Universidad de La Salle
Ciencia Unisalle

Ingeniería Eléctrica | Facultad de Ingeniería

1-1-1999

Criterio para la selección del equipo eléctrico de un ingenio azucarero

José Alberto Correa Rodríguez
Universidad de La Salle, Bogotá

Follow this and additional works at: https://ciencia.lasalle.edu.co/ing_electrica

Citación recomendada

Correa Rodríguez, J. A. (1999). Criterio para la selección del equipo eléctrico de un ingenio azucarero. Retrieved from https://ciencia.lasalle.edu.co/ing_electrica/307

This Trabajo de grado - Pregrado is brought to you for free and open access by the Facultad de Ingeniería at Ciencia Unisalle. It has been accepted for inclusion in Ingeniería Eléctrica by an authorized administrator of Ciencia Unisalle. For more information, please contact ciencia@lasalle.edu.co.

UNIVERSIDAD DE LA SALLE
FACULTAD DE INGENIERÍA ELÉCTRICA

CRITERIO PARA LA SELECCIÓN DEL EQUIPO ELÉCTRICO DE UN INGENIO AZUCARERO

POR:
JOSÉ ALBERTO CORREA RODRÍGUEZ

SANTAFE DE BOGOTÁ, JULIO DE 1999

UNIVERSIDAD DE LA SALLE
FACULTAD DE INGENIERIA ELECTRICA
PROYECTO DE GRADO

CRITERIO PARA LA SELECCIÓN DEL EQUIPO ELÉCTRICO DE UN INGENIO AZUCARERO

JOSÉ ALBERTO CORREA RODRÍGUEZ

JESÚS ABEL LUNA CHAPARRO
Director

RAFAEL MORENO VELA
JURADO

JAIRO HERNANDO PUENTES
JURADO

SANTAFE DE BOGOTA, JULIO DE 1999

DEDICATORIA.....

A todos...

En especial a mis Padres (q.e.p.d.)

A mis hermanos

A mi esposa Olga Lucia.

JOSÉ ALBERTO

INDICE GENERAL

Pág.

INTRODUCCION 9

1 CONOCIMIENTO DETALLADO DE EL PROCESO DE LA OBTENCIÓN DEL AZUCAR 11

1.1 TRANSPORTE DE LA CAÑA Y SU RECEPCIÓN EN LA FABRICA 11

1.2 DESCARGA DE LA CAÑA 12

1.3 EL CONDUCTOR DE CAÑA 12

1.4 CORTACAÑAS 14

1.5 DESMENUZADORA 14

1.6 MOLINOS DE CAÑA 15

1.7 COLADORES Y ELEVADORES DE BAGACILLO 15

1.8 CONDUCTORES DE BAGAZO 18

1.9 TRATAMIENTO DE EL GUARAPO Y DEPARTAMENTO DE CLARIFICACIÓN 18

1.10 FILTROS 21

1.11 EVAPORADOR 22

1.12 TACHOS 25

1.13 CRISTALIZADORES 25

1.14 CENTRÍFUGAS 26

2 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS MÁQUINAS DE DESCARGA 30

2.1 TIPOS DE GRÚAS 30

2.1.1 La Grúa Cañera 30

2.1.1.1 Grúas de cables. (Vientos). 31

2.1.1.2 Grúas auto-estables. 31

2.1.2 Grúa de Puente 31

2.1.3 Plataforma basculante 32

2.2 CARACTERISTICAS DE LOS MOTORES DE LAS MÁQUINAS DE DESCARGA 33
2.2.1 Motores de Corriente Continua 33
2.2.1.1 Motor serie. 33
2.2.1.2 Motor Shunt o Paralelo. 34
2.2.1.3 Motor compound. 34
2.2.2 Motores Trifásicos. 36
2.2.2.1 Motor Asincrono. 36
2.2.2.2 Motor de jaula. 37
2.2.2.3 Motores de Colector. 39
2.2.2.3.1 El Motor Trifásico de Colector 39
2.2.2.3.2 El Motor Bifásico de Colector 39

2.3 SELECCIÓN DEL TIPO DE MOTOR 40

2.4 CALCULO DE LA POTENCIA DE LOS MOTORES 40
2.4.1 Elección del Motor, Basada en la potencia térmicamente equivalente. 44
2.4.2 Elección del Motor Basado en Coeficientes 45
2.4.2.1 El Factor de Marcha. 45
2.4.2.2 Carga Relativa. 46
2.4.2.3 Trabajo de Aceleración. 47
2.4.3 Potencia de Aceleración Necesaria 48

2.5 CALENTAMIENTO DEL MOTOR 49

2.6 CAMPO DE APLICACION DE LOS MOTORES DE JAULA 51

2.7 CALCULOS NÚMERICOS 52

3 EQUIPO ELÉCTRICO DE LOS TRANSPORTADORES 62

3.1 NECESIDAD Y UBICACIÓN DE LOS TRANSPORTADORES 62

3.2 ESTUDIO DE LOS DIFERENTES TIPOS DE TRANSPORTADORES 63
3.2.1 Mesa de Alimentación. 63
3.2.2 Conductor de Caña 64
3.2.3 Conductores intermedios 65
3.2.3.1 Cadenas de Arrastre. 66
3.2.3.2 Conductores de tablillas. 66
3.2.3.3 Conductores Intermedios Fijos. 67
3.2.4 Conductor de Bagacillo 67
3.2.5 Conductor de Bagazo. 67
3.2.6 Conductor de Gusano. 68
3.2.7 Transportador de Cangilones. 70
3.2.8 Transportadores de Cinta. 70

3.3 DETERMINACION DE LA POTENCIA PARA LOS TRANSPORTADORES 70
3.3.1 La Potencia Media Absorbida por los conductores de bagazo, bagacillo, Intermedios y conductores de caña. 70
3.3.1.1 La potencia media para vencer la fricción. 70
3.3.1.2 La Potencia P_o necesaria para levantar la caña 72
3.3.1.3 Cálculos Numéricos. 73
3.3.2 Potencia Absorbida por el Conductor de Gusano y capacidad de descarga. 75
3.3.3 Potencia Absorbida por el conductor de cangilones. 76

3.3.4 Potencia Absorbida por el Transportador de Cinta 78

3.4 SELECCIÓN Y APLICACIÓN DEL MOTOR 80

4 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS PICADORAS Y DESMENUZADORAS 82

4.1 PICADORAS 82
4.1.1 Potencia. 84

4.2 DESMENUZADORA 87
4.2.1 Potencia. 89
4.2.2 Cálculo numérico 91

5 EQUIPO ELÉCTRICO DE LOS MOLINOS 94

5.1 ESTUDIO 94
5.1.1 DETERMNACIÓN DE LA POTENCIA 97
5.1.1.1 Potencia consumida por la compresión del bagazo 98
5.1.1.2 Potencia consumida por la fricción entre los muñones y los cojinetes. 101
5.1.1.3 Potencia Consumida por la Fricción entre el Bagazo y la Cuchilla. 102
5.1.1.4 Potencia Consumida por la Fricción de los Raspadores y la punta de la cuchilla. 102
5.1.1.5 Potencia consumida por un movimiento de los conductores intermedios. 103
5.1.1.6 Potencia Consumida por los Engranajes. 104
5.1.2 CALCULOS NÚMERICOS 107

5.2 MANDO ELÉCTRICO 108

6 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS CENTRÍFUGAS Y BOMBAS 109

6.1 CENTRÍFUGAS 109
6.1.1 Potencia. 112

6.2 CALCULOS NUMÈRICOS 115
6.2.1 Periodo de aceleración: 115
6.2.2 Periodo de operación 116

6.3 ESTUDIO DEL MANDO ELÉCTRICO 118

6.4 BOMBAS 120
6.4.1 Bombas Centrífugas 120
6.4.1.1 CALCULO NUMÈRICO. 121
6.4.2 Bombas Rotativas. 121
6.4.3 Bombas de Vacío. 121

7 SUMINISTRO DE ENERGIA 123

7.1 SUBESTACION No. 1 123
7.1.1 Arranque, Protección y Control de las Picadoras. 123
7.1.2 Arranque, Protección y Control de los Transportadores. 125
7.1.3 Arranque, Protección y Control del motor de elevación (grúa). 126
7.1.4 Cálculo de iluminación 127

7.1.4.1 Tipo de luminaria. 127
7.1.5 Diseño de la subestación 129

7.2 SUBESTACION No. 2 132
7.2.1 Arranque, Protección, y control de los molinos. 132
7.2.2 Diseño de la Subestación 134

7.3 SUBESTACION No. 3 135
7.3.1 Arranque, Protección y Control de las Desmenuzadora 135
7.3.2 Arranque, Protección y Control de las Bombas 136
7.3.3 Diseño de la subestación 139
7.3.4 Cálculo de la iluminación 141

7.4 SUBESTACION No. 4 141
7.4.1 Arranque, Protección y Control para las Centrífugas. 142
7.4.2 El motor es de bobinado único y dos velocidades. 142
7.4.3 Diseño de la Subestación 144
7.4.4 Cálculo de la iluminación 146

7.5 COORDINACIÓN DE LOS SISTEMAS DE CONTROL 146

7.6 PLANTA DE ENERGIA 147
7.6.1 Selección de los Generadores 148

7.7 ESTUDIO DE CORTOCIRCUITO. 149
7.7.1 Selección del Interruptor de Potencia 149

CONCLUSIONES 151

RECOMENDACIONES 153

CONVENCIONES 156

INDICE DE SIMBOLOS 157

INDICE DE TABLAS 159

PLANOS 161

BIBLIOGRAFIA 162

INTRODUCCIÓN

El presente proyecto esta encaminado al conocimiento de los elementos requeridos y del control del equipo en el proceso de la obtención del azúcar a partir de la caña de azúcar.

Como metodología investigativa, se presentaron dos etapas:

La primera etapa tuvo encuenta la recopilación de material informativo y la segunda etapa de esta metodología se fundamentó en el trabajo de campo que tomó como base un ingenio azucarero del valle.

Este proyecto presenta inicialmente la descripción del modelo, para un ingenio azucarero típico entrando a definir posteriormente los parámetros eléctricos que intervienen en cada etapa.

En el capítulo 1 se hace un recuento detallado de cómo es el proceso de obtención del azúcar a partir de la materia prima LA CAÑA.

En los capítulos 2, 3, 4, 5 y 6, se presenta para cada etapa del proceso, un estudio detallado de las características mecánicas y eléctricas que deben cumplir los equipos eléctricos que se utilicen, para posteriormente pasar a calcularlos y seleccionarlos según criterios que se han derivado del estudio.

El capítulo 7 nos presenta el estudio de la generación, suministro de energía, y descripción del sistema de control de las etapas dependientes.

Una de las características más notables de la industria azucarera, es la de ser una industria muy viva y susceptible a evolucionar y transformarse rápidamente.

Sin olvidar que lo primordial es conocer las diferentes etapas del proceso de la obtención del azúcar a partir de la caña de azúcar, teniendo encuenta, que para cada etapa se deben seleccionar los equipos adecuados con el fin de concatenar correctamente los procesos entre sí y permitir automatizar las etapas que lo requieran.

En la parte final, como aporte personal adicional a los hallados durante el desarrollo del proyecto, menciono recomendaciones con respecto a la disposición que se debe observar en el montaje de las maquinarias, a efecto de reducir costos, agilizar el proceso y permitir ampliaciones posteriores.

El propósito se cumple dentro de cada uno de los capítulos del proyecto, reforzándolos con las conclusiones y recomendaciones obtenidas.

Tenemos adicionalmente un proyecto que le permita al empresario la información necesaria para el diseño y montaje de un ingenio azucarero, a la vez que posibilita que se originen más proyectos encaminados al conocimiento de los elementos requeridos y del control de equipos en procesos industriales.

1 CONOCIMIENTO DETALLADO DE EL PROCESO DE LA OBTENCIÓN DEL AZUCAR

1.1 TRANSPORTE DE LA CAÑA Y SU RECEPCIÓN EN LA FABRICA

La caña debe molerse fresca, por lo que se debe transportar a la fábrica cuanto antes después de cortada, para evitar su deterioro; en este sentido las fábricas de menor potencia, dada la proximidad de sus campos, se encuentran en mejores condiciones que las grandes centrales, que generalmente tiene cortada gran cantidad de caña anticipadamente, para poder aprovisionar sus numerosos molinos con cierta regularidad.

La caña cortada y expuesta al sol en el campo se deseca y pierde peso (de 2 a 3 por 100 después de dos días, y de 5 a 6 por 100 a los 5 días) y riqueza sacarina, por inversión producida por una enzima presente siempre en la caña; la caña húmeda se deteriora con mayor rapidez que la caña seca.

Las cañas se transportan de los campos a la fábrica utilizando diversos medios de tracción, que dependen de la distancia, lo accidentado del terreno e importancia de la central; fábricas de pequeña potencia aprovisionan su molienda mediante carretas de tracción animal y camiones; otras instalaciones emplean el ferrocarril de diversos tipos, con vagones-jaulas especiales; otras acarrean la caña a las fábricas mediante canales.

Las cañas se cargan sobre los vehículos de transporte y al llegar a la fábrica se pesa en las básculas de recepción.

1.2 DESCARGA DE LA CAÑA

La descarga de los vehículos se realiza mediante aparatos mecánicos muy diversos. Los aparatos de descarga tienen que acomodarse naturalmente, a los sistemas de transporte; la caña se recibe en vagones o camiones que la llevan en paquetes sellados con cadenas pesadas por debajo de la carga, y que están provistos de un dispositivo para soltarlos o descargarlos.

Los aparatos mecánicos de más en uso son la Grúa de Cañas o Derrick, el Puente Rodante, la Plataforma Basculante y el rastrillo.

1.3 EL CONDUCTOR DE CAÑA

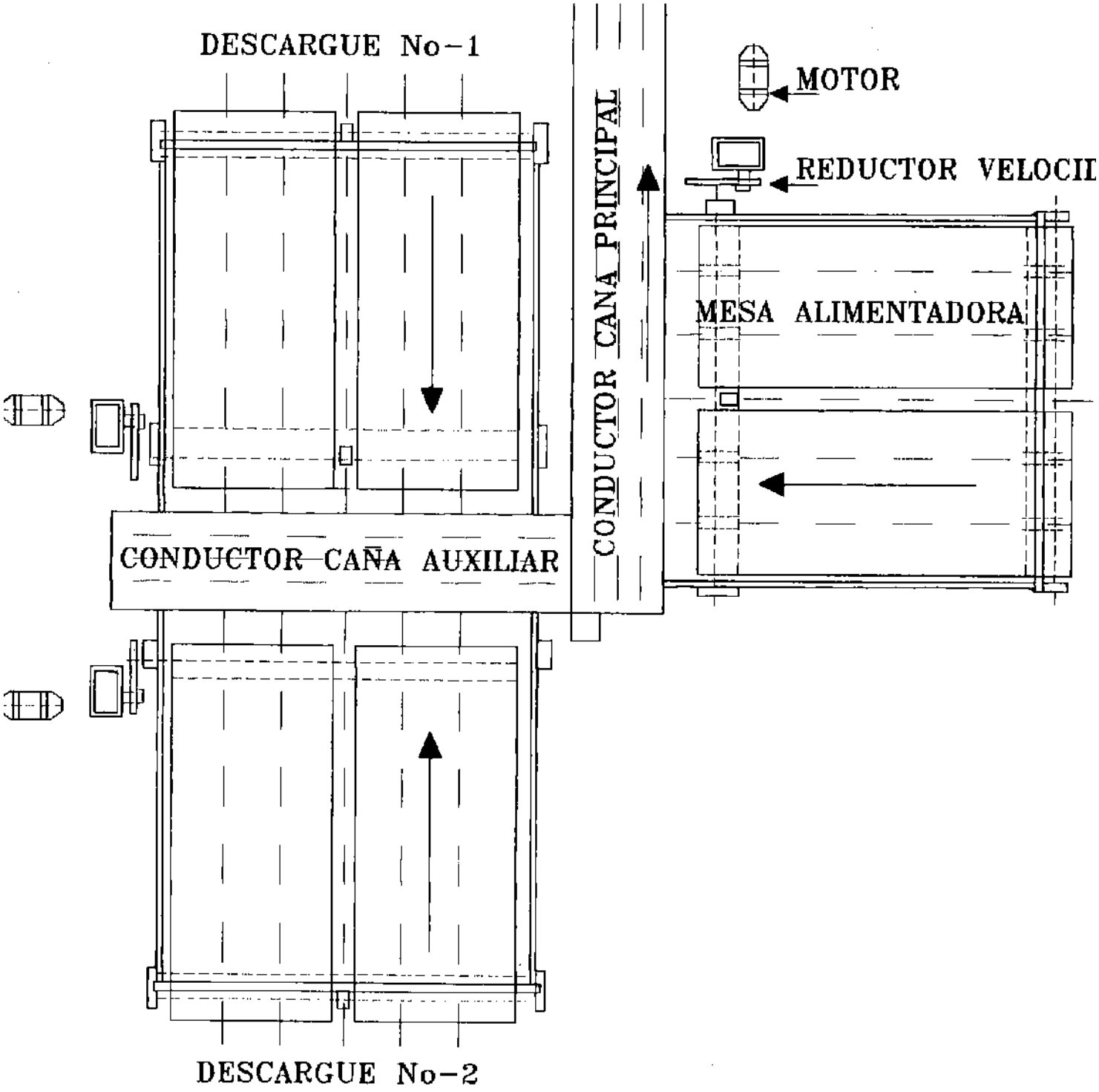
Es un transportador rodante, de tablillas, en el cual se descarga la caña y que la conduce a los molinos. Esta constituido por un armazón metálico, en el que se pueden distinguir una parte horizontal, colocada generalmente a nivel más alto que la plaza de cañas, una parte inclinada y la cabeza, colocada a la llegada, encima del desmenuzador.

El esquema mostrado (fig. 1-1) es el comúnmente utilizado en algunos ingenios. El descargue No. 1 se hace por medio de una grúa volteadora de carro, aquí se descargan las góndolas. El descargue se hace directamente sobre los transportadores o mesas de alimentación. El descargue No.2 es el destinado a camiones (mulas), se hace por medio de una grúa volcadora de carro.

La forma de descargue de estas dos grúas es el siguiente: el carro o la góndola viene provista de unas cadenas, la grúa engancha estas cadenas y las levanta dando la sensación de voltear el carro, de aquí su denominación.

EL CONDUCTOR DE CAÑA

FIGURA No 1-1



El descargue No.3 es para góndolas: hay una pequeña volteadora de carro que la descarga al suelo siendo llevada la caña hasta la mesa de alimentación mediante otra grúa en forma de tenaza. A este descargue se trae por medio de un tractor, toda la caña que cae al suelo en los otros descargues.

Las mesas de alimentación son plataformas metálicas compuestas por bandas transportadoras también metálicas. Estas mesas cuentan con niveladores, que tienen por objeto regularizar la caña del conductor, nivelándola: estos aparatos consisten en un eje que va montado en sentido inverso al de la mesa de alimentación. Estos niveladores avientan o "patean" hacia atrás la caña que se amontona en los conductores.

1.4 CORTACAÑAS

En la molienda de la caña, pueden distinguirse dos fases: una que tiene por objeto la preparación conveniente de la caña, rompiendo y desgarrando sus tallos y otra la molienda propiamente dicha.

La preparación puede efectuarse de diversos modos:

a) Por cuchillas cortacañas
b) Por desmenuzadores (Shredders) y
c) Por combinaciones diversas de los aparatos citados.

Los cortacañas, cortan la caña en pequeños trozos, ejerciendo principalmente una acción niveladora y ordenadora de la masa de caña de cargada al conductor, que cae siempre revuelta y entremezclada que es preciso encuadrar para regularizar su entrada a la desmenuzadora. La instalación consta de dos cortacañas.

1.5 DESMENUZADORA

Es un aparato cuyo objeto, como su nombre lo indica, es el desmenuzar la primera materia y prepararla para perfeccionar el trabajo de los molinos, facilitando la maceración y la imbición.

1.6 MOLINOS DE CAÑA

La planta de molinos, llamada también trapiche, es vital en un ingenio azucarero, pues en este lugar es donde se lleva a cabo la extracción del jugo.
Su finalidad principal es la de conseguir la mejor separación posible de los dos elementos de la caña, fibra y jugo. Se utilizan cinco molinos en serie o tandem, los cuales dan la posibilidad de utilizar la doble saturación. Diagrama (fig. 1-2)

La doble saturación consiste en aplicar al cuarto molino agua caliente; entonces, el jugo extraído del molino quinto es bombeado al tercero, extraído del cuarto es bombeado al segundo, el extraído del tercero es enviado al primero. El jugo que se extrae del primero y segundo molino es el utilizado en la extracción del azúcar.

1.7 COLADORES Y ELEVADORES DE BAGACILLO

Los jugos de los distintos molinos, con el bagacillo que les acompaña, se recogen en un canal de fundición situado debajo de la instalación, a la que se le da una pendiente del 1%; Conviene separar el jugo lo más pronto posible del bagacillo que arrastra, para no encontrar dificultades en el trabajo de las bombas y eliminar también, en lo posible, la mayor cantidad de fibra, para evitar la acción disolvente de la cal en el trabajo posterior.

Con este objeto, el jugo se conduce desde la canal anterior a un colador, compuesta de unas chapas de latón o cobre perforadas a un bastidor en los rebordes de la canal situados debajo de las mismas, y en ellas se recoge el jugo que después será tratado.

MOLINOS DE CAÑA

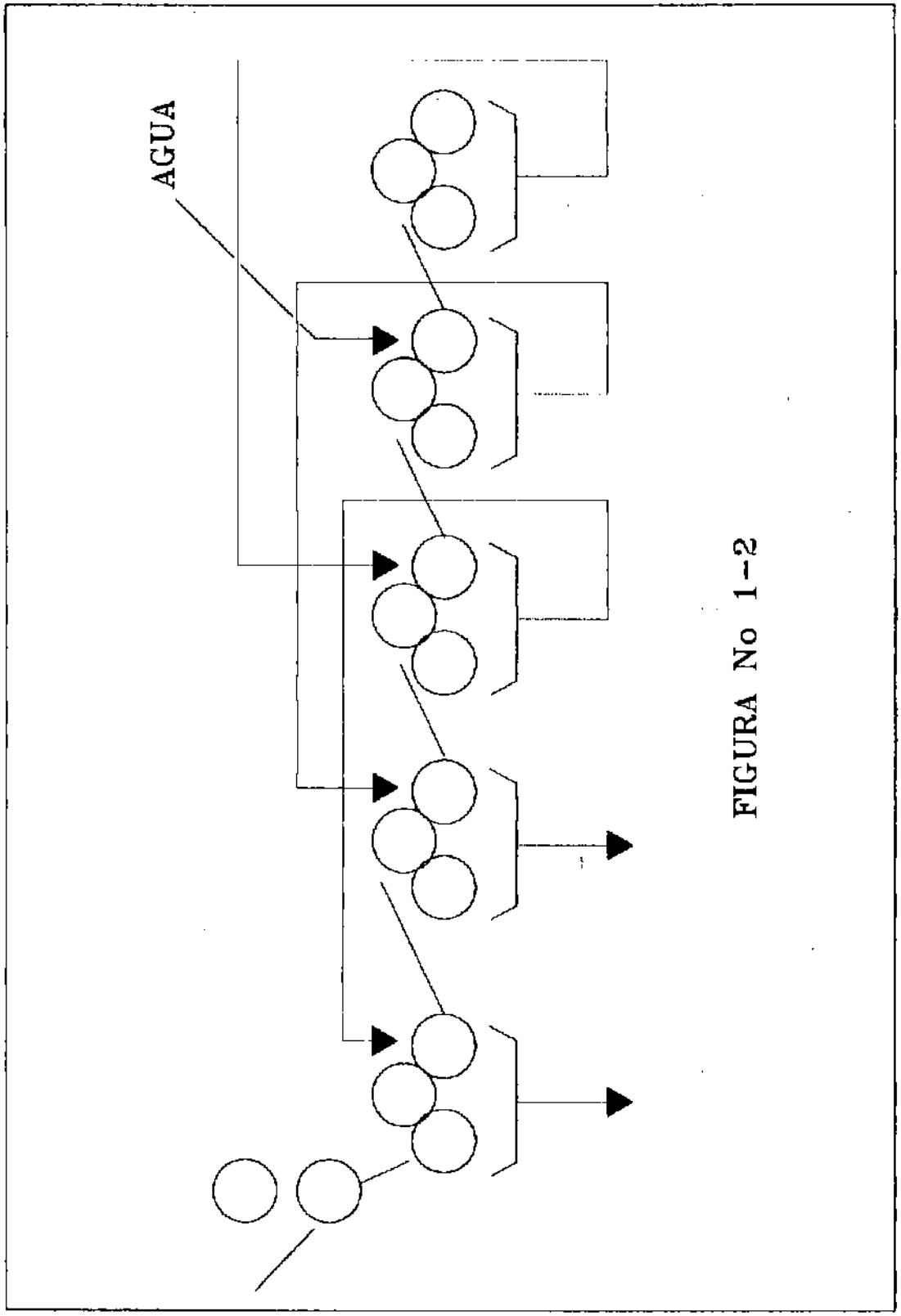


FIGURA No 1-2

ESPIRAL SOBRE EL MOLINO

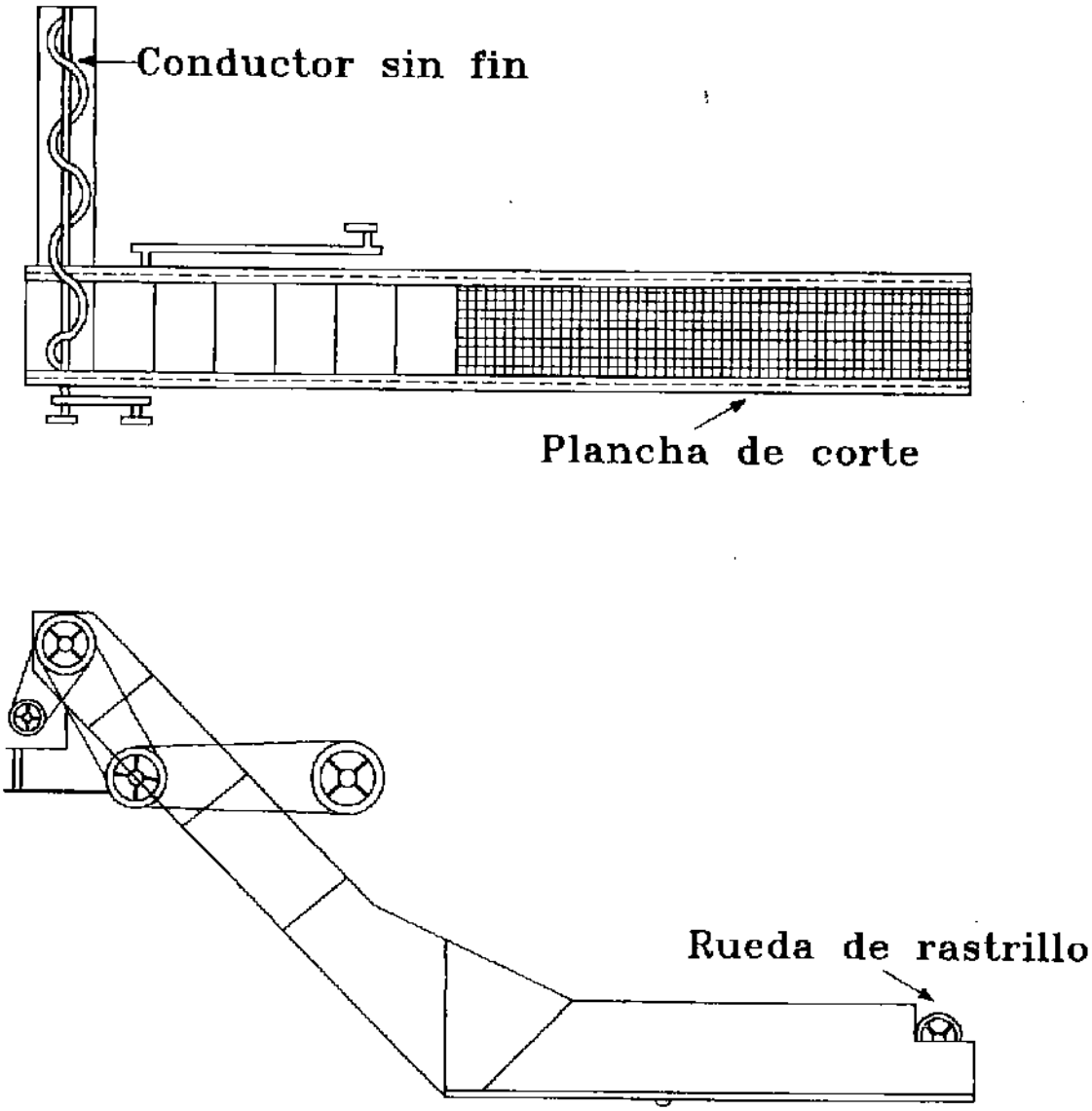


FIGURA No 1-3

La superficie de estas chapas se conserva limpia mediante las tablillas de elevador de bagacillo, situado en la parte superior las cuales están colocadas de tal forma que sus bordes o aristas rocen suavemente en su movimiento las referidas superficies.

El elevador de bagacillo es de tablillas movidas por cadenas, que arrastran el bagacillo, lo elevan y lo vierten por medio de un espiral sobre el primer molino o en este caso sobre la desmenuzadora ver diagrama (fig. 1-3).

1.8 CONDUCTORES DE BAGAZO

El bagazo que sale del último molino o bagazo final, es arrastrado por un transportador de tablillas de madera y elevada a la altura de los hogares de las calderas; este bagazo es descargado sobre una tolda, donde se distribuye por medio del mismo tipo de transportador a las calderas y el depósito de bagazo, para luego introducirlo a las instalaciones de propal.

Las calderas 1, 2, 3, y 4, están unas a continuación de otras; debido a esto, el sistema de transporte y el de recibo de las calderas esta diseñado de tal forma que el bagazo no caiga solamente a la primera caldera. Diagrama (Fig. No 1.4)

1.9 TRATAMIENTO DE EL GUARAPO Y DEPARTAMENTO DE CLARIFICACION

El jugo que se obtiene de los molinos es bombeado a la báscula del jugo, aquí el jugo se pesa para determinar la efectividad de la fábrica, este sistema es completamente automático.

Luego el jugo es conducido a los tanques de alcalización donde se le agrega una lechada de cal, para clarificarlos en aparatos apropiados como los descritos a continuación.

CONDUCTOR DE BAGAZO

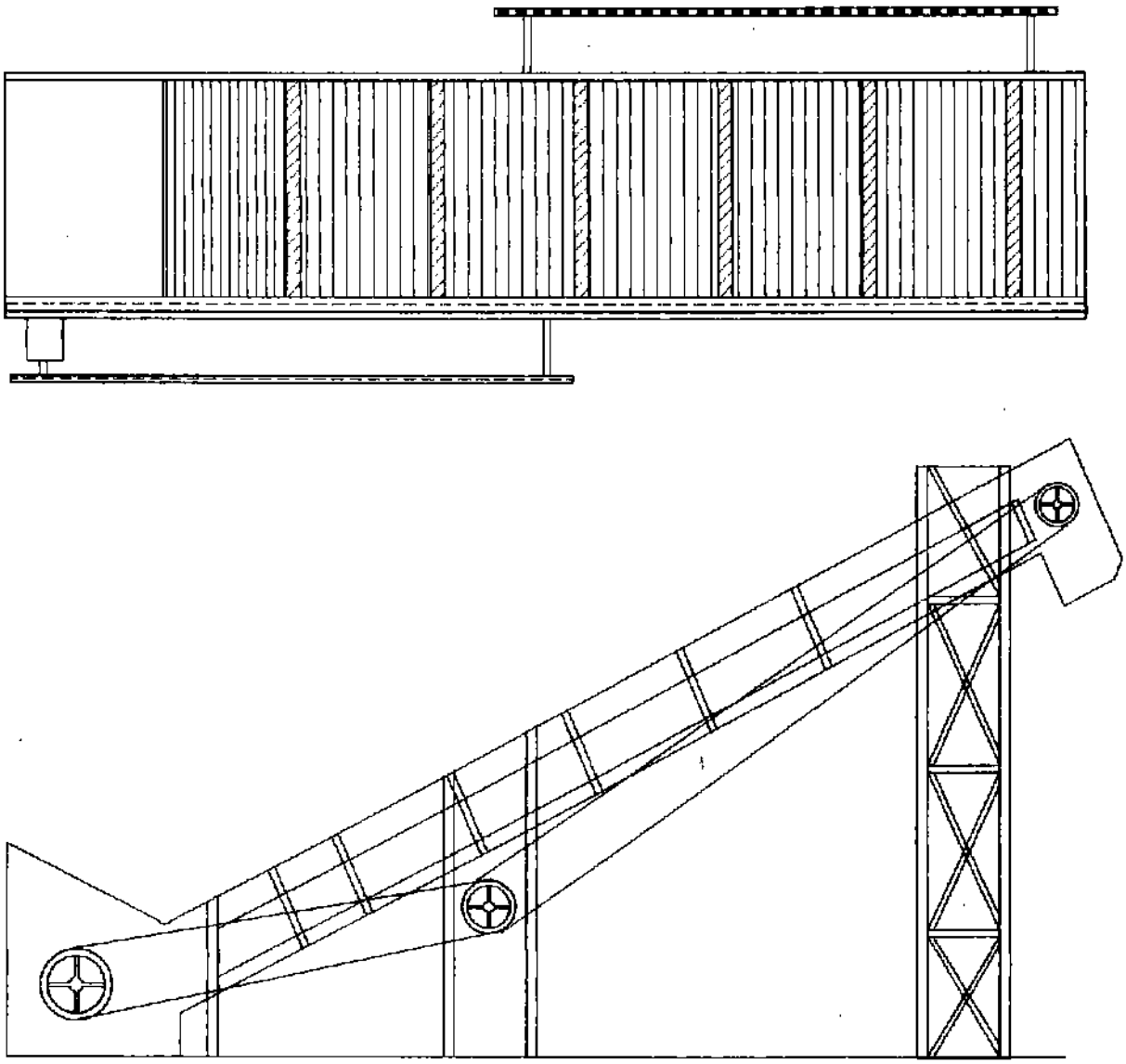


FIGURA No 1-4

De aquí es llevado a los calentadores que en la empresa son tres: El primero calienta hasta 76 °C, el segundo hasta 96 °C y el tercero hasta 100 °C. Después es llevado al departamento de clarificación, en el cual cuentan con dos sistemas: el de las decantadoras y el clarificador "DORR".

El sistema decantación es el sistema más antiguo, consiste en tanques rectangulares con válvulas para la corrida del guarapo claro y una válvula para la salida de materias sólidas llamadas cachazas.

En los tanques; el guarapo claro por ser más denso, se va al fondo del tanque, mientras la cachaza sale a la superficie, la sacada de la cachaza es totalmente manual, el operador con una tabla retira la cachaza de la superficie y luego es bombeada a los filtros.

El otro sistema es el clarificador "DORR", este es el más usado en los ingenios modernos, tiene ventajas sobre el anterior, reduce considerablemente la mano de obra y materiales, por consiguiente, el costo de producción y se obtiene azúcar de más alta calidad.

El clarificador "DORR" consiste en un tanque cilíndrico de chapa gruesa de acero, con el fondo y la tapa en forma de cono poco profundo. Su interior esta dividido en varios compartimentos de poca profundidad con bandejas cónicas; estas bandejas separan los compartimentos completamente uno del otro a excepción de una abertura central en todas las bandejas, que forma el canal de salida de la cachaza.

El funcionamiento del clarificador "DORR" es el siguiente: el jugo alcalizado en la revolvedora de lechada de cal y calentado en el calentador, entra a la cámara de espesamiento; la espuma sube a la superficie y es extraída; los sólidos pesados descienden través de él tubo central hasta el fondo del aparato, el bagacillo más ligero tiende a correr con el guarapo hacia la periferia, pero el movimiento es tan lento que este bagacillo se asienta sobres las bandejas. Los brazos que giran con sus paletas de metal arrastran la cachaza asentada sobre las bandejas hacia el tubo central donde descienden para hacer parte

de la camada de cachaza depositada en el fondo. Por medio de una bomba se extrae la cachaza tan pronto como esta es depositada.

1.10 FILTROS

La cachaza que sale de los clarificadores "DORR" y de los decantadores lleva todavía un porcentaje de guarapo que en todo caso es susceptible de transformarse parcialmente en azúcar, para lo cual se somete a un proceso de filtración.

El proceso de filtración utilizado en la mayoria de los ingenios es el de filtros rotativos (el filtro Oliver).

El filtro Oliver consta de un tambor móvil alrededor de un eje horizontal parcialmente sumergido en el jugo que se filtra, cuya periferia que constituye la superficie filtrante, esta dividida en 24 secciones de 15° cada una, que se extiende a lo largo del tambor; cada sección se comunica independientemente con una tubería de vacío mediante un pequeño tubo contiguo a un distribuidor, colocado en un extremo del eje, que comprende tres sectores, de los cuales uno comunica con la atmósfera, sin tener comunicación con el vacío; otro comunica en un espacio con un vacío de 10 a 25 cm. de mercurio. Y el tercero comunica con un espacio en el que el vacío asciende de 20 a 25 cm de mercurio. La pared exterior está constituida por una chapa de cobre o latón de 100 perforaciones de 0.5 mm de diámetro por cm^2.

Al girar el tambor, la sección que empieza a introducirse en el líquido se pone en comunicación con el vacío reducido, produciendo una aspiración de la cachaza líquida a través de las perforaciones, que se guarnecen pronto de bagazo y de materias en suspensión; la sección pasa al sector de mayor vacío, necesaria por la resistencia de la torta de espesor creciente. La torta de cachaza se desprende de la superficie filtrante por medio de una raspadora, constituida por una correa de caucho instalada en un bastidor de acero, apoyada ligeramente sobre una chapa perforada, en el momento en que la sección la alcanza,

el distribuidor rompe el vacío, que adhería la torta a la chapa, y al contacto con la raspadora se desprende de una pieza, y cae a una tolda, de donde se transporta fuera de la fábrica para su aprovechamiento como abono. El guarapo que resulta después de haber sido filtrada la cachaza, es bombeado al depósito de alcalización.

1.11 EVAPORADOR

Su función es la de evaporar el agua contenida en el guarapo y dejar aislada la sacarosa, los evaporadores utilizados son evaporadores de tubos horizontales de calefacción. Estos son de forma cilíndrica y se componen de dos partes:

La primera parte es el cilindro de fundición o chapa de acero, que constituye el cuerpo superior del aparato denominada corrientemente calandria, situada sobre el haz tubular que constituye la parte inferior, la calandria termina en la parte superior en una cúpula en forma de casquete esférico.

Se construyen las calandrias de altura suficiente para disminuir los peligros de arrastre de gotas proyectadas por la ebullición del líquido; con el mismo objeto, se provee en su parte superior de depósitos rompe espumas, que separan las gotas arrastradas con el vapor de él jugo.

La segunda parte es la parte inferior, rodeada también de una envoltura cilíndrica, la constituye también el cuerpo tubular, de fundición o chapa, que contienen los tubos de latón o acero, de circulación del vapor. El haz tubular está formado por un conjunto de tubos horizontales fijados a las perforaciones de dos mallas, situadas en la parte inferior y superior; en el centro del haz hay dispuesto un ancho tubo en el que el jugo circula, su objeto es devolver el jugo al fondo del evaporador.

La descarga del guarapo concentrada en el fondo se hace por medio de una bomba centrífuga.

El sistema de evaporación del ingenio consiste de un pre-evaporador y una evaporación de cinco efectos. El pre-evaporador es un depósito de evaporación de construcción semejante a las anteriores salvo la altura de la calandria, que es algo mayor, se calienta con vapor directo.

El proceso que sigue es el siguiente: el jugo que se toma de él clarificador "DORR" se suministra al pre-evaporador y se le suministra al primer cuerpo de evaporación y este se calienta y se le evapora el agua con el vapor del jugo del guarapo del pre-evaporador, el segundo con vapor de él primero, el tercero con el vapor del segundo, y así sucesivamente; el último cuerpo esta en contacto con el condensador.

El jugo hierve cada vez a una temperatura menor, como consecuencia del mayor grado de vacío a que se encuentra el paso de una caja a la siguiente.

El sirope que se ha concentrado es extraído y llevado a unos tanques donde se hace la clasificación correspondiente, el sirope mejor es el del quinto cuerpo; el vapor de guarapo del último cuerpo es conducido a un condensador. Este aparato es auxiliar de los evaporadores y consiste sencillamente en un tanque cilíndrico en cuyo interior hay un serpentín, generalmente de forma recta, dentro del cual circula agua fría.

Los vapores que cubren enteramente el serpentín dentro del aparato debido a la acción del frío, se condensan, es decir, se convierten en líquido con un gran porcentaje de sacarosa, para luego llevarlo a los tanques Ver diagrama (Fig. No. 1.5).

EVAPORADORES

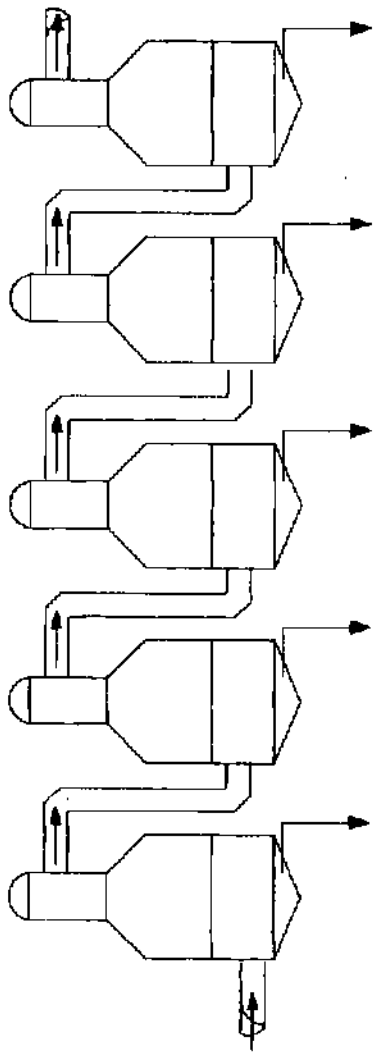


FIGURA No 1-5

1.12 TACHOS

El equipo de cristalizadores comprende los tachos y los cristalizadores.

Los tachos son grandes tanques cilíndricos que tienen por objeto concentrar la meladura hasta la obtención del grano de azúcar, estos ocupan la parte más alta de él ingenio con el objeto de verificar la descarga por gravedad a los cristalizadores. Los tachos utilizados son de tipo calandria, con tubos de 4" de diámetro, con un tubo central de 30" a 40" de diámetro para facilitar la rapidez de la descarga de la masa cocida. Trabajan al vacío, que se obtiene con una bomba de vacío. Por los tubos de la calandria circula vapores de calefacción.

Los tachos tiene un juego completo de miradores colocado al frente del tacho y consiste en agujeros abiertos en la pared del aparato, cubiertos con cristal pyrex, para observar el grano de azúcar. El ciclo normal comprende las operaciones siguientes: Preparación del tacho, llenado parcial del tacho con jarabe, concentración del jarabe a sobresaturación, formación del grano (cristal), desarrollo del grano (crecimiento de los cristales), dilusión de la masa antes de su descarga; descarga o vaciado del producto terminado en el cristalizador.

1.13 CRISTALIZADORES

La masa cocida, al salir del tacho, está sobre saturada; y abandonada en reposo, el azúcar de la miel madre continuará depositándose sobre los cristales, pero dada la elevada concentración de la masa y la viscosidad de la miel madre, se comprende que al cabo de cierto tiempo, en las condiciones indicadas, la cristalización se paralizaría, y que solo una agitación de la masa puede permitir la continuación de la cristalización.

El cristalizador hace una operación que consiste en agitar la descarga de los tachos durante el tiempo que precede a la centrifugación; durante ella la cristalización continua, como

consecuencia de la elevación del coeficiente de sobresaturación originada por el descenso de temperatura de la masa.

El cristalizador consiste en un recipiente sección en forma de U, o circular, dentro del recipiente hay un eje sobre el que se fijan los elementos de enfriamiento compuesto de discos huecos unidos entre sí, de modo que el agua recorre sucesivamente todos los elementos.

La masa cocida se introduce, de modo continuo, por un extremo avanza por gravedad de un compartimento al siguiente y sale por desbordamiento por el lado opuesto; el agua entra por este lado, circula en todos los discos y vuelve por el árbol (hueco) del cristalizador, junto al lugar de su entrada; la circulación es, pues, a contracorriente y ofrece la ventaja de que la masa cocida que llega caliente se pone en contacto con agua ya calentada, y que en un punto cualquiera, la temperatura del agua de enfriamiento desciende a medida que la masa disminuye.

1.14 CENTRÍFUGAS

Las Centrífugas están destinadas a la purga de la masa cocida para separar la miel de los granos de azúcar.

Las centrífugas están compuestas de un órgano motor, colocado en la parte superior, que acciona un eje vertical, dotado de una canasta perforada para el paso de la miel guarnecida de telas metálicas, que retienen los cristales de azúcar la canasta esta abierta por su parte superior, por donde se alimenta la masa cocida, y por la inferior, para dejar caer el azúcar cuando se para la turbina: cuando está se halla en funcionamiento, la abertura inferior se cierra por un sencillo cono de chapa.

Puesta la centrífuga en marcha, se carga con la cantidad de masa cocida deseada; la fuerza centrífuga hace subir la masa por la puesta de la canasta, y la tela retiene el azúcar, dejando pasar la miel madre, que se recoge en canales instalados a lo largo de las centrífugas. Como

este ingenio tiene la especialización de producir azúcar refinada, el azúcar que sale de la centrífuga es disuelta y luego llevada a unos tanques donde se le hace un tratamiento especial a la miel, de aquí es llevado a los clarificadores que cumplen la misma función de los estudiados anteriormente, luego el azúcar (disuelta) es pasado por cuatro filtros de carbón animal, se pasa por los filtros para hacerle un tratamiento más intensivo, después este jarabe filtrado se pasa a los tachos, el mezclador y las centrífugas; estos procesos son iguales a los anotados anteriormente, o sea no se utiliza equipo diferente, solo es una repetición del proceso.

El azúcar comercial que sale de las centrífugas y que debe empacarse para su venta o exportación, tiene generalmente una humedad entre 0.5 y el 2% Esta cantidad puede reducirse del 0.2 al 5% con el empleo de un secador. Entonces el azúcar se transporta al secador por un elevador que puede ser vertical o inclinado. Este consiste en una cadena o una correa que lleva cangilones y la que corre en una polea de retorno, en la parte inferior, movida por una polea similar en la parte superior.

La distancia entre los cangilones de la correa, es de 30 a 40 cm, la velocidad de la correa debe mantenerse entre 20 y 30 m/min.

La reducción de la humedad del azúcar permite que:

a) El azúcar se conserve mejor.
b) La polarización y titulación aumentan de inmediato y en relación directa a la humedad extraída.

Los más utilizados son los secadores horizontales giratorios que corresponden a un secador formado por un tambor secador seguido de un enfriador.

Unos datos comunes sobre secadores son: Temperatura máxima del aire caliente: 43°C; Velocidad máxima del aire: 3 m/s; Longitud máxima del secador: 9 m; Inclinación del eje del tambor: de 1 a 15% o de 1 a 20%.

Después de salir el azúcar del secador, es conducida a las máquinas de empaque, que entre ellas tenemos la que empaca en bolsas de a libra, la que empaca en bolsa de 5 libras y la que empaca en bultos de 50 kilos; estas máquinas son completamente automáticas.

Otro sistema comercial del azúcar es en cubos, entonces, para este fin, el azúcar no se seca, se pasa a la planta de cubos (máquina completamente automática destinada a hacer los cubos y empacarlos) Después por medio de transportadores de cinta, el azúcar empacada es conducido a la bodega.

La miel que se separa en las centrífugas es llevada a una planta especial para extraer alcohol y empacada se vende como alimento, para el ganado y a licoreras para extraer el alcohol.

En la fig. No. 1-6, se observa el diagrama del flujo para la obtención de azúcar.

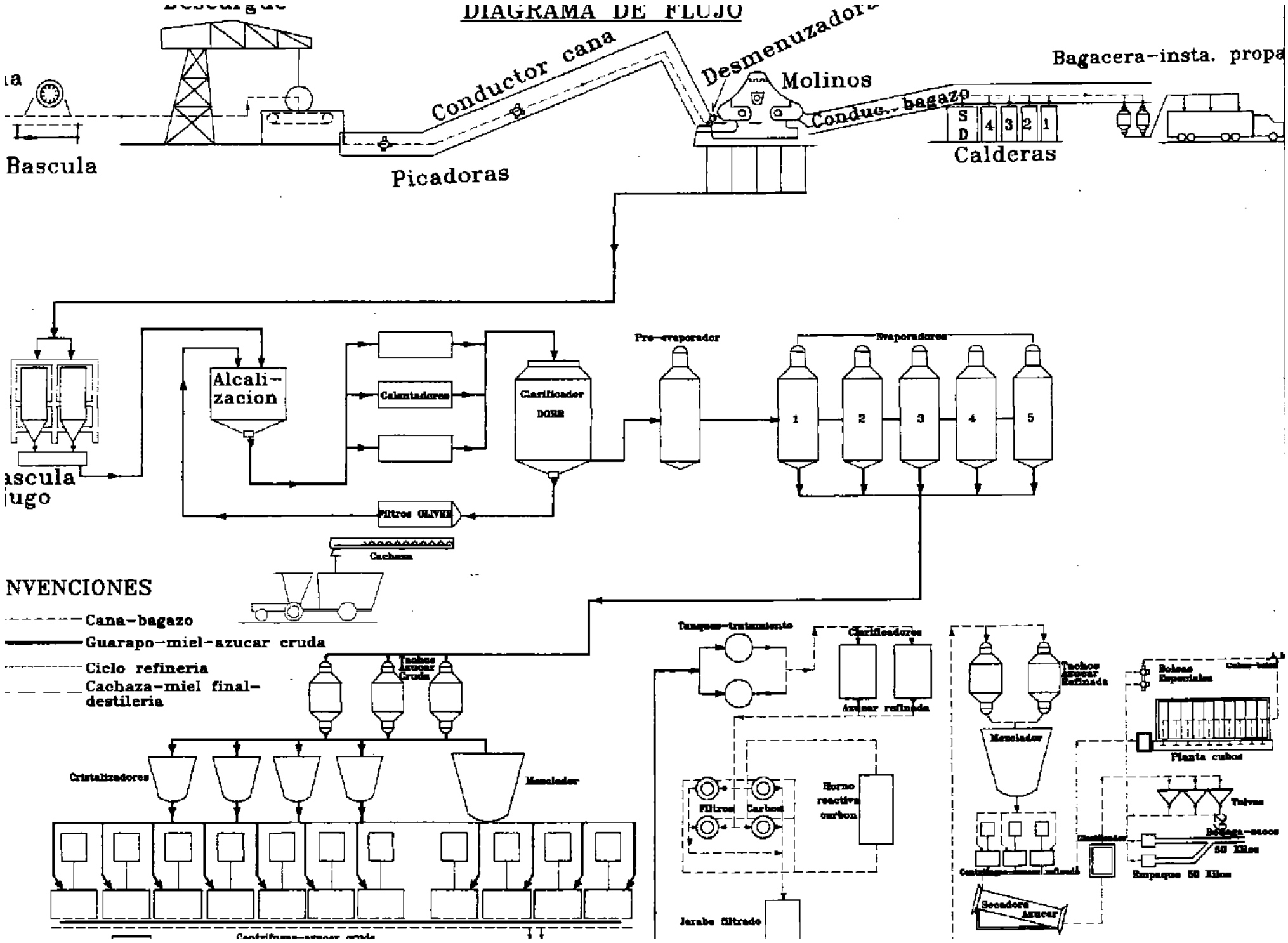


DIAGRAMA DE FLUJO
Bascula
Conductor cana
Picadoras
Desmenuzador
Molinos
Conduc. bagazo
Bagacera-insta. propa
S D
4
3
2
1
Calderas
Alcali-zacion
Calentadores
Clarificador DORR
Pre-evaporador
Evaporadores
1
2
3
4
5
Filtros OLIVER
Cachaza
NVENCIONES
Cana-bagazo
Guarapo-miel-azucar cruda
Ciclo refineria
Cachaza-miel final-destileria
Tachos Azucar Cruda
Cristalizadores
Mezclador
Tanques-tratamiento
Clarificadores
Azucar refinada
Filtros
Carbon
Horno reactivo carbon
Jarabe filtrado
Tachos azucar Refinada
Mezclador
Secadora Azucar
Bolsas Especiales
Planta cubos
Tolvas
Bodega-sacos
50 Kilos
Empaque 50 Kilos

2 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS MÁQUINAS DE DESCARGA

2.1 TIPOS DE GRÚAS

Las principales máquinas que se emplean en el patio de la fábrica para la descarga de la caña, son los siguientes:

- La grúa cañera
- La grúa de puente
- La plataforma basculante o el basculador de camiones.

2.1.1 La Grúa Cañera

Esta constituida por un mástil mecánico, montado sobre un pivote y que puede girar sobre toda la circunferencia. Este mástil vertical lleva a una cierta altura un brazo horizontal con rodamientos sobre los cuales puede ir y venir un carro que lleva dos poleas, un cable pasa por estas poleas y pende entre ellas formando así una onda que lleva una placa en la cual se engancha, indistintamente la barra o la araña. El operador se mantiene dentro de una cabina, fija en la base del mástil, que contiene el motor del movimiento pivotante y los malacates de los diversos cambios del carro.

Estas grúas son, bien de vapor con escape al aire libre o bien eléctricas, Se dividen también de acuerdo al modo de sustentarse en:

- Grúas de cables
- Grúas auto-estables

2.1.1.1 Grúas de cables. (Vientos).

Es el modelo más ligero, estando la estabilidad de la grúa asegurada por cables tensores fijos a una corona situada en la extremidad superior del mástil.

Estos cables, para permitir la rotación del brazo horizontal, deben fijarse al suelo a una gran distancia del eje de la grúa.

Es necesario alojar entonces puntos de anclaje sobre una circunferencia alrededor del eje de la grúa para mantener los cables. Este es un problema que se hace difícil de resolver por la presencia de los edificios de la fábrica.

2.1.1.2 Grúas auto-estables.

Son notablemente pesadas y más macizas, pero evitan la molestia y los peligros de los cables que obstaculizan la circulación en el patio y que son difíciles de disponer convenientemente.

2.1.2 Grúa de Puente

Consta esencialmente de una estructura mecánica que forma un puente aéreo y un mecanismo elevador montado sobre un carro.

En lugar de un círculo se trata de un rectángulo; la longitud y anchura de la cual, se fijan a voluntad. Por esta razón, el sistema es adecuado para patios largos y angostos que no tiene espacio suficiente para permitir el giro de la grúa.

El movimiento del puente debe, obviamente igualar el largo del conductor al cual sirve y sus columnas quedar a uno y otro lado de él.

2.1.3 Plataforma basculante

Cuando la caña llega por carros de ferrocarril es más práctico vaciar estos de un solo golpe en lugar de hacerlo poco a poco con una grúa.

Él hacerlo así presenta algunas ventajas:

a) Ahorro de tiempo
b) Ahorro de cadenas
c) Ahorro de mano de obra, ya que la caña se vacía directamente sobre él Conductor.
d) Al no usarse cadenas, se evita el riesgo de pasar por los molinos pedazos de ellas o de sus ganchos.

Cuando se trabaja con grúa y cadenas, es frecuente que en el curso de una zafra se retiren una o dos piezas que dañan seriamente a los molinos en sus ranuras.

Existen dos tipos de basculadoras:

a) El tipo lateral, para vagones largos
b) El tipo extremo, para vagones pequeños.

En este último caso, los vagones están provistos de armaduras en U que forman un canasto en el cual se coloca la caña paralelamente a los rieles. Los extremos están abiertos y la caña que se ha apretado en el trayecto del campo a la fábrica, cae cuando el carro llega a la inclinación deseada.

2.2 CARACTERISTICAS DE LOS MOTORES DE LAS MÁQUINAS DE DESCARGA

Los motores de las máquinas de elevación necesitan un gran par de arranque, ya que deben poder ponerse en marcha para la elevación en carga, estando esta suspendida en el aire y teniendo que acelerarla en muy poco tiempo, llevando todas las masas desde cero hasta la velocidad de régimen.

En otros casos, los motores han de soportar frecuentes conexiones y desconexiones; deben permitir un arranque progresivo por medio de un sistema apropiado. Su sentido de marcha debe ser reversible y deben ser capaces de ejercer un par de frenado. Frecuentemente se pide una variación de la velocidad independientemente de la carga.

2.2.1 Motores de Corriente Continua

2.2.1.1 Motor serie.

En este motor los arrollamientos de inducido y campo están conectados en serie. Durante el arranque una corriente de fuerte intensidad pasa á través de los dos arrollamientos y el motor desarrolla un par de arranque muy fuerte (2,5 a 3 veces el par nominal). Para disminuir la intensidad de corriente en el arranque, es necesario intercalar en el circuito una resistencia que se reduce gradualmente durante el período de arranque.

Se invierte el sentido de la rotación, invirtiendo solamente la polaridad del arrollamiento de inducido. El inversor indicado en la figura 2.1, está normalmente incorporado al arrancador. La ventaja principal del motor reside en el hecho que adapta su velocidad a la carga, es decir, que eleva las cargas importantes a pequeñas velocidades y las cargas pequeñas gran velocidad. (Fig. 2.2)

Gracias a esta propiedad, el motor serie es el ideal para los aparatos de elevación y es de empleo casi exclusivo en las instalaciones de corriente continua.

Existe el problema de embalamiento, cuando el motor queda completamente descargado, pero normalmente el rozamiento del mecanismo girando en vacío es suficiente para impedirlo. Durante el descenso, el motor queda funcionando como generatriz, utilizando la corriente generada para el frenado reostático o frenado dinámico.

2.2.1.2 Motor Shunt o Paralelo.

En este motor el inducido y el inductor se conectan en el paralelo(Fig. 2.3).
El arrollamiento de campo, que, al contrario de lo que sucede en el motor serie, está constituído por espiras finas, recibe una corriente constante e independiente de la corriente del inducido.

De esta forma la velocidad del motor shunt es prácticamente independiente de la carga. No se puede embalar siempre y cuando la excitación no se pierda. (Fig. 2.4), variando la intensidad del campo mediante resistencias, se puede regular la velocidad dentro de ciertos limites, independientemente de la carga. Su par de arranque y su capacidad de sobre carga son inferiores a las del motor serie, pero su arranque y la inversión se hace de forma análoga a este (Fig. 2.3) El descenso de la carga se hace funcionando como generatriz.

El empleo del motor shunt es poco frecuente y se limita a los casos en que se desea una velocidad constante e independiente de la carga.

2.2.1.3 Motor compound.

Esta es una combinación del motor serie y el motor shunt, de cuyas características participa en la medida en que están relacionados los arrollamientos serie y shunt.

En las máquinas de elevación se utilizan en casos especiales, por ejemplo cuando se desea un elevado par de arranque, y al mismo tiempo, es necesario evitar que el motor pueda embalarse con poca carga.

MOTOR SERIE

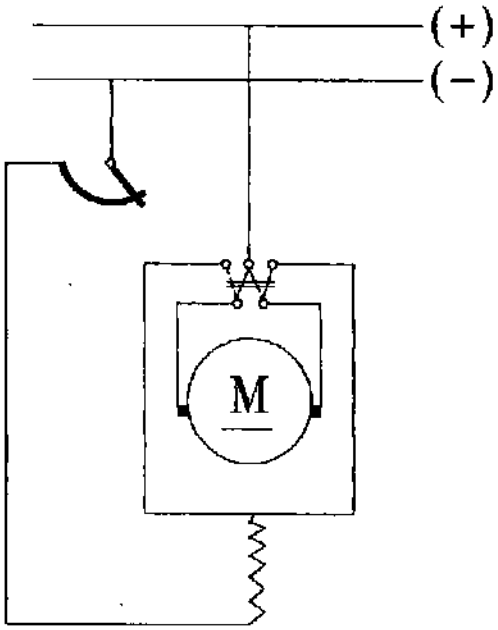


FIGURA No 2-1

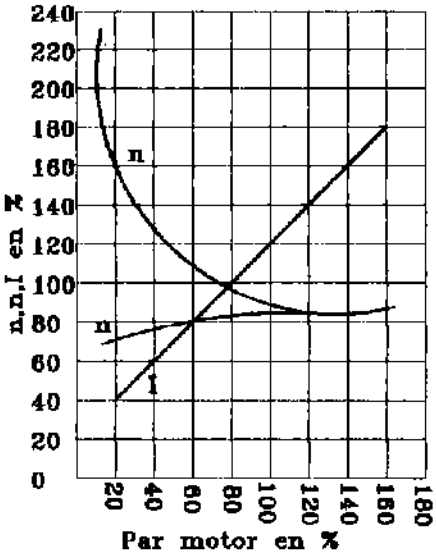


FIGURA No 2-2

MOTOR SHUNT O PARALELO

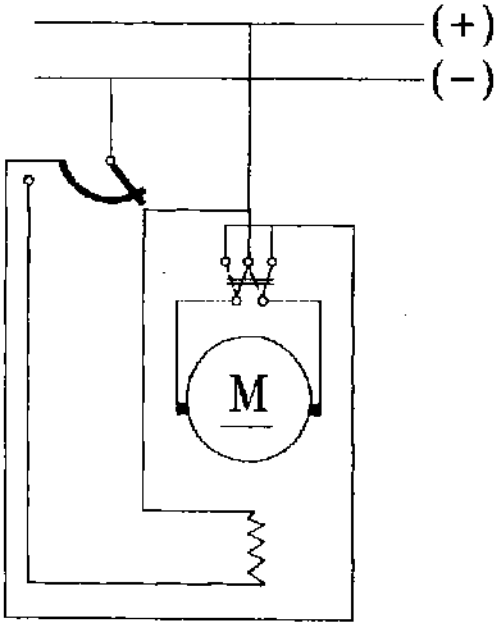


FIGURA No 2-3

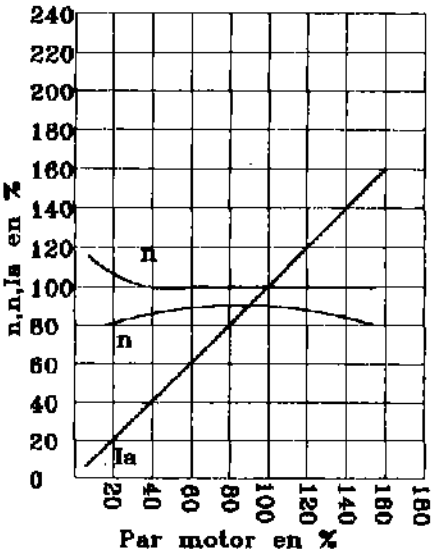


FIGURA No 2-4

2.2.2 Motores Trifásicos.

2.2.2.1 Motor Asíncrono.

El estator está acoplado a tres conductores de la red, mientras que el rotor no está conectado a la red, pero está puesto en cortocircuito o conectado sobre resistencia. El estator crea un campo magnético giratorio que arrastra el rotor. La diferencia de velocidad entre el campo giratorio, y el rotor que se llama deslizamiento, aumenta con carga y la resistencia en el circuito del rotor. En plena carga, con el rotor en corto circuito. Esta diferencia de velocidad o deslizamiento llega a ser del 5% al 6% de la velocidad sincrónica. Mientras no se sobrepase una cierta carga par de calado o de desenganche; el motor girará normalmente, pero alcanzado el par de calado el rotor se para. La velocidad del campo giratorio depende del número P de polos del estator y de la frecuencia f de la corriente trifásica.

$$n = \frac{60 * f}{P/2}$$

Donde: Velocidad sincrónica en r.p.m.

f: Frecuencia en ciclos por segundo

P: Número de polos

Con la frecuencia normal de 60 c.p.s. y con motores de 4, 6, 8 o 10 polos, se obtienen las velocidades sincrónicas de 1800, 1200, 900, y 720 r.p.m. La velocidad normal de los motores a plena carga es inferior en un 5 a 6 % a causa del deslizamiento.

Los motores de doble polaridad poseen dos arrollamientos en el estator de polaridades diferentes, permitiendo así cambiar la velocidad poniendo en circuito uno u otro de los arrollamientos.

Se obtiene la marcha en sentido inverso intercambiando dos de las fases del estator. Si la carga arrastra al motor, el estator avanza con relación al campo giratorio tanto más cuanto mayor es la carga.

Según la ejecución del rotor se distinguen los motores de jaula, que son todos aquellos que están en cortocircuito, de los motores de anillos colectores, cuyos bobinados rotóricos están conectados a un reóstato por medio de tres anillos colectores.

2.2.2.2 Motor de jaula.

Su construcción es muy simple y robusta, necesitando un sistema más sencillo ya que solo se conecta a la red el estator. Su comportamiento en el arranque está definido por las características de la Fig. No. 2.5, que solo puede ser influenciadas por las resistencias del estator, exige un dimensionado cuidadoso, adaptándose bien a las condiciones de funcionamiento, para evitar de una parte un arranque excesivamente brusco y de otra parte un calentamiento exagerado. Su utilización es por tanto limitada.

Para las máquinas de elevación con sus bruscos y frecuentes arranques, se prefieren ciertos tipos de rotores de jaula que dan un par de arranque suficiente (1.6 a 2.5 veces el par nominal) con una absorción de corriente moderada (aproximadamente tres veces la corriente nominal).

Los motores de anillos colectores, que son los más extendidos, permiten regular la velocidad por medio de resistencias conectadas a los anillos. (Fig. 2.6).

La velocidad del motor es por tanto mayor cuanto menores son las resistencias intercaladas en el circuito del rotor. (Fig. 2.7). No obstante, arrastrado por la carga, en frenado hipersincrónico, su velocidad aumenta con la inserción de las resistencias. La velocidad depende fuertemente de la carga y, en vacío, no se puede obtener ninguna variación de velocidad, dado que todas las curvas convergen en la velocidad sincrónica. A la velocidad cero, en cambio, es decir en el arranque, se puede adaptar fácilmente el par a las necesidades. El par máximo decalado o de generatriz, es independiente de la resistencia y se eleva normalmente de 2.5 a 3 veces el par nominal.

MOTOR JAULA DE ARDILLA

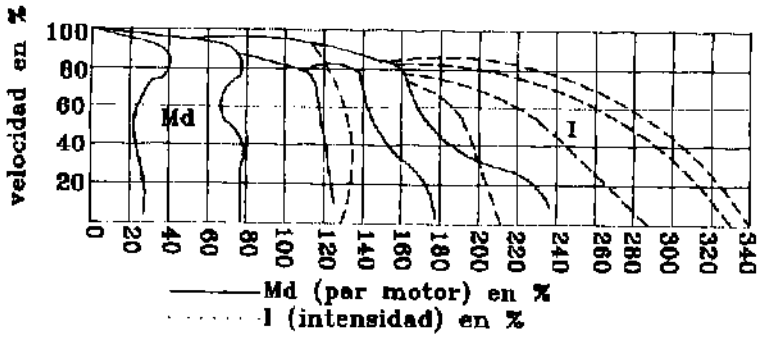


FIGURA No 2-5

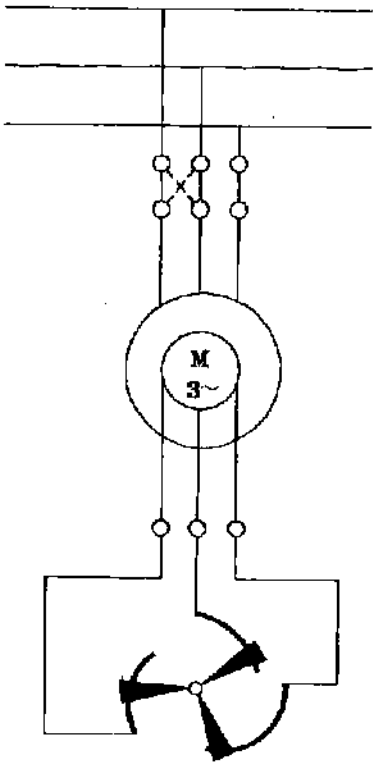


FIGURA No 2-6

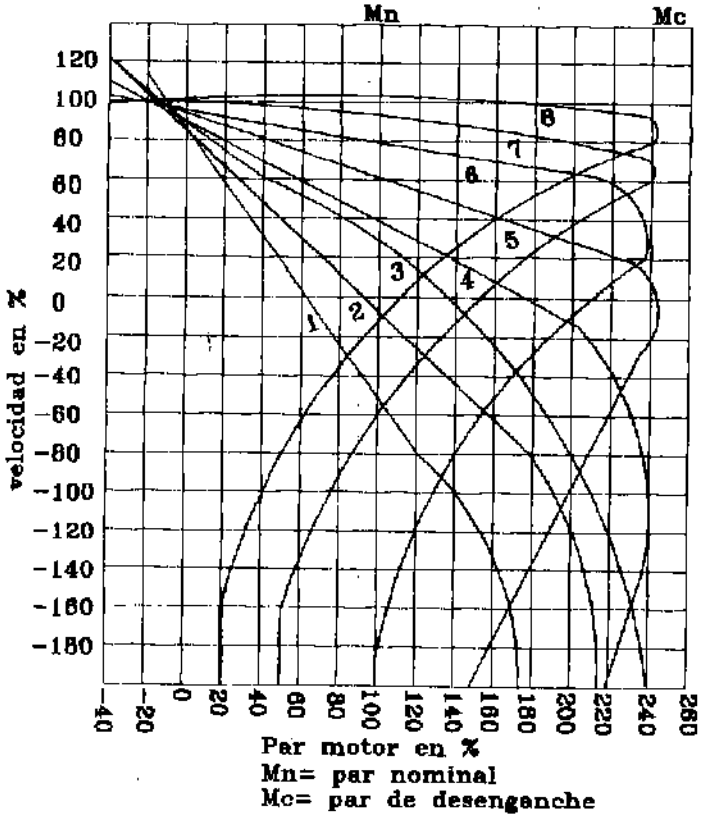


FIGURA No 2-7

2.2.2.3 Motores de Colector.

Son de regulación más fácil que los motores asincronos de anillos rozantes, pero también menos simples y menos robustos. El momento de inercia del rotor es mucho mayor. Su empleo es poco frecuente y se limita a los casos en que se exige grandes variaciones de velocidad.

2.2.2.3.1 El Motor Trifásico de Colector

Tiene un estator parecido al del motor asíncrono, pero un rotor de colector análogo al del motor de corriente continua. Puede tener las características de un motor serie o de un shunt. En los aparatos de elevación sola se emplean motores serie. Para obtener una tensión favorable en el colector, se intercala un transformador entre estator y rotor. El arranque y la regulación de la velocidad se hace progresivamente y casi sin pérdida por decalado de las escobillas. Las curvas velocidad par son parecidas a las del motor serie de corriente continua. Las cargas pequeñas son elevadas a mayor velocidad que las grandes. El motor desarrolla un par de arranque elevado con un pequeño consumo de corriente. Se cambia el sentido de rotación de calando las escobillas más allá de la posición neutra, e intercambiando simultáneamente los bornes del estator.

2.2.2.3.2 El Motor Bifásico de Colector

En su forma de motor de regulación (Motor DERI), posee las características y ventajas análoga. Se distingue por el hecho de que sólo es el estator el que está conectado a la red. Las escobillas están puestas en cortocircuito. La regulación por decalado de las escobillas es semejante a la del motor serie trifásico. En las redes de pequeña importancia se puede encontrar dificultades debido al hecho de que el motor bifásico carga la red de manera asimétrica. En el caso de varios motores, se distribuye sobre las tres fases.

El decalado de las escobillas del colector, se efectúa fácilmente a mano por medio de una timonería. La manipulación de esta desconecta al mismo tiempo los contactores para la conexión y la inversión del estator.

El, aparentemente es más simple que el del motor asíncrono, pero el decalado de las escobillas de los de gran potencia es muy fatigoso. En este caso se prevé un servomotor, que es también necesario si no se puede realizar una timonería, como sucede cuando la cabina de accionamiento no está fija respecto al motor, frecuentemente se origina con ello una complicación del sistema.

2.3 SELECCION DEL TIPO DE MOTOR

Entre los motores de corriente continua el más utilizado es el motor serie por sus características típicas de ajustar su velocidad a la carga, esta característica limita la potencia absorbida con grandes cargas y facilita las grandes velocidades convenientes a las cargas pequeñas (muy utilizado en las industrias pesadas).

Como las cargas que deben maniobrar los equipos de descarga en los ingenios azucareros son esencialmente constantes y las velocidades también, no se justifica el uso de estos motores.

Además la corriente trifásica supone ciertas ventajas sobre la corriente continua (más flexible y de mejor regulación). Los limites de variación de velocidad cuando se emplean motores de corriente alterna son considerablemente más estrechos que los que los de corriente continua y menos flexibles a las variaciones de carga, que es precisamente la forma en que se va a operar en los ingenios.

2.4 CALCULO DE LA POTENCIA DE LOS MOTORES

Para elegir el tipo de motor hemos de basarnos en la potencia de régimen, es decir, la potencia que da el motor para levantar o desplazar la plena carga a velocidad normal de régimen, después del período de aceleración. Para un cabrestante se calcula esta potencia en HP, por medio de la formula:

$$\mathbf{PR} = \frac{QV}{76\eta} \qquad (1)$$

y para una traslación por:

$$\mathbf{PR} = \frac{(G+Q)*f*V}{1000*76\eta} \qquad (2)$$

Siendo:

PR = Potencia de régimen en HP

Q = Peso de la carga en Kg

G = El peso propio de la máquina o del carro en Kg

V = Velocidad normal en m/s.

f = La resistencia a la rodadura en Kg/Tm.

η = El rendimiento mecánico.

La influencia del viento puede aumentar la potencia de régimen de las máquinas que se desplazan en el exterior. Dado que normalmente se paran las máquinas de elevación cuando el viento alcanza una presión de 15 a 20 Kg/m^2, se evalúa la potencia suplementaria debida al viento por:

$$\text{Pviento} = \frac{F*V}{76} \qquad (3)$$

Siendo:

F = Fuerza del viento de Kg

Además del conocimiento de la potencia de régimen se debe tener en cuenta, también por el calentamiento del motor, que debido al aislamiento, no debe sobre pasar cierto límite, además el calentamiento depende del tipo de servicio, marcha continua e intermitente.
La temperatura de un motor de marcha continua aumenta progresivamente hasta una temperatura máxima en que la generación y la evacuación del calor se equilibran (Fig.2.8).

En marcha intermitente, como es lo corriente en las máquinas de elevación, el motor se enfría durante los tiempos de parada. Después de un cierto número de ciclos, el motor alcanza una temperatura estacionaria que es menos elevada que la de un motor en marcha continua que suministre el mismo par.

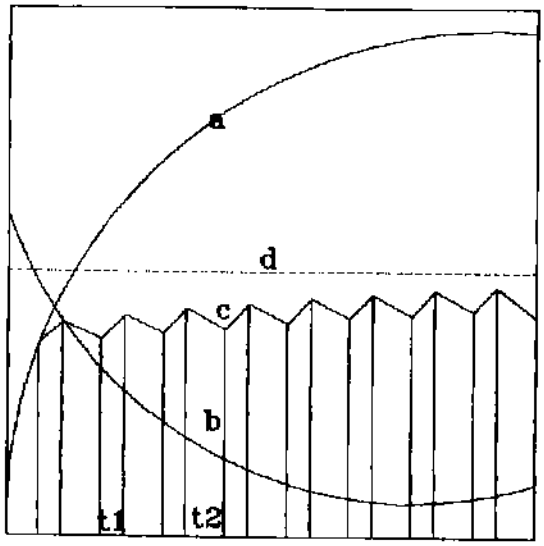
Ello significa que, admitiendo el mismo calentamiento, un motor puede suministrar una potencia muy superior en servicio intermitente a la de servicio continuo.

Por otra parte, el calentamiento depende de la importancia relativa de la carga. Un cabestraste, por ejemplo, no eleva frecuentemente más que el gancho vacío o una pequeña carga. Cuanto más raro sea el comportamiento con plena carga, más se podrá pedir al motor una potencia de régimen elevado sin calentamiento excesivo.

De otra parte es posible que la carga efectiva del motor sea mayor que la potencia de régimen. Este caso se presenta para los mecanismos que aceleran masas importantes, por ejemplo, las rotaciones y traslaciones a gran velocidad de una grúa. Además del par normal, tal motor debe suministrar un par de aceleración muy elevado. Las pérdidas magnéticas y eléctricas y por consiguiente su calentamiento es más importante que las supuestas si solo se juzga por la potencia del régimen.

Para elegir correctamente el tipo de motor, es necesario tener en cuenta el servicio intermitente, la carga relativa y la aceleración. Esta evaluación es fácil si se conoce la potencia en función del tiempo.

TEMPERATURA DE UN MOTOR

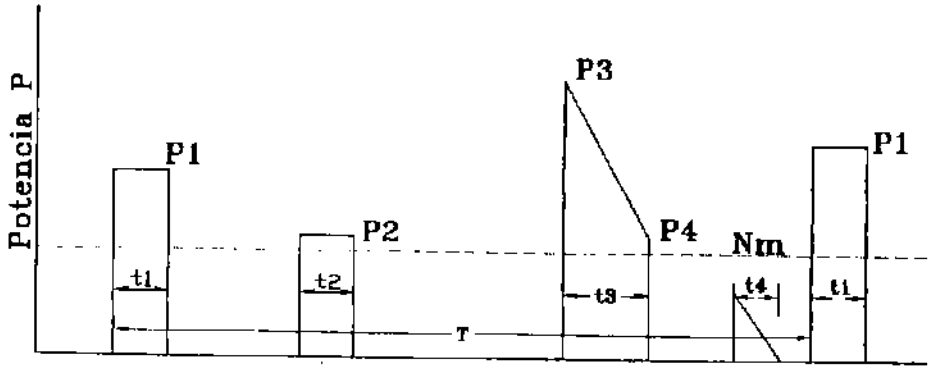


Tiempo

FIGURA No 2-8

a.calentamiento en servicio continuo;b.refrigeraciòn en las paradas; c.calentamiento en servicio intermitente;d.tiempo de marcha; t.tiempo de parada;d.temperatura limite admisible.

POTENCIA TERMICA DEL MOTOR



Tiempo

FIGURA No 2-9

P1,P2,P3.....P4 potencias motrices durante los tiempos de marcha t1,t2,t3,t4 Nm potencia termicamente equivalente;T duraciòn de un ciclo completo

2.4.1 Elección del Motor, Basada en la potencia térmicamente equivalente.

Las pérdidas eléctricas, causa del calentamiento, son aproximadamente proporcionales al cuadrado de la intensidad de la corriente. Si se admite que la tensión y el rendimiento son constantes, la corriente proporcional al par, que, a velocidad constante, es función de la potencia.

Un motor que suministra la potencia P(HP) durante el tiempo t (S) libera el calor W(J).

$$W_1 = C\,P_1^2 t_1 \qquad (4)$$

C: Representa una constante que interviene en el cálculo siguiente.

Si se conoce la potencia exigida a un motor en función del tiempo, por ejemplo según la Fig. 2.9, se puede calcular el calor liberado WT_1 durante la duración del ciclo T

$$WT_1 = C\,[P_1^2 t_1 + P_2^2\, t_2 + 1/3\,(P_3^2 + P_3 P_4 + P_4)^2 t_3 + 1/3\,P_5^2 t_4] \quad (5)$$

Cuando el rotor suministra la potencia media P_m en marcha continúa, desarrolla durante el tiempo T el calor.

$$WT_2 = CP_m^2 t = CP_m^2 t \qquad (6)$$

Se admite que el motor alcanza la misma temperatura en marcha intermitente que en marcha continúa, si el calor liberado en intervalos iguales es el mismo. Poniendo WT_1=WT_2, se calcula la potencia térmicamente equivalente que da el mismo calentamiento que las potencias P_1 a P_4 en marcha intermitente:

$$P_m = \sqrt{\frac{P_1^2 t_1 + P_2 t_2 + 1/3(P_3^2 + P_3 P_4 + P_4^2) t_3 + 1/3 P_5^2 t_4}{T}} \qquad (7)$$

2.4.2 Elección del Motor Basado en Coeficientes

En la mayor parte de los aparatos es imposible establecer la potencia en función del tiempo, como se ha indicado en la Fig. 2.9. Entonces se debe calcular la potencia de régimen y corregir la cifra Para tener en cuenta las influencias enunciadas que son:

2.4.2.1 El Factor de Marcha.

El F. d. m. esta definido por la formula;

$$\text{F.d.m.} = \frac{\sum Tiemposdemarcha}{\sum Tiemposdemarcha + \sum Tiemposdeparada} * 100\% \qquad (8)$$

F.d.m. = Factor de marcha.

Los catálogos de los constructores de motores eléctricos indican las potencias para tres valores normalizados del factor marcha, por ejemplo 15, 25 y 40%.

La potencia nominal de un motor es tanto menor cuanto más elevado es su factor de marcha, es decir, que un motor con un factor de marcha o intermitencia del 40% desarrollará una potencia nominal inferior a la que desarrollaría si la intermitencia fuesé del 25%. En primera aproximación, las potencias varían con la relación de las raíces cuadradas de los factores de marcha.

$$\text{Pn} = \frac{P60}{P40} = \frac{\sqrt{40}}{\sqrt{60}} \qquad (9)$$

De esta manera se puede evaluar la potencia de un motor, por un factor de marcha F.d.m. que se encuentra fuera de la gama de los factores indicados en el catálogo. La potencia correspondiente a un factor de marcha interpolado entre dos valores indicados se calcula por interpolación simple.

2.4.2.2 Carga Relativa.

Muy frecuentemente un ciclo se compone de movimientos de carga y de movimientos en vacío. Se tiene en cuenta, de forma aproximada y global, estas variaciones de carga por un factor M que representa el movimiento relativo y que se define por la medida del par de carga por un factor M y del par vacío M con respecto al par en carga:

$$Mr = \frac{M_R + M_O}{2M_R} \qquad (10)$$

Mr = Coeficiente de disminución

M_R = Par en carga

La carga relativa disminuye con el peso muerto. Por lo tanto es más ligera para los cabrestantes de las grúas de puerto, donde el peso muerto es únicamente el gancho. Alcanza un máximo en los movimientos de traslación de los pórticos, donde el peso muerto es muy grande en relación con la carga útil. Se puede utilizar aproximadamente los valores siguientes para la carga relativa:

Mr = 0.55 a 0.6 para cabrestantes de gancho
0.75 a 0.8 para cabrestantes de cuchara
0.65 a 0.75 para traslación de los carros de gancho.
0.75 a 0.90 para traslación de puente-gruas de gancho.
0.85 a 0.90 para traslación de carros de cuchara.
0.90 a 1.00 para traslación de pórticos.

En función de la carga relativa se puede elegir un motor cuya potencia de catálogo, correspondiente al factor de marcha de la máquina, sea inferior a la potencia de régimen.
La tabla (2.1) indica los coeficientes de disminución

TABLA 2.1 COEFICIENTE DE DISMINUCION

Carga relativa Mr			0.55	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00
r	=	potencia de catálogo / potencia de régimen (a plena carga)	0.74	0.74	0.76	0.83	0.91	1.00

Cada vez que se elige un motor cuya potencia de catálogo es inferior a la potencia de régimen, se deberá comprobar que el par de arranque es suficiente.
Normalmente se exige un par de arranque por lo menos igual al doble par de plena carga.

2.4.2.3 Trabajo de Aceleración.

Durante el arranque, el motor suministra una potencia suplementaria para la aceleración de las masas en rotación (rotor del motor y mecanismos) y en traslación de otra parte, el frenado eléctrico puede dar lugar a intensidades de corriente superiores a las nominales, que determinan un calentamiento del motor.

En los cabrestantes, la influencia del trabajo de aceleración es corrientemente despreciable, aún en el caso de grandes velocidades de elevación. En los accionamientos que efectúan un movimiento horizontal, traslaciones principales, transversales y giros, las condiciones son diferentes.
En todos estos casos se debe comprobar:

1) Si el par del motor es suficiente para acelerar las masas en un tiempo corto.
2) Si a consecuencia de los arranques repetidos, el calentamiento del motor sobrepasa los límites autorizados.

2.4.3 Potencia de Aceleración Necesaria

Para acelerar un carro o puente grúa de peso propio G(Kg) y de carga útil Q(Kg) en un tiempo t(s) hasta la velocidad de régimen V(m/s), admitiendo un par de arranque constante, se debe suministrar una potencia de aceleración P que alcanza su máximo en el fin del arranque:

$$P_A = \frac{G+Q}{g} * \frac{V}{t_a} * \frac{V}{76\eta} * \beta \quad \text{(HP)} \qquad (11)$$

El coeficiente β tiene en cuenta de la masa en rotación. Varía según las condiciones y puede ser estimado entre $\beta = 1.10$ a 1.20.

Además de la potencia de aceleración, el motor debe suministrar la potencia de régimen:

$$P_R = \frac{(G+Q) * f * V}{1000 * 76\eta} \quad \text{(HP)} \qquad (12)$$

El par de arranque de los motores de inducción lo podemos considerar entre 1.7 a 2.0 el par nominal.

Como la potencia es proporcional al par, se encuentra la potencia nominal necesaria:

$$P_{om} = \frac{P_A + P_R}{1.7} \ \alpha \ \frac{P_A + P_R}{2.0} \qquad (13)$$

La tabla (2.2) de los factores de mayorización que se aplican a la potencia de régimen para obtener la potencia nominal.

TABLA No.2.2

COEFICIENTES DE MAYORACION $\frac{P_{om}}{P_R}$ PARA LOS MOVIMIENTOS HORIZONTAL							
Velocidad V(m/s)		0.5	1.0	1.5	2.0	2.5	3.0
Duración del arranque t (s)		5	6	7	8	9	10
Pom/PR	Ruedas sobre cojinetes de bronce, f=20	1.0	1.0	1.2	1.3	1.4	1.5
	Ruedas sobre rodamientos, f = 7 Kg/t	1.4	2.0	2.5	2.8	3.0	3.2

Esta tabla contiene también las velocidades y los tiempos de arranque T_a para grandes velocidades se admiten tiempos de arranque más largos. No obstante no debemos olvidar que frecuentemente los carros o los puentes so lo se desplazan sobre distancias cortas y existe el peligro de no alcanzar su velocidad de régimen con un tiempo de arranque muy largo.

Se debe instalar una potencia superior a la de régimen cuando la velocidad de traslación para máquinas montadas sobre ruedas con rodamientos sobrepase el valor de O.3 m/s para las que están provistas de ruedas montadas sobre cojinetes de bronce. En las máquinas expuestas al viento, se debe verificar si el motor es suficientemente potente para arrancar contra un viento de 15 a 20 Kg/m^2.

2.5 CALENTAMIENTO DEL MOTOR

Un movimiento con la plena carga se compone de tres periodos:

Tiempo de arranque t_a con potencia $P_A + P_R$ tiempo de marcha en régimen t con la potencia P_R y tiempo de frenado eléctrico t_f con la potencia P_f.

La potencia térmicamente equivalente sé encuentra aproximadamente con t, duración del movimiento, por:

$$P_{mt} = \sqrt{\frac{(P_A + P_R)^2 t_a + P_R^2 t_1 + P_f^2 t_f}{t}} \qquad (14)$$

Esto permite calcular la potencia necesaria desde el punto de vista térmico considerando una disminución para la carga relativa (factor r)

$$P_{Th} = P_{mt} * r \qquad (15)$$

En definitiva se elige el motor, teniendo en cuenta el factor de marcha, según la potencia más elevada, sea la potencia nominal P_{nom} calculada según el par de arranque, sea la potencia térmica P_t calculada según el calentamiento. Puede dejar de comprobarse la potencia térmica para los movimientos de traslación y de giro de los puentes grúas de taller y de montaje cuya carga relativa es poco elevada.

Para las máquinas que trabajan a la intemperie, se debe tener en cuenta la influencia del viento sobre P_{mt}

Si $t_f = t_a$ se tiene:

$$P_f = (P_A - P_R) * \eta^2 \qquad (16)$$

Esta fórmula se explica por hecho de que la resistencia al rodamiento y las pérdidas mecánicas disminuyen el esfuerzo del frenado que debe proporcionar el motor.

2.6 CAMPO DE APLICACION DE LOS MOTORES DE JAULA

En la elección de un motor de jaula, el factor de marcha y la carga relativa intervienen de igual modo.

En cambio, la influencia del arranque es considerablemente mayor. Mientras que el motor de anillos libera la parte mayor del calor en las resistencias de arranque es decir, en el exterior del motor, el motor de jaula produce todo este calor en el interior de la propia jaula.

El tiempo de arranque y también el calor producido aumentan con la inercia de las masas y con la velocidad de régimen. Como este calor es grande, tanto más cuanto más frecuentes son los arranques, se debe disminuir la carga media para que el motor se pueda enfriar.

Esta condición se encuentra realizada en los dos casos siguientes:

1) Cuando los aparatos de elevación trabajan raramente a plena carga, la carga relativa es pequeña.
2) El motor de jaula está ampliamente dimensionado su potencia nominal sobrepasa en mucho la potencia de régimen.

Las condiciones de calentamiento exigen por lo tanto un motor muy potente. No obstante, se debe evitar la instalación de un motor de excesiva potencia, ya que originaría un arranque muy brusco.

Contrariamente al motor de anillos cuyo arranque se puede controlar mediante la puesta en circuito de rotor de resistencias, el motor de jaula arranca siempre de forma determinada por su característica. Para evitar los choques bruscos, se elige el motor de forma que sobre la base de un par y medio de arranque, no se debe sobrepasar nunca una aceleración de 0.5 a 0.6 m/s^2 para los cabrestantes y de 0.3 m/s^2 para los movimientos horizontales, aún cuando esto se efectúa en vacío.

En resumen el dimensionamiento de un motor de jaula se hace bajo las dos condiciones contra puestas:

1) El calentamiento exige un motor tanto más potente cuanto mayor es la frecuencia de los arranques y la carga relativa.
2) El arranque progresivo exige una pequeña aceleración que limita el par y la potencia del motor.

Es por ello que el campo de aplicación de los motores de jaula de una sola polaridad muy limitado.
Los motores de jaula no están indicados para las traslaciones transversales, para las traslaciones de gran velocidad y para los giros.

En todo caso se debe comprobar la aceleración media durante el arranque. Si es muy elevada, se deben disponer masas suplementarias sobre el árbol-motor o disminuir el par-motor por la inserción de una resistencia en una fase del estator durante el arranque.

2.7 CALCULOS NUMÈRICOS

1) Determinar la potencia del motor para izar, de una grúa cañera.

Parámetros:

a) Se seleccionará la potencia por toneladas de carga.
b) La velocidad de levantamiento para estas máquinas oscila entre 0.4 y 0.8 m/s. Tomará 0.8 m/s.
c) La influencia de trabajo de aceleración es corrientemente despreciable, aún en el caso de grandes velocidades de elevación.
d) Puede dejar de comprobarse la potencia térmica para el movimiento de izada cuya carga es poco intensiva.

La carga máxima es proporcionada por un camión cañero que transporta dos paquetes de 2.5 T, es decir, 5T.

$$P_R = \frac{Q * V}{76\eta} \quad \text{(HP) Potencia de levantamiento} \qquad (1)$$

Donde:

Q	=	1 T. de caña (1×10^3 Kg)
η	=	Rendimiento mecánico 0.8
V	=	Velocidad de izada 0.8 m/s
P_R	=	13.16 HP

Si la eficiencia del motor es 0.90 entonces:

P_R instalada = 14.62 HP

Factor de marcha:

Altura de la grúa: 6 m

Velocidad de izada: 0.8 m/s

Tiempo de izada: 6/0.8 = 7.5 s

Tiempo de un ciclo: 2(7.5) = 15 s

La máquina trabaja a 64 ciclos por hora, lo cual nos da como duración de un ciclo.

3600 / 64	=	56.25 s
F.d.m.	=	15/56.25 * 100 = 27%

2) Determinar la potencia del motor para movimiento de traslación de un carro-grúa para ingenio azucarero.

Parámetros:

a) El carro grúa (parte móvil) tiene un peso aproximado de 6 toneladas.

b) Largo del riel o recorrido 5 m

c) Transporte los paquetes que llegan en góndolas peso aproximado 2 y 2.5 T.
Tomamos 2.5 T.

d) Se desplaza en ruedas sobre rodamientos.
Coeficiente de fricción 7 Kg / T.

e) Velocidad de desplazamiento entre 0.2 a 1 m/s.
Tomamos 1 m/s.

f) Cuando la presión del viento sea superior a 15 Kg/m^2 se haran detener las máquinas.

A. Por Potencia Nominal

$$P = \frac{(G+Q)*f*V}{1000*76\eta} \quad \text{(HP)} \qquad (2)$$

Potencia de régimen.

Donde:

G = Peso propio de carro-grúa 6T ($6x10^3$ Kg)

Q = Peso del paquete a levantar 2.5T ($2.5x10^3$ Kg)

f = Coeficiente de fricción de ruedas sobre rodamientos 7Kg/T

η = Rendimiento mecánico 0.8

V = Velocidad de traslación 1 m/s.

$\mathbf{P_R}$ = **0.978 HP**

$$P_A = \frac{G+Q}{g} * \frac{V}{t_a} * \frac{V}{76\eta} * \beta \qquad \text{(HP)} \qquad (11)$$

Potencia de aceleración

Donde :

t_a = Tiempo de arranque, debe ser rápido debido a lo corto del recorrido, 2s

β = Coeficiente que involucra las masas en rotación va de 1.1 a 1.2. Tomamos el valor 1.2

$\mathbf{P_A}$ = **8.68 HP**

$P_{om} = P_A + P_R$ / 1.7 Potencia nominal (13)

$\mathbf{P_{om}}$ = **5.68 HP**

B. Comprobación de la potencia desde un punto de vista térmico.

$$P_{mt} = \sqrt{\frac{(P_A + P_R)^2 t_a + P_R^2 t_1 + P_f^2 t_f}{t}} \qquad (14)$$

Donde:

t_a = tiempo de arranque en 2 s

t_1 = tiempo de marcha en régimen

t_f = tiempo de frenado eléctrico 2 s

t = tiempo total (suma de los anteriores)

Como $t_a = t_f$ tenemos:

$$P_f = (P_A - P_R) * \eta^2 \qquad (16)$$

$\mathbf{P_f}$ = **4.929 HP**

Parámetro durante los períodos de arranque y de frenado, la velocidad media es la mitad de la velocidad máxima (bajo la hipótesis de una aceleración y una de desaceleración constantes).

Durante el tiempo de arranque t_a = 2 s el puente recorre una distancia de:

t_a x V/2 = 1 m

Si la aceleración para el frenado mecánico es igual a la aceleración media, el puente recorrerá la misma distancia durante el frenado.

En marcha en régimen el recorrido será:

5 m - 1 m - 1 m = 3m

El tiempo de marcha en régimen será:

t_1 = 3 m(1 m/s) = 3 s

En consecuencia durante el desplazamiento el motor se encuentra en circuito durante un tiempo:

t = 2+3+2 = 7 s.

Y por lo tanto lo estará durante 14 s para el ciclo entero.

Los ciclos por hora para la máquina son de 64.

Duración de un ciclo:

t = 3600 / 64 = 56.25 s

El factor de marcha (F.d.m) será por consiguiente:

F.d.m. = (14/56.25). 100%

F.d.m. = 25%

Reemplazando todos los valores en la ecuación (14) tenemos:

P_{mt} = 5.33 HP

Considerando una disminución para la carga relativa

$$M_r = \frac{M_R + M_O}{2M_R} \qquad (10)$$

Donde:

M_R = par en carga 6T + 2.5T =(8.5T)

M_O = par en vacío 6T

M_r = 0.85

De la tabla (2.1) y mediante interpolación para:

M_r = 0.85

r = 0.87

$$P_t = P_{mt} * r \qquad (15)$$

P_t = 4.64 HP

Hasta ahora la selección del motor 5.60 HP es correcta.

C. Comprobación de la aceleración, teniendo en cuenta un viento de 15 Kg/m^2.

$$P_V = \frac{F * V}{76} \qquad (3)$$

Donde:

F	=	Fuerza que ejerce el viento en Kg
F	=	15 Kg/m^2.s
S	=	Superficie expuesta al viento. 1.5 m^2
F	=	22.5 Kg
P_V	=	0.375 HP
P_{rV}	=	$P_R + P_V$
P_{rV}	=	1.353 HP

Potencia media de un motor de 5.68 HP durante el arranque:

1.8 x 5.68 = 10.224 HP

Potencia de aceleración:

10.224 - 5.68 = 4.544 = P'_A

Tiempo de arranque contra el viento de 15 Kg/m^2

$$t_a = \frac{(G+Q)}{g} * \frac{V}{P'_A} * \frac{V}{76\eta} * \beta \qquad (11)$$

$$t_a = 3.75 \text{ s}$$

Habíamos tomado t_a = 2 s. El motor es aún admisible para un viento de 15 Kg/m^2.

D. Comprobación de la potencia térmica, teniendo en cuenta un viento de 15 Kg/m^2.

Se admite que la traslación en carga se hace contra el viento y el retorno en vacío a favor del viento.

a) Traslación contra el viento. Si el t_{arr} = es de 3.6 s, entonces el espacio recorrido durante el arranque es: 3.6 x (1/2) = 1.8 m

Espacio recorrido durante la desaceleración estimado en 0.6 m (El frenado por el viento se suma al frenado mecánico).

Recorrido de régimen 5-1.8- 0.6= 2.6m

Tiempo de marcha en régimen: 2.6m/(1 s/m.) = 2.6 s

b) Traslación en vacío en favor del viento.

Potencia en el eje (de régimen).

$$P_R * \frac{G}{G+Q} - PV$$

$$0.978 * \frac{6}{6+2.5} - 0.375$$

0.315 HP

Potencia media durante el arranque (ya calculada)

Pm = 10.224 HP

Potencia de aceleración.

$$10.224 - 0.315 = 9.91 = P''_A$$

Tiempo de arranque:

$$t'a = \frac{G}{g} * \frac{V}{P''_A} * \frac{V}{76\eta} * \beta \qquad (11)$$

$t'a = 1.21$ s

Espacio recorrido durante el arranque:

1.21 (1/2) = 0.61 m

Recorrido durante la desaceleración estimado en 2.4 m

Recorrido en régimen 5-0.61 - 2.4 = 1.99 = 2m

Tiempo de marcha en régimen:

t = 2 m (1s/m) = 2s

Potencia térmica equivalente durante las traslaciones en contra y a favor del viento

$$P_{mt} = \sqrt{\frac{P_1^2 t_1 + P_2^2 t_2 + P_3^2 t_3 + P_4^2 t_4}{t_1 + t_2 + t_3 + t_4}}$$

Donde:

P_{mt} = Potencia térmica equivalente en HP

P_1 = Potencia media durante el arranque contra el viento en HP

P_2 = Potencia en régimen contra el viento en HP

P_3 = Potencia media durante el arranque a favor del viento en HP

P_4 = Potencia en régimen a favor del viento en HP

t_1 = arranque en contra del viento en s

t_2 = régimen en contra del viento en s

t_3 = t arranque a favor del viento en s

t_4 = t régimen a favor del viento en s

P_{mt} = 7.6 HP

Eficiencia del motor = 0.9

$P_{mt\,Ins}$ = **8.44 HP**

En las condiciones de funcionamiento, esta potencia es la mayor y ella determina la elección del motor.

Es necesario por lo menos 8.44 HP con un factor de marcha del 25%.

3 EQUIPO ELÉCTRICO DE LOS TRANSPORTADORES

3.1 NECESIDAD Y UBICACIÓN DE LOS TRANSPORTADORES

Dentro del material eléctrico a estudiar encontraremos el de los diversos sistemas de transporte, empleados en los ingenios azucareros.

La necesidad de usar transportadores depende de varios factores: entre ellos, es de que el proceso de la obtención del azúcar es esencialmente continuo, debido a esto por ejemplo, se necesita una alimentación de caña continua a los molinos; también el ahorro de mano de obra, la tecnificación (automatización) del proceso, la confiabilidad del sistema, las circunstancias como la falta de espacio en la planta, la falta de espacio entre las construcciones existentes o consideraciones de orden económico.

A continuación se enumeran los diferentes tipos de transportadores y su ubicación en el ingenio: primero encontramos la mesa de alimentación; es aquí donde es depositada inicialmente la caña por las grúas, estas mesas descargan la caña sobre los conductores de caña auxiliar y principal que son los encargados de llevar la caña, a las picadoras y seguidamente a los molinos; en los molinos encontramos los conductores intermedios destinados a llevar el bagazo a la salida de un molino a la entrada de otro; también aquí encontramos el conductor de bagacillo, este transporta las partículas de bagazo que caen de los molinos por el intervalo que queda entre las tolda y el cilindro de entrada o se separan de los mechartes por los peines, o en fin caen en la cuchilla y el cilindro de salida; después encontramos el conductor de bagazo, el cual lo lleva hasta la caldera y hasta el depósito de bagazo.

En los filtros "oliver" encontramos el transportador de gusano, el cual transporta la cachaza del filtro a la pared exterior de la fábrica, este sistema de transporte también lo encontramos en otras partes de la fábrica, como en el transporte de azúcar hacia las máquinas de empaque, etc.

El azúcar después de salir de las centrífugas es llevado a los secadores mediante transportadores de cangilones.

Por último, en la sección de empaque encontramos las bandas o cintas transportadoras destinadas a llevar las bolsas, cubos y bultos de azúcar hacia la bodega.

3.2 ESTUDIO DE LOS DIFERENTES TIPOS DE TRANSPORTADORES

3.2.1 Mesa de Alimentación.

Consiste esencialmente de un conductor muy ancho y muy corto, movido por un motor independiente.

Su planta es rectangular o aproximadamente cuadrada la plataforma superior está a un nivel ligeramente superior al de las guardas laterales del conductor general.

El motor eléctrico acciona un sistema de cadenas las cuales llevan soldadas unos ganchos que son los que arrastran la caña.

Las dimensiones de la mesa varían considerablemente de acuerdo con los casos de que se trate. Una dimensión conveniente, calculada para una capacidad ámplia, es:

$$S = 0.6\,C$$

Donde:

S = Superficie de la mesa en m^2

C = Trabajo de la fábrica en toneladas de caña por hora.

Por ejemplo:

Una mesa de 5*6 m, será suficiente para una molienda de 50 toneladas de caña por hora.

Por razón de su anchura, la velocidad de la mesa de alimentación, tiene que ser mucho menor que la del conductor principal.

Un valor razonable es de 3 a 6 m/min. , Con una mayor velocidad se corre el riesgo de permitir la caída de cantidades de caña mayores a las necesarias.

3.2.2 Conductor de Caña

Es a menudo descrito como la banda de caña, es el tablero movedizo que lleva la caña a la fábrica y que asegura la alimentación de los molinos transportándolas del patio a la desmenuzadora.

Como una alimentación efectiva de la desmenuzadora, exige una tolva elevada, y ya que la caña debe pasar del patio al nivel de la tolva, el conductor lleva siempre una parte ascendente. Se tiene entonces:

a) la parte horizontal

b) la parte inclinada

La pendiente de la parte inclinada varía del 27% al 40% generalmente no se adopta un valor menor del 27%, ni tampoco mayor de 40%, porque en esas circunstancias, la caña puede resbalar. La longitud será la necesaria para obtener con la pendiente adoptada, la altura necesaria sobre la desmenuzadora.

La longitud de la parte horizontal se puede calcular de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$L_H = 5\sqrt[3]{C}$$

Donde:

L_H = longitud de la parte horizontal de conductor en m

C = Molienda de la fábrica en toneladas de caña por hora.

El ancho del conductor es siempre igual a lo largo de las masas de los molinos. Un conductor más ancho ocasiona dificultades de alimentación a la desmenuzadora al provocar un angostamiento del colchón de caña; un conductor más angosto debe marchar a una velocidad innecesariamente alta; en este caso los trozos de caña situados en los bordes del conductor son mal comprimidos por la desmenuzadora.

La velocidad del conductor no puede fijarse de manera absoluta, sin embargo, debe procurase que esté relacionada con la velocidad de los molinos, siendo por ejemplo la mitad de está:

$$v = V/2$$

Donde:

v = Velocidad media del conductor en m/min

V = Velocidad periférica media de los molinos en m/min

Las tablillas que forman la caña superior del conductor pueden ser de madera o de metal y tienen forma de L.

3.2.3 Conductores intermedios

Los conductores intermedios son cadenas que llevan el bagazo de la salida de un molino a la entrada del siguiente. Hay tres tipos principales:

a) Las cadenas de arrastre o de rastrillo

b) Las cadenas de conducción de tablillas o persianas

c) Los conductores intermedios fijos.

3.2.3.1 Cadenas de Arrastre.

La parte activa de esta cadena es la catenaria inferior. La cadena se mueve por las ruedas dentadas de su parte superior que son movidas por el cilindro superior del molino. Las cadenas se unen por medio de angulares que llevan dientes y forman un rastrillo: La punta de los dientes del rastrillo pasa a unos 20 mm del fondo de la cubeta del conductor.

El colchón del bagazo conducido de esta manera está limitado, por el fondo de la cubeta de una parte y por el costado de los angulares por otro.

Ventajas e inconvenientes: Las cadenas de arrastre son simples pero se desgastan rápidamente trabajando dentro del bagazo y en contacto con el jugo ácido. No facilitan la alimentación del molino siguiente y por su desgaste rápido originan, frecuentes rupturas de los angulares o de los dientes del rastrillo. Un diente roto pasa desapercibido en el bagazo y atraviesa los molinos siguientes deteriorando el ranurado de los cilindros.

3.2.3.2 Conductores de tablillas.

En estos es el superior el que transporta el bagazo; la cadena se mueve por la rueda dentada superior, la que a su vez recibe movimiento del cilindro de entrada.

El conductor es una plataforma continua compuesta de tablillas metálicas trasladadas que puedan articularse las unas a las otras.

Ventaja e inconvenientes: Los conductores de tablillas son más pesados que los vistos anteriormente. Las tablillas arrastran fragmentos de bagazo que dejan caer entre los molinos, ensuciándolos, si la batería no cuenta con una cubeta continua para el jugo. Este sistema ayuda eficazmente a la alimentación por el empuje de las tablillas sobre el bagazo de la plataforma; se desgastan menos que el conductor de rastrillo.

La velocidad lineal de las cadenas de los conductores intermedios debe ser superior a la velocidad periférica de los cilindros de los molinos. Por experiencia se propone para los conductores de rastrillo una velocidad igual a 1.5 a 3 veces la velocidad periférica de los molinos y para el conductor de tablillas de 1.1 veces la velocidad periférica de los molinos.

3.2.3.3 Conductores Intermedios Fijos.

Este es el tipo que corresponde al conductor Meinecke. En este sistema es el mismo bagazo, al salir de un molino, el que empuja sobre un plano inclinado, al que ya salió. Cuando este llega a una cierta altura, resbala sobre un segundo plano inclinado en sentido inverso. Se trata de un sistema ingenioso que evita todo mecanismo en movimiento.

Ventajas y desventajas: desde el punto de vista del costo, desgaste y conservación, el sistema es perfecto, desgraciadamente trabaja mal:

1) En la alimentación del molino que sirve, que debe tomar el bagazo sin ninguna ayuda. En los conductores de rastrillo es necesario tener una inclinación de 50° para una buena alimentación. En este caso no puede darse una inclinación así, porque para hacerlo sería necesario alargar demasiado la parte ascendente.

2) En la imbibición; aquí su conducta es grave, si él imbibe como es normal a la salida del molino. Este no puede empujar el bagazo más pesado por el agua que contiene.

3.2.4 Conductor de Bagacillo

Este conductor es semejante al conductor intermedio de tablillas, las cadenas trabajan dentro del jugo del ácido y están sometidas a un desgaste considerable.

3.2.5 Conductor de Bagazo.

El bagazo que sale del último molino debe distribuirse en los hornos de las calderas. Para este fin se eleva por un elevador de bagazo, que lo tira sobre un conductor horizontal para

distribuirlo a lo largo de los hornos de las calderas. Estos conductores son de rastrillo o de tablillas. Se les da una velocidad igual a 2 0 3 veces la velocidad periférica del último molino, es decir, de 20 a 30 m/min.

3.2.6 Conductor de Gusano.

Consiste en un canal horizontal provisto de una hélice. Tiene las ventajas de ser de construcción sencilla y de poca altura, de ofrecer comodidad para la extracción y de costar poco la instalación y la vigilancia.

En cambio, consume mucha energía a causa del rozamiento desfavorable que sufren, y además, para diversas materias se produce una especie de molido que disminuye el valor de las mismas. La capacidad de transporte depende del diámetro D de la hélice, de las dimensiones del paso S y del número de revoluciones del eje Fig. 3.1

La hélice puede ser completa, pero generalmente consiste en una simple banda de metal, mantenida por varillas. El paso S de la hélice, es de orden de 0.7D, la velocidad n de rotación de la banda es generalmente de 20 a 40 r.p.m. o mejor:

$$n = 15/D$$

Donde:

n = Velocidad de rotación de la hélice en r.p.m.

D = Diámetro de la hélice en metros

CONDUCTOR DE GUSANO

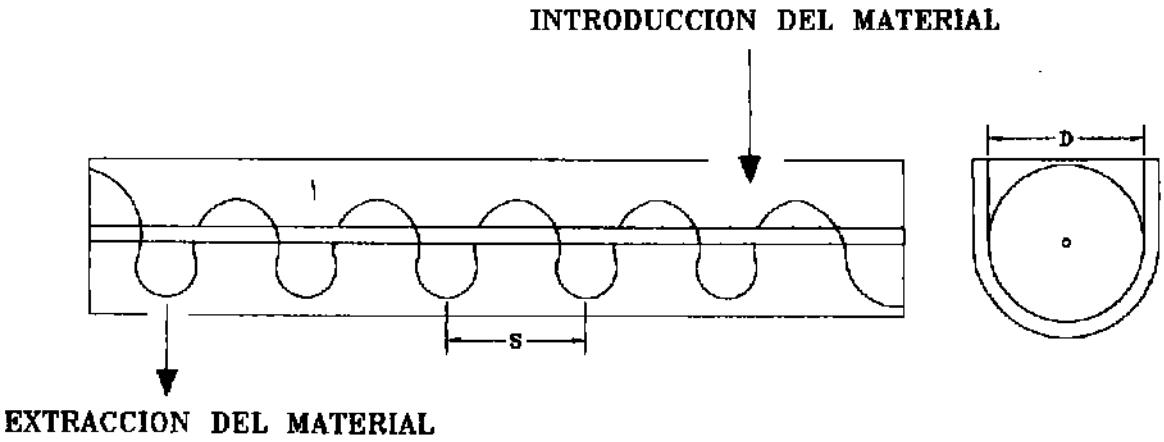


FIGURA No 3-1

TRANSPORTADOR DE CANGILONES

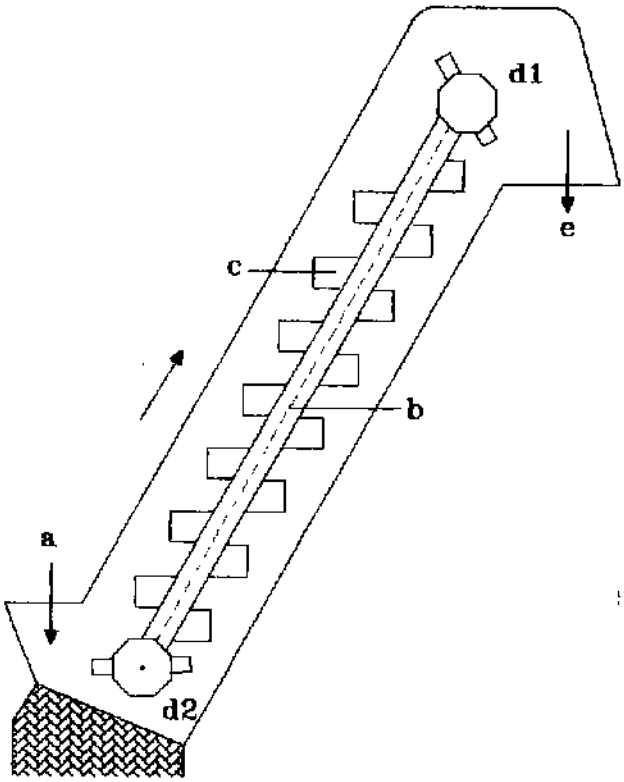


FIGURA No 3-2

3.2.7 Transportador de Cangilones.

Las materias entran por a en una caja inclinada, dentro de la cual hay una cadena b con dos cangilones c_1 d_1 es una estrella que hace girar la cadena y d_2 otra estrella tensora de la misma. Los cangilones bucean en un recipiente que contiene los materiales y los vierten por él. (Fig. No. 3.2)

La altura de elevación es de 5 a 25 m, la velocidad de trabajo es de 0.4 a 2.5 m/s. Su consumo de energía es bastante grande en comparación con su trabajo útil y además, son posibles atascamientos.

3.2.8 Transportadores de Cinta.

Estos transportadores consisten esencialmente en una cinta sin fin, generalmente de caucho, con un alma de tela de algodón, unos rodillos de arrastre y de retorno y unos tambores terminales.

3.3 DETERMINACIÒN DE LA POTENCIA PARA LOS TRANSPORTADORES

3.3.1 La Potencia Media Absorbida por los conductores de bagazo, bagacillo. Intermedios y conductores de caña.

Comprende dos partes:

3.3.1.1 La potencia media para vencer la fricción.

Esta tiene un valor de:

$$P_f = \frac{(Q+K)*f+K*f'}{60*75} * V*\lambda \qquad (1)$$

Donde:

P_f = Potencia necesaria para vencer la fricción en HP

Q = Peso de caña sobre el conductor en Kg

K = Mitad del peso de la parte móvil del conductor en Kg

f = Coef. de fricción de la parte superior, 0.6

f' = Coef. de fricción de rodamiento de la parte inferior 0.1

V = Velocidad del conductor en m / min.

λ = Coef. Que toma en cuenta la eficiencia del engranaje que transmite él Movimiento, en el orden de 1.4 a 1.5.

Por otro lado tenemos:

$$Q = ZcL\ h\ d \qquad (2)$$

Donde:

Zc = Parte cargada del conductor en m (Para mayor seguridad se toma la mitad de la longitud desarrollada de la cadena).

L = Ancho del conductor en m

h = Grueso del colchón de caña en el conductor en m

d = Densidad aparente de la caña en el conductor.
300 Kg/m^3 para cañas preparadas por las cuchillas.
h está dada por la siguiente fórmula:

$$C = 0.06 * V * L * h * d. \qquad (3)$$

Donde:

C = Capacidad en toneladas de caña por hora

V = Velocidad del conductor en m / min.

Reemplazando la ecuación (3) en la ecuación (2) tenemos:

$$Q = \frac{1000 * C * Zc}{60 * V} \qquad (4)$$

Por otro lado:

$$K = \frac{Z_t}{2} * (2P+P') \qquad (5)$$

Donde:

Zt = Longitud total desarrollada del conductor en m

P = Peso por unidad de longitud de la cadena en Kg/m

P' = Peso de las tablillas por unidad de longitud del conductor en Kg/m

Tomaremos : P = 18 a 30 Kg/m de acuerdo con el tipo de cadena.

P' = 40 a 50 Kg/m de ancho para tablillas de acero.

3.5.1.2 La Potencia P_o necesaria para levantar la caña

$$P_o = \frac{1000 * C * H}{3600 * 75} * \lambda \qquad (6)$$

Donde:

P_o = Potencia necesaria para levantar la caña en HP

C = Capacidad de molienda de los molinos en TCH.

H = Diferencia de niveles entre las parte más alta del conductor, sobre la desmenuzadora y la parte horizontal del conductor en el patio, en m

λ = Coef. Debido al rozamiento en el patio de los engranajes que varían entre 1.4 a 1.5.

Finalmente:

$$P = P_o + P_f \qquad (7)$$

Donde:

P = Potencia media total absorbida por el conductor.

TCH = Toneladas de caña por hora.

2.3.7.3 Cálculo Numérico.

Determina la potencia del motor que acciona el conductor de caña si se sabe que: Velocidad de rotación de los molinos es de 3.79 r.p.m.

Entonces:

$$V = \pi x D x n$$

Donde:

D = Diámetro de los molinos 0.3 m

n = Velocidad de rotación en r.p.m., 3.79 r.p.m.

V = 3.572 m / min.

Como se dijo anteriormente, la velocidad del conductor de caña debe ser V/2 por lo tanto, la velocidad del conductor de caña es 1.786 m/min.

Se utiliza la fórmula citada en la página 70, numeral (1), para calcular P_f.

Donde:

f = 0.6

f' = 0.1

V = 1.786 m/min

λ = 1.4

Se utiliza la fórmula citada en la página 71, numeral (2), para calcular Q.

Donde:

L = 1 m

d = 300 Kg/m^2

Zc = 31 m

Se utiliza la fórmula citada en la página 71, numeral (3), se despeja h de ella y se calcula.

Donde:

C = 250 toneladas de caña por hora

L = 1 m

V = 1.786 m/min.

d = 300 Kg/m

Q = 72321.762 Kg

También:

Se utiliza la fórmula citada en la página 72, numeral (5) para calcular K.

Donde :

Zt = 62 m

P = 20 kg/m

P' = 45 kg/m

K = 2635 Kg

Se utiliza la fórmula citada en la página 72, numeral (6), para calcular P_O.

Donde:

C = 250 toneladas de caña por hora

H = 6 m

λ = 1.4

P_O = **7.77 H P**

$$P = P_o + P_f \qquad (7)$$

$$P = 33 \text{ HP}$$

Eficiencia del motor 0.9, entonces P = 36.67 HP

3.3.2 Potencia Absorbida por el Conductor de Gusano y capacidad de descarga.

La descarga del conductor está dada por la fórmula:

$$V = 60 \frac{\pi D^2}{4} * p*n* K_1 = 47\, p*n*K_1*D^2 \qquad (8)$$

Donde:

V = Volumen de la masa cocida transportada, l/hora

D = Diámetro exterior de la hélice en decímetros.

p = Paso de la hélice en decímetros

n = Velocidad de rotación de la hélice en r.p.m.

K_1 = Coeficiente que incluye la extensión hasta que está lleno el canal (no arriba del eje) y la rapidez del movimiento del material, que no avanza de una distancia p, cuando el tornillo da una vuelta.

Valores recomendables:

D = es de 3 a 5 dm

p = es del orden de 0.7 D

H = es del orden de 15 a 40 r.p.m.

Puede darse al K los siguientes valores:

de 0.15 a 0.20 cuando la hélice es de banda, en promedio 0.18

De 0.25 a 0.30 cuando la hélice es completa.

La potencia necesaria para manejar el conductor de hélice, puede estimarse aproximadamente en:

$$P = 1.5\, D^2 L$$

Donde:

P = Potencia absorbida por el conductor en HP

D = Diámetro exterior de la hélice en m

L = Longitud de la hélice en m

Se debe tener en cuenta también la eficiencia del reductor de velocidad del sistema de mando.

Cuando la sustancia a transportar es de mayor densidad como en el caso de la cachaza, el azúcar, etc. la ecuación (8) va multiplicada por la densidad teniéndose una descarga dada por:

$$Q = 47\, p*n*K_1*d*D^2$$

Donde:

Q = Peso de la sustancia a transportar en Kg/hora

d = Densidad aparente de la sustancia en Kg/dm^3

3.3.3 Potencia Absorbida por el conductor de cangilones.

Al proyectar un elevador de cangilones para un servicio determinado, se escoge el tipo más adecuado para el material a transportar, aunque también influye en el tipo a escoger la capacidad que debe tener o su posición vertical o inclinada.

0

En general, el tipo de cangilones espaciados con descarga por fuerza centrífuga se emplea para materiales muy sueltos o finos, tal como carbón pulverizado, etc.
El tipo de cangilones continuos se emplea para la manipulación de materiales pesados, duros o voluminosos.

La capacidad de los elevadores de cangilones depende de tres factores: velocidad, cabida de un cangilón y espaciado de éstos. La velocidad queda fijada entre límites muy estrechos por la necesidad de dar tiempo para la carga y para la descarga de los cangilones. La cabida por volumen de cada cangilón se determina por la cantidad de material a transportar por unidad de tiempo y, también, por el tamaño de los trozos del material.

En la tabla No. 3.1 se dan datos correspondientes a elevadores de descarga por fuerza centrífuga.

Las velocidades corrientemente empleadas para elevadores son las siguientes:

De 0.5 a 0.9 m/s para el de tipo continuo, y de 1 a 1.75 m/s para los espaciados.

No solamente se necesita disponer de potencia para elevar el material, si no también para extraerlo del depósito para vencer los rozamientos en el accionamiento, el depósito y los trozos de material acuñados entre el borde del cangilón y el interior de la carga y para otras varias partidas de menor importancia.

Una regla general, simple y segura para calcular la potencia necesaria para un elevador consiste en añadir un 100% a la potencia neta para elevación del material. Esto se tiene en cuenta en la siguiente fórmula:

$$P = \frac{H^{*}_{c}}{140}$$

Donde:

P	=	Potencia en HP
H	=	Altura de la elevación en m
c	=	Toneladas del material transportado por hora

A esta potencia hay que sumarle la potencia en el eje de arrastre (dada en la tabla 3.1)

3.3.4 Potencia Absorbida por el Transportador de Cinta

La potencia necesaria para el accionamiento de transportadores de cinta, depende de lo espaciados de los rodillos, tipo de accionamiento (se refiere a las poleas que pueden ser lisas simples, escalonadas simples o escalonadas en támden.)

La cinta no debe ir más deprisa de lo que se necesita para transportar la carga con seguridad. Si por una razón cualquiera fuese necesario aumentar la velocidad debe calcularse la potencia necesaria para la plena capacidad a la velocidad fijada.

Para transportadores horizontales:

$$P = \frac{K * C * L}{10.000}$$

Para transportadores inclinados:

$$P = \frac{K * C * L}{10.000} + \frac{C * H}{280}$$

TABLA No 3.1 Datos correspondientes a elevadores de cangilones

TAMAÑO DE LOS CANGILONES cm * cm	VELOCIDAD DE CANGILONES m/s	CAPACIDAD DEL CANGILONES LLENO HASTA RASANTE dm^3	CAPACIDAD DEL ELEVADOR EN TONS. CARBON POR HORA	HP EN EL EJE DE ARRASTRE
15x10	1.05	0.9	6	1.2
17.5x11.5	1.05	1.41	9.2	2
20x12	1.12	1.9	12.7	2.8
25x15	1.12	3.38	19.8	3.1
28x15	1.12	3.7	21.6	3.4
30x15	1.27	4.07	24	4.9
30x17.5	1.27	5.5	32.5	5.5
30x17.5	1.27	6.5	38.3	6.5
36x20	1.27	8.4	50	8

Donde:

K = Una constante según tabla 3.2 sobre transportadores, ubicada en la siguiente Página.

L = Longitud del transportador en m

C = Capacidad en toneladas por hora.

H = Altura a que es elevado el material en m

Para cada volquete añada la potencia indicada por la tabla 3.2. Entendiéndose por volquete los puntos intermedios para descargar el material.

Para tener en cuenta el rozamiento de las poleas terminales del transportador y de accionamiento añádanse los tantos por ciento siguientes, según la longitud del transportador en m. Se tiene las siguientes longitudes:

Longitud.	75	15	23	30	60	150
Tanto por ciento.	80	50	50	20	10	4

3.4 SELECCIÒN Y APLICACIÒN DEL MOTOR

Para este sistema estudiado, algunos motores requieren una fracción del momento torcional de plena velocidad, otros necesitan varias veces este momento torcional de plena velocidad.

Conviene disponer de una selección de velocidades, siendo suficiente dos, tres o cuatro velocidades fijas. No es necesario el ajuste de la velocidad. Los requerimientos del momento torcional de arranque pueden ser reducidos o elevados como en el caso de los transportadores.

La característica de funcionamiento a diversas velocidades puede ajustarse a las características de caballaje constante, esfuerzo torcional constante o variable. El motor a

utilizar debe ser de jaula de ardilla Nema clase C, con esfuerzo torcional elevado y velocidades múltiples.

TABLA No 3.2 Datos sobre transportadores de cinta

TAMAÑO		VELOCIDAD	CAPACIDAD		POTENCIA			CINTAS	
Anchura de la cinta cm	Tamaño máximo de los trozos cm	velocidad máxima obtenible m/min.	m3/h velocidad cinta 100m/min.	Tons/h velocidad cinta 100m/min. densidad material 1,6	constante c para materiales de peso especifico 0.8	1.6	H P por cada volquete móvil	numero mínimo de telas de la cinta	numero máximo de telas de la cinta
30	5	90	43	69	3.17	2.27	0.5	3	4
35	6.5	90	45	88	3.13	2.23	0.5	3	4
40	7.5	90	75	120	3.09	2.19	0.75	4	5
45	10	105	100	160	2.88	2.08	1	4	5
50	12.5	105	135	216	3.37	2.37	1.25	4	6
60	20	120	185	294	3.27	2.34	1.75	4	7
75	30	135	300	480	2.91	2.12	2.5	5	7
90	45	150	425	680	2.7	2.08	3.25	6	8
105	50	165	615	985	2.62	2.02	4.25	6	10
120	60	185	850	1360	2.48	1.91	5	7	11
135	70	200	1120	1800	2.38	1.73	6	7	13
150	75	200	1380	2200	2.27	1.58	6.5	8	15

4 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS PICADORAS Y DESMENUZADORAS

4.1 PICADORAS

El trabajo de las cuchillas (picadoras) convierte a las cañas enteras en un material formado por materiales cortos y pequeños.

Las picadoras, entonces, ejecutan dos funciones y tienen dos ventajas:

a) Favorecen la capacidad de los molinos transformando la caña en una masa compacta y homogénea.

b) Mejoran la extracción de los molinos rompiendo la corteza de la caña y facilitando así su desintegración y la extracción del jugo.

Las picadoras consisten en un eje pesado de sección cuadrada, hexagonal u octagonal montado en rodamientos de bolas y en el cual están fijos varios brazos cada uno de los cuales llevan dos hojas colocadas simétricamente con relación al eje.

El mando se hace por medio de un motor de inducción de rotor bobinado, acoplado directamente a través de un acople flexible.

El paso de la distancia media, medida paralelamente al eje, que separa 2 círculos de rotación sucesivas. El caso más frecuente es de 50mm.
El paso del número de hojas. Si cada hoja gira en un plano distinto se tendrán:

$$N = \frac{L}{P_a} - 1 \qquad (1)$$

Donde:

N = Número de hojas

L = Ancho del conductor de caña en mm.

P_a = Paso de la cuchilla en mm.

Cuando la fórmula (1) da un número N impar, se adopta siempre el número inmediatamente inferior.

La velocidad de las cuchillas debe ser de 400 a 600 r.p.m. El ajuste de las cuchillas es el intervalo que queda entre él circulo descrito por la extremidad de la cuchilla y las partes más salientes de las tabletas de conductor.

La porción de la caña no cortada se obtiene mediante la fórmula:

$$l = \frac{r}{h} * 100\ \% \qquad (2)$$

Donde:

l = Peso de las cañas no cortadas, % de pesos trabajado.

r = Ajuste de las cuchillas en mm.

h = Altura del colchón de caña en mm.

La altura del colchón de caña h se calcula por:

$$h = \frac{1000 * C}{60 * V * L * d} \qquad (3)$$

Donde:

C	=	Trabajo de los molinos en TCH.
V	=	Velocidad del conductor de caña en m/min.
L	=	Ancho del conductor en m
d	=	Peso del m^3 de caña, antes de las cuchillas en Kg/m^3
	=	125 Kg/m^3 para cañas mezcladas
	=	150 KG/m^3 para cañas paralelas

La proporción de las cañas cortadas entonces:

$$k = \frac{100 - L}{100} \qquad (4)$$

4.1.1 Potencia.

La potencia media consumida por un juego de cuchillas depende de:

1. Tonelada de caña

2. De la fibra de la caña

3. De la proporción de caña que realmente corta, es decir del ajuste. Las cañas que se encuentran en el fondo del conductor, a una altura inferior al ajuste adoptado, se escapan de las cuchillas.

4. Del paso: Habrá más hojas cortadoras a medida que el peso sea más pequeño y habrá más golpe cuando haya más hojas.

5. De la velocidad de rotación: con una velocidad doble, habrá más golpes y aproximadamente 2 veces más trabajo.

6. Del radio del círculo de corte: cuanto más grande sea ésta será mayor el momento necesario para cada golpe.

7. De diversos factores variables; rozamiento, lubricación, hojas más o menos desgastadas, cañas con fibras más o menos resistentes, etc.

No pudiéndose integrar estos factores, se escribirá:

$$P = \frac{0.0025 * k * C * f_1 * n * R}{P_a}$$

Donde:

P = Potencia media consumida por las cuchillas en HP

C = Trabajo de los molinos TCH.

f_1 = Fibra de la caña con relación a la unidad - contenido de la fibra en la caña por unidad.

k = Proporción de la caña cortada, con relación a la unidad, dada por la fórmula (4).

n = Velocidad de rotación de las cuchillas en r.p.m.

R = Radio del círculo de rotación en la punta de las hojas en cm.

P_a = Paso de las cuchillas en cm.

Esta fórmula da un resultado aproximado. Los valores medios más frecuentes adoptados son:

n = 500 r.p.m.

R = 60 mm

P_a = 5 cm

k = 0.8

Reemplazando estos valores se encontrará:

$$\frac{P}{C * f_1} = 12 \text{ HP}$$

Ahora:

Cf_1 = THF (toneladas de fibra por hora)

Entonces:

$$P = 12 \text{ H.P} * \text{TFH} \qquad (6)$$

También el valor recomendado de f es 0.125, o sea f = 1/8 (correspondiente a 8 partes de fibra en la unidad).

Entonces:

$$P = 1.5 \text{ C HP} \qquad (7)$$

Como el valor de f varía, entonces la potencia varía entre 1.5 y 2.0 HP por TCH (tonelada de caña por hora).

Si en el ingenio se muelen 250 TCH entonces se necesitará un motor de 375 H.P a 500 HP esto depende del valor de f.

Cuando se instalan dos juegos de cuchillas sucesivas puede darse a cada una de ellas una potencia igual aproximadamente los 3/4 del valor obtenido.

4.2 DESMENUZADORA

La desmenuzadora es la primera máquina con presión entre sus cilindros, que encuentra la caña al llegar a los molinos. Está constituída por un molino, generalmente de dos masas que llena dos funciones principales:

a) Asegurar la alimentación de toda la batería (molinos)

b) Prepara la caña, facilitando la toma de ésta por los molinos y la extracción de ellos.

La desmenuzadora Tiene las siguientes características principales:

1) Posee una superficie especialmente construida para permitir tomar en la mejor forma la caña o los pedazos de caña que se le presentan.

2) Esta superficie está concebida de tal manera que se pueda desmenuzar, despedazar y desfibrar a la caña a fin de que el trabajo de los molinos que contina enseguida, sea eficaz y sobre un material triturado y ya en forma de bagazo.

3) Debe tener una velocidad periférica superior a la de los molinos, a los que debe alimentar, ya que el material que recibe, no estando todavía en forma de bagazo, es difícil de asir.

Si tuviera la misma velocidad de los molinos, estaría en desventaja para proporcionarles la cantidad de material que puedan absorber.

Existen diversos tipos de desmenuzadoras, pero dos de ellas dominan de tal manera a las otras por su número y popularidad. Estas son:

- El tipo Krajewski

- El tipo Fulton

Las mesas de la desmenuzadora Krajewski están constituidas por un cierto número de aristas que van a lo largo del cilindro, siguiendo una línea longitudinal en zigzag y separadas entre ellas por una ranura profunda del otro, produciendo sobre las cañas que queda entre ellas un efecto de seccionamiento. Al mismo tiempo, estas aristas tiran de la caña sobre la ranura opuesta con una fuerza de atracción muy poderosa.

Las mesas Fulton son en realidad cilindros de molinos acondicionados para servir en una desmenuzadora. El cilindro Fulton es una superficie de revolución obtenida, haciendo girar alrededor de un eje una línea dentada que origina ranuras circulares en V.

Como una superficie de revolución, aún ranurada, es poco propia para asir la caña. Se tallan chevrones helicoidales que forman muescas en el cruce de las ranuras verticales de los helicoidales.

Las ranuras Fulton tienden a taponarse con bagazo, por lo que es necesario instalar raspadores en los dos cilindros de esta desmenuzadora.

Se llama diámetro del cilindro de una desmenuzadora Fulton o de un molino, el diámetro de este cilindro tomado a la mitad de los dientes.

Este diámetro D es la medida aritmética entre el diámetro D_M tomado en la punta de los dientes y el diámetro D_m tomado en el fondo de las ranuras.

$$D = \frac{D_M + D_m}{2} \qquad (8)$$

En el caso de una desmenuzadora Krajenski se toma igualmente un diámetro medio la medida entre el diámetro del fondo de las ranuras y el diámetro del borde de las aristas.

Dado que la desmenuzadora tiene que trabajar con un material menos compacto y más resbaloso que el que pasa a los molinos, éstos la aventajan desde el punto de vista de alimentación, para equilibrarlos se da a la desmenuzadora una velocidad periférica superior a de los molinos. Siendo el tonelaje molido proporcionalmente a la velocidad.

Generalmente se da a la desmenuzadora una velocidad periférica de 25% al 50% superior a la de los molinos.

Las desmenuzadoras ordinarias de dos cilindros reciben una presión hidráulica total entre el 40% y el 60% de la presión aplicada a los molinos. La presión hidráulica especifica de una desmenuzadora debe ser por lo menos de 5 Ton/dm^2. Existe la desmenuzadora de tres cilindros, llamada también molino desmenuzador; es un molino semejante a los otros molinos de la batería colocado a la cabeza de esta y diseñado para hacer el trabajo de una desmenuzadora.

Las diferencias que tienen los dos molinos son:

a) Una velocidad superior a la del primer molino que le sigue.

b) Una superficie en los cilindros con ranuras profundas y chevrones numerosos.

4.2.1 Potencia.

La determinación de la potencia consumida por una desmenuzadora es similar a la consumida por los molinos, por consiguiente las siguientes fórmulas serán desarrolladas con más detalle en el capítulo correspondiente a molinos.

Potencia para desmenuzar con raspadores (Fulton)

$$P = \frac{n*D}{\rho} * [Ph(0.5\sqrt{\tau / dF} + 0.04) + 1.25*L.] \quad (9)$$

Potencia para desmenuzar sin raspadores(krajensik)

$$P = \frac{n*D}{\rho} * [Ph(0.5\sqrt{\tau / dF} + 0.04)] \quad (10)$$

Donde:

P	=	Potencia consumida total en HP
n	=	Velocidad de rotación de los cilindros en r.p.m.
D	=	Diámetro de los cilindros en m
ρ	=	Rendimiento de los engranes
Ph	=	Presión hidráulica total aplicada en toneladas
τ	=	Carga fibrosa especifica de los molinos en $Kg/m^2/m$.
d	=	Densidad del bagazo comprimido en Kg/m^3
F	=	Fibra de este bagazo con relación a la unidad
L	=	Largo de los cilindros en m

Haciendo unas simplificaciones (ver Cap. V) se tiene:

a) Desmenuzadora sin raspadores

11) Desmenuzadoras viejas. P= 0.15 pnD

12) Desmenuzadoras modernas. P= 0.12 pnD

b) Desmenuzadora con raspadores

13) Desmenuzadoras viejas. **P**= 0.16 pnD

14) Desmenuzadoras modernas. **P**= 0.13 pnD

4.2.2 Cálculo numérico

Determinar la potencia necesaria para el motor que mueve una desmenuzadora moderna con raspadores, si la capacidad de los molinos es de 250 TCH.

De la tabla 4.1 obtenemos los siguientes valores:

Para 253 TCH se debe usar cilindros de 1065x2134 mm y una velocidad de los molinos de 5 r.p.m.

Entonces, como la velocidad de la desmenuzadora debe ser aproximadamente de 140% de la de los molinos, la de esta será de 7 r.p.m.

La presión en los molinos se obtiene así:

$$p = 200\ L*D$$

Como la presión de una desmenuzadora es aproximadamente el 70% de los molinos, tenemos:

$$p = 0.7*200*L*D$$

Reemplazando los valores de la longitud y el diámetro, obtenemos una presión 318.18 Ton.

Aplicación de la ecuación (14).

$$P = 308.36\ HP$$

TABLA No 4.1 Capacidad de los molinos en T.C.H.

Fibra= 0,125 n=5 rpm

COMPOSICION DE LA BATERIA No DE CILINDROS			D + 3M 11	4 M 12	D + 4M 14	5M 15	D + 5M 17	6M 18	D + 6M 20
D" X L"	D(mm) X L(mm)	LD^2 (m^3)							
42x84	1065x2134	2.42	204	212	230	238	253	260	274
36x8	915x2134	1.787	157	157	170	175	185	192	203
36x78	915x1980	1.658	139	145	157	162	173	178	188
34x78	863x1980	1.475	124	124	140	144	154	158	167
34x72	863x1830	1.363	114	119	129	133	142	146	154
32x72	810x1830	1.201	101	105	114	118	125	129	136
32x66	810x1675	1.099	92	96	104	108	115	118	124
30x66	760x1675	0.967	81	85	91	95	101	104	109
30x60	760x1530	0.884	74	77	84	87	92	95	100
28x60	710x1530	0.771	65	67	73	75	80	83	87
28x54	710x1370	0.691	58	60	65	68	72	74	78
26x54	660x1370	0.597	50	52	56	58	62	64	68
26x48	660x1220	0.531	45	46	50	52	55	57	60
24x48	610x1220	0.454	38	40	43	44	47	49	51
24x42	610x1070	0.398	33	35	38	39	41	43	45
22x42	560x1070	0.336	28	29	32	33	35	36	38
20x36	510x915	238	20	21	23	23	25	26	27

Teniendo en cuenta la eficiencia (0.90).

$$P_{ins} = 342.6 \text{ HP}$$

En las desmenuzadoras se emplean motores de inducción de rotor bobinado con anillos colectores, que tienen un buen par de arranque. Los motores pueden ser de 900 r.p.m. que cargados marchan a 820 r.p.m. o de 600 r.p.m. que funcionan a 580 r.p.m.

5 EQUIPO ELÉCTRICO DE LOS MOLINOS

5.1 ESTUDIO

Los molinos empleados en la actualidad están compuestos de tres masas o cilindros horizontales, cuyos centros unidos, forman un triángulo isósceles. De estas tres masas cilíndricas, dos se hallan situadas a la misma altura, girando en la misma dirección y reciben los nombres de masa cañera (por donde entra la caña) y la masa bagacera (por donde sale) o masa de descargue; la tercera masa, llamada mayor o superior, está colocada entre las otras dos y gira en dirección contraria.

La acción de las masas se realiza, pues en dos periodos: en el primero la caña pasa entre la masa cañera y la superior, y en el segundo entre ésta y la masa de salida, con la ayuda de la pieza llamada bagacera.

Las dos masas inferiores están, en general, fijas en su posición, en tanto que la masa superior puede subir o bajar, accionada por un acumulador hidráulico, según las necesidades de alimentación del molino.

A continuación definiremos una serie de factores que serán empleados en la deducción de la fórmula de potencia.

Comprensión: Es la relación entre el volumen de bagazo comprimido en un instante cualquiera al volumen de bagazo suelto. Ver Fig. (5.1).

COMPRESION DEL BAGAZO

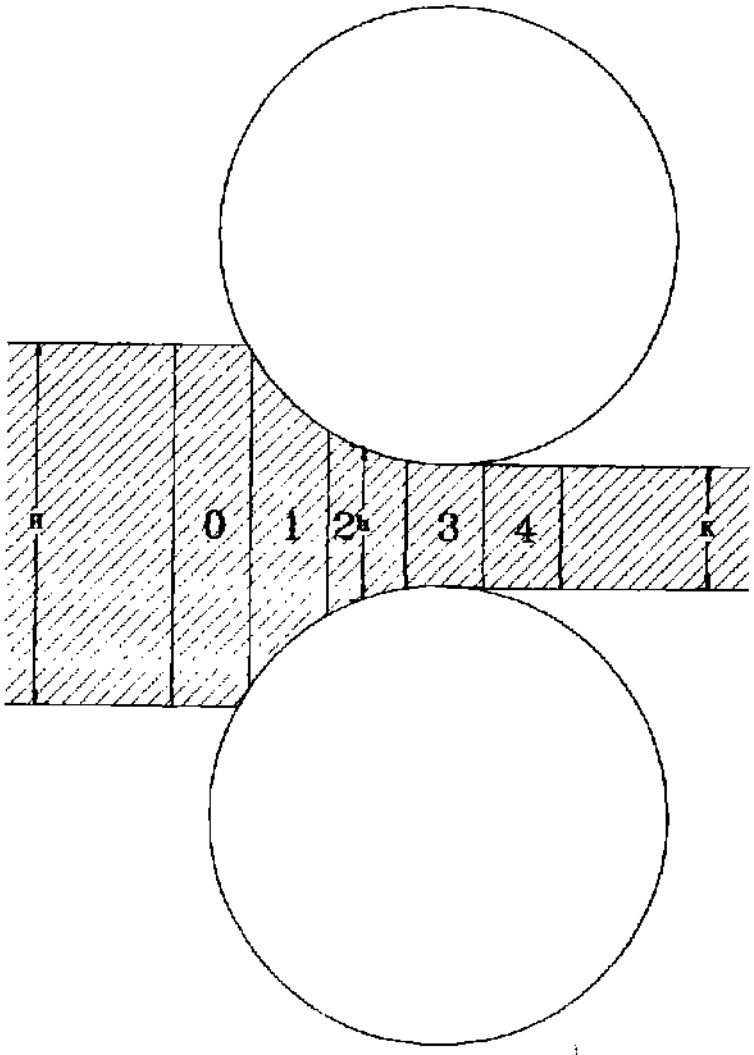


FIGURA No 5-1

$$\ell_1 = \frac{h}{H} \qquad (1)$$

En el momento del paso por el plano axial se tendría:

$$\ell = \frac{K}{H} \qquad (2)$$

Relación entre la presión y la compresión: Noel Doorr, hizo un estudio sobre la relación entre la comprensión del bagazo y la presión empleada para obtenerla (esta explicado en el libro de HOGOT.E), sobre la base de este estudio dedujo la siguiente fórmula:

$$\text{Ph} = \frac{70}{10^6 * \ell_1^6} \qquad (3)$$

Relación entre la presión hidráulica y la presión máxima; esta relación esta dada por la fórmula:

$$\text{P}_\text{M} = \frac{0.35 * P}{L * \sqrt{KD}} \qquad (4)$$

Donde:

Ph esta dado en ton/m^2 L, K y D en m

Carga fibrosa: Es el cociente del peso de la fibra que pasa en un tiempo dado por el molino entre la superficie descrita en el mismo tiempo. Entonces con base en esto se tiene: Sobre una superficie descrita S cualquiera se tendrá:

Entonces:

$$S * K * d * F = S * q$$

$$K = \frac{q}{d * F} \qquad (5)$$

Donde:

K = Espesor mínimo del bagazo en m

q = Carga fibrosa en Kg/m^2

d = Densidad del bagazo comprimido en Kg/m^3

F = Fibra del bagazo con relación a la unidad

5.1.1 DETERMNACIÒN DE LA POTENCIA

La potencia consumida por un molino integra los siguientes factores:

1) Potencia consumida por la compresión del bagazo
2) Potencia consumida por la fricción entre los muñones y los cojinetes del os cilindros.
3) Potencia consumida entre el bagazo y la cuchilla central.
4) Potencia consumida por la fricción de los raspadores y la punta de la cuchilla central, los cilindros a la que se suma el trabajo de desprendimiento del bagazo, en estos puntos.
5) Potencia consumida por el movimiento que se le da a los conductores intermedios.
6) Potencia consumida por los engranajes.

Además, estos seis componentes de la potencia depende en gran parte de otros factores, difíciles de medir o de estimar como: la variedad de la caña, estado de las superficies en rozamiento, calidad y conservación de la lubricación, ajuste de las aberturas y de las cuchillas, etc.

La imposibilidad de integrar estos factores hace imposible obtener una gran precisión en el cálculo de la potencia. Por esto el valor que se obtiene en la práctica difiere en un 20 a 25% del valor obtenido mediante la fórmula.

Calcularemos la potencia de un molino descomponiéndola en los seis términos indicados anteriormente.

5.1.1 Potencia consumida por la compresión del bagazo

Considérese el bagazo pasando entre dos cilindros y descompóngase en secciones que correspondan a la longitud que el bagazo recorre en un segundo (Fig. 5.1) Después de un segundo, la figura será exactamente la misma, sólo que la sección cero pasará a donde estaba la sección uno.

La definición de trabajo en consecuencia de la potencia, es en efecto, el producto de una fuerza F por un desplazamiento dh.

Una area A de sección tiene por superficie, LV y el trabajo desarrollado en un segundo tiene un valor:

$$P_1 = F * dh = Ph*A*dh = -LV\int_H^K Ph * dh$$

Reemplazando el valor de Ph dada por la ecuación No.3

$$P_1 = -L*V \int_H^K \frac{70}{10^6 * \ell_1^6} * dh$$

De la ecuación No. 1:

$$P_1 = -70\,LV\left(\frac{H^6}{10^6}\right)\int_H^K \frac{dh}{h^6}$$

$$P_1 = -70\, L*V*\left(H^6/\ 10^6\right) * [-\frac{1}{5h^5}] = \frac{70}{10^6} * \frac{L*V*H^6}{5} * [\frac{1}{H^5} - \frac{1}{K^5}]$$

Reemplazando el valor de K dado por la ecuación No. 2 tenemos:

$$P_1 = -\frac{70}{10^6} * \frac{LVH^6}{5} * [\frac{1}{H^5} - \frac{1}{(\ell H)^5}] = -\frac{70}{10^6} * \frac{LVH}{5} * [1 - (\frac{1}{\ell})^5]$$

Despreciando 1 ante el valor de $(1/\ell)^5$ entonces tenemos:

$$P_1 = -\frac{70}{10^6} * \frac{LVH}{5} * (-\frac{1}{\ell^5}) = \frac{70}{10^6} * \frac{LVH}{5} * \frac{H^5}{K^5} = \frac{70*LVH^6}{5*10^6*K^5}$$

Multiplicando ambos términos por K:

$$P_1 = \frac{70*LVH^6K}{5*10^6K^6} = \frac{LVK}{5} * \frac{70}{10^6\ell^6}$$

En esta ecuación P_1 esta en kilómetros, L en cm, V en cm/s, H y K en m

Convirtiendo los cm en m se tiene:

$$P_1 = 2000\ \ L*V*K \quad \frac{70}{10^6\ell^6}$$

En donde P_1 está en kilómetros, L en cm, K en m y V en m/s.

Haciendo uso de la ecuación No. 4 de la página 96,tenemos:

$$P_M = \frac{70}{10^6 \ell^6} = \frac{0.35}{L\sqrt{KD}}$$

Entonces:

$$P_1 = 700 \frac{LVKPh}{L\sqrt{KD}}$$

Como:

$V = \frac{\pi Dn}{60}$ donde n está en r.p.m., la ecuación queda convertida en:

$$P_1 = 36.65Dn * \frac{KPh}{KD} = 36.65\ n\ \sqrt{KD}\ Ph$$

Donde P_1 está en kilómetros, n en r.p.m., K y D en m

Sustituyendo en P_1 la ecuación número (5) tenemos:

$$P_1 = 36.65Ph\ n \sqrt{\frac{qD}{dF}}$$

Está representada la potencia necesaria para comprimir el bagazo entre dos cilindros.

Midiendo P_1 en HP se tiene:

$$P_1 = 0.5Ph\ n \sqrt{\frac{qDD}{dFD}}$$

Del capítulo anterior:

$$\tau = \frac{q}{D}$$

$$P_1 = 0.5 Ph\, n\, D \sqrt{\frac{\tau}{dF}} \qquad (6)$$

Donde :

P_1	=	Potencia consumida por la compresión del bagazo en un molino, medida en HP
Ph	=	Presión hidráulica total en el cilindro superior en ton/m^2
n	=	Velocidad de rotación de los cilindros en r.p.m.
D	=	Diámetro de los cilindros en m
τ	=	Carga fibrosa especifica en Kg/m^2/m
d	=	Densidad del bagazo comprimido en el plano axial de los cilindros de salida, en Kg/m^3
F	=	Fibra del bagazo saliendo del molino, con relación a la unidad.

5.1.1.2 Potencia consumida por la fricción sobre los muñones y los cojinetes.

La fuerza que actúa sobre el conjunto de los seis cojinetes de un molino tiene un valor de 2P siendo Ph la presión hidráulica total.

Si f_1 es el coeficiente de fricción, como el diámetro de los muñones es igual a la mitad del diámetro D de los cilindros, la potencia consumida por el rozamiento sobre los cojinetes tiene un valor de:

$$P_2 = 2 * 1000 Ph\, f_1 * \frac{\pi * D/2 * n}{60 * 75} = 0.7\, f_1\, nDPh$$

El valor recomendado de f_1 es 0.03 entonces:

$$P_2 = 0.021 * Ph * n * D. \qquad (7)$$

5.1.1.3 Potencia Consumida por la Fricción entre el Bagazo y la Cuchilla.

Se supone que la cuchilla recibe alrededor del 20% de la presión hidráulica total aplicada al cilindro superior.

Si f_2 es el coeficiente de rozamiento del bagazo sobre el acero; este rozamiento se produce sobre la superficie de la cuchilla que se encuentra a una distancia igual a 0.55D del eje del cilindro superior. Existe un cierto resbalamiento en la masa del bagazo en tránsito, se estima en un 50 % es entonces se tendrá:

$$P_3 = 0.20 * 1000Ph\, f_2 \frac{2*0.55*\pi*Dn}{60*75} * 0.50 = 0.076\, f_2\, nDPh$$

El valor de f_2 se estima en 0.4 entonces:

$$P_3 = 0.03Ph\ nD \qquad (8)$$

5.1.1.4 Potencia Consumida por la Fricción de los Raspadores y la punta de la cuchilla.

Suponiendo que el desprendimiento del bagazo exige una presión determinada por cada centímetro de longitud del raspador p_1 y si f_3 es el coeficiente de rozamiento o de fricción del acero sobre la fundición, entonces:

a) Cilindro Superior:

$$t_4 = P_1 * 100 * L * f_3 * \frac{\pi * Dn}{60*75} = 0.07\, f_3 * P_1\ LnD$$

b) Cilindro de salida:

$$t_4' = P_1 * 100 * L * f_3 * \frac{\pi * Dn}{60*75} = 0.07\, f_3 * P_1 * L * n * D$$

c) Cilindro de Entrada:

$$t_4'' = P_1' * 100\, L * f_3 * \frac{\pi * Dn}{60 * 75} = 0.07\, f_3\, P_1' * L*n*D$$

Para los tres cilindros se tiene:

$$P_4 = t_4 + t_4' + t_4''$$

$$P_4 = (2P_1 + P_1') * 0.07 f_3 * L*n*D$$

El valor de f_3 se estima en 0.20 entonces:

$$P_4 = 0.014\ (2P_1 + P_1')\ L*n*D$$

Se estima que el valor de P_1 es de 45 Kg/cm y el de P_1' es de 60 Kg/cm, entonces:

$$P_4 = 2.1\, L*n*D \qquad (9)$$

[illegible] Potencia consumida por un molino de bolas con la fórmula aproximada

Para no introducir fórmulas muy complicadas, se puede aproximar la potencia en:

$$P_5 = 1.9\, L*n*D \qquad (10)$$

Sumando las ecuaciones 6, 7, 8, 9, y 10, se obtiene la potencia total consumida por él molino.

$$P = P_1 + P_2 + P_3 + P_4 + P_5.$$

$$P = n*D* [Ph(0.5\sqrt{\frac{\tau}{dF}} + 0.05) + 4*L\,] \qquad (11)$$

5.1.1.6 Potencia Consumida por los Engranajes.

Esta potencia se integrará en la fórmula definitiva siguiente:

$$P = \frac{n*D}{\rho} * [Ph(0.5\sqrt{\frac{\tau}{dF}} + 0.05) + 4*L] \qquad (12)$$

Donde:

P = Potencia total consumida por un molino de tres cilindros en HP

n = Velocidad de rotación de los cilindros en r.p.m.

L = Largo de los cilindros en m

D = Diámetro de los cilindros en m

ρ = Rendimiento de los engranajes. Valor estimado en 0.82.

Ph = Presión hidráulica total aplicada sobre el cilindro superior en ton/m^2

τ = Carga fibrosa especifica del molino, en Kg/m^2/m.

d = Densidad del bagazo comprimido en el plano axial de los cilindros de salida, en Kg/m^3

F = Fibra de este bagazo con relación a la unidad.

La fórmula dada por la ecuación No.12 se puede simplificar basándonos en que el término $\sqrt{dF}$ varía de un molino a otro (esto dentro de una misma batería), los siguientes son los valores más recomendables:

Segundo molino. $\sqrt{dF} = \sqrt{1250X0.37} = 21.6.$

Ultimo molino $\sqrt{dF} = \sqrt{1250X0.50} = 25.3$

Incluyendo este término en el coeficiente que le precede se obtiene:

$$P = \frac{n*D}{\rho} * [Ph(a\sqrt{\tau} + b) + c*L] \qquad (13)$$

Los coeficientes a, b y c están dados en la tabla No 5.1.

Los coeficientes a, b y c están dados en la tabla No 5.1.

Se debe tener encuenta que b toma diversos valores (b_1, b_2 o b_3). Dependiendo del tipo y del estado del molino, donde:

b_1 = coeficiente b para un molino moderno bien ajustado y bien lubricado.

b_2 = valor medio del coeficiente b

b_3 = Coeficiente b para un molino de cuchilla alta y ancha, y de lubricación defectuosa.

Cuando no es posible determinar estos coeficientes, ni variar la carga especifica y cuando se ignora el valor exacto del rendimiento de los engranajes, es mejor utilizar las fórmulas aproximadas siguientes:

$$P = 0.20Ph*n*D \text{ (molinos viejos)}$$
$$P = 0.18Ph*n*D \text{ (molinos clásicos)} \qquad (14)$$
$$P = 0.16Ph*n*D \text{ (molinos modernos)}$$

Donde:

P = Potencia consumida por un molino de tres cilindros en HP

Ph = Presión hidráulica total aplicada sobre el cilindro superior en ton/m^2

n = Velocidad de rotación de los cilindros en r.p.m.

D = Diámetro de los cilindros en m

La potencia dada por la fórmula 14 es suficiente aumentarla en 15% para obtener la potencia del motor por instalar.

TABLA No 5.1 Valores de los coeficientes de disminución

	a	b			c
		b1	b2	b3	
Desmenuzadora sin raspadores	0.029	0.015	0.02	0.03	0
Desmenuzadora con raspadores	0.029	0.015	0.02	0.03	1.25
Molino desmenuzador	0.026	0.04	0.05	0.07	4
1 molino después de desmenuza.	0.023	0.04	0.05	0.07	4
2 molino después de desmenuza.	0.022	0.04	0.05	0.07	4
Molinos intermedios	0.021	0.04	0.05	0.07	4
Ultimo molino	0.02	0.04	0.05	0.07	4

TABLA No 5.2 Variación de la carga fibrosa con relación al número de cilindros

N	12	14	15	17	18	20	21	23	25
τ	11.6	12.6	13	13.8	14.2	15	15.4	16.1	16.8

5.1.2 CALCULOS NUMÈRICOS

Determinar la potencia del motor para mover un molino(moderno) de una batería de 17 cilindros en un ingenio donde se mueven 250 TCH.

De la tabla 4.1 ubicada en la página 92,obtenemos la velocidad y las dimensiones del molino para 253 TCH

Velocidad (n) = 5 r.p.m.

Longitud (L) = 2.134 m

Diámetro(D) = 1.065 m

La presión hidráulica total está determinada por:

$$Ph = 200\ L*D = 200*\ 2.134*1.065 = 454\ Ton$$

Aplicando la ecuación No. 14 para un molino moderno tenemos:

$$P = 0.16\ Ph*n*D = 387\ HP$$

La potencia a instalar (potencia del motor)

$$P = 387 * 1.15 = 445\ HP$$

Determinando la potencia por la ecuación No. 13 tenemos:

n	=	5 r.p.m.	p	=	454 Ton
D	=	1065 m	L	=	2.134 m
f	=	0.082	τ	=	13.8

El valor de τ esta dado por la tabla 5.2

Tomando el primer molino, la tabla 5.1 nos da los valores de a, b y c.

a = 0.022

b = 0.04

c = 4

Tenemos entonces:

P = 414.31 HP

P_{ins} = 476.5 H.P

5.2 MANDO ELÉCTRICO

La principal dificultad que se tiene es la de regular la velocidad de los molinos, ya sea individual o de la batería.

Esta regulación se obtiene variando la frecuencia de la red para variar la velocidad de toda batería y variando la resistencia del rotor para variar la velocidad individual.

En los molinos se emplea, casi siempre, motores de inducción con rotor bobinado con anillos colectores, que tienen un buen par de arranque, con velocidades de 900 r.p.m. ó 600 r.p.m.

6 EQUIPO ELÉCTRICO DE LAS CENTRÍFUGAS Y BOMBAS

6.1 CENTRÍFUGAS

La centrífuga consiste en una canasta cilíndrica diseñada para recibir la masa cocida que se va a tratar, la cual es colocada sobre un eje vertical, el cual lleva en su parte superior el motor que mueve la máquina.

La canasta está perforada con numerosos orificios que permiten el paso de la miel; la canasta esta guarnecida con una malla de metal que retiene el azúcar.

Las dimensiones de las centrífugas se caracterizan por dos medidas principales:

a) El diámetro interior de la canasta, D;

b) La altura interior de la canasta, H.

Las dimensiones estándar de las centrífugas se darán en la tabla No. (6.1). Un factor importante también desde el punto de vista de la capacidad de las centrífugas es la velocidad. La velocidad y el diámetro son los factores que determinan la fuerza centrífuga, es decir, la fuerza necesaria para eliminar las mieles durante la centrifugación. Se toma como velocidades normales 1000 y 1500 r.p.m.

El ciclo de operación comprende los siguientes pasos:

Aceleración y carga, secado en operación, lavado con agua, purgado con vapor, frenado y descarga; el ciclo completo dura aproximadamente seis minutos.

El momento de inercia es muy importante en el cálculo de la potencia consumida por las centrífugas. Este depende del paso de las masas y de sus distancias al eje de rotación, es entonces diferente si la centrífuga está en vacío o llena de masa cocida cambia también progresivamente a medida que las mieles se eliminan durante la centrifugación. Entonces existen tres velocidades del momento de inercia.

a) Momento de inercia de la centrífuga vacía.
b) Momento de inercia con la centrífuga llena de masa cocida inmediatamente después de la carga.
c) Momento de inercia de la centrífuga llena de azúcar, al final de la centrifugación.

Si M es la masa total de la canasta y de la masa cocida a carga completa, el esfuerzo sufrido por la pared de la canasta tiene un valor de:

$$F_r = M * \omega^2 * r \qquad (1)$$

Este esfuerzo se distribuye por toda la superficie de la pared. Entonces la presión por cm de pared es:

$$P = \frac{M * \omega^2 * r}{\pi * D * H} \qquad (2)$$

Donde:

D = Diámetro de la canasta en m

H = Altura de la canasta en m

r = Radio de la canasta en m

Si f es el esfuerzo máximo por el metal empleado, se tendrá:

$$e = \frac{PD}{2f} \qquad (3)$$

Donde:

e = Espesor del metal en cm.

Entonces:

$$e = \frac{M\omega^2 r}{2\pi Hf} \qquad (4)$$

M es proporcional a D^2, H; si K y K_1 son los coeficientes numéricos se tendrá:

$$e = K\,\frac{D^2 H n^2 D}{Hf} = K_1 * D^3 * n^2 \qquad (5)$$

La masa m de la canasta es proporcional a su volumen de metal, entonces:

$$m = K_2 * D * e * H * \pi = K_3 * D * D^3 * n^2 * H * \pi = K_4 * D^4 * n^2 * H \qquad (6)$$

Su momento de inercia l_P será:

$$l_P = m * D^2 = K_4 * D^6 * H * n^2 \qquad (7)$$

La masa centrífuga es proporcional a D^2H. Su momento de inercia será entonces:

$$l_S = K * D^2 * H * D^2 = K_1 * D^4 * H \qquad (8)$$

El momento de inercia total será la suma de I_p e I_S, entonces:

$$I = D^4 H*(a + b*D^2 n^2) \qquad (9)$$

Los valores de a y b se darán a continuación:

	Al vacío	**Cargado**	**Al final**
Valor de a	4	10	8
Valor de b	4	4	4

Estos valores suponen a D y H medidas en m, a I en metros cuadrados kilogramos peso y n en miles de r.p.m.

6.1.1 Potencia.

En las centrífugas hay dos potencias que deben considerarse:

a) La potencia de arranque o la potencia necesaria durante el periodo de aceleración (P_a).

b) Potencia durante la operación Pr.

Esta potencia es mucho menor que la primera, porque corresponde únicamente al mantenimiento de la velocidad, mientras que la potencia para el arranque corresponde al gasto de energía necesaria para llevar a la centrífuga de la inmovilidad a la velocidad de operación.

Periodo de aceleración. Aplicando el teorema de la energía cinética que dice: la semivariación de la energía cinética de un sistema en un tiempo dado, es igual a la suma del trabajo hecho por las fuerzas externas actuando en este sistema durante ese tiempo.

Entonces tenemos:

$$T_a = \frac{I\omega^2}{2} = P\int_0^t P*dt$$

Donde:

T_a	=	Trabajo correspondiente al periodo de aceleración
I	=	Momento de inercia
$I\omega^2$	=	Energía cinética
ω	=	Velocidad angular
ρ	=	Rendimiento
P_a	=	Potencia en la aceleración
t	=	Tiempo en la aceleración

Suponiendo una potencia constante e igual a la potencia media durante el período de aceleración se tiene:

$$\rho * P_a * t = \frac{I\omega^2}{2}$$

Como:

$$\omega = \frac{2n\pi}{60} = 0.105\ n$$

Entonces:

$$P_a = \frac{(0.105)^2}{2\rho} * \frac{In^2}{t} = K * \frac{In^2}{t}$$

Reemplazando el valor I dado por la fórmula No. 9 se tiene:

$$P_a = \frac{Kn^2}{t} * D^4H(a + b\,D^2\,n^2)$$

Reemplazando el valor de a por 10 y b por 4 dado en la tabla anterior se obtiene:

$$P_a = \frac{Kn^2D^4H}{t} * (10 + 4*D^2*n^2)$$

$$P_a = \frac{K}{4} * \frac{n^2D^4H}{t} * (2.5 + D^2\,n^2)$$

El valor promedio de K/4 es 10 entonces:

$$P_a = 10 * \frac{D^4Hn^2}{t} * (2.5 + D^2*n^2) \qquad (10)$$

Donde:

P_a = Potencia consumida por la centrífuga durante el período de aceleración en HP

D = Diámetro de la canasta en m

H = Altura de la canasta en m

n = Velocidad de rotación en operación, en miles de r.p.m.

t = Duración del período de aceleración, en minutos.

Periodo de operación. En operación se puede suponer que el par debido a las resistencias, a la fricción, tiene por valor:

$$C = D^4*H*n*(1 + 4*n)$$

Donde:

C = Par de resistencias a la fricción, en Kg/m.

D = Diámetro de la canasta en m

H = Altura de la canasta en m

n = Velocidad de operación, en miles de r.p.m.

Luego la potencia de operación será:

$$P_r = \frac{C\omega}{75} = D^4 * H * n * (1 + 4*n) * \frac{105n}{75}$$

$$P_r = 1.4\, D^4 * H * n^2 * (1 + 4*n) \qquad (11)$$

Donde:

P_r = Potencia absorbida por la centrífuga en operación, en H. P.

6.2 CALCULOS NUMÉRICOS

Hallar la potencia absorbida en el período de aceleración y en el período de operación por la centrífuga de 1065 x 510 mm con una velocidad de 1500 r.p.m.

6.2.1 Periodo de aceleración:

D = 1065 mm

H = 510 mm

n = 1500 r.p.m.

t = 1.5 min.

Aplicando la ecuación No. 10,en página 114:

P_a = 49.72 HP

6.2.2 Período de operación

Aplicando la ecuación No. 11 en página 115:

P_r = 14.47 HP

Si el ciclo comprende los siguientes pasos:

Aceleración	=	1.5 minutos
Operación	=	3.25 minutos
Freno y parada	=	1.25 minutos
		---
		6 minutos

Entonces la potencia del motor necesaria para mover la centrífuga se obtiene de la siguiente forma:

Aceleración	49.72 * 1.5		74.58 HP * minuto
Operación	14.47 * 3.25		47.03 HP * minuto
Freno y parada	0	1.25	0 HP * minuto
	---		---
	6		121.61 HP * minuto

Entonces:

$$P = \frac{121.61 HPmin}{6min * \rho} * = \frac{20.26HP}{\rho} = \frac{20.26HP}{0.9} = 22.51HP$$

En la tabla No. 6.1 se dan los valores de la potencia absorbida por las centrífugas más comunes en el período de la aceleración.

En la tabla No. 6.2 se dan los valores de la potencia absorbida por las centrífugas en el período de operación.

TABLA No 6.1 Potencia absorbida por las centrífugas en el período de aceleración

DIMENSIONES DiametroxAltura (mm) (mm)	H.P.	
	1200 R.P.M.	1800 R.P.M.
760X460	3.15	8.75
915X460	7.18	21.21
1015X510	12.75	39.14
1015X610	15.25	46.81
1015X760	19.01	58.33
1065X510	15.9	49.72
1065X610	19.02	59.49
1065X760	23.7	74.13
1220X510	30.06	99.17
1220X610	35.95	118.62
1220X760	44.79	147.79

TABLA No 6.2 Potencia absorbida por las centrífugas en el período de operación

DIMENSIONES DiametroxAltura (mm) (mm)	H.P.	
	1200 R.P.M.	1800 R.P.M.
760X460	1.07	3.38
915X460	2.26	7.11
1015X510	3.79	11.94
1015X610	4.53	14.28
1015X760	5.65	17.79
1065X510	4.59	14.47
1065X610	5.49	17.3
1065X760	6.84	21.56
1220X510	7.91	24.91
1220X610	9.46	29.8
1220X760	11.79	37.12

6.3 ESTUDIO DEL MANDO ELÉCTRICO

Las centrífugas se manejan por medio de un motor eléctrico vertical, cuyo eje es continuación del eje de la centrífuga. El mando se efectúa por medio de un embrague de fricción provisto de dos zapatas. Las zapatas están fijas al eje del motor y giran dentro del tambor.

Una de las características importantes es la que debido al freno regenerativo, permite una recuperación parcial de la energía gastada. Ver Fig. (6.1)

Esta recuperación se obtiene aplicando un motor de doble polaridad. Este motor trabajará por ejemplo a 1000 r.p.m. (4 polos) o 900 r.p.m. (8 polos), si se pasa bruscamente de 4 a 8 polos, se entregará energía a la línea, hasta que su velocidad llegue a 900 r.p.m.

Debido a su funcionamiento alternativo, durante la aceleración y la operación su rendimiento es bajo.

También tiene desventajas en cuanto al factor de potencia. Este aumenta de 0.8 a 0.9 durante la aceleración, pero disminuye de 0.4 a 0.5 durante la operación. En esta parte de ciclo, la potencia del motor es considerablemente mayor que la necesaria para mantenerlo en operación.

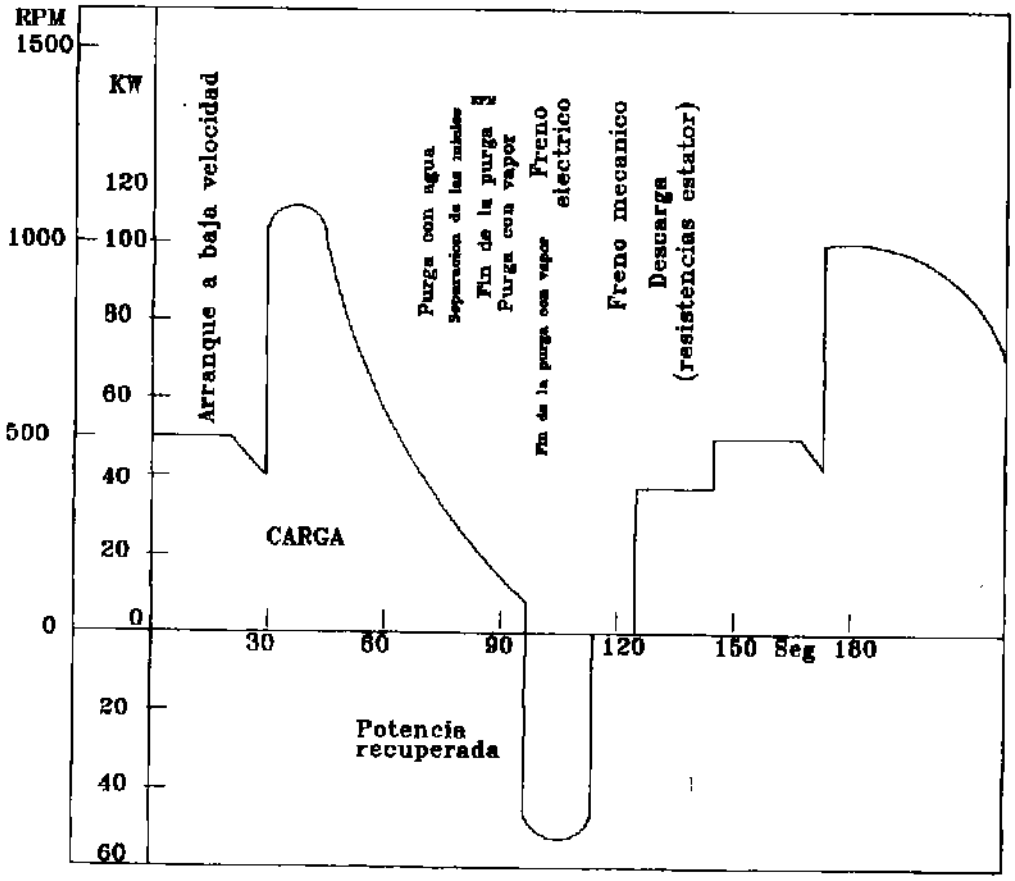
Los motores de las centrífugas trabajan necesariamente a intervalos frecuentes; producen un fuerte pico durante la aceleración, trabajan por algún tiempo a la velocidad de operación y enseguida tiene un periodo de reposo correspondiente al freno y la descarga.

El motor que debe adaptarse dependerá entonces de la duración del ciclo y de las condiciones de aceleración que se desean.

Los motores usados son motores de inducción de jaula de ardilla, NEMA clase D.

FRENADO REGENERATIVO

FIGURA No 6-1



6.4 BOMBAS

Efectuando un recorrido por el ingenio se encuentran gran cantidad de bombas destinadas a diferentes usos: bomba para llevar el jugo de los molinos a la báscula del jugo, de la báscula al tanque de alcalización, del tanque de alcalización a los calentadores, de los calentadores al clarificador, del clarificador a los evaporadores, de los evaporadores a los tachos, del clarificador a los filtros, de los filtros al tanque de alcalización, bomba para hacer el vacío que se necesita en los tachos, bombas para manejar las mieles, etc.

Encontramos tres clases de bombas:

- Bombas centrífugas
- Bombas de vacío
- Bombas rotativas

6.4.1 Bombas Centrífugas

La potencia del motor que mueve este tipo de bomba se obtiene de acuerdo a la siguiente fórmula:

$$P = \frac{V(H+h)*d}{75*\rho_m*\rho_r*\rho_M}$$

Donde:

P	=	Potencia absorbida por el motor de la bomba, en H.P
V	=	Volumen del material bombeado en l/s
d	=	Densidad del material bombeado
H	=	Altura total entre la succión y la descarga en m
h	=	Pérdida de carga en la tubería en m
ρ_m	=	Eficiencia total de la bomba misma.
ρ_r	=	Eficiencia del reductor de la velocidad de la transmisión.
ρ_M	=	Eficiencia del motor eléctrico.

En general ρ_m, esta entre 0.8 y 0.9 para agua, 07 y 0.8 para mieles y 0.6 a 0.7 para masas cocidas. ρ_r Esta entre 0.9 y 0.95 en los reductores de dos pasos y 0.5 a 0.6 en los reductores de gusano. ρ_M Esta entre 0.8 y 0.9.

6.4.1 CALCULO NUMÉRICO.

Hallar la potencia del motor de una bomba que bombea 10 l/s de una masa cocida de densidad 1.5 a una altura de 10 m. Se estima una Pérdida de carga de 3 m

Entonces:

V	=	10 l/s	ρ_m	=	0.65
H	=	10 m	ρ_r	=	0.90
h	=	3 m	ρ_M	=	0.95
d	=	1.5			

Reemplazando tenemos:

P = 5.23 HP

6.4.2 Bombas Rotativas.

La determinación de la potencia del motor, se hace en forma similar a las bombas centrífugas.

6.4.3 Bombas de Vacío.

La potencia absorbida por el motor de la bomba de vacío esta determinada por la siguiente fórmula.

$$P = \frac{(KP' - P_S)S * 2Ln}{60 * 75 * \rho_m * \rho_M}$$

Donde:

P	=	Potencia absorbida por el motor en HP
K	=	Coeficiente de magnitud media, su valor estimado es de 0.7
P'	=	Presión de descarga 1.00 P_1
P_1	=	Presión atmosférica en Kg/cm^2
P_S	=	Presión de succión en Kg/cm^2
S	=	Area efectiva del pistón en cm^2
L	=	Carrera del pistón en m
n	=	Velocidad de rotación de la bomba en r.p.m.
ρ_m	=	Rendimiento de la bomba
ρ_M	=	Rendimiento del motor

Si suponemos un vacío de 66 cm (0.136 Kg/cm^2), una presión atmosférica de 1.033 Kg/cm^2

$\rho_m = 0.91$

$\rho_M = 0.9$

Si se expresa S en dm^2 y L en dm se tendrá:

SL = V = Volumen de una carrera del cilindro en l.

Entonces:

$$P = 0.0037\ V\ n$$

V n se obtiene de catálogos (de bombas).

Los motores utilizados para mover las bombas son generalmente de inducción, jaula de ardilla, NEMA Diseño B, par normal y corriente de arranque reducido; los arrancadores son comúnmente del tipo electromagnético para arranque directo sobre la red para potencias hasta de 30 HP

7 SUMINISTRO DE ENERGÌA

7.1 SUBESTACION No. 1

La subestación está destinada a alimentar los motores dados por la tabla No.7.1; la iluminación correspondiente al patio de caña, molinos, filtros, bodega y empaque y las tomas de dichas zonas.

7.1.1 Arranque, Protección y Control de las Picadoras.

El motor que mueve la picadora se arranca por medio de un autotransformador.

El sistema debe estar protegido contra cortocircuito, contra sobrecarga, contra caída de voltaje hecha por relé U< (desconecta cuando la tensión de la red se baja).

Las características del sistema de control deben ser las siguientes:

a) Al oprimir el botón de arranque acciona el contactor C_{23} que tiene como función preparar el sistema de control para el arranque.

b) Inmediatamente después acciona el contactor C_{22} que conecta el autotransformador y el motor arranca a tensión reducida de acuerdo con el tap asignado.

c) El relé temporizado d_{11} controla el tiempo de arranque hasta que llegue el motor al 75% de velocidad nominal.

TABLA No 7.1 Selección de las máquinas e instalación de la subestacion número 1

MOTOR	POTENCIA	POTENCIA	TENSION	INTENSIDAD	Cos	TIPO DE	ARRANCADOR	CONDUCTOR	DUCTO	
No	ACTIVA	ACTIVA	NOMINAL	P.C.		ARRANQUE	GENERAL ELECTRIC	Cu	CONDUIT	USO
	HP	kW	V	A			NORMAS NEMA	THW	METALICO	
1*	350	261.1	440	403.1	0.88	Auto-transfor	NEMA 6 CR131H	3#900MCM	4	Picadora #1
2*	450	335.7	440	494.9	0.89	Auto-transfor	NEMA 7 CR131J	3#1500MCM	5	Picadora #2
3*	75	55.95	440	93	0.87	Resis. en el rotor	NEMA 135	3#3	1 1/4	Elevación(grúa)
4*	75	55.95	440	93	0.87	Resis. en el rotor	tamano 4	3#3	1 1/4	Elevación(grúa)
5*	75	55.95	440	93	0.87	Resis. en el rotor	3 pasos aceler.	3#3	1 1/4	Elevación(grúa)
6*	10	7.46	440	14	0.85	Y-	1YDCR232CB411	3#12	½	Traslación(grúa)
7	10	7.46	440	14	0.85	Y-	1YDCR232CB411	3#12	½	Traslación(grúa)
8	10	7.46	440	14	0.85	Y-	1YDCR232CB411	3#12	½	Rotación(grúa)
9	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YDCR232DD411	3#6	1	Mesa alimentación
10	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YDCR232DD411	3#6	1	Mesa alimentación
11	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YDCR232DD411	3#6	1	Mesa alimentación
12	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YDCR232DD411	3#6	1	Transpor principal
13	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YDCR232DD411	3#6	1	Transpor auxiliar
	936.23									

* MOTOR DE ROTOR BOBINADO

LOS RESTANTES SON DE JAULA DE ARDILLA

TODOS SON A PRUEBA DE GOTEO

d) Cuando el motor llegue al 75% de su velocidad nominal, se desconecta C_{23} y C_{22} se conecta C_{21} quedando el motor á tensión de línea.

e) El sistema debe tener señalización para el arranque marcha y parada.

Las cuchillas picadoras están completamente cubiertas para así evitar accidentes y a la vez proteger mejor el equipo.

En el plano No. 4 se encuentra el diagrama del arranque, protección y control de las picadoras.

7.1.2 Arranque, Protección y Control de los Transportadores.

Los motores que mueven los transportadores se arrancan con el sistema Estrella - Delta.

El sistema debe estar protegido contra cortocircuito, contra sobre carga, contra caída de voltaje y contara con marcha adelante y marcha atrás.

Las características del sistema de control deben ser las siguientes:

a) Tan pronto seleccione el sentido de marcha se da inicio al arranque mediante el contactor C_3 el cual cierra la estrella.

b) El relé temporizado d_2 determina el tiempo de apertura de C_2 Y cierre de C_4 (delta).

c) El sistema debe contar con señalización de marcha adelante, atrás y parada.

En el plano No. 3 se encuentra el diagrama de arranque, protección y control de los transportadores.

7.1.3 Arranque, Protección y Control del motor de elevación (grúa).

Características del sistema de control:

a) El motor debe contar con marcha adelante y marcha atrás, operación ejecutada por los contactores de línea C_1 y C_2 respectivamente.

b) El sistema debe tener protección contra caída de voltaje, sobre carga, cortocircuito y señales luminosas indicadoras para cada falla. Además si la carga a izar es superior a la estipulada para el motor existe un dispositivo que no permite el arranque de la grúa.

c) Debido a las características del trabajo, el motor debe ser de velocidad constante las resistencias en el motor se utilizarán solo para el arranque. Para esto contará con los contactores aceleradores C_3, C_4 y C_5.

d) Para controlar el recorrido de la grúa, se contará con protecciones de fin de carrera convenientemente dispuestos a efectos de parar el motor desenergizándolo y aplicándole un frenado dinámico desacelerador, para posteriormente pararlo con un freno de zapata. Relés de freno dinámico C_7 y para el freno de zapata C_6.

El sistema de control para el carro grúa es similar al del arranque Estrella - Delta para los transportadores, sólo que incluye también el frenado dinámico de zapata, y los fines de carrera.

En el plano No. 9 se observa el sistema de control.

7.1.4 Cálculo de iluminación

Iluminación para los molinos.

Area	50 x 20 m
Nivel de iluminación	1000 luxes
Altura de montaje	6 m
Tipo de iluminación	directa
Coeficientes de reflexión	Techos 30%, Paredes 30%.

7.1.4.1 Tipo de luminaria.

Bombillas de mercurio Phillips HPL-N de 32700 lúmenes (400 vatios) para utilizar con luminarias ventiladas de aluminio para grandes alturas,

Relación del local: $$\frac{50*20}{6*(50+20)} = 2.38$$

Según tablas (instalaciones eléctricas e iluminación Ing. Torres Macias) da un índice del local G, correspondiente a un coeficiente de utilización de 0.63

Factor de mantenimiento: malo = 0.63

Número de lámparas: $$\frac{1000*(50*20)}{32700*0.63*0.63} = 77 \text{ lámparas}$$

Potencia total: 77 x 400 = 30800 Vatios

El método utilizado es el de los lúmenes

El tipo de luminaria será el mismo para toda la iluminación interior.

Iluminación para los filtros.

Area	:	25 x 25 m
Nivel de iluminación	:	300 luxes.
No. de lámparas	:	21
Potencia	:	8400 W

Iluminación para la.

Area	:	30 x 25 m
Nivel de iluminación	:	200 luxes.
No. de lámparas	:	25
Potencia	:	10.000 W

Iluminación para el Empaque.

Area	:	25 x 25 m
Nivel de iluminación	:	300 luxes
No. de lámparas	:	21
Potencia	:	8400 W

Iluminación para el patio de caña

Area	:	90 x 20 m
Altura de la luminaria	:	10 m
Tipo de luminaria	:	DZ15-N SCHREDER
Tipo de bombilla	:	Philips mercurio HPL-N 1300 lúmenes (250 Vatios)

Aplicando el método europeo de los nuevos puntos y con los datos anteriores nos da cinco luminarias con una interdistancia de 10 m

Porcentaje de uniformidad: 16 %

P = 5 x 250 = 1250 Vatios

7.1.5 Diseño de la subestación

Cálculo del transformador

Potencia activa	:	936.23 kW
Potencia reactiva	:	537.24 kVAr
Potencia de iluminación y tomas	:	55.650 kW
Potencia activa total	:	992.08 kW
Cos θ	:	0.88
Potencia aparente total	:	1127.25 kVA

Asumimos un factor de utilización del 100%

El transformador normalizado será de 1250 kVA

Niveles de tensión : Primaria 4160 V

: Secundaria 440 V

Deberá contar con un relé BUCHOLZ para transformador de 1250 kVA enfriado en aceite.

Dispositivos del lado de Alta

$I = S/ (\sqrt{3}\, V)$

$I = 173.48$ A

Seccionador de 180 AMP, 1250 kVA

Uz = 6%

$$Icc = \frac{In}{Uz} * 100 = \frac{173.48}{6} * 100 = 2.89 \text{ kA}$$

Pararrayos : $Van = KV_{LL}$, K= 0.85, Vn = 3.54 kV

Dispositivos del lado de Baja

$I = S/ (\sqrt{3}\, V)$

$I = 1646.19$ A

Seccionador de 1700 A

$$Icc = \frac{1646.19}{6} * 100 = 27.4 \text{ kA}$$

Selección del Baraje. Barras de cobre pintada de 80 x 10 mm (2 por fase). Soporta una corriente de a 2410 A según normas DIN-46433, pintadas para 60 ciclos.

Diseño de tablero auxiliar No. 1. El conductor que alimenta este tablero auxiliar debe soportar una corriente igual a la suma de la corriente de plena carga del mayor motor multiplicado por 1.25 más la suma de las corrientes de plena carga de los demás motores.

I = 1.25* 93 + 14 + 14 = 144.25 A

Conductor THW No. 1/0, ducto 2"

Breaker tripolar de 200 A

Caída de Tensión

Distancia = 10 m = 10/0.3048 = 32.8 ft

I = 144.25 A

K del 1/0 = 0.0002 V/A*ft

Caída = (0.0002 V / A*ft) (144.25 A) (32.8 ft)

Caída = 0.946 V

$$\% = \frac{0.946}{440} * 100 = 0.2\%$$

Diseño del tablero auxiliar No. 2.

I= 1.25* 93 + 14 = 130,25 A

Conductor THW No. 1/0, Ducto 2"

Breaker tripolar de 150 A.

En la figura 7.1 se muestra el diagrama unifilar de la subestación No. 1

DIAGRAMA UNIFILAR DE LA SUBESTACION # 1

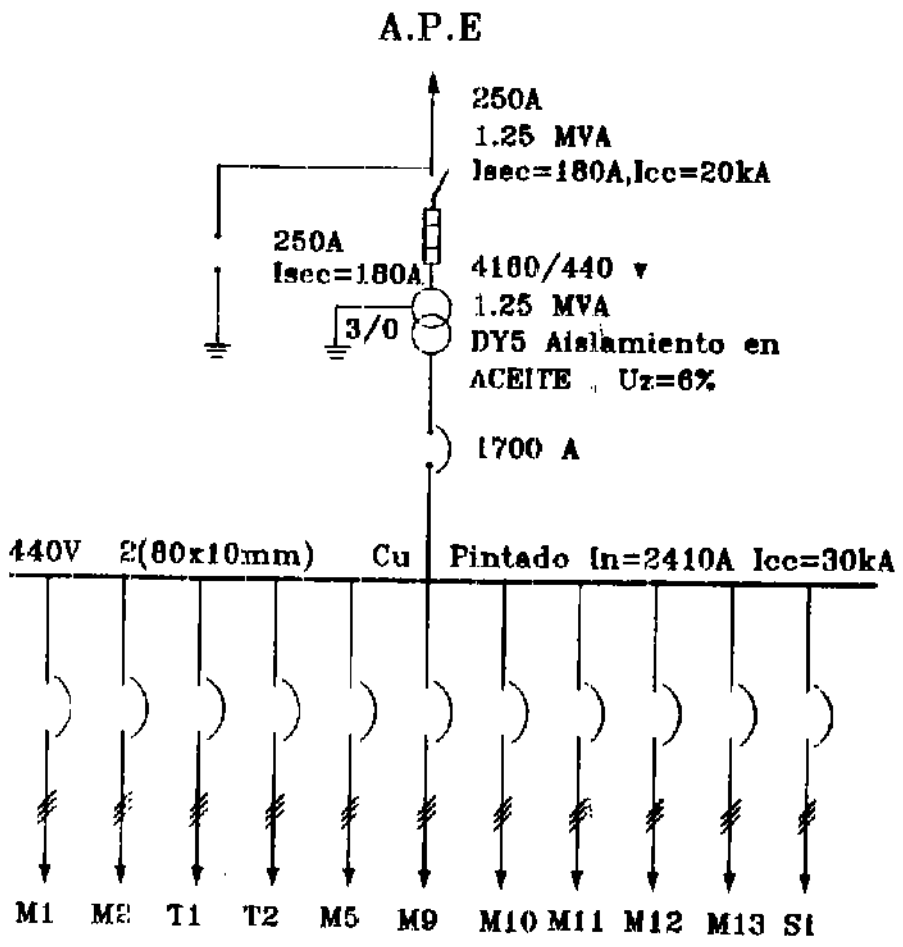


FIGURA No 7-1

7.2 SUBESTACION No. 2

La subestación está destinada a alimentar los motores que mueven los molinos. Todos los cinco (5) motores son de igual características, las cuales se dan a continuación:

Potencia activa	:	500 HP
Potencia activa	:	373 kW
Cos θ	:	0.89
Tensión nominal	:	440 V
Intensidad nominal	:	550 A
Tipo de motor	:	Rotor bobinado
Arrancador(auto transformador)	:	CR 1315nema 7
Conductor THW	:	3No. 600MCM
Conducto metálico	:	3 ½"

7.2.1 Arranque, Protección, y control de los molinos.

El arranque del motor que mueve al molino se hace por medio de autotransformador.

El sistema estará protegido contra cortocircuito, sobre cargas, contra caída de voltaje y contará con marcha adelante y marcha atrás.

A los molinos es necesario variarles la velocidad, dependiendo de la cantidad de caña que se muele por horas.

En nuestro caso, los motores están diseñados para la máxima velocidad, sea para la máxima cantidad de molienda, es decir que la variación de velocidad en los molinos será por debajo de la sincrónica.

Esta variación se hace por medio de resistencias en el rotor si es para un molino individual.

Si se quiere variar la velocidad de todo el tamde de molinos, es necesario variar la frecuencia del generador que alimenta dicha subestación.

Esta variación se hará variando la velocidad de la máquina motriz (turbina de vapor), o sea regulando la entrada de vapor a la turbina, regulación que se efectúa desde el tablero de control de los molinos oprimiendo el botón correspondiente a la velocidad deseada, esta señal se llevará a la turbina mediante el control de aire comprimido (control oleo-neumático).

Las características del sistema de control son:

a) El sistema debe contar con un botón de selección de marcha adelante y marcha atrás.

b) Una vez seleccionado el sentido de giro, el motor arranca con el rotor cortocircuitado.

c) Para pasar a otra velocidad, simplemente se oprime el botón correspondiente a la velocidad deseada.

d) Si se quiere pasar a la velocidad mínima o de cualquier otra velocidad a la velocidad máxima, se debe oprimir el botón de parada, es decir desenergizar los relés (C_{50} , C_{51} y C_{52}).

e) Si se requiere la parada del motor, basta oprimir el botón de parada b_{35}.

f) Cuenta con señalizaciones para todas las velocidades, parada y sobre carga.

En el plano No. 5 se observa el sistema de arranque, protección y control.

7.2.2 Diseño de la Subestación

Cálculo del transformador.

Potencia activa total	:	1865 kW
Potencia reactiva total	:	955.47 kVAr
Potencia aparente total	:	2095.51 kVA

Asumimos el factor de utilización del 100%.

El transformador normalizado será de 2500 kVA o sea 2.5 MVA.

Niveles de tensión	:	Primario 4160 V
	:	Secundario 440 V

Deberá contar con un Relé BUCHHOLZ para transformador de 2.5 MVA enfriado en aceite.

Dispositivos del Lado de Alta.

$I = S / (\sqrt{3}\ V)$

$I = 346.96$ A.

Seccionador de 350 A, 2500 kVA

$Uz = 6\%$

$$Icc = \frac{346.96}{6} * 100 = 5.7 \text{ kA}$$

Pararrayo $Vn = KV_{LL}$ $K = 0.95$ $Vn = 3.54$ kV

Dispositivos del Lado de Baja.

$I = S / (\sqrt{3}\ V)$

$I = 3280.4$ A

Seccionador de 3500 A.

$$Icc = \frac{3280.4}{6} * 100 = 54.67 \text{ kA}$$

Selección del Barraje. Barra de cobre pintada de 160 x10 mm (2 por fase) que soporta una corriente de 4.130 A. Según normas DIN 46433

En la figura 7.2 se observa el diagrama unifilar de la subestación.

7.3 SUBESTACIÒN No. 3

Esta subestación esta destinada a alimentar los motores dados por la tabla la No. 7.2, la iluminación correspondiente a las calderas, planta, bodega de bagazo, evaporadores y las tomas de energía.

7.3.1 Arranque, Protección y Control de las Desmenuzadora

El arranque del motor que mueve la desmenuzadora se hace por medio de autotransformador.

El sistema está protegido contra corto circuitos, sobre cargas, contra caídas de voltaje y contara con marcha adelante y marcha atrás. El sistema debe tener control de velocidad por resistencias en el rotor.

Las características del sistema de control son: es idéntico al de los molinos, a excepción del control de frecuencia. Además se tiene una protección especial que es el separador magnético.

Separador Magnético. Es un electroimán instalado sobre todo el ancho del conductor que va a la desmenuzadora. El electroimán atrae y retiene los pedazos de metal que pasan por su campo magnético.

Hay dos tipos principales:

a) El electromagnético plano, que se coloca bajo la lámina inferior de la tolva de alimentación. En algunos casos, el electroimán está provisto de cuatro superficies que giran automáticamente, 90 grados cada 40 minutos, cortando la corriente que la alimenta; en este momento las piezas de metal pegadas a su superficie se desprenden y caen a un recipiente. El lugar de la placa que giró, la toma la siguiente cara del magneto, que automáticamente entra en contacto con la corriente.

c) El separador cilíndrico, que sobresale dentro de la tolva de alimentación. Este separador tiene la forma de un cilindro a unos 90 cm de diámetro, cuyo eje está localizado en el plano de la tolva. Visto de frente el semicilindro que sobresale, corta el peso de la caña. Esta pasa de la cabeza del conductor al cilindro y de está a la desmenuzadora.

El separador cilíndrico gira lentamente y deja escapar las piezas de metal cuando están fuera de la tolva.

El consumo de potencia es pequeño, es de 2 kW como máximo, es decir 2 HP por metro del ancho del conductor.

La eliminación de pedazos de metal por este aparato es de un 80%, ya que algunos alcanzan a escapar de la acción del electroimán, bien por que están en la parte superior del colchón o por estar en la parte interna.

Los conductores de caña que van al patio, a las picadoras y a la desmenuzadora, están totalmente cubiertos para así evitar al máximo la caída la caída de objetos extraños sobre el conductor.

El sistema de arranque, protección y control de los transportadores es similar al visto en los transportadores de la subestación No. 1.

7.3.2 Arranque, Protección y Control de las Bombas

El arranque es directo, el motor debe tener protección contra cortocircuitos, sobre carga, contra caída de voltaje, protección contra el cambio de secuencia de fase, interruptor flotante para vigilar el nivel del depósito de llenado como el de vaciado (interruptor Q).

Cuando en el depósito de llenado el nivel ha bajado se cierra Q_1 y cuando el depósito de vaciado está en lo mínimo, se abre Q_2.

Contará con señalización por caída de voltaje y por sobre carga.

El plano No. 6 muestra el diagrama de control.

7.3.3 Diseño de la subestación

Cálculo del transformador

Potencia activa total	:	421.47	kW
Potencia Reactiva total	:	230.28	kVAr
Potencia Aparente total	:	480.28	kVA
Cos θ	:	0.86	

Asumimos factor de utilización del 100%

El transformador normalizado será de 500 kVA

Niveles de tensión : Primario 4160 V

Secundario 440 V

Deberá contar con un Relé BUCHHOLZ para transformador de 500 kVA enfriado en aceite.

TABLA No 7.2 Selección de las máquinas eléctricas e instalación de la subestacion número 3

MOTOR	POTENCIA	POTENCIA	TENSION	INTENSIDAD	Cos	TIPO DE	ARRANCADOR	CONDUCTOR	DUCTO	USO
No	ACTIVA	ACTIVA	NOMINAL	P.C.		ARRANQUE	GENERAL ELECTRIC	Cu	CONDUIT	
	HP	kW	V	A			NORMAS NEMA	THW	METALICO	
19*	350	261.1	440	403.1	0.88	Autotransform	Nema 6 CR131H	3#900MCM	4	Desmenuzadora
20	40	29.84	440	52	0.85	Y-	2YD CR232DD411	3#6	1	Transpor de cana
21	30	22.38	440	39	0.85	Y	2YD CR 232DD411	3#6	1	Transpor de bagacillo
22	40	29.84	440	52	0.85	Y	2YD CR232DD411	3#6	1	Transpor de bagazo
23	5	3.73	440	7.5	0.8	DIRECTO		3#14	½	Bomba de jugo
24	5	3.73	440	7.5	0.8	DIRECTO		3#14	½	dentro de los
25	5	3.73	440	7.5	0.8	DIRECTO		3#14	½	molinos
26	10	7.46	440	14	0.85	Y	1YD CR 232CB411	3#12	½	Bombea jugo a la bascula
27	10	7.46	440	14	0.85	Y	1YD CR 232CB411	3#12	½	Bombea agua caliente a molinos
		369.27								

* MOTOR DE ROTOR BOBINADO
LOS RESTANTES SON DE JAULA DE ARDILLA
TODOS SON A PRUEBA DE GOTEO

DIAGRAMA UNIFILAR DE LA SUBESTACION # 2

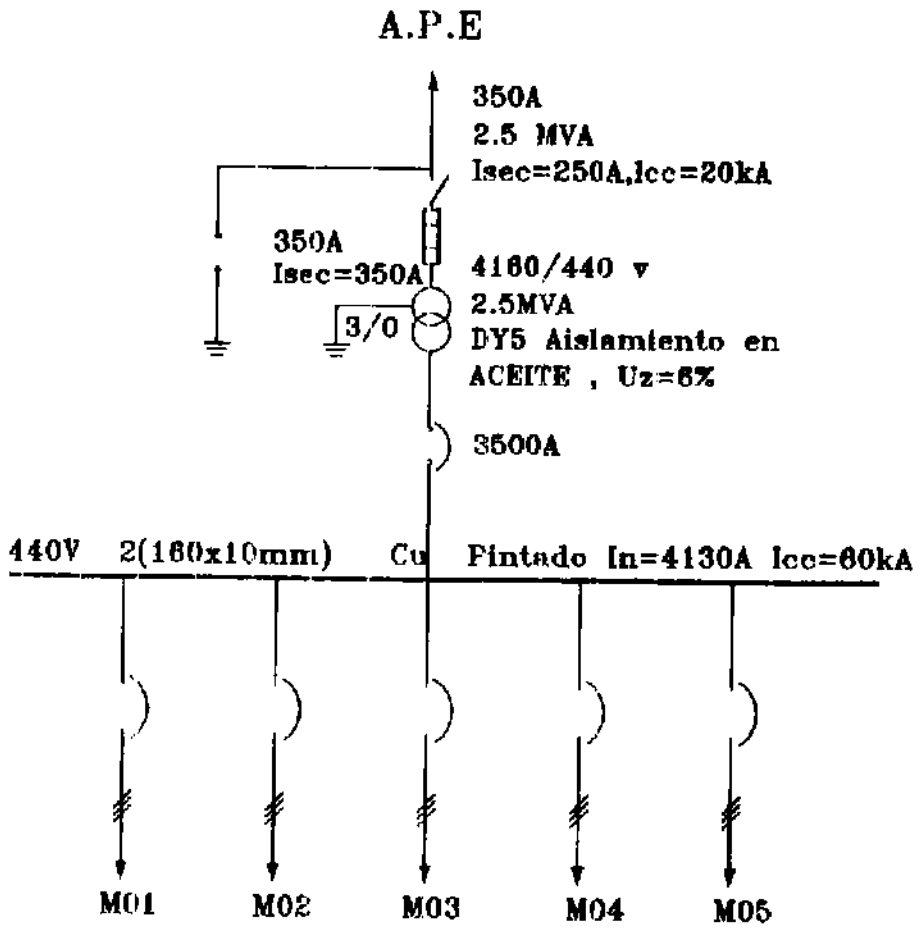


FIGURA No 7-2

Dispositivos del Lado de Alta

I = 69.39 A

Interruptor de 70 A, 500 kVA

Uz = 5%

$$Icc = \frac{36.59}{5} * 100 = 0.731 \text{ kA}$$

Pararrayo 3.5 kV

Dispositivos del Lado de Baja.

I = 656.08 A

Seccioador de 700 A. En el superior normalizado.

$$Icc = \frac{656.08}{5} * 100 = 13.12 \text{ kA}$$

Selección del Barraje. Barra de cobre pintada de 80 x 10 mm que soportan una corriente de 1520 A. Según normas DIN 46433

En la figura 7.3 se observa el diagrama unifilar de la subestación No 3.

Diseño del tablero auxiliar No. 3. La capacidad de corriente del alimentador está determinada por 1.25 veces la corriente de plena carga del motor mayor más la corriente de plena carga de los demás motores (normas NEC)

$$I = 1.25 * 14 + 14 + 7.5 + 7.5 + 7.5 = 54 \text{ A}$$

Conductor THW No. 8 Conducto 3/4" PVC

Breaker tripolar de 60 A

DIAGRAMA UNIFILAR DE LA SUBESTACION # 3

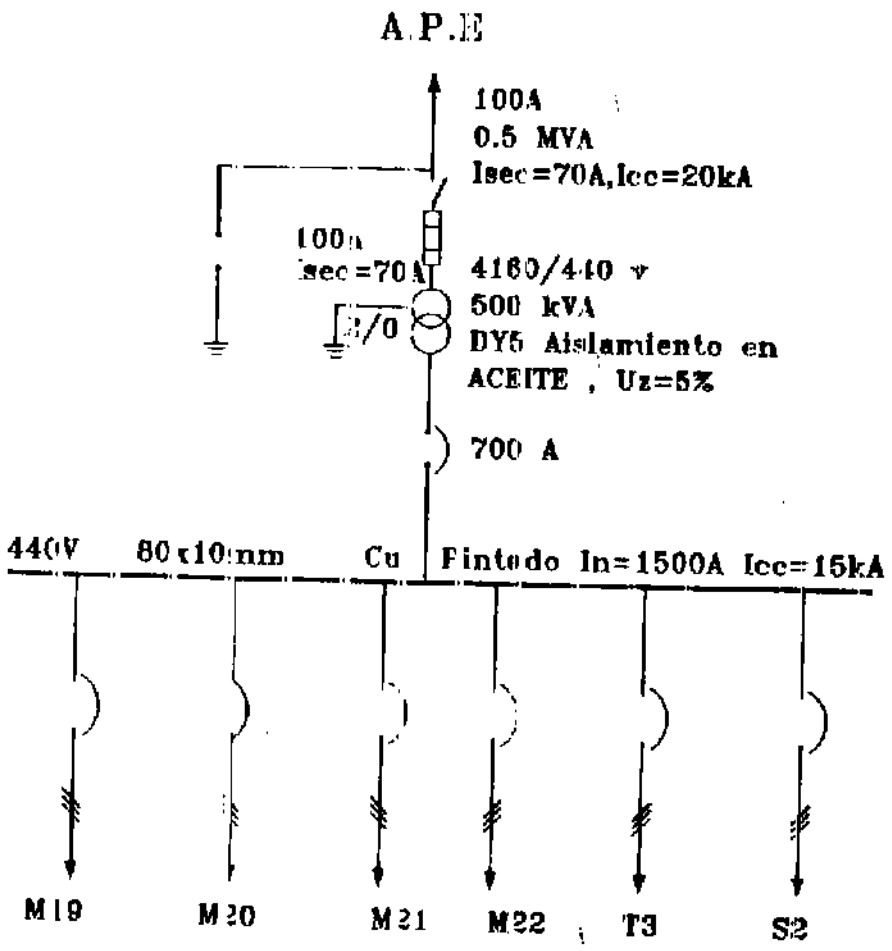


FIGURA No 7--3

7.3.4 Cálculo de la iluminación

	Area	#lumin	Potencia W.
Calderas	40* 20	17	6800
Planta Eléctrica	30* 20	58	23200
Bodega de Bagazo	20* 20	10	4000
Evaporadores	30* 40	43	17200

7.4 SUBESTACIÒN No. 4

Está destinada a alimentar las centrífugas (32) y demás motores dados por la tabla No. 7.3 La iluminación del departamento de clarificadores, tachos, cristalizadores, centrífugas y las tomas de corriente de dicha zona.

7.4.1 Arranque, Protección y Control para las Centrífugas.

El sistema de control para las centrífugas se explica cumpliendo el ciclo de trabajo representado en la figura 6.1 El sistema de control en el plano No. 9

7.4.2 El motor es de bobinado único y dos velocidades.

Al energizar el relé de protección contra caída de voltaje, nos dá una señal que indica que puede dar comienzo al proceso.

C_1 = Es el contactor de arranque para baja velocidad.

d_1 = Dá el tiempo de trabajo en alta velocidad (24s) y el correspondiente paso a alta velocidad

C_2 = Es el contactor para alta velocidad.

d_2 = Dá el tiempo que dura el trabajo en alta velocidad (76s) y el comienzo del frenado eléctrico regenerativo al pasar al motor a baja velocidad.

d_3 = Controla la duración del frenado regenerativo (14s) y desconectando luego el motor al de energizar C_1 y C_2 aplicándose el freno mecánico.

d_4 = Controla el tiempo en que está aplicado el freno mecánico (12s); Por consiguiente como d_3 y d_4 se energiza simultáneamente, éste último debe estar temporizado a (26s) y se encarga de comenzar el ciclo.

d_5 = Controla el tiempo que deben estar aplicadas a las resistencias en el rotor al comienzo del ciclo (16s) para la descarga de la centrífuga.

C_3 = Contactor que introduce las resistencias en el rotor durante la descarga de la centrífuga.

El proceso es cíclico hasta pararlo definitivamente mediante el botón pulsatorio de parada. Es de anotar que solo durante el trabajo en alta velocidad se colocan capacitores para mejorar el factor de potencia en las centrífugas.

En los ingenios modernos las centrífugas están totalmente automatizadas, no solo se controlan los diversos periodos de operación del motor (arranque, aceleración, operación, freno), sino que también controla automáticamente todas las operaciones del ciclo de secado (carga, lavado, separación de mieles, ligeras y pesadas, abertura de la tapa de descarga y descarga con arado). Todo ésto se hace por medio de un control neumático de aire comprimido.Los sistemas de control de los demás motores son similares a los vistos anteriormente.

7.4.3 Diseño de la Subestación

Cálculo del transformador.

Potencia total	:	793.82 kW
Potencia Reactiva total	:	570.44 kVAr
Cos θ	:	0.81
Potencia aparente total	:	977.52 kVA

Asumimos factor de utilización del 100%

El transformador normalizado será de 1 MVA

Niveles de tensión	:	Primario 4160 V
		Secundario 440 V

Deberá contar con un relé BUCHHOLZ para transformador de 1 MVA enfriado en aceite.

TABLA No 7.3 Selección de las máquinas eléctricas e instalación de la subestacion número 4

MOTOR	POTENCIA	POTENCIA	TENSION	INTENSIDAD	Cos	TIPO DE	ARRANCADOR	CONDUCTOR	DUCTO	USO
No	ACTIVA	ACTIVA	NOMINAL	P.C.		ARRANQUE	GENERAL ELECTRIC	Cu	CONDUIT	
	HP	kW	V	A			NORMAS NEMA	THW	METALICO	
28-59	800	596.84	440	32	0.85	*		3#6	1	Centrifugas
60	100	74.6	440	123	0.87	Y-	4YDCR232FM411	3#2	1 1/4	Bomba de vacio
61	40	29.84	440	52	0.85	Y	2YD CR232DD411	3#6	1	Transpor de empaque
62	20	14.92	440	26	0.85	Y	2YDCR232DD411	3#8	1	Transpor de cangilones
63	10	7.42	440	14	0.85	Y	1YDCR232CB411	3#12	½	Transpor gusano
		723.62								

* CON RESISTENCIAS EN EL ESTATOR Y VELOCIDAD BAJA

Dispositivos de Alta

I = 136.76 A

Interruptor de 150 A, 1 MVA

Uz = 5%

$$Icc = \frac{136.76}{5} * 100 = 2.63 \text{ kA}$$

Pararrayo 3.5 kV

Dispositivo de baja tensión.

$I = S/(\sqrt{3}\ V)$

I = 1312.16 A

Seleccionador de 1600 A

$$Icc = \frac{1312.16}{5} * 100 = 26.24 \text{ kA}$$

Selección del Barraje. Barras de cobre pintada de 80 x 10mm. Soporta 1500 A, según normas DIN 46433.

En la figura No. 7.4 se observa el diagrama de la subestación No 4.

Diseño del tablero auxiliar No. 3.

$I_T = 1.25 * 32 + 7 * 32 = 264$ A.

Conductor THW No. 350 MCM Ducto 3"

Breaker tripolar de 300 A los tableros auxiliares 4, 5, 6 son idénticos a este.

DIAGRAMA UNIFILAR DE LA SUBESTACION # 4

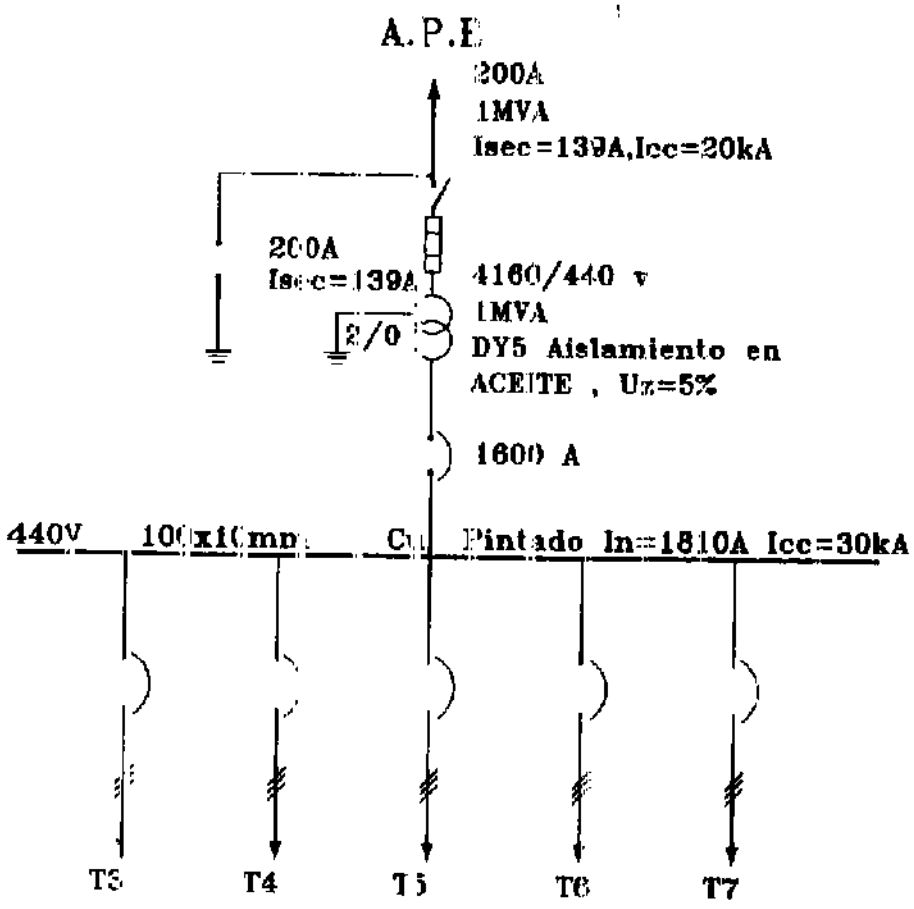


FIGURA No 7-4

7.4.4 Cálculo de la iluminación

	Area	#lumin	Potencia W
Clarificadores		29	11600
Tachos y Cristalizadores		86	34400
Centrífugas		58	23200

Diseño del tablero auxiliar No. 7.

$I_T = 1.25 * 123 + 52 + 26 + 14$

$I_T = 245.75$ A.

Conductor THW No. 250 MCM Ducto 2 1/2"

Breaker tripolar de 250 A.

7.5 COORDINACION DE LOS SISTEMAS DE CONTROL

Debido a la interdependencia entre algunos procesos preparatorios de la caña para la posterior obtención del azúcar, se hace necesaria la coordinación de los sistemas de control de los mismos.

Las etapas que van a tener estrecha relación secuencial van desde la mesa de alimentación hasta el transportador de bagazo.

El sistema que va a operar es en la siguiente forma:

1) Las etapas alimentadas por una misma subestación tienen un relé de protección contra caída de voltaje común.

2) Cualquier daño de una etapa lleva a la consecuente parada de ésta y de las etapas anteriores.

3) Un sistema de control: solamente parará anterior, el cual parará a la otra etapa previa y asi sucesivamente.

4) Las etapas posteriores a la dañada siguen trabajando normalmente.

Esto evita la acumulación de materia en proceso en la sección averiada y deja que la que ya ha pasado continúe normalmente. Además, el que un sistema dependa para su funcionamiento sólo del posterior a él, simplifica los sistemas de control.

El funcionamiento de todo el sistema se puede observar en los planos 3, 4, 5, 6, 7, 8 y 9.

7.6 PLANTA DE ENERGÌA

En el plano No. 1 se observa el diagrama unifilar de todo el sistema del ingenio.

El sistema cuenta con tres generadores uno de los cuales es de reserva y la planta de emergencia. El generador 1 es un generador de frecuencia variable, el cual está destinado a alimentarla subestación de los molinos.

El generador 3 está destinado a alimentar el resto del sistema. El generador 2 es de frecuencia constante o variable; está destinado a reemplazar el generador 1 o 3 en caso de daño en uno de estos.

El sistema cuenta con la interconexión de la Empresa de Energía Eléctrica.

Se hace uso de esta interconexión cada ocho días, debido a que se hace una parada para limpieza en los evaporadores, limpieza y mantenimiento general de todo el equipo de la empresa.

La planta de emergencia se usa cuando se dañan los generadores 1, 2 y 3 y no hay interconexión, solo suministrará la potencia necesaria para los servicios esenciales.

7.6.1 Selección de los Generadores

El generador No.1 encargado de alimentar la Subestación No. 2 la cual consume 2,5 MVA, tendrá una potencia de 3 MVA: tensión de 4160 V; 3600 r.p.m.; 60Hz 3θ.

El generador No. 3 encargado de alimentar las subestaciónes No. 1, 3 y 4, las cuales consumen 2.75 MVA; tendrá una potencia de 3 MVA; Tensión 4160 V; 3600 r.p.m.; 60 Hz; 3θ.

El generador No. 2 tendrá por consiguiente una potencia de 3 MVA; Tensión 4160 V; 3600 r.p.m.; 60 Hz; 3θ.

Estos generadores serán movidos por turbinas de vapor, que giran a 3600 r.p.m. y tendrán una presión de salida de vapor como mínimo de 25 PSI que es la requerida en los evaporadores, para así utilizar al máximo, el ciclo de vapor.

La planta de emergencia diesel tendrá una potencia de 250 kVA que es la necesaria para iluminar la planta, a una tensión de 480 V.

7.7 ESTUDIO DE CORTOCIRCUITO.

El estudio siguiente de corto circuito se asume que sucede en cualquiera de las barras A_1, A_2 o A_3.

Como los valores de resistencia y reactancia de los conductores son despreciables, el corto es como sí ocurriese en los bornes del generador.

Del libro "Análisis del Sistema de Potencia" por William D. Stevenson, 2da edición, Apéndice Tabla A-6; se obtienen los siguientes datos:

Para turbogenerador bipolar.

X_d'' = de 0.07 a 0.11 P.U.

X_2 = X_d''

X_0 = de 0.01 a 0.05 P.U.

Tomando valores promedios:

X_d'' = 0.09 P.U.

X_2 = 0.09 P.U.

X_0 = 0.03 P.U.

I_b = $S_b/(\sqrt{3}\,V)$. I_b $=3*10^6/(\sqrt{3}\,x4160)$ = 416.35 A.

Por redes de secuencia.

Cortocircuito trifásico

I_{cpu} = 1/.09 = 11.11 P.U.

I_{cc} = $I_{cpu} * I_b$

$I_{cc3\theta}$ = 4.6 kA

7.7.1 Selección del Interruptor de Potencia

A continuación se seleccionara los interruptores adjuntos a las barras A_1, A_2 y A_3.

1) Corriente Nominal

In = $S_n/\sqrt{3}*V$

In = $3*10^6/\sqrt{3}*4160$ = 416.35 A.

2) Corriente de Ruptura

I_a = μ I"K.

I"K = $I_{cc3\theta}$

Del manual AEG Normas VDE pagina 397, Fig. 7.76 para un retraso mínimo de maniobra de 0.1 s.

$$\frac{I_{cc3\theta}}{In} = 4.6 \text{ kA} / 416.35 \text{ A} = 11.048.$$

Entrando a graficar $I_{cc3}\theta$/In , con 0.1 s de retrazo minimo de maniobra.

Entonces $\mu = 0.5.$

$I_a = 0.5*4.6 \text{ kA} = 2.3 \text{ kA}.$

3) Corriente de Choque

$I = \sqrt{2} * 1.8* 4.6 \text{ kA} = 11.71 \text{ kA}.$

4) Potencia de Ruptura.

$S_r = \sqrt{3} *2.3 \text{ kA}* 4160 \text{ V}$

$S_r = 16.5 \text{ MVA}.$

Tabla 7.2 Selección de las máquinas eléctricas e instalaciones de la subestación No.3. 138

Tabla 7.3 Selección de las máquinas eléctricas e instalaciones de la subestación No.4. 143

8 CONCLUSIONES

En el presente proyecto se presentaron y se analizaron los equipos eléctricos requeridos para el montaje de un ingenio azucarero, así como el control de dichos equipos.

Es importante puntualizar que el método utilizado para este caso especifico de un ingenio azucarero es aplicable a otros tipos de procesos industriales, teniendo cuidado de entender y concatenar las etapas del proceso bajo estudio.

En el evento en que se necesite una ampliación, es benéfico que se consulte a aquellas personas que conocen a fondo la planta, como son:

Los peritos en producción, quienes pueden decir el grado de flexibilidad y adaptabilidad que debe tener el equipo.

El encargado del mantenimiento, quien tiene la experiencia necesaria para que la maquinaria y equipo estén en las mejores condiciones y evitar interrupciones inesperadas.

En resumidas cuenta se requiere la cooperación de todos los dirigentes de la planta para asegurar que el sistema sea el mejor posible para las operaciones de producción.

Una vez se satisfagan los requisitos de todos, se pone en manos de los ingenieros para su ejecución.

No se debe perder de vista que el montar una industria conlleva no solo a estudios puramente técnicos sino que involucra un estudio socioeconómico y de factibilidad del proyecto.

RECOMENDACIONES

Al prever las instalaciones de la fábrica se deben tener en cuenta los siguientes aspectos:

- Dejar espacio para la circulación alrededor de las máquinas y aparatos, y en general hacer la instalación amplia.

- Dejar lugar para todas las posibles ampliaciones predecibles, aunque no parezcan imponerse en un porvenir próximo. Por ejemplo, la casa de calderas no debe limitarse por un edificio vecino y debe poder extenderse considerablemente.

- El último molino no debe chocar contra otros aparatos, debe dejarse lugar para uno o dos molinos suplementarios. El múltiple efecto debe poder aumentarse en dos vasos tanto en la cabecera como en la cola. Para hacer posible y fácil toda alineación posterior de los edificios, su forma deben ser perpendiculares.

- La claridad, la simplicidad y la economía de la instalación, exigen que los departamentos interdependientes, estén dispuestos cerca unos de otros, particularmente:

a) Los molinos y las calderas: con un trayecto en línea recta para el conductor de bagazo, de manera que el mismo conductor toma el bagazo del último molino y lo distribuye a los hornos.

b) Las calderas y la central eléctrica por las tuberías de vapor de alta presión.

c) La central eléctrica, la evaporación y los tachos, por las tuberías de vapor de escape.

d) Los molinos y la clarificación, por los tubos de jugo.

e) Los calentadores y la evaporación, por los tubos de vapor tomados del evaporador.

f) La clarificación y los calentadores (en consecuencia la evaporación). Los calentadores deben encontrarse entre los clarificadores y el múltiple efecto, por las tuberías de jugo frío y jugo caliente.

g) Los tachos, los cristalizadores y las centrífugas, por las tomas de mieles.

- Los motores deben estar protegidos contra corto circuito, contra sobre corrientes, contra caida de voltaje y contará con protección por inversión de marcha.

- Las protecciones calculadas deben coordinarse con la capacidad de corto circuito que nos entregue las empresas de servicios públicos y con la calibración de las protecciones que tiene el circuito con el que nos van a alimentar.

- Cuando la corriente de corto circuito calculada es superior a la soportada por el conductor de malla de tierra o por las protecciones, se utiliza la bobina de peterson para aumentar la impedancia de corto circuito y disminuir la corriente de falla.

- La malla tierra consistirá de cuatro varillas copper-weld de 5/8 de pulgadas por 2.44 m de largo unidas entre si , con el neutro del transformador y su carcasa en cable desnudo No 3/0 AWG.

- La resistencia a tierra debera ser menor o igual a 3 Ω, en caso de que la resistencia media sea superior a 3 Ω se mejorará incando más varillas o mejorando el terreno con una gel certificada.

- Por otra parte, algunos departamentos no deben estar en el interior de la fábrica sino en la periferia:

a) Los molinos, por la alimentación de caña.

b) Las calderas por las evacuaciones de ceniza y el excedente del bagazo.

c) Los filtros, por la evacuación de la cachaza.

d) El departamento de vacio, por la evacuación del agua caliente o por el retorno del agua fría.

e) Las centrífugas, por la alimentación y el despacho del azúcar.

Estos principios condicionan a la posición esquemática indicada en la Fig. No. 0.1. El esquema de la disposición lógica de una fábrica se puede ver en los anexos plano #. 2.

DISPOSICION LOGICA DE LA FABRICA

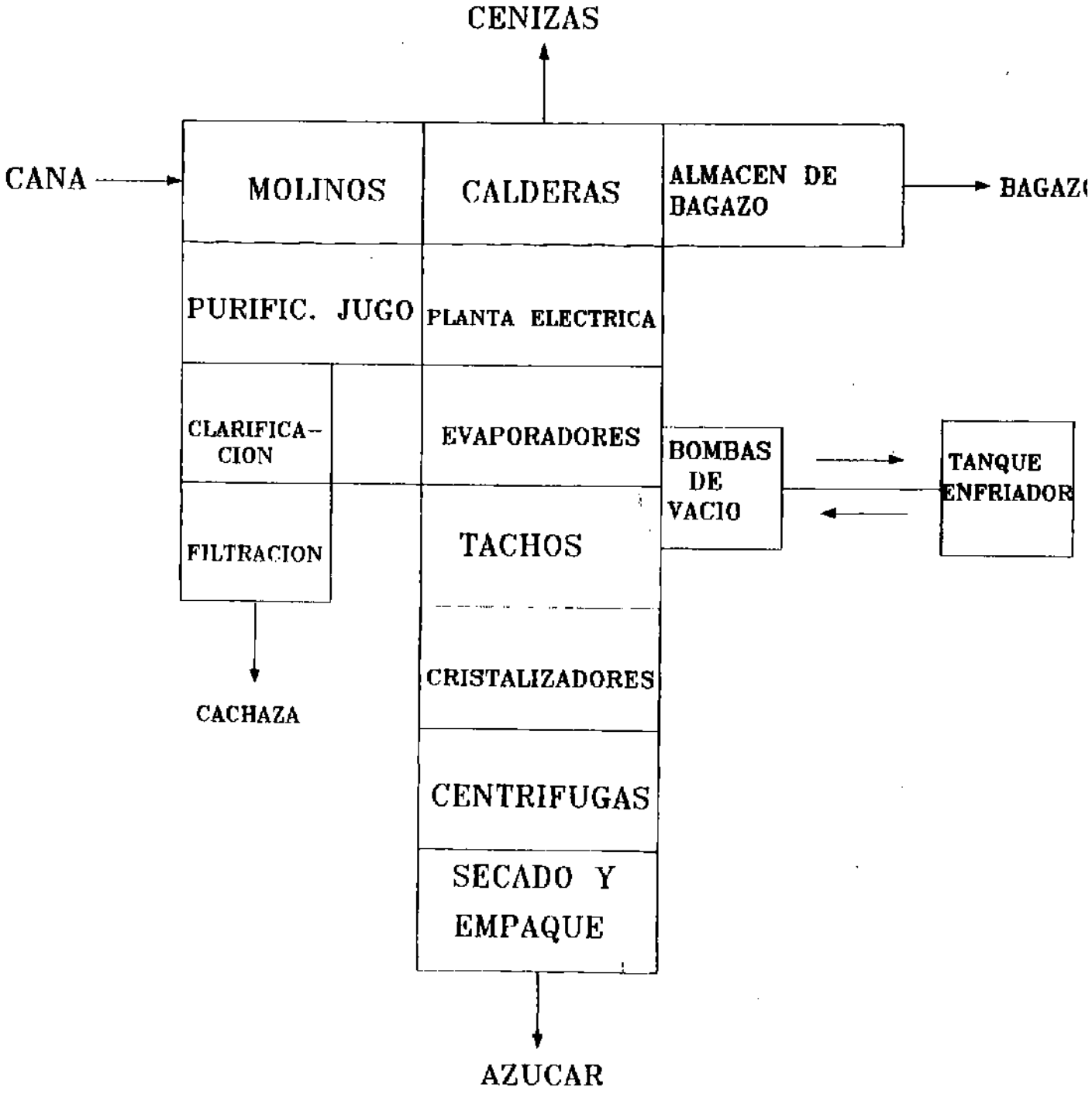


FIGURA No 0-1

10 CONVENCIONES

Relé Temporizado a la Energizacion

Relé Temporizado a la Desenergizacion

Interruptor Automático del Nivel

Interruptor Automático de Fin de Carrera

Relé de Control

Relé de Mínima Tensión

Contactor Principal

Contacto N.O. de un relé de control

Contacto N.C. de un contactor Principal

Resistencia Fija

Pulsador de Contacto Momentáneo N.O.

Pulsador de Contacto Momentáneo N.C.

Fusible

INDICE DE SIMBOLOS

P	Potencia Activa eléctrica
f	Coeficiente de Fricción
η	Rendimiento
W_T	Calor
F. d. M.	Factor de Marcha
M_r	Carga Relativa
β	Coeficiente que involucra las masas en rotación
G	Peso propio del Carro
Q	Peso del paquete a Levantar (Caña).
t	Tiempo
C	Capacidad de Molienda
T.C.H.	Toneladas de Caña por Hora.

V	Velocidad
D	Diámetro
P_a	Paso de las cuchillas
d	Peso del Metro Cúbico de Caña
T.H.F.	Toneladas de Fibra por Hora
F_1	Fibra de la Caña con la Relación a la Unidad
Ph	Presión Hidráulica
τ	Carga Fibrosa Específicas
γ_1	Compresión del Bagazo
I_c	Momento de Inercia
T	Trabajo
A	Amperios
V	Voltios
S	Potencia Aparente
I	Corrientes

INDICE DE TABLAS

		Pag.
Tabla 2.1	Determinación los Coeficientes de Disminución.	47
Tabla 2.2	Determina los Coeficientes de mayoría P_{om} / P_R.	49
Tabla 3.1	Datos correspondientes a elevadores de Cangilones.	79
Tabla 3.2	Datos Sobre transportadores de Cinta.	81
Tabla 4.1	Capacidad de los molinos en T.C.H.	92
Tabla 5.1	Valores de los coeficientes de disminución.	106
Tabla 5.2	Variación de la Carga fibrosa con relación al número de cilindros.	106
Tabla 6.1	Potencia absorbida por las centrifugas en el periodo de aceleración.	117
Tabla 6.2	Potencia absorbida por las centrifugas en el periodo de operación.	117
Tabla 7.1	Selección de las maquina eléctricas e instalaciones de la subestación. No.1.	124

PLANOS

Plano No 1. Diagrama unifilar de los generadores
(Ver sección 7.6, pagina 148)

Plano No 2. Disposición lógica de la fabrica
(Ver sección 9, pagina 153)

Plano No 3. Sistema de arranque; protección y control de los transportadores
(Ver sección 7.1.2, pagina 125)

Plano No 4. Sistema de arranque; protección y control de las picadoras
(Ver sección 7.1.1, pagina 123)

Plano No 5. Sistema de arranque y control de los molinos 1 y 2
(Ver sección 7.2.1, pagina 132)

Plano No 6. Diagrama de control de las bombas 1 y 2, molino 3
(Ver sección 7.3.1, pagina 135)

Plano No 7. Sistema de control bomba 3 y molino 4
(Ver sección 7.3.2, pagina 136)

Plano No 8. Sistema de control bomba 4 y molino 5
(Ver sección 7.3.1,pagina 135)

Plano No 9. Sistema de control transportador de las grúas, centrifugadora
(Ver sección 7.1.3, pagina 126)

BIBLIOGRAFIA

CATALOGO DE LA BBC, "Catalogo de productos estándar ", publicación KL 4408S Suiza, 1982.

CATALOGO DE LA GENERAL ELECTRIC, GEP-1260, GEP 1100 A. Plainville, Conn, Estados unidos.

CATALOGO DE ILUMINACION SCHREDER Iluminación, Bogotá, Colombia, 1996.

DONALD, Fink. "Manual de Ingenieros Eléctrica", Tomo I al IV. Editorial Mc Graw Hill Internacional, Décima tercera edición en ingles, Mexico. 1995.

DUBBELL, H. "Manual de Construcción de Máquinas", Editorial Labor, Mexico, 1986.

HERNST, Hellmut. "Máquinas de Elevación y Transporte". Tomo I. Editorial Blums.

HUGOT, E. "Manual para Ingenieros Azucareros". Compañía Editorial Continental, México, 1983.

KNOWLTON, A. E. "Manual Standard del Ingeniero Electricista". Tomo I y II. Editorial Labor S.A. México, 1.978.

LIWSCHITZ, Michael. " Máquinas de corriente alterna. Compañía Editorial continental. México, 1.976.

MCNEESE, D.C. "Manual Para Ingeniero y técnicos". Editorial Continental, México, 1996.

NORMAS N E C. " Nacional Electrical Code " Estados Unidos, 1993.

NORMAS V D E. (Manual AEG) " Para instalaciones eléctricas de alumbrado y fuerza Motriz ", 7ª Edición 1956, Alemania.

MANUAL DE ALUMBRADO PHILIPS, Segunda edición, Madrid. 1979.

SIEMENS. " Transformadores de potencia y distribución", Colombia, 1997.

SISKIND, Charles. "Sistemas Industriales de Regulación Eléctrica". Editorial Labor S.A. Barcelona (España), 1978.

STEVENSON, William D. "Análisis de los sistemas eléctricos de potencia". Segunda Edición. Editorial Mcgraw -Hill. Latinoamericana S.A., México, 1996