a pesar de que los silos tienen la misma capacidad mecanica (60 Ton), esto se debe a la densidad granular que posee cada material. Lo cual se puede observar en la siguiente tabla.

Tabla 3.22 Capacidad volumetrica de los silos mecanicos

Capacidad Volumetrica	Arena (m3)	Cuarzo (m3)	Cemento Gris (m3)	Cemento Blanco (m3)
Silo Mecanico	42.04	36.79	58.86	56.06

Fuente: Autor

Por lo tanto, seleccionaremos el silo de cemento blanco como patron de construccion de los demas silos, ya que es el silo donde se generan los mayores esfuerzos; pero utilizaremos la geometria del silo de cemento gris, ya que es el que tiene mayor capacidad volumetrica.

3.5.5. Analisis por elemertos finitos del silo de cemento blanco

Se analizara el silo de cemento blanco mediante el metodo de los elementos finitos con ayuda del software Sap2000 20.0, para poder comparar los resultados obtenidos de dicho analisis con los resultados teoricos obtenidos de la norma europea **EN 1991-4:2016**.

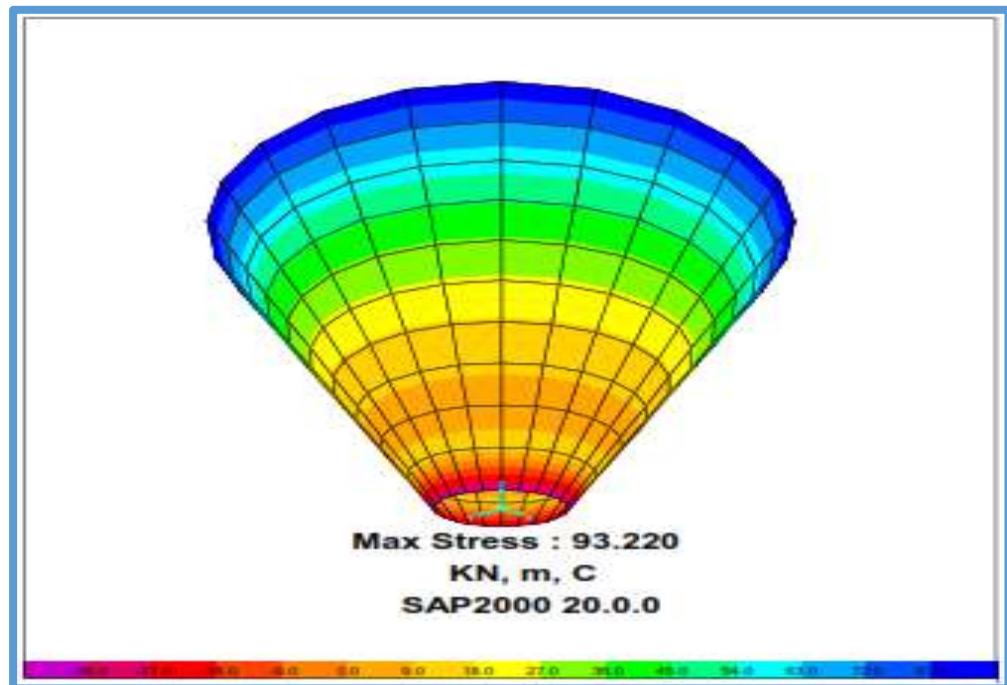


Fig. 3.28 Maxima presion de llenado en la tolva

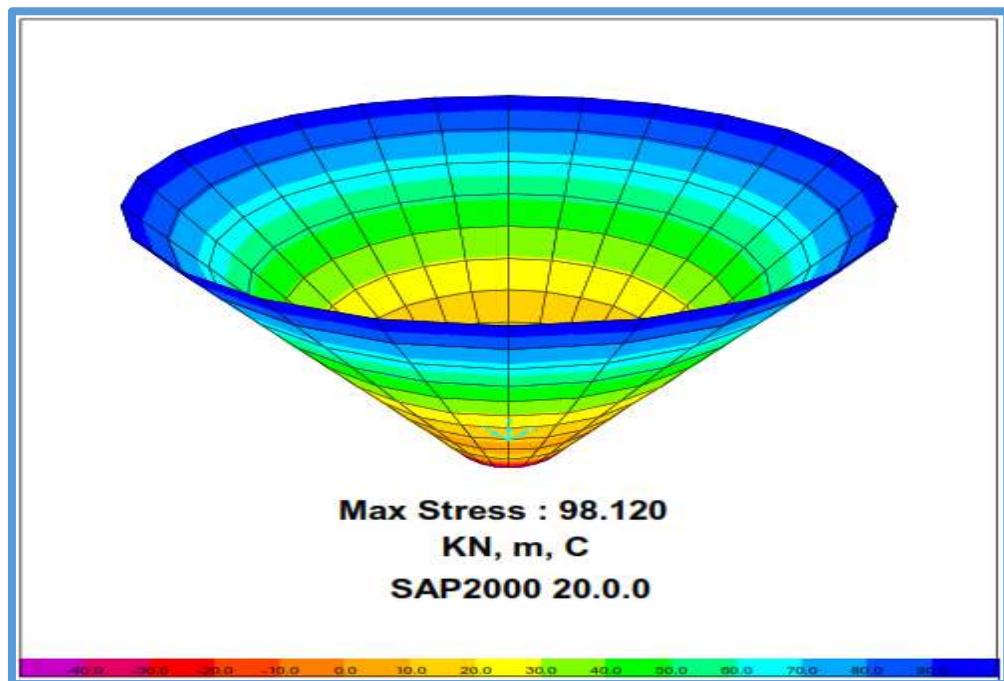


Fig. 3.29 Maxima presion de descarga en la tolva

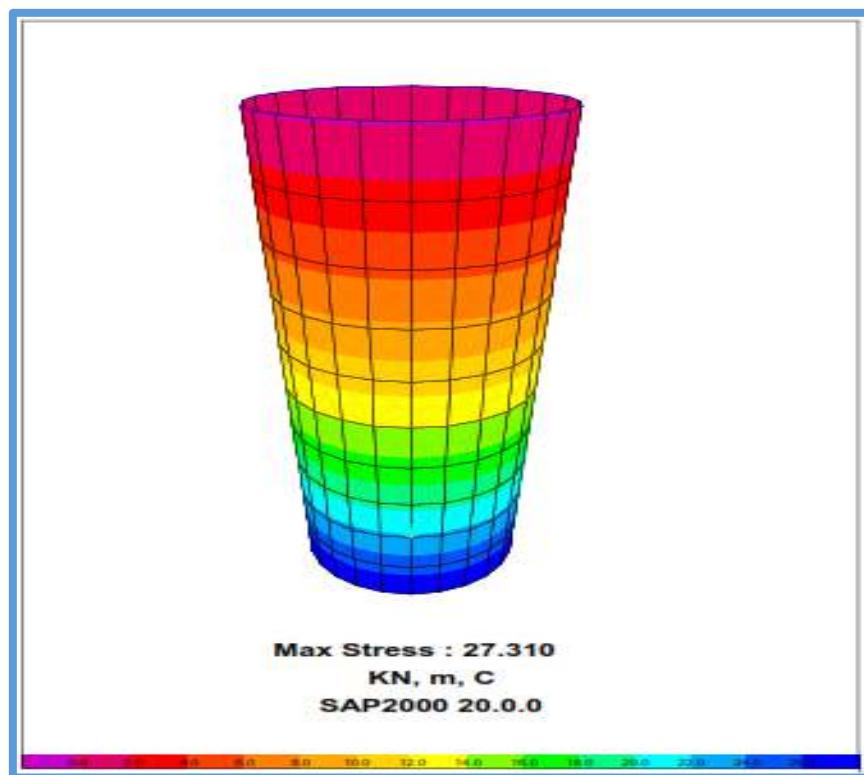


Fig. 3.30 Maxima presion horizontal de llenado en el silo

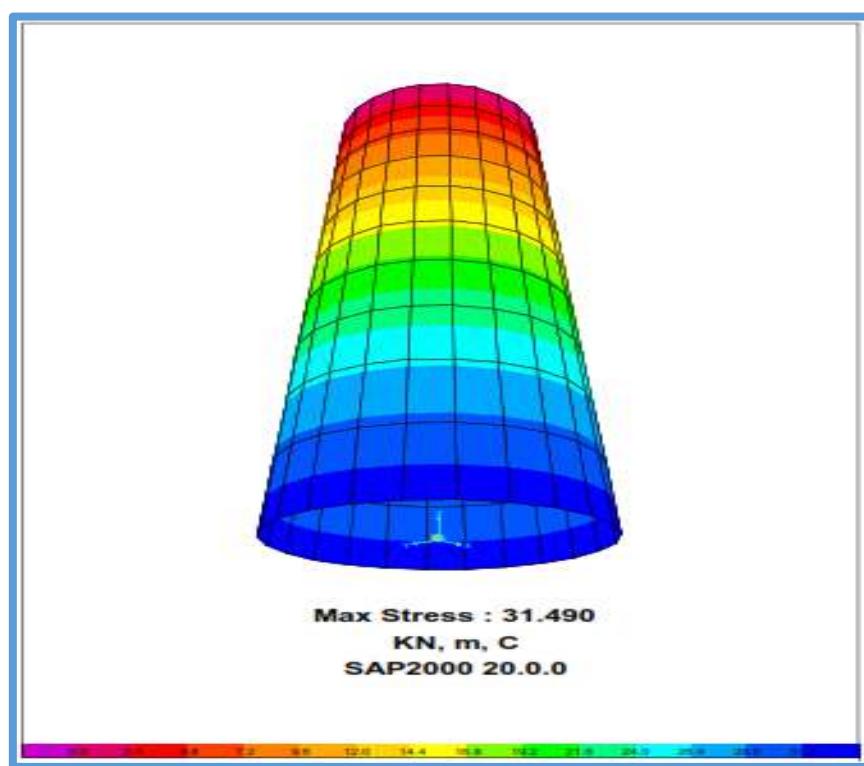


Fig. 3.31 Maxima presion horizontal de descarga en el silo

Ahora, una vez realizado el análisis por elementos finitos del silo de cemento blanco procedemos a realizar la comparación porcentual de los resultados, obteniendo un error porcentual menor al 1% en comparación con los datos obtenidos de la norma europea **EN 1991-4:2016** tal como se muestra en el siguiente cuadro.

Tabla 3.23 Comparación porcentual de las presiones generadas en el silo

Cemento Blanco	Tipo	Presión	EN 1991-4 2016	Sap 2000	Comparación Porcentual
Silo	Llenado	Presión Horizontal	27445.47	27310.00	0.49%
	Descarga	Presión Horizontal	31562.30	31490.00	0.23%
Tolva	Llenado	Presión Normal	93499.41	93220.00	0.29%
	Descarga	Presión Normal	98282.91	98120.00	0.17%

Fuente: Autor

Finalmente, graficamos las presiones generadas en el silo y en la tolva durante la descarga, ya que en esta situación se generan los mayores esfuerzos tal como se muestra en la fig. 3.32. En dicha figura podemos observar la transición que se genera en la unión silo-tolva tal como lo establece la norma europea **EN 1991-4:2016**.

Así mismo se presenta un corte del análisis obtenido con el software Sap2000 20.0, donde también se puede observar la transición que se genera en la unión silo-tolva tal como se muestra en la fig 3.33.

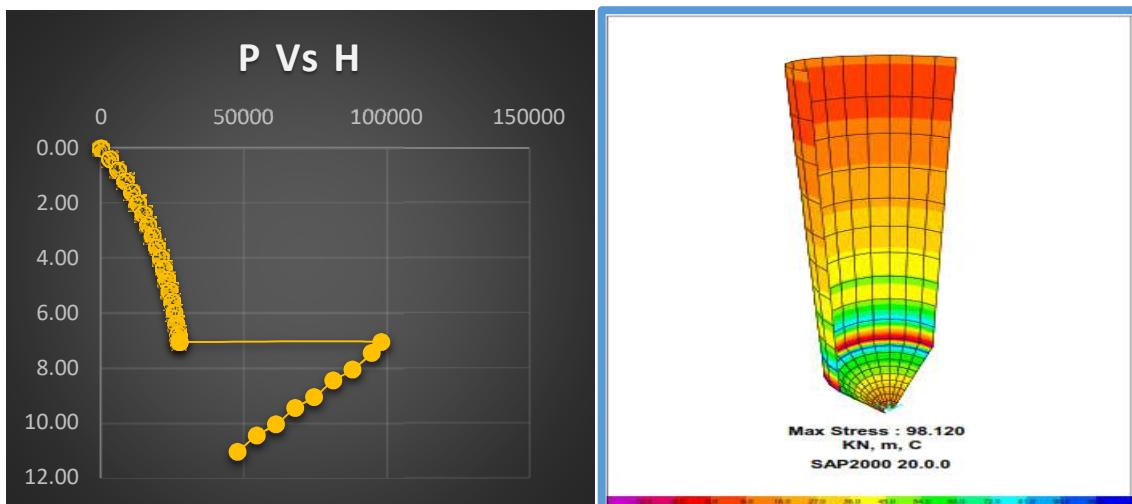


Fig. 3.32 Presiones durante la descarga Fig. 3.33 Presiones durante la descarga

3.6. ELEVADOR DE CANGILONES

3.6.1. Generalidades

Los elevadores de cangilones son los equipos más económicos para el movimiento vertical de material a granel. Los cangilones son los recipientes que contienen el material, tomándolo de la parte inferior del sistema y volcándolo en la parte superior.

Los cangilones van montados sobre la cinta o cadena, que es la que transmite el movimiento del tambor de accionamiento y la que debe absorber los esfuerzos provocados por esta transmisión; además del peso propio de los cangilones y del material elevado por los mismos.

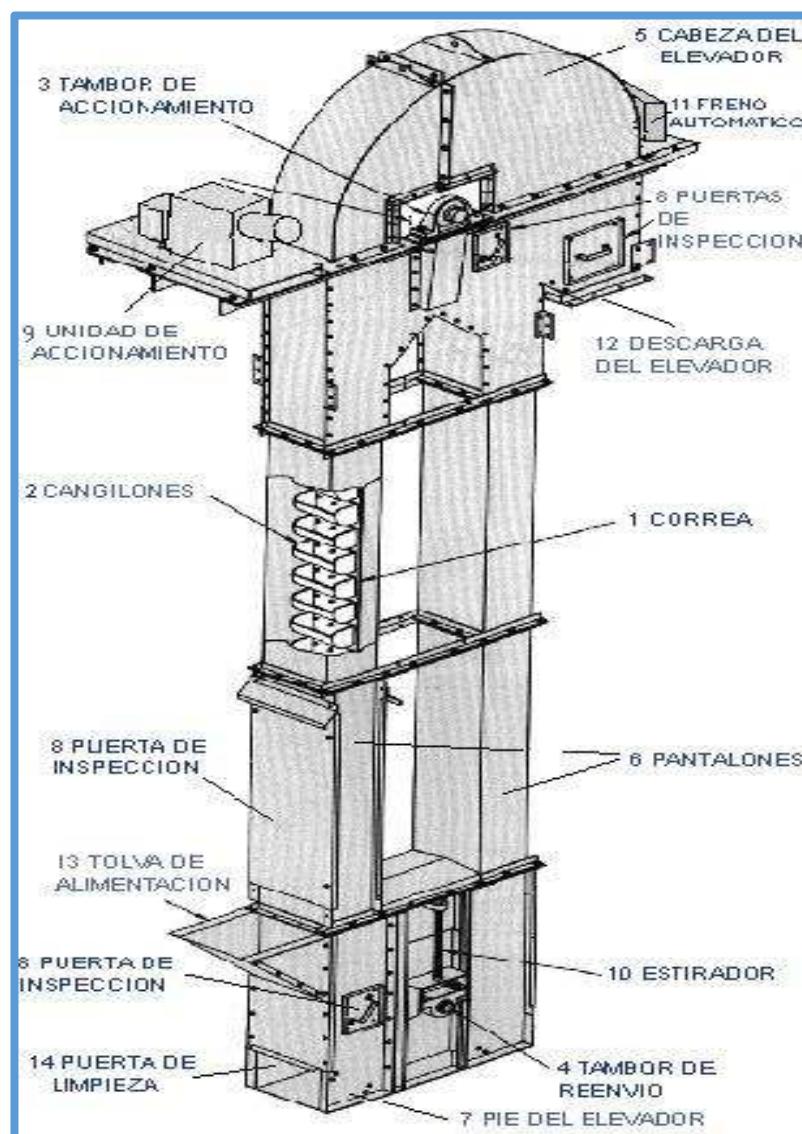


Fig. 3.34 Elementos de un elevador de cangilones

3.6.2. Partes de un Elevador de Cangilones

➤ Motor de Accionamiento

Está constituido por un motor y un reductor que puede estar ligado directamente al eje del tambor de accionamiento o a través de un acople elástico. Toda la unidad se asienta en una plataforma construida para tal fin.

➤ Tambor de Accionamiento

Es el encargado de transmitir el movimiento a la cinta o cadena, puede tener una pequeña iconicidad a los efectos de centrar la correa. Es altamente recomendable el recubrimiento del mismo con caucho a efectos de protegerlo del desgaste producido por la gran cantidad de polvo que se genera.

➤ Cabeza del Elevador

Es una estructura metálica localizada en la parte superior del elevador, que contiene al tambor de accionamiento. La cabeza debe tener el perfil adecuado para adaptarse lo más posible a la trayectoria del material elevado en el momento de producirse la descarga.

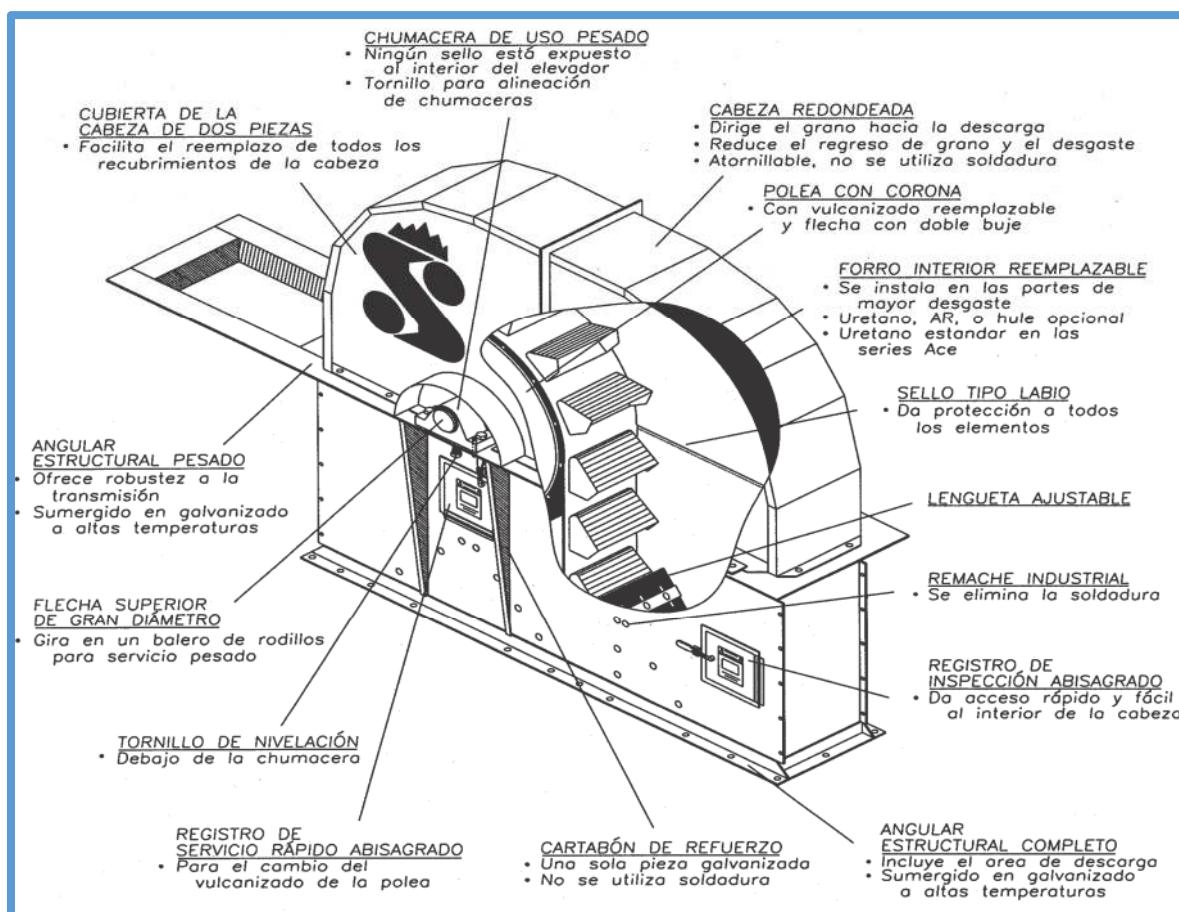


Fig. 3.35 Cabeza del Elevador de Cangilones

➤ **Plataforma de Servicio de la Cabeza**

Es un área de trabajo para efectuar inspecciones de rutina y mantenimiento en la cabeza del elevador, transmisión y el motor.

➤ **Plataforma Intermedia**

Es un área de descanso para cumplir las normas de seguridad requeridas por la OSHA, donde establece que a cada 30 pies de altura se debe colocar una plataforma de seguridad.

➤ **Escalera de Gato**

La escalera de gato está compuesta de una escalera que provee acceso a las plataformas de servicio y una jaula de seguridad alrededor de la escalera.

➤ **Cangilón**

Es el elemento que aloja la carga en su carrera ascendente, según su construcción pueden ser metálicos, de plástico, de fibra, de acero inoxidable o de fundición. Los cangilones son fijados a la cinta a través de bulones de cabeza plana.

➤ **Tambor Tensor**

Al igual que el tambor de accionamiento se encarga de transmitir el movimiento a la cinta o cadena, pero a su vez se encarga de tensar la cinta en conjunto con el tornillo tensor. Se encuentra ubicado en la parte inferior del elevador y generalmente tiene el mismo diámetro o menor que el del tambor de accionamiento.

➤ **Caja**

La caja o envoltura del elevador es fabricado en secciones. Forma la estructura para soportar la cabeza, la plataforma de servicio, escalera de gato, etc., provee protección contra el polvo e impermeabilidad contra el agua para la cinta del elevador.

➤ **Tornillo Tensor**

Este mecanismo permite el tensado de la cinta o cadena para lograr un perfecto funcionamiento del sistema y generalmente en la bota del elevador.

➤ **Bota del Elevador**

Es una estructura metálica localizada en la parte inferior del cangilón, que contiene al tambor tensor. Se encarga de recibir el material para ser elevado.

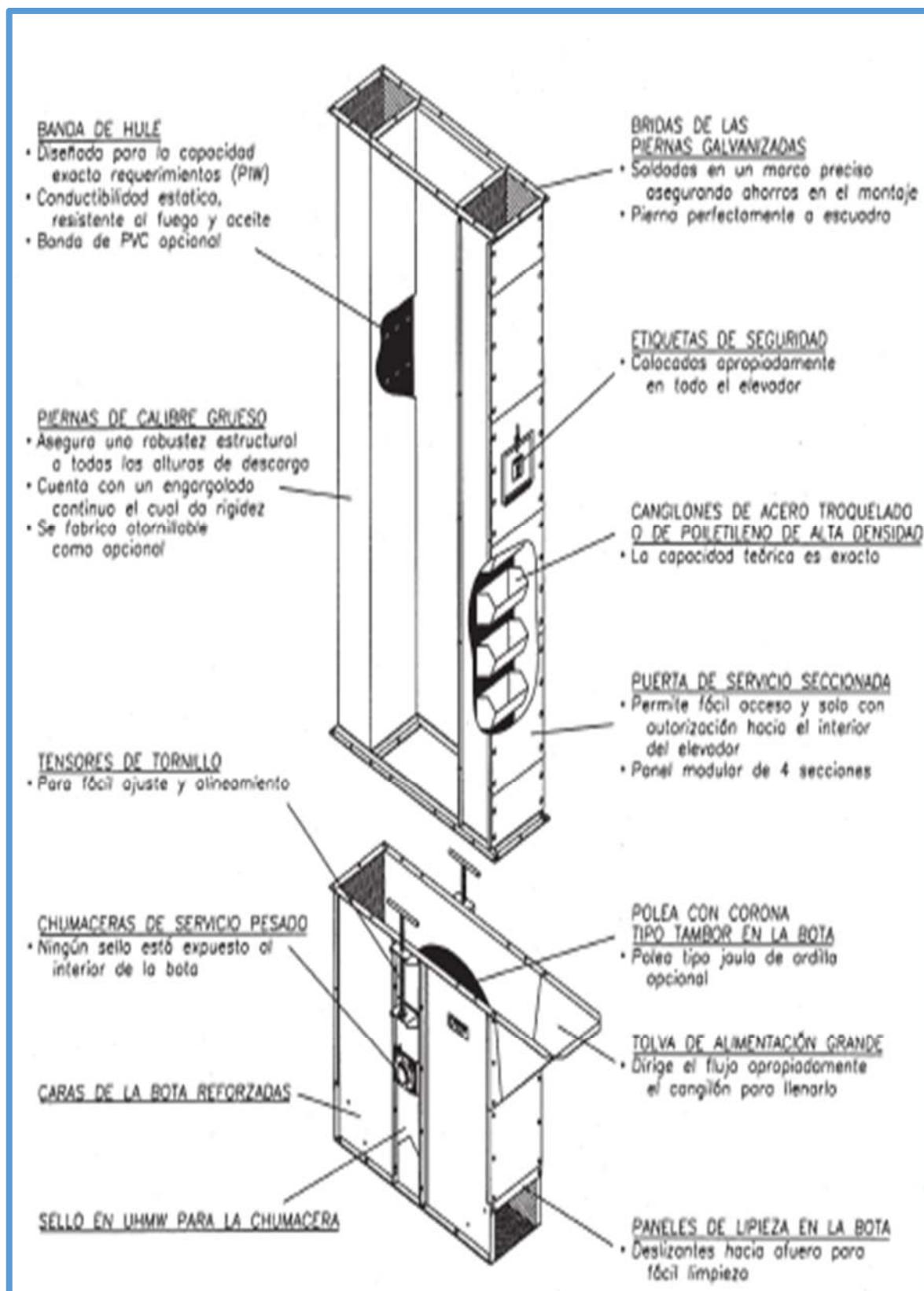


Fig. 3.36 Cuerpo y Bota del Elevador de Cangilones

3.6.3. Clasificación de los Elevadores de Cangilones

3.6.3.1 Segundo el Tipo de Carga

➤ Carga por Tolva

Se emplea para el transporte de materiales de pedazos grandes y abrasivos. La velocidad de desplazamiento del órgano de tracción es baja.

➤ Carga por Dragado

Se emplea para el transporte de materiales que no ofrecen resistencia a la extracción, polvorientos y de granulación fina.

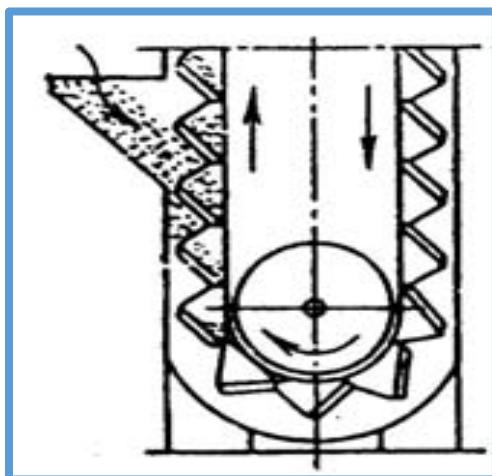


Fig. 3.37 Carga por Tolva

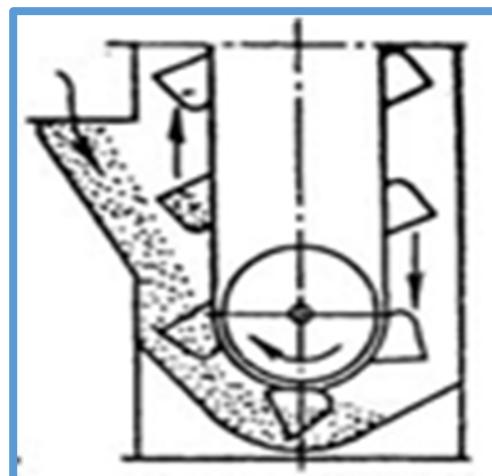


Fig. 3.38 Carga por Dragado

3.6.3.2 Segundo el Tipo de Descarga

➤ Descarga Centrifuga

Es el tipo más utilizado para grandes velocidades de desplazamiento (1,2 y 1,4 m/s). La carga se efectúa generalmente por dragado del material depositado en la parte inferior del elevador.

La distancia de separación entre cangilones es de 2 a 3 veces la altura del cangilón.

➤ Descarga Continua

Es el tipo más utilizado para bajas velocidades de desplazamiento (0,5 y 1,0 m/s). Se aprovecha el propio peso del material para la descarga del mismo.

Los cangilones se sitúan de forma continua, sin separación entre ellos.

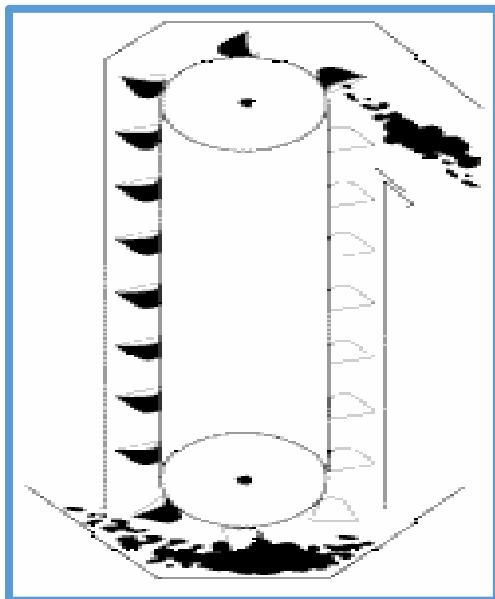


Fig. 3.39 Descarga Centrifuga

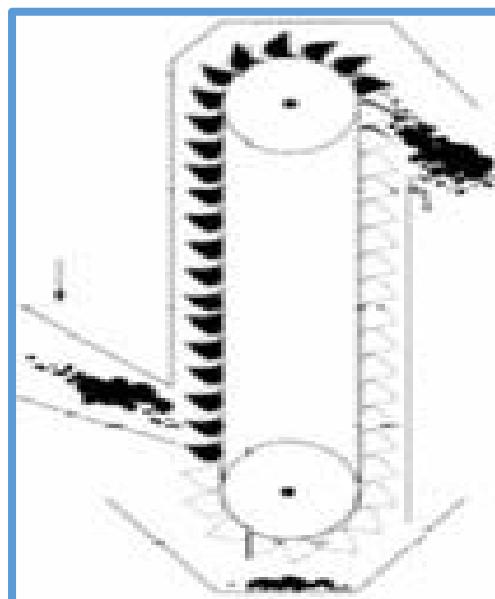


Fig. 3.40 Descarga Continua

3.7. DISEÑO DEL ELEVADOR DE CANGILONES

Para el calculo y diseño del elevador de cangilones utilizaremos la norma española **UNE 58-222-87** como norma de diseño y las recomendaciones dadas por el catalogo de **Martin** y el catalogo de **Cema**. Se consideran los siguientes parametros para el calculo y diseño del elevador de cangilones:

- La capacidad de transporte es de 30 Ton/hr.
- Los materiales a transportar son arena y cuarzo.
- La altura de trabajo es de 28.5 m o 93.5 pies (Se esta considerando 6m adicionales por encima del nivel de los silos para los ductos que se encargan de conectar el elevador de cangilones con los silos , tal cual se muestra en la Fig. 3.41)

3.7.1. Características del material

En el catalogo de Martin (Tabla de Materiales), encontramos las propiedades de los distintos materiales a elevar. El resumen para la arena y el cuarzo se muestra en la tabla 3.24.

Tabla 3.24 Cuadro de propiedades del material

Material	Densidad Lb/pie ³	Codigo del Material	Tipo de Elevador
Arena	90-110	B6-37	B,G
Cuarzo	110-130	B6-47	B,G

Fuente: Catalogo Martin

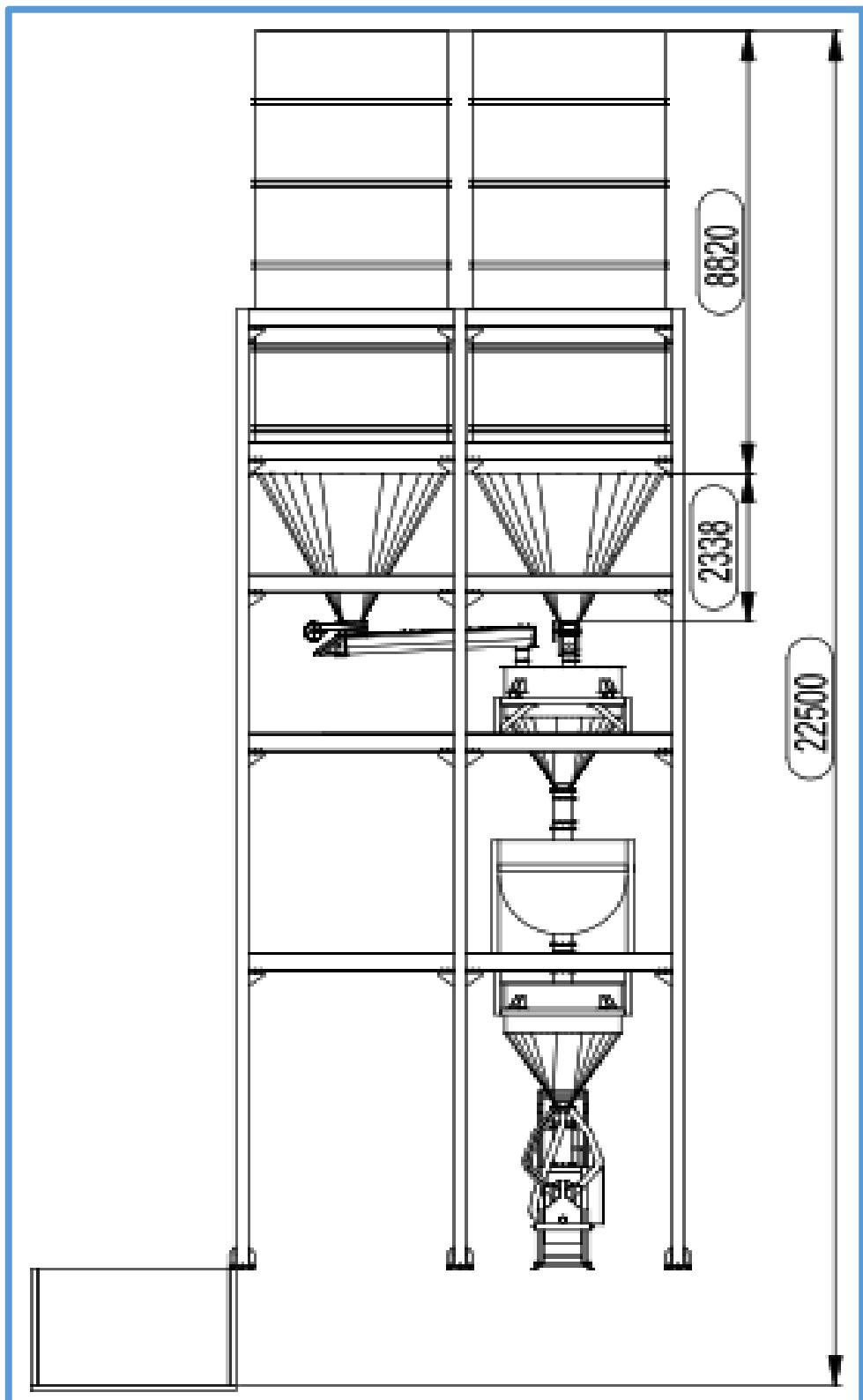


Fig. 3.41 Vista frontal de la planta de pegamentos

El catalogo tambien nos recomienda si es que es posible que el elevador sea de faja o cadena para distintos tipos de elevadores. En nuestro caso para los tipos de elevadores recomendados B,G solo se recomienda utilizar faja.

Durante el proceso de diseño se utilizara el material que posea la menor densidad, ya que de esta forma se obtendra la mayor capacidad volumetrica del elevador. En nuestro caso sera la arena; ya que según la tabla 3.24 posee menor densidad que el cuarzo y presenta las siguientes propiedades:

- Material fino, tamiz N°40 (B6)
- Fluidez promedio (3)
- Extremadamente abrasivo

3.7.2. Selección del elevador

Para la selección del elevador se utiliza el catalogo de Martin, ya que nos muestra el tipo de elevador, el tipo de descarga, el tipo de cangilón y la altura maxima de elevacion según la densidad del material.

Las caracteristicas de los distintos tipos de elevadores de cangilones recomendados para la arena se muestra en la tabla 3.25.

Tabla 3.25 Caracteristicas de los tipos de elevadores recomendados

Tipo de Elevador	B Serie 100 Belt	G Serie 700 Belt
Tipo de Descarga	Centrifuga	Continua
Tipo de Cangilon	AA	C
Capacidad para 100 lb/pie ³	35 Tn/hr	45 Tn/hr
Altura Maxima de Trabajo	90	100

Fuente: Catalogo Martin

El elevador que se selecciona es el elevador tipo B (Serie 100 belt), ya que se adapta mas a la capacidad requerida según la densidad del material.

Con la informacion anterior se procede a seguir el proceso de selección aprendido en las clases.

3.7.3. Caudal y Velocidad

En la selección anterior se selecciono un elevador tipo B (Serie 100 belt), en esta sección hallaremos su caudal con los datos nominales del elevador. Tenemos una capacidad de 35 Ton/hr y un peso específico de 100lb/pie³.

$$C = \frac{35 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}} \times 2204.6 \frac{\text{lb}}{\text{Ton}}}{100 \frac{\text{lb}}{\text{pie}^3}}$$

$$C = 771.61 \frac{\text{pie}^3}{\text{hr}} = 21.85 \frac{\text{m}^3}{\text{hr}}$$

La norma UNE 58-222-87 recomienda para elevadores con descarga centrifuga usar una velocidad de 250-350 pie/min. En nuestro caso asumiremos una velocidad de 300 pie/min.

$$V = 300 \frac{\text{pie}}{\text{min}} = 5 \frac{\text{pie}}{\text{s}}$$

3.7.4. Tamaño del cangilón

La capacidad del elevador esta relacionada con la capacidad de cada cangilón y se evalua mediante la siguiente expresion:

$$Q = \frac{3600}{2204.6} \times \frac{c}{p} \times V \times \varphi \times \rho$$

Donde:

Q = Capacidad del elevador (Tn/hr)

c = Capacidad de cada cangilón (pie³)

p = Espaciamiento entre cangilones (pie)

V = Velocidad (pie/s)

φ = Coeficiente de llenado (0.75)

ρ = Peso especifico (lb/pie³)

Reemplazando valores se tiene:

$$35 = \frac{3600}{2204.6} \times \frac{c}{p} \times 5.0 \times 0.75 \times 100$$

$$\frac{c}{p} = 0.057 \frac{\text{pie}^3}{\text{pie}}$$

Con esta relacion de capacidad con espaciamiento entre cangilones se puede entrar a la tabla de cangilones del tipo AA y asi seleccionar un cangilon. La norma UNE 58-222-87 recomienda para elevadores con descarga centrifuga usar un espaciamiento entre cangilones de 2h-3h pies, donde h es la profundidad del cangilon.

Tabla 3.26 Relaciones de capacidad de distintos tamaños de cangilones

Tamaño del Cangilon			Capacidad (pie3)	Relacion de Capacidad
Longitud	Proyeccion	Profundidad		
6"	4"	4 $\frac{1}{4}$ "	0.03	$\frac{0.03 \times 12}{2 \times 4.25} = 0.042$
				$\frac{0.03 \times 12}{3 \times 4.25} = 0.028$
8"	5"	5 $\frac{1}{2}$ "	0.07	$\frac{0.07 \times 12}{2 \times 5.5} = 0.076$
				$\frac{0.07 \times 12}{3 \times 5.5} = 0.061$
10"	6"	6 $\frac{1}{4}$ "	0.12	$\frac{0.12 \times 12}{2 \times 6.25} = 0.115$
				$\frac{0.12 \times 12}{3 \times 6.25} = 0.077$

Fuente: Catalogo Martin

Observando las relaciones de capacidad de la tabla 3.26, la relacion que mas se acerca a la relacion obtenida anteriormente 0.06 es el tamaño de cangilon 8"x5"x5 $\frac{1}{2}$ " con un relacion de capacidad de 0.05-0.08. Entonces el tamaño de cangilon seleccionado es el que tiene una longitud de 8", una proyeccion de 5" y una profundidad de 5 $\frac{1}{2}$ ". Con esta nueva relacion de capacidad se procede a hallar la nueva velocidad:

$$Q = \frac{3600}{2204.6} \times \frac{c}{p} \times V \times \varphi \times \rho$$

$$35 = \frac{3600}{2204.6} \times 0.061 \times V \times 0.75 \times 100$$

$$V = 4.6 \frac{\text{pie}}{\text{s}} = 276 \frac{\text{pie}}{\text{min}}$$

3.7.5. Selección de poleas

3.7.5.1. Diametro de la polea superior

El diametro de la polea superior se evalua mediante la siguiente expresion:

$$D_s = \frac{2V_c^2}{g}$$

Donde:

D_s = Diametro de la polea superior (pulg)

V_c = Velocidad critica del elevador (pie/min)

g = Gravedad (pie/s²)

La velocidad critica se calcula mediante la siguiente expresion:

$$V_c = \frac{V}{0.82}$$

$$V_c = \frac{276}{0.82} = 336 \frac{\text{pie}}{\text{min}}$$

Por lo tanto, el diametro de la polea superior es igual a:

$$D_s = \frac{2 \times \left(\frac{336}{60}\right)^2 \times 12}{32.2}$$

$$\mathbf{D_s = 23.4 \text{ pulg}}$$

Tomando como referencia el catalogo cema, se seleccionara una polea normalizada superior. Por lo tanto seleccionamos una polea con un $D_s=24$ pulg.

3.7.5.2. Diametro de la polea inferior

El diametro de la polea inferior se evalua mediante la siguiente expresion:

$$\begin{aligned} 0.8D_s < D_i &< 0.85D_s \\ 0.8 \times 24 \text{ pulg} &< D_i < 0.85 \times 24 \text{ pulg} \\ 19.2 \text{ pulg} &< D_i < 20.4 \text{ pulg} \end{aligned}$$

Tomando como referencia el catalogo cema, se seleccionara una polea normalizada superior. Por lo tanto seleccionamos una polea con un $D_i=20$ pulg.

3.7.6. Longitud de la faja

La longitud de la faja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$L = 2C + \frac{\pi D_s}{2} + \frac{\pi D_i}{2}$$

Donde:

L = Longitud de la faja (pies)

C = Distancia entre centros (pies)

D_s = Diametro de la polea superior (pies)

D_i = Diametro de la polea inferior (pies)

$$L = 2 \times (93.5) + \frac{\pi(\frac{24}{12})}{2} + \frac{\pi(\frac{20}{12})}{2}$$

$$\mathbf{L = 193 \text{ pies}}$$

3.7.7. Ancho de la faja

El ancho de la faja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$A = l + 1" + 1"$$

Donde:

A = Ancho de la faja (pulg)

l = Longitud del cangilon (pulg)

$$A = 8" + 1" + 1"$$

$$\mathbf{A = 10 \text{ pulg}}$$

3.7.8. Ancho de la polea

El ancho de la polea se evalua mediante la siguiente expresion:

$$B = A + 1" + 1"$$

Donde:

B = Ancho de la polea (pulg)

A = Ancho de la faja (pulg)

$$B = 10" + 1" + 1"$$

$$\mathbf{B = 12 \text{ pulg}}$$

3.7.9. Numero de cangilones

El numero de cangilones se evalua mediante la siguiente expresion:

$$N^{\circ} = \frac{L}{p}$$

Donde:

N° = Cantidad de cangilones

L = Longitud de la faja (pies)

p = Espaciamiento entre cangilones (pies)

El espaciamiento entre cangilones se obtiene de la tabla 3.26, donde se tomo un $p=3h$. En nuestro caso $h=5\frac{1}{2}"$; por lo tanto $p=16.5"$.

$$N^{\circ} = \frac{193 \times 12}{16.5}$$

$$\mathbf{N^{\circ} = 140 \text{ cangilones}}$$

3.7.10. Calculo de tensiones

En esta seccion calcularemos las diferentes tensiones del elevador de cangilones; tales como la tension por el peso de los cangilones, por el peso del material, por el peso de la faja, debido a la accion de cargado y tension debido a los apoyos.

3.7.10.1. Tension por el peso de los cangilones (8"x5"x5 1/2")

Para calcular esta tension entramos a la tabla de cangilones del tipo AA, donde encontramos el peso del mismo. Para nuestro elevador 8"x5"x5 1/2" se tiene un peso por cangilon de 4.8 lb. El peso total de los cangilones es:

$$Ta = \frac{N^{\circ}}{2} \times W$$

Donde:

N° = Cantidad de cangilones

W = Peso de cada cangilon

$$Ta = \frac{140}{2} \times 4.8$$

$$\mathbf{Ta = 336 \text{ lb}}$$

3.7.10.2. Tension por el peso del material

La tension debido al peso del material se evalua mediante la siguiente expresion:

$$Tb = \frac{N^{\circ}}{2} \times c \times \rho$$

Donde:

N° = Cantidad de cangilones

c = Capacidad de cada cangilon completamente lleno (pie³)

ρ = Peso especifico (lb/pie³)

$$Tb = \frac{140}{2} \times 0.07 \times 100$$

$$\mathbf{Tb = 490 \text{ lb}}$$

3.7.10.3. Tension por la accion de cargado

La tension debido a la accion del cargado se evalua mediante la siguiente expresion:

$$Td = (10 - 12) \times Di \times w$$

Donde:

L = Longitud de la faja (pies)

Di = Diametro de la polea inferior (pies)

w = Relacion entre el peso del material transportado en un cangilon y el espaciamiento (lb/pie)

$$w = \frac{c \times \rho}{p}$$

$$w = \frac{0.07 \times 100 \times 12}{16.5}$$

$$w = 5.1 \frac{\text{lb}}{\text{pie}}$$

Ahora calculamos Td para el primer caso:

$$Td1 = 10 \times \left(\frac{20}{12}\right) \times 5.1$$

$$\mathbf{Td1 = 85 lb}$$

Ahora calculamos Td para el segundo caso:

$$Td2 = 12 \times \left(\frac{20}{12}\right) \times 5.1$$

$$\mathbf{Td2 = 102 lb}$$

Finalmente, el valor de Tc es el promedio de ambos casos:

$$Td = \frac{Td1 + Td2}{2}$$

$$Td = \frac{85 + 102}{2}$$

$$\mathbf{Td = 94 lb}$$

3.7.10.4. Tension debido a la friccion en los apoyos

La tension debido a la friccion se evalua mediante la siguiente expresion:

$$Te = \mu \times (Ta + Tb + Tc + Td)$$

Donde:

μ = Coeficiente de friccion (0.01-0.02)

Ta = Tension por el peso de los cangilones

Tb = Tension por el peso del material

Tc = Tension por el peso de las fajas (No se considera en el calculo)

Td = Tension por la accion de cargado

Ahora calculamos T_e para el primer caso:

$$T_{e1} = 0.01 \times (336 + 490 + 94)$$

$$\mathbf{T_{e1} = 9.2 \text{ lb}}$$

Ahora calculamos T_e para el segundo caso:

$$T_{e2} = 0.02 \times (336 + 490 + 94)$$

$$\mathbf{T_{e2} = 18.4 \text{ lb}}$$

Finalmente, el valor de T_e es el promedio de ambos casos:

$$T_e' = \frac{T_{e1} + T_{e2}}{2}$$

$$T_e' = \frac{9.2 + 18.4}{2}$$

$$\mathbf{T_e' = 13.8 \text{ lb}}$$

3.7.11. Tensiones totales

Finalmente hallamos las tensiones totales T_1 y T_2 como se muestra en la fig. 3.42.

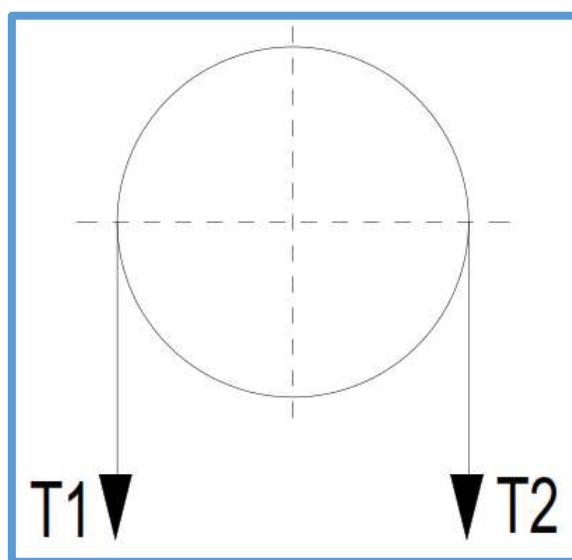


Fig. 3.42 Tension mayor y menor del elevador de cangilones

3.7.11.1 Tension en el lado de ascenso (T1)

La tension en el lado de ascenso se evalua mediante la siguiente expresion:

$$T1' = Ta + Tb + Td + Te'$$

$$T1' = 336 + 490 + 94 + 13.8$$

$$\mathbf{T1' = 933.8 \text{ lb}}$$

En el calculo de $T1'$ no se considero la tension debido al peso de la faja (Tc), ya que no teniamos una tension de referencia para poder seleccionar una faja adecuada. Utilizaremos $T1'$ y la tabla 3.27 para calcular la capacidad de la faja del elevador.

Tabla 3.27 Capacidad de la faja

Onzas	Tension admisible lb/(pulg x pliegue)	Resistencia maxima Lb/(pulg x pliegue)
28	27	300
32	30	325
36	33	375
42	41	450

Fuente: Catalogo Cema

Ahora calculamos la capacidad de la faja y el numero de pliegues para los dos primeros tipos que muestra la tabla 3.27, teniendo en cuenta que la faja tiene un ancho de 10" y soportara una tension inicial de 933.8 lb.

Para 28 onzas:

$$Cf = 27 \frac{\text{lb}}{\text{pulg x pliegue}} \times 10 \text{ pulg}$$

$$Cf = 270 \frac{\text{lb}}{\text{pliegue}}$$

Por lo tanto, el numero de pliegues es igual a:

$$n = \frac{933.8 \text{ lb}}{270 \frac{\text{lb}}{\text{pliegue}}}$$

$$\mathbf{n = 3.45 \text{ pliegues}}$$

Para 32 onzas:

$$Cf = 30 \frac{\text{lb}}{\text{pulg x pliegue}} \times 10 \text{ pulg}$$

$$Cf = 300 \frac{\text{lb}}{\text{pliegue}}$$

Por lo tanto, el numero de pliegues es igual a:

$$n = \frac{933.8 \text{ lb}}{300 \frac{\text{lb}}{\text{pliegue}}}$$

$$\mathbf{n = 3.11 \text{ pliegues}}$$

Finalmente, asumimos una faja de 32 onzas con 4 pliegues. Para el calculo del peso de la faja debemos tener en cuenta lo siguiente:

$$\text{Peso Faja} = \text{Peso Alma} + \text{Peso Cubiertas}$$

Para calcular el peso del alma y el peso de las cubiertas utilizaremos la tabla 3.28. Anteriormente se asumio una faja de 32 onzas, con dicho valor ingresamos a la tabla 3.28 y obtenemos el peso del alma y de las cubiertas.

Tabla 3.28 Peso del alma y las cubiertas

Onzas	Peso del alma lb/(pulg x pliegue)	Peso de las cubiertas Lb/(pulg x pliegue)
28	0.021	0.018
32	0.024	0.018
36	0.026	0.018
42	0.029	0.018

Fuente: Catalogo Cema

Peso del alma

$$Pa = \Psi \times B \times n \times \frac{L}{2}$$

Donde:

Ψ = Peso del alma (lb/(pulg x ancho x pliegue))

B = Ancho de la faja (pulg)

n = Numero de pliegues de la faja

L = Longitud de la faja (pie)

$$Pa = 0.024 \times 10 \times 4 \times \frac{193}{2}$$

$$\mathbf{Pa = 92.64 \text{ lb}}$$

Peso de las cubiertas

$$P_c = \Phi \times B \times \frac{L}{2} \times \frac{ECS}{1/32} + \Phi \times B \times \frac{L}{2} \times \frac{ECI}{1/32}$$

Donde:

Φ = Peso de la cubierta (lb/(pulg x ancho))

B = Ancho de la faja (pulg)

L = Longitud de la faja (pie)

ECS = Espesor de la cubierta superior de la faja (pulg)

ECI = Espesor de la cubierta inferior de la faja (pulg)

En nuestro caso asumiremos un espesor de cubierta de 1/16" para ambos lados de la faja, es decir tanto para la cubierta superior como para la inferior.

$$P_c = 0.018 \times 10 \times \frac{193}{2} \times \frac{1/16}{1/32} + 0.018 \times 10 \times \frac{193}{2} \times \frac{1/16}{1/32}$$

$$\mathbf{P_c = 69.48 \text{ lb}}$$

Por lo tanto la tension debido al peso de la faja es igual a:

$$T_c = 92.64 + 69.48$$

$$\mathbf{T_c = 162.12 \text{ lb}}$$

Ahora vamos a recalcular la tension debido a la friccion en los apoyos (Te).

$$T_e = \mu \times (T_a + T_b + T_c + T_d)$$

Calculamos Te para el primer caso:

$$T_{e1} = 0.01 \times (336 + 490 + 162.12 + 94)$$

$$\mathbf{T_{e1} = 10.82 \text{ lb}}$$

Calculamos Te para el segundo caso:

$$T_{e2} = 0.02 \times (336 + 490 + 162.12 + 94)$$

$$\mathbf{T_{e2} = 21.64 \text{ lb}}$$

Por lo tanto, el valor de T_e es el promedio de ambos casos:

$$T_e = \frac{10.82 + 21.64}{2}$$

$$\mathbf{T_e = 16.23 \text{ lb}}$$

Finalmente, la tension en el lado de ascenso es igual a:

$$T_1 = T_a + T_b + T_c + T_d + T_e$$

$$T_1 = 336 + 490 + 162.12 + 94 + 16.23$$

$$\mathbf{T_1 = 1098.35 \text{ lb}}$$

Ahora con el valor de T_1 vamos a recalcular el numero de pliegues para la faja de 32 onzas asumida inicialmente, de esta manera verificar la capacidad de la faja. Para lo cual se tiene que cumplir la siguiente condicion:

$$n_1 < n$$

Donde:

n = Numero de pliegues asumido

n_1 = Numero de pliegues recalculado

$$n_1 = \frac{1098.35 \text{ lb}}{300 \frac{\text{lb}}{\text{pliegue}}}$$

$$\mathbf{n_1 = 3.66 \text{ pliegues}}$$

Siendo $n=4$, se cumple la condicion inicial; por lo tanto el numero de pliegues asumido es correcto.

3.7.11.2 Tension en el lado de descenso (T_2)

La tension en el lado de descenso se evalua mediante la siguiente expresion:

$$T_2 = T_a + T_c$$

Donde:

T_a = Tension por el peso de los cangilones

T_c = Tension por el peso de las fajas

$$T_2 = 336 + 162.12$$

$$\mathbf{T_2 = 498.12 \text{ lb}}$$

Ahora se verificará que no exista resbalamiento en la polea motriz, para lo cual se tiene que cumplir la siguiente condición:

$$\frac{T_1}{T_2} < e^{f\theta}$$

Donde:

f = Coeficiente de fricción entre la polea y la faja

θ = Ángulo de arrollamiento de la faja alrededor de la polea (rad)

El coeficiente de fricción lo obtenemos de la tabla 3.29. En nuestro caso utilizaremos una polea de acero con revestimiento y dado que la faja cubre la semicircunferencia de la polea asumiremos un ángulo de arrollamiento de 180°.

Tabla 3.29 Coeficientes de fricción entre polea y faja

Item	Caso	f
01	Faja recubierta con caucho accionada por polea de acero sin revestimiento.	0.25
02	Faja recubierta con caucho accionada por polea de acero forrada con caucho.	0.35

Fuente: Catálogo Cema

Reemplazando valores en la ecuación donde $T_1=1098.35 \text{ lb}$, $T_2=498.12 \text{ lb}$, $f=0.35$ y $\theta=\pi \text{ rad}$ obtenemos:

$$\frac{1098.35}{498.12} < e^{(0.35)\times(\pi\text{rad})}$$

$$\mathbf{2.2 < 3.0}$$

Tabla 3.30 Tensiones en el elevador de cangilones

Item	Tipo de tensión	Valor (lb)
T _a	Tensión por el peso de los cangilones	336.00
T _b	Tensión por el peso del material	490.00
T _c	Tensión por el peso de la faja	162.12
T _d	Tensión por la acción de cargado	94.00
T _e	Tensión por la fricción en los apoyos	16.23
T ₁	Tensión en el lado de ascenso	1098.35
T ₂	Tensión en el lado de descenso	498.12

Fuente: Propia

3.7.12. Calculo de la potencia de accionamiento

La potencia de accionamiento de la faja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$P_a = \frac{(T_1 - T_2) \times V}{33000}$$

Donde:

T_1 = Tension en el lado de ascenso (lb)

T_2 = Tension en el lado de descenso (lb)

V = Velocidad de la faja (pie/min)

$$P_a = \frac{(1098.35 - 498.12) \times 336}{33000}$$

$$\mathbf{P_a = 6.11 \text{ HP} = 4.56 \text{ Kw}}$$

3.7.13. Calculo de la potencia del motor

La potencia del motor de la faja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$P_m = \frac{P_a}{\eta}$$

Donde:

P_a = Potencia de accionamiento (HP)

η = Eficiencia de transmicion

$$P_m = \frac{6.11}{0.7}$$

$$\mathbf{P_m = 8.72 \text{ HP}}$$

Luego de haber calculado la potencia del motor seleccionamos un motor cuya potencia sea mayor a la calculada. En nuestro caso seleccionaremos un motor de 10 HP.

3.7.14. Calculo de la caja metalica

En esta sección se dimensionara la caja metálica según los componentes que hemos calculado, estimado y asumido previamente. En la fig. 3.43 se muestran las dimensiones del elevador de cangilones.

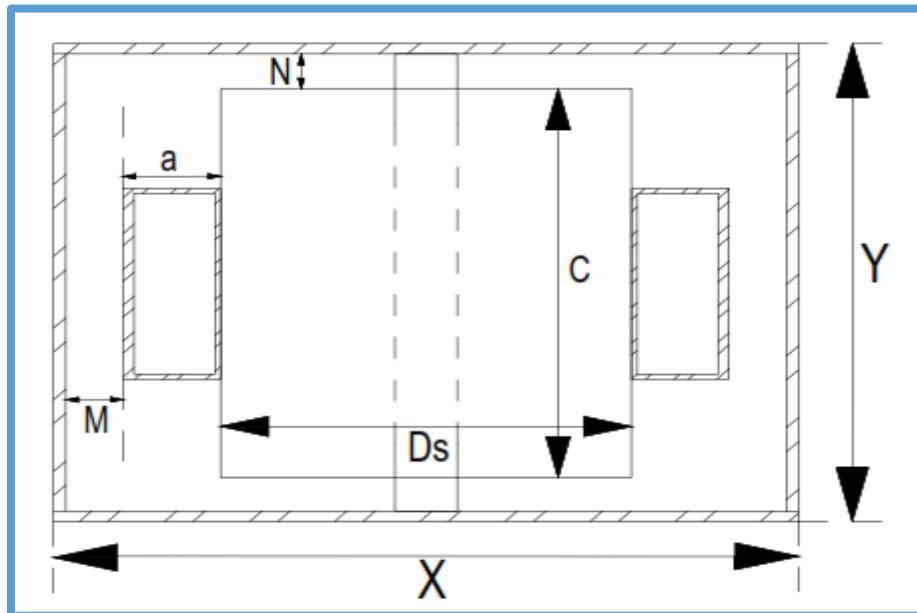


Fig. 3.43 Dimensiones del elevador de cangilones

3.7.14.1. Largo de la caja metalica

El largo de la caja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$X = D_s + 2 \times a + 2 \times M$$

Donde:

D_s = Diametro de la polea superior (pulg)

a = Ancho del cangilon (pulg)

M = Distancia de la caja al cangilon (pulg)

El ancho del cangilon lo obtenemos de la tabla 3.26 y asumimos un valor de $M=6"$ como recomendación del catalogo de Martin.

$$X = 24" + 2 \times 5" + 2 \times 6"$$

$$\mathbf{X = 46"}$$

3.7.14.2. Ancho de la caja metalica

El ancho de la caja se evalua mediante la siguiente expresion:

$$Y = B + 2 \times N$$

Donde:

B = Ancho de la polea (pulg)

N = Distancia de la caja a la polea (pulg)

El ancho de la polea ya se calculo anteriormente y asumimos un valor de N=3" como recomendación del catalogo de Martin.

$$Y = 12" + 2 \times 3"$$

$$Y = 18"$$

3.7.14.3. Cuerpo de la caja

El cuerpo de la caja estara constituido por plancha comercial de acero estructural A-36 de 2400mm x 1200mm x 3mm, bridada con angulo de 2"x2"x3/16" y arriostrada con angulo de 2"x2"x3/16"; tal como se muestra en la fig. 3.44.

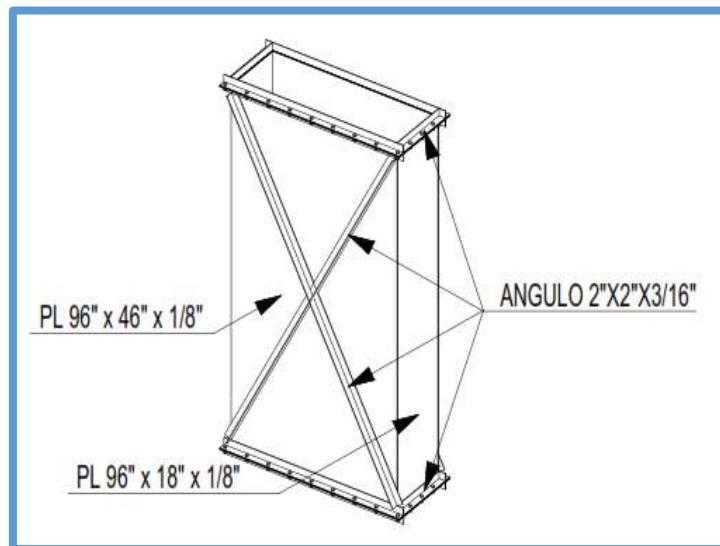


Fig. 3.44 Cuerpo de la caja del elevador de cangilones

A continuacion se decide el numero de cuerpos que tendra nuestro elevador de cangilones. El numero de cuerpos se evalua mediante la siguiente expresion:

$$N_c = \frac{C}{L_p}$$

Donde:

C = Distancia entre centros (pies)

Lp = Longitud de la plancha (pies)

$$Nc = \frac{93.5 \times 12}{96}$$

$$\mathbf{Nc = 12}$$

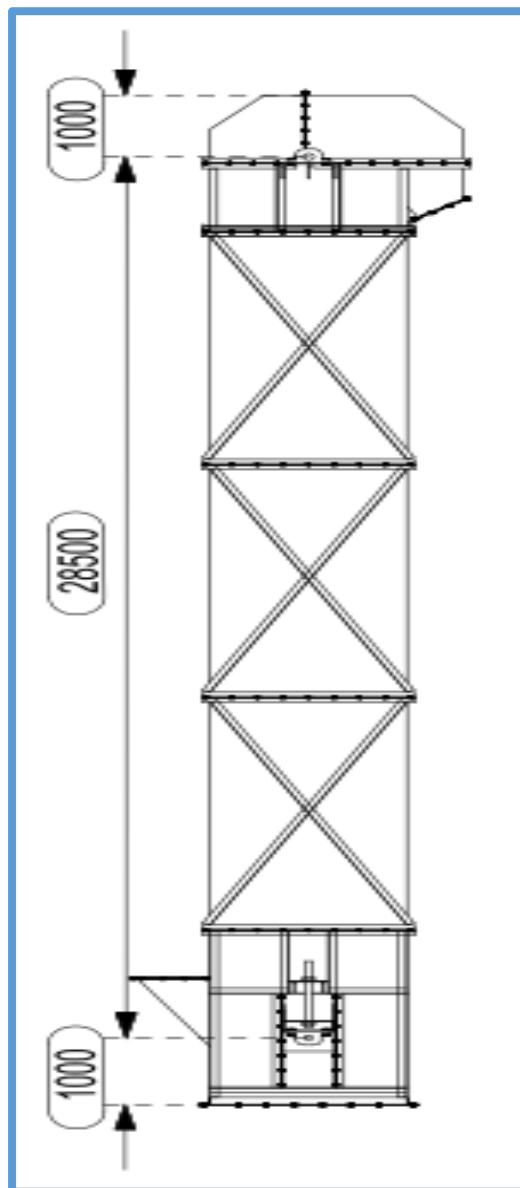


Fig. 3.45 Vista frontal del elevedor de cangilones

3.7.14.4. Cargas en la caja

En esta sección calcularemos las diferentes cargas en la caja del elevador de cangilones. Dichas cargas se evalúan mediante la siguiente expresión:

$$Pt = P1 + P2 + P3 + P4$$

Donde:

$P1 = T1 + T2 + \text{Peso de la cabeza} + \text{Peso de la polea de accionamiento (lb)}$

$P2 = \text{Peso de la plataforma} + \text{Peso del motoreductor (lb)}$

$P3 = \text{Peso de la caja (lb)}$

$P4 = \text{Peso de la bota} + \text{Peso de la polea de retorno (lb)}$

Calculo de P1

_T1: 1098.35 lb

_T2: 498.12 lb

_Peso de la cabeza: La cabeza del elevador sera fabricada con plancha comercial de acero estructural A-36 de 1/8" y bridada con angulo de 2"x2"x3/16"; tal como se indica en la fig. 3.46, cuyo peso aproximado es de 220 lb.

_Peso de la polea de accionamiento: La polea de accionamiento tiene un diametro de 24" y segun catalogo Cema tiene un peso aproximado de 200 lb.

$$P1 = 1098.35 + 498.12 + 220 + 200$$

$$\mathbf{P1 = 2016.47 \text{ lb}}$$

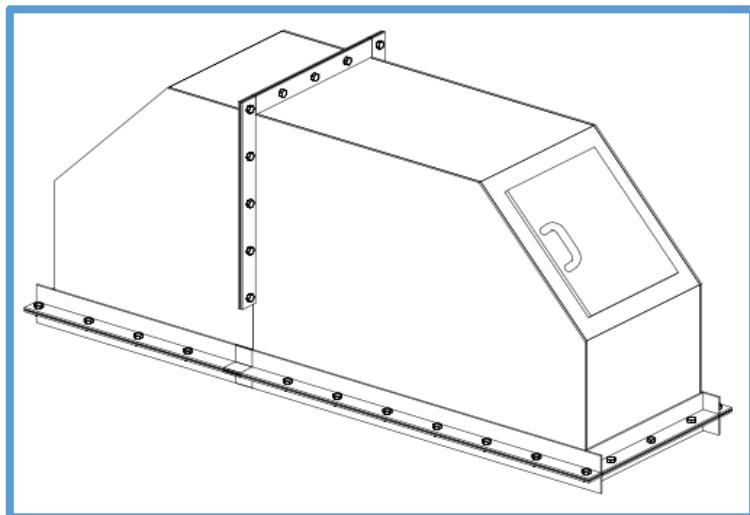


Fig. 3.46 Cabeza del elevador de cangilones

Calculo de P2

_Peso de la plataforma: La plataforma del elevador tendra una base fabricada de canal de 4"x4.5, un grating fabricado de platina de de 1"x1/4" y fierro liso de 3/8" y una baranda fabricada de tubo de Ø2"x2"; tal como se muestra en la fig. 3.47, cuyo peso aproximado es de 600 lb.

_Peso del motorreductor: El motorreductor sera de la marca sew-eurodrive y en los catalogos de la misma para la potencia calculada anteriormente tiene un peso aproximado de 350 lb.

$$P2 = 600 + 350$$

$$\mathbf{P2 = 950 \text{ lb}}$$

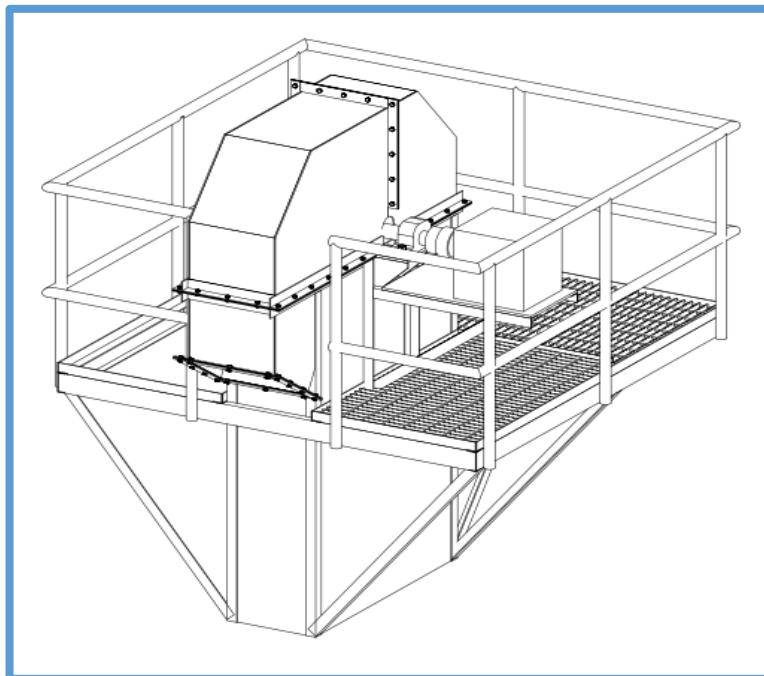


Fig. 3.47 Plataforma de la cabeza del elevador de cangilones

Calculo de P3

_ Peso de la caja: Como se menciono anteriormente cada caja sera fabricada de plancha comercial de acero estructural A-36 de 2400mm x 1200mm x 3mm, bridada con angulo de 2"x2"x3/16 y arriostrada con angulo de 2"x2"x3/16", cuyo peso aproximado es de 700 lb. Asi mismo se calcularon 12 cajas.

$$P3 = 12 \times 700$$

$$\mathbf{P3 = 8400 \text{ lb}}$$

Calculo de P4

_ Peso de la bota: La bota del elevador sera fabricada con plancha comercial de acero estructural A-36 de 1/8" y bridada con angulo de 2"x2"x3/16"; tal como se indica en la fig. 3.48, cuyo peso aproximado es de 680 lb.

_ Peso de la polea de retorno: La polea de retorno tiene un diametro de 20" y segun catalogo Cema tiene un peso aproximado de 160 lb.

$$P4 = 680 + 160$$

$$\mathbf{P4 = 840 \text{ lb}}$$

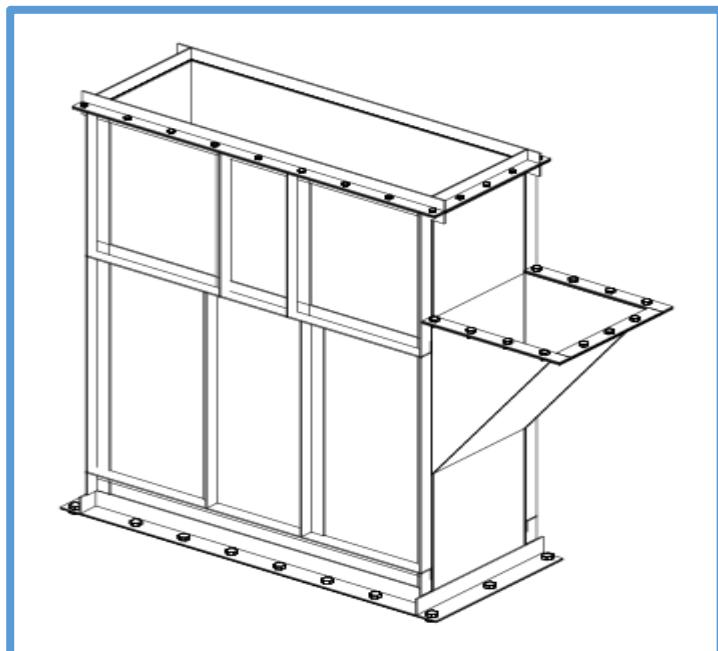


Fig. 3.48 Bota del elevador de cangilones

Tabla 3.31 Cargas en la caja

Item	Tipo de tension	Valor (lb)
P1	Peso de la cabeza	220.00
	Peso de la polea de accionamiento	200.00
	Tension en el lado de ascenso	1098.35
	Tension en el lado de descenso	498.12
P2	Peso de la plataforma	600.00
	Peso del motorreductor	350.00
P3	Peso de la caja	8400.00
P4	Peso de la bota	680.00
	Peso de la polea de retorno	160.00

Fuente: Propia

Finalmente hallamos la carga total que soporta la caja del elevador:

$$Pt = 2016.47 + 950 + 8400 + 840$$

$$\mathbf{Pt = 12206.47 \text{ lb}}$$

3.7.14.5. Verificacion de la caja

En esta sección se realiza una verificación de las planchas y ángulos de la caja para comprobar si soportan las cargas actuantes en la caja. En la fig. 3.49 se muestra la carga total calculada anteriormente actuando sobre el elevador de cangilones, mientras que en la fig. 3.50 se muestra una sección del elevador de cangilones con las áreas efectivas recomendadas según el catálogo GoodYear.

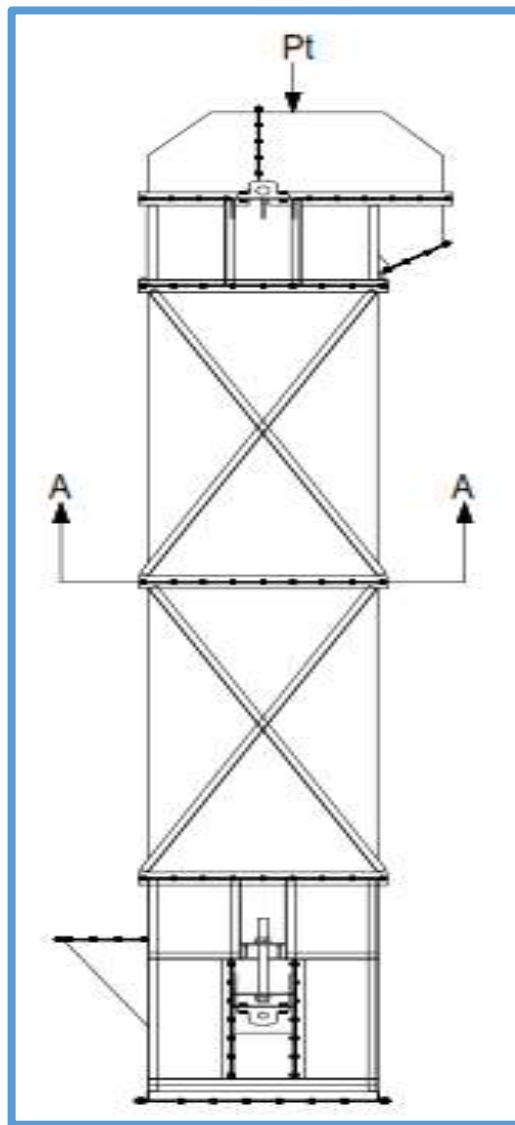


Fig. 3.49 Carga total en el elevador de cangilones

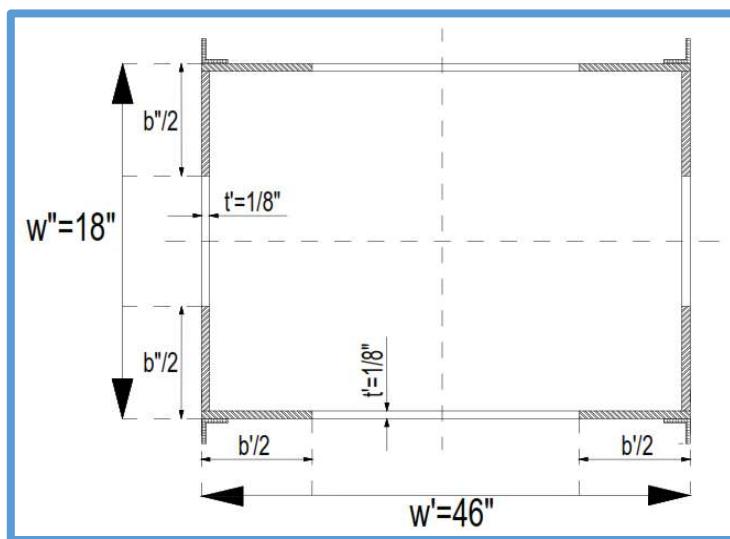


Fig. 3.50 Sección A-A, area total y area efectiva del elevador de cangilones

Carga maxima

La carga maxima que soporta la caja del elevador se evalua de la siguiente manera:

$$\text{Si } \lambda \leq \frac{132}{\sqrt{Q}} \Rightarrow \frac{P_{\max}}{A_t} = 1075 \times \varphi - 0.0307 \times \varphi \times \lambda^2$$

$$\text{Si } \lambda > \frac{132}{\sqrt{Q}} \Rightarrow \frac{P_{\max}}{A_t} = \frac{9.421 \times 10^6}{\lambda^2}$$

Donde:

P_{\max} = Carga maxima (Kg)

A_t = Area total (cm²)

φ = Factor de forma

λ = Relacion de esbeltez

Factor de forma

El factor de forma se evalua mediante la siguiente expresion:

$$\varphi = \frac{A_e}{A_t}$$

Donde:

A_e = Area efectiva (pulg²)

A_t = Area total (pulg²)

Relacion de esbeltez

La relacion de esbeltez se evalua mediante la siguiente expresion:

$$\lambda = \frac{L_e}{r}$$

Donde:

L_e = Longitud del elevador (pulg)

r = Radio de giro de la seccion de la caja (pulg)

Area efectiva

El area efectiva de la sección A-A de la fig. 3.50 se calcula mediante la siguiente expresión:

$$A_e = 2 \times (b'' \times t'') + 2 \times (b' \times t') + A_{\text{angulos}}$$

Para poder encontrar los valores b'' y b' utilizaremos la tabla 3.32. Para poder utilizar dicha tabla primero debemos encontrar la relación w/t para cada plancha, con dicha relación entramos a la tabla y encontramos una relación b/t con la cual obtenemos los valores deseados.

Tabla 3.32 Relaciones empíricas del ancho efectivo

w/t	b/t
120	49.9
140	50.8
160	51.6
180	52.1
200	52.6
225	53.0
250	53.4
275	53.7
300	53.9
350	54.3
400	54.6
450	54.8

Fuente: Catálogo GoodYear

Se recomienda:

- Para cajas chicas asumir $b/t = 0.5 w/t$
- Para valores $w/t < 120$, asumir Área efectiva = Área total
- Para valores $w/t > 500$, asumir $b/t=55$

Para la plancha de 96"x46"x1/8":

$$\frac{w'}{t'} = \frac{46}{1/8} = 368$$

Con este valor se ingresa a la tabla 3.32 e interpolando en la misma se obtiene una relacion b/t igual a 54.4. Ahora se calcula el valor de b'.

$$\frac{b'}{t'} = 54.4$$

$$b' = 6.8''$$

Para la plancha de 96"x18"x1/8":

$$\frac{w''}{t''} = \frac{18}{1/8} = 144$$

Con este valor se ingresa a la tabla 3.64 e interpolando en la misma se obtiene una relacion b/t igual a 50.9. Ahora se calcula el valor de b''.

$$\frac{b''}{t''} = 50.9$$

$$b'' = 6.4''$$

El angulo seleccionado 2"x2"x3/16" tiene las siguientes propiedades, tal como se muestra en la fig. 3.51.

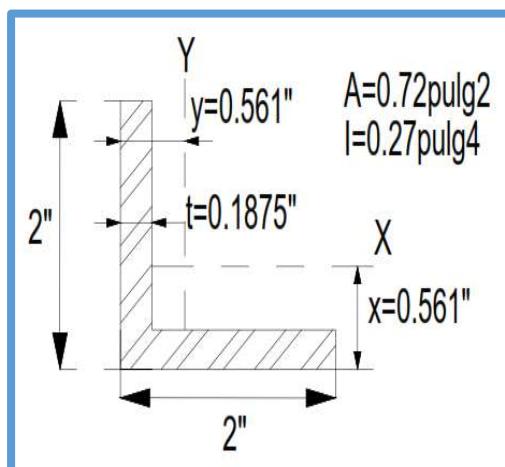


Fig. 3.51 Propiedades del angulo 2"x2"x3/16"

$$\text{Area angulos} = 4 \times 0.72$$

$$\text{Area angulos} = 2.88 \text{ pulg}^2$$

Finalmente hallamos el área efectiva:

$$A_e = 2 \times (6.4 \times 1/8) + 2 \times (6.8 \times 1/8) + 2.88$$

$$\mathbf{A_e = 6.18 \text{ pulg}^2}$$

Área total

El área total de la sección A-A de la fig. 3.50 se calcula mediante la siguiente expresión:

$$A_t = 2 \times (w' \times t) + 2 \times (w'' \times t) + A_{\text{angulos}}$$

$$A_t = 2 \times (46 \times 1/8) + 2 \times (18 \times 1/8) + 2.88$$

$$\mathbf{A_t = 18.88 \text{ pulg}^2}$$

Luego de calcular el área efectiva y el área total podemos calcular el factor de forma de la sección transversal de la caja del elevador.

$$\varphi = \frac{6.18}{18.88}$$

$$\mathbf{\varphi = 0.33}$$

Ahora se calcula la inercia de la sección transversal de la caja del elevador para el menor radio de giro que vendría hacerla del eje X-X mostrada en la fig. 3.52.

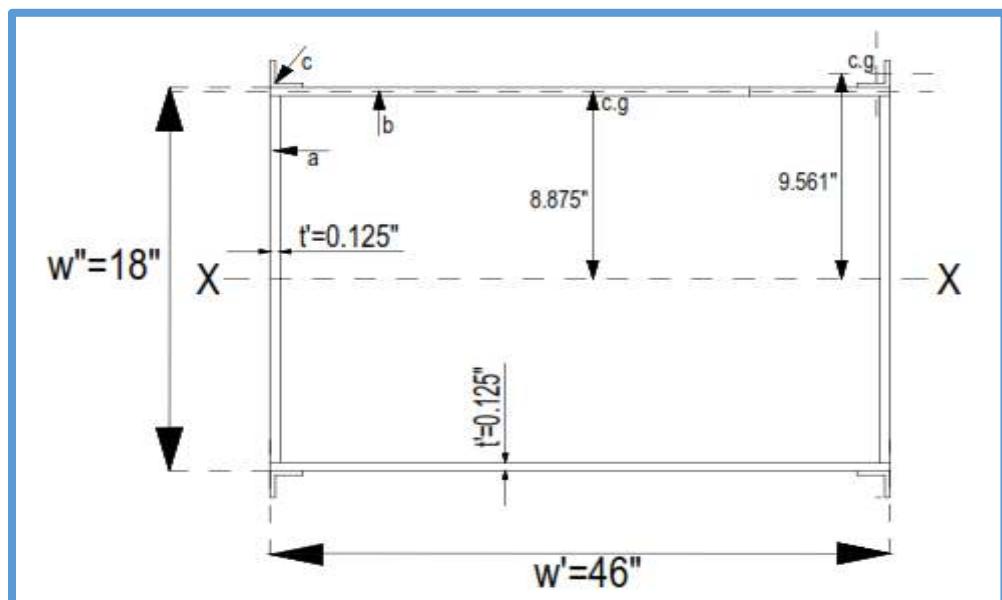


Fig. 3.52 Sección de menor radio de giro del elevador

$$I_{xx} = I_{xxa} + I_{xxb} + I_{xxc}$$

Donde:

I_{xxa} = Momento de inercia de la plancha a (pulg⁴)

I_{xxb} = Momento de inercia de la plancha b (pulg⁴)

I_{xxc} = Momento de inercia del angulo c (pulg⁴)

Las planchas 96"x46"x1/8" y 96"x18"x1/8", tiene las siguientes propiedades, tal como se muestra en la fig. 3.53 y 3.54 respectivamente.

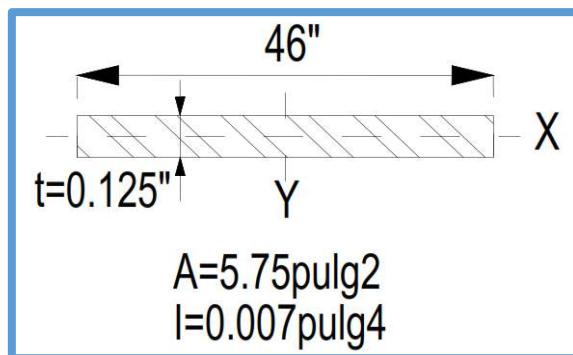


Fig. 3.53 Propiedades de las planchas de 96"x46"x1/8"

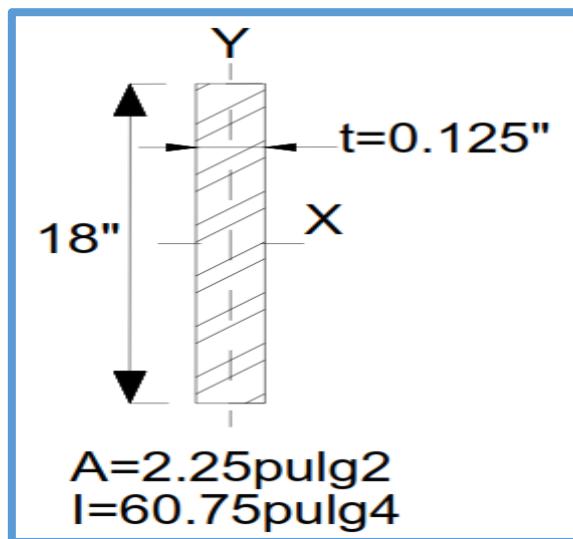


Fig. 3.54 Propiedades de las planchas de 96"x18"x1/8"

Ixxa

El momento de inercia de la plancha a es el mismo al de la fig. 3.52, ya que su eje centroidal coincide con el eje X-X de la caja; por lo tanto:

$$I_{xxa} = 60.75 \text{ pulg}^4$$

Ixxb

El momento de inercia de la plancha b no es el mismo al de la fig. 3.52, ya que su eje centroidal no coincide con el eje X-X de la caja. En este caso utilizaremos el teorema de steiner o teorema de ejes paralelos.

$$I_{xxb'} = I_{xxb} + Ab \times d^2$$

Donde:

I_{xxb} = Momento de inercia de la plancha b (pulg⁴)

Ab = Área de la plancha b (pulg²)

d = Distancia del eje centroidal de la plancha b al eje centroidal de la caja (pulg)

$$I_{xxb'} = 0.007 + 5.75 \times 8.875^2$$

$$I_{xxb'} = 452.97 \text{ pulg}^4$$

Ixxc

El momento de inercia del angulo c no es el mismo al de la fig. 3.52, ya que su eje centroidal no coincide con el eje X-X de la caja. En este caso utilizaremos el teorema de steiner o teorema de ejes paralelos. Las propiedades del angulo c lo obtenemos de la fig. 3.51.

$$I_{xxc'} = I_{xxc} + Ac \times d^2$$

Donde:

I_{xxc} = Momento de inercia del angulo c (pulg⁴)

Ac = Área del angulo c (pulg²)

d = Distancia del eje centroidal de la plancha b al eje centroidal de la caja (pulg)

$$I_{xxc'} = 0.27 + 0.72 \times 9.561^2$$

$$\mathbf{I_{xxc'} = 66.08 \text{ pulg}^4}$$

Finalmente hallamos el momento de inercia de la sección transversal de la caja:

$$I_{xx} = 2 \times 60.75 + 2 \times 452.97 + 4 \times 66.08$$

$$\mathbf{I_{xx} = 1291.76 \text{ pulg}^4}$$

Ahora se evalua el radio de giro de la sección transversal de la caja y posteriormente la relación de esbeltez para finalmente hallar la carga máxima del elevador.

Radio de giro

El radio de giro se evalua mediante la siguiente expresión:

$$r = \sqrt{\frac{I_{xx}}{A_t}}$$

$$r = \sqrt{\frac{1291.76}{18.88}}$$

$$\mathbf{r = 8.27 \text{ pulg}}$$

Relación de esbeltez

La relación de esbeltez se evalua mediante la siguiente expresión:

$$\lambda = \frac{L_e}{r}$$

$$\lambda = \frac{30500}{8.27 \times 25.4}$$

$$\mathbf{\lambda = 145}$$

Finalmente verificamos la siguiente expresion para poder calcular la carga maxima que soporta el elevador:

$$\lambda \leq \frac{132}{\sqrt{Q}}$$

$$\lambda \leq \frac{132}{\sqrt{0.33}}$$

$$145 \leq 230$$

Como se verifico la relacion se utilizara la siguiente expresion para calcular la carga maxima que soporta el elevador:

$$\frac{P_{max}}{At} = 1075 \times \varphi - 0.0307 \times \varphi \times \lambda^2$$

Teniendo en cuenta que la Pmax esta en Kg y el At esta en cm²; por lo tanto:

$$\frac{P_{max}}{18.88 \times 2.54 \times 2.54} = 1075 \times 0.33 - 0.0307 \times 0.33 \times 145^2$$

$$P_{max} = 17266.32 \text{ Kg} = 38065.72 \text{ lb}$$

Se debe de cumplir lo siguiente:

$$P_t < P_{max}$$

$$12206.47 \text{ lb} < 38065.72 \text{ lb}$$

3.8. TRANSPORTE NEUMATICO

3.8.1. Generalidades

Los sistemas de transporte neumatico son adecuados para el transporte de materiales en polvo y granulares porque son extremadamente versatiles, adecuados y economicos para muchos procesos. Los requisitos del sistema son una fuente de gas comprimido, normalmente aire, un dispositivo de alimentacion, una tuberia de transporte y un receptor para separar el material transportado y el gas portador.

3.8.2. Clasificacion de los sistemas de transporte neumatico

Los sistemas de transporte neumatico se clasifican según el factor de material transportado o concentracion. El parametro de concentracion es el siguiente:

$$\mu = \frac{m_s}{m_a} \quad [\text{Ec. 3-34}]$$

Donde:

m_s = Masa o peso del solido transportado (kg/s)

m_a = Masa o peso del flujo de aire (kg/s)

De acuerdo a este criterio existen los siguientes sistemas de transporte neumatico:

Sistemas de baja concentracion

$$\mu < 15$$

Sistemas de alta concentracion

$$\mu > 15$$

Una vez conocida las siguientes relaciones, es necesario decidir que sistema utilizar, es decir, un sistema de “fase diluida” o baja concentracion o un sistema de “fase densa” o alta concentracion. A continuacion se describiran las diferencias entre ellas.

3.8.3. Sistema de baja concentracion (fase diluida)

Un sistema de baja concentración o sistema de “fase diluida” es aquel en donde el flujo en suspensión es bombeado a través de la tubería de transporte a una relativa baja presión y altas velocidades, donde el medio de transporte es un gas, usualmente aire. El material a ser transportado es introducido a la tubería de una manera controlada permitiendo a las partículas ser llevadas en suspensión hasta el punto de destino. Como consecuencia de que las partículas viajan en suspensión, estas no interfieren entre si, de modo que la resistencia de cada partícula puede calcularse sin mayor dificultad y ademas se desprecia la compresibilidad de aire. Tenemos tres tipos de sistemas en fase diluida: Por presión, por succión y una por presión y succión.

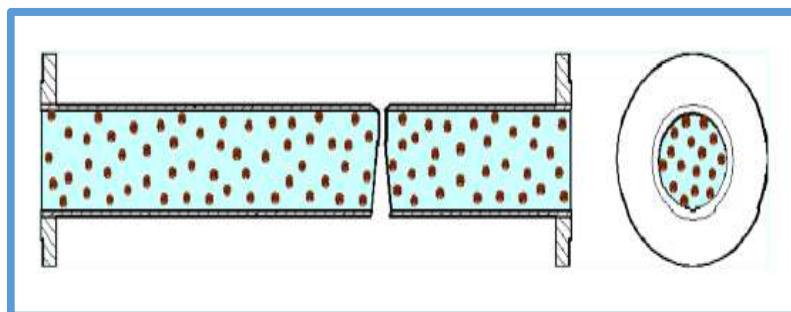


Fig. 3.55 Transporte mediante fase diluida

3.8.3.1 Sistema de transporte por presión

Estos sistemas se caracterizan por tener mayor capacidad y mayor perdida de presión que los sistemas de vacío. En un sistema de presión positiva, la fuente de flujo de aire está localizada en la cabezera de la línea, y el aire empuja al sólido a través del ducto de transporte.

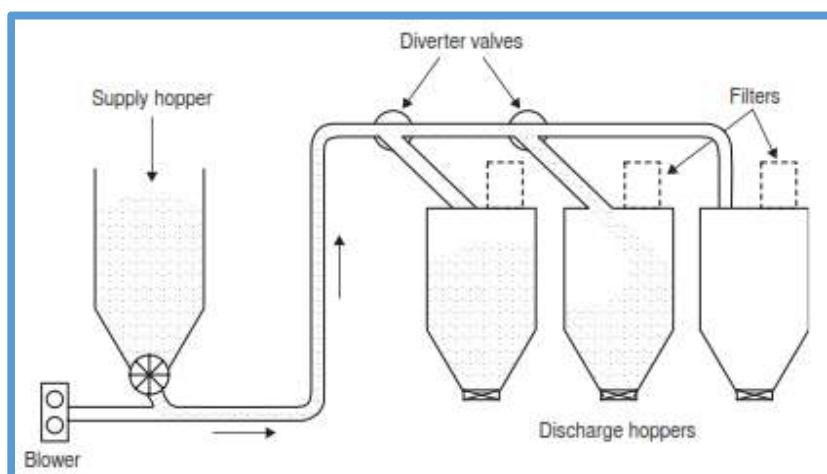


Fig. 3.56 Sistema de transporte neumático por presión

3.8.3.2 Sistema de transporte por succion

Estos sistemas se caracterizan por una relativa baja capacidad y bajas perdidas de presion. En un sistema negativo, la unidad de produccion de vacio esta situado al final del sistema, lejos del punto de inyeccion de material. Es necesario, en consecuencia, poner una unidad separadora o colector que separe el material del aire, entre el punto de inyeccion y la salida del sistema.

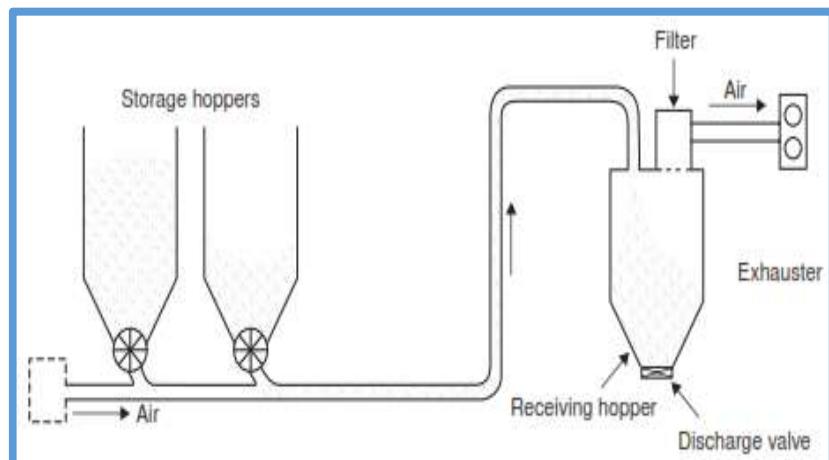


Fig. 3.57 Sistema de transporte neumatico por succion

3.8.3.3 Sistema de transporte combinado

Los sistemas combinados ofrecen las ventajas de los sistemas de vacío y presión positiva; la parte en vacío del sistema remueve material de distintas tolvas, mientras que la parte presurizada alimenta las partículas hacia varias tolvas de descarga. Los sistemas combinados, aunque son ideales para muchas aplicaciones dentro de plantas industriales, son limitados en la distancia de transporte y en el rango del flujo del producto.

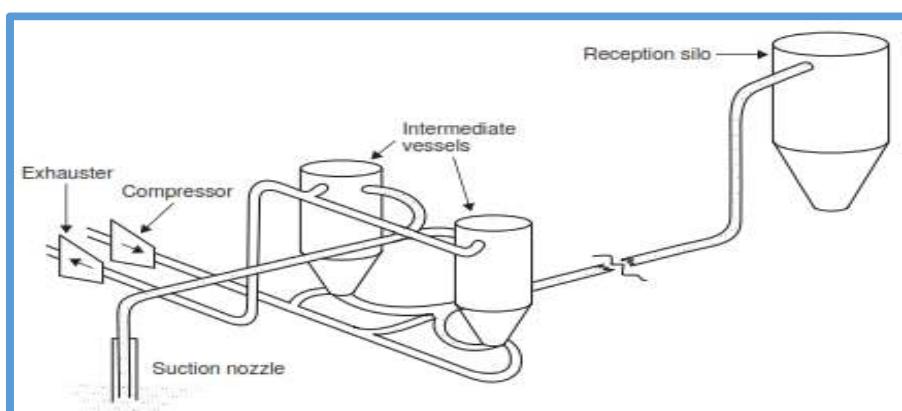


Fig. 3.58 Sistema de transporte neumatico combinado

3.8.4. Sistema de alta concentracion (fase densa)

Un sistema de alta concentración o sistema de “fase densa” es aquel en donde el material es movido dentro de la tubería de transporte hacia el punto de destino en un flujo de no-suspension, es decir, el material avanza sobre el fondo del ducto gracias a la alta presión del gas. Las presiones requeridas son mas altas que aquellas requeridas en los sistemas de “fase diluida” y la concentración de material es considerablemente mayor, puede llegar hasta 200. El sistema de transporte de “fase densa” es esencialmente una operación por tandas mientras que el sistema de “fase diluida” es una operación continua. Tenemos un tipo de sistema en fase densa: Por lote.

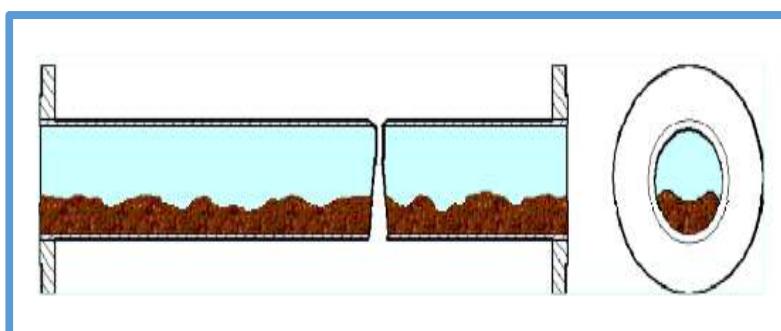


Fig. 3.59 Transporte mediante fase densa

3.8.4.1 Sistema de transporte por lote

Todos los sistemas ilustrados anteriormente han sido capaces de operar de forma continua, transportando 24 horas al dia si es necesario. En muchos procesos, sin embargo, puede ser mas conveniente transportar un lote a la vez. Aunque un sistema de transporte por lote puede ser elegido para un proceso específico, el modo de transporte es , en gran medida, dictada por la elección del dispositivo de alimentación de la tubería. La mayoría de los sistemas de transporte por lote se basan en tanques de soplado tal como se puede ver en la fig. 3.60

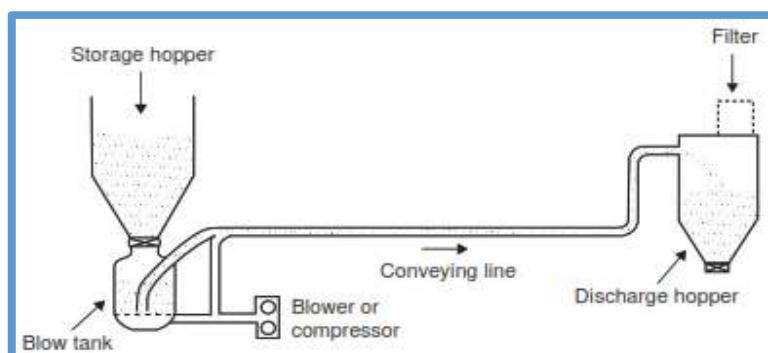


Fig. 3.60 Transporte por lote

Los tanques de soplado son seleccionados ya sea por su alta capacidad de transporte a presión, o debido a la naturaleza del material alimentado en la tubería. Los tanques de soplado se pueden clasificar según el tipo de descarga.

a) Descarga superior

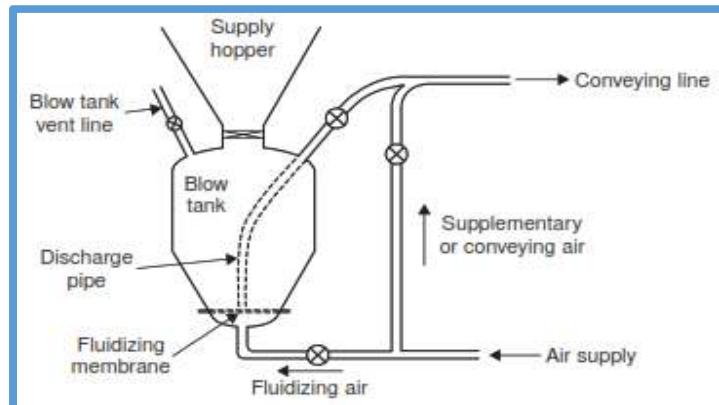


Fig. 3.61 Tanque de soplado con descarga superior

b) Descarga Inferior

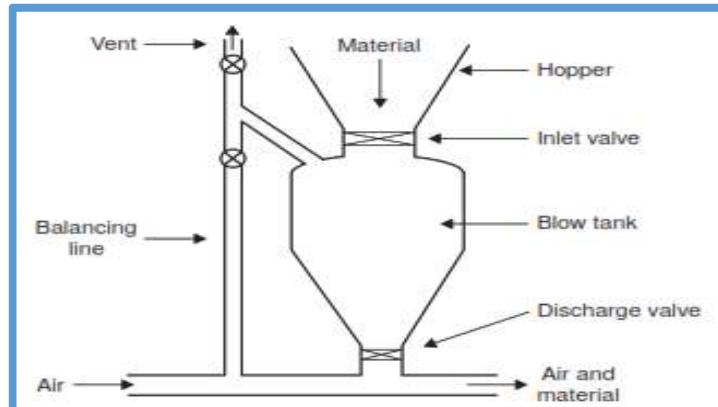


Fig. 3.62 Tanque de soplado con descarga inferior

Tabla 3.33 Sistemas de transporte neumático

Transporte neumático		
Sistema	Tipo de sistema	Modo de operación
Flujo en suspensión (Fase diluida)	Por presión	Continuo
	Por succión	Continuo
	Por presión y succión	Continuo
Flujo en no-suspensión (Fase densa)	Por lote	Semi-continuo

Fuente: Propia

3.8.5. Elementos de un transportador neumatico

Los transportadores neumaticos son en general bastante simples, poseen pocas partes en movimiento y son ampliamente recomendados para transporte de materiales en polvo y granulares. Sus partes principales son:

- Fuente de aire
- Dosificador de material
- Tuberia de transporte
- Separador de material

3.8.5.1 Fuente de aire

La fuente de aire para un transportador neumatico es el corazon del sistema. Se debe ser cuidadoso con la elección cuando se realiza un diseño debido a que por lo general este elemento es el de mayor costo y la capacidad de transporte depende directamente de este elemento.

Los accesorios que posee el sistema son otra fuente importante de caídas de presión. Las válvulas dosificadoras, los codos y las tuberías de diámetro reducido generan un componente importante en los requerimientos de presión que debe suplir la unidad.

Ventilador

Generan altos caudales de fluido a baja presión, generalmente son usados en sistemas de fase diluida y de poca longitud, su uso se da en sistemas con pocas posibilidades de obstrucción de la tubería. El aumento de la tasa del material transportado se puede dar incrementando el diámetro de la tubería, pero esto implica un mayor caudal de aire requerido.



Fig. 3.63 Ventilador industrial

Soplador

Son usados ampliamente en sistemas con caidas de presion inferior a 1 bar, son probablemente los equipos mas utilizados en sistemas de fase diluida, ya que permiten niveles medios de caudal y presion. Pueden ser utilizados en sistemas mixtos y tienen menos probabilidad de obstrucion de la tuberia en comparacion con los ventiladores.



Fig. 3.64 Soplador industrial

Compresor

Existe gran variedad de equipos de este tipo, en general permiten tener niveles medios o altos de presion y un caudal elevado de aire. Se utilizan en sistemas de trabajo pesado; pueden presentar inconvenientes debido a que en algunos tipos el flujo es altamente pulsante y variable.



Fig. 3.65 Compresor de tornillo

3.8.5.2 Dosificador de material

En general un dosificador introduce material practicamente estacionario a corrientes de gas a alta velocidad, ya sean presurizadas o en vacio. Los sistemas de dosificacion de material son muy importantes porque permiten controlar la relacion masica de material a transportar por un volumen determinado de aire, de esta forma se puede cambiar la potencia requerida por el transportador, que puede pasar de fase densa a fase diluida y viceversa.

Dependiendo de la presion de trabajo del sistema se selecciona el sistema de dosificacion mas conveniente como muestra la fig. 3.66.

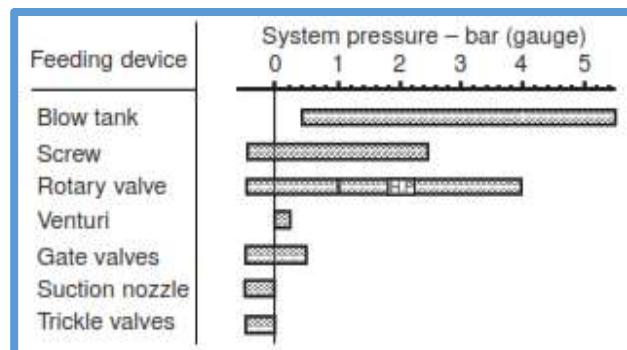


Fig. 3.66 Presion de operación de dosificadores

Venturi

Es el sistema mas simple, la dosificacion se da como consecuencia de la caida de presion provocada por la corriente de aire que al atravezar la garganta del dispositivo crea una zona de presion negativa que permite la entrada del material.

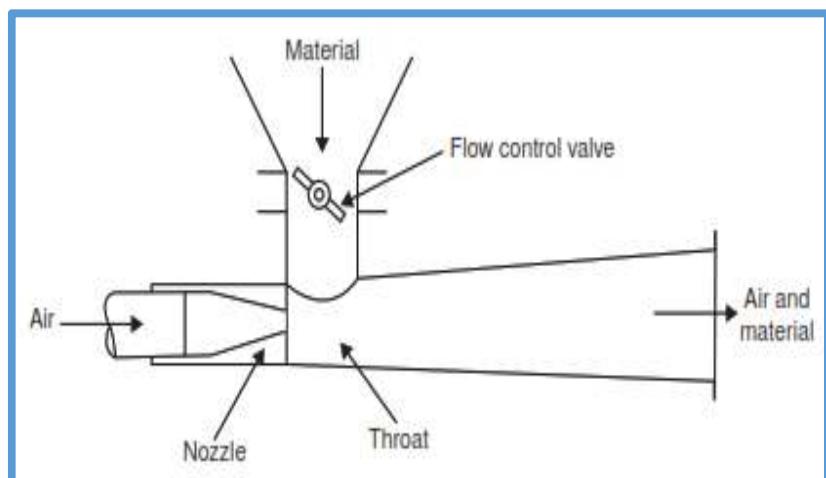


Fig. 3.67 Venturi para dosificacion de material

Tornillo

El dosificador de tornillo puede ser usado en sistemas de presion o vacio. Mediante la rotacion de un tornillo logra introducir material en la linea de transporte; un elemento de desplazamiento positivo que logra variar la cantidad de material transportado mediante la variacion de su velocidad de rotacion.

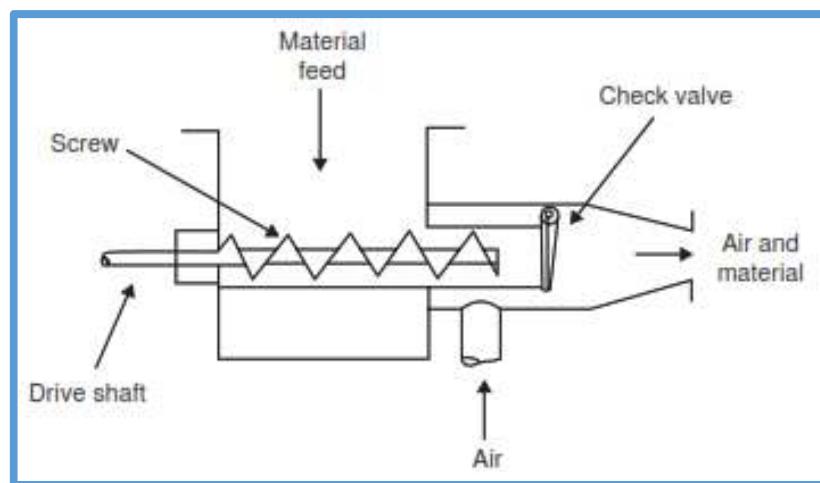


Fig. 3.68 Tornillo para dosificacion de material

Valvula rotativa

Es el elemento de dosificacion mas utilizado, puede funcionar en sistemas de presion o vacio, en niveles bajos, medios o de alta presion; en muchos casos se utiliza como sello de aire entre las diferentes etapas del transportador.

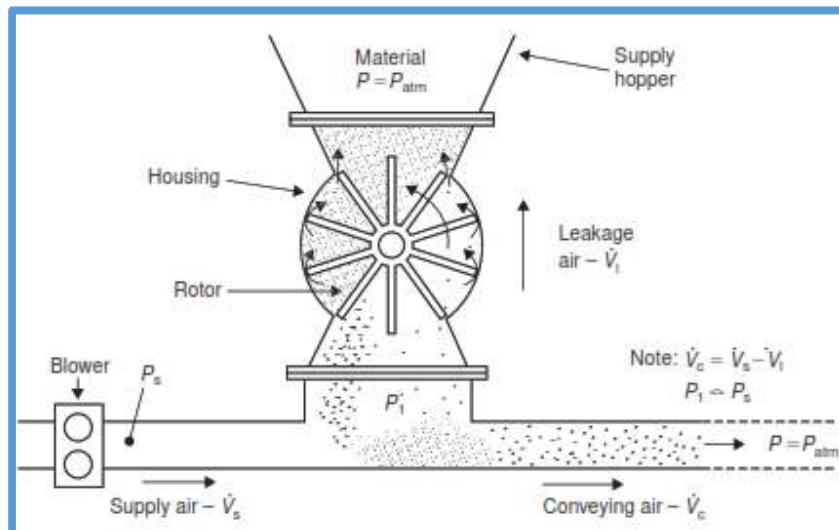


Fig. 3.69 Valvula rotativa para dosificacion de material

3.8.5.3 Tuberia de transporte

Las tuberías para los sistemas de transporte neumático son por lo general de acero. En caso que el material transportado no sea compatible con el acero, se puede usar acero inoxidable o aluminio. Una de las características más importantes de las tuberías son los codos de gran radio, teniendo como rango radios de 6 a 15 veces el diámetro de la tubería. Estos codos deben estar libres de arrugas en su interior y requieren técnicas y equipos especiales para su doblado.



Fig. 3.70 Tubería flexible

3.8.5.4 Separador de material

Son equipos utilizados para realizar la separación de material sólido que se encuentra suspendido en una corriente de gas. La tabla 3.34 muestra la diferencia de eficiencias en los distintos tipos de colectores, dando una idea de la importancia de cada tipo de mecanismo que utilizan estos equipos.

Tabla 3.34 Eficiencia de colectores

Tipo de Separador		η_{max}	Tamaño Mínimo de Partícula (micrones)
Camara de Gravedad		20-60	200
Separadores Centrifugos o Ciclones	Diametro grande	90-95	40-60
	Diametro intermedio		20-30
	Diametro pequeño		10-15
Filtro de Mangas		99	0.25
Colectores Humedos	Caida de presión de 3 a 6 pulg.H2O	80-99	2-3
	Alta energía		0.25-1
Precipitador Electrostático		95-99	0.25-1

Fuente: Alden Jhon

Camara de gravedad

Los separadores de gravedad operan permitiendo que el flujo de gas se expanda dentro de una gran camara. Esto reduce la velocidad del gas y causa que las partículas se sedimenten. Las ventajas que posee este sistema es el bajo costo de construcción y mantenimiento, una baja caída de presión en el rango de aproximadamente 0.1 pulg. H₂O.

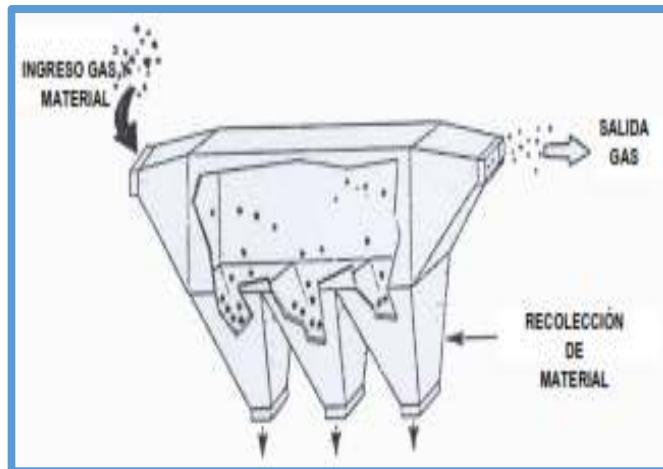


Fig. 3.71 Camara de gravedad

Separador centrifugo

El ciclón es un aparato destinado a lograr la separación de un material polvoriento mediante la combinación de las acciones de una fuerza centrífuga y la fuerza de gravedad.

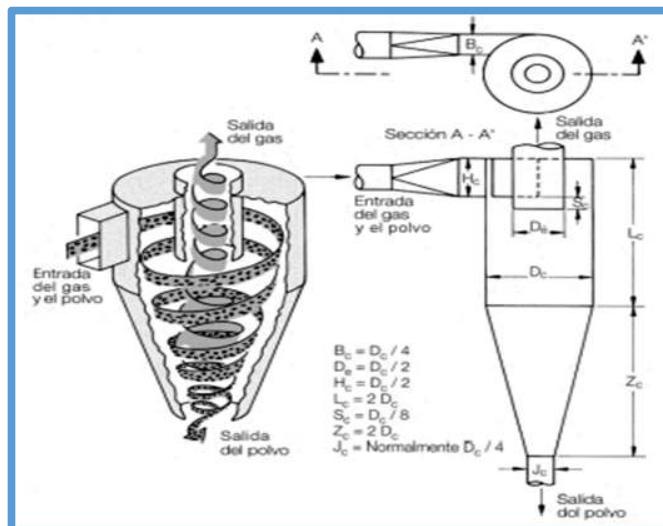


Fig. 3.72 Separador centrifugo

Filtro de mangas

Estos dispositivos poseen un conjunto de elementos filtrantes (mangas) que pueden ser tela, materiales plasticos, papel o materiales ceramicos.

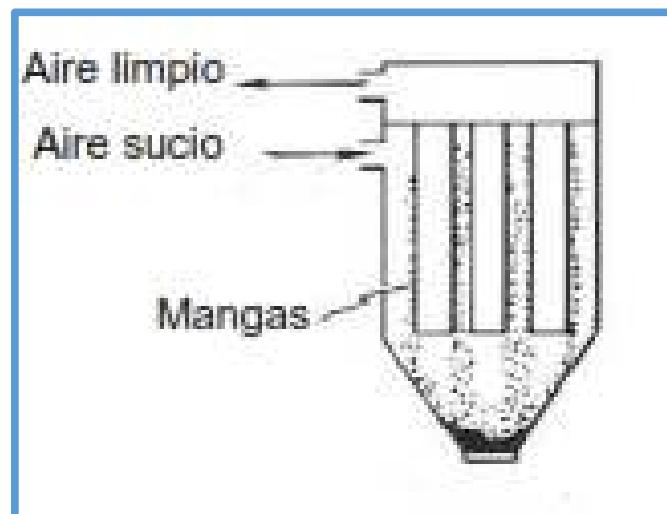


Fig. 3.73 Filtro de mangas

Precipitador electrostático

Los precipitadores electrostáticos (PES), capturan las partículas sólidas en un flujo de gas por medio de la electricidad. El PES carga de electricidad a las partículas atrayéndolas a placas metálicas con cargas opuestas ubicadas en el precipitador.

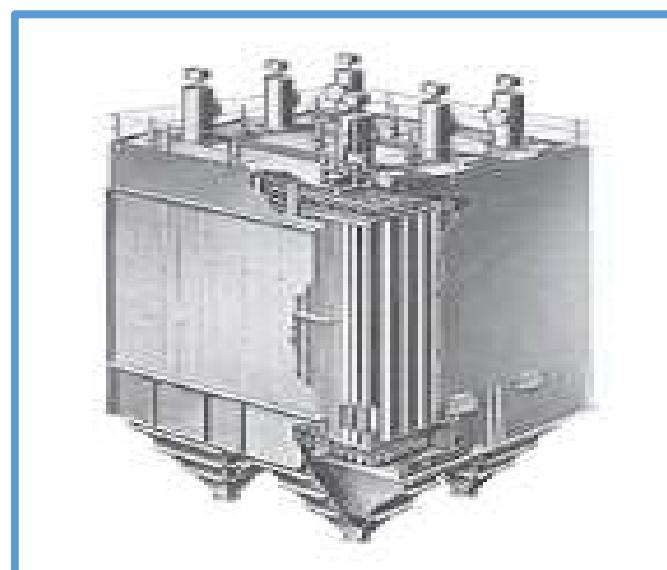


Fig. 3.74 Precipitador electrostático

3.9. CALCULO Y DISEÑO DE LA LINEA DE TRANSPORTE

Procedemos con el calculo y diseño de la linea de transporte para cemento blanco y cemento gris, ambos materiales poseen propiedades similares. En la planta la bombona de cemento blanco es la posee mayor longitud de transporte debido a su ubicación y es por tal motivo que se diseñara la linea de transporte para el cemento blanco; la cual servira tambien para transportar cemento gris.

Se consideran los siguientes parametros para el calculo y diseño de la linea de transporte:

- La capacidad de transporte es de 30 Ton/hr
- El material a transportar es cemento blanco
- La presion de suministro es de 2 bar
- La presion en la entrada de la tuberia es de 1.6 bar
- La caida de presion en la tuberia es de 1.6 bar
- La distancia de transporte es de 42 m y se distribuye de la siguiente manera:
 - Tuberia horizontal 16.5 m
 - Tuberia vertical 25.5 m
 - Codos 10x90°

3.9.1 Caracteristicas del material

En el catalogo de Martin (Tabla de Materiales), encontramos las propiedades de los distintos materiales a transportar. El resumen para el cemento blanco se muestra en la tabla 3.35.

Tabla 3.35 Cuadro de propiedades del material

Material	Densidad Kg/m ³	Codigo del Material
Cemento Blanco	1070	A100-16M

Fuente: Catalogo Martin

Segun la tabla 3.35, el cemento blanco presenta las siguientes propiedades:

- Material muy fino, tamiz N°100
- Fluidez alta
- Moderadamente abrasivo

En la fig. 3.75 se muestra un esquema isometrico del recorrido de la linea de transporte, desde la bombona de cemento hasta los silos de almacenamiento.

3.9.2 Tipo de sistema de transporte neumatico

Una capacidad de 30 Ton/hr de transporte de cemento es una capacidad relativamente alta para los sistemas de transporte neumatico. Con esta capacidad, lo ideal es inclinarse por utilizar un sistema de alta concentracion, el cual según la tabla 3.66, utiliza el tipo de sistema de transporte por lote con un modo de operación semi-continuo.

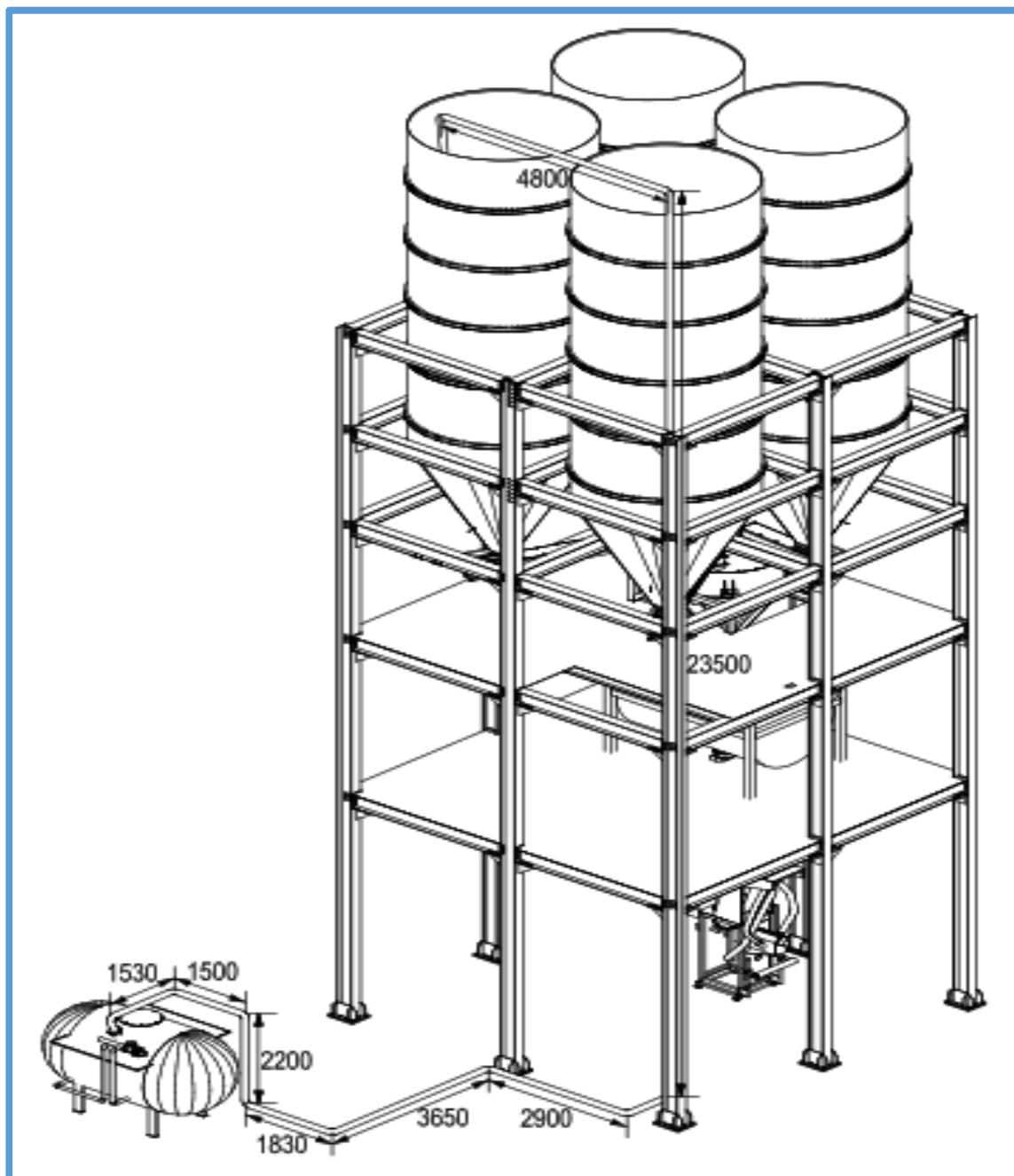


Fig. 3.75 Isometrico de la linea de transporte

3.9.3 Metodología de diseño

Utilizaremos 2 metodologías de diseño, la primera metodología establecida por David Mills utiliza una serie de graficos obtenidos de ensayos realizados a diferentes materiales en polvo y granulares, asi como formulas específicas; la segunda metodología establecida por Tyler Hicks utiliza una seria de tablas y formulas específicas. Ambas metodologías serán aplicadas en este caso específico para luego compararlas y analizar el margen de error que existe entre ellas.

3.9.4 Metodología de David Mills

Para el cemento blanco se ensayo la siguiente linea de transporte, tal como se muestra en la fig. 3.76; y cuyas características de transporte se muestran en la fig. 3.77.

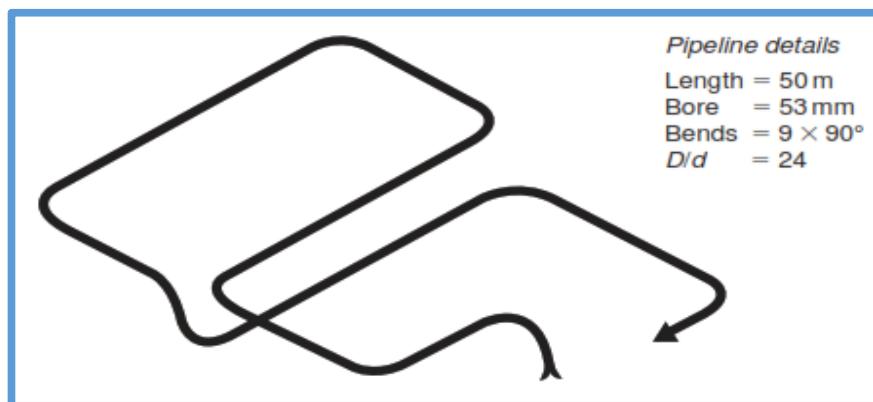


Fig. 3.76 Llinea de ensayo

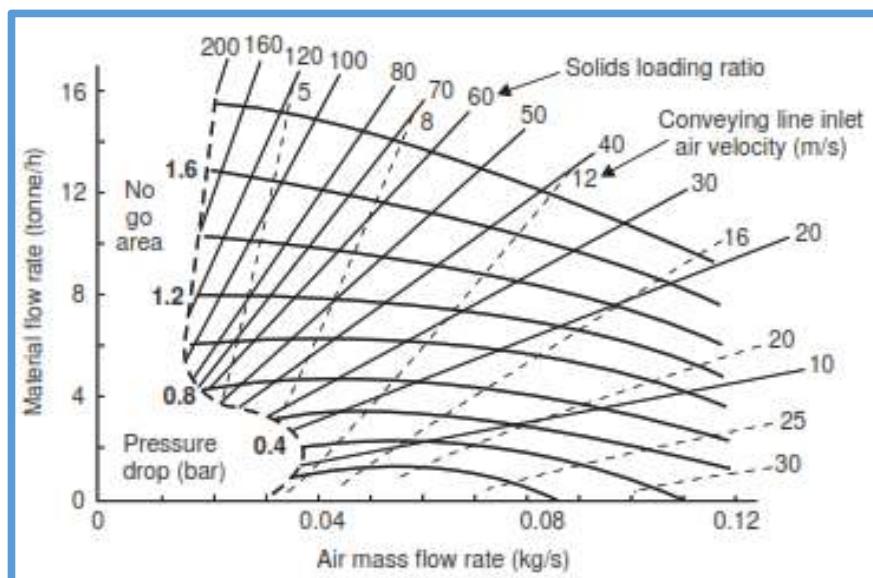


Fig. 3.77 Características de transporte para el cemento

3.9.4.1 Punto de operación

Se identificara el punto de operación de la linea de transporte ensayada, utilizando los parametros iniciales de diseño de la misma. Inicialmente se establecio una caida de presion de 1.6 bar y para dicha presion el flujo masico minimo de aire es de 0.020 kg/s; asi mismo el flujo de material correspondiente es de 13.2 Ton/hr aproximadamente tal como se puede observar en la fig. 3.78.

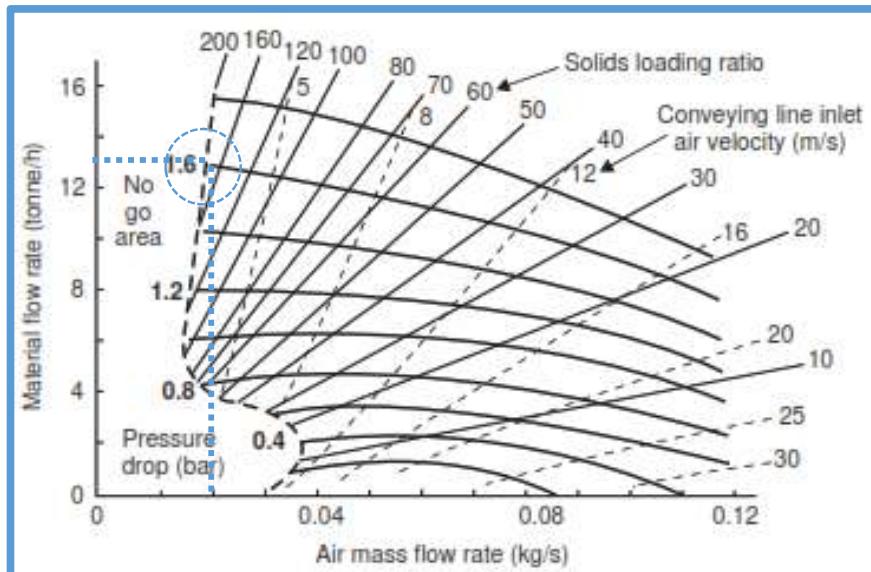


Fig. 3.78 Punto de operación

3.9.4.2 Velocidad de transporte en la linea

La velocidad minima de aire que corresponde al limite de transporte de cemento para una caida de presion de 1.6 bar se puede determinar mediante la siguiente ecuacion:

$$C_{min} = 0.365 \frac{ma \times T_1}{d^2 \times P_1} \quad [Ec. 3-35]$$

Donde:

C_{min} = Velocidad minima de aire (m/s)

ma = Flujo masico minimo de aire (kg/s)

T_1 = Temperatura en la linea de entrada ($^{\circ}$ K)

d = Diametro de la tuberia (m)

P_1 = Presion absoluta en la entrada (KPa)

En la entrada tenemos una temperatura ambiente de 15 °C y una presion atmosferica de 101.3 KPa. Segun la fig. 3.130, la linea de transporte ensayada tiene un diametro de 53 mm. Por lo tanto segun la Ec. 3-35:

$$C_{min} = 0.365 \frac{0.020 \times (15 + 273)}{(0.053)^2 \times (101.3 + 160)}$$

$$C_{min} = 3.0 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

La velocidad de transporte en la linea sera 20 por ciento mayor que la velocidad minima de aire; por lo tanto:

$$C_1 = 1.2 \times C_{min}$$

$$C_1 = 1.2 \times 3$$

$$C_1 = 3.6 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

3.9.4.3 Caida de presion del aire en la linea

La caida de presion del aire en la linea de transporte se puede determinar mediante la siguiente ecuacion:

$$\Delta P_a = (P_2^2 + \frac{64 \times f \times L \times m_a^2 \times R \times T}{\pi^2 \times d^5})^{0.5} - P_2 \quad [\text{Ec. 3-36}]$$

Donde:

ΔP_a = Caida de presion de aire (N/m^2)

f = Factor de friccion de la tuberia

L = Longitud de la tuberia (m)

R = Constante del aire ($\text{J/kg.}^\circ\text{K}$)

m_a = Flujo masico minimo de aire (kg/s)

T_1 = Temperatura del aire ($^\circ\text{K}$)

d = Diametro de la tuberia (m)

P_2 = Presion absoluta en la salida (Pa)

La temperatura ambiente es de 15 °C y la presión en la salida es de 101300 Pa. Segun la fig. 3.130, la linea de transporte ensayada tiene un diametro de 53 mm, una longitud de 50 m y un coeficiente de friccion de 0.0045. Por lo tanto segun la Ec. 3-36:

$$\Delta P_a = (101300^2 + \frac{64 \times 0.0045 \times 50 \times 0.025^2 \times 287 \times (15 + 273)}{\pi^2 \times 0.053^5})^{0.5} - 101300$$

$$\Delta P_a = 886 \frac{N}{m^2} = 0.009 \text{ bar}$$

Segun la fig. 3.129, la linea de diseño tiene una longitud de 42 m, un coeficiente de friccion de 0.0045 y un diametro de 53 mm al igual que la linea de transporte ensayada. Por lo tanto segun la Ec. 3-36:

$$\Delta P_a = (101300^2 + \frac{64 \times 0.0045 \times 42 \times 0.025^2 \times 287 \times (15 + 273)}{\pi^2 \times 0.053^5})^{0.5} - 101300$$

$$\Delta P_a = 886 \frac{N}{m^2} = 0.007 \text{ bar}$$

3.9.4.4 Longitud equivalente

La longitud equivalente de una tubería para el transporte de material toma la longitud de la tubería horizontal como el valor de referencia. A esto se le agrega una longitud equivalente de tubería horizontal recta, tanto para las secciones verticales como para las curvas de la tubería.

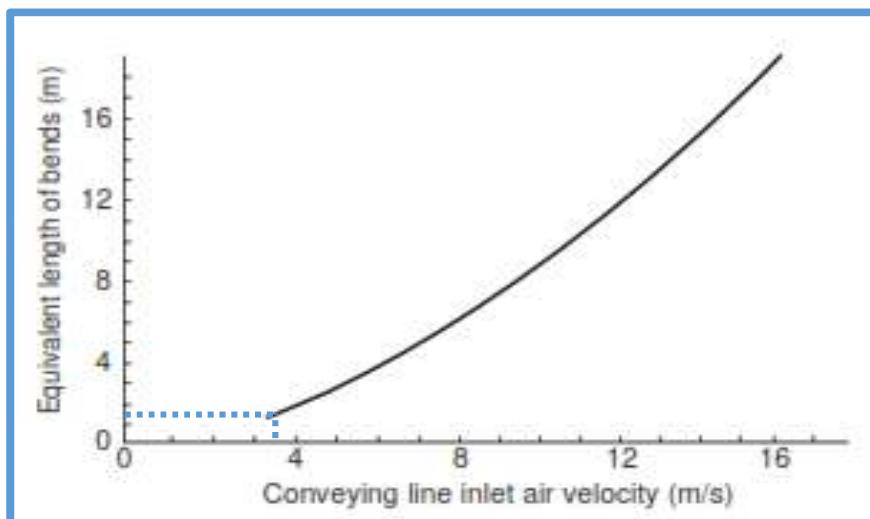


Fig. 3.79 Longitud equivalente de los codos

La longitud equivalente de las secciones verticales de la tubería es el doble y para los codos la longitud equivalente se obtiene de la fig. 3.79.

Por lo tanto la longitud equivalente de la tubería se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$Le = h + 2v + Nb \quad [Ec. 3-37]$$

Donde:

Le = Longitud equivalente (m)

h = Longitud horizontal de la tubería

v = Longitud vertical de la tubería (m)

N = Número total de codos (J/kg. °K)

b = Longitud equivalente de cada codo (J/kg. °K)

Según la fig. 3.130, la línea de transporte ensayada tiene una longitud horizontal de 50 m y 9 codos de 90°; así mismo según la fig. 3.133 para una velocidad de transporte de 3.6 m/s le corresponde una longitud equivalente de 1.5 m para los codos. Por lo tanto según la Ec. 3-37:

$$Le = 50 + 2x0 + 9x1.5$$

$$\mathbf{Le = 64 m}$$

Según la fig. 3.129, la línea de transporte de diseño tiene una longitud horizontal de 16.5 m, una longitud vertical de 25.5 y 10 codos de 90°; así mismo según la fig. 3.133 le corresponde una longitud equivalente de 1.5 m para los codos. Por lo tanto según la Ec. 3-37:

$$Le1 = 16.5 + 2x25.5 + 10x1.5$$

$$\mathbf{Le1 = 82.5 m}$$

3.9.4.5 Escala de la longitud de tubería

El modelo de escala para la longitud de la tubería se da mediante la siguiente ecuación:

$$\frac{ms1}{Le} = \frac{ms}{Le1} \quad [Ec. 3-38]$$

Donde:

ms_1 = Flujo de material de la linea de diseño (Ton/hr)

Le_1 = Longitud equivalente de la linea de diseño (m)

ms = Flujo de material de la linea de ensayo (Ton/hr)

Le = Longitud equivalente de la linea de ensayo (m)

Según la fig. 3.132, la linea de transporte ensayada tiene un flujo de material de 13.2 Ton/hr. Por lo tanto según la Ec. 3-38:

$$\frac{ms_1}{64} = \frac{13.2}{82.5}$$
$$ms_1 = 10.3 \frac{\text{Ton}}{\text{hr}}$$

Este es el flujo de material que cabria esperar en la linea de diseño, si la tuberia de diseño tubiera el mismo diametro que la tuberia de ensayo. Antes de considerar las opciones de este resultado, se debe verificar los parametros de transporte.

3.9.4.6 Verificacion de las condiciones de transporte

Es necesario evaluar el nuevo valor del factor de concentracion para determinar si el material todavia puede ser transportado en fase densa, ya que el punto de operación para escalar se basa en una velocidad de transporte de 3.6 m/s y un flujo masico de aire de 0.025 kg/s. El nuevo factor de concentracion se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$\mu = \frac{ms}{3.6 \times ma} \quad [\text{Ec. 3-39}]$$

Donde:

μ = Factor de concentracion

ms = Flujo de material (Ton/hr)

ma = Flujo masico de aire (kg/s)

$$\mu = \frac{10.3}{3.6 \times 0.025}$$

$$\mu = 114$$

En la fig. 3.80 tenemos que para un factor de concentración de 114, el valor mínimo de la velocidad de transporte es 3 m/s; por lo que el punto de operación identificado en la fig. 3.78 es válido para escalar.

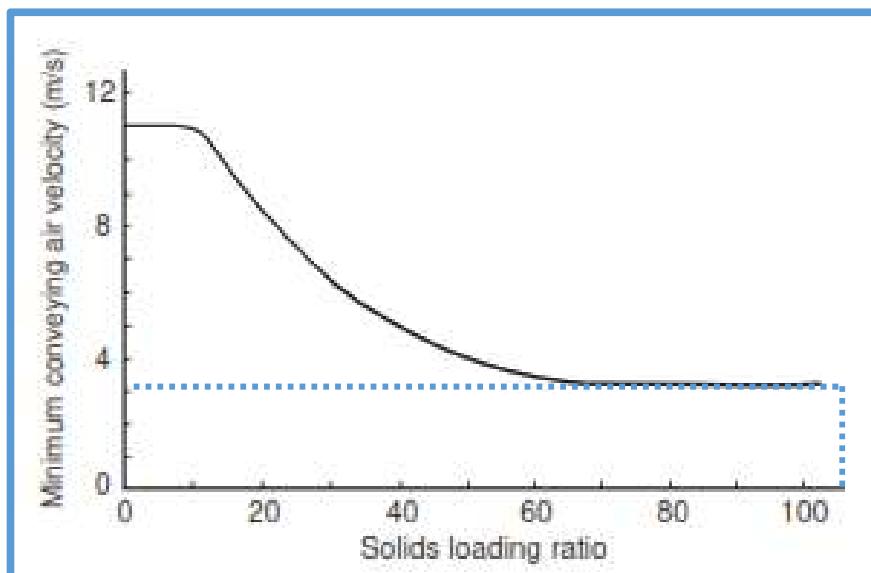


Fig. 3.80 Velocidad mínima de transporte

3.9.4.7 Escala del diametro de tuberia

El modelo de escala para el diámetro de la tubería se da mediante la siguiente ecuación:

$$\left(\frac{d_2}{d_1}\right)^2 = \frac{ms_2^2}{ms_1^2} \quad [\text{Ec. 3-40}]$$

Donde:

d_2 = Diametro de la linea de diseño (mm)

d_1 = Diametro de la linea de ensayo (mm)

ms_2 = Flujo de material de la linea de diseño (Ton/hr)

ms_1 = Flujo de material de la linea de ensayo (Ton/hr)

$$\left(\frac{d_2}{53}\right)^2 = \frac{30}{10.3}$$

d2 = 90 mm

Seleccionaremos una tuberia de 3 ½" sch 40, cuyo dimetro interno es de 90.12 mm. Reemplazando el diametro seleccionado en la Ec. 3-40 obtenemos un valor de 30.01 Ton/hr.

3.9.4.8 Requerimientos de aire

Al principio se selecciono una presion de suministro de aire de 2 bar, junto con una caida de presion de la linea de transporte de 1.6 bar; por lo que ahora se requiere el flujo volumetrico de aire y un valor aproximado para la fuente de alimentacion.

Flujo volumetrico de aire

El flujo volumetrico de aire se evaluara para la tuberia de 100 mm, suponiendo que la presion en la entrada de la tuberia es de 1.6 bar. El flujo volumetrico se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$V = 2.23 \frac{d^2 \times P_1 \times C_1}{T_1} \quad [\text{Ec. 3-41}]$$

Donde:

V = Flujo volumetrico de aire (m^3/s)

d = Diametro de la tuberia (m)

P1 = Presion absoluta en la entrada (KPa)

C1 = Velocidad de transporte en la linea (kg/s)

T1 = Temperatura en la linea de entrada ($^{\circ}\text{K}$)

$$V = 2.23 \frac{0.09^2 \times (101.3 + 160) \times 3.6}{(15 + 273)}$$

$$V = 0.06 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} = 3.6 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

Este es el flujo volumetrico de aire en condiciones de aire libre, que son las condiciones de referencia para la especificacion de un compresor.

Potencia requerida

La potencia de accionamiento del compresor requerido se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$P = 203 \times V \times \ln \frac{P_2}{P_1} \quad [\text{Ec. 3-42}]$$

Donde:

P = Potencia requerida (Kw)

V = Flujo volumetrico de aire (m³/s)

P₂ = Presion absoluta en la entrada (KPa)

P₁ = Presion absoluta en la salida (KPa)

$$P = 203 \times 0.06 \times \ln \frac{(101.3 + 160)}{(101.3)}$$

$$\mathbf{P = 11.5 \text{ Kw} = 15.5 \text{ Hp}}$$

3.9.5. Metodologia de Tyler Hicks

La tabla 3.36 señala que para el cemento es correcto suponer una velocidad minima de aire es de 7.5 m/s, y un factor de concentracion maximo de 160 kg polvo/m³ aire. Los calculos que siguen a continuacion se fundan en estos supuestos.

3.9.5.1 Calculo del diametro

El diametro de la tuberia se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$D = \sqrt{\frac{W}{15 \times \pi \times \lambda \times V}} \quad [\text{Ec. 3-43}]$$

Donde:

D = Diametro interior de la tuberia (m)

W = Flujo de material (kg/min)

λ = Factor de concentracion (kg polvo/m³ aire)

V = Velocidad media del aire (m/s)

Tabla 3.36 Valores admisibles para el transporte neumatico

Material	Densidad aparente (kg/m ³)	Velocidad minima admisible del aire (m/s)		Maximo valor admisible Kg polvo/ m ³ de aire	
		vertical	horizontal	vertical	horizontal
Carbon	720	12	15	16	12
Carbon	720	9	12	24	16
Trigo	750	9	12	32	24
Polietileno	480	9	12	32	24
Cemento	1050-1440	1.5	7.5	960	160
Harina	560	1.5	4.5	240	80
Carbon pulverizado	720	1.5	4.5	320	112
Ceniza pulverizada	720	1.5	4.5	430	160
Tierra de batan	560-880	1.5	6	240	80
Bentonita	770-1050	1.5	7.5	480	64
Barita	1340-2160	4.5	7.5	480	160
Silice	800-960	1.5	6	320	80
Fluorita	1760	3	9	640	160
Fosfato mineral	1280	3	9	320	112
Tripolifosfato	1050	1.5	7.5	480	80
Sal comun	1360	3	9	240	80
Ceniza sodica (liviana)	560	3	9	240	80
Ceniza sodica (densa)	1050	3	12	160	48
Sulfato de sodio	1280-1440	3	12	240	80
Perborato de sodio	865	3	9	160	48
Bauxita molida	1440	1.5	7.5	640	128
Alumina	930	1.5	7.5	480	96
Kieselguhr	240	1.5	7.5	160	32
Magnesita	1600	3	9	480	160
Dioxido de uranio	3500	6	18	960	160

Fuente: Engineering Equipment Users Association

La velocidad de transporte en la linea sera 50 por ciento mayor que la velocidad minima de aire; por lo tanto:

$$V = 1.5 \times C_{min}$$

$$V = 1.5 \times 7.5$$

$$V = 11.2 \frac{m}{s}$$

En una tuberia de diametro interior constante, la menor velocidad de transporte y el mayor factor de concentracion se encuentran en la entrada de la linea de transporte; y asi mismo, la mayor velocidad de transporte y el menor factor de concentracion se encuentra en la salida de la linea de transporte.

Por lo tanto es necesario suponer un valor medio probable de λ y V .

Velocidad de transporte

$$V_m = 11.2 \times 1.5$$

$$V_m = 16.8 \frac{m}{s}$$

Factor de concentracion

$$\lambda_m = 160 \times 0.5$$

$$\lambda_m = 80 \frac{\text{kg polvo}}{\text{m}^3 \text{ aire}}$$

Por lo tanto, segun la Ec. 3-43:

$$D = \sqrt{\frac{500}{15 \times \pi \times 80 \times 16.8}}$$

$$D = 0.0889 \text{ m} = 88.9 \text{ mm}$$

Seleccionaremos una tuberia de $3\frac{1}{2}$ " sch 40, cuyo dimetro interno es de 90.12 mm. Reemplazando el diametro seleccionado en la Ec. 3-40 obtenemos un valor de 30.01 Ton/hr.

Ahora es preciso ajustar los valores medios de V_m y λ_m , pero en un calculo prudente V_m no puede ajustarse bajando del valor $V_m=16.8$ m/s. Reagrupando la Ec. 3-43 para ajustar el valor medio de λ_m tenemos:

$$\lambda_m = \frac{W}{15 \times \pi \times D^2 \times V}$$

$$\lambda_m = \frac{500}{15 \times \pi \times 0.0901 \times 16.8}$$

$$\lambda_m = 77.6 \frac{\text{kg polvo}}{\text{m}^3 \text{ aire}}$$

3.9.5.2 Perdida de carga

La perdida de carga en el sistema se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$P_1 - P_2 = \lambda \times \left[\frac{V^2}{2g} \times \left(F_1 + \frac{L \times F_2}{D} + F_3 \times N \right) + H \right] \quad [\text{Ec. 3-44}]$$

Donde:

$P_1 - P_2$ = Caida de presion en la tuberia (kg/m²)

λ = Factor de concentracion (kg polvo/m³ aire)

V = Velocidad media del aire (m/s)

F_1 = Constante para considerar perdidas en la zona de aceleracion

L = Longitud de la tuberia (m)

F_2 = Coeficiente de rozamiento para tubos rectos

D = Diametro interior de la tuberia (m)

F_3 = Coeficiente de rozamiento para codos

N = Numero de codos en angulo recto

H = Elevacion vertical (m)

F1:

El valor de F_1 varia segun el diseño de los dispositivos de alimentacion. Se sugiere utilizar un valor entre 2-3.

En este caso tenemos un valor de $F_1=2.5$.

F2:

La fig. 3.81 muestra seis curvas trazadas a partir del análisis de ensayos efectuados en condiciones controladas. La curva A proviene de ensayos con caliza, la curva B y C proviene de ensayos con sal, la curva D proviene de ensayos con arena, la curva E proviene de ensayos con trigo y la curva F proviene de ensayos con carbon.

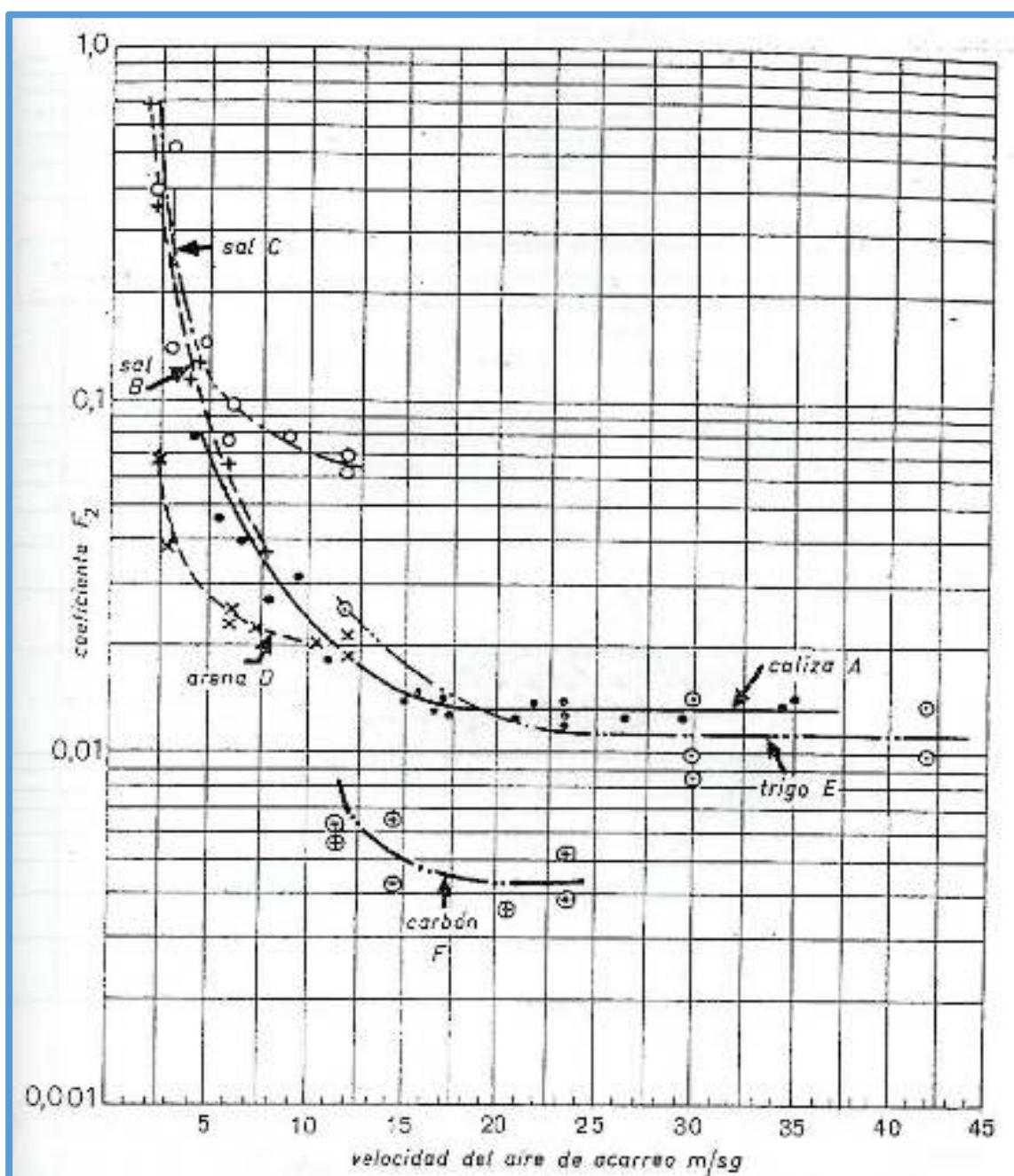


Fig. 3.81 Valores del coeficiente F_2 para ciertos materiales

Cuando el material a transportar no se encuentra en la fig. 3.81, podemos utilizar la fig. 3.82. En dicha figura ingesaremos con la velocidad media del aire y tomaremos un valor de F2 por encima de la zona rayada.

En este caso tenemos un valor de $F2=0.03$.

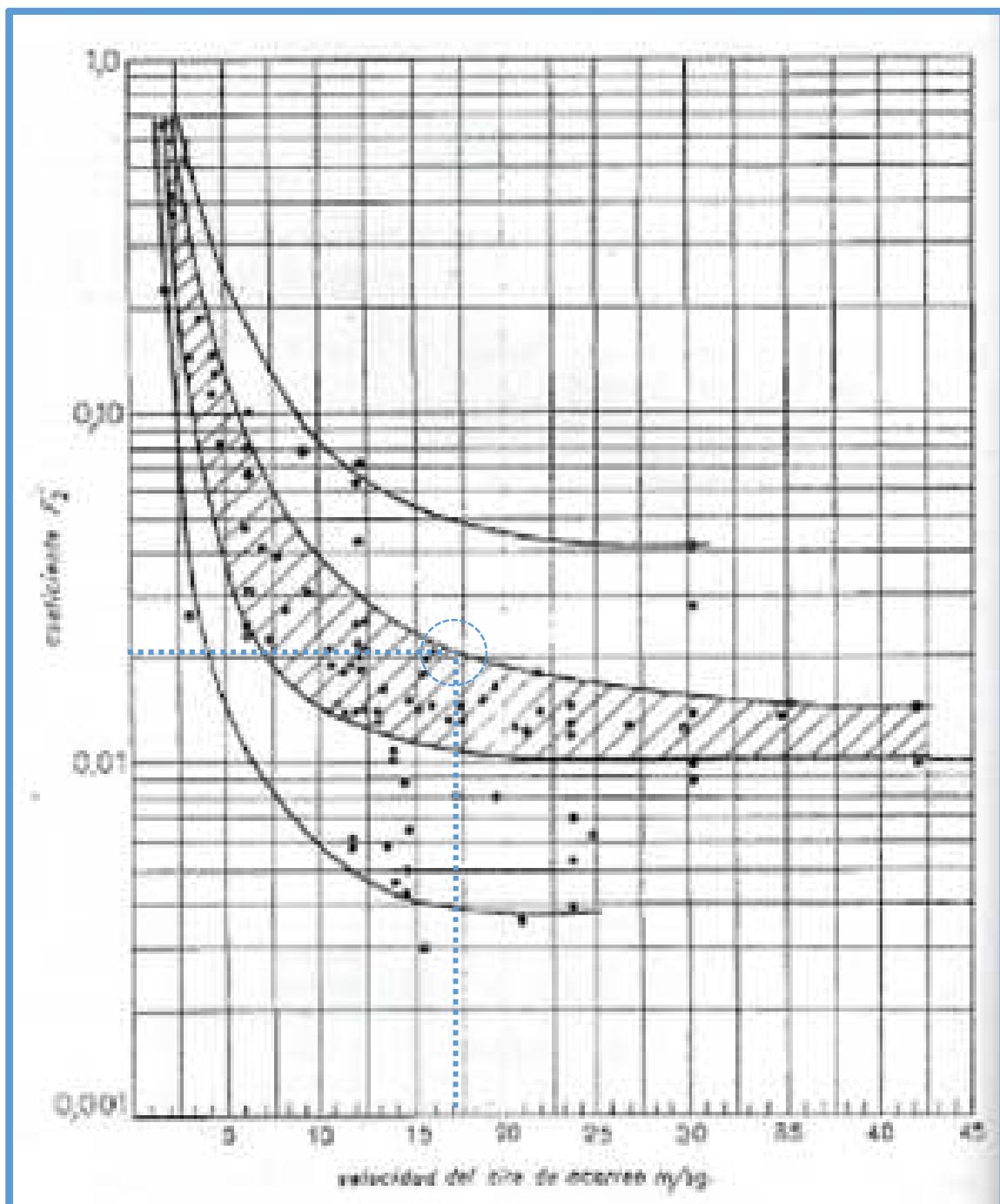


Fig. 3.82 Valores del coeficiente F2 para materiales en general

F3:

La tabla 3.37 proporciona valores de F3 en función de la relación existente entre el radio de curvatura y el diámetro de la tubería. Siempre que sea posible deberían usarse codos de gran radio de curvatura, con una razón mínima de 6:1, a fin de reducir las perdidas y evitar el riesgo de embotellamiento.

En este caso tenemos un valor de F3=0.5.

Tabla 3.37 Valores recomendados de F3

Relación Radio de curvatura/Diámetro de tubería	F3
2	1.5
4	0.75
6 o más	0.5

Fuente: Engineering Equipment Users Association

Finalmente, reemplazamos los valores en la Ec. 3-44:

$$P_1 - P_2 = 77.6 \times \left[\frac{16.8^2}{2 \times 9.81} \times \left(2.5 + \frac{42 \times 0.02}{0.0901} + 0.5 \times 10 \right) + 25.5 \right]$$

$$P_1 - P_2 = 19718 \frac{\text{kg}}{\text{m}^2} = 1.93 \text{ bar}$$

Ahora debe verificarse si los supuestos adoptados tales como V_m y λ_m corresponden a condiciones razonables en la entrada de la tubería. Suponiendo además que la temperatura es uniforme y permanece constante, se puede aplicar la ley de Boyle; con lo que las condiciones a la entrada de la tubería quedan definidas por la siguiente ecuación:

$$\frac{\lambda_e}{\lambda_m} = \frac{P_e \text{ abs}}{P_m \text{ abs}} \quad [\text{Ec. 3-45}]$$

Donde:

λ_e = Factor de concentración en la entrada (kg polvo/m³ aire)

λ_m = Factor de concentración media (kg polvo/m³ aire)

P_e = Presión en la entrada absoluta (kg/m²)

P_m = Presión media absoluta (kg/m²)

Así mismo, la presión media se evalúa mediante la siguiente expresión:

$$P_m = \frac{P_1 + P_2}{2} \quad [\text{Ec. 3-46}]$$

Donde:

P_1 = Presión en la entrada absoluta (kg/m^2)

P_2 = Presión en la salida absoluta (kg/m^2)

Teniendo en cuenta que la presión en la salida es la atmosférica o lo que es igual a presión manométrica; tenemos que $P_1=19718 \text{ kg/m}^2$ y $P_2=0$. Por lo tanto reemplazando en la Ec. 3-46:

$$P_m = \frac{19718 + 0}{2}$$

$$\mathbf{P_m = 9859 \frac{kg}{m^2}}$$

Y finalmente remplazando en la Ec. 3-45:

$$\frac{\lambda e}{77.6} = \frac{19718 + 10330}{9859 + 10330}$$

$$\lambda e = 115.5 \frac{\text{kg polvo}}{\text{m}^3 \text{ aire}}$$

De la misma forma reagrupando la Ec. 3-43 para ajustar el valor medio de V_e tenemos:

$$V_e = \frac{W}{15 \times \pi \times D^2 \times \lambda e}$$

$$V_e = \frac{500}{15 \times \pi \times 0.0901 \times 116.5}$$

$$\mathbf{V_e = 11.4 \frac{m}{s}}$$

Podemos ver que la velocidad de entrada es mayor que la velocidad de transporte asumida al inicio; por lo tanto es aceptable.

$$11.2 \frac{\text{m}}{\text{s}} < 11.4 \frac{\text{m}}{\text{s}}$$

3.9.5.3 Caudal requerido

La perdida de carga en el sistema se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$Q = A \times V \quad [\text{Ec. 3-47}]$$

Donde:

A = Area de la seccion transversal de la tuberia (m^2)

V = Velocidad de transporte (m/s)

$$Q = \frac{\pi \times 0.0901^2}{4} \times 11.2$$

$$Q = 0.06 \frac{\text{m}^3}{\text{s}} = 3.65 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

3.9.5.4 Potencia requerida

La potencia requerida en el sistema se evalua mediante la siguiente ecuacion:

$$P = \frac{(P_1 - P_2) \times A \times V}{75} \quad [\text{Ec. 3-48}]$$

Donde:

$P_1 - P_2$ = Caida de presion en la tuberia (kg/m^2)

A = Area de la seccion transversal de la tuberia (m^2)

V = Velocidad de transporte (m/s)

$$P = \frac{19718 \times \frac{\pi \times 0.0901^2}{4} \times 11.2}{75}$$

$$P = 18.8 \text{ CV} = 18.5 \text{ HP}$$

Ahora, compararemos los resultados obtenidos con ambas metodologías para analizar el margen de error que existe entre ellas. Todo esto se muestra en la tabla 3.70.

Tabla 3.38 Comparacion de metodologias

Parametro	Metodologia		Error
	David Mills	Tyler Hicks	
Diametro (mm)	88.9	90	1.5
Factor de Concentracion	114	115.5	2.0
Caudal (m^3/min)	3.60	3.65	2.0
Caida de presion (bar)	1.60	1.93	17
Potencia (HP)	15.5	18.5	16

Fuente: Autor

Podemos observar que la metodología de Tyler Hicks tiene un enfoque general, mientras que el método de David Mills tiene un enfoque particular. Por lo tanto; cuando se tenga bastante información del material se utilizará el método de David Mills y cuando se tenga poca información del material se utilizará el método de Tyler Hicks como primera aproximación. En este caso en particular utilizaremos los resultados obtenidos de la metodología de David Mills.

3.10. ACCESORIOS DEL SILO MECANICO

3.10.1. Entrada hombre (Manhole)

Los silos de almacenamiento deben contar por lo menos, con una entrada hombre en el cuerpo o en el techo con la finalidad de poder realizar limpieza, revisiones y/o reparaciones en el interior del silo. En nuestro caso la entrada hombre se localizara en el techo del silo y según norma tenemos dos tamaños tal como se muestra en la tabla 3.39. Seleccionaremos un manhole de 24" de tamaño y se fabricara según norma tal como se muestra en la fig. 3.83.

Tabla 3.39 Tamaños permitidos para entrada hombre

Tamaño de Manhole	Diametro de Cuello ID (in)	Diametro de Placa de Cubierta Dc (in)	Diametro de Circulo de Pernos Db (in)	Numero de Pernos	Diametro del Empaque		Diametro del Agujero en el Techo Dp (in)
					Interior (in)	Exterior (in)	
24"	24"	30"	27 1/2"	20	24"	30"	24 5/8"
20"	20"	26"	23 1/2"	16	20"	26"	20 5/8"

Fuente: ASME Sección VIII división 1

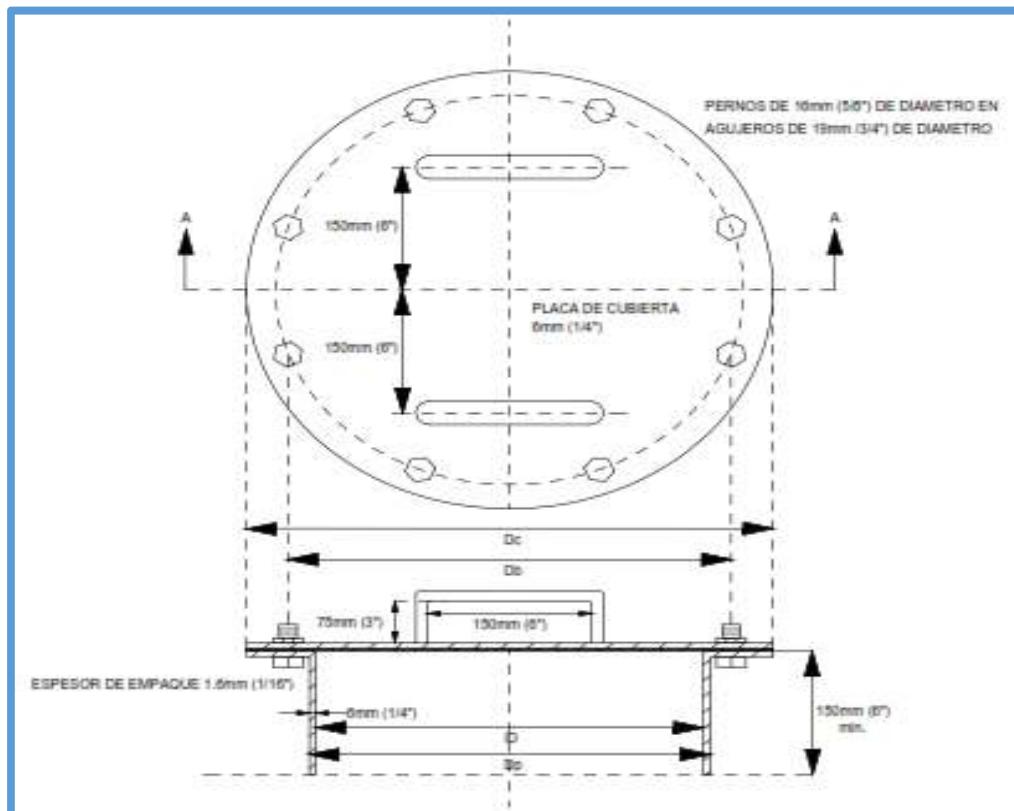


Fig. 3.83 Manhole para techos según ASME Sección VIII division 1

3.10.2. Filtro depurador (Filter Cleaner)

Los silos de almacenamiento deben contar con un dispositivo que permita filtrar el aire con alto contenido de polvo durante el proceso de llenado y vaciado. En dichos procesos es inevitable la formación de una nube de polvo, la cual en concentraciones altas al reaccionar con el oxígeno del aire puede dar lugar a explosiones de polvo.

El dispositivo de filtración más usado es el filtro de mangas, tal como se muestra en la fig. 3.84. La presión interna del silo genera un flujo de aire que pasa a través de filtros fabricados de tela tejida o fieltro, cuya función es atrapar partículas micrométricas; permitiendo salir el aire limpio y quedando el material en el área interna del filtro, el cual es sacudido y decantado depositando el material en el interior del silo.

Los filtros de mangas se clasifican en base a su mecanismo de limpieza. Tenemos tres mecanismos de limpieza, los cuales mencionamos a continuación:

- Limpieza por agitación mecánica (Tela tejido)
- Limpieza por aire a la inversa (Tela tejido)
- Limpieza por chorro de aire (Filtro)

El mecanismo de limpieza por chorro de aire es el más usado en la industria por su alta eficiencia en el proceso de filtrado y es por tal motivo que se diseñara y seleccionara un filtro de mangas con limpieza por chorro de aire (Pulse-Jet).

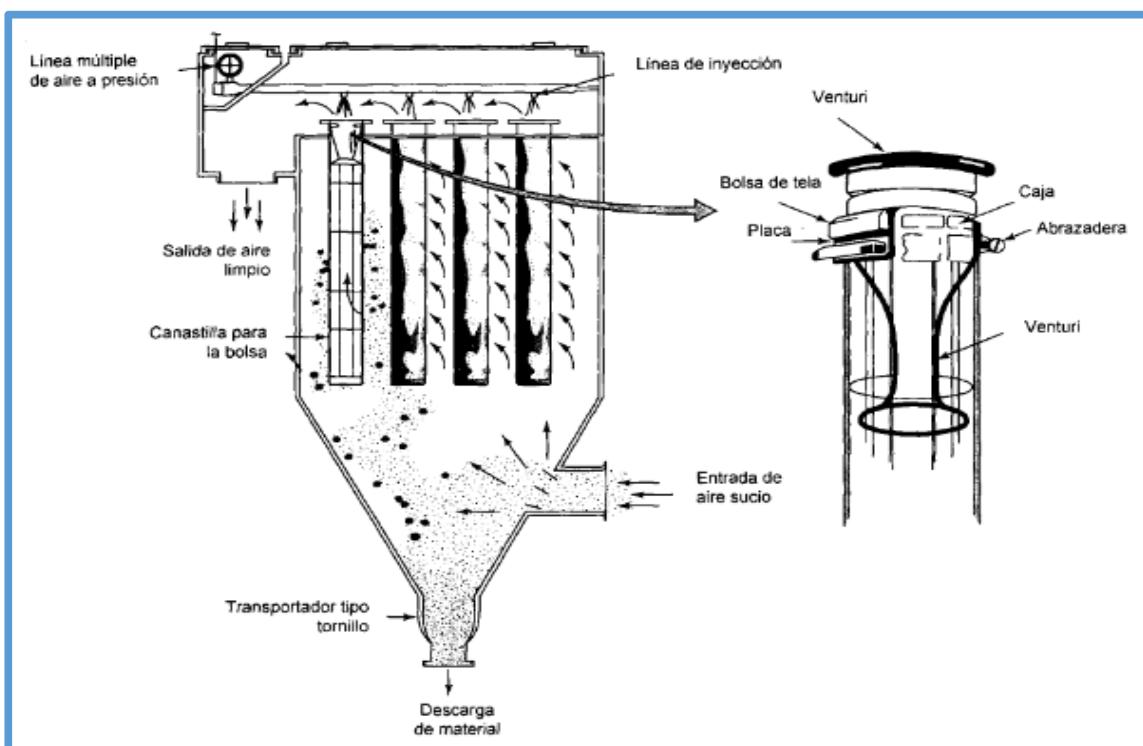


Fig. 3.84 Funcionamiento de un filtro de mangas

3.10.2.1 Diseño del filtro de mangas

El diseño de un filtro de mangas se realiza a partir del criterio de la “velocidad de filtración”. La relación aire-tela se puede definir como la cantidad de aire filtrado por unidad de superficie y es difícil de estimar a priori; sin embargo, los fabricantes ofrecen ecuaciones y monogramas que permiten obtener esta relación. En nuestro caso utilizaremos el procedimiento propuesto por Milton Kraus.

3.10.2.2 Determinacion del area filtrante

El área filtrante de la tela necesaria para poder separar satisfactoriamente el polvo del flujo de gas, se determina multiplicando un factor por el área neta de la tela. El área neta es el área activa en operación en un momento dado, mientras que el área filtrante es el área que puede salir de servicio en un momento dado por mantenimiento. En la tabla 3.40 se muestra el factor a multiplicar según el área neta de la tela.

El área neta de la tela se evalúa mediante la siguiente ecuación:

$$A_n = \frac{Q}{K_a} \quad [Ec. 3-49]$$

Donde:

Q = Caudal de aire (pie^3/min)

K_a = Velocidad de filtración ($(\text{pie}^3/\text{min})/\text{pie}^2$)

Tabla 3.40 Factores para obtener el área filtrante de tela

Área Neta de Tela (pie^2)	Factor
1-4000	Multiplicar por 2
4001-12000	Multiplicar por 1.5
12001-24000	Multiplicar por 1.25
24001-36000	Multiplicar por 1.17
36001-48000	Multiplicar por 1.125
48001-60000	Multiplicar por 1.11
60001-72000	Multiplicar por 1.10
72001-84000	Multiplicar por 1.09
84001-96000	Multiplicar por 1.08
96001-108000	Multiplicar por 1.07
108001-132000	Multiplicar por 1.06
132001-180000	Multiplicar por 1.05
180001-A mas	Multiplicar por 1.04

Fuente: Milton Kraus

Ahora la velocidad de filtración se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$K_a = K_1 \times K_2 \times K_3 \times K_4 \times K_5 \quad [\text{Ec. 3-50}]$$

Donde:

K_a = Velocidad de filtración ((pie³/min)/pie²)

K_1 = Factor del material

K_2 = Factor de uso

K_3 = Factor de Temperatura

K_4 = Factor de tamaño de las partículas

K_5 = Factor de contenido de polvo

K₁

Considera las propiedades y características del material que influyen en la formación del queque durante el proceso de filtrado y de limpieza de las mangas.

Según la tabla 3.41 al cemento le corresponde un valor $K=10$.

Tabla 3.41 Factor según las características del material

Factor K ₁				
15	12	10	9	6
Mezcla de queque	Asbesto	Alumina	Tintes	Carbon activado
Polvo de cartón	Materiales fibrosos	Carbon fino	Polvo de metal	Carbon negro
Cocoa	Yeso	Cemento	Oxidos de metal	Detergentes
Alimentos	Cal	Pigmento cerámico	Pigmentos	Humos
Harina	Sal	Polvo de ladrillo	Plásticos	Leche en polvo
Granos	Arena	Polvo de arcilla	Resinas	Javones
Polvo de cuero	Talco	Carbon	Silicatos	
Tabaco		Caolin	Almidon	
		Caliza		
		Polvo de minerales		

Fuente: Milton Kraus

K2

Considera el tipo de proceso de suministro de polvo al filtro de mangas y los inconvenientes que ocasionan las variaciones de la carga de polvo.

Según la tabla 3.42, le corresponde un valor K=0.9.

Tabla 3.42 Factor de uso

Proceso	K2
Alivio de puntos de transferencia, Transportadores, Estaciones de empaque, etc.	1.0
Recolección de productos, Transportadores neumáticos, Molineras, Secadores, Clasificadores, etc.	0.9
Procesos de filtración de gas, Secadores de rocío, Hornos, Reactores, etc.	0.8

Fuente: Milton Kraus

K3

Considera el aumento de la viscosidad del aire a altas temperaturas.

Según la fig. 3.85 para el cemento a una T=15°C, le corresponde un valor K=1.0.

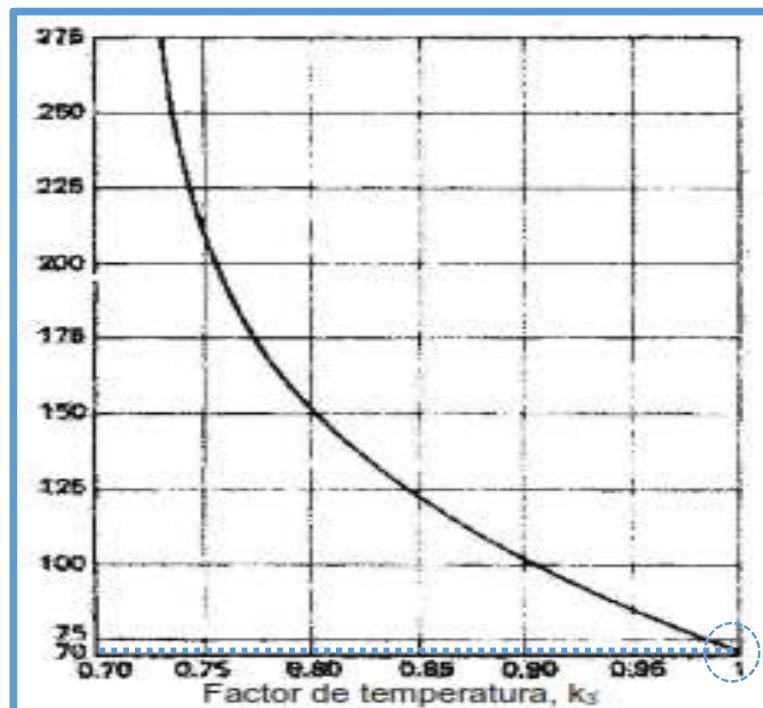


Fig. 3.85 Factor de temperatura

K4

Considera la tendencia de los polvos finos a obstruir las telas mas rápidamente que las partículas gruesas.

Según la tabla 3.43 para el cemento con un tamaño de partícula de $14\mu\text{m}$, le corresponde un valor $K=1.0$.

Tabla 3.43 Factor de tamaño

Tamaño	K4
Mayor a 100 micrones	1.2
Entre 50 y 100 micrones	1.1
Entre 10 y 50 micrones	1.0
Entre 3 y 10 micrones	0.9
Menor a 3 micrones	0.8

Fuente: Milton Kraus

K5

Considera el efecto de la carga de polvo sobre la tasa de filtrado. El factor de concentración de la línea de transporte neumático es igual a $\lambda=114\text{kg/m}^3$; pero para entrar a la fig. 3.86 tenemos que transformarlo a grains/pie³.

$$\lambda = 114 \frac{\text{kg polvo}}{\text{m}^3 \text{ aire}} \times \frac{\text{m}^3}{35.3 \text{ pie}^3} \times \frac{15432.4 \text{ grains}}{\text{kg}}$$

$$\lambda = 49838.3 \frac{\text{grains polvo}}{\text{pie}^3 \text{ aire}}$$

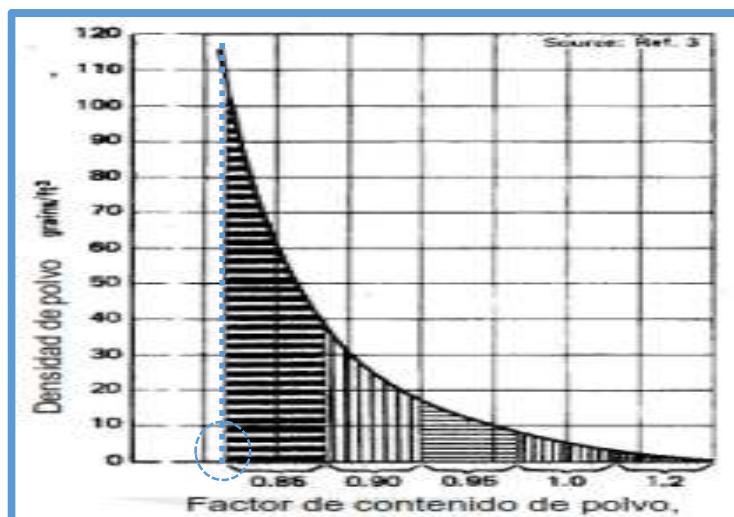


Fig. 3.86 Factor de concentración de polvo

La fig. 3.140 la podemos dividir en 5 zonas claramente identificadas como se muestra en la siguiente tabla. Según la tabla 3.44, le corresponde un valor K=0.85.

Tabla 3.44 Factor de concentracion de polvo

Concentracion (grains/pie ³)	K5
1-3	1.2
4-8	1.0
9-17	0.95
18-40	0.90
>40	0.85

Fuente: Milton Kraus

Por lo tanto, según la Ec. 3-50 el valor de la velocidad de filtracion es igual a:

$$Ka = 10 \times 0.9 \times 1.0 \times 1.0 \times 0.85$$

$$Ka = 7.65 \frac{\text{pie}^3}{\text{min}} \frac{\text{pie}^2}{\text{pie}^2}$$

Ahora, según la Ec. 3-49 el valor del area neta de la tela es igual:

$$An = \frac{126}{7.65}$$

$$An = 17.45 \text{ pie}^2$$

Finalmente, el area filtrante de la tela se obtiene multiplicando el area neta de la tela por el factor dado en la tabla 3.73. En este caso el factor es igual a 2.

$$At = 17.45 * 2$$

$$At = 34.90 \text{ pie}^2 = 3.24 \text{ m}^2$$

3.10.2.3 Selección del filtro de mangas

Utilizaremos el catálogo de la empresa tomadoni, en la cual seleccionamos el modelo **FMV-3060-120-Q** y cuyas características se presentan en la siguiente tabla.

Tabla 3.45 Caracteristicas del filtro

Parametro	Descripcion
Marca	Tomadoni
Modelo	FMV-3060-120-Q
Area Filtrante (m ²)	3.29
Material de Mangas	Fieltro
Cantidad de Mangas	7
Sistema de Limpieza	Pulse Jet
Peso (kg)	132

Fuente: Propia

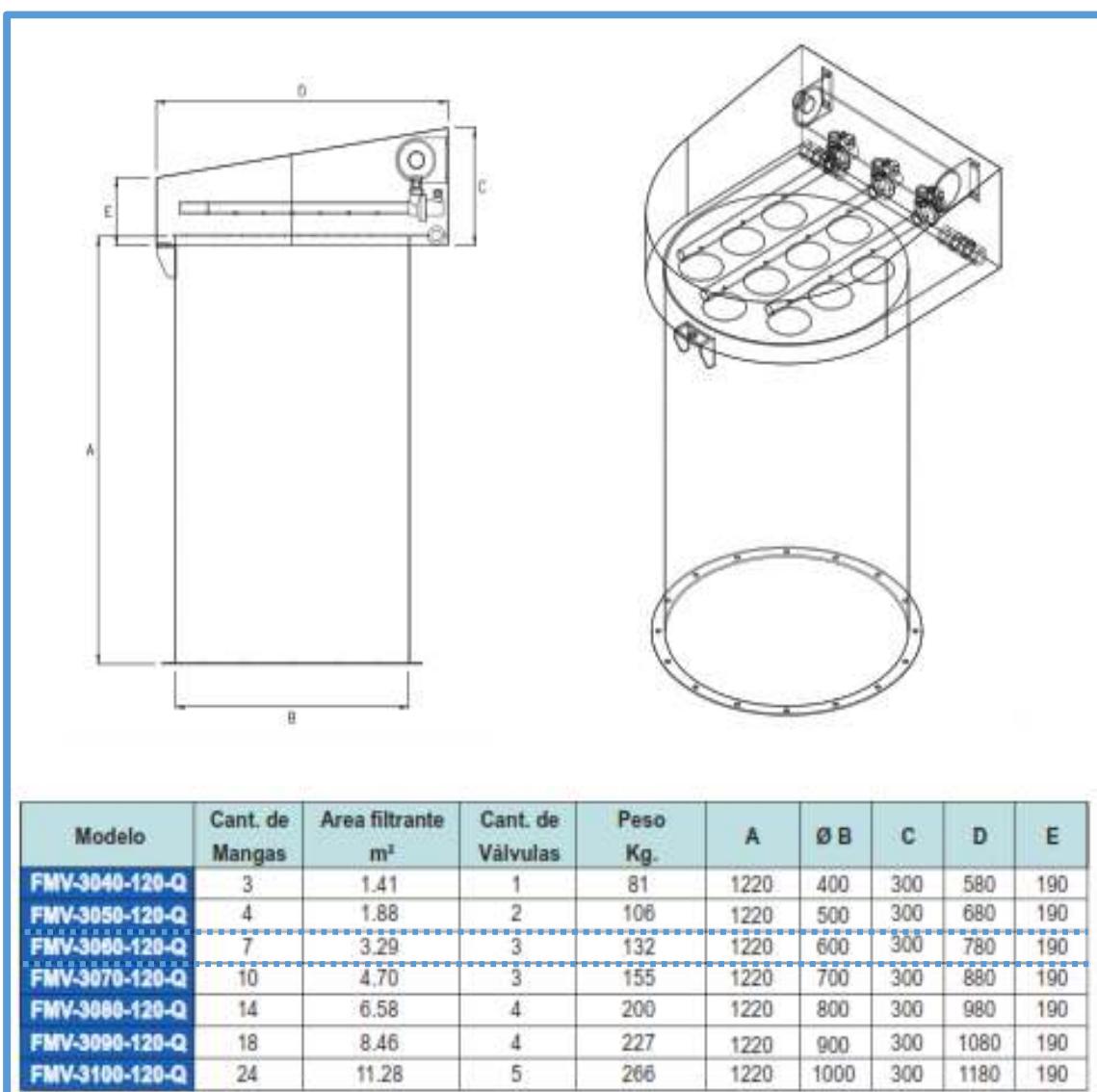


Fig. 3.87 Catalogo Tomadoni

3.10.3. Indicador de nivel

Los silos de almacenamiento deben contar con un dispositivo que permita indicar el nivel maximo y minimo del mismo. El dispositivo emite un impulso electrico a un tablero donde una señal luminosa indica que el material ha bajado del nivel monitoreado. Utilizaremos el catalogo de la empresa Thermo Scientific, en la cual seleccionamos el modelo **TRX-120** y cuyas caracteristicas se presentan en la siguiente tabla.

Tabla 3.46 Caracteristicas del indicador de nivel

Parametro	Descripcion
Marca	Thermo Scientific
Modelo	TRX-120
Serie	14K05971122

Fuente: Propia

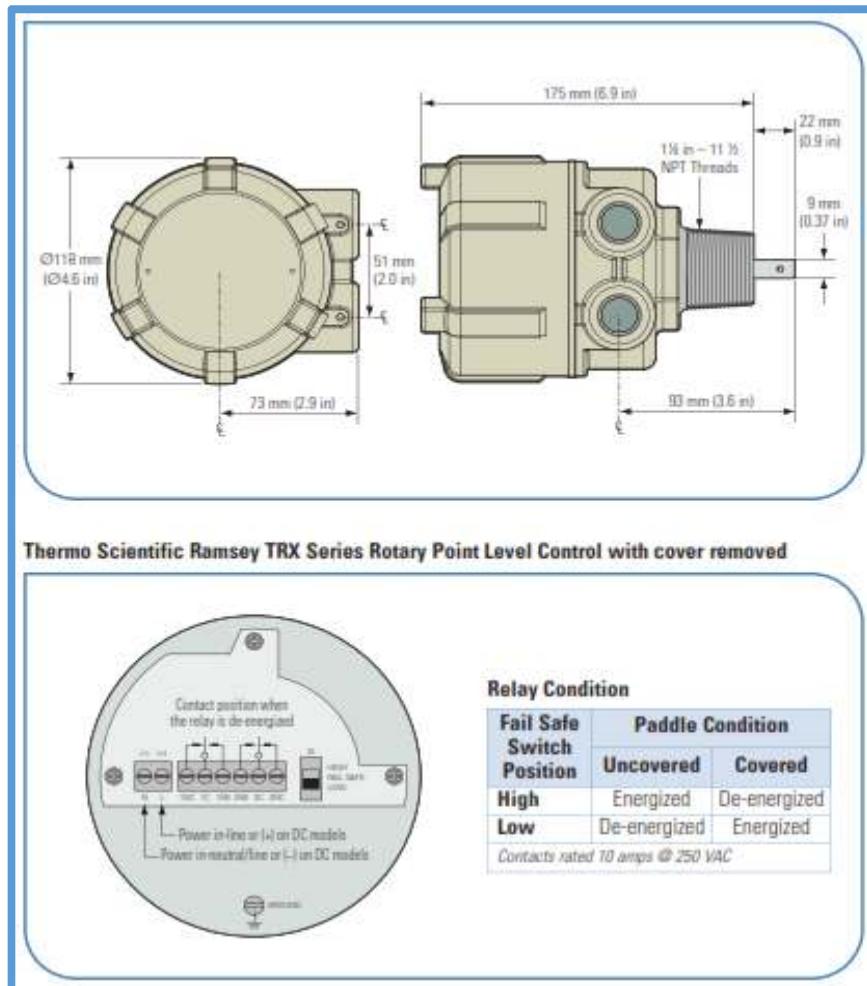


Fig. 3.88 Catalogo Thermo Scientific

3.10.4. Sistema de Aireacion

Los silos de almacenamiento deben contar con un sistema de aireacion que mantenga en movimiento el cemento a granel en su paso por el cono del silo, de esta manera evitamos que el cemento que esta siendo descargado sufra atascamiento, compactacion o se formen vacios.

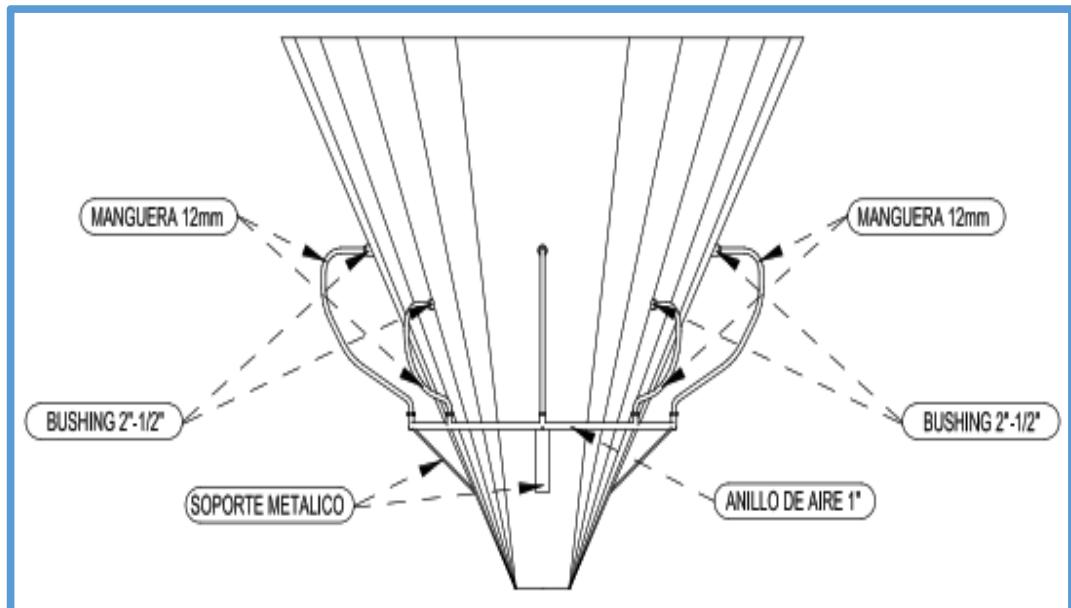


Fig. 3.89 Partes del sistema de aireacion

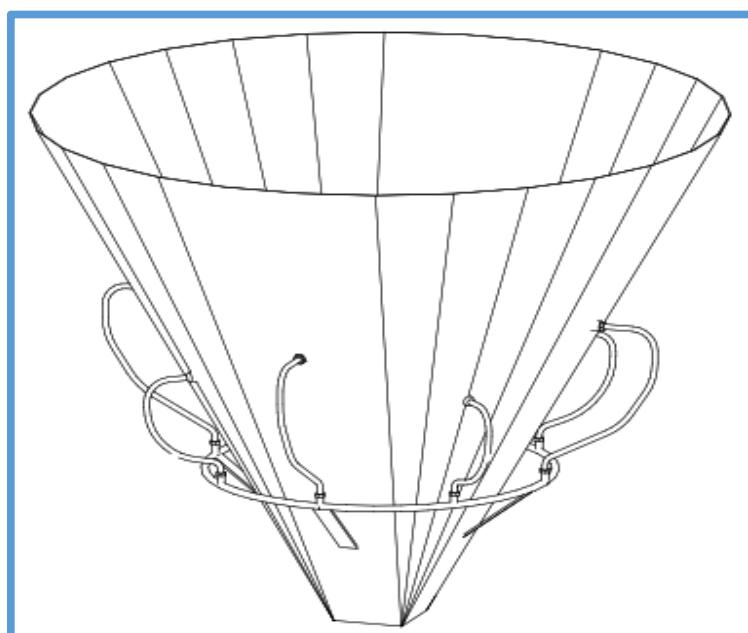


Fig. 3.90 Isometrico del sistema de aireacion

3.11. ACCESORIOS DEL ELEVADOR DE CANGILONES

3.11.1. Sistema de accionamiento

En la fig. 3.91 se muestra el sistema de accionamiento del elevador de cangilones, el cual esta conformado por los siguientes elementos:

- Eje
- Chaveta
- Chumacera
- Rodamiento
- Motorreductor

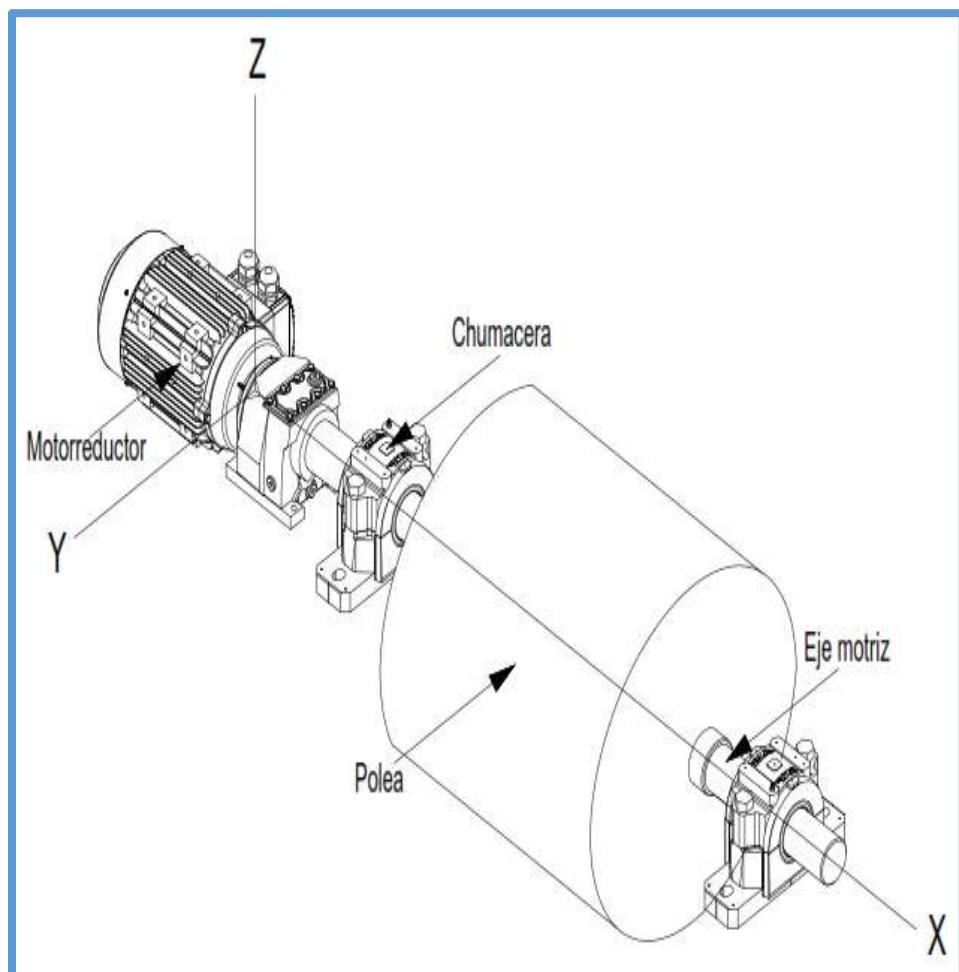


Fig. 3.91 Sistema de accionamiento del elevador de cangilones

3.11.1.1 Eje motriz

En esta sección se dimensionará el eje de transmisión de potencia según los componentes que hemos calculado, estimado y asumido previamente. En la fig. 3.92 se muestra el diagrama de cuerpo libre del eje de potencia.

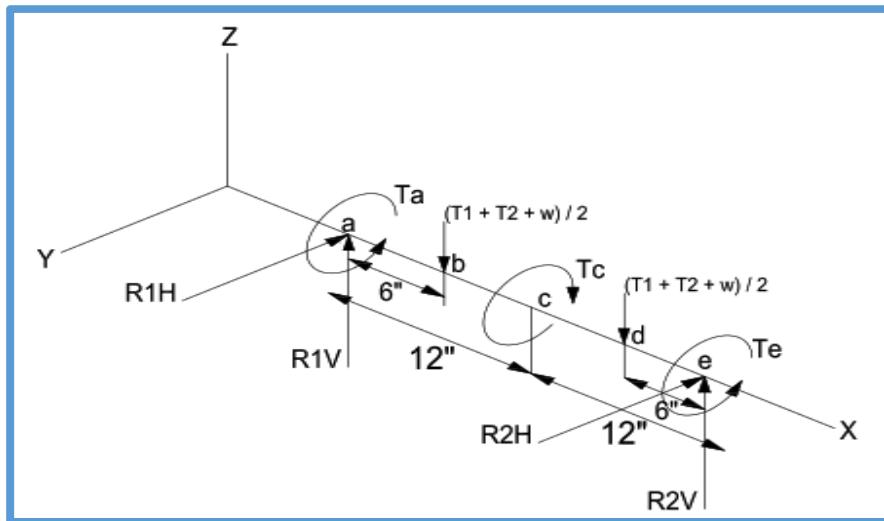


Fig. 3.92 Diagrama de cuerpo libre del eje de potencia

Calculo de las reacciones

➤ Plano vertical:

$$\sum F_v = 0$$

$$R_{1v} - \left(\frac{T_1 + T_2 + w}{2} \right) - \left(\frac{T_1 + T_2 + w}{2} \right) + R_{2v} = 0$$

$$R_{1v} - (1098.35 + 498.12 + 200)/2 - (1098.35 + 498.12 + 200)/2 + R_{2v} = 0$$

$$R_{1v} + R_{2v} = 1796.47$$

$$\sum M_a = 0$$

$$\left(\frac{T_1 + T_2 + w}{2} \right) \times 6 + \left(\frac{T_1 + T_2 + w}{2} \right) \times 18 - R_{2v} \times 24 = 0$$

$$21557.64 - R_{2v} \times 24 = 0$$

$$\mathbf{R_{2v} = 898.23 \text{ lb}}$$

$$\mathbf{R_{1v} = 898.23 \text{ lb}}$$

➤ Plano horizontal: En el plano horizontal no se generan reacciones.

Calculo de los momentos flectores

➤ Plano vertical:

$$M_{va} = 0$$

$$M_{vb} = 898.23 \times 6 = 5389.38 \text{ lb. pulg}$$

$$M_{vc} = (898.23 \times 12) - (898.23 \times 6) = 5389.38 \text{ lb. pulg}$$

$$M_{vd} = (898.23 \times 18) - (898.23 \times 12) = 5389.38 \text{ lb. pulg}$$

$$M_{ve} = (898.23 \times 24) - (898.23 \times 18) - (898.23 \times 6) = 0$$

➤ Plano horizontal: En el plano horizontal no se generan momentos.

Calculo de los momentos torsores

En el punto c de la fig. 3.109 se genera torsion debido a la accion de las fuerzas T₁ y T₂, quienes son responsables de accionar el elevador de cangilones. Conociendo las fuerzas T₁, T₂ y el diametro de la polea procedemos a calcular T_c:

$$T_c = (T_1 - T_2) \times \frac{D_s}{2}$$

$$T_c = (1098.35 - 498.12) \times \frac{24}{2}$$

$$\mathbf{T_c = 7202.76 \text{ lb. pulg}}$$

Ahora aplicando condiciones de equilibrio en el eje de potencia tenemos:

$$\sum T = 0$$

$$T_a - T_c + T_e = 0$$

$$T_a + T_e = 7202.76 \text{ lb. pulg}$$

Ahora aplicando condiciones de deformacion en el eje de potencia tenemos:

$$\sum \theta = 0$$

$$\theta_a + \theta_c = 0$$

$$\frac{T_a \times L_a}{J_a \times G_a} + \frac{T_e \times L_e}{J_e \times G_e} = 0$$

$$T_a = T_e$$

Combinando ambas ecuaciones tenemos:

$$T_a = 3601.38 \text{ lb. pulg}$$

$$T_e = 3601.38 \text{ lb. pulg}$$

A continuación se muestran los diagramas de fuerza cortante, momento flector y momento torsor.

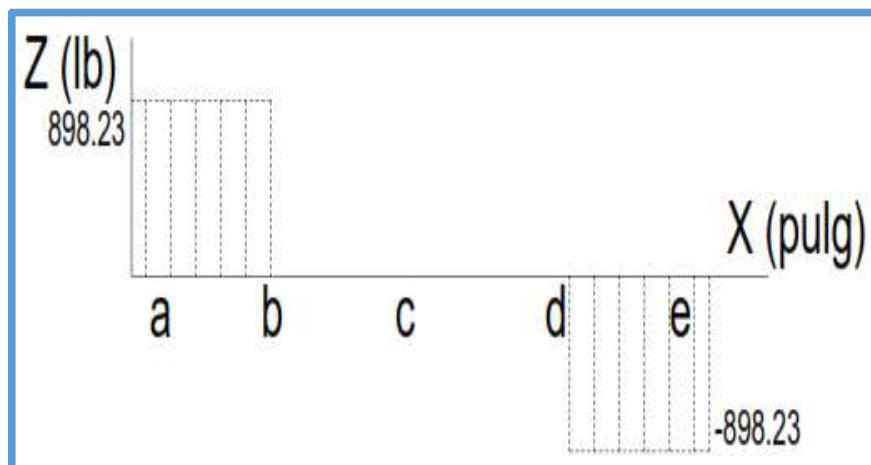


Fig. 3.93 Diagrama de fuerza cortante

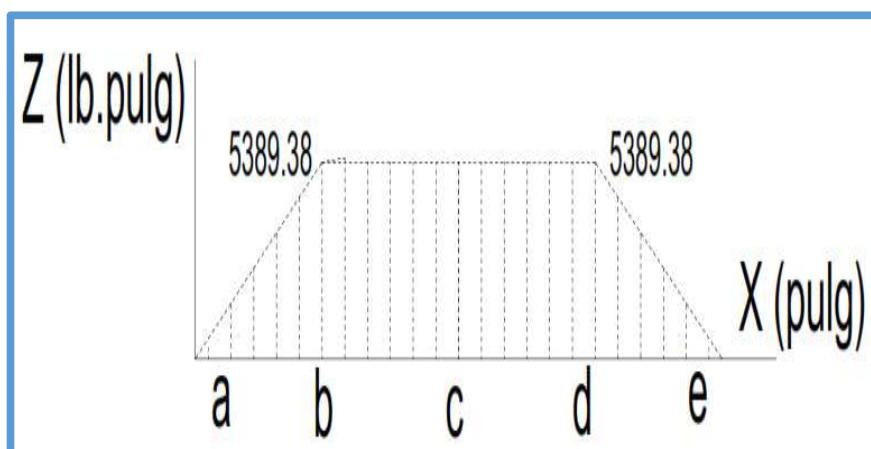


Fig. 3.94 Diagrama de momento flector

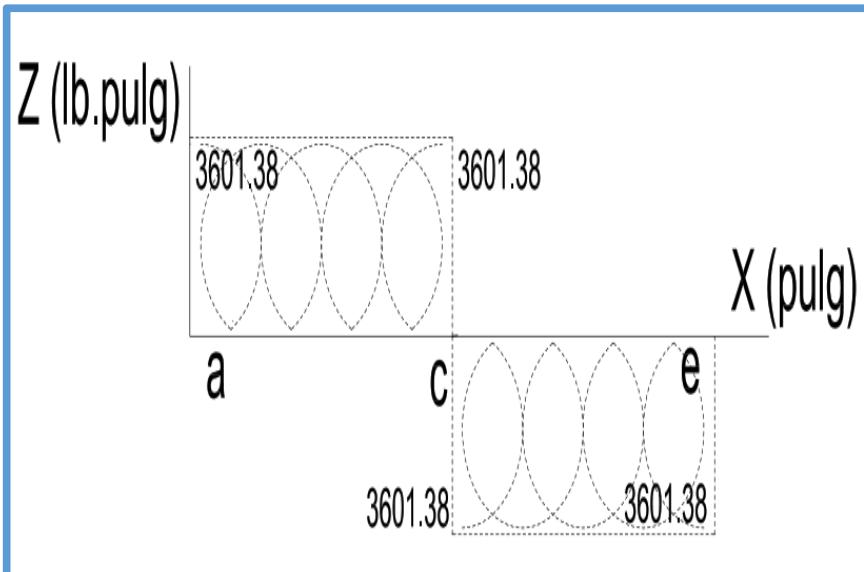


Fig. 3.95 Diagrama de momento torsor

Esfuerzos de flexión

El eje esta soportando momentos flectores constantes, pero como este esta girando los esfuerzos correspondientes a un punto periferico estaran variando respecto al tiempo, produciendose un esfuerzo alternativo puro. Si se hace coincidir el eje X con el eje longitudinal tendremos el siguiente grafico:

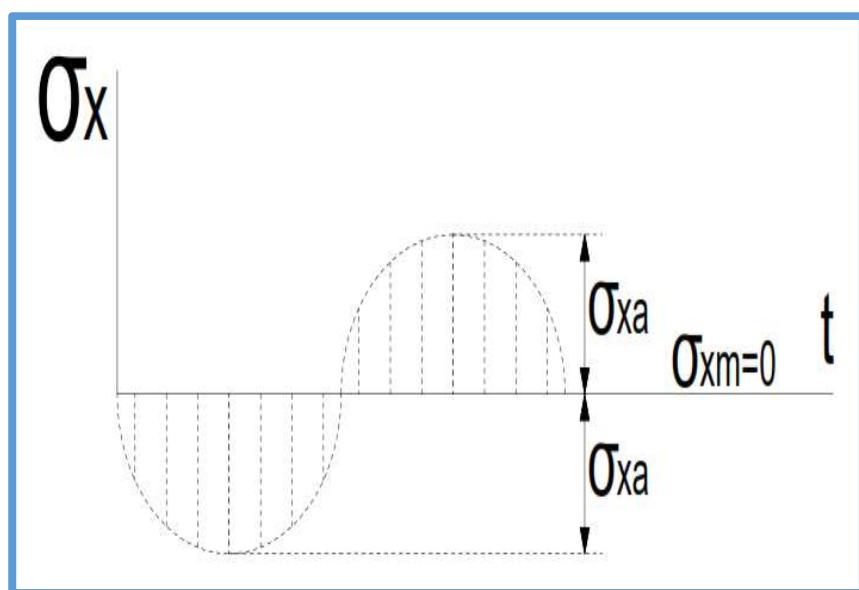


Fig. 3.96 Esfuerzo alternativo puro

➤ En el eje X:

$$\sigma_{xa} = \frac{32 \times M}{\pi \times d^3}$$

$$\sigma_{xm} = 0$$

➤ En el eje Y:

$$\sigma_{ya} = 0$$

$$\sigma_{ym} = 0$$

Esfuerzos de torsion

El eje esta soportando momentos torsores, y a pesar de que el eje esta girando los esfuerzos correspondientes a un punto periferico no varian con respecto al tiempo, produciendose un esfuerzo constante.

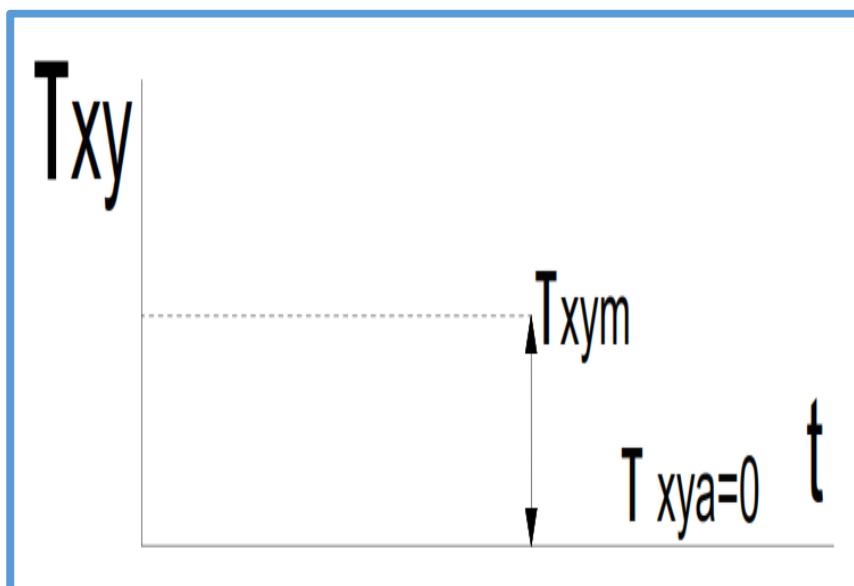


Fig. 3.97 Esfuerzo constante

➤ Plano XY:

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xya} = 0$$

Selección del material

Para seleccionar el material del eje utilizaremos la tabla 3.47, en la cual recomienda utilizar 4 tipos de aceros para ejes de transmision de potencia. En nuestro caso, seleccionaremos un acero AISI 1030 laminado en caliente recocido y trefilado.

Tabla 3.47 Clases de acero laminados en caliente

Acero Laminado en caliente	Resistencia de fluencia minima		Resistencia a la traccion minima		Caracteristicas Y aplicaciones
	Mpa	Ksi	Mpa	Ksi	
ASTM A-36	250	1.3	1.3	1.3	Acero estructural al carbono
ASTM A-572	290	42	415	60	Acero estructural para ahorro de peso Estructuras, puentes y edificaciones
	345	50	450	65	
	415	60	520	75	
	450	66	550	80	
ASTM A-242	345	50	485	70	Construcciones soldadas y atornilladas
ASTM A-588 Grado B	345	50	485	70	Acero estructural Estructuras, puentes y edificaciones
AISI 1016	275	40	390	57	Acero al carbono Herramientas agricolas Ejes de transmision Elementos de fijacion
AISI 1030	260	38	469	68	
AISI 1045	310	45	565	82	
AISI 1060	372	54	676	98	

Fuente: Norton

Así mismo asumiremos un factor de seguridad en base a las recomendaciones dadas en la tabla 3.48. En nuestro caso, asumiremos un factor de 1.8

Tabla 3.48 Tabla de factores de seguridad

Tipo o clase de carga	Acero Metales ductiles		Hierro fundido	Madera
	Basado en la resistencia de traccion	Basado en la resistencia de fluencia	Basado en la resistencia maxima	
Carga variable bajo fatiga	3-4	1.5-2	5-6	7
Repetida Choque suave	6	3	7-8	10
Repetida Choque fuerte	10-15	5-7	15-20	20

Fuente: Fires

Esfuerzos nominales

Los esfuerzos nominales son los esfuerzos calculados sin considerar la concentración de esfuerzos.

➤ **Sección a:**

$$M = 0$$

$$T = 3601.38 \text{ lb. pulg}$$

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{18351}{d^3}$$

➤ **Sección b:**

$$M = 5389.38 \text{ lb. pulg}$$

$$T = 3601.38 \text{ lb. pulg}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{32 \times M}{\pi \times d^3}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{54924}{d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{18351}{d^3}$$

➤ **Sección c:**

$$M = 5989.39 \text{ lb. pulg}$$

$$T = 3601.38 \text{ lb. pulg}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{32 \times M}{\pi \times d^3}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{54924}{d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{18351}{d^3}$$

➤ Seccion d:

$$M = 5989.39 \text{ lb.pulg}$$

$$T = 3601.38 \text{ lb.pulg}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{32 \times M}{\pi \times d^3}$$

$$\sigma_{xa} = \frac{54924}{d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{18351}{d^3}$$

➤ Seccion e:

$$M = 0$$

$$T = 3601.38 \text{ lb.pulg}$$

$$\tau_{xym} = \frac{16 \times T}{\pi \times d^3}$$

$$\tau_{xym} = \frac{18351}{d^3}$$

Factores de concentracion de esfuerzos

Dado que nuestro eje es de un material ductil; calcularemos el factor total de concentracion de esfuerzos a flexion porque esta carga origina la componente amplitud de esfuerzo, al cual tenemos que afectarle el factor total de concentracion de esfuerzos.

➤ Seccion a:

_No hay cambio de seccion	Kff=1
_No hay canal chavetero	Kff''=1
_No hay ajuste a presion	Kff'''=1
_No hay seccion roscada	Kff''''=1

Factor total: Kt=1x1x1x1=1

➤ **Seccion b:**

- _No hay cambio de sección $K_{ff}=1$
- _Si hay canal chavetero $K_{ff''}=1.6$
- _Si hay ajuste a presión $K_{ff'''}=1.9$
- _No hay sección roscada $K_{ff''''}=1$

Para el canal chavetero utilizaremos la tabla 3.49. En nuestro caso nuestro eje es de acero AISI 1030 recocido y el chavetero es de tipo perfil; por lo tanto según la tabla para esfuerzos a flexión corresponde un valor de 1.6.

Tabla 3.49 Factores de concentración en canales chaveteros

Material Acero	Chavetero de perfil		Chavetero de patín	
	Flexion	Torsion	Flexion	Torsion
Recocido y Trefilado	1.6	1.3	1.3	1.3
Templado y Revenido	2.0	1.6	1.6	1.6

Fuente: Shigley

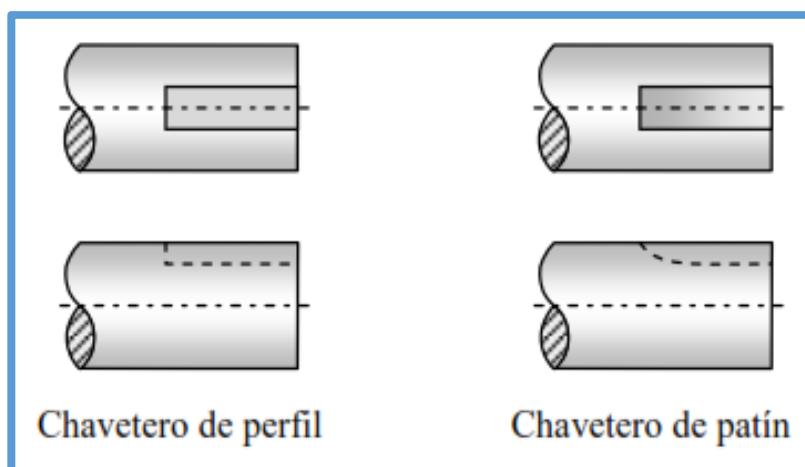


Fig. 3.98 Perfil de chavetero

Para el ajuste a presión de la polea al eje utilizaremos la tabla 3.83. En nuestro caso nuestro eje es de acero AISI 1030 recocido y trefilado; por lo tanto según la tabla corresponde un valor de 1.9.

Tabla 3.50 Factores de concentracion en ajustes a presion

Elemento	K
Ejes trefilado en frio	1.9
Ejes tratado termicamente	2.6
Ejes forjados	3.0

Fuente: Shigley

Factor total: $K_t = 1 \times 1.6 \times 1.9 \times 1 = 3.04$

➤ Seccion c:

- _No hay cambio de seccion $K_{ff}=1$
- _Si hay canal chavetero $K_{ff'}=1$
- _Si hay ajuste a presion $K_{ff''}=1$
- _No hay seccion roscada $K_{ff'''}=1$

➤ Seccion d:

- _No hay cambio de seccion $K_{ff}=1$
- _Si hay canal chavetero $K_{ff'}=1.6$
- _Si hay ajuste a presion $K_{ff''}=1.9$
- _No hay seccion roscada $K_{ff'''}=1$

Factor total: $K_t = 1 \times 1.6 \times 1.9 \times 1 = 3.04$

➤ Seccion e:

- _No hay cambio de seccion $K_{ff}=1$
- _No hay canal chavetero $K_{ff'}=1$
- _No hay ajuste a presion $K_{ff''}=1$
- _No hay seccion roscada $K_{ff'''}=1$

Factor total: $K_t = 1 \times 1 \times 1 \times 1 = 1$

Esfuerzos de trabajo

Los esfuerzos de trabajo son los esfuerzos calculados considerando la concentración de esfuerzos. En nuestro caso solo las sección b y d son las que están sometida concentración de esfuerzos; por lo tanto b y d son las secciones que analizaremos.

➤ Sección b:

$$K_t = 3.04$$

$$\sigma_{xa} = \frac{54924}{d^3} \times 3.04$$

$$\sigma_{xa} = \frac{166969}{d^3}$$

$$\tau_{sym} = \frac{18351}{d^3}$$

➤ Sección d:

$$K_t = 3.04$$

$$\sigma_{xa} = \frac{54924}{d^3} \times 3.04$$

$$\sigma_{xa} = \frac{166969}{d^3}$$

$$\tau_{sym} = \frac{18351}{d^3}$$

En la tabla 3.84 podemos ver un resumen de los esfuerzos nominales, factores de concentración y esfuerzos de trabajo generados en el eje. Como se puede ver en dicha tabla el punto crítico se encuentra en la periferia de la sección b y d.

Tabla 3.51 Factores de concentracion en ajustes a presion

Seccion		a	b	c	d	e
Carga Axial (lb)		0	0	0	0	0
Momento Vertical (lb.pulg)		0	5389.38	5389.38	5389.38	0
Momento Horizontal (lb.pulg)		0	0	0	0	0
Momento resultante (lb.pul)		0	5389.38	5389.38	5389.38	0
Torque (lb.pulg)		3601.38	3601.38	3601.38	3601.38	3601.38
Esfuerzos Nominales	σ_{xa}	0	$\frac{54924}{d^3}$	$\frac{54924}{d^3}$	$\frac{54924}{d^3}$	0
	σ_{xm}	0	0	0	0	0
	σ_{ya}	0	0	0	0	0
	σ_{ym}	0	0	0	0	0
	τ_{xya}	0	0	0	0	0
	τ_{xym}	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$
Factores de Concentracion n	Flexion	Kff'	1	1	1	1
		Kff''	1	1.6	1	1.6
		Kff'''	1	1.9	1	1.9
		Kff''''	1	1	1	1
		Kt	1	3.04	1	3.04
Esfuerzos de Trabajo	σ_{xa}	0	$\frac{166969}{d^3}$	$\frac{54924}{d^3}$	$\frac{166969}{d^3}$	0
	σ_{xm}	0	0	0	0	0
	σ_{ya}	0	0	0	0	0
	σ_{ym}	0	0	0	0	0
	τ_{xya}	0	0	0	0	0
	τ_{xym}	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$	$\frac{18351}{d^3}$

Fuente: Propia

Diseño por fatiga

Utilizaremos el “Criterio de Goodman-Maxima Energia de Distorsion para poder determinar el diametro de nuestro eje por ser muy conservador.

El criterio de Goodman toma en cuenta el factor de seguridad respecto al esfuerzo de rotura, de fluencia o de fatiga.

Utilizando este criterio se puede determinar el diametro del eje mediante dos metodos, el metodo por fatiga y el metodo por fluencia.

➤ **Calculo por fatiga:**

$$\frac{1}{N_f} = \frac{\sigma_m}{S_u} + \frac{\sigma_a}{S_e}$$

Donde:

σ_m = Esfuerzo medio

σ_a = Esfuerzo alternativo

S_u = Limite de esfuerzo a traccion

S_e = Limite de esfuerzo a fatiga

N_f = Factor de seguridad a fatiga

Ademas:

$$\sigma_m^2 = \sigma_{xm}^2 + \sigma_{ym}^2 - \sigma_{xm} \times \sigma_{ym} + 3\tau_{xym}^2$$

$$\sigma_a^2 = \sigma_{xa}^2 + \sigma_{ya}^2 - \sigma_{xa} \times \sigma_{ya} + 3\tau_{xya}^2$$

Reemplazando los valores obtenidos en la tabla 3.69 tenemos:

$$\sigma_m^2 = 0^2 + 0^2 - 0 \times 0 + 3 \times \frac{18351^2}{d^3}$$

$$\sigma_m = \frac{31747}{d^3}$$

$$\sigma_a^2 = \frac{166969^2}{d^3} + 0^2 - 0 \times 0 + 3 \times 0^2$$

$$\sigma_a = \frac{166969}{d^3}$$

A continuacion procedemos a calcular el limite de esfuerzo a fatiga mediante la siguiente expresion:

$$Se = Ka \times Kb \times Kc \times Kd \times Ke \times Se'$$

Donde:

Se' = Limite de fatiga de la probeta

Ka = Factor de acabado superficial

Kb = Factor de tamaño

Kc = Factor de confiabilidad

Kd = Factor de temperatura

Ke = Factor de efectos varios

a) Factor de acabado superficial

Utilizamos la fig. 3.99, en la cual ingresamos con el esfuerzo ultimo y el acabado superficial del material del eje. En este caso $Ka=0.7$

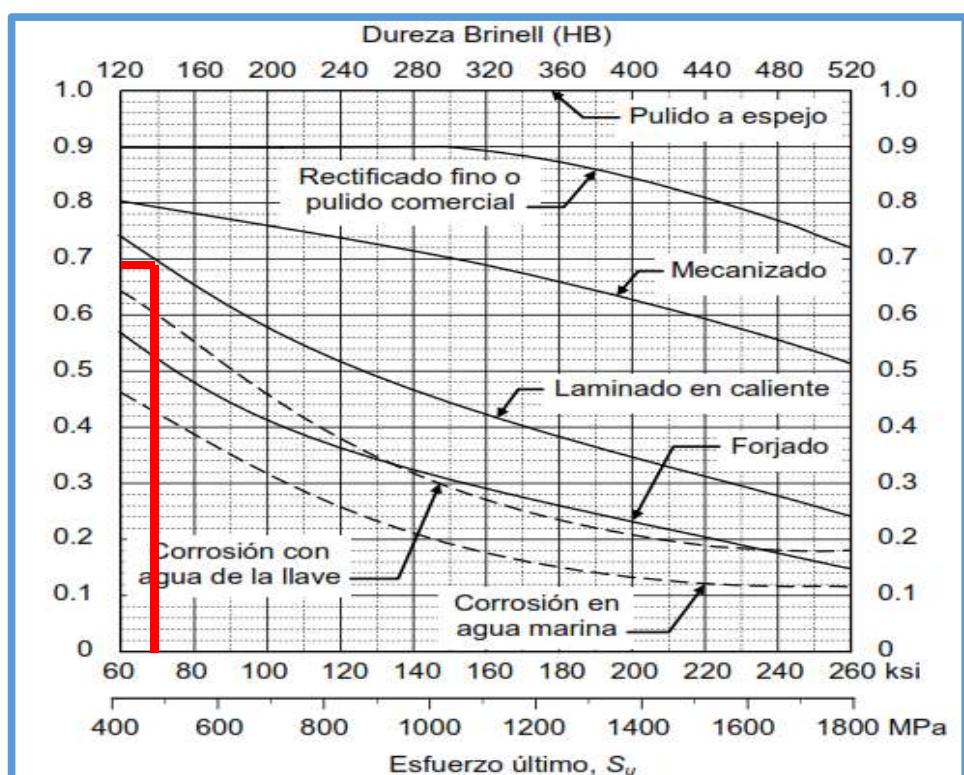


Fig. 3.99 Factor de superficie para el acero

b) Factor de tamaño

Utilizamos la fig. 3.100, en la cual ingresamos con el diametro del eje.

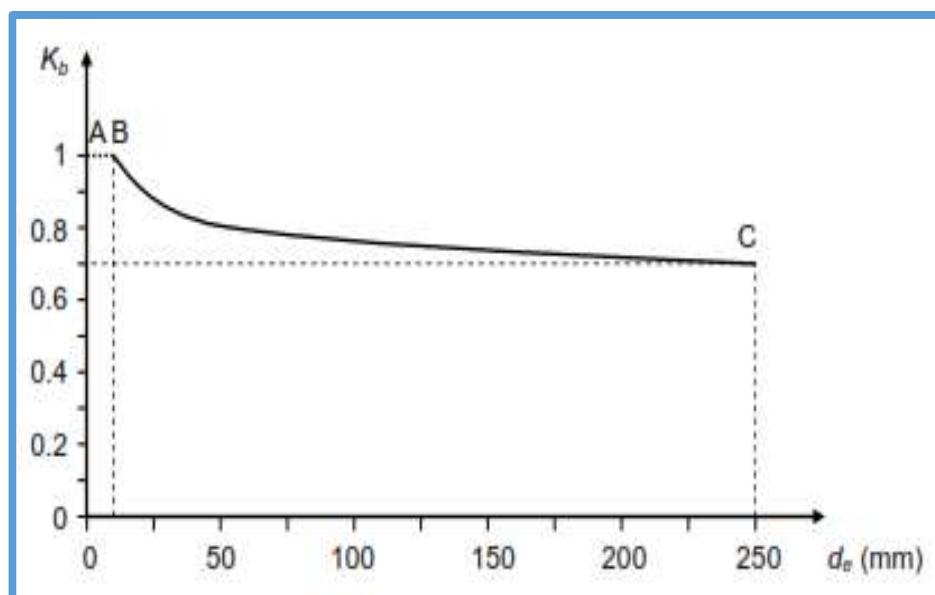


Fig. 3.100 Factor de tamaño para el acero

Otra manera es utilizar la tabla 3.52, en la cual ingresamos con el diametro del eje. En nuestro caso asumimos un diametro en el rango de 2"-5.5", dicho valor luego se tendra que verificar y en este caso $K_b=0.7$

Tabla 3.52 Factores de tamaño para el acero

Diametro	K_b
$d < 0.4"$	1.00
$0.4" < d < 1"$	0.85
$1" < d < 2"$	0.80
$2" < d < 5.5"$	0.70
$5.5" < d$	0.60

Fuente: Fires

c) Factor de confiabilidad

Utilizamos la tabla 3.53, en la cual una confiabilidad teorica de 99.9% es un valor muy practico y conservador . En este caso $K_c=0.753$

Tabla 3.53 Factores de confiabilidad para el acero

Confiabilidad (%)	50	90	99	99.9	99.99	99.999
Kc	1.000	0.897	0.814	0.753	0.702	0.659

Fuente: Fires

d) Factor de temperatura

Utilizamos las siguientes expresiones para calcular el factor de temperatura. Como se puede observar Kd toma un valor de 1 cuando $T < 450^{\circ}\text{C}$, pero cuando esta temperatura es mayor Kd tiende a disminuir. En este caso $Kd=1$.

$$Kd = 1, \quad \text{Si } T \leq 450^{\circ}\text{C}$$

$$Kd = 1 - 0.0058(T - 450), \quad \text{Si } 450^{\circ}\text{C} \leq T \leq 550^{\circ}\text{C}$$

e) Factor de efectos varios

Existen otros factores que modifican la resistencia a la fatiga de los materiales; todos los efectos no considerados por los otros factores son cuantificados por el factor Ke. Sin embargo, es muy escasa la información cuantitativa sobre dichos efectos y por lo general se asume un $Ke=1$.

Para calcular el límite de fatiga de la probeta utilizamos la siguiente expresión:

$$Se' = 0.5Su, \quad \text{Si } Su < 200000 \text{ PSI}$$

$$Se' = 100,000 \text{ PSI}, \quad \text{Si } Su > 200000 \text{ PSI}$$

En nuestro caso nuestro eje es de acero AISI 1030 con un $Su=68000 \text{ PSI}$ y un $Sy=38000 \text{ PSI}$, tal como se muestra en la tabla 3.65. Por lo tanto tenemos:

$$Se' = 0.5 \times 68000$$

$$\mathbf{Se' = 34000 PSI}$$

Por lo tanto el límite de esfuerzo a fatiga es igual a:

$$Se = 0.7 \times 0.7 \times 0.753 \times 1 \times 1 \times 34000$$

$$\mathbf{Se = 12545 PSI}$$

Finalmente aplicando el criterio de Goodman para elementos sometidos a esfuerzos fluctuantes, mediante el calculo por fatiga tenemos:

$$\frac{1}{N_f} = \frac{\sigma_m}{S_u} + \frac{\sigma_a}{S_e}$$

$$\frac{1}{1.8} = \frac{\frac{31747}{d^3}}{68000} + \frac{\frac{166969}{d^3}}{34000}$$

$$d = 2.13"$$

➤ Calculo por fluencia:

$$N_f = \frac{S_y}{\sigma_m + \sigma_a}$$

Donde:

σ_m = Esfuerzo medio

σ_a = Esfuerzo alternativo

S_y = Limite de esfuerzo a fluencia

N_f = Factor de seguridad a fluencia

Aplicando el criterio de Goodman para elementos sometidos a esfuerzos fluctuantes, mediante el calculo por fluencia tenemos:

$$1.8 = \frac{38000}{\frac{31747}{d^3} + \frac{166969}{d^3}}$$

$$d = 2.11"$$

Luego de analizar ambos casos tomamos el diametro mayor y luego se selecciona un diametro est醤dar; en este caso selecciona un $d=2.5"$.

3.11.1.2 Chaveta

En esta sección se dimensionara la chaveta de transmisión de potencia según los componentes que hemos calculado, estimado y asumido previamente. La longitud efectiva de la chaveta se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$L_{ef} > \frac{2 \times M_t}{d \times t \times P_{adm}} \quad [Ec. 3-51]$$

Donde:

M_t : Momento torsor (N-mm)

d : Diametro del eje (mm)

P_{adm} : Presión admisible (N/mm²)

t : Espesor efectivo de la chaveta (h-t₁)

Para el cálculo se utiliza la presión admisible del material del cubo, pues este suele ser el material menos resistente. Se recomiendan los siguientes valores:

Tabla 3.54 Presión admisible del cubo

Material del cubo	P_{adm} (N/mm ²)
Cubo de fierro fundido	40-50
Cubo de acero	90-100

Fuente: Shigley

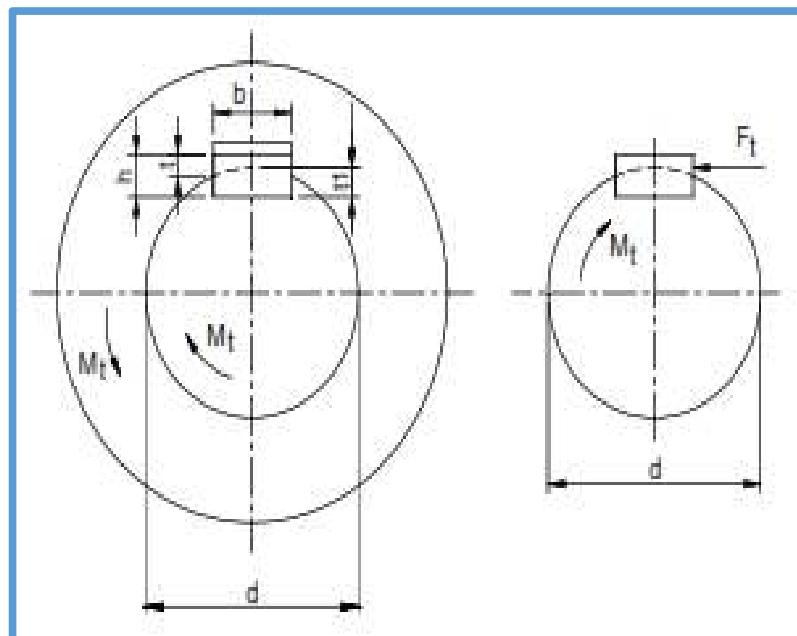


Fig. 3.101 Sección transversal del eje y la chaveta

Para el diseño se emplearan chavetas según la norma DIN 6885A, tal como se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 3.55 Dimensiones normalizadas de chavetas

b	12		14		16		18		20		22		25		
h	6	8	6	9	7	10	7	11	8	12	9	14	9	14	
d ₁	>	38	38	44	44	50	50	58	58	65	65	75	75	85	85
	<	44	44	50	50	58	58	65	65	75	75	85	85	95	95
t ₁	3.9	5	4	5.5	4.7	6	4.8	7	5.4	7.5	6	9	6.2	9	

Fuente: DIN 6885A (Extracto)

Según la tabla 3.55 para un diametro igual a 2.5" (63.5mm) tenemos los siguientes valores normalizados:

Ancho de la chaveta b=18mm

Espesor de la chaveta h=11mm

Espesor efectivo de la chaveta t=4mm

El momento torsor generado en el eje es igual a 7202.76 lb-pulg el cual es igual a 813,800 N-mm. Con estos datos obtenemos la longitud efectiva de la chaveta mediante la Ec. 3-51:

$$L_{ef} > \frac{2 \times 813800}{63.5 \times 4 \times 100}$$

$$\mathbf{L_{ef} > 64.08 \text{ mm}}$$

Si se utiliza la norma DIN 6885A, la longitud L de la chaveta es mayor a la longitud L_{ef} de la chaveta en una magnitud igual al ancho b de la chaveta, tal como se muestra en la fig. 3.102.

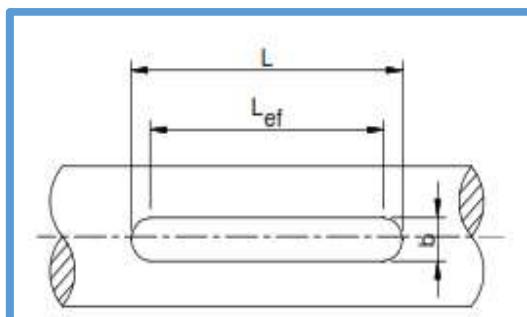


Fig. 3.102 Longitud total de la chaveta

La longitud total de la chaveta se calcula mediante la siguiente ecuacion:

$$L > L_{ef} + b \quad [\text{Ec. 3-52}]$$

Remplazando los valores en la Ec. 3-52:

$$L > 64.08 + 18$$

$$L > 82.08 \text{ mm}$$

Finalmente, mediante la tabla 3.56 seleccionamos una chaveta normalizada. En nuestro caso la chaveta seleccionada tiene una designacion 18x11x85.

Tabla 3.56 Seleccion de chavetas

b	12		14		16		18		20		22		25	
h	6	8	6	9	7	10	7	11	8	12	9	14	9	14
L	28	20	36	25	45	30	50	45	56	55	63	60	70	65
	32	22	40	28	50	32	56	50	63	56	70	63	80	70
	36	25	45	30	56	35	63	55	70	60	80	65	90	75
	40	28	50	32	63	36	70	56	80	63	90	70	100	80
	45	30	56	35	70	40	80	60	90	65	100	75	110	85
	50	32	63	36	80	45	90	63	100	70	110	80	125	90
	56	35	70	40	90	50	100	65	110	75	125	85	140	95
	63	36	80	45	100	55	110	70	125	80	140	90	160	100
	70	40	90	50	110	56	125	75	140	85	160	95	180	110
	80	45	100	55	125	60	140	80	160	90	180	100	200	120
	90	50	110	56	140	63	160	85	180	95	200	110	220	125

Fuente: DIN 6885A (Extracto)

3.11.1.3 Rodamientos y chumaceras

En esta seccion se dimensionara el rodamiento y la chumacera segun los componentes que hemos calculado, estimado y asumido previamente. Para un diametro de 65 mm se escojera la chumacera **SFK SNL 515-612**, que trae consigo un rodamiento de bolas **1215K**.

Tabla 3.57 Dimensiones normalizadas del rodamiento

		Agujero cilíndrico			Agujero cónico					
Dimensiones principales			Capacidad de carga básica dinámica estática C	Carga límite de fatiga P _u	Velocidades nominales	Masa	Designaciones	Rodamiento con agujero cilíndrico	agujero cónico	
d	D	B	N/mm	kN	r.p.m.	kg	-	-	-	
75	130	25	39	15.6	0.8	10.000	6.700	1.35	1215	1215K
	130	31	58.5	22	1.12	9.000	6.300	1.6	2215 ETN9	2215 EKTN9
	160	37	79.3	30	1.43	8.000	5.600	3.55	1315	1315K
	160	55	124	43	2.04	7.500	5.600	4.7	2315	2315K

Fuente: SKF

Los datos del rodamiento **1215K** según la tabla 3.57 son los siguientes:

- _ Diametro interior: $d = 75 \text{ mm}$
- _ Diametro exterior: $D = 130 \text{ mm}$
- _ Diametro medio: $D_m = 102.5 \text{ mm}$
- _ Capacidad de carga dinamica: $C = 39 \text{ KN}$
- _ Capacidad de carga estatica $C_0 = 15.6 \text{ KN}$
- _ Carga limite de fatiga $P_u = 0.8 \text{ KN}$

Nuestras solicitudes en los apoyos a y e del eje motriz son los siguientes:

_Velocidad de giro del eje: $n = 41 \text{ rpm}$

_Fuerza radial sobre el rodamiento en z: $Fr_z = 898.23 \text{ lb} = 3995.52 \text{ N}$

_Fuerza radial sobre el rodamiento en y: $F_r = 0 \text{ N}$

_Fuerza radial total sobre el rodamiento: $F_r = (Fr_z^2 + F_r^2)^{1/2} = 3995.52 \text{ N}$

_Fuerza axial sobre el rodamiento en x: $F_a = 0 \text{ N}$

➤ Calculo a carga dinamica

$$P = Fr + Y_1 \times F_a \quad \text{Si } \frac{F_a}{Fr} \leq e$$

$$P = 0.65 \times Fr + Y_2 \times F_a \quad \text{Si } \frac{F_a}{Fr} > e$$

Donde:

Fr : Fuerza radial (N)

F_a : Fuerza axial (N)

Y_1, Y_2, e : Factores de calculo

Tabla 3.58 Factores de calculo del rodamiento

Dimensiones				Dimensiones de resaltes y radios de acuerdo			Factores de cálculo				
d	d_1	D_1	$r_{1,2}$ min.	d_2 min.	D_2 max.	r_1 max.	k	e	Y_1	Y_2	Y_3
75	93	116	1.5	84	121	1.5	0.04	0.17	3.7	5.7	4
	93.6	118	1.5	84	121	1.5	0.045	0.22	2.9	4.5	2.8
	104	130	2.1	87	140	2	0.045	0.22	2.9	4.5	2.8
	97.8	129	2.1	87	140	2	0.05	0.37	1.7	2.6	1.8

Fuente: SKF

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$\frac{0}{3995.52} \leq 0.17$$
$$0 \leq 0.17$$

Por lo tanto:

$$P = 3995.52 + 3.7 \times 0$$

$$\mathbf{P = 3995.52 N = 3.9 KN}$$

La carga dinamica que soporta según catalogo es de 39 KN, mientras que la carga dinamica que soporta según calculos es de 3.9 KN; la cual es menor por lo tanto es aceptable.

➤ **Calculo a carga estatica**

$$Po = Fr + Yo \times Fa$$

Donde:

Fr: Fuerza radial (N)

Fa: Fuerza axial (N)

Yo: Factor de calculo

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$Po = 3995.52 + 4 \times 0$$

$$\mathbf{Po = 3995.52 N = 3.9 KN}$$

La carga estatica que soporta según catalogo es de 15.6 KN, mientras que la carga estatica que soporta según calculos es de 3.9 KN; la cual es menor por lo tanto es aceptable.

➤ Calculo de la vida nominal

$$L10 = \frac{C^p}{P}$$

Donde:

L10: Vida nominal con una confiabilidad del 90% (millones de revoluciones)

C: Capacidad de carga dinamica (N)

P: Carga dinamica equivalente (KN)

p: Exponente de vida util

Tabla 3.59 Exponente de vida util

Rodamiento	p
Rodamiento de bolas	3
Rodamiento de rodillos	3/10

Fuente: SKF

Si la velocidad es constante, es preferible calcular la vida expresada en horas de funcionamiento utilizando la ecuacion:

$$L10h = \frac{10^6}{60 \times n} \times L10$$

Donde:

L10h: Vida nominal SKF (horas de funcionamiento)

n: Velocidad de giro (r.p.m)

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$L10 = \frac{39^3}{3.9}$$

$$\mathbf{L10 = 1000 \times 10^6 \text{ rev}}$$

$$L10h = \frac{10^6}{60 \times 41} \times 1000$$

$$\mathbf{L10h = 406504 \text{ hr}}$$

➤ Calculo de la vida nominal SKF

$$L_{nm} = a_1 \times askf \times L_{10}$$

Donde:

L_{nm} : Vida nominal SKF con una confiabilidad del 90% (millones de revoluciones)

a_1 : Factor de ajuste de la vida útil

$askf$: Factor SKF de ajuste de la vida útil

Si la velocidad es constante, es preferible calcular la vida expresada en horas de funcionamiento utilizando la ecuación:

$$L_{nmh} = \frac{10^6}{60 \times n} \times L_{nm}$$

Donde:

L_{nmh} : Vida nominal SKF (horas de funcionamiento)

n : Velocidad de giro (r.p.m)

_Para calcular el valor de a_1 utilizaremos la tabla 3.60. Según la tabla, para una confiabilidad del 90% tenemos un valor $a_1=1$.

Tabla 3.60 Factor de ajuste

Valores del factor de ajuste de la vida útil a_1			
Confiabilidad n	Probabilidad de falla	Vida nominal SKF L_{nm}	Factor a_1
%	%	millones de revoluciones	-
90	10	L_{10m}	1
95	5	L_{5m}	0,64
96	4	L_{4m}	0,55
97	3	L_{3m}	0,47
98	2	L_{2m}	0,37
99	1	L_{1m}	0,25

Fuente: SKF

_Para calcular el valor de Δ utilizaremos la fig. 3.159, para lo cual debemos calcular los siguientes parametros:

Relacion de carga limite

Relacion que existe entre la carga limite de fatiga y la carga dinamica equivalente. Se calcula mediante la siguiente expresion:

$$\Delta = \frac{P_u}{P}$$

Donde:

P_u : Carga limite de fatiga (KN)

P : Carga dinamica equivalente (KN)

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$\Delta = \frac{0.8}{3.9}$$

$$\Delta = 0.205$$

Relacion de viscosidad

Relacion que existe entre la viscosidad real y la viscosidad nominal. Se calcula mediante la siguiente expresion:

$$K = \frac{V}{V_1}$$

Donde:

V : Viscosidad real del lubricante (mm^2/s)

V_1 : Viscosidad nominal del lubricante según el diametro medio del rodamiento y la velocidad de giro (mm^2/s)

_Para calcular el valor de V_1 utilizaremos la fig. 3.103, donde luego de ingresar con el diametro medio $D_m=102.5$ mm y la velocidad de giro $n=41$ rpm obtenemos $V_1=160$.

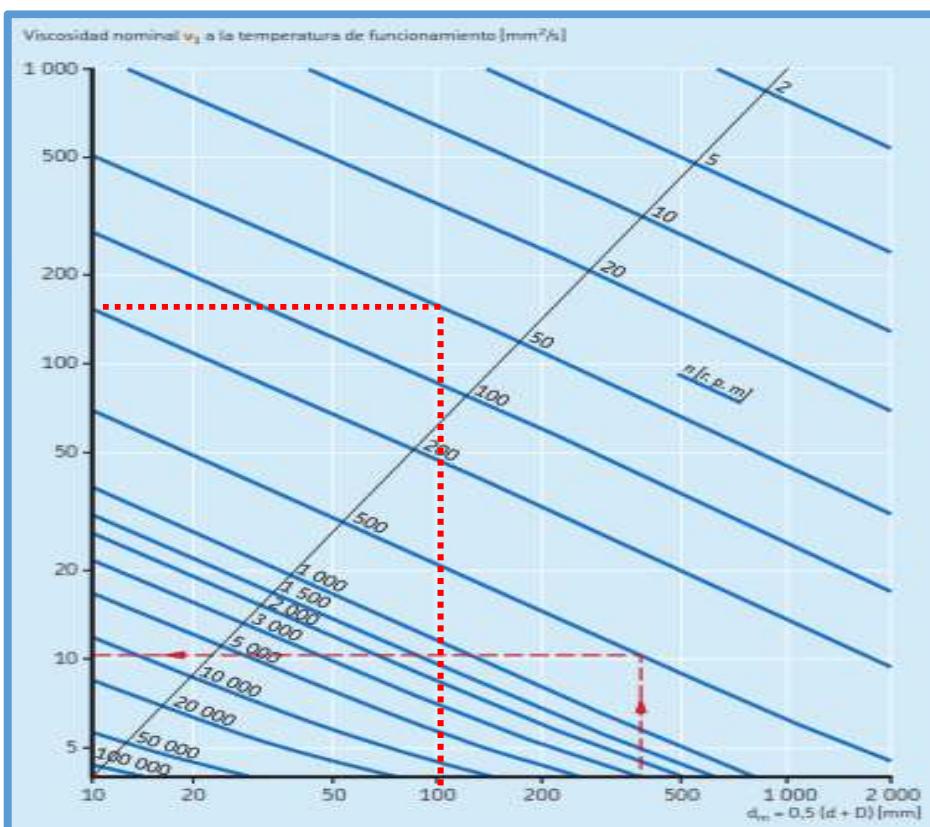


Fig. 3.103 Viscocidad nominal del lubricante

Tabla 3.61 Grados de viscosidad cinematica a 40° C (105 °F)

Clasificación de viscosidad de acuerdo con la norma ISO 3448			
Grado de viscosidad	Viscosidad cinemática límite a 40 °C media	min.	máx.
- mm²/s			
ISO VG 2	2.2	1.98	2.42
ISO VG 3	3.2	2.88	3.52
ISO VG 5	4.6	4.14	5.06
ISO VG 7	6.8	6.12	7.48
ISO VG 10	10	9.00	11.0
ISO VG 15	15	13.5	16.5
ISO VG 22	22	19.8	24.2
ISO VG 32	32	28.8	35.2
ISO VG 46	46	41.4	50.6
ISO VG 68	68	61.2	74.8
ISO VG 100	100	90.0	110
ISO VG 150	150	135	165
ISO VG 220	220	198	242
ISO VG 320	320	288	352
ISO VG 460	460	414	506
ISO VG 680	680	612	748
ISO VG 1 000	1 000	900	1 100
ISO VG 1 500	1 500	1 350	1 650

Fuente: SKF

Para calcular el valor de V utilizaremos la fig. 3.104, donde luego de ingresar con la temperatura de operación $T_0=55\text{ }^{\circ}\text{C}$ y la viscosidad cinemática seleccionada de la tabla 3.61 obtenemos $V=50$.

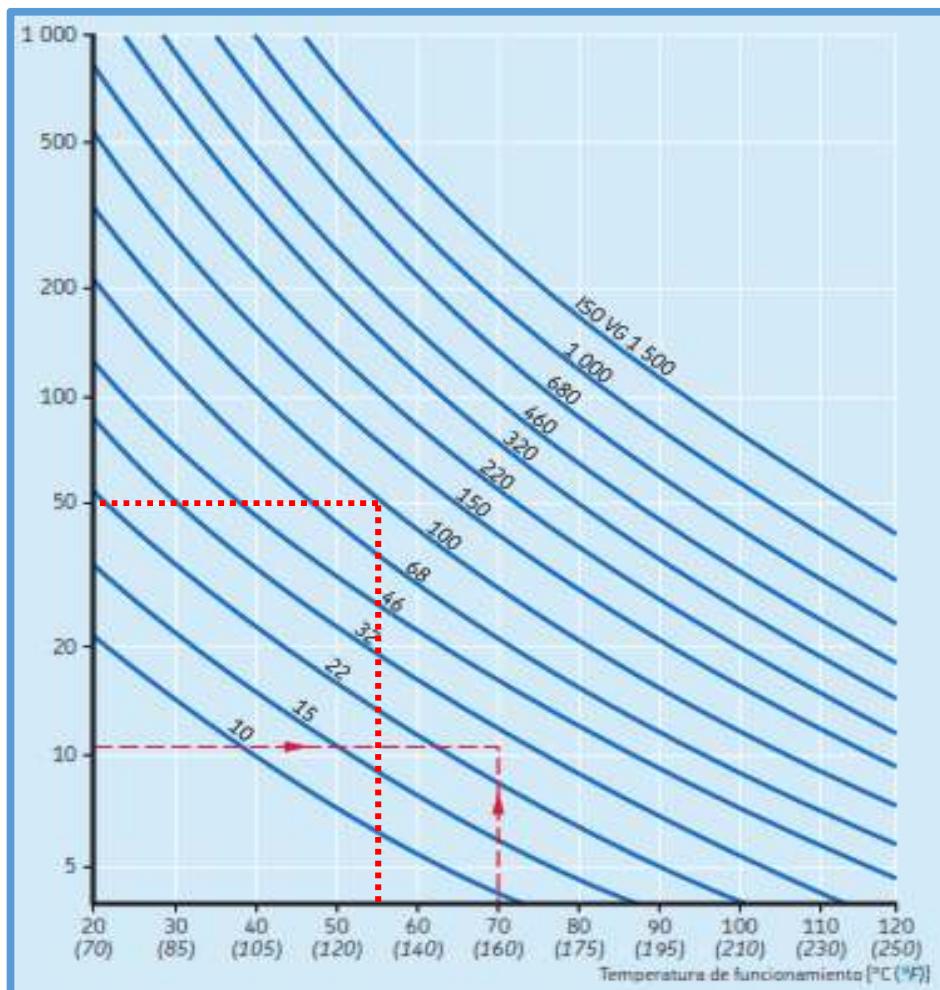


Fig. 3.104 Viscocidad real del lubricante

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$K = \frac{50}{160}$$

$$K = 0.31$$

Nivel de contaminacion del rodamiento

Para obtener el factor n_c para el nivel de contaminacion utilizaremos la tabla 3.62, la cual nos presenta valores orientativos segun las condiciones y el diametro medio.

Tabla 3.62 Factor de contaminacion

Condiciones	Factor $n_c^{(1)}$ para rodamientos con diámetro medio $d_m < 100 \text{ mm}$	Factor $n_c^{(1)}$ para rodamientos con diámetro medio $d_m \geq 100 \text{ mm}$
Limpieza extrema • tamaño de las partículas aproximadamente igual al espesor de la película de lubricante • condiciones de laboratorio	1	1
Gran limpieza • aceite lubricante con filtración muy fina • condiciones típicas: rodamientos sellados lubricados con grasa de por vida	0,8 ... 0,6	0,9 ... 0,8
Limpieza normal • aceite lubricante con filtración fina • condiciones típicas: rodamientos con placas de protección lubricados con grasa de por vida	0,6 ... 0,5	0,8 ... 0,6
Contaminación ligera • condiciones típicas: rodamientos sin sello integral, filtrado grueso, partículas de desgaste y leve ingreso de contaminantes	0,5 ... 0,3	0,6 ... 0,4
Contaminación típica • condiciones típicas: rodamientos sin sello integral, filtrado grueso, partículas de desgaste e ingreso de partículas desde el exterior.	0,3 ... 0,1	0,4 ... 0,2
Contaminación severa • condiciones típicas: altos niveles de contaminación debido a desgaste excesivo o sellos ineficaces • disposición de los rodamientos con sellos ineficaces o dañados	0,1 ... 0	0,1 ... 0
Contaminación muy severa • condiciones típicas: niveles de contaminación tan graves que los valores de n_c están fuera de escala, lo que reduce significativamente la vida útil del rodamiento	0	0

Fuente: SKF

Luego de ingresar con el diametro medio $D_m=102.5 \text{ mm}$ y considerando contaminacion tipica seleccionada de la tabla 3.62 obtenemos $n_c = 0.4$.

Para utilizar la fig. 3.105, calcularemos el siguiente parametro:

$$\Phi = n \times \frac{P_u}{P}$$

$$\Phi = 0.4 \times \frac{0.8}{3.9}$$

$$\Phi = 0.082$$

Ingresando a la fig. 3.105 con $\Phi=0.082$ y $k=0.31$ obtenemos $askf=0.25$.

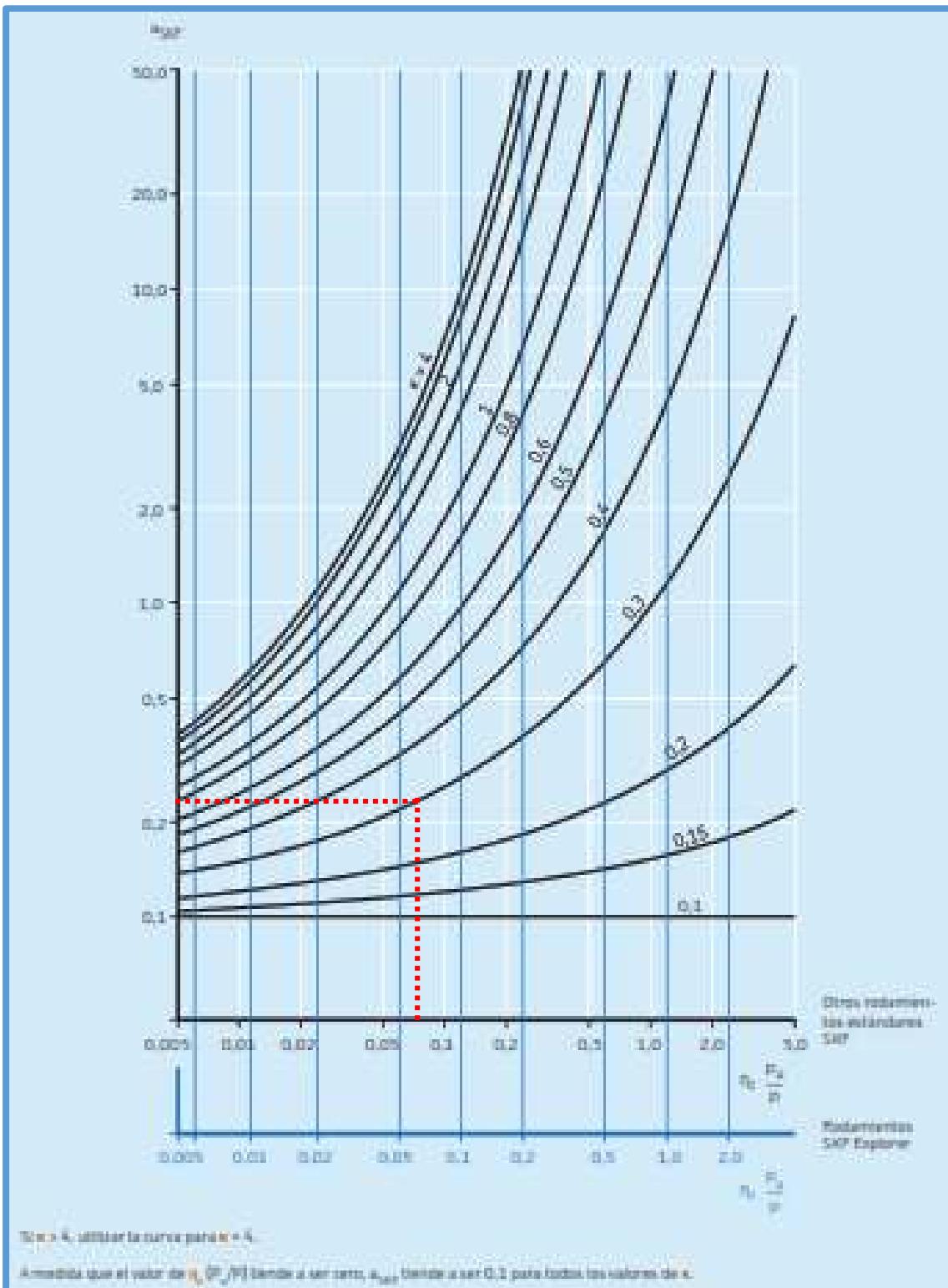


Fig. 3.105 Factor askf

Remplazando valores tenemos lo siguiente:

$$L_{nm} = 1 \times 0.3 \times 1000 \times 10^6$$

$$\mathbf{L_{nm} = 300 \times 10^6 \text{ rev}}$$

$$L_{nmh} = \frac{10^6}{60 \times 41} \times 300$$

$$\mathbf{L_{nmh} = 121951 \text{ hr}}$$

Según la tabla 3.63 la vida de este rodamiento debe estar entre 20000-30000 hr, por lo tanto se verifica que el rodamiento **1215K** trabajara confiablemente.

Tabla 3.63 Vida específica de maquinas

Valores orientativos de la vida útil especificada de los diferentes tipos de máquinas	
Tipo de máquina	Vida útil especificada Horas de funcionamiento
Electrodomésticos, máquinas agrícolas, instrumentos, equipos técnicos de uso médico	300 ... 3 000
Máquinas utilizadas intermitentemente o durante breves períodos: herramientas eléctricas portátiles, dispositivos de elevación en talleres, máquinas y equipos para la construcción	3 000 ... 8 000
Máquinas utilizadas intermitentemente o durante breves períodos donde se requiere una alta confiabilidad: ascensores (elevadores), grúas para productos embalados o eslingas para tambores, etc.	8 000 ... 12 000
Máquinas para 8 horas de trabajo diario, no siempre utilizadas al máximo: transmisiones por engranajes de uso general, motores eléctricos para uso industrial, trituradoras giratorias	10 000 ... 25 000
Máquinas para 8 horas de trabajo diario utilizando plenamente sus capacidades: herramientas mecánicas, máquinas para carpintería, máquinas para la industria de la ingeniería, grúas para materiales a granel, ventiladores, cintas transportadoras, equipos de impresión, separadores y centrifugadoras	20 000 ... 30 000
Máquinas para 24 horas de trabajo continuo: unidades de engranajes para laminadores, maquinaria eléctrica de tamaño medio, compresores, tornos de extracción para minas, bombas, maquinaria textil	40 000 ... 50 000
Maquinaria para energía eólica, incluidos los rodamientos del eje principal, de orientación, de la caja de engranajes de cambio de paso, del generador	30 000 ... 100 000
Maquinaria para abastecimiento de agua, hornos giratorios, máquinas de trenzado de cables, maquinaria de propulsión para buques de alta mar	60 000 ... 100 000
Maquinas eléctricas de gran tamaño, plantas de generación de energía, bombas para minas, ventiladores para minas, rodamientos para ejes en túnel para buques de alta mar	> 100 000

Fuente: Autor

3.11.1.4 Motoreductor

En esta sección se seleccionara el motoreductor que accionara el elevador de cangilones. En el capítulo 3.6 se calculo un motor de 10 HP, por lo que según catalogo SEW-EURODRIVE seleccionaremos el modelo **DRS172M4**.

Motorreductor AC	
R27DRS172M4	
	
Velocidad nominal del motor	[1/min] : 1750
Velocidad de salida	[1/min] : 41
Índice de reducción total	: 39,25
Par de salida	[Nm] : 1750
Factor de servicio SEW-FB	: 1,05
Posición de montaje / IM	: M1
Posición de conexión/caja de bolas	[°] : 0
Entrada de cable/ Posición del conector	: X
Eje de salida	[mm] : 26x50
Salida permitida con carga radial n=1400	[N] : 3150
Cantidad de lubricante 1er reductor	[Litro] : 0,25
Potencia del motor	[kW] : 7,5
Factor de duración	: S1-100%
Clase eficiente	: -
Eficiencia (50/75/100% Pn)	[%] : 73,5 / 76 / 75,4
Marcado CE	: SI
Tensión del motor	[V] : 220/380
Esquema de conexionado	: R13
Frecuencia	[Hz] : 60
Corriente nominal	[A] : 26,5 / 15,4
Cos Phi	: 0,71
Clase de aislamiento	: 155(F)
Tipo protección del motor	: IP55
Requisito del diseño	: IEC
Peso neto	[Kg] : 165
Características adicionales y Opciones:	
Aislamiento térmico clase 155(F)	
Protección IP 55 - motor estándar	
Tensión, frecuencia o bobinado especial	

Fig. 3.106 Catalogo SEW-EURODRIVE

3.11.1.5 Arrancador suave

En esta sección se seleccionara un arrancador suave (soft-starter) el cual se encarga de limitar la corriente y el par de arranque permitiendo ejercer un control de la tensión desde 0 hasta la nominal para el arranque de motores AC, ayudando a proteger el motor y contribuyendo al ahorro de energía.

En nuestro caso el motor **DRS172M4** tiene los siguientes parámetros:

In: 26.5 A

Pn: 7.5 Kw

Por lo tanto seleccionamos un arrancador **PSE37-600-70** con los siguientes parámetros:

In: 37 A

Pn: 9.5 Kw



The image shows a black rectangular soft starter unit with a digital display and two blue buttons. The ABB logo is in the top right corner.

Type	PSE 18	PSE 25	PSE 30	PSE 37
Rated Current Ie (A)	18	25	30	37
Motor size 380 - 415 V (kW)	7.5	11	15	9.5
Motor size 480 V (hp)	10	15	20	25
Motor size 600 V (hp)	15	20	25	30
Power loss at Rated Current (W)	0.2	0.4	0.5	0.8
Power supply requirements holding (VA)	16	16	16	16
Power supply requirements pull-in value (VA)	19,9	19,9	19,9	19,9

Fig. 3.107 Catalogo ABB

3.11.2. Sistema de anclaje

En la fig. 3.108 se muestra el sistema de anclaje del elevador de cangilones, el cual esta conformado por los siguientes elementos:

- Placa base
- Pernos de anclaje

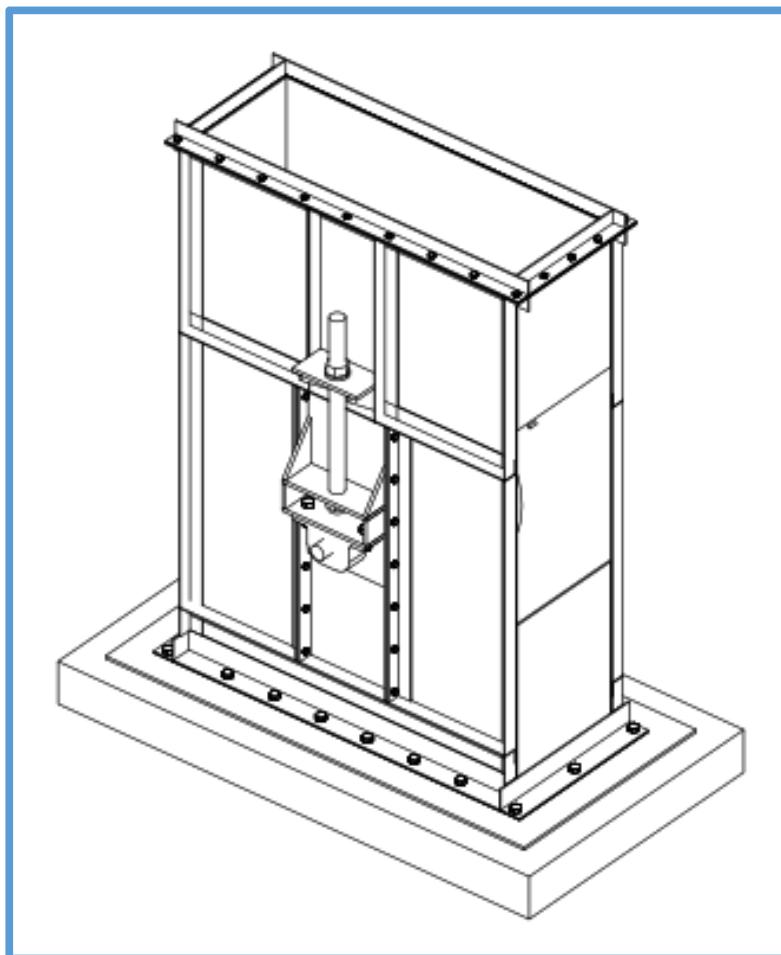


Fig. 3.108 Sistema de anclaje del elevador de cangilones

3.11.2.1 Placa base

En esta sección se calculará la placa de base. Las dimensiones del pedestal y de la placa base se muestran en la fig. 3.109.

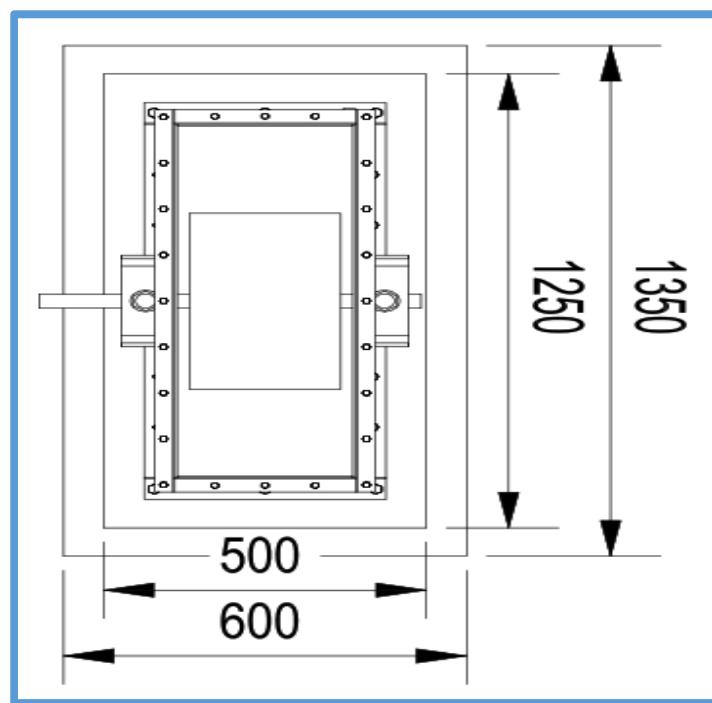


Fig. 3.109 Placa base del elevador de cangilones

Calculo del area de placa base

Las dimensiones de la sección transversal del elevador de cangilones son:

b= 18" que es igual a 450 mm

d= 46" que es igual a 1150 mm

Las dimensiones de la placa base son:

B= 500 mm

N= 1250 mm

Las dimensiones del pedestal son:

Bp= 600 mm

Np= 1350 mm

El area de la placa base se calcula mediante la siguiente ecuacion:

$$A = \frac{P_u}{\varphi \times 0.85 \times f_{c'} \times \sqrt{\frac{A_2}{A_1}}} \quad [\text{Ec. 3-53}]$$

Donde:

P_u : Carga axial factorizada (kg)

φ : Factor para el concreto (0.65)

$f_{c'}$: Resistencia del concreto a los 28 dias (kg/cm^2)

A_2 : Area del pedestal (cm^2)

A_1 : Area de la plancha (cm^2)

Anteriormente se calculo la carga axial que soporta la caja del elevador, el cual tiene un valor de 12206.47 lb. Dicha carga la podemos dividir en dos grupos:

Tabla 3.64 Factorizacion de cargas

Carga	Tipo de tension	Valor (lb)
Muerta	Peso de la cabeza	10610
	Peso de la polea de accionamiento	
	Peso de la plataforma	
	Peso del motorreductor	
	Peso de la caja	
	Peso de la bota	
	Peso de la polea de retorno	
Viva	Tension en el lado de ascenso	1596.47
	Tension en el lado de descenso	

Fuente: Propia

Ahora, procedemos a factorizar dicha carga según el metodo LRFD mediante la siguiente expresion:

$$P_u = 1.2 \times D + 1.6 \times L \quad [\text{Ec. 3-54}]$$

Donde:

D : Carga muerta (lb)

Φ : Carga viva (lb)

Remplazando valores en la Ec. 3-54 tenemos lo siguiente:

$$Pu = 1.2 \times 10610 + 1.6 \times 1596.47$$

$$\mathbf{Pu = 15286.35 \text{ lb}}$$

La carga factorizada Pu es igual a 15286.35 lb, el cual equivale a 6933.77 kg.

Remplazando valores en la Ec. 3-53 tenemos lo siguiente:

$$A = \frac{6933.77}{0.65 \times 0.85 \times 210 \times \sqrt{\frac{60 \times 135}{50 \times 125}}}$$

$$\mathbf{A = 52.5 \text{ cm}^2}$$

Como podemos ver el area de contacto del concreto debajo de la placa base es mucho menor al area de la placa base asumida de 6250 cm². Por lo tanto las dimensiones de la placa base asumida son aceptables.

Calculo del espesor de la placa base

El espesor de la placa base se calcula mediante la siguiente ecuacion:

$$t = l \times \sqrt{\frac{2 \times Pu}{0.9 \times Fy \times B \times N}} \quad [\text{Ec. 3-55}]$$

Donde:

Pu: Carga axial factorizada (kg)

Fy: Resistencia del acero (kg/cm²)

El valor de l se toma del menor de 3 parametros, los cuales se obtienen de la siguiente figura:

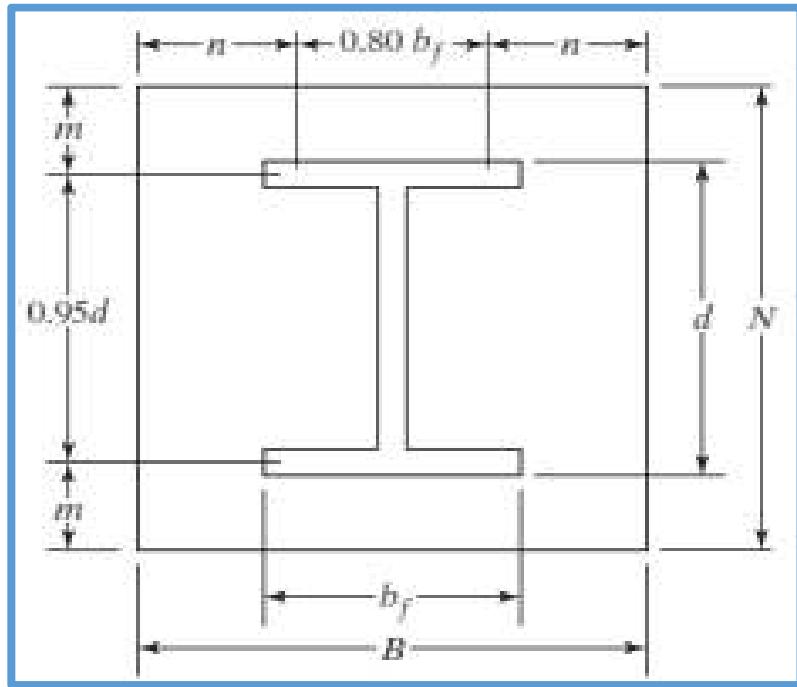


Fig. 3.110 Parametros de la placa base

Parametro 1

$$m = \frac{N - 0.95 \times d}{2} \quad [\text{Ec. 3-56}]$$

$$m = \frac{125 - 0.95 \times 115}{2}$$

$$\mathbf{m = 8 \text{ cm}}$$

Parametro 2

$$n = \frac{B - 0.8 \times b_f}{2} \quad [\text{Ec. 3-57}]$$

$$n = \frac{50 - 0.8 \times 45}{2}$$

$$\mathbf{n = 7 \text{ cm}}$$

Parametro 3

$$n' = \frac{\sqrt{d \times bf}}{4} \quad [\text{Ec. 3-58}]$$

$$n' = \frac{\sqrt{115 \times 45}}{4}$$

$$\mathbf{n' = 18 \text{ cm}}$$

Remplazando valores en la Ec. 3-55 tenemos lo siguiente:

$$t = 18 \times \sqrt{\frac{2 \times 5536.72}{0.9 \times 2530 \times 50 \times 125}}$$

$$\mathbf{t = 0.6 \text{ cm} = 6\text{mm}}$$

Por lo tanto se utilizara una plancha de 50"x20"x3/8".

3.11.2.2 Pernos de anclaje

En esta seccion se calculara los pernos de anclaje mediante dos metodos. Asumiremos 6 pernos de 1/2" A-307, donde cada perno tiene las siguientes propiedades:

Fu: 4080 kg/cm²

Fy: 2530 kg/cm²

Ab: 1.27 cm²

La carga axial que actua sobre los pernos es de 5536.72 kg, pero como usaremos 4 pernos tenemos que calcular la carga que actua en cada perno mediante la siguiente ecuacion:

$$Rb = \frac{Pu}{N^{\circ} \text{ pernos}} \quad [\text{Ec. 3-59}]$$

$$Rb = \frac{6933.77}{4}$$

$$\mathbf{Rb = 1155.62 \text{ kg}}$$

Verificacion del estado limite por fluencia

La verificacion por fluencia se realiza mediante la siguiente ecuacion:

$$R_n = \varphi \times A_b \times F_y \quad [Ec. 3-60]$$

Donde:

φ : Factor de reduccion

A_b : Area de la seccion del perno (cm^2)

F_y : Esfuerzo de fluencia (kg/cm^2)

Remplazando valores en la Ec. 3-60 tenemos lo siguiente:

$$R_n = 0.9 \times 1.27 \times 2530$$

$$\mathbf{R_n = 2892 \ kg}$$

Como podemos ver $R_n > R_b$, por lo tanto no falla por fluencia.

Verificacion del estado limite por fractura

La verificacion por fractura se realiza mediante la siguiente ecuacion:

$$R_n = \varphi \times A_n \times F_u \quad [Ec. 3-61]$$

Donde:

φ : Factor de reduccion

A_n : Area de la seccion roscada del perno (cm^2)

F_u : Esfuerzo de traccion (kg/cm^2)

Remplazando valores en la Ec. 3-61 tenemos lo siguiente:

$$R_n = 0.75 \times (0.75 \times 1.27) \times 4080$$

$$\mathbf{R_n = 2914 \ kg}$$

Como podemos ver $R_n > R_b$, por lo tanto no falla por fractura.

Longitud del perno de anclaje

La longitud de anclaje se calcula mediante la siguiente ecuacion:

$$Ld = 12 \times db \quad [\text{Ec. 3-62}]$$

Donde:

Ld: Longitud del perno de anclaje

Db: Diametro del perno (cm)

Remplazando valores en la Ec. 3-62 tenemos lo siguiente:

$$Ld = 12 \times 1.27$$

$$\mathbf{Rn = 16 \text{ cm}}$$

Por lo tanto se utilizara 6 pernos de 1/2"x8".

Todo lo calculado anteriormente se muestra en la siguiente figura.

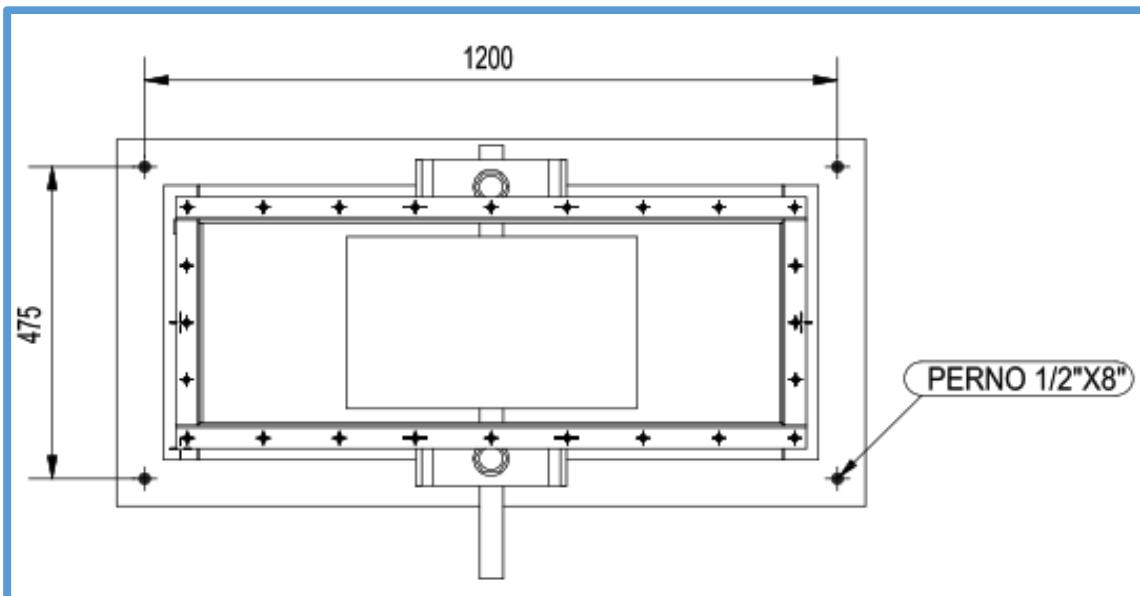


Fig. 3.111 Esquema final de la placa base

3.12. ACCESORIOS DEL TRANSPORTADOR NEUMATICO

3.12.1. Compresor

En el diseño de la linea de transporte se calcularon los parametros del compresor necesarios para transportar cemento, los cuales son los siguientes:

Presion: 2 bar (30 PSI)

Caudal: 3.6 m³/min (126 cfm)

Potencia: 15.5 HP

Por lo tanto seleccionamos un compresor **SULLAIR ST2208**, cuyas caracteristicas se muestran en la fig. 3.112.

COMPRESOR SHOPTEK:	
COMPRESOR ELECTRICO ESTACIONARIO	SULLAIR
Modelo	ST2208
Tipo	Tornillo Lubricado
Rango de presión (psi)	115 - 125
Caudal (CFM)	126
Presión Nominal (psi)	50
Potencia Motor Hp (Kw)	20 (15)
Suministro eléctrico	230-380-460V / 3ph / 60Hz
Marca	SULLAIR
Acoplamiento	Directo
Control de capacidad	Modular, todo-nada, dual
Controlador	ST Controller® Sullair
Succión de aire	filtro 2 etapas, trabajo pesado
Enfriamiento	Aire
Nivel sonoro (dB)	68
Peso equipo (Kg)	650
Medidas equipo (L x W x H)	1340 x 740 x 1300
Garantía unidad compresora	Hasta 10 años*



Figura 3.112 Catalogo del compresor

3.12.2. Tanque soplador

En el diseño de la linea de transporte se calcularon los parametros del tanque soplador necesarios para transportar cemento, los cuales son los siguientes:

Presion: 2 bar

Volumen: 5 m³

Por lo tanto seleccionamos un tanque soplador **JANEKO WG5 Horizontal Feeder**.

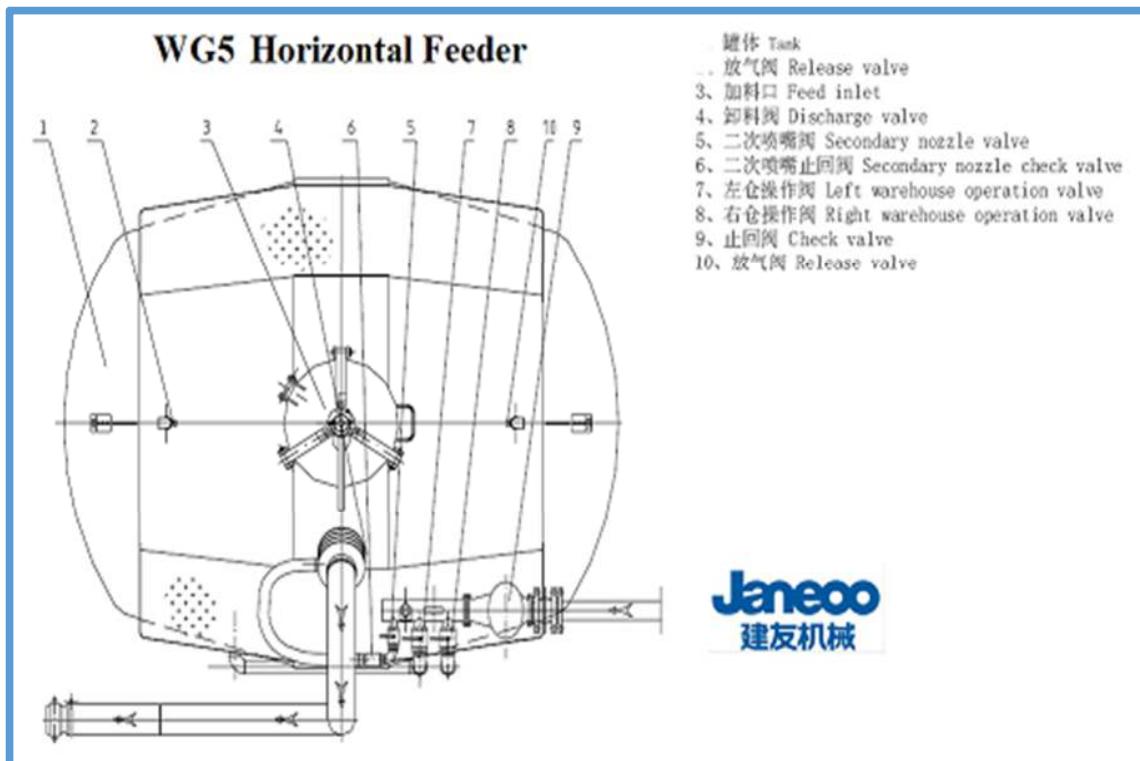


Figura 3.113 Catalogo del tanque soplador

3.12.3. Alimentacion del tanque soplador

El tanque soplador sera alimentado por un mecanismo que permita ingresar el cemento para poder transportarlo hacia los silos mecanicos. El mecanismo usado sera el sistema big-bag, el cual permite cargar el material en sacos de gran capacidad mediante un polipasto y descargar el material a traves de una compuerta.

La capacidad del big-bag se obtiene mediante la siguiente relacion:

$$C = \rho \times V \quad [\text{Ec. 3-63}]$$

Donde:

ρ : densidad del material (kg/m^3)

V: Volumen del tanque (m^3)

$$C = 1070 \times 5$$

$$C = 5350 \text{ kg}$$

Seleccionaremos sacos de 2500 kg, para que en cada lote ingresen dos sacos.

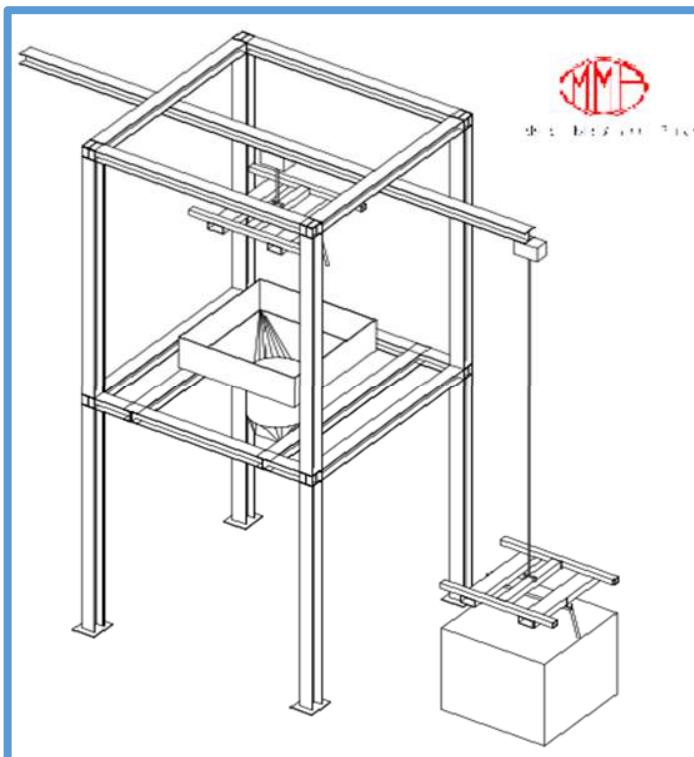


Figura 3.114 Sistema Big-Bag

3.12.4. Manguera flexible

Para el transporte neumatico de cemento se calculo una tuberia de 3 1/2" sch40, pero para evitar perdidas al inicio del transporte debido a los codos de 90° se utilizara manguera flexible de 3 1/2" tal como se muestra en la fig. 3.115.



Figura 3.115 Manguera flexible

CAPITULO IV

COSTOS DEL PROYECTO

En este capítulo se describirá brevemente el presupuesto necesario para la ejecución del sistema de transporte y almacenamiento de la materia prima. Los precios que aquí se presentan son el resultado de un proceso de selección entre diferentes cotizaciones de empresas locales dedicadas al rubro.

4.1. SISTEMA DE ALMACENAMIENTO

4.1.1. Silo mecanico

Tabla 4.1 Costo del silo mecanico y accesorios según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Fabricacion y montaje de silo Plancha de 1/4" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	ROSSETTI	04	9167.5	36670.0
2	Fabricacion y montaje de silo Plancha de 1/4" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	EMCOM	04	12234.5	48938.0
3	Fabricacion y montaje de silo Plancha de 1/4" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	ITCM	04	8457.5	33830.0

4.1.2. Filtro de mangas

Tabla 4.2 Costo del filtro mangas según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Filtro de mangas	FIVEMASA	02	3860.0	7720.0
2	Filtro de mangas	TOMADONI	02	4320.0	8640.0
3	Filtro de mangas	GAMOHER	02	5287.0	10574.0

4.1.3. Indicador de nivel

Tabla 4.3 Costo del indicador de nivel según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Indicador de nivel	AUTONICS	08	234.5	1876.0
2	Indicador de nivel	PROMARSA	08	547.5	4380.0
3	Indicador de nivel	THERMO SCIENTIFIC	08	385.5	3084.0

4.2. SISTEMA DE TRANSPORTE

4.2.1. Elevador de cangilones

Tabla 4.4 Costo del elevador de cangilones y accesorios según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Fabricacion y montaje de elevador cangilones Plancha de 1/8" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Escalera de gato _ Puentes de mantenimiento _ Pintado base anticorrosiva	ROSSETTI	01	32077.0	30077.0
2	Fabricacion y montaje de elevador cangilones Plancha de 1/8" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Escalera de gato _ Puentes de mantenimiento _ Pintado base anticorrosiva	ESTRUCMET	01	34168.0	32168.0
3	Fabricacion y montaje de elevador de cangilones Plancha de 1/8" ASTM-A36 Incluye: _ Fabricacion de accesorios _ Escalera de gato _ Puentes de mantenimiento _ Pintado base anticorrosiva	P&V	01	28469.0	27469.0

4.2.2. Arrancador suave

Tabla 4.5 Costo del arrancador suave según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Soft-Starter	ABB	01	745.5	1876.0
2	Soft-Starter	SIEMENS	01	837.5	4380.0
3	Soft-Starter	SCHNEIDER	01	715.5	3084.0

4.2.3. Tanque soplador

Tabla 4.6 Costo del tanque soplador y accesorios según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Fabricacion y montaje de tanque soplador Plancha de 3/16" ASTM-A36 Incluye: _ Sistema neumatico. _ Mecanismo alimentacion _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	LOEWEN	01	9128.5	8128.5
2	Fabricacion y montaje de tanque soplador Plancha de 3/16" ASTM-A36 Incluye: _ Sistema neumatico _ Mecanismo alimentacion _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	JANECO	01	6435.5	5435.5
3	Fabricacion y montaje de tanque soplador Plancha de 3/16" ASTM-A36 Incluye: _ Sistema neumatico _ Mecanismo alimentacion _ Fabricacion de accesorios _ Pintado base anticorrosiva	NELCO	01	5642.5	4642.5

4.2.4. Sistema big-bag

Tabla 4.7 Costo del sistema big-bag según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Fabricacion y montaje del sistema big-bag Incluye: _ Polipasto _ Pintado base anticorrosiva	PACIFICO R&G	01	10445.5	4747.0
2	Fabricacion y montaje del sistema big-bag Incluye: _ Polipasto _ Pintado base anticorrosiva	PULAN	01	12346.5	4350.0
3	Fabricacion y montaje del sistema big-bag Incluye: _ Polipasto _ Pintado base anticorrosiva	ANT T&A	01	11050.5	3986.5

4.2.5. PLC tanque soplador

Tabla 4.8 Costo de la programacion plc según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Programacion PLC	MAINSA	01	10445.5	2062.5
2	Programacion PLC	VOLTA	01	12346.5	1619.5
3	Programacion PLC	ANPOWER	01	11050.5	1783.5

4.2.6. Compresor

Tabla 4.9 Costo del compresor según empresa

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Compresor de tornillo	KAESER	01	10445.5	10445.5
2	Compresor de tornillo	ATLAS COPCO	01	12346.5	12346.5
3	Compresor de tornillo	SULLAIR	01	11050.5	11050.5

4.2.7. Tuberia

Tabla 4.10 Costo de la tuberia y accesorios según empresa

Nº	DESCRIPCION	UND.	CANT.	PRECIO UNITARIO \$	PRECIO TOTAL \$
1	Tuberia 3 1/2" sch 40	m	42	18.5	777.0
2	Codo radio largo 3 1/2" sch 40	und	02	60.0	120.0
3	Abrazadera U-Bolt 3/8" para soporte de tuberia	und	20	2.5	50.0

4.3. RESUMEN DE COSTOS

La tabla 4.11 muestra el resumen de costos que significaria el desarrollo y posterior montaje del sistema de transporte y almacenamiento de materia prima utilizando empresas dedicadas al rubro.

Tabla 4.11 Costo total según empresas

Nº	DESCRIPCION	EMPRESA.	CANT.	UND.	PRECIO TOTAL \$
1	Silo mecanico	ROSSETTI	01	und	36670
2	Filtro de mangas	TOMADONI	01	und	8640
3	Indicador de nivel	THERMO SCIENTIFIC	01	und	3084.0
4	Elevador de cangilones	ROSSETTI	01	und	30077.0
5	Arrancador suave	ABB	01	und	1876.0
6	Tanque soplador	JANEKO	01	und	5435.5
7	Sistema big-bag	PULAN	01	und	4350.0
8	Programacion PLC	VOLTA	01	und	1619.5
9	Compresor de tornillo	SULLAIR	01	und	11050.5
10	Tuberia y accesorios		01	und	940.0
TOTAL					103742.5

CAPITULO V

MONTAJE Y AUTOMATIZACION

En este capitulo se describira el proceso de montaje y automatizacion del sistema de transporte y almacenamiento de materia prima de la planta. Se dividira en dos secciones; en la primera seccion describiremos el proceso de montaje del sistema de almacenamiento (silos mecanicos y accesorios), y en la segunda seccion describiremos el proceso de montaje del sistema de transporte.

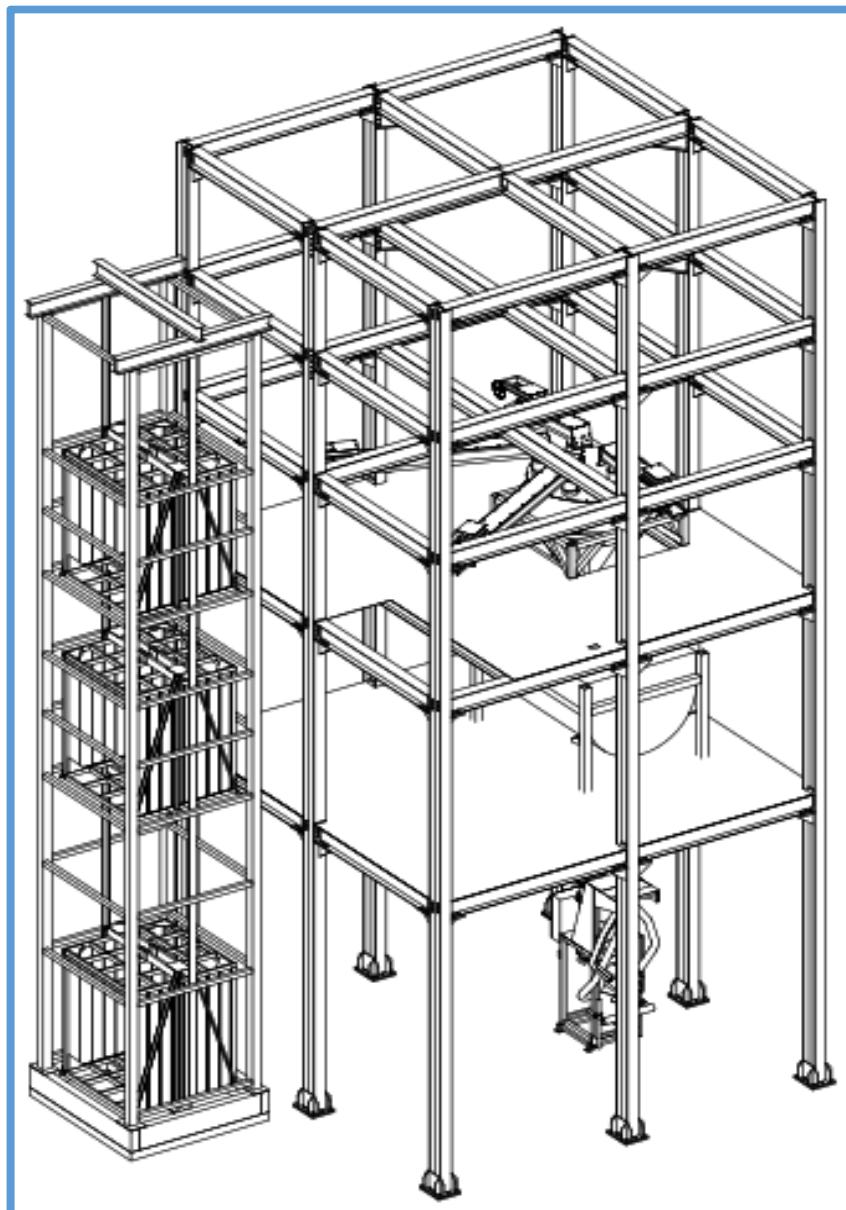


Fig. 5.1 Isometrico de la planta antigua

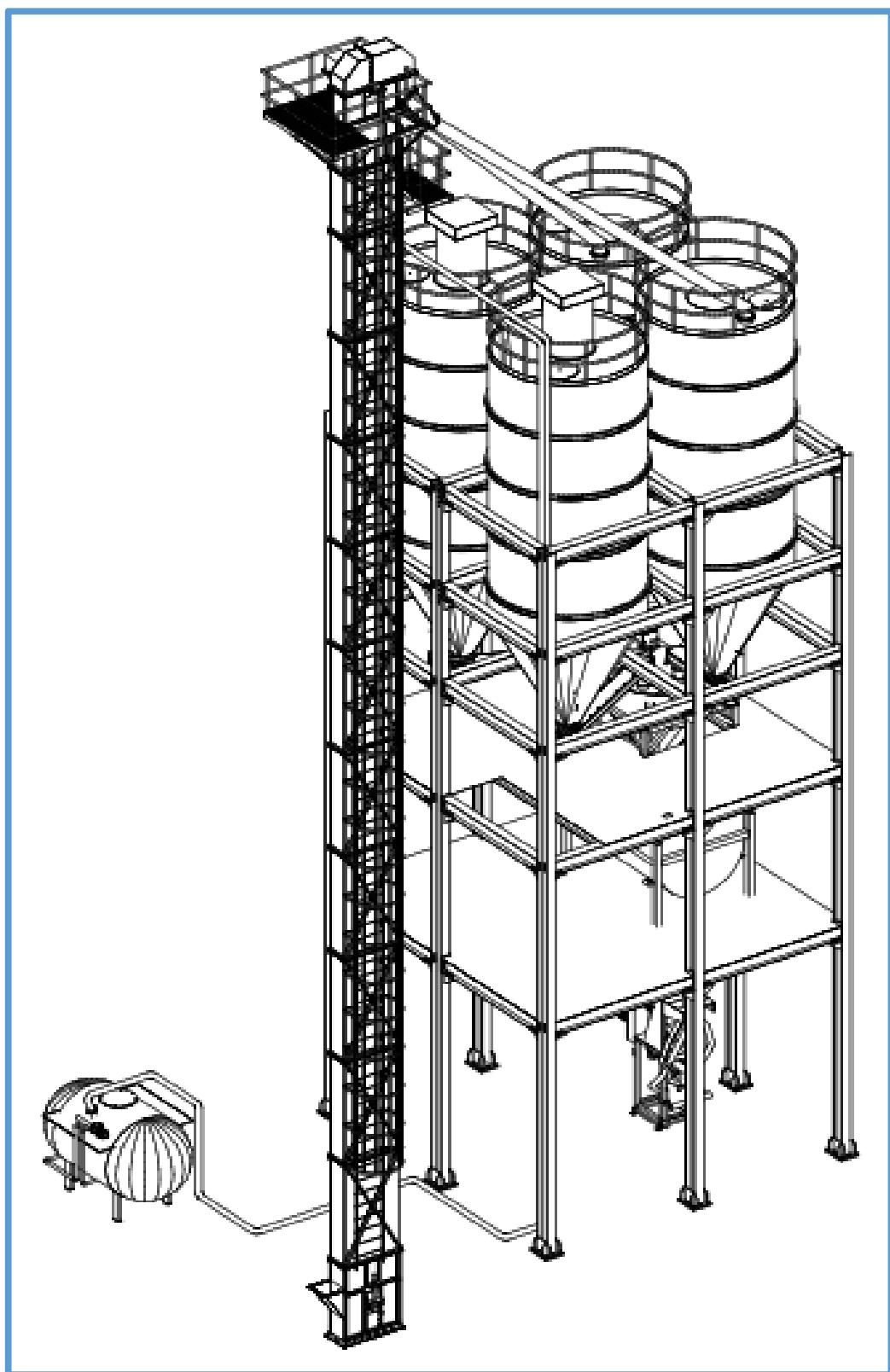


Fig. 5.2 Isometrico de la planta nueva

5.1. MONTAJE DEL SISTEMA DE ALMACENAMIENTO

5.1.1. Silos mecanicos

5.1.1.1. Ingreso de los silos

Los silos ingresan a la planta de produccion de Chema en Arequipa, provenientes de la planta de fabricacion de Rossetti en Lima, para lo cual se utilizo camiones cama baja cuyo peso bruto es de 44 Ton.



Fig. 5.3 Llegada de los silos a arequipa



Fig. 5.4 Ingreso de los silos a la planta de chema

5.1.1.2. Descarga de los silos

Los silos se descargan en la planta de produccion de Chema en Arequipa, para lo cual se utilizo una grua link-belt de 10 Ton. Cada silo tiene un peso aproximado de 4 Ton.



Fig. 5.5 Carga de los silos del camion cama baja



Fig. 5.6 Descarga de los silos en el interior de la planta

5.1.1.3. Reforzamiento de la estructura

Se refuerza la parte superior de la torre metálica de la planta mediante unas cruzetas inclinadas W12x45, ya que esta zona concentrara los esfuerzos generados por los silos mecánicos.



Fig. 5.7 Reforzamiento de la torre metálica



Fig. 5.8 Soldeo de las cruzetas en la estructura

5.1.1.4. Izaje de los silos

El izaje de los silos se realiza con una grua link-belt de 50 Ton, los cuales seran ubicados en la parte superior de la torre metalica de la planta. Al inicio del izaje, el personal se encarga de la sujecion de los vientos, señalizacion, etc.



Fig. 5.9 Inicio del izaje de los silos



Fig. 5.10 Personal haciendo labores de sujecion

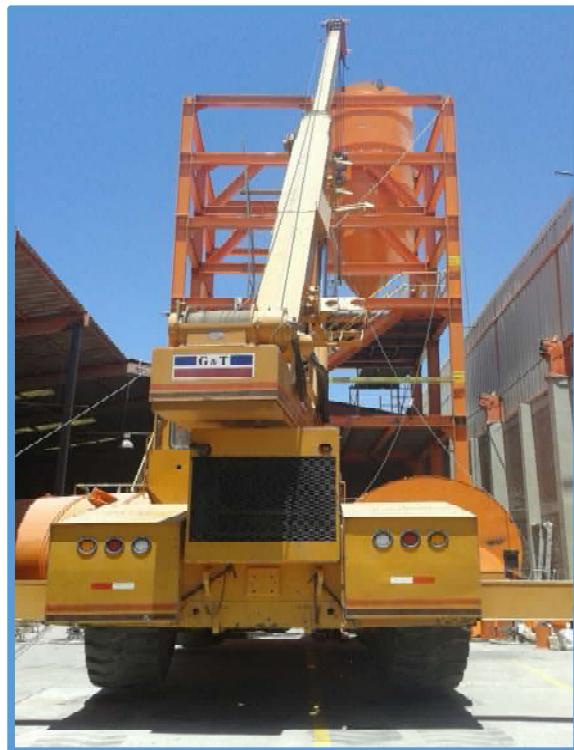


Fig. 5.11 Montaje del primer silo



Fig. 5.12 Montaje del segundo silo



Fig. 5.13 Montaje del tercer silo



Fig. 5.14 Montaje del cuarto silo

5.1.1.5. Anclaje de los silos a la torre

Los silos se anclaran a la torre mediante 4 soportes metalicos ubicados alrededor del silo, dichos anclajes van soldados a los silos y empernados a la torre metalica.

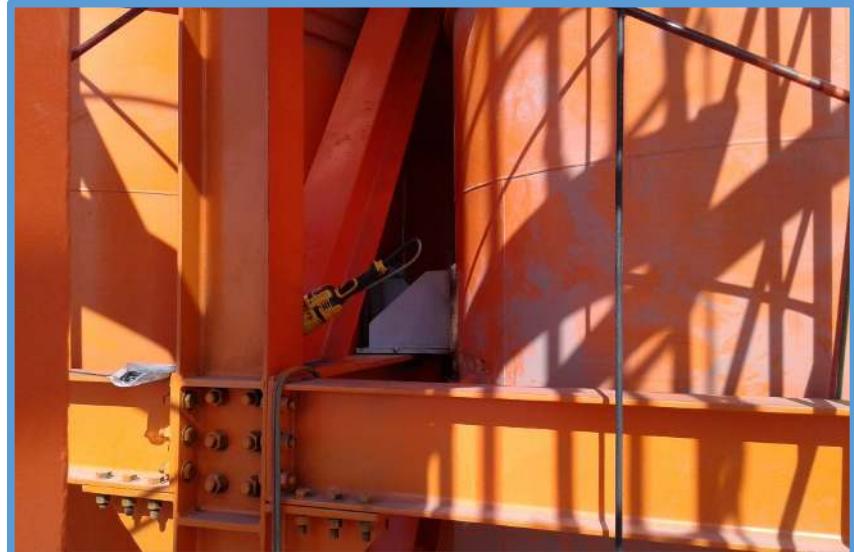


Fig. 5.15 Soporte metalico

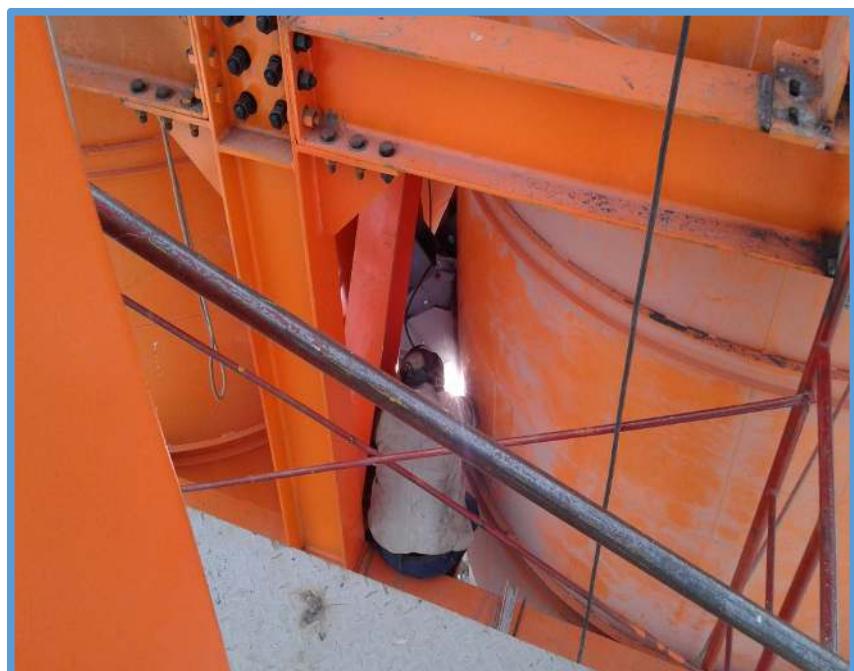


Fig. 5.16 Soldeo de soporte metalico

5.1.1.6. Sistema de descarga de los silos

La descarga del material de silo se realizara mediante una compuerta mecanica, la cual permitira aumentar o disminuir el flujo del material y asu vez permitira comunicar el silo y los tornillos transportadores.



Fig. 5.17 Soldeo de compuerta mecanica



Fig. 5.18 Compuerta mecanica

5.2. MONTAJE DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

5.2.1. Elevador de cangilones

5.2.1.1. Ingreso del elevador de cangilones

El elevador de cangilones ingresa a la planta de produccion de Chema en Arequipa, provenientes de la planta de fabricacion de Rossetti en Lima, para lo cual se utilizo camiones de 8 Ton.



Fig. 5.19 Ingreso de la cabeza del elevador

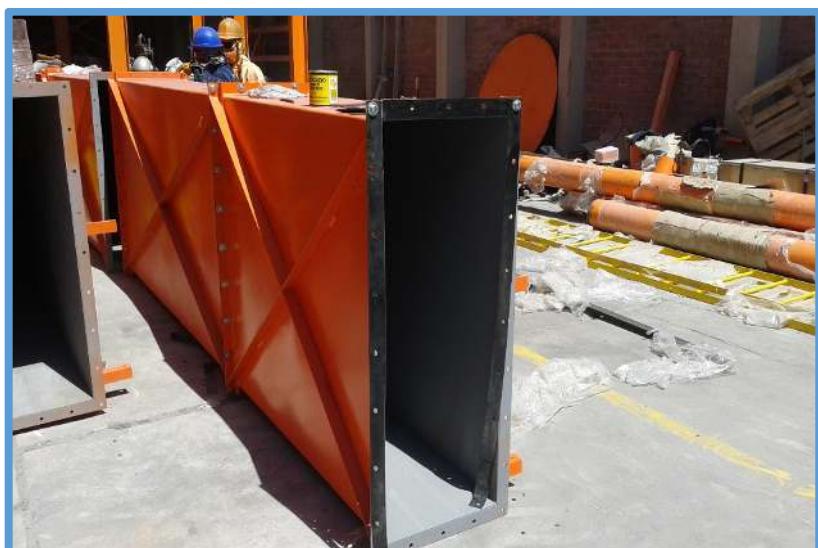


Fig. 5.20 Ingreso de las cajas del elevador

5.2.1.2. Descarga del elevador de cangilones

El elevador de cangilones se descarga en la planta de produccion de Chema en Arequipa y esta a su vez viene en partes para poder ensamblarlo en obra, para lo cual se utilizo un pato de 2 Ton.



Fig. 5.21 Descarga de la cabeza del elevador



Fig. 5.22 Descarga de la bota del elevador



Fig. 5.23 Valvula diverter del elevador

5.2.1.3. Montaje de la bota

La bota del elevador se soldara a la placa base y esta asu vez se unira al podio de concreto mediante pernos de anclaje, los cuales fueron calculados anteriormente.



Fig. 5.24 Colocacion de la bota sobre el podio



Fig. 5.25 Soldeo de la bota a la placa base



Fig. 5.26 Colocacion de los pernos de anclaje

5.2.1.4. Union de las cajas del elevador

Las cajas del elevador seran unidas en cuerpos de 3 para poder izarlos e ir montandolos de forma continua hasta llegar a la cabeza del elevador. En la union se colocara jebe para impermeabilizar.



Fig. 5.27 Colocacion de jebe entre cajas

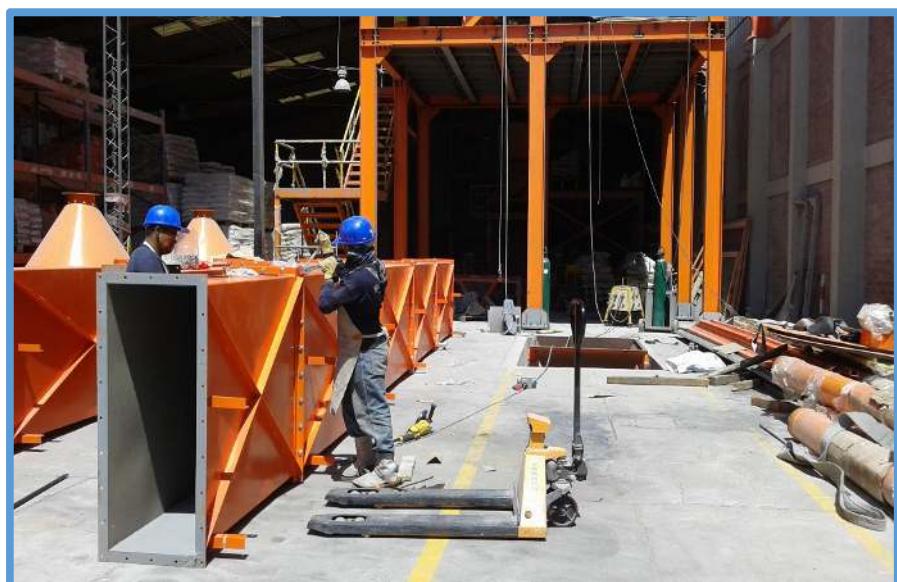


Fig. 5.28 Empernado de la cajas

5.2.1.5. Izaje de las cajas del elevador

El izaje de las cajas del elevador se realiza con una grua link-belt de 8 Ton, los cuales seran izados en tramos de 3 empezando por encima de la bota hasta llegar a la cabeza del elevador. Al inicio del izaje, el personal se encarga de la sujecion de los vientos, señalizacion, etc.



Fig. 5.29 Montaje del primer tramo del elevador

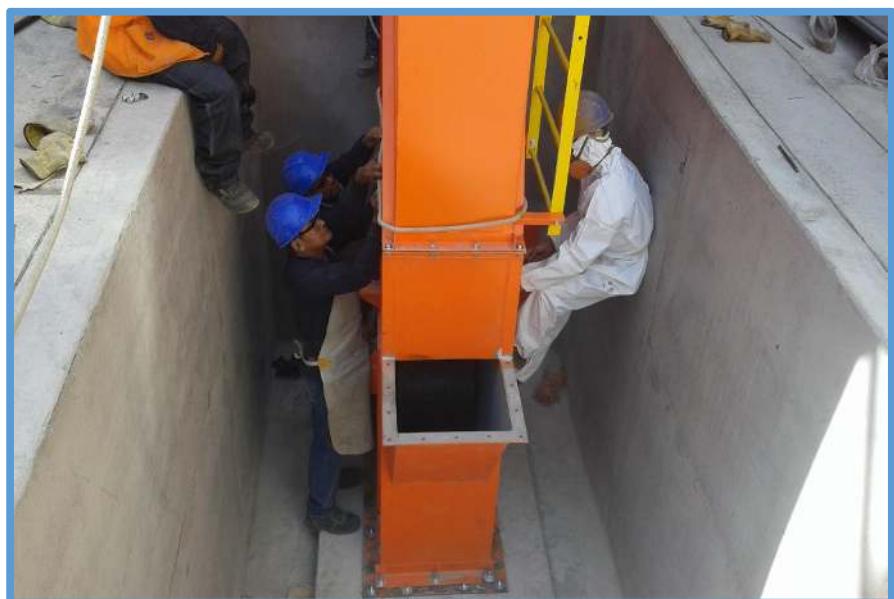


Fig. 5.30 Empernado de la union entre la bota y las cajas



Fig. 5.31 Izaje del segundo tramo del elevador



Fig. 5.32 Montaje del segundo tramo del elevador



Fig. 5.33 Izaje del tercer tramo del elevador



Fig. 5.34 Montaje del tercer tramo del elevador

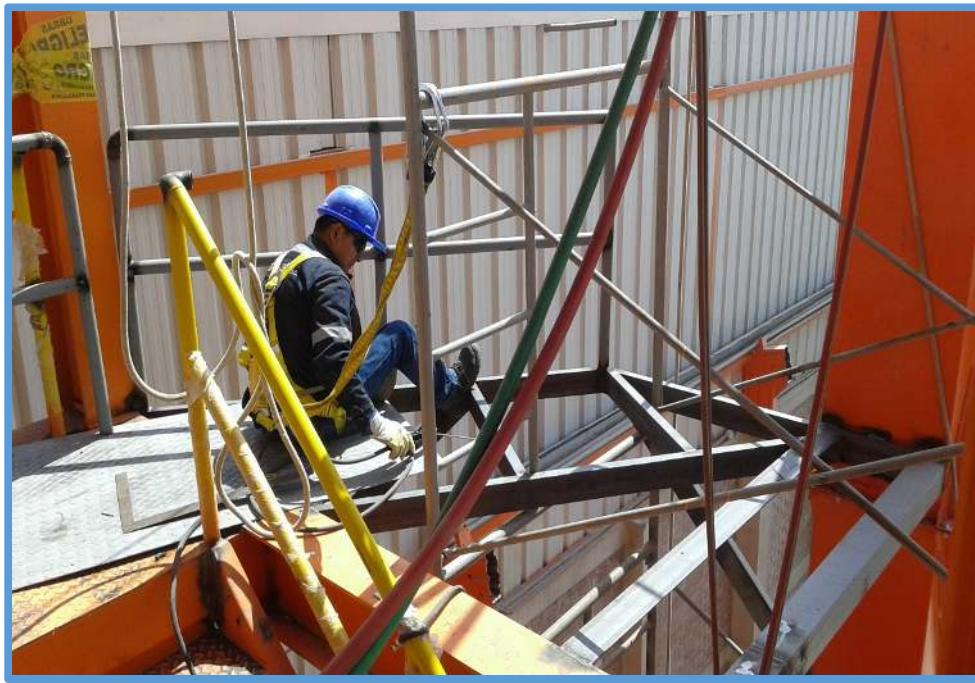


Fig. 5.35 Fabricacion de acceso metalico



Fig. 5.36 Fabricacion de acceso metalico



Fig. 5.37 Izaje del cuarto tramo del elevador



Fig. 5.38 Montaje del cuarto tramo del elevador

5.2.1.6. Izaje de la cabeza del elevador

El izaje de la cabeza del elevador se realiza con una grua link-belt de 8 Ton. Al inicio del izaje, el personal se encarga de la sujecion de los vientos, señalizacion, etc.

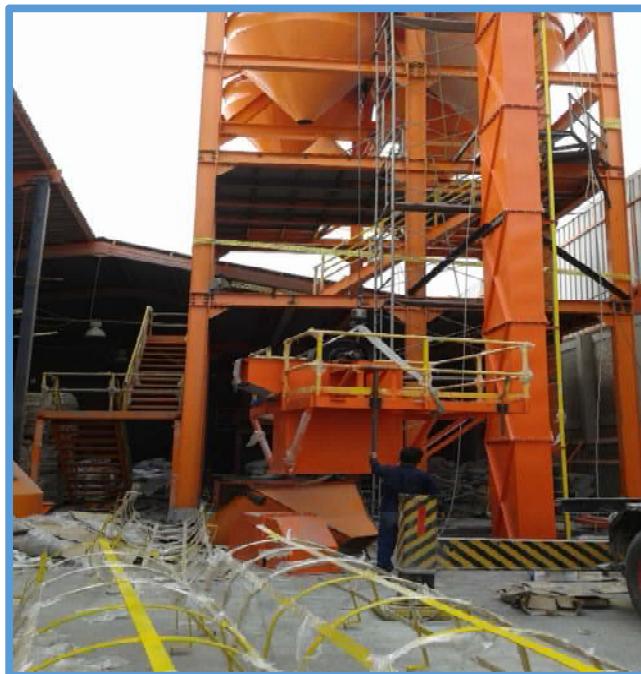


Fig. 5.39 Izaje de la cabeza del elevador



Fig. 5.40 Montaje de la cabeza del elevador

5.2.1.7. Montaje de la tuberia de descarga

El izaje de la cabeza del elevador se realiza con una grua link-belt de 8 Ton. Al inicio del izaje, el personal se encarga de la sujecion de los vientos, señalizacion, etc.



Fig. 5.41 Izaje de la tuberia de descarga

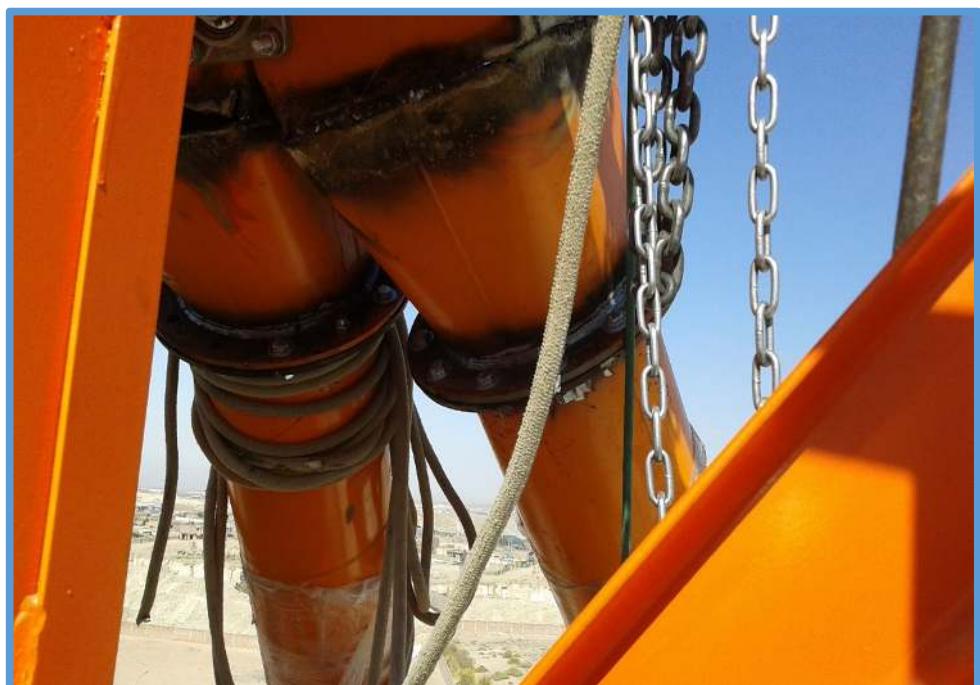


Fig. 5.42 Soldeo de la valvula diverter con la tuberia



Fig. 5.43 Montaje de la primera tubería de descarga



Fig. 5.44 Montaje de la segunda tubería de descarga

5.2.1.8. Montaje de cubierta de los silos

Los silos seran cubiertos por una estructura liviana fabricada en obra y montada en dos partes. La primera parte consta del cerramiento lateral de dicha estructura para luego montar los filtros de venteo, y la segunda parte consta del techo de dicha estructura para cubrir los silos totalmente.



Fig. 5.45 Fabricacion del cerramiento de la cubierta



Fig. 5.46 Fabricacion del cerramiento de la cubierta



Fig. 5.47 Montaje del cerramiento de la cubierta

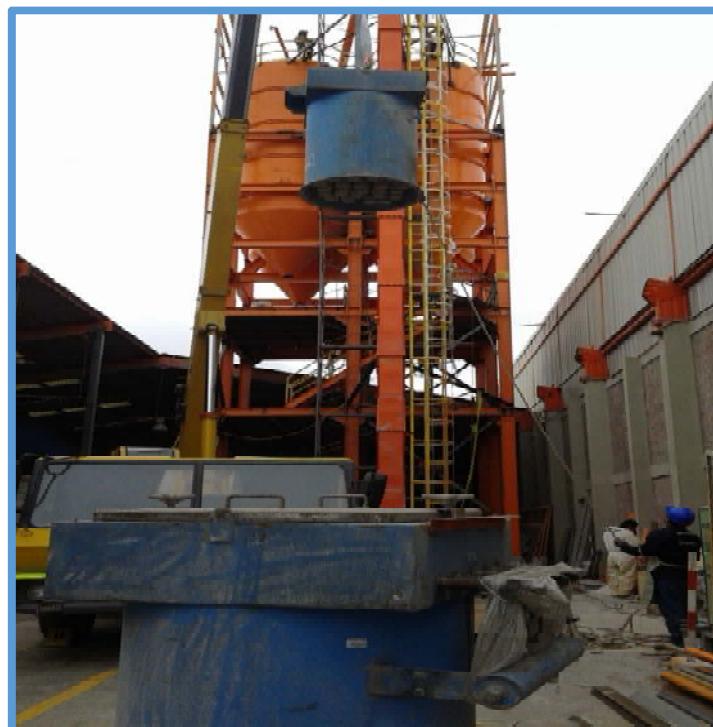


Fig. 5.48 Izaje del primer filtro



Fig. 5.49 Izaje del segundo filtro



Fig. 5.50 Montaje del techo de la cubierta

5.2.1.9. Puente de mantenimiento

Para el mantenimiento de los silos se fabricara un puente metalico, el cual permitira acceder a los silos por la escalera de gato y de esta forma realizar las revisiones programadas de planta.

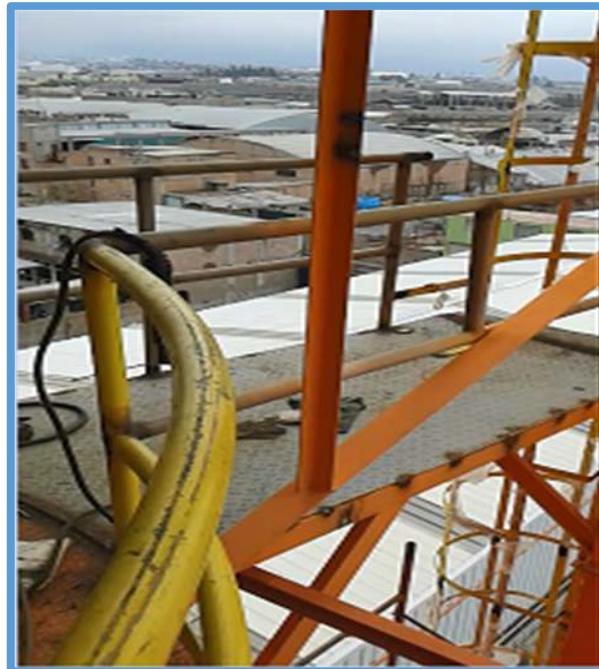


Fig. 5.51 Fabricacion de puente de mantenimiento



Fig. 5.52 Fabricacion de puente de mantenimiento

5.2.1.10. Ensamblaje de la faja del elevador

Los cangilones seran empernados a la faja mediante pernos capacho, los cuales seran ensamblados en base a los calculos realizados anteriormente.



Fig. 5.53 Ensamble de un cangilon



Fig. 5.54 Ensamblaje de los cangilones en la faja



Fig. 5.55 Ensamblaje de los cangilones en la faja



Fig. 5.56 Ensamblaje total de los cangilones en la faja

5.2.1.11. Montaje de la faja del elevador

La faja sera montada por la parte inferior del elevador y sera tensada por la parte superior del mismo. En la parte superior se realizara una maniobra de tal forma que toda la faja ingrese al elevador para finalmente realizar el empalme del mismo.

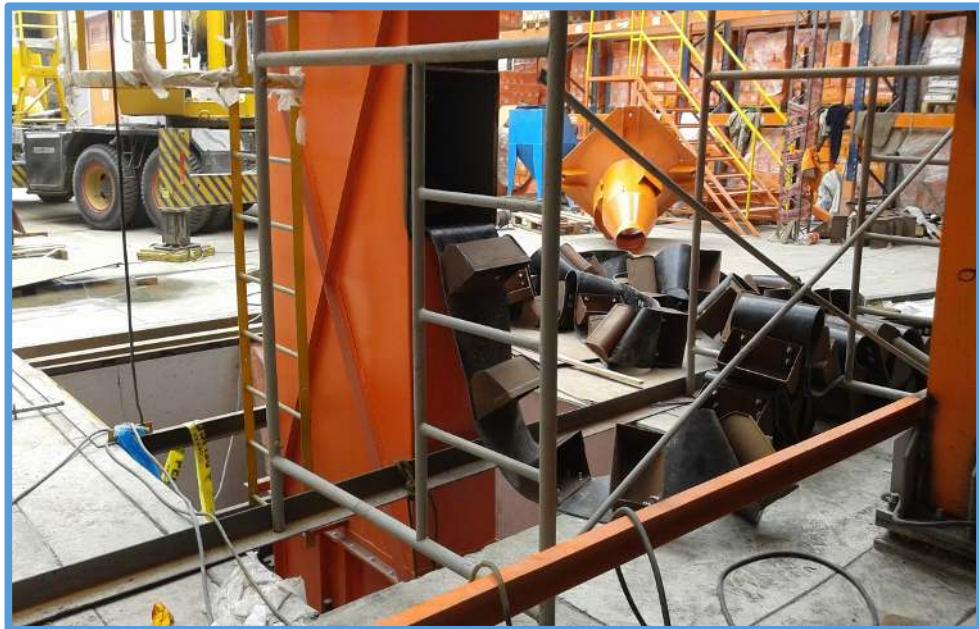


Fig. 5.57 Ingreso de la faja al elevador



Fig. 5.58 Maniobra en la parte superior del elevador



Fig. 5.59 Ascenso de la faja del elevador

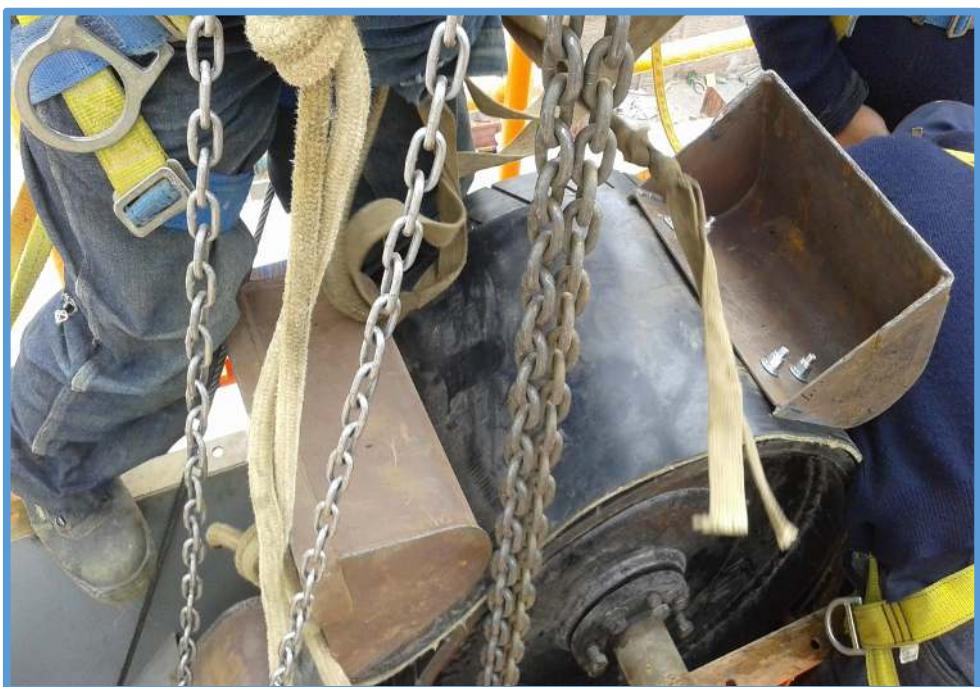


Fig. 5.60 Enrollamiento de la faja del elevador

5.2.1.12. Montaje de la tolva de alimentacion

La bota sera alimentada a travez de una tolva, la cual permitira el ingreso del materia para que el elevador se encargue de transportarlo hacia los silos. La tolva consta de dos partes, la primera es la tolva propiamente dicha y la segunda es la compuerta mecanica que permitira aumentar o disminuir el flujo de material.



Fig. 5.61 Fabricacion de la compuerta

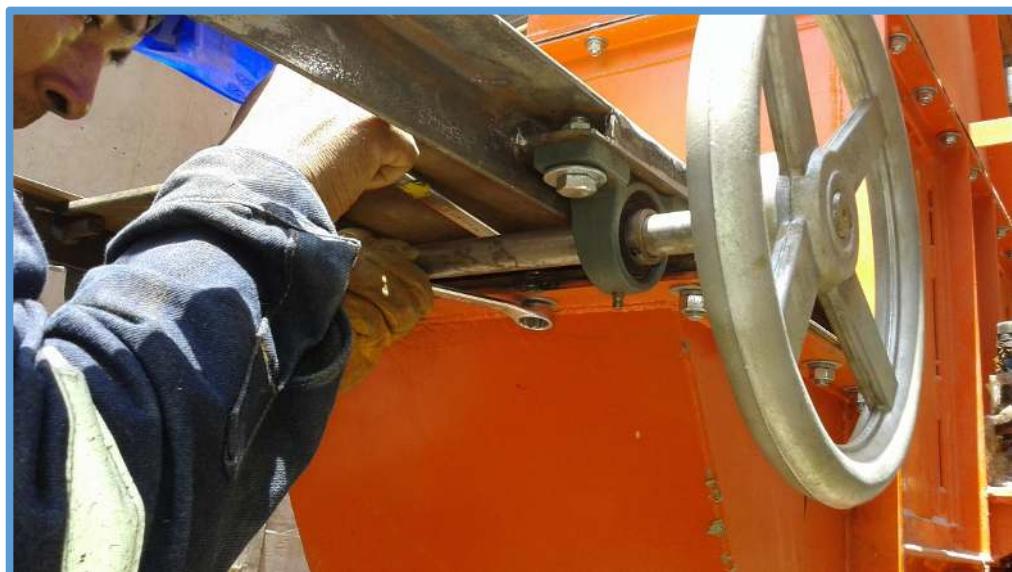


Fig. 5.62 Montaje de la compuerta



Fig. 5.63 Fabricacion de la tolva



Fig. 5.64 Montaje de la tolva

5.2.2. Tanque soplador

5.2.2.1. Ingreso de la bombona

El tanque soplador ingresa a la planta de produccion de Chema en Arequipa, provenientes de la planta de fabricacion de Janeco en Lima, para lo cual se utilizo un camion de 8 Ton.



Fig. 5.65 Ingreso de la bombona



Fig. 5.66 Ingreso de la bombona

5.2.2.2. Montaje del sistema big-bag

El sistema big-bag consta de dos partes, la primera es la estructura propiamente dicha y la segunda es el mecanismo de alimentacion el cual permite el ingreso del material.



Fig. 5.67 Fabricacion de la estructura



Fig. 5.68 Fabricacion de la estructura



Fig. 5.69 Izaje de la estructura



Fig. 5.70 Izaje de la estructura



Fig. 5.71 Fabricacion del mecanismo de alimentacion



Fig. 5.72 Fabricacion del mecanismo de alimentacion



Fig. 5.73 Montaje del mecanismo de alimentacion



Fig. 5.74 Montaje del mecanismo de alimentacion



Fig. 5.75 Polipasto del mecanismo de alimentacion



Fig. 5.76 Montaje del polipasto del mecanismo de alimentacion

5.2.2.3. Montaje de la valvula de alimentacion

El mecanismo de alimentacion se conecta con la bombona mediante una valvula mariposa neumatica, la cual permite controlar el flujo del material.



Fig. 5.77 Montaje de la valvula mariposa



Fig. 5.78 Montaje de la valvula mariposa

5.2.2.4. Montaje de la tubería de transporte

La tubería de transporte de la bombona hacia los silos sera montada en dos tramos, el primer tramo sera manguera flexible desde la bombona hasta la torre metálica y el segundo tramo sera acero a travez de toda la torre hasta llegar a los silos.



Fig. 5.79 Ingreso a la bombona

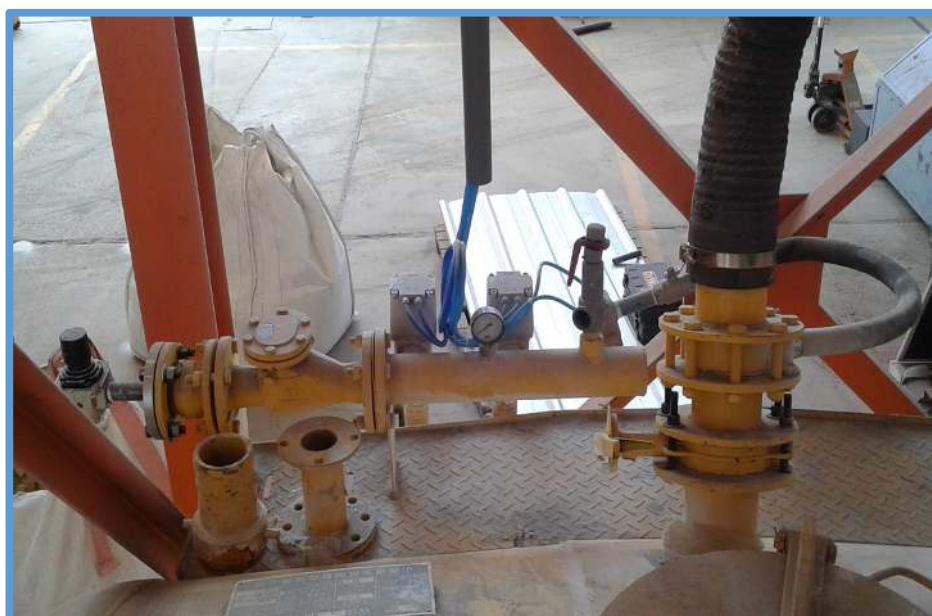


Fig. 5.80 Montaje de la tubería flexible



Fig. 5.81 Tubería flexible hacia la torre



Fig. 5.82 Union mediante clamps



Fig. 5.83 Conexión de la manguera flexible con la tubería de acero



Fig. 5.84 Tubería de acero hacia los silos

5.3. AUTOMATIZACION DEL SISTEMA DE ALMACENAMIENTO

5.3.1. Silos mecanicos

5.3.1.1. Valvula diverter

El elevador de cangilones alimentara a dos silos de forma alternada a travez de una valvula diverter, la cual tiene un mecanismo de compuerta manual. Para automatizar dicho mecanismo utilizaremos un piston neumatico, el cual se encargara de abrir y cerrar la compuerta de la valvula diverter.



Fig. 5.85 Piston neumatico

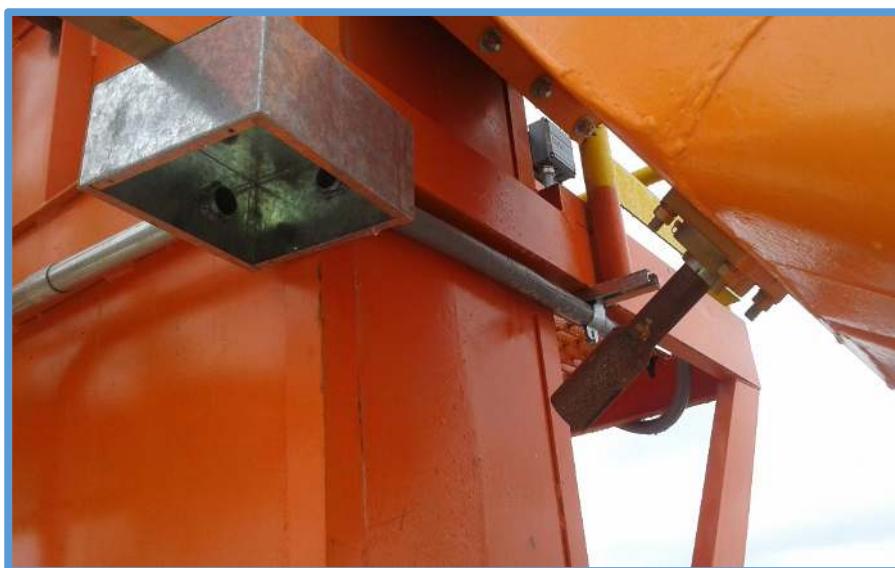


Fig. 5.86 Estado inicial de la valvula diverter



Fig. 5.87 Montaje del piston neumatico



Fig. 5.88 Unidad de mantenimiento

5.4. AUTOMATIZACION DEL SISTEMA DE TRANSPORTE

5.4.1. Elevador de cangilones

5.4.1.1. Arrancador suave

El arrancador suave sera montada en el tablero general y sus parametros seran testeados mediante pruebas en vacio y con carga que se realizaran en el elevador de cangilones.



Fig. 5.89 Soft-Starter

Los parametros obtenidos del proceso de testeo se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 5.1 Parametros de funcionamiento del soft-starter

Parametro	Valor
Corriente nominal	26.5 A
Tiempo de rampa de arranque	10 s
Tiempo de rampa de parada	10 s
<<< Tension inicial/Tension final	50%
Limitacion de corriente	7.0
Control de par de arranque	OFF
Control de par de parada	OFF
Arranque kick	OFF
Proteccion de sobrecarga	10
Proteccion contra sub-carga	0.2
Proteccion contra rotor	2.0
Control de bus de campo	OFF

Fuente: Autor

5.4.2. Tanque soplador

5.4.2.1. Programacion del PLC

El PLC de la bombona sera programada en base a la secuencia de trabajos que se realicen para transportar la materia prima, los parametros del mismo seran testeados mediante pruebas en vacio y con carga que se realizaran en la bombona.

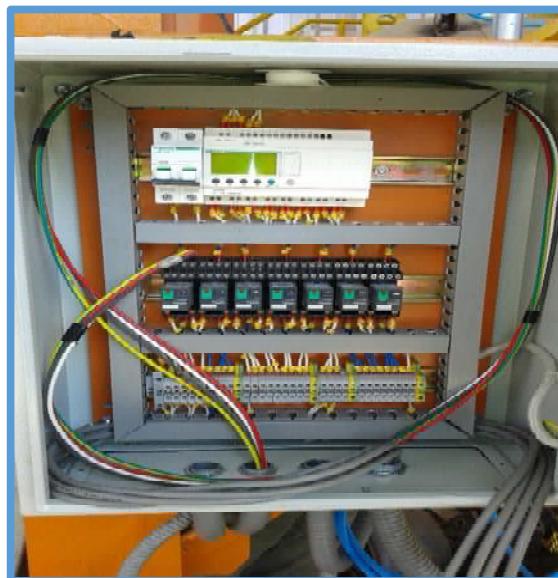


Fig. 5.90 Tablero del PLC



Fig. 5.91 Tablero de la unidad de mantenimiento

Llenado

Una vez que el sistema de carga coloque el big-bag encima del mecanismo de alimentacion, el cual dura 4 min, se procede a presionar el pulsador de llenado; el cual abre la valvula de llenado automatico y la valvula de ventilacion automatica. Todo esto enciende el led de llenado y de esta forma ingresa el material a la bombona, esto dura 1 min.

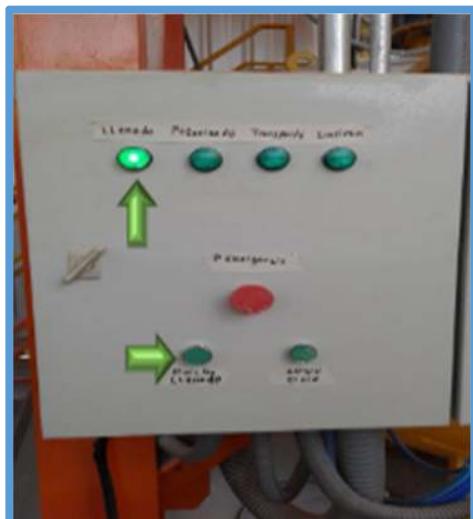


Fig. 5.92 Proceso de llenado



Fig. 5.93 Valvula de llenado automatico

Presurizacion

Luego que todo el material ingresa a la bombona, se procede a presionar el pulsador de inicio; el cual cierra la valvula de llenado automatico y la valvula de ventilacion automatica. Todo esto enciende el led de presurizacion y de esta forma se inicia la presurizacion de la bombona, esto dura 2 min.



Fig. 5.94 Proceso de presurizacion



Fig. 5.95 Valvula de ventilacion automatica

Transporte

Finalizado el tiempo de presurización, se abre automáticamente la válvula de boquilla y la válvula de descarga y automáticamente se enciende el led de transporte; y es allí donde se inicia el transporte de la materia prima desde la bombona hacia los silos, esto dura 10 min.



Fig. 5.96 Proceso de presurización



Fig. 5.97 Valvula de descarga manual

Limpieza

Finalizado el tiempo de transporte, se cierra la valvula de descarga manual y automaticamente se abre y se cierra la valvula de boquilla de forma intermitente; asi mismo se enciende el led de limpieza de forma intermitente. De esta forma se envia pulsos de aire de forma intermitente a traves de la tuberia, esto dura 1 min.



Fig. 5.98 Proceso de limpieza



Fig. 5.99 Valvula de boquilla

CONCLUSIONES

Una vez terminado el desarrollo del proyecto a partir del diseño propuesto podemos concluir lo siguiente:

- El proyecto desarrollado es una solución al problema de transporte y almacenamiento de materia prima que existe en la planta para poder dar inicio al proceso productivo de pegamentos y aditivos.
- Se ha conseguido cumplir con el objetivo principal del proyecto, al diseñar, construir y automatizar un sistema de transporte y almacenamiento de materia prima para la planta de pegamentos con una capacidad de 3250 kg/lote.
- Se realizó el diseño, montaje y puesta en marcha de los silos mecánicos para el sistema de almacenamiento de la planta, según las características del material y la capacidad. Para ello se utilizó la metodología de diseño del eurocodigo.
- Se realizó el diseño, montaje y puesta en marcha del elevador de cangilones para el sistema de transporte de la planta, según las características del material y la capacidad. Para ello se utilizó la metodología de diseño cema.
- Se realizó el diseño, montaje y puesta en marcha de la línea neumática para el sistema de transporte de la planta, según las características del material y la capacidad. Para ello se utilizó la metodología de david mills y taylor hicks, y al realizar una comparación entre ambas metodologías.
- Se han seleccionado los equipos adecuados para el sistema según: las propiedades del material a transportar y almacenar, capacidad de transporte, capacidad de almacenamiento, costos y eficiencia de cada equipo. Además se ubicaron adecuadamente los equipos en la planta, respetando las limitaciones de espacio dados por la situación actual de la planta de producción.
- En la ejecución del sistema de transporte y almacenamiento de materia prima para la planta de pegamentos con una capacidad de 3250 kg/lote, se invirtió aproximadamente \$103742.5 incluido I.G.V.

BIBLIOGRAFIA

- EUROCODIGO
1991 "Action on Structures". European Committee for Standardization: Silos and Tanks.
- Ravenet, J.
1977 Teoria, Investigacion y Construccion de Silos.
- Shigley, J.
1996 Diseño en Ingenieria Mecanica.
- Norton, R.
1999 Diseño de Maquinas.
- Gusmeroli, D.
2009 Maquinas de Elevacion y Transporte.
- LINK-BELT COMPANY
1965 Link-Belt products and components for materials handling and power transmission: catalog 1050.
- GOOD YEAR COMPANY
2005 Tablas de Elevadores de Cangilones. Catalogo de Selección empresa GOOD YEAR.
- McCORMAC H., Jack
2002 "Especificaciones, cargas y metodos de diseño". Diseño de estructuras de acero metodo lrfd.
- EPA
2006 "Particulate Matter Controls, Baghouses and Filters". Air Pollution Control Cost Manual.
- Marks
2000 Manual del Ingeniero Mecanico.
- Mills, David
2000 "Pneumatic Conveying Design".
- Hicks, Tyler
1998 "Practical Pneumatic Conveyor Design".

- Stoess H., A
2000 Pneumatic Conveying.
- Don McGlinchey
1998 Bulk Solids Handling.
- Oviedo Cornejo, Javier
2013 Diseño de equipos de transporte de materiales.