

# Tentamen TA3390

Minor Mining and Resource Engineering: Physical Processing

Cursusjaar: 2012-2012  
Datum: 22 Januari 2012  
Tijd: 14:00 – 17:00  
Locatie: CT-IZ 4.99  
Examinatoren: Dr. ir. Rénard Chaigneau  
Dr. Jack Voncken

- Het tentamen telt 8 opgaven
- Zet overal naam en studienummer op. Lever ook het antwoordblad (Bijlage 1, blz 9) in.
- Als er leg uit/beredeneer staat, voldoet een eenvoudig ja/nee dus niet
- Alle benodigde gegevens en formules zijn verstrekt in opgave of bijlage(n). Uiteraard staat het je vrij aannames te maken, maar vermeldt die dan wel.

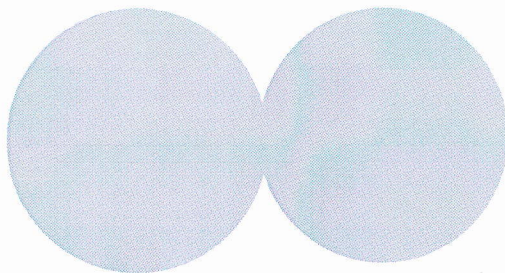
**SUCCES !**

## Vraag 1.

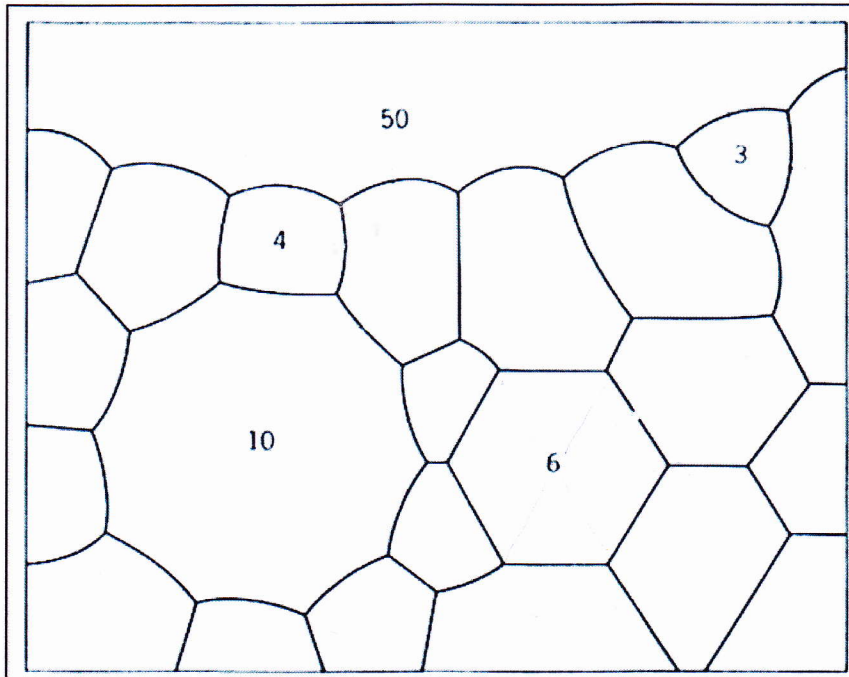
Bij sinteren gaan twee bolvormige deeltjes die uit hetzelfde materiaal bestaan bij forse temperatuurverhoging aan elkaar zitten. Er is echter geen chemische reactie mogelijk, want er is geen chemisch potentiaalverschil tussen de deeltjes. Ze bestaan immers uit hetzelfde materiaal.

a) Verklaar dit proces m.b.v. de relatie  $\Delta P = P_0 \frac{2\gamma V_m}{rRT}$

Hier is  $\gamma$  = grensvlakenergie,  $V_m$  is het molaire volume,  $R$  is de gasconstante, en  $T$  is de temperatuur, en  $r$  is de straal van de bolvormige deeltjes.



b) Hierbeneden is een schematische tekening gegeven van een korrelpreparaat dat gesinterd wordt. De cijfers geven het aantal zijden van de korrel aan. Tijdens het sinterproces zal de korrel met 50 zijden (bovenin, slechts gedeeltelijk zichtbaar) het hardst groeien, gevolgd door de korrel met 10 zijden. De korrel met 6 zijden is stabiel, en de korrels met 3 en 4 zijden zullen gaan verdwijnen. Leg uit waarom dit zo is.



## Vraag 2.

Uit kostenoverweging heeft men gekozen om droogmalen en drogen in één molen te laten plaatsvinden. Om te voorkomen dat de kogels in de droogkamer komen, zijn beide ruimtes mbv een diafragma van elkaar gescheiden. Fig 1 schetst de opstelling (zie bijlage 1). De molen moet 150 ton/hr nat hematieterts drogen en malen. Het erts heeft 10% vocht op nat. Er wordt gestookt met laagwaardige steenkool. Neem voor de eenvoud aan dat die uit 100% koolstof bestaat (geen as en vluchtig) en dat het erts droog de maalkamer inkomt.

- a. Maak met behulp van de gegevens in de bijlage een massa en warmtebalans over het drooggedeelte van de molen. Pak dit stapsgewijs aan:
  - i. Bepaal of het een tegenstroom of meestroom proces is.
  - ii. Bereken hoeveel energie er door het diafragma de droogkamer verlaat (solids, water vapour & dry waste gas), waarbij je ervan uitgaat dat deze energie geheel wordt opgebracht door de warmte-inhoud van de vlam. Alleen door beide te combineren, kun je de massabalans opstellen en de warmtebalans goed krijgen.
  - iii. De warmte-inhoud van de vlam wordt door de laagwaardige kolen geleverd. Bereken hoeveel ton/hr kolen verbruikt wordt mbv bijgevoegde tabel.

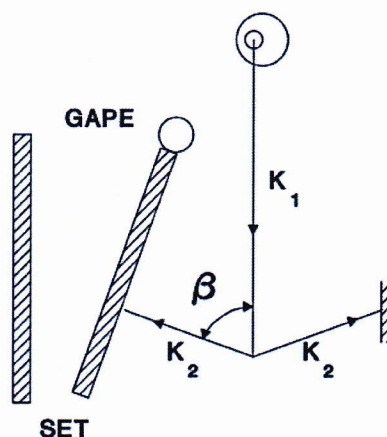
- iv. Voor de massabalans geldt: waste gas = totale verbrandingslucht + kolen. Bepaal hoeveel totale verbrandingslucht in t/hr wordt verbruikt.
- b. Als ik stel dat voor verbranding van 1 kg kolen er 12.7 kg lucht (met 21% O<sub>2</sub> en 79% N<sub>2</sub>) stoichiometrisch nodig is, hoeveel procent excess (=extra) air verbruik ik dan?
- c. Het hematieterts is relatief zacht. De molen heeft een opgenomen vermogen van 1.5 MW.
  - i. Wat is het specifieke vermogen (=vermogen per ton erts) van deze molen in kWh/t?
  - ii. In figuur B op het antwoordblad is de deeltjesgrootteverdeling van de Feed (voeding) geplot. Teken hierin, gebruikmakend van de Work index formule uit de bijlage, de deeltjesgrootteverdeling van het fijngemalen product dat uit de molen komt als de Bond Work index van dit hematiet erts  $W_i=10$  kWh/t. **Vergeet niet het antwoordblad (blz9) ook in te leveren!**

Onze aanstormend procestechnoloog krijgt een aanbieding van een hard magnetiet erts met maar 2% vocht. Hiervan is de Bond Work Index op  $W_i=20$  kWh/t bepaald. Beredeneer met commercieel, technologisch en operationele argumenten (minimaal 4) of dit een aanbieding is die het overwegen waard is.

### Vraag 3.

Een Jaw Crusher wordt meestal als eerste breker in een processing circuit gebruikt.

- a. Leg m.b.v. onderstaande tekening uit hoe groot de kracht op het te breken deeltje kan zijn



- b. Waarom heeft een Jaw Crusher een vliegwiel?
- c. Geef twee voordelen en twee nadelen van een Jaw crusher
- d. Geef twee voordelen en twee nadelen van een Gyratory crusher

#### Vraag 4.

Bij sinteren treedt korrelgroei op. Echter, hoe lang men ook sintert, er ontstaat nooit een éénkristal. Er is een limiet aan de korrelgroei. Deze limiet ontstaat door poriën en/of onzuiverheden. Leg dit uit.

#### Vraag 5.

Erts heeft een dichtheid van 2.2 t/m<sup>3</sup>. Het moet op 3 mm afgezeefd worden met een doorzet van 200t/hr. 10% van het materiaal bevindt zich in de moeilijke zeefklasse van 1.5-4.5 mm.

- a. Hoe groot is het zeefoppervlak?
- b. Ontwerp met het antwoord van a en de kopieën van Weiss (blz 3E-10) de correcte lengte en breedte en bepaal het aantal zeven.
- c. Weiss (blz 3E-11) geeft in Chart A een alternatieve manier om de zeefcapaciteit te bepalen van verschillende materialen. Beargumenteer waarom er verschil is tussen die vier materialen en beargumenteer waarom de lijnen lineair zijn bij grote openingen en gekromd weglopen naar het nulpunt toe (dus beargumenteer de vorm van de curve).
- d. Teken in een grafiek het verloop van de zeefcapaciteit als functie van vocht percentage (x-as vocht% 0-15%; y-as zeefcapaciteit, indicatief kwantitatief)
- e. Als je weet dat het materiaal 's winters tot 8% vochtig kan zijn, welke maatregelen (minimaal 3) kun je nemen om de capaciteit te garanderen.
- f. Kan deze scheiding ook plaatsvinden met een hydrocycloon? Betrek bij je kwalitatieve antwoord hierbij ook 3 belangrijke verschillen tussen beide scheidingsprincipes.

#### Vraag 6.

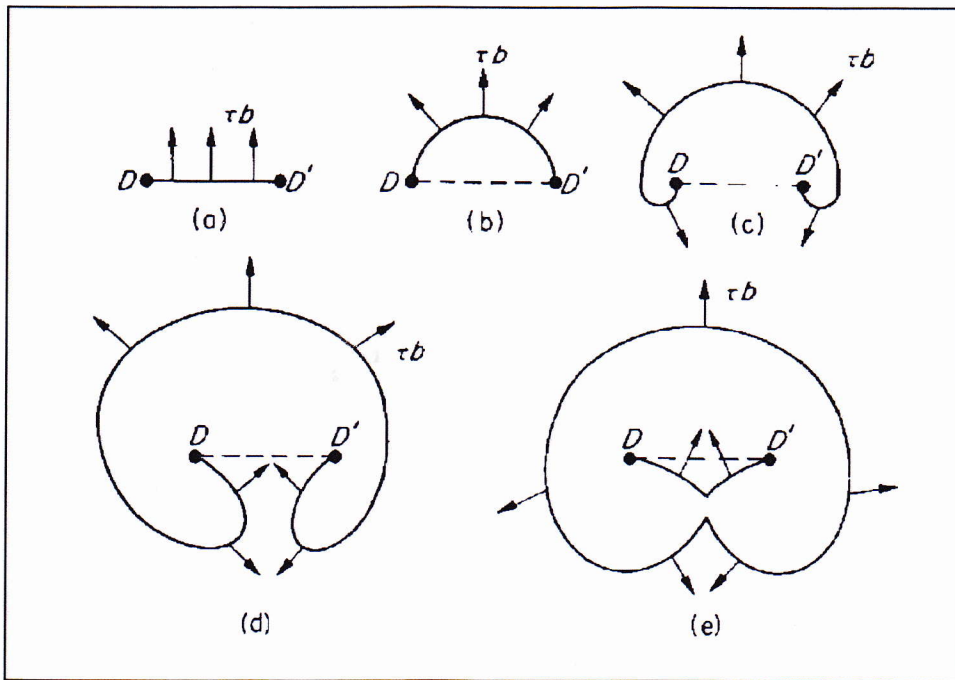
Twee schroefdislocaties zijn geassocieerd met een elastische vervormingsenergie. Deze kan worden weergegeven met de relatie

$$E = \frac{Gb^2}{4\pi} \ln \frac{r}{r_0}$$

Hierbij is  $G$  = glijmodulus, een materiaalconstante,  $r$  is de afstand tot de dislocatielijn, en  $r_0$  is de grootte van de core van de dislocatie. De burgersvector is aangegeven met  $b$ .

- a) Leg m.b.v. deze relatie uit dat twee schroefdislocaties met dezelfde burgersvector elkaar afstoten, en twee schroefdislocaties met tegengestelde burgersvector elkaar opheffen.

b) Beneden is het concept van een Frank-Read-bron weergegeven. Leg per stap uit wat er gebeurt.



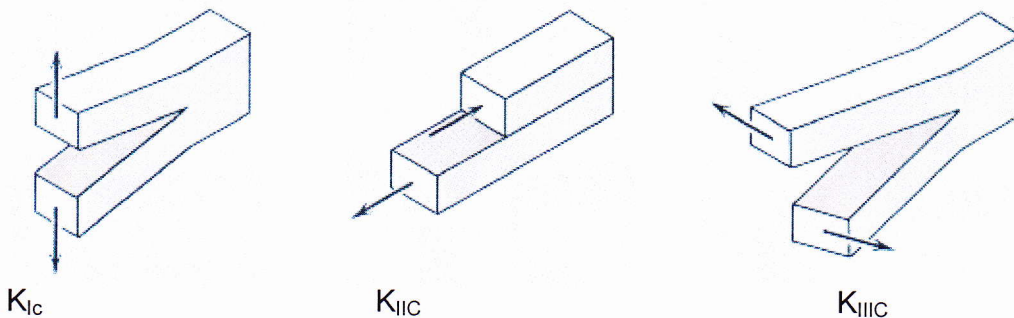
### Vraag 7.

Fracture Toughness wordt onderscheiden in 3 Modes.

Deze modes zijn, al naar gelang de aard van de crack displacement:

- 1) Tensile Mode,  $K_{Ic}$  ("Rek")
- 2) Sliding Mode,  $K_{IIc}$  ("Schrapen/Schuren")
- 3) Tearing Mode  $K_{IIIc}$  ("Scheuren")

Hier beneden is dit grafisch weergegeven.



Tijdens een maalproces zal de belangrijkheid van de verschillende modes geleidelijk aan veranderen. Leg dit uit.

**Vraag 8.**

- a. Leg uit wat men verstaat onder een Frenkel defect en een Schottky defect.
- b. Stelt je voor dat je je langs de dislocatielijn van een dislocatie van het gemengde type beweegt. Geef met een schets aan hoe, gaande van een gebied met volledig randkarakter naar een gebied met volledig schroefkarakter, de burgersvector is gepositioneerd t.o.v. het kristalrooster, en t.o.v. de dislocatielijn.
- c. Leg uit wat men verstaat onder een stacking fault.

## Bijlage 1

Behorend bij opgave 2

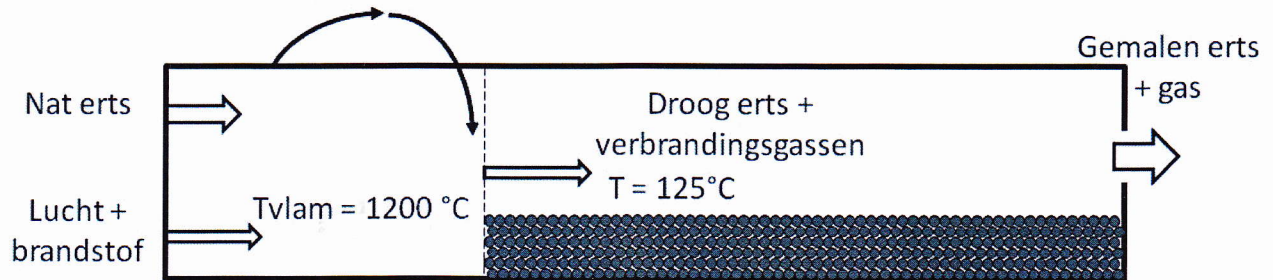


Fig 1: Drawing of combined drying & grinding mill

### Drying

Assume radiation losses and other losses nil (0)

Assume dry combustion air (79% N<sub>2</sub> and 21% O<sub>2</sub>)

Assume thermal equilibrium between waste gas and dry solids (verbrandingsgas & droog erts)

Assume 100% dry solids out of drying chamber

Heat for water evaporation = 2449 kJ/kg

Specific heat of dried solids = 0.88 kJ/kg K

Specific heat of dry air/gas = 1.00 kJ/kg K

Specific heat of water vapor = 2.01 kJ/kg K

Specific heat of liquid water = 4.18 kJ/kg K

### Grinding

Equation for specific mill power (kWh/t) as function of the Bond Work index  $W_i$ .

Product and Feed (P&F) in  $\mu\text{m}$ !

P&F refer to the 80% passing size

$$W_{\text{specificek}} = 10 W_i \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

## BIJLAGE II

ENERGIE-INHOUD VAN GESELECTEERDE BRANDSTOFFEN VOOR HET EINDGEBRUIK —  
OMZETTINGSTABEL (1)

Energiedrager	kJ (NCV)	kg <sub>oe</sub> (NCV)	kWh (NCV)
1 kg cokes	28500	0,676	7,917
1 kg steenkool	17200 — 30700	0,411 — 0,733	4,778 — 8,528
1 kg geperste bruinkool	20000	0,478	5,556
1 kg zwart ligniet	10500 — 21000	0,251 — 0,502	2,917 — 5,833
1 kg bruinkool	5600 — 10500	0,134 — 0,251	1,556 — 2,917
1 kg olielesteen	8000 — 9000	0,191 — 0,215	2,222 — 2,500
1 kg turf	7800 — 13800	0,186 — 0,330	2,167 — 3,833
1 kg turfbraketten	16000 — 16800	0,382 — 0,401	4,444 — 4,667
1 kg zware stookolie	40000	0,955	11,111
1 kg gasolie	42300	1,010	11,750
1 kg benzine	44000	1,051	12,222
1 kg paraffine	40000	0,955	11,111
1 kg LPG	46000	1,099	12,778
1 kg aardgas (2)	47200	1,126	13,10
1 kg LNG	45190	1,079	12,553
1 kg hout (25 % vochtigheidsgraad) (3)	13800	0,330	3,833
1 kg pellets/houtbraketten	16800	0,401	4,667
1 kg afval	7400 — 10700	0,177 — 0,256	2,056 — 2,972
1 MJ afgeleide warmte	1000	0,024	0,278
1 kWh elektrische energie	3600	0,086	1 (4)

(1) De lidstaten mogen verschillende omzettingfactoren gebruiken, indien deze kunnen worden gerechtvaardigd.

(2) 93,0% methaan.



## Bijlage 2 (behorende bij opgave 5)

$$C = 1.4 \frac{\rho}{\gamma} D^{0.6} \quad C = \text{Screen capacity in t/m}^2 \cdot \text{hr}; D = \text{mesh size in mm}$$

$$1 \text{ foot} = 12 \text{ inch} = 0.3048 \text{ m}$$

SME Mineral processing handbook Weiss et al

3E-10

### SCREENING

contains such small amounts of surface moisture as not to impede screening.

10) Combination—In many cases, the operation may involve two or more of the preceding. If so, attention should be given to each to determine the controlling factors.

The screen manufacturer and his technical representative should be prepared to provide specific data on the types of screening operations for which their units are best suited. They must also provide some indication of the range of product sizes and capacities for which any given unit may be considered. With this preliminary data at hand, the field of available choices is narrowed down considerably.

The next step, then, is to make a screen sizing calculation based on a rational method. Such a calculation, however, should not be regarded as providing an exact solution, since the many constants have been determined empirically and have somewhat limited ranges of applicability.

It should be noted that there are, in current use, three basic methods for capacity calculation: (1) overflow method, (2) through-flow method, (3) total feed method. As their names imply, these methods differ in the flow of material that is used as a basis of calculation; tons per hour passing over, through, or into the feed box of the screen.

Each method has its proponents, and each proponent has his favorite set of empirical factors and variations in procedure. The procedure presented here is a through-flow method.

#### Screen Selection Calculations

The basic relationship on which screen sizing calculations are based may be expressed as follows: The area of screen surface required is equal to the through-flow tonnage or capacity divided by the corrected unit capacity for the material being handled. In mathematical terms, this may be expressed as follows:

$$A = C_u / C_u \times F$$

where  $A$  is area of screen surface in square feet;  $C_u$  is through-flow capacity, or tonnage of undersize in the feed to the screen;  $C_u$  is unit capacity or basic tons per hour per square foot through the screen, for the size separation and material being handled;  $F$  is the product of the various corrective factors.

Table 5 presents a summary and description of these various factors, and provides an index to the tables in which their numerical values may be found.

The typical problem requires entering chart A with the size of separation desired and type of material handled. Moving horizontally across the graph, read out the unit capacity.

For example, assuming sand and gravel at a 2-in. separation, a unit capacity of 4.85 tph per sq ft is obtained. This value of  $C_u$  must now be corrected for the various conditions represented by the factors.

Previously, the many variables that affect screening performance were discussed briefly and their interrelatedness noted.

Now, having described the use of a rational screen sizing procedure by which the required screen area may be approximated, it seems appropriate to return to these many variables and illustrate their influence on the final selection of a screen.

It should be noted that for a multi-product screen, it is necessary to calculate the area of each deck separately for the size of separation desired.

Having determined the approximate area that must be provided, the determination of the proper length to width ratio must be resolved. As a general rule, the largest ratio that should be considered is about 2:1. However, 1.5:1 provides a somewhat better ratio.

Within limits, the wider screen delivers a greater capacity at a higher efficiency. It follows then, that the widest units practical should be used for greatest efficiency.

S. A. Stone, vice president-engineering, Deister Concentrator Co., speaking for the clay products industry, recommends a maximum

length of 7 to 8 ft for the fine mesh screening encountered there. A corresponding maximum of 5 ft is recommended for the width of such units. It is suggested that a battery of smaller screens be considered as a more effective alternative than the larger screen. There are, of course, other advantages to the use of a battery of screens in parallel, and these will be discussed in detail later.

One down-to-earth guide for proper screen width says that it should be possible to see the screen deck through the bed within 1 to 2 ft of the discharge end.

Assume that the area required was approximately 32 sq ft. Applying a ratio of 2:1, a 4 x 8-ft screen would be indicated; whereas, for a ratio of 1.5:1, a 5 x 8-ft screen is the better choice.

One method of arriving at a rational selection of width involves determining the theoretical depth of bed. The importance of bed depth and its effect on stratification has been discussed previously. The formula  $C = 3 d W/20$ , in which  $C$  = tons per hour per inch of depth, provides a simple means for calculating bed depth or tonnage

Table 5. Screening Sizing Calculations—Through-Flow Method

Factor	Data required	Refer to chart	Comments
$C_u$ , screen capacity per sq. ft.	Name, description and weight of material	A	
$F_f$ , fines factor	% half-size	B	Provides comparison of the difficulty of separation
$F_o$ , oversize factor	% oversize	B	Allows for stratification. May use 0.80-in. range 70 to 95% if screen is wide enough
$F_e$ , efficiency	% efficiency desired	B	Scalping efficiency usually taken as 85%. Separation range 80 to 95%
$F_d$ , decks	Number of separations	C	Allows for area lost on lower decks
$F_w$ , wet screening	Size of opening	D	When water/feed ratio is 3 to 5 gpm per cycle per hr, use $F_w$ . If not certain of water use adjusted factor, $F_{w0}$
$F_{m0}$ , open area	% open area of medium to be used	E	Assume capacity varies directly with the change in open area
$F_s$ , slotted opening	Shape of opening and length/width ratio	F	Assumes long dimension of opening is parallel to material flow and in line with screen motion
40% rule: area equals $\frac{\text{Tph (feed)} \times 0.40}{C_u \times F_w \times F_{m0} \times F_s}$	% of feed less than opening size		Use when 40% or less of feed is smaller than openings, or for rescreening where little or nothing is screened out

Adapted from Hewitt-Robins, Inc.

Chart A—Screen capacity per square foot

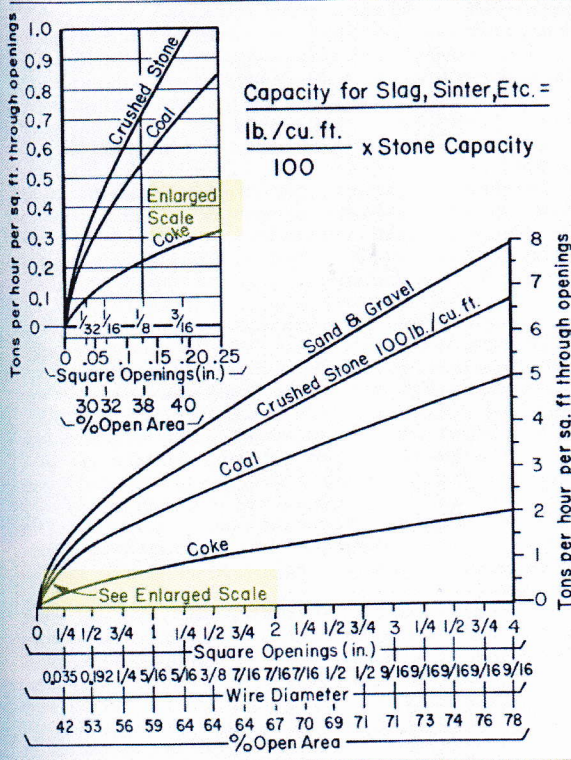


Chart D

Opening size (square), in.	Wet screening factors		
	Limiting moisture*	$F_w$	$F_{wa}^\dagger$
1/32 or less	0%	1.25	1.10
1/16	1%	3.00	2.00
3/16	1%	3.50	2.50
1/8	2%	3.50	2.50
3/16	4%	3.00	2.00
1/4	4%	2.50	1.50
1/2	6%	1.75	1.30
3/4	6%	1.35	1.20
1 to 2	6%	1.25	1.10
1-1/2	No limit	1.25	1.10
+2	No limit	1.0	1.0

\* When screening dry: If moisture exceeds this limit, must consider special aperture constructions  
 † Use  $F_{wa}$  when uncertain about maximum spray water being available, or being used efficiently

Chart E

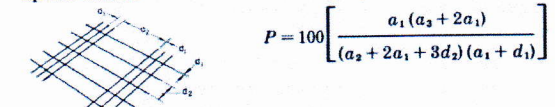
Open area factor - % Open area = P  
 For the more common apertures

Type of aperture	Formula for % open area, P
Rectangular opening	$P = \% \text{ Open area}$ $d = \text{diam of wire, or horizontal width of bar (for plate)}$ $a = \text{clear opening dimension}$ $P = \frac{\text{Open area} \times 100}{\text{Total area}} = \frac{100 (a_1) (a_2)}{(a_1 + d_1) (a_2 + d_2)}$
Square openings Specified by opening size.	$P = \frac{100 a^2}{(a + d)^2} = 100 \left( \frac{a}{a + d} \right)^2$ $a_1 = a_2 = a$ $d_1 = d_2 = d$
Square openings Specified in mesh (m).	$P = 100 a^2 m^2$ $\frac{m-1}{a+d}$

Parallel rod decks



Special weaves



Ty-Rod, nonblind, etc.

Chart F—Slotted opening factor

Typical screen media	Length/width ratio [(a <sub>2</sub> /a <sub>1</sub> ), Chart E]	Slotted opening factor, F <sub>s</sub>
Square and slightly rectangular openings	less than 2	1.0
Rectangular openings, Ton-Cap	Equal to or greater than 2, but less than 4	1.1
Slotted openings, Ty-Rod, nonblind	Equal to or greater than 4, but less than 25	1.2
Parallel rod decks	Equal to or greater than 25	1.4

Chart B

%	Factor		Efficiency, F <sub>e</sub>
	Fines, F <sub>f</sub>	Oversize, F <sub>o</sub>	
0	0.44		
10	0.55	1.05	
20	0.70	1.01	
30	0.80	0.98	
40	1.00	0.95	
50	1.20	0.90	
60	1.40	0.86	
70	1.80	0.80	
80	2.20	0.70	1.75
85	2.50	0.64	1.50
90	3.00	0.55	1.25
95	3.75	0.40	1.00

Chart C

Decks	Deck factor, F <sub>d</sub>
Top	1.00
2nd	0.90
3rd	0.75