

УА “БЕЛАРУСКІ ДЗЯРЖАЎНЫ ТЭХНАЛАГІЧНЫ УНІВЕРСІТЭТ”

Кафедра машын і апаратаў хімічных і сілікатных вытворчасцей

П.Я. Вайцяховіч

МАШЫНЫ І АБСТАЛЯВАННЕ ПРАДПРЫЕМСТВАЎ БУДАЎНІЧЫХ МАТЭРЫЯЛАЎ

Тэксты лекцый па аднайменнай дысцыпліне для студэнтаў спецыялізацыі 1-360701 02 “Машыны і абсталяванне прадпрыемстваў будаўнічых матэрыялаў”

1. ЗДРАБНЕННЕ ЦВЁРДЫХ МАТЭРЫЯЛАЎ

1.1 Працэсы здрабнення у вытворчасці будматэрыялаў. Класіфікацыя спосабаў і машын для здрабнення.

Здрабненне — гэта працэс разбурэння цвёрдых цел пад уздзеяннем знешніх сіл. Асноўнай мэтай здрабнення з'яўляецца змяншэнне кавалкаў ад пачатковых да канечных размераў, якіх патрабуе той ці іншы працэс.

У хімічнай прамысловасці працэсы здрабнення матэрыялаў маюць вельмі вялікае значэнне. Яны выкарыстоўваюцца для падрыхтоўкі сыравінных матэрыялаў, перапрацоўкі паўфабрыкатаў, атрымання таварнай прадукцыі, утылізацыі адходаў. Прыкладамі выкарыстання з'яўляецца здрабненне калійных руд перад іх абагачэннем, атрыманне грануляванага амафосу, здрабненне пігментаў у лакафарбавай прамысловасці, здрабненне крэйды, гліны, клінкеру ў вытворчасці будаўнічых матэрыялаў, здрабненне адходаў палімерных матэрыялаў і г.д.

Патрабаванні тэхналагічных працэсаў да здрабнення матэрыялаў вельмі розныя. Так, пры падрыхтоўцы матэрыялаў перад хімічнай рэакцыяй асноўнай задачай з'яўляецца атрыманне як мага больш дробных часцінак. У выніку гэтага павялічваецца міжфазная паверхня кантакту і значна паскараюцца хімічныя рэакцыі. Пры вытворчасці грануляваных прадуктаў, наадварот, патрабуецца атрыманне часцінак заданых размераў і абмяжоўваецца ўтрыманне дробнай фракцыі.

Адпаведна і ўмовы здрабнення павінны быць рознымі. Гэтыя ўмовы забяспечваюцца некалькімі спосабамі здрабнення: расцісканнем, ударам, сціраннем (рыс. 1, а, б, в). Разнавіднасцямі гэтых трох асноўных спосабаў з'яўляецца расколванне і злом (рыс. 1, г, д).

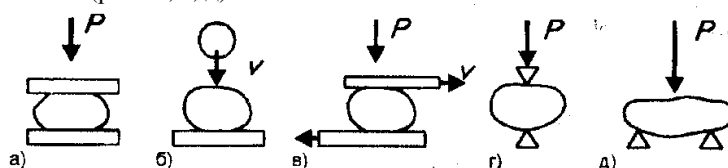


Рис. 1. Спосабы здрабнення: а — расцісканне; б — удар; в — сціранне; г — расколванне; д — злом.

У залежнасці ад размераў кавалкаў канечнага прадукту здрабненне падзяляецца на драбленне і памол, а кожны з гэтых працэсаў, у сваю чаргу, раздзяляецца на некалькі класаў:

<u>Драбленне</u>	<u>Размер кавалкаў, мм</u>
буйное	250 — 25
сярэдняе	25 — 5
дробнае	5 — 1
<u>Памол</u>	<u>Размер часцінак, мкм</u>
грубы	1000 — 100
тонкі	100 — 50
звыштонкі	50 — 1

Усе машыны для здрабнення матэрыялаў таксама падзяляюцца ў залежнасці ад размераў канечнага прадукту адпаведна на драбілкі і млыны. У кожнай з машын можа быць рэалізаваны нейкі канкрэтны спосаб здрабнення, але часцей за ўсё сустракаецца камбінацыя некалькіх спосабаў. Нягледзячы на гэта, драбілкі можна ўсё ж такі класіфікаваць па пераважнаму спосабу здрабнення і на гэтай падставе вылучыць дзве групы драбілак — расціскальнага і ўдарнага дзеяння. Да першай групы адносяцца шчокавыя, конусныя, валковыя драбілкі, бегуны, да другой — ротарныя, малатковыя драбілкі, дэзінтэгратары, дысэмбратары.

Што датычыць млыноў, то ў іх адначасова могуць рэалізоўвацца ўсе спосабы здрабнення. Таму класіфікаваць млыны па гэтаму прызнаку вельмі цяжка. Але ў залежнасці ад канструкцыйнай схемы можна вылучыць такія асноўныя тыпы млыноў, як барабанныя, сярэдняходныя, вібрацыйныя, струменныя.

1.2. Уласцівасці здрабняемых матэрыялаў

У якасці здрабняемых матэрыялаў часцей за ўсё выкарыстоўваюцца горныя пароды, якія маюць крышталічную структуру.

Асноўнымі ўласцівасцямі такіх матэрыялаў з'яўляюцца трываласць, цвёрдасць, крохкасць, шчыльнасць, разрыхляльнасць і г.д.

Трываласць — уласцівасць супраціўляцца разбурэнню пад уздзеяннем знешняй нагрукі. Характарызуецца мяжой трываласці пры сцісканні $\sigma_c = P/F$. Матэрыялы па трываласці падзяляюцца на наступныя катэгорыі:

нізкатрывалыя	$\sigma_c \leq 10$ МПа
сярэнетрывалыя	$10 \text{ МПа} \leq \sigma_c \leq 50 \text{ МПа}$
высокатрывалыя	$\sigma_c \leq 50 \text{ МПа}$

Трываласныя характарыстыкі асноўных матэрыялаў дадзены ў табл. 1.

Табліца 1.

Трываласныя характарыстыкі здрабняемых матэрыялаў

Матэрыял	Шчыльнасць, кг/м ³	Мяжа трываласці, МПа	Модуль пругкасці, МПа
Апатыт	3190	80 — 150	3·10 ⁴
Базальт	—	250 — 500	—
Вапняк	2630	40 — 100	3,5·10 ⁴
Вугаль каменны	800 — 850	1,7 — 15	7·10 ² — 6·10 ⁴
Граніт	2630	120 — 160	(5,16 — 6,14)·10 ⁴
Дыябаз	3080	150 — 250	(6,12 — 6,9)·10 ⁴
Кварц	2640	80 — 145	—
Мармур	2690	55 — 150	5,65·10 ⁴

Цвёрдасць — здольнасць горнай пароды супраціўляцца сціранню. У залежнасці ад цвёрдасці матэрыялы раздзяляюцца па шкале Маоса на дзесяць катэгорый. Для кожнай катэгорыі ёсць эталонны матэрыял (табл. 2).

Табліца 2.

Шкала цвёрдасці Маоса

Цвёрдасць	Эталонны матэрыял	Цвёрдасць	Эталонны матэрыял
1	Тальк	6	Артаклаз
2	Гіпс	7	Кварц
3	Кальцыт	8	Тапаз
4	Флюарыт	9	Карунд
5	Апатыт	10	Алмаз

Матэрыялы з цвёрдасцю 1 ÷ 4 лічацца мяккімі, 5 ÷ 8 — сярэднімі, 9 ÷ 10 — цвёрдымі. Напрыклад, цвёрдасць па шкале Маоса для серы складае 1,5 ÷ 2,5, вапняку — 3, граніту 6,5 ÷ 7,0, сталі 5 ÷ 8,5. Ёсць больш дакладная класіфікацыя матэрыялаў па цвёрдасці па шкале Пратадз'яканавы. Згодна з названай шкалай, матэрыялы таксама раздзяляюцца на дзесяць катэгорый, якія характарызуюцца каэфіцыентам A . Гэты каэфіцыент у 10^7 разоў меншы за мяжу трываласці матэрыялу пры сцісканні. Так, пры $\sigma_c = 5 \cdot 10^7$ МПа $A = 5$.

Крохкасць — здольнасць цел разбурацца пры механічным уздзеянні без заўважальнай пластычнай дэфармацыі.

Пластычнасць — здольнасць цел разбурацца, але з папярэдняй пластычнай дэфармацыяй.

Разрыхляльнасць — уласцівасць павялічвацца ў аб'ёме пры здрабненні. Паказчыкам разрыхляльнасці з'яўляецца каэфіцыент разрыхлення

$$\mu = \frac{V_{ш}}{V_p}, \quad (1.1)$$

дзе $V_{ш}$ — аб'ём шчыльнай пароды; V_p — аб'ём разрыхленай пароды.

Яго велічыня змяняецца звычайна ў межах $\mu = 0,25 \div 0,7$.

Абразіўнасць — здольнасць матэрыялу зношаваць рабочыя органы машын. Вызначаецца адноснай стратай вагі рабочага органа, пры здрабненні адзінкі вагі матэрыялу. Звычайна гэта адзінка вымярэння прымаецца ў г/т.

1.3. Характарыстыка якасці здрабнення

Асноўным якасным паказчыкам працэсаў здрабнення з'яўляецца так званая ступень здрабнення. Яна вызначаецца як адносіны сярэднеўзважаных размераў кавалкаў (часцінак) зыходнага прадукту да сярэднеўзважаных размераў кавалкаў канчатковага прадукту.

$$i = \frac{D_{c.y.}}{d_{c.y.}}, \quad (1.2)$$

дзе $D_{c.y.}$ — сярэднеўзважаны размер кавалкаў зыходнага прадукту; $d_{c.y.}$ — сярэднеўзважаны размер кавалкаў канчатковага прадукту.

Сярэднеўзважаны размер вызначаецца наступным чынам:

$$d_{c.y.} = \frac{c_1 d_{1c} + c_2 d_{2c} + \dots + c_n d_{nc}}{c_1 + c_2 + \dots + c_n}, \quad (1.3)$$

дзе c — працэнтнае ўтрыманне кожнай фракцыі ў прадукце, %; d_c — сярэдні размер кавалкаў (часцінак) кожнай фракцыі.

Сярэдні размер вызначаецца як

$$d_c = \frac{d_\delta + d_m}{2}, \quad (1.4)$$

дзе d_δ , d_m — найбольшы і найменшы размер кавалкаў у дадзенай фракцыі.

Аналагічныя формулы выкарыстоўваюцца для вызначэння $D_{c.y.}$ зыходнага прадукту, толькі ўсюды замест d падстаўляецца D .

Каб вызначыць працэнтнае ўтрыманне і сярэдні дыяметр кожнай фракцыі, трэба папярэдне рассяць матэрыял з дапамогай набору сiт на асобныя фракцыі. Тады за большы і меншы размеры любой фракцыі можна прыняць дыяметр верхніх і ніжніх адтулін сiта.

Ступень здрабнення, як якасная характарыстыка, выкарыстоўваецца ў асноўным пры працэсах драблення і грубым памале. Пры тонкім і звыштонкім памале якасць здрабнення характарызуецца рэшттай на сiце з адпаведным размерам адтулін, напрыклад $R_{80} = 12\%$. Гэта значыць, што пры прасейванні здрабленага матэрыялу праз сiта з размерам адтулін 80 мкм над ім засталася 12% ад агульнай масы матэрыялу.

Характарыстыкай тонкага памолу можа быць і адносная паверхня, якая вызначаецца як паверхня ўсіх часцінак у адзінцы масы ці аб'ёму (m^2/kg , m^2/m^3).

1.4. Энергаёмістасць працэсаў здрабнення. Законы здрабнення

Працэсы здрабнення матэрыялаў з'яўляюцца аднымі з самых энергаёмістых у хімічнай і іншых галінах вытворчасці. Прычым гэта вельмі складаныя і шматфактарныя працэсы, якія залежаць ад фізічных уласцівасцей матэрыялаў, ад размераў і формы кавалкаў у зыходным матэрыяле і наяўнасці ў іх дэфектаў, ад канструкцыйных асаблівасцей здрабняльных машын. Складанасць працэсу не дазволіла пакуль што атрымаць аналітычных залежнасцей для разліку энергавыдаткаў. Усе спробы іх ацэнкі заснаваны на гіпотэзах, якія часта называюць законамі здрабнення.

У 1867 г. прафесар Рыцінгер прапанаваў гіпотэзу, згодна з якой работа, выдаткаваная на здрабненне, прапарцыянальная нанаву ствараемай паверхні:

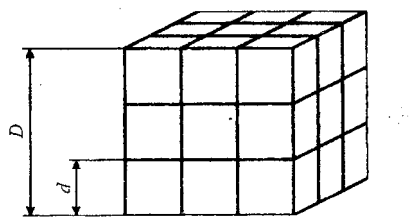
$$A = K_p \cdot \Delta F, \quad (1.5)$$

дзе K_p — каэфіцыент Рыцінгера; ΔF — павелічэнне паверхні.

Гэта гіпотэза была названа першым законам здрабнення.

Нанаву ствараемую паверхню ΔF можна выразіць праз пачатковыя і канечныя размеры кавалкаў, калі ўмоўна прыняць, што перад здрабненнем і пасля яго матэрыял складаецца з кавалкаў правільнай кубічнай формы (рыс. 2). Пры пачатковых размерах кавалкаў D і канечных d ступень здрабнення $i = D/d$. Паколькі кубік утвараецца шасцю гранямі, то паверхня аднаго кубіка да здрабнення $F_n = 6D^2$, а пасля здрабнення $F_k = 6d^2$. Калі, напрыклад, кубік зыходнага матэрыялу разбураецца на шасці плоскасцях са ступенню здрабнення $i = 3$, то колькасць кубікаў пасля здрабнення $z = i^3$. Тады, улічыўшы, што $d = D/i$, агульную паверхню пасля здрабнення можна падлічыць па формуле

$$F_k = \frac{6D^2}{i^2} i^3 = 6D^2 i. \quad (1.6)$$



Рыс. 2 Схема раздзялення кавалкаў

Павелічэнне паверхні (нанаву ствараемая паверхня) будзе

$$\Delta F = 6D^2 i - 6D^2 = 6D^2 (i - 1) \quad (1.7)$$

і работа здрабнення, згодна з законам Рыцінгера,

$$A = 6K_p(i-1)D^2. \quad (1.8)$$

Каэфіцыент прапарцыянальнасці K_p вызначыць вельмі цяжка, што зніжае практычнае выкарыстанне дадзенай формулы.

У 1874 г. Кірпічовым, а затым у 1885 г. Кікам прапанавана новая гіпотэза. Згодна з ёй, работа, якая выдаткоўваецца на здрабненне, прапарцыянальна аб'ёму здрабняемага цела:

$$A = K_k \cdot V = K_k \cdot D^3, \quad (1.9)$$

дзе K_k — каэфіцыент прапарцыянальнасці; V — аб'ём цела.

Гэты, так званы другі закон здрабнення сфармуляваны на падставе тэорыі пругкасці, згодна з якой работа дэфармацыі цвёрдага цела роўна

$$A = \frac{\sigma^2 V}{2E}, \quad (1.10)$$

дзе σ — мяжа трываласці цвёрдага цела; E — модуль пругкасці (модуль Юнга).

Тады відавочна, што каэфіцыент прапарцыянальнасці

$$K_k = \frac{\sigma^2}{2E}. \quad (1.11)$$

Стэдлер развіў тэорыю Кірпічова—Кіка. Ён зыходзіў з таго, што здрабніць цела сярэднім дыяметрам D_c да велічыні d_c за адзін прыём немагчыма. Ён уводзіць паняцце аб'ёмнай ступені здрабнення:

$$a = \frac{D_c^3}{d_c^3}. \quad (1.12)$$

Такім чынам, калі за n цыклаў з кавалка дыяметрам D_c атрымаюцца кавалкі размерам d_c , то пры аднаразовай ступені здрабнення a

$$\frac{D_c^3}{d_c^3} = i^3 = a^n, \quad (1.13)$$

дзе $i = D/d$ — звычайная ступень здрабнення.

Пралагарыфмуем гэты выраз і атрымаем $3 \lg i = n \lg a$, адкуль

$$n = \frac{3 \lg i}{\lg a}. \quad (1.14)$$

У гэтым выпадку работа, якая выдаткоўваецца на здрабненне ад D_c да d_c за n цыклаў,

$$A = \frac{3\sigma^2 V}{2E} \cdot \frac{\lg i}{\lg a}. \quad (1.15)$$

З формулы бачна, што з памяншэннем аб'ёмнай ступені здрабнення павялічваецца выдаткі энергіі. Мінімальнае значэнне $a_{min} = 2$, таму што цела па аб'ёму можа мінімальна раздзяліцца на дзве часткі. Тады максімальная работа здрабнення

$$A_{max} = \frac{3\sigma^2 V}{2E} \cdot \frac{\lg i}{\lg 2} \approx 5 \frac{\sigma^2 V}{E} \lg i. \quad (1.16)$$

Калі прыняць умоўна, што пры драбленні ступень здрабнення $i = 4$, а пры памале $i = 100$, то, падставіўшы гэтыя значэнні ў папярэдняю формулу, атрымаем работу пры драбленні

$$A_\partial = \frac{3\sigma^2 V}{E}, \quad (1.17)$$

а пры памале

$$A_n = \frac{10\sigma^2 V}{E}. \quad (1.18)$$

Гэта значыць, што выдаткі энергіі пры памале ў некалькі разоў вышэйшыя, чым пры драбленні. Суадносіны энергавыдаткаў складаюць прыкладна $A_n / A_\partial = 3 \div 4$.

Але на самой справе працэс здрабнення значна складаней. Адначасова адбываецца і дэфармацыя цел і стварэнне новых паверхняў. Таму з'явіліся спробы неяк спалучыць гэтыя два законы.

Так, Рэбіндэр у 1941 г. прапанавалі для разліку работы, выдаткаванай пры здрабненні, наступную залежнасць:

$$A = A_\partial + A_n = K_k D^3 + K_p D^2. \quad (1.19)$$

Бондам у 1951 г. прапанавана другая залежнасць:

$$A = K_{\sigma} \sqrt{D^3 D^2} = K_{\sigma} D^{2.5}, \quad (1.20)$$

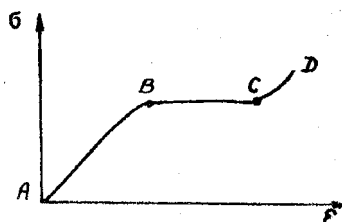
дзе K_{σ} — каэфіцыент прапарцыянальнасці.

Але ні адна з гіпотэз не дазваляе дакладна вызначыць работу, якая выдаткоўваецца на здрабненне. Гэтыя гіпотэзы, напрыклад, не могуць адказаць на пытанне, чаму на практыцы выдаткі энергіі на памол у 15—20 разоў большыя, чым на драбленне (тэарэтычна ў 3–4 разы).

На практыцы часта для параўнання здрабняльных машын і здрабняемых матэрыялаў выкарыстоўваюцца так званыя адносныя энергавыдаткі, якія паказваюць, колькі энергіі (кВт.гадз) траціцца на здрабненне 1 тоны прадукту. Так, напрыклад, для памолу клінкеру ў шаравых млынах выдаткоўваецца да 50 кВт.гадз/т, а пяску — 35—40 кВт.гадз/т. У сярэдняходных млынах гэтыя паказчыкі на 20—30% ніжэйшыя.

1.5. Фізічныя асновы працэсу здрабнення

Усе навуковыя даследаванні апошняга часу заснаваны на тэорыі дэфектаў крышталічнага цела. Дыяграма расцяжэння–сціскання матэрыялаў з ідэальнай крышталічнай структурай мае наступны выгляд



Рыс. 3 Дыяграма расцяжэння–сціскання цвёрдага цела

Тут на восях адкладзены σ — напружанне, якое ўзнікае ў матэрыяле пры яго нагружэнні, а ϵ — адноснае падаўжэнне:

$$\epsilon = \frac{\Delta l}{l}, \quad (1.21)$$

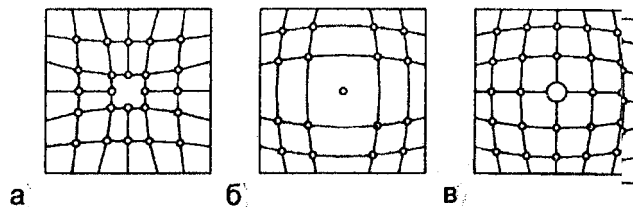
дзе Δl — падаўжэнне ўзору пры нагружэнні; l — пачатковая даўжыня ўзору.

Калі да крышталя прыкладзі нейкую знешнюю сілу, то перад тым, як разбурыцца (пункт D), ён пройдзе стадыю пругкай (AB) і пластычнай (BC) дэфармацыі. Пругкая дэфармацыя заключаецца ў тым, што пасля зняцця нагрузкі крышталь цалкам аднаўляе пачатковую форму. У гэтай вобласці сувязь паміж дэфармацыяй і напружаннем падпарадкоўваецца закону Гука:

$$\sigma = \epsilon E. \quad (1.22)$$

Напружанне, да якога дзейнічае закон Гука, называецца мяжой пругкасці. Вобласць пластычнай дэфармацыі (BC) называецца вобласцю цякучасці, а напружанне пры гэтым – мяжой цякучасці. І ў рэшце рэшт, напружанне, пры якім крышталь разбураецца (пункт D), адпавядае мяжы трываласці крышталя.

Выгляд дыяграмы расцяжэння–сціскання залежыць ад многіх фактараў: энергіі ўзаемадзеяння атамаў у крышталі, сувязі паміж крышталямі, прысутнасці іншародных уключэнняў, наяўнасці дэфектаў у крышталі. З— за прысутнасці дэфектаў рэальная трываласць крышталя на некалькі парадкаў меншая за тэарэтычную. Дэфекты крышталёвай структуры бываюць кропкавыя і лінейныя. Кропкавыя дэфекты — гэта вакансіі (незанятыя вузлы) крышталёвай рашоткі ці ўкараненне чужародных атамаў у рашотку. На рыс. 4 паказаны тры віды кропкавых дэфектаў. Яны праяўляюцца ў выглядзе вакантных вузлоў (рыс. 4, а), у выглядзе змяшчэння атамаў з вугла ў міжвузлавую прастору (рыс. 4, б), у выглядзе ўкаранення ў рашотку чужароднага атама ці іона.



Рыс. 4 Кропкавыя дэфекты

Лінейныя дэфекты — гэта дыслакацыі, ці, па другому кажучы, змяшчэнне адной часткі крышталя адносна другой. На рыс. 5,а паказана будова ідэальнага крышталя ў выглядзе паралельных адна другой атамыных плоскасцей. Калі адна з іх унутры крышталя абрываецца, то астатнія змяшчаюцца на яе месца і ствараюцца так званая краявая дыслакацыя (рыс. 5,б). Акрамя краевых лінейных

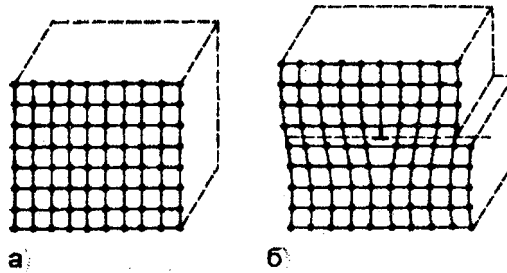


Рис. 5 Схема лінійнай дыслакацыі

дыслакацыі, могуць быць і вінтавыя, калі ўнутры крышталю не назіраецца поўнага адрыву атамных плоскасцей, але адна частка змяшчаецца адносна другой па вінтавой лініі (рыс. 6). Гэта значыць, што атамныя плоскасці ўяўляюць сабой сістэму, падобную вінтавой лесвіцы.

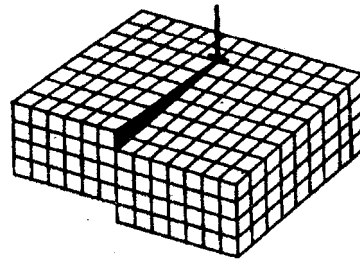


Рис. 6 Вінтавая дыслакацыя

Масвае з'яўленне дэфектаў пры нагружэнні ў крышталі адбываецца на стадыі пластычнай дэфармацыі. Яны ўяўляюць сабой мікрашчыліны, якія з'яўляюцца пачаткам разбурэння.

У працэсе пластычнай дэфармацыі адбываецца зліццё дыслакацыі, іх аб'яднанне, перамяшчэнне і выхад на паверхню, у выніку чаго крышталю разбураецца. Аднак дэфекты могуць з'яўляцца не толькі пры пластычнай дэфармацыі, а значна раней. Прычынамі іх з'яўлення могуць быць пашкоджанні крышталічнай рашоткі пры здабыцці матэрыялу, розная цепла— і электраправоднасць, тэрмічнае расшырэнне матэрыялаў, якія ўваходзяць у склад пароды.

Энергія, якая падводзіцца да цэла пры нагружэнні, ператвараецца ў энергію дэфармацыі, назапашваемую ў матэрыяле, і ў паверхневую энергію шчылін. Згодна з даследаваннямі Грыфітса, пры дасягненні некаторай крытычнай даўжыні шчыліна далей будзе распаўсюджвацца самастойна. Крытычнае напружанне пры гэтым

$$\sigma_{\kappa} = \sqrt{\frac{2\mathcal{E}_a E}{l}}, \quad (1.23)$$

дзе E — модуль пругкасці, МПа; \mathcal{E}_a — адносная паверхневая энергія, Дж/м²; l — крытычная даўжыня шчыліны, м.

Адносная паверхневая энергія — гэта энергія, якая назапашваецца на паверхні да велічыні, дастатковай для разбурэння крышталю, гэта значыць для стварэння новай паверхні. Крытычная даўжыня шчыліны часта называецца шчылінай Грыфітса.

Разам з тым Араван атрымаў ураўненне для тэарэтычнай трываласці. Тэарэтычная трываласць — гэта напружанне адрыву адной часткі крышталю ад другой пры адначасовым разрыве сувязей паміж усімі атамамі. Яе можна разлічыць па формуле

$$\sigma_T = \sqrt{\frac{2\mathcal{E}_a E}{a}}, \quad (1.24)$$

дзе a — міжатамная адлегласць, м.

З параўнання крытычнага і тэарэтычнага напружання бачна, што

$$\frac{\sigma_{\kappa}}{\sigma_T} = \sqrt{\frac{a}{l}}. \quad (1.25)$$

Адлегласць паміж атамамі $a \approx 10^{-10}$ м. Такім чынам, у цвёрдым целе дастаткова мець шчыліну даўжынёй $l = 10^{-6}$ м, каб панізіць яго трываласць у 100 разоў. Атрымліваецца, што адносіны рэальнай і тэарэтычнай трываласці вызначаюцца суадносінамі паміж міжатамнай адлегласцю a і размерамі шчыліны l . Звычайна рэальная трываласць у 3 — 4 разы меншая за тэарэтычную.

Грыфітс растлумачыў гэтыя суадносіны на прыкладзе разбурэння ўзору цвёрдага цэла (рыс. 7). Пад уздзеяннем расцягвальных сіл па краях мікрашчылін узнікаюць лакальныя перанапружэнні, якія ў многа разоў пера-

вышаюць сярэднія напружанні, разлічаныя на ўсё сячэнне ўзору. Калі перанапружанне пры вяршыні найбольш небяспечнай шчыліны дасягне тэарэтычнай трываласці σ_T , то адбываецца катастрофічна хуткае (з хуткасцю гука) распаўсюджванне шчыліны і ўзор дзеліцца на часткі. Сярэдняе напружанне для ўсяго ўзору ў гэты час будзе адпавядаць крытычнаму напружанню $\sigma_{кр}$.

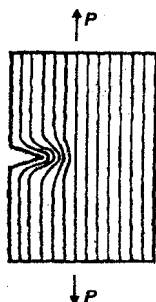


Рис. 7 Схема канцэнтрацыі напружанняў

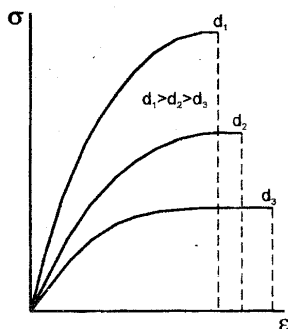


Рис. 8 Дыяграма сціскання горных парод

Усе гэтыя папярэднія тэарэтычныя разважанні даюць падставу пацвердзіць змяншэнне трываласці рэальных горных парод у параўнанні з тэарэтычным крышталём. І многія пароды на самой справе разбураюцца амаль адразу пасля пругкай дэфармацыі. Аднак чым меншая па размерах часцінка, тым большая пластычная дэфармацыя папярэднічае разбурэнню (рыс 8).

Для кожнага матэрыялу ёсць нейкая мяжа, крытычны размер, ніжэй якога ўзнікае толькі пластычная дэфармацыя і часцінкі не разбураюцца. Напрыклад, для кварцу гэта 1 мкм, для палявога шпату — 3 ÷ 5 мкм і г.д.

Ад размеру часцінак залежыць і энергетыка працэсу здрабнення.

У агульным выглядзе работа, якая выдаткоўваецца на здрабненне (дыспергаванне),

$$A = A_{пр} + A_{пл} + A_{нав} + A_k, \tag{1.26}$$

дзе $A_{пр}$ — работа пругкай дэфармацыі; $A_{пл}$ — работа пластычнай дэфармацыі; $A_{нав}$ — работа на стварэнне новай паверхні; A_k — работа на наданне здрабненым часткам кінетычнай энергіі.

Карыснай, з пункту гледжання дыспергавання, з’яўляецца толькі работа на стварэнне новай паверхні $A_{нав}$. Таму каэфіцыент карыснага дзеяння працэсу здрабнення разлічваецца па выразу

$$\eta = \frac{A_{нав}}{A} \cdot 100\%. \tag{1.27}$$

Велічыня гэтага каэфіцыента звычайна не перавышае 1%. Астатняя частка энергіі пераходзіць у цеплавую, гукавую, кінетычную энергію часцінак.

З памяншэннем размераў часцінак змяншаецца іх дэфектнасць. Частка энергіі, якая затрачваецца на пластычную дэфармацыю, павялічваецца, і таму для іх разбурэння патрабуецца затрачваць больш энергіі. Наступае нейкі момант, калі часцінкі наогул не разбураюцца. Калі такіх часцінак у зоне здрабнення вельмі шмат, то ўзрастае і паверхня кантакту рабочага органа з імі (рыс. 9). Адначасова змяншаецца ўздзеянне на тыя часцінкі, якія яшчэ могуць здрабняцца. Нагрузкі змяншаюцца нават да велічыні, меншай за разбуральныя. Адбываецца дысіпацыя (рассяянне) энергіі. Таму адсюль можна зрабіць важны практычны вывад — здрабненыя часцінкі трэба выводзіць з зоны здрабнення.

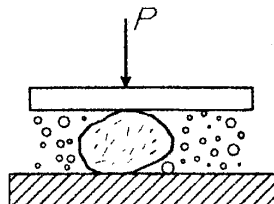


Рис. 9 Механізм здрабнення матэрыялу пры расцісканні

1.6. Узаемасувязь паміж дыспергаваннем і актывацыяй. Уплыў знешніх фактараў

Ступень дыспергавання, асабліва пры здрабненні да вельмі малых часцінак, ацэньваецца адноснай паверхняй F , $\text{м}^2/\text{г}$. Змяненне адноснай паверхні ад часу апрацоўкі называецца кінетыкай здрабнення.

Эксперыментальнымі даследаваннямі, праведзенымі Авакумавым і другімі аўтарамі, атрыманы кінетычныя крывыя для розных матэрыялаў (рыс. 10).

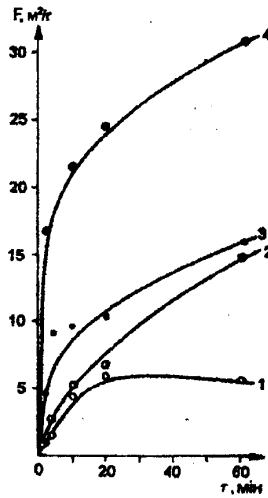


Рис. 10 Кінетыка дыспергавання ў паветры: 1 — Al_2O_3 ; 2 — TiO_2 ; 3 — SnO_2 ; 4 — Fe_2O_3

Прычым усе гэтыя крывыя можна апісаць залежнасцю

$$F = F_{\max} (1 - e^{-kt}), \quad (1.28)$$

дзе F_{\max} — максімальная дасягаемая паверхня здробненага матэрыялу з часцінкамі $d > d_{\min}$; d_{\min} — мінімальны размер не здрабняемых у дадзеным рэжыме часцінак; F — сапраўдная паверхня ў дадзены прамежак часу; k — канстанта хуткасці здрабнення. Апошняя залежыць ад такіх механічных уласцівасцей матэрыялаў, як ударная вязкасць, модуль зруху, мікрацвёрдасць і г.д.

Прыкладна такія залежнасці атрыманы і для сувязі адноснай паверхні з выдаткамі энергіі (рыс.11). З гэтых двух графікаў бачна, што спачатку з павелічэннем часу ўздзеяння і выдаткаў энергіі практычна прапарцыянальна ўзрастае і адносная паверхня. Але затым наступае момант, калі прырост паверхні рэзка запавольваецца. Для кожнага матэрыялу ёсць як гранічны размер, так і гранічная паверхня.

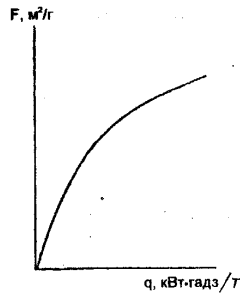


Рис. 11 Залежнасць адноснай, паверхні ад энергавыдаткаў

Далейшае павелічэнне часу дыспергавання і, адпаведна, энергавыдаткаў прыводзіць да адваротнай з'явы — змяншэння адноснай паверхні (рыс. 12,а). Гэта тлумачыцца тым, што разам з разбурэннем адбываецца і агрэгаванне часцінак, іх узбуйненне. Гэта адбываецца таму, што ў стане пластычнай дэфармацыі пры з'яўленні шчылін, разрыве сувязей у крышталі з вузлаў крышталічнай рашоткі адрываюцца атамы.

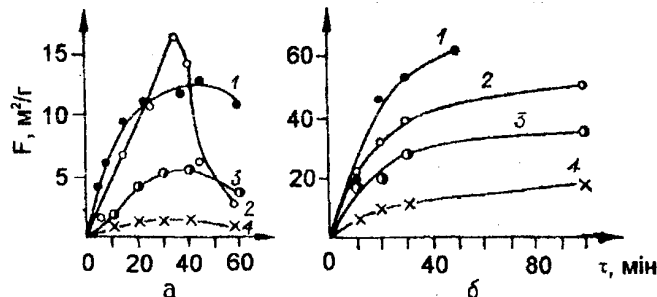


Рис. 12 Кінетыка дыспергавання сульфідаў: а — у паветры, б — у вадзе: 1 — FeS_2 ; 2 — ZnS ; 3 — FeS ; 4 — PbS

На мяжы разрыву з'яўляюцца свабодныя іоны і нават электроны. Напрыклад, з аксідру алюмінію Al_2O_3 могуць атрымацца іоны Al^+ і O^- . Адарваньня часцінкі са свабоднымі іонамі становяцца хімічна вельмі актыўнымі. Актыўнасць павялічваецца ў шмат разоў, і часцінкі пачынаюць прыцягвацца адна да другой, аб'ядноўваюцца ў выглядзе агламератаў. Таму з пункту гледжання дыспергавання павелічэнне часу апрацоўкі — гэта значыць далейшае механічнае ўздзеянне пры дасягненні крытычнага памеру — прыводзіць толькі да дадатковых затрат энергіі. Але з пункту гледжання павелічэння хімічнай актыўнасці — прыносіць карысць. Такім чынам, далейшае механічнае ўздзеянне, давадзенае дробных часцінак да пластычнай дэфармацыі, з'яўленне ў іх шчылін прыводзіць да павышэння хімічнай актыўнасці. Гэты працэс, дарэчы, называецца механічнай актывацыяй.

Праведзены вялікі комплекс эксперыментаў па механічнай актывацыі з рознымі хімічнымі рэчывамі, паказана дадатнае ўздзеянне механічнай актывацыі на паскарэнне хімічных рэакцый. У адрозненне ад дыспергавання ККДз. (η) актывацыі вызначаецца па формуле

$$\eta_{ак} = \frac{A_{нав} + A_{пл}}{A} \cdot 100\% \quad (1.29)$$

Па ацэнках шэрагу аўтараў, ён складае 5 — 10%. Але, нягледзячы на ўсё гэта, практычнай рэалізацыі гэтага працэсу мала. Справа ў тым, што актыўныя свабодныя іоны існуюць вельмі кароткі прамежак часу, а затым зноў аб'ядноўваюцца, напрыклад, у Al_2O_3 . Таму нейкі элемент, які можа лёгка далучыцца да свабоднага іона Al^+ , трэба падвесці ў час здарэння ў зону актывацыі. Акрамя таго, тэхналогу пры выбары рэжыму дыспергавання неабходна ўлічваць эканамічны фактар. Нават нязначны дамол матэрыялу, згодна з агульнымі заканамернасцямі кінетыкі здарэння, прыводзіць да рэзкага ўзросту энэргавыдаткаў.

Практычна даказана, што можна ўздзейнічаць на працэс дыспергавання, змяняць суадносіны паміж дыспергаваннем і агрэгаваннем. Так, пры здарэнні ў вадкасным асяроддзі піка на графіку $F = f(\tau)$ (рыс. 12,б) не назіраецца. Гэта сведчыць аб тым, што агрэгаванне ў вадкасным асяроддзі адсутнічае. Даследаваннямі Хадакова паказана, што інтэнсіўнасць дыспергавання залежыць ад працэнтнага ўтрымання вадкасці (рыс. 13).

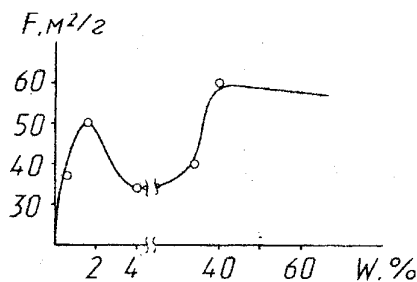


Рис. 13 Залежнасць адноснай паверхні ад працэнтнага ўтрымання вадкасці ў асяроддзі

Вадкасць пранікае ў шчыліны і пакрывае сценкі шчылін тонкімі плёнкамі, у выніку чаго ізалююцца адна ад другой часткі адарваных крышталёў і адбываецца аслабленне сувязей паверхневых атамаў. Акрамя таго, вадкасныя плёнкі маюць вялікую свабодную паверхневую энергію, якая ўзрастае з памяншэннем таўшчыні плёнкі. Каб паменшыць гэту энергію, плёнка заўсёды імкнецца стаць больш тоўстай у шчыліне і такім чынам аказвае расклінавальнае ўздзеянне на сценкі шчыліны. Расклінавальны ціск дасягае 250 МПа.

Яшчэ лепшы эффект дасягаецца пры дабаўленні ў вадкасць паверхнева-актыўных рэчываў (ПАР), якія павышаюць энергію змочвання цела вадкасцю. Прычым для кожнага рэчыва ёсць найбольш эфектыўнае ПАР. Напрыклад, для кварцу эфектыўны $AlCl_3$, $NaCl$, для карбанатных парод (вапняк, даламіт) — шчолачныя электраліты і г.д.

Тэмпература таксама аказвае вялікі ўплыў на дыспергаванне. З павелічэннем тэмпературы цвёрдыя целы становяцца больш вязкімі, пластычнымі. Патрабуюцца значна большыя намаганні для стварэння і распаўсюджвання шчылін. Таму дыспергаванне пры павелічэнні тэмпературы пагаршаецца. Разам з тым пры здарэнні выдзяляецца значная колькасць цяпла. Да 95% энергіі пластычнай дэфармацыі ператвараецца ў цеплавую. На гэтай падставе можна зрабіць практычны вывад, што для інтэнсіфікацыі дыспергавання цяпло, якое выдзяляецца ў працэсе здарэння, неабходна адводзіць. Аднак, з пункту гледжання механічнай актывацыі і паскарэння хуткасці хімічных рэакцый, павышэнне тэмпературы садзейнічае інтэнсіфікацыі гэтых працэсаў. Таму зноў узнікае супярэчнасць, якая можа быць вырашана толькі на падставе тэхніка-эканамічных разлікаў.

Тэарэтычныя меркаванні і асабліва практычныя вывады, зробленыя на іх падставе, шырока выкарыстоўваюцца пры распрацоўцы новых канструкцый здрабняльных машын і памольных устаноў.

1.7. Здрабняльныя машыны

Драбілкі расціскальнага дзеяння. У драбілках гэтага тыпу матэрыял разбураецца за кошт сціскання паміж дзвюма здрабняльнымі паверхнямі. Да гэтай групы машын адносяцца шчокавыя, конусныя, валковыя драбілкі і бегуны. Шчокавыя і конусныя драбілкі выкарыстоўваюцца для буйнога і сярэдняга здарэння матэрыялаў, асабліва на папярэдніх стадыях іх перапрацоўкі. У шчокавай драбілцы (рыс. 14) здарэнне ажыццяўляецца паміж нерухомай 1 і рухомай 2 шчокамі шляхам націскання рухомай шчака на матэрыял. Пры набліжэнні рухомай шчака да нерухомай матэрыял здрабняецца, пры адыходзе — выгружаецца. Прасоўванне матэрыялу ў камеры

здробнення і выгрузка ажыццяўляецца пад уздзеяннем сілы цяжару. Хістальныя рухі шчацэ 2 надаюцца за кошт прываду ад крывашыпа 3 праз шатун 4 і распорныя пліты 5. У якасці крывашыпа выкарыстоўваецца — эксцэнтрыкавы вал. Распорныя пліты выконваюць функцыі перадачнага рычага і ўспрымаюць асноўныя намаганні здробнення. Яны звычайна выконваюцца з аслабленым сячэннем, па якому адбываецца злом пры пападанні паміж шчокамі недрабімага матэрыялу. Шырыня выхаднога зазору паміж шчокамі рэгулюецца з дапамогай клінавага механізма 6. Цяга 7 са спружынай 8 служаць для замыкання кінематычнай схемы і для звароту шчакі ў зыходнае становішча пасля заканчэння здробнення.

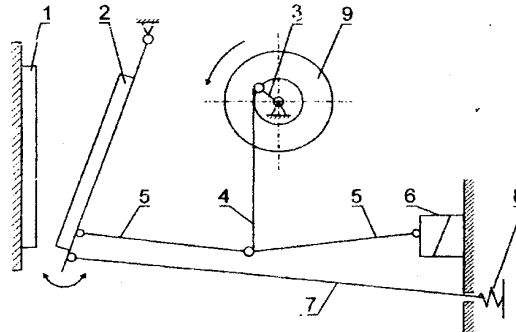


Рис. 14 Схема шчокавай драбілкі: 1 — нерухомае шчака; 2 — рухомае шчака; 3 — крывашып; 4 — шатун; 5 — распорная пліта; 6 — клінавы механізм; 7 — цяга; 8 — спружына; 9 — махавік

Агульным недахопам шчокавых драбілак з'яўляецца цыклічнае змяненне нагрузак і намаганняў у элементах канструкцыі — пры рабочым ходзе яны ўзрастаюць да максімума, пры халастым зусім адсутнічаюць. З-за гэтага ўзнікаюць неўраўнаважанасць, вібрацыя, шум. Каб хаця часткова зменшыць вышэйназваныя непажаданыя з'явы, на эксцэнтрыкавым вале з двух бакоў замацоўваюцца махавікі 9, адзін з якіх выконвае функцыі прываднага шківа. Махавік назапашвае энергію пры халастым ходзе і аддае яе пры рабочым.

Канструкцыя шчокавай драбілкі прадстаўлена на рыс. 15. Асноўнымі яе часткамі з'яўляюцца літая станіна 1, эксцэнтрыкавы вал 2, шатун 3, воль 4, распорныя пліты 5. На абодвух канцах эксцэнтрыкавага вала замацаваны махавікі 6. На воль 4 падвешваецца рухомае шчака 7 каробчатага сячэння. Яе пярэдняя паверхня футруецца бранявымі плітамі 8 з марганцовістай сталі. На задняй паверхні шчакі 7 зроблена прадоўжная пророзь, куды ўстаўляецца зменны ўкладыш 9, які служыць апорай для распорнай пліты. Такія ж укладышы ўстанаўліваюцца ў пророзях шатуна 3 і клінавага рэгулявальнага механізма 10. Пярэдняя паверхня станіны выконвае функцыі нерухомай шчакі і футруецца бранявымі плітамі 11. Рухомае шчака 7 з дапамогай спружыны 12 і цягі 13 замыкаецца як адно звязно з распорнымі плітамі і шатуном.

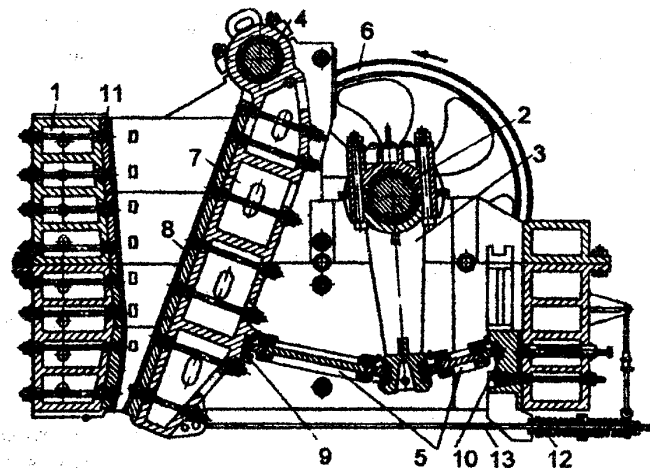


Рис. 15 Шчокавая драбілка

Значнае змяншэнне дынамічных нагрузак пры адначасовым павышэнні прадукцыйнасці можа быць дасягнута пры выкарыстанні конусных драбілак (рыс 16).

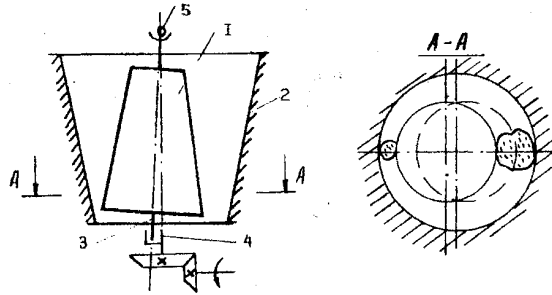


Рис. 16 Схема конуснай драбілкі: 1 — рухомы конус; 2 — нерухомы конус; 3 — вал; 4 — эксэнтрыкавая ўтулка; 5 — верхня апра

Працэс расціскання і выгрузкі матэрыялу ў гэтай драбілцы ажыццяўляецца няспынна, толькі ў розных пунктах камеры здрабнення. Камера здрабнення ўтворана паміж рухомым 1 і нерухомым 2 конусамі. Рухомы конус жорстка замацаваны на вале 3. Яго ніжні канец устаноўлены ў эксэнтрыкавую ўтулку 4 так, што паміж восью вала і восью вярчэння ўтулкі (восью драбілкі) ствараецца нейкі вугал, які называецца вуглом гірацыі. Гэты вугал складае ўсяго 2 – 2,5°. Але гэта дае магчымасць рухаму конусу пры вярчэнні набліжацца і аддаляцца ад нерухомага. Такім чынам, працэс здрабнення падобны як і ў шчокавай драбілцы — расцісканне матэрыялу ажыццяўляецца ў зоне збліжэння конусаў, выгрузка — у зоне максімальнага аддалення. Гэтыя зоны перамяшчаюцца па акружнасці з хуткасцю, роўнай хуткасці вярчэння конуса, і забяспечваюць няспыннасць працэсу здрабнення. За кошт няспыннасці прадукцыйнасць конусных драбілак на адзінку ўласнай масы вышэйшая, чым шчокавых.

Для сярэдняга і дробнага здрабнення выкарыстоўваюцца валковыя драбілкі. Галоўнай іх перавагай з’яўляецца прастата канструкцыі. Аснову драбілкі складаюць два валкі, якія круцяцца насустрач адзін другому (рис. 17). Валкі 1 могуць быць гладкімі, зубчастымі і дзірчастымі. Адзін з валкоў замацаваны на нерухомай вості. Падшыпнікавыя вузлы 2 другога валка ўстаноўлены ў накіравальніку і могуць адыходзіць разам з валком пры пападанні паміж валкамі недрабімага матэрыялу. Зварот валкоў у зыходнае становішча, а таксама стварэнне неабходнага намагання для здраблення ажыццяўляецца з дапамогай спружын 3. Замест спружын могуць выкарыстоўвацца гідрацыліндры.

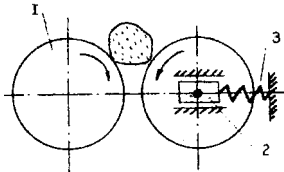


Рис. 17. Схема валковай драбілкі: 1 — валкі; 2 — рухомая апра; 3 — спружына

Памеры канечнага прадукту і ступень здрабнення можна рэгуляваць шляхам змянення зазору паміж валкамі.

Агульны выгляд валковай драбілкі з дзірчастымі валкамі паказаны на рис. 18.

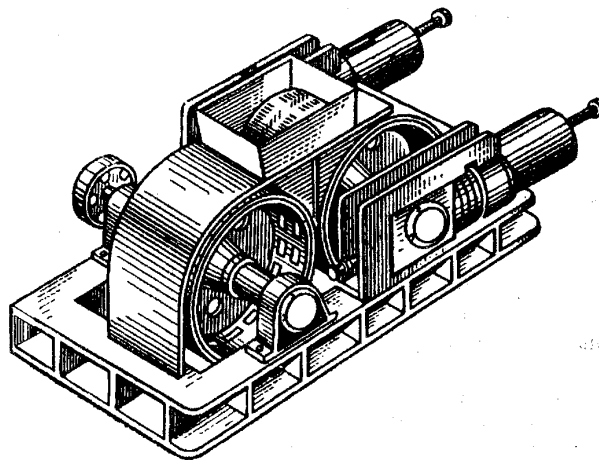
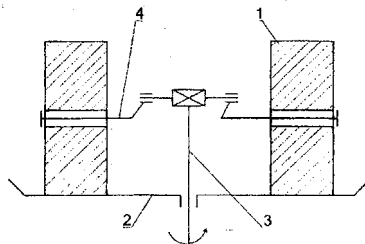


Рис. 18 Валковая драбілка

Своеасаблівай канструкцыяй драбілак з’яўляюцца бегуны (рис. 19), якія выкарыстоўваюцца ў асноўным для апрацоўкі пластычных матэрыялаў. Матэрыял здрабняецца за кошт уздзеяння каткоў 1, якія перакочваюцца па чашы 2. Каткі круцяцца як вакол цэнтральнага прываднага вала 3, так і вакол сваёй вості. Матэрыял пад

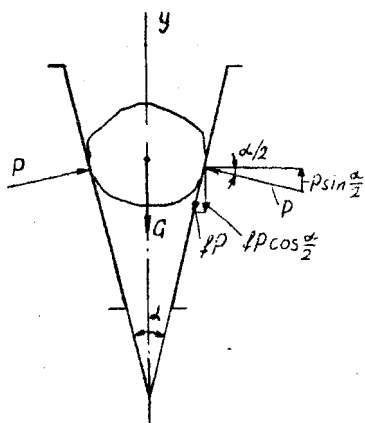
каткамі не толькі расціскаецца, але і расціраецца. Замацаванне вості каткоў да прываднога вала з дапамогай крывашыпа 4 прадухіляе палом пры пападанні пад каток недрабімага матэрыялу. Каток проста падымаецца і перакочваецца праз недрабімыя кавалкі. Намаганне, неабходнае для здрабнення, ствараецца ў асноўным уласнай вагой каткоў. Таму гэта вага складае ад 2 да 7 т.



Рыс. 19 Бегуны: 1 — каток; 2 — чаша; 3 — вал; 4 — крывашып

Усе рабочыя элементы разгледжаных драбілак футруюцца зносаўстойлівымі матэрыяламі. Часцей за ўсё гэта марганцовістыя ці хромістыя сталі.

Разлік тэхналагічных параметраў драбілак расціскальнага дзеяння. Асноўнымі тэхналагічнымі параметрамі драбілак з'яўляюцца велічыня кавалкаў у зыходным і канчатковым прадукце, а адпаведна, ступень здрабнення і прадукцыйнасць. Усе гэтыя параметры залежаць ад вугла захопу α . Вывядзенне вугла захопу разгледзім на прыкладзе шчокавай драбілкі па разліковай схеме, паказанай на рыс. 20. Вуглом захопу α вызначаецца профіль камеры здрабнення і звязаная з ім ступень здрабнення, а таксама прадукцыйнасць драбілкі. Пры вялікіх значэннях вугла матэрыял не будзе зацягвацца паміж шчокамі, а, наадварот, будзе выштурхоўвацца ўверх і прадукцыйнасць рэзка знізіцца. Пры змяншэнні вугла змяншаецца і ступень здрабнення. Пры $\alpha = 0$ ступень здрабнення $i = 1$. Такім чынам, вызначэнне вугла захопу з'яўляецца вельмі важнай задачай.



Рыс. 20 Схема для разліку вугла захопу

На кавалак, заціснуты паміж шчокамі, дзейнічае здрабняльнае намаганне P , роўная яму рэакцыя нерухомай шчакі P_1 , сіла цяжару G . Паміж кавалкам і шчокамі ўзнікае сіла трэння

$$P_T = fP, \quad (1.30)$$

дзе f — каэфіцыент трэння драбімага матэрыялу па металу шчок.

Сіла цяжару наможа меншая за сілу ціскання, таму яе можна не ўлічваць. Калі спраектаваць усе вядомыя сілы на вось y , то ўмовы руху матэрыялу ўнізе будуць

$$2fP \cos \frac{\alpha}{2} \geq 2P \sin \frac{\alpha}{2}, \quad (1.31)$$

$$\text{ці} \quad f \cos \frac{\alpha}{2} \geq \sin \frac{\alpha}{2} \quad \text{і} \quad f \geq \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \quad (1.32)$$

Але з курса механікі вядома, што каэфіцыент трэння слізгацця роўны тангенсу вугла трэння $f = \operatorname{tg} \varphi$. Тады запішам

$$\operatorname{tg} \varphi \geq \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}. \quad (1.33)$$

Пры невялікіх значэннях вуглоў суадносіны тангенсаў можна замяніць суадносінамі велічынь гэтых вуглоў і канчаткова запісаць

$$\alpha \leq 2\varphi. \quad (1.34)$$

Пры $\alpha = 2\varphi$ кавалак будзе знаходзіцца ў неўраўнаважаным стане. Значыць, заўсёды трэба прымаць $\alpha < 2\varphi$. Каэфіцыент трэння сухіх матэрыялаў складае прыкладна $f \approx 0,3$, што адпавядае вуглу трэння $\varphi = 16^\circ$; гранічнае

значэнне вугла захопу складзе $\alpha = 32^\circ$. Але для надзейнай работы драбілкі велічыня вугла захопу звычайна прымаецца $\alpha = 18 - 19^\circ$.

Аптымальная частата вярчэння эксцэнтрыкавага вала вызначаецца з умовы разгрузкі камеры здрабнення, якая адбываецца пры адыходзе шчакі. За час адыходу з камеры здрабнення выпадае адпаведны аб'ём матэрыялу ў выглядзе прызмы з трапецападобным папярочным сячэннем (заштрыхавана) і даўжынёй L (рыс. 21). Даўжыня L гэтай прызмы — гэта даўжыня камеры здрабнення; b — шырыня выхадной шчыліны; e — адлегласць паміж шчокамі ў момант іх максімальнага збліжэння; S_H — ход шчакі ў ніжняй кропцы камеры здрабнення. Вышыня прызмы h вызначаецца з таго, што за час адыходу шчакі ва ўмовах свабоднага падзення кавалкі матэрыялу павінны паспець апусціцца на гэту вышыню h . Улічваючы сказанае вышэй, атрымліваем $h = gt^2/2$.

Адначасова гэту вышыню прызмы можна вызначыць па разліковай схеме праз геаметрычныя параметры камеры здрабнення:

$$h = \frac{S_H}{\operatorname{tg}\alpha}. \quad (1.35)$$

Параўнаўшы гэтыя два выразы

$$\frac{gt^2}{2} = \frac{S_H}{\operatorname{tg}\alpha},$$

знойдем час выгрузкі

$$t = \sqrt{\frac{2S_H}{g \cdot \operatorname{tg}\alpha}}. \quad (1.36)$$

Але, з другога боку, час выгрузкі — гэта час адыходу рухомай шчакі, які можна вызначыць пры вя домай частаце ходаў (частаце вярчэння эксцэнтрыкавага вала):

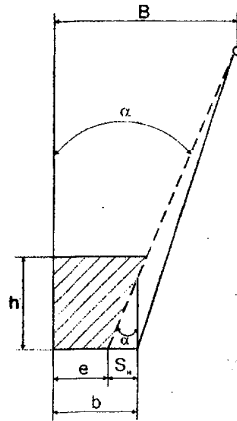
$$t = \frac{1}{2n}. \quad (1.37)$$

Тады, параўнаўшы выразы

$$\frac{1}{2n} = \sqrt{\frac{2S_H}{g \cdot \operatorname{tg}\alpha}},$$

атрымаем формулу для разліку аптымальнай частаты вярчэння:

$$n = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{g \cdot \operatorname{tg}\alpha}{2S_H}}. \quad (1.38)$$



Рыс. 21 Схема для вызначэння частаты вярчэння і прадукцыйнасці

Прадукцыйнасць таксама вызначаецца з умовы, што выгрузка ажыццяўляецца толькі пры адыходзе шчакі. У агульным выглядзе аб'ёмная прадукцыйнасць

$$Q_V = \frac{V}{t}, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (1.39)$$

дзе V — аб'ём прызмы, якая выпадае за адзін ход шчакі, м^3 ; t — час аднаго ходу, с.

Гэты час вызначаецца па формуле

$$t = \frac{1}{n}, \quad (1.40)$$

дзе n — частата вярчэння эксцэнтрыкавага вала, с^{-1} .

Тады з улікам каэфіцыента разрыхлення матэрыялу μ аб'ёмная прадукцыйнасць

$$Q_V = \mu \cdot V \cdot n, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (1.41)$$

Аб'ём матэрыялу

$$V = F \cdot L, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (1.42)$$

дзе F — плошча папярэчнага сячэння прызмы, м^2 ,

$$F = \frac{e+b}{2} h = \frac{(e+b)S_H}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^2. \quad (1.43)$$

Тады аб'ём

$$V = \frac{(e+b)S_H L}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^3. \quad (1.44)$$

Падставіўшы гэтае значэнне аб'ёму ў (6.41), атрымаем

$$Q_V = \frac{\mu(e+b)S_H L n}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (1.45)$$

Каб знайсці масавую прадукцыйнасць, трэба аб'ёмную памножыць на шчыльнасць матэрыялу ρ ($\text{кг}/\text{м}^3$):

$$Q_m = \rho Q_V, \text{ кг}/\text{с}. \quad (1.46)$$

Велічыня кавалкаў, якія можна здрабніць у шчокавай драблцы, вызначаецца з умовы

$$D_{\max} \leq 0,85B, \quad (1.47)$$

дзе B — шырыня загрузачнай адтуліны.

Больш дакладна, з улікам профілю камеры здрабнення размер кавалкаў можна вызначыць у валковай драблцы (рыс. 22).

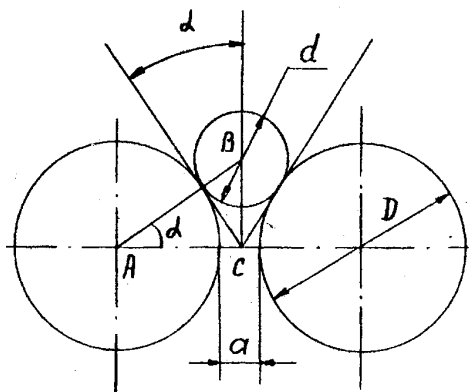
З трохвугольніка ABC

$$\cos \alpha = \frac{\frac{D}{2} + \frac{a}{2}}{\frac{D}{2} + \frac{d}{2}},$$

адкуль

$$(D+d) \cos \alpha = (D+a), \quad (1.48)$$

дзе a — шырыня выхадной шчыліны; d — дыяметр кавалка; D — дыяметр валка. Вугал α роўны палове вугла захопу $\alpha = \beta/2$. Для зацягвання кавалкаў паміж валкамі, як і для шчокавай драблкі, $\beta \leq 2\varphi$, ці $\alpha \leq \varphi$ (φ — вугал трэння).



Рыс. 22 Разліковая схема валковай драблкі

Прадукцыйнасць валковай драблкі як машыны няспыннага дзеяння вызначыць яшчэ прасцей, чым шчокавай. Калі задацца ўмовамі, што паміж валкамі выходзіць стужка матэрыялу таўшчынёй a , роўнай зазору паміж валкамі, то з улікам формулы (1.39) і каэфіцыента разрыхлення атрымаем

$$Q_V = \mu \frac{V}{t} = \mu F v, \quad (1.49)$$

дзе F — плошча праходнага сячэння паміж валкамі, м^2 ; v — хуткасць руху матэрыялу праз зазор, $\text{м}/\text{с}$.

Плошча праходнага сячэння

$$F = a \cdot L, \quad (1.50)$$

дзе L — даўжыня валкоў, м .

Хуткасць руху матэрыялу роўна лінейнай хуткасці валкоў:

$$v = \omega R = 2\pi n \frac{D}{2} = \pi n D, \quad (1.51)$$

дзе n — частата вярчэння валкоў, с^{-1} .

Тады канчаткова

$$Q_V = \mu \pi D n a L, \quad \text{м}^3/\text{с}. \quad (1.52)$$

Параметры конуснай драбілкі разлічваюцца па аналогіі са шчокавай, бегуноў — з валковай.

Драбілкі ўдарнага дзеяння. У гэтых драбілках матэрыял разбураецца пад уздзеяннем механічнага ўдару, пры якім частка кінетычнай энергіі пераходзіць у энергію дэфармацыі і разбурэння. Разгледзім прасцейшы выпадак удару, калі цела з хуткасцю v удараецца аб нерухомую перашкоду (рыс. 23).

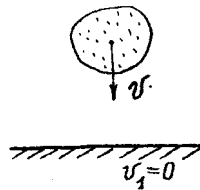
Кінетычная энергія цела да ўдару

$$W_n = \frac{mv_n^2}{2}, \quad (1.53)$$

а пасля ўдару

$$W_k = \frac{mv_k^2}{2}, \quad (1.54)$$

дзе m — маса цела, кг; v_n, v_k — хуткасць цела да і пасля ўдару, м/с.



Рыс. 23 Удар цела аб перашкоду

Велічыня хуткасці цела пасля ўдару v_k залежыць ад уласцівасцей (перш за ўсё пругкасці) матэрыялу. У залежнасці ад гэтага ўдар можа быць пругкім і няпругкім. Ступень набліжэння да аднаго з гэтых відаў удару характарызуецца каэфіцыентам аднаўлення

$$K = \frac{v_k}{v_n}. \quad (1.55)$$

Пры $K = 1$ удар абсалютна пругкі, $K = 0$ — абсалютна няпругкі. Большасць матэрыялаў займае пра-
межкавае становішча, і для іх $K = 0,2 — 0,9$.

Хуткасць цела пасля ўдару можна вызначыць як $v_k = K \cdot v_n$.

Цела пачне разбурацца тады, калі рознасць кінетычнай энергіі да і пасля ўдару будзе большая за работу разбурэння:

$$\Delta W = W_n - W_k \geq A_p. \quad (1.56)$$

Калі падставіць значэнне работы разбурэння згодна з законам Гука (1.10), то атрымаем

$$\frac{mv_n^2}{2} - \frac{mv_k^2}{2} \geq \frac{\sigma^2 V}{2E}. \quad (1.57)$$

Правёўшы пераўтварэнні з улікам формулы (1.55), атрымаем

$$mv_n^2(1 - K^2) \geq \frac{\sigma^2 V}{E}. \quad (1.58)$$

Пачатковая хуткасць цела ў момант удару, дастатковая для разбурэння, называецца хуткасцю разбурэння: $v_n = v_p$. Тады з формулы (1.58) можна вызначыць гэту хуткасць разбурэння:

$$v_p = \sigma \sqrt{\frac{V}{mE(1 - K^2)}}. \quad (1.59)$$

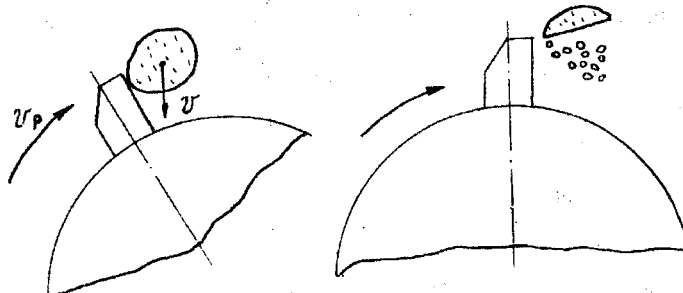
Аднак $m / V = \rho$ — шчыльнасць матэрыялу. Значыць, канчаткова можна запісаць вызначэнне хуткасці раз-
бурэння ў залежнасці толькі ад фізічных уласцівасцей матэрыялаў:

$$v_p = \sigma \sqrt{\frac{1}{\rho E(1 - K^2)}}, \quad (1.60)$$

дзе σ — мяжа трываласці матэрыялу, Па; E — модуль пругкасці, Па; ρ — шчыльнасць матэрыялу, $\text{кг}/\text{м}^3$; K — каэфіцыент аднаўлення.

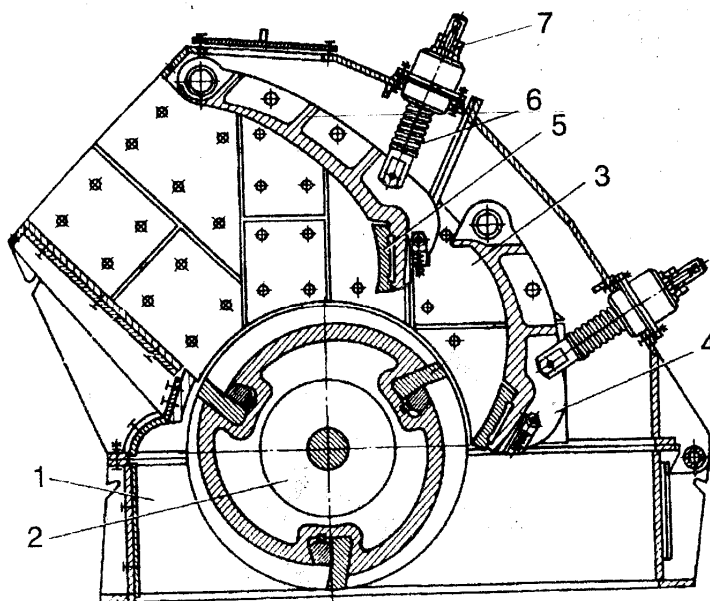
Рэальныя драбілкі ўдарнага дзеяння пабудаваны так, што асноўная частка матэрыялу разбураецца не пры ўдары аб перашкоду, а за кошт удару, які ўзнікае пры сутыкненні кавалкаў з вярчальным органам (рыс. 24).

Лінійная хуткасць ротара рабочага органа складае 20 — 70 м/с. Сярод драбілак ударнага дзеяння можна вылучыць наступныя тыпы: ротарныя, малатковыя, дэзінтэгратары, дысmembратары.



Рыс. 24 Разбурэнне кавалкаў пры ўдары

Ротарная драбілка (рыс. 25) уяўляе сабой ротар 2 з жорстка замацаванымі на ім зменнымі біламі 3 са зносаўстойлівага матэрыялу. Пры ўдары білаў па кавалках яны часткова здрабняюцца і адкідваюцца да адбойных пліт 4, дзе адбываецца канчатковае здрабненне. Ступень здрабнення рэгулюецца велічынёй зазору паміж біламі 3 і адбойнымі плітамі 4.



Рыс. 25 Схема ротарнай драбілкі: 1 — корпус; 2 — ротар; 3 — білы; 4 — адбойная пліта; 5 — зменныя пласціны; 6 — амартызатар (спружына); 7 — вінтавы механізм

Пры пападанні ў камеру здрабнення недрабімага матэрыялу адбойная пліта адхіляецца, а затым з дапамогай спружыны 6 вяртаецца ў зыходнае становішча.

Аб'ёмная прадукцыйнасць ротарнай драбілкі вызначаецца з той умовы, што кожнае біла падобна фрэзе зразае пласт драбімага матэрыялу таўшчынёй h (рыс. 166). Аб'ём матэрыялу

$$V = A \cdot L \cdot h, \quad (1.61)$$

дзе A — гарызантальная праекцыя дугі КС; L — даўжыня ротара;
 h — таўшчыня пласта матэрыялу.

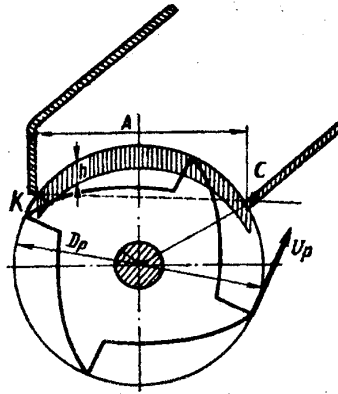
Час праходжання аднаго біла па дузе КС

$$t = \frac{1}{nz}, \quad (1.62)$$

дзе n — частата вярчэння ротара; z — колькасць білаў па акружнасці ротара.

Тады згодна з формулай (1.39) і з улікам каэфіцыента разрыхлення (1.41) аб'ёмная прадукцыйнасць

$$Q_V = \mu A \cdot L \cdot h \cdot z \quad (1.63)$$



Рыс. 26 Схема для вызначэння прадукцыйнасці ротарнай драбілкі

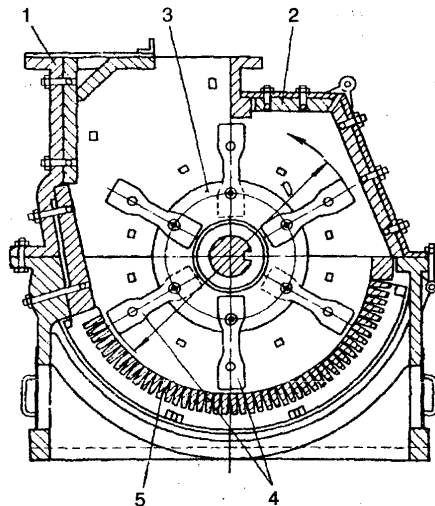
Паколькі загрузка матэрыялу ў камеру здрабнення ажыццяўляецца толькі пад уздзеяннем сілы цяжару, то таўшчыня пласт матэрыялу h — гэта ёсць вышыня свабоднага падзення кавалкаў за час праходжання аднаго біла дугі КС. Гэта вышыня роўна $h = gt^2/2$. З улікам формулы (1.62) атрымаем

$$h = \frac{g}{2n^2 z^2}.$$

Падставіўшы гэта значэнне ў формулу (1.63), атрымаем канчаткова

$$Q = \frac{\mu ALg}{2nz} \cdot \text{м}^3 / \text{с} \quad (1.64)$$

Прынцыповае адрозненне малатковых драбілак (рыс. 27) заключаецца ў тым, што здрабняльным органам з'яўляюцца малаткі, і яны замацаваны на ротары шарнірна. Малаткі 4 выконваюцца са зносаўстойлівага матэрыялу. Плітамі з такога ж матэрыялу футруецца і корпус. Здрабненне кавалкаў матэрыялу ажыццяўляецца за кошт удару малаткоў і пры ўдары аб сценкі корпуса драбілкі. Тыя часцінкі, якія здрабніліся да патрэбных размераў, праходзяць праз адтуліны каласніковай рашоткі 5. Не прайшоўшыя праз адтуліны часцінкі падхопліваюцца малаткамі і паступаюць на новы цыкл здрабнення. Ступень здрабнення рэгулюецца размерамі адтулін каласніковай рашоткі. Шарнірнае замацаванне малаткоў прадухіляе іх палом пры пападанні недрабімага матэрыялу.



Рыс. 27 Схема малатковай драбілкі: 1 — корпус; 2 — адбойныя пліты (футроўка); 3 — ротар; 4 — малаткі; 5 — каласніковая рашотка

Своеасаблівай драбілкай ударнага дзеяння з'яўляецца дэзінтэгратар (рыс. 28). У склад дэзінтэгратора ўваходзіць два ротары, якія круцяцца ў процілеглых бакі. Кожны ротар уяўляе сабой насаджаны на вал 2 дыск 3, на якім па акружнасці жорстка замацавана некалькі радоў пальцаў 4. Матэрыял падаецца ў цэнтральную частку ротара і здрабняецца ў прасторы паміж пальцамі за кошт удараў. Вярчэнне ротараў у процілеглых бакі павялічвае шлях праходжання матэрыялаў і, адпаведна, час апрацоўкі ў дэзінтэгратары.

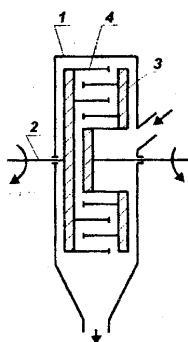


Рис. 28 Дезінтэгратар: 1 — корпус; 2 — вал; 3 — дыск; 4 — пальцы

Схема руху кавалакў паміж пальцамі ротараў паказана на рыс. 29. Бачна, што кавалак m , праходзячы паміж пальцамі, мяняе напрамак руху і ўспрымае шматкратныя ўдары, пад уздзеяннем якіх разбураецца. Калі ступень здрабнення пры аднакратным разбурэнні i , то агульная ступень здрабнення ў дэзінтэгратары будзе i^n , дзе n — колькасць радоў пальцаў.

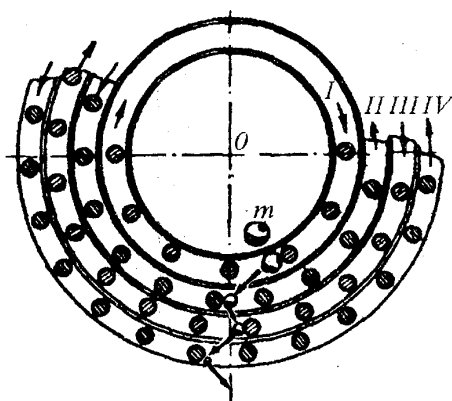


Рис. 29 Схема руху матэрыялу ў дэзінтэгратары

Прынцыповае адрозненне дысmembратара ад дэзінтэгратара (рыс. 0) заключаецца ў тым, што круціцца толькі адзін ротар з пальцамі, а пальцы другога ротара замацаваны нерухома на адкідной крышцы. Відавочна, што для дасягнення патрэбнай хуткасці разбурэння частата вярчэння ротара дысmembратара павінна быць удвая большай, чым у дэзінтэгратара.

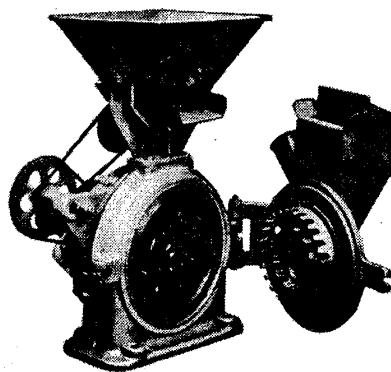


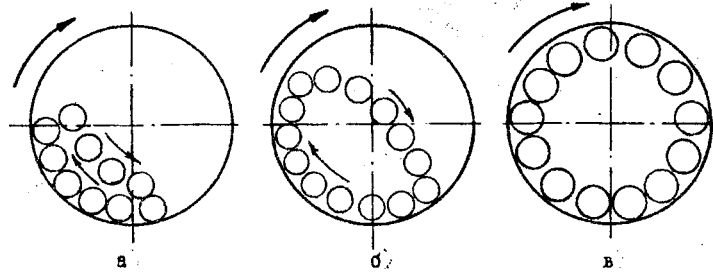
Рис. 30 Дысmembратар

У драбілках ударнага дзеяння дасягаецца вялікая ступень здрабнення (да 50). Аднак іх недахопам з'яўляецца вялікі знос рабочых органаў. Таму яны выкарыстоўваюцца для здрабнення крохкіх матэрыялаў малой і сярэдняй трываласці.

Усе драбілкі ударнага дзеяння лёгка ператвараюцца ў млыны. Для гэтага неабходна павялічыць частату вярчэння ротара і колькасць білаў (пальцаў) па яго акружнасці.

Барабанныя млыны. Гэтыя млыны з'яўляюцца асноўным памольным агрэгатам. Іх перавага — прастата канструкцыі і неўспрымальнасць да адхілення тэхналагічных параметраў. Аснову млына складае полы вярчальны барабан, у які загружаецца матэрыял і здрабняльныя целы (шары, стрыжні). Здрабненне ажыццяўляецца за кошт сцірання і ўдару.

Барабанны млын можа працаваць у некалькіх рэжымах (рыс. 31).



Рыс. 31 Рэжымы работы барабаннага млына: а – каскадны; б – вадаспадны; в – цэнтрыфугальны

Каскадны рэжым (рыс 31, а) назіраецца пры невялікай частаце вярчэння. Ён характарызуецца тым, што шары падымаюцца на нейкі вугал і скочваюцца пад дзеяннем сілы цяжару ўніз без адрыву ад сценкі. У гэтым рэжыме здрабненне ажыццяўляецца толькі за кошт сцірання. Таму ў каскадным рэжыме працуюць млыны другога паколення, калі патрабуецца пераважна сціральнае ўздзеянне здрабняльных цел.

Больш інтэнсіўны памол адбываецца ў вадаспадным рэжыме (рыс. 31, б). Пры павелічэнні хуткасці вярчэння здрабняльныя целы падымаюцца па кругавой траекторыі на значна большую вышыню, а затым адрываюцца ад сценак барабана і падаюць уніз па парабалічнай траекторыі. У гэтым рэжыме здрабненне ажыццяўляецца пераважна за кошт удару, таму ён выкарыстоўваецца тады, калі патрабуецца інтэнсіўнае ўдарнае ўздзеянне здрабняльных цел на параўнальна буйныя часцінкі. Аптымальны вугал адрыву здрабняльнага цела вызначаецца з умовы максімальнай вышыні падзення. Яго велічыня складае $\alpha = 54^{\circ}40'$.

Пры далейшым павелічэнні частаты вярчэння можа наступіць крытычны рэжым цэнтрыфугавання. Цэнтрабежная сіла ўзрасце настолькі, што здрабняльныя целы прыціснуцца да сценак і зусім не будуць ад іх адрывацца, а будуць круціцца разам з барабанам. Памол у гэтым рэжыме практычна спыніцца. Крытычная хуткасць пачатку гэтага рэжыму вызначаецца з умовы ўтрымання цела ў верхнім пункце барабана (рыс. 32). У верхнім пункце на цела дзейнічаюць дзве сілы: сіла цяжару G і інерцыйная цэнтрабежная сіла $P_{\text{ц}}$, якія накіраваны ў процілеглыя бакі. Цела будзе ўтрымлівацца ў верхнім пункце пры ўмове

$$P_{\text{ц}} \geq G, \quad (1.65)$$

або

$$m\omega^2 R \geq mg \quad (1.66)$$

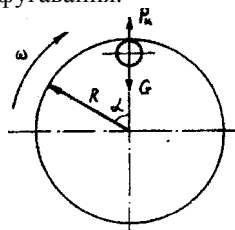
ці

$$\omega^2 R \geq g. \quad (1.67)$$

Адкуль можна знайсці крытычную вуглавую хуткасць:

$$\omega = \sqrt{\frac{g}{R}}, \quad (1.68)$$

пры перавышэнні якой наступае рэжым цэнтрыфугавання.



Рыс. 32 Схема для вызначэння крытычнай хуткасці

Усе шматлікія канструкцыі барабанных млыноў (рыс. 33) можна класіфікаваць па наступных прыкметах:

- па прынцыпу дзеяння – перыядычнага (а) і няспыннага (б, в, г);
- па спосабу памолу — сухога і мокрага;
- па канструкцыі і форме барабана — цыліндрычныя аднакамерныя (а, б), шматкамерныя (г), канічныя (в);
- па віду здрабняльных цел — шаравыя, стрыжнёвыя і млыны самазdraбнення (без здрабняльных цел);
- па спосабу разгрузкі — праз люк (а), з цэнтральнай разгрузкай праз поля цыфры (б, в, г), з перыферынай разгрузкай (д);
- па канструкцыі прывода — з перыферычным і цэнтральным;
- па схеме работы — з адкрытым і замкнёным цыклам.

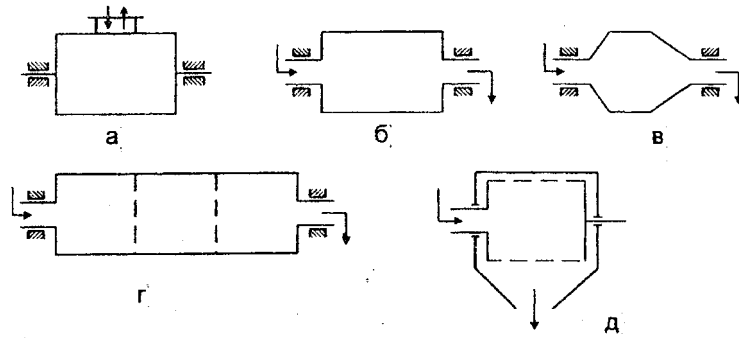


Рис. 33 Схемы барабанных млыноў

Млыны перыядычнага дзеяння маюць звычайна невялікую прадукцыйнасць і выкарыстоўваюцца на дапаможных вытворчасях і як лабараторныя. У няспынных тэхналагічных працэсах выкарыстоўваюцца млыны няспыннага дзеяння.

Мокры памол выкарыстоўваецца там, дзе падрыхтоўка сыравіны ідзе ў мокрым стане. Пры гэтым значна зніжаюцца выкіды пылу і з'яўляецца магчымасць дасягнуць большай таніны памолу. Аднак агульныя выдаткі энергіі на памол у мокрым стане значна вышэйшыя з-за таго, што вадкасць пасля памолу ў большасці выпадкаў неабходна выдаляць з матэрыялу.

Што датычыцца канструкцыі барабана, то ў вытворчасці часцей за ўсё выкарыстоўваюцца млыны з цыліндрычным барабанам, хаця канічны (рис.34) больш адпавядае аптымальным умовам здрабнення. Справа ў тым, што калі загрузіць у млын здрабняльныя целы розных памераў, то за кошт рознага дыяметра і, адпаведна, цэнтрабежнай сілы, якая дзейнічае на іх, больш буйныя целы прыціскаюцца да цыліндрычнай часткі, а больш дробныя выціскаюцца ў канічную. Такім чынам, пры ўваходзе ў млын буйныя кавалкі здрабняюцца вялікімі шарамі, якія маюць большую энергію удару, а канчатковы дамол ажыццяўляецца ў канічнай частцы дробнымі шарамі за кошт перацірання паміж імі.

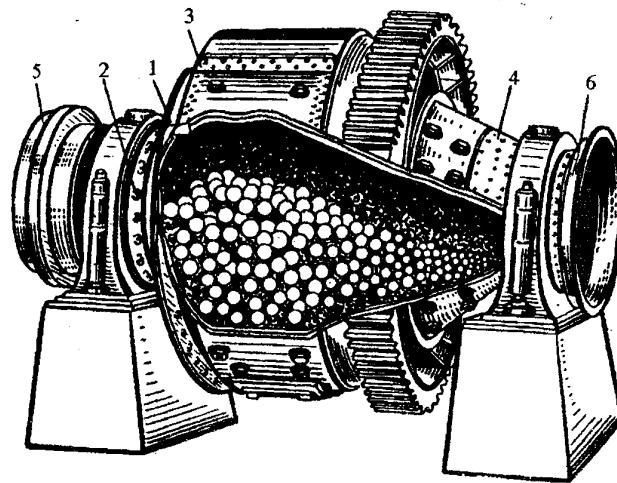
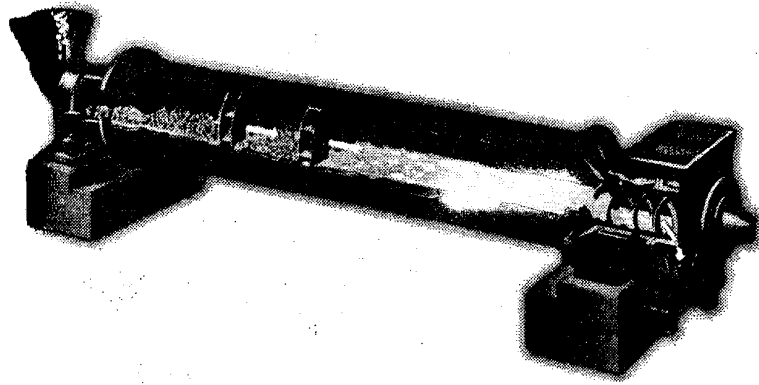


Рис. 34 Канічны млын

Недахопы канічнага млына — вялікія напружанні ў месцах зваркі цыліндра і корпуса і вялікія нагрузкі на падшыпнікі з-за восевага руху здрабняльных цел.

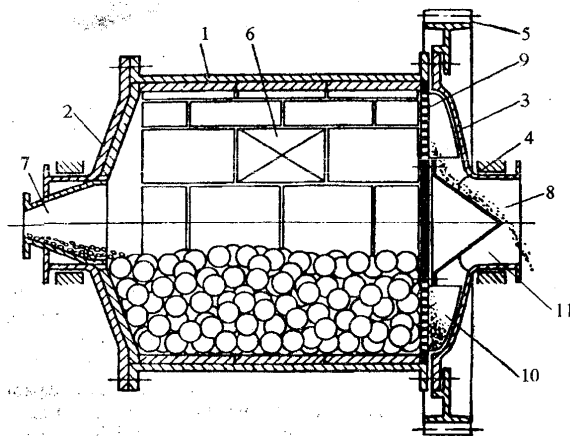
Такі ж прынцып, як у канічным, выкарыстоўваецца і ў шматкамерным млыне (рис. 35).



Рыс. 35 Шматкамерны млын

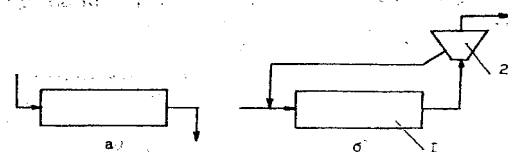
Яго барабан па даўжыні раздзяляецца на некалькі камер з дапамогай перфарыраваных перагародак. У кожную з камер загрузаюцца здрабняльныя целы розных памераў. Памеры цел змяншаюцца па ходу матэрыялу. У першай камеры ажыццяўляецца папярэдняе здрабненне матэрыялу буйнымі цэламі, у астатніх — канчатковы да мол дробнымі цэламі. Шматкамерныя млыны выпускаюцца дыяметрам да 4,5 м, прадукцыйнасцю да 150 т/гадз. Суадносіны даўжыні і дыяметра $L/D > 3$. Таму яны часта называюцца трубнымі млынамі. У якасці здрабняльных цел у барабанных млынах выкарыстоўваюцца шары, стрыжні. Таму і млыны часта называюць шаравымі або стрыжневымі. Загрузка барабана па аб'ёму матэрыялам і здрабняльнымі цэламі складае 30 — 40%. Дыяметр шароў і стрыжняў 15 — 125 мм. Яны вырабляюцца з чыгуну, вугляродзістых сталей. У асобных выпадках, там, дзе недапушчальна пападанне ў матэрыял металічных часцінак, здрабняльныя целы вырабляюцца з фарфору, ураліту (Al_2O_3). Знос здрабняльных цел складае 2 — 2,5 кг/т здрабняемага матэрыялу.

У найбольш распаўсюджаных млыноў няспыннага дзеяння (рыс. 36) загрузка і выгрузка матэрыялу ў барабан 1 ажыццяўляецца праз поля цапфы 7 і 8. Барабан 1 млына футраваны зносаўстойлівымі плітамі 6. Паміж фланцамі барабана 1 і накрыўкі 3 замацавана рашотка 9, праз адтуліны якой праходзіць матэрыял і не праходзяць здрабняльныя целы. У прасторы паміж рашоткай і накрыўкай замацаваны ліфцёры 10 (радыяльныя рэбры), якія падымаюць матэрыял і перасыпаюць яго на накіравальны конус 11 разгрузачнай цапфы 8. У якасці апор млына выкарыстоўваюцца падшыпнікі слізгацення 4. Прывод у дадзеным выпадку перыферычны праз вянецвую шасцярню 5. Цэнтральны прывод характарызуецца тым, што прывадны вал ад рэдуктара далучаецца непасрэдна да разгрузачнай цапфы 8.



Рыс. 36 Шаравы млын няспыннага дзеяння

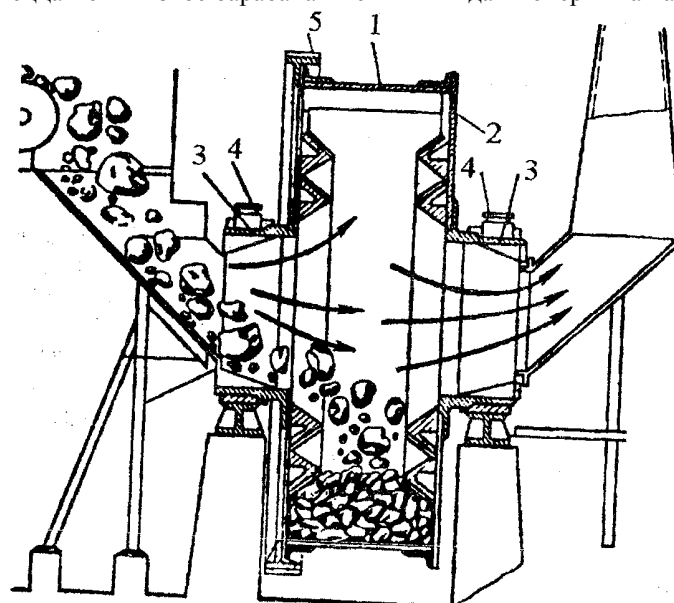
Барабанныя млыны могуць працаваць у адкрытым і замкнёным цыкле (рыс. 37). Пры адкрытым цыкле матэрыял здрабняецца за адзін праход. Пры гэтым у зоне здрабнення знаходзяцца часцінкі, якія ўжо дасягнулі патрэбнага размеру. Яны перашкаджаюць здрабненню буйных часцінак, наогул зніжаюць агульную эфектыўнасць памолу.



Рыс. 37 Схема работы млына па адкрытаму (а) і замкнёнаму (б) цыклах

Пры замкнёным цыкле здробнення часцінкі няспынна выдаляюцца з зоны здрабнення. Гэта выдаленне можа ажыццяўляцца механічна, пнеўматычна ці гідраўлічна. Увесь матэрыял на выхадзе з млына падаецца на класіфікатар, дзе падзяляецца на гатовы прадукт і на крупку, якая вяртаецца на дамол. Нягледзячы на тое, што энергавыдаткі на класіфікацыю складаюць 10 — 20%, агульныя выдаткі на памол зніжаюцца на 35 — 40% у параўнанні з адкрытым цыклам. Акрамя таго, на 15 — 20% павышаецца прадукцыйнасць млыноў.

Існуе цэлая група барабанных млыноў, якія працуюць без здрабняльных цел. Здрабненне матэрыялу ў іх ажыццяўляецца пры ўдары і сціранні кавалкаў адзін аб другі і аб сценкі барабана. Відавочна, каб павялічыць энергію ўдару, трэба падняць кавалак на большую вышыню, чым у шаравых млынах. Таму дыяметр барабана ў такіх млыноў дасягае 7 — 9 м, суадносіны даўжыні і дыяметра $L/D = 0,3-0,5$. Млыны мокрага самаздрабнення называюцца «Гідрафол», сухога — «Аэрафол». На рыс. 38 паказаны млын «Аэрафол». Ён складаецца з барабана 1, закрытага накрыўкамі 2, цэнтральная частка якіх выканана ў выглядзе полых цапф 3. Цапфы абапіраюцца на падшыпнікі 4. Барабан прыводзіцца ў вярчэнне ад электрарухавіка праз рэдуктар і вянцовае зубчастае кола 5. Унутры барабан футраваны бранявымі плітамі. На бакавых плітах маюцца трохвугольныя выступы, якія забяспечваюць адкідванне кавалкаў да цэнтра барабана. Кавалкі матэрыялу няспынна падымаюцца і падаюць уніз. Пры ўдары кавалкаў аб корпус і адзін аб другі адбываецца іх памол. Перавагамі такіх млыноў у параўнанні са звычайнымі шаравымі з'яўляецца меншы знос барабана і меншыя выдаткі энергіі на памол.



Рыс. 38 Млын «Аэрафол»

Сярэдняходныя млыны. Назва гэтай групы млыноў абумоўлена хуткасцю руху рабочага органа. Калі барабанныя млыны, акружная хуткасць якіх не перавышае 1 м/с, можна аднесці да ціхаходных, млыны ўдарнага дзеяння ($v = 80 — 100$ м/с) — да хуткаходных, то ў сярэдняходных гэта хуткасць складае $3 \div 5$ м/с.

Існуе тры асноўныя тыпы сярэдняходных млыноў: валковыя, шарава—кольцавыя і роліка—маятнікавыя.

У валковых сярэдняходных млыноў (рыс. 39) здрабненне ажыццяўляецца паміж вярчальнай талеркай 1 і валкамі 2. Валкі прыціскаюцца да талеркі з дапамогай спружын 3 і пад уздзеяннем сілы трэння ўцягваюцца ў вярчэнне. Матэрыял падаецца ў цэнтр талеркі, размяркоўваецца раўнамерна конусам 4 і пад уздзеяннем цэнтрабежнай сілы рухаецца ад цэнтра да перыферыі. Пры пападанні пад каткі матэрыял здрабняецца і перасыпаецца праз край талеркі. Знізу падаецца газ. Яго хуткасць у кольцавым зазоры паміж талеркай і корпусам млына складае 25 — 30 м/с. Здробнення часцінкі падхопліваюцца газам, выносяцца ў класіфікатар, дзе раздзяляюцца на гатовы прадукт і крупку, якая вяртаецца на дамол. Да поўнага памолу некаторыя часцінкі праходзяць 10 — 15 такіх цыклаў

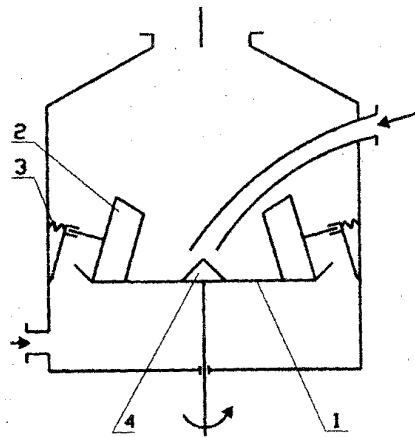


Рис. 39 Схема сярэдняходнага валковага млына: 1 — талерка; 2 — валкі; 3 — спружыны; 4 — конусразмеркавальнік

На рис. 40 паказаны сярэдняходны валковы млын, на якім дакладна бачна зона памолу і класіфікацыі.

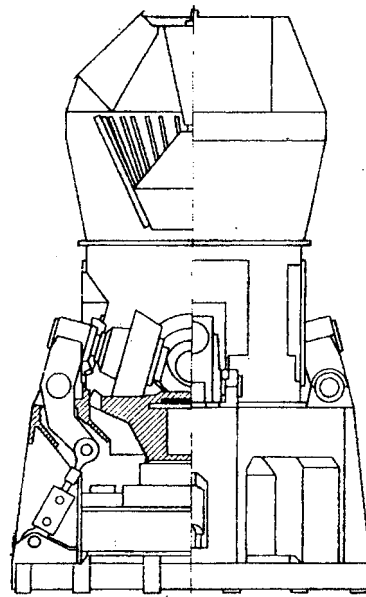


Рис. 40 Сярэдняходны валковы млын

У шарава-кальцавага млына (рис. 41) здрабненне ажыццяўляецца паміж талеркай (дыскам) 1 і шарамі 3. Шары 3 рухаюцца па бегавых дарожках, выкананых у вярчальным дыску 1 і нерухомым кольцы 2. Намаганне, неабходнае для здрабнення, ствараецца з дапамогай спружыны 4. Выгрузка, як і ў папярэдняй канструкцыі, пнеўматычная. Дыяметр валкоў і шароў павінен быць такім, каб забяспечыць неабходны вугал захопу. Ён вызначаецца па аналогіі з валковай драбллкай і бегунамі.

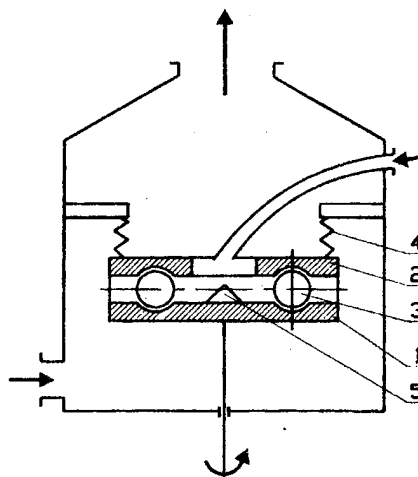


Рис. 41 Схема шарава-кальцавага млына: 1 — вярчальны дыск; 2 — нерухомае кольца; 3 — шары; 4 — спружыны; 5 — конусразмеркавальнік

Хуткасць вярчэння талеркі вызначаецца з той умовы, што кавалак павінен рухацца па талерцы ад цэнтра да перыферыі. Толькі ў гэтым выпадку ён можа папасці пад валкі. Рухальнай сілай з'яўляецца цэнтрабежная, супраціўленне руху аказвае сіла трэння (рыс. 42). Тады ўмова руху

$$P_u \geq P_T, \quad \text{ці} \quad (1.69)$$

$$m\omega^2 R \geq fmg, \quad (1.70)$$

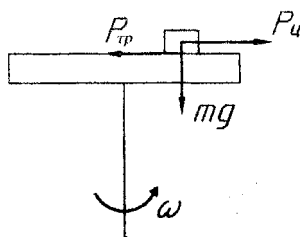
дзе m — маса кавалка, кг; ω — вуглавая хуткасць талеркі, рад/с; R — радыус конуса—размеркавальніка, м; f — каэфіцыент трэння матэрыялу па талерцы.

Вуглавая хуткасць павінна быць

$$\omega \geq \sqrt{\frac{fg}{R}}, \quad \text{рад/с} \quad (1.71)$$

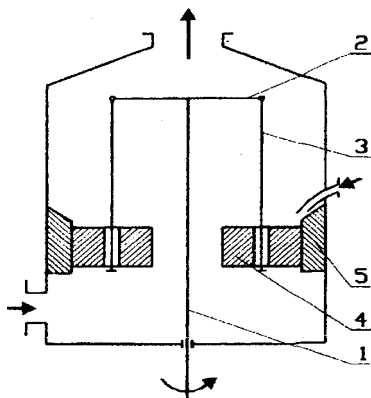
Частата вярчэння талеркі

$$n = \frac{\omega}{2\pi}, \quad \text{с}^{-1}. \quad (1.72)$$



Рыс. 42 Схема на вызначэння частаты вярчэння талеркі

Адрозненне роліка—маятнікавага млына (рыс. 43) ад двух папярэдніх заключаецца ў тым, што намаганне здрабнення ствараецца не спружынамі, а за кошт цэнтрабежнай сілы. На вярчальным вале 1 замацавана крыжавіна 2, на якой шарнірна падвешаны маятнікі 3 з ролікамі 4 на ніжнім канцы. Матэрыял падаецца ў прастору паміж ролікамі 4 і размольнымі кольцамі 5. Пры вярчэнні вала за кошт цэнтрабежнай сілы, якая дзейнічае на ролікі, маятнікі адхіляюцца і ролікі прыціскаюцца да нерухомага размольнага кольца 5 і здрабняюць матэрыял. Выгрузка здрабненага матэрыялу таксама pneўматычная.



Рыс. 43 Схема роліка—маятнікавага млына: 1 – вал; 2 – крыжавіна; 3 – маятнік; 4 – ролік; 5 – бегавая дарожка

Частату вярчэння прываднога вала, а адпаведна і маятнікаў, можна вызначыць карыстаючыся разліковай схемай, паказанай на рыс. 44.

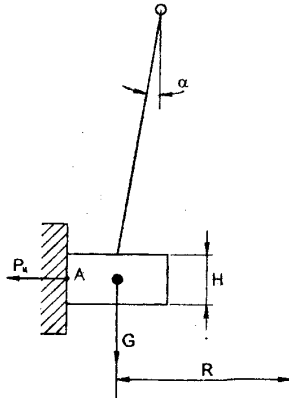


Рис. 44 Схема для вызначэння частаты вярчэння маятнікаў

Па аналогіі з (1.62) прамежак часу паміж праходжаннем кожнага роліка праз пункт А на бегавой дарожцы

$$t = \frac{1}{nz}, \quad \text{с}, \quad (1.73)$$

дзе n — частата вярчэння вала (маятнікаў), с^{-1} ; z — колькасць ролікаў.

Для таго каб надзейна папасці пад ролік, кавалак пад уздзеяннем сілы цяжару не павінен апусціцца на вышыню, большую за вышыню роліка:

$$h = \frac{gt^2}{2} \leq H. \quad (1.74)$$

Падставіўшы значэнне часу з (1.73) у формулу (1.74), атрымаем

$$n \geq \sqrt{\frac{g}{2zH}}, \quad \text{с}^{-1}. \quad (1.75)$$

Разлічаная такім чынам частата вярчэння з'яўляецца мінімальна магчымай.

Рабочая частата вызначаецца з умовы стварэння сілы ціску, дастатковай для разбурэння матэрыялу. Інерцыйная цэнтрабежная сіла павінна быць большай за сілу ціску: $P_u \geq P$. Або

$$m\omega^2 R \geq qH, \quad (1.76)$$

дзе m — маса роліка, кг; ω — вуглавая хуткасць вярчэння маятніка, рад/с;

R — адлегласць ад восі вярчэння да восі маятніка, м; q — лінейны ціск, Н/м; H — вышыня роліка, м.

Адсюль

$$\omega = \sqrt{\frac{qH}{mR}}. \quad (1.77)$$

Лінейны ціск залежыць ад трываласці матэрыялу і прымаецца ў межах (0,1 — 0,25) МН/м.

Такім чынам, з аналізу работы сярэдняходных млыноў бачна, што ўсе яны выкарыстоўваюцца для сухога памолу і працуюць у замкнёным цыкле з класіфікатарамі.

Сярэдняходныя млыны маюць істотныя перавагі перад шаравымі. Энергавыдаткі пры здрабненні ў іх прыкладна ўдвая меншыя, чым у шаравых, значна меншая і металаёмкасць.

Струменныя млыны. Прынцып памолу ў струменных млынах заключаецца ў разгоне часцінак матэрыялу з дапамогай газападобнага носбіта да вялікай хуткасці з наступным ударам аб перашкоду або адна аб адну. У якасці энерганосбіта выкарыстоўваецца паветра, інертны газ, перагрэтая пара.

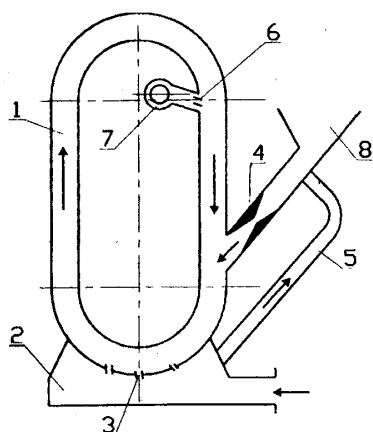
Хуткасць энерганосбіта 100 — 200 м/с. Пачатковы размер часцінак здрабняемага матэрыялу звычайна не перавышае 10 мм.

Здрабненне можа ажыццяўляцца як у сустрэчных струменях, так і ў аднакіраваных. Першы спосаб рэалізуецца ў эжэктарных млынах, другі — у млынах з трубчастай памольнай камерай.

На рис. 45 паказана схема струменнага млына з трубчастай памольнай камерай.

Матэрыял з варонкі 8 падаецца ў зону дыфузара 4. Далей ён падхопліваецца энерганосбітам, які паступае па трубаправоду 5, і выносіцца ў зону здрабнення. У гэту зону з калектара 2 праз соплы 3 падаецца энерганосбіт. Соплы ўстаноўлены пад рознымі вугламі так, што ствараюцца перакрываваныя струмені. У гэтых перакрываваных струменях і пры ўдары аб сценкі памольнай камеры ажыццяўляецца здрабненне матэрыялу. Часцінкі пад уздзеяннем энерганосбіту цыркулююць па замкнёным контуры. У верхняй дугападобнай частцы пад уздзеяннем цэнтрабежнай сілы адбываецца раздзяленне часцінак па размерах. Буйныя часцінкі адкідваюцца да перыферыі, а больш дробныя рухаюцца па малым радыусе. Энерганосбіт выходзіць праз патрубак 7, выносячы з сабой дробныя часцінкі, якія рухаюцца бліжэй да выхаднога патрубку. За кошт устаноўкі жалюзі 6 ажыццяўляецца дадатковае інерцыйнае раздзяленне часцінак. Буйныя часцінкі вяртаюцца ў зону

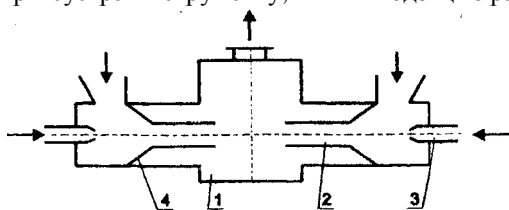
здробнення на дамол. Такая арганізацыя памолу, раздзялення і цыркуляцыі часцінак дазваляе дасягнуць звыштонкага памолу.



Рыс. 45 Схема струменнага млына з трубчастай памольнай камерай:
1 — памольная камера; 2 — калектар; 3 — соплы; 4 — дыфузар; 5 — труба для прадуўкі; 6 — жалюзійная рашотка; 7 — выхадны патрубак; 8 — загрузачная варонка

Здробненне ў сустрэчных струменях, якое рэалізуецца ў эжэктарных млынах (рыс. 44,6), дазваляе павялічыць энергію ўдару.

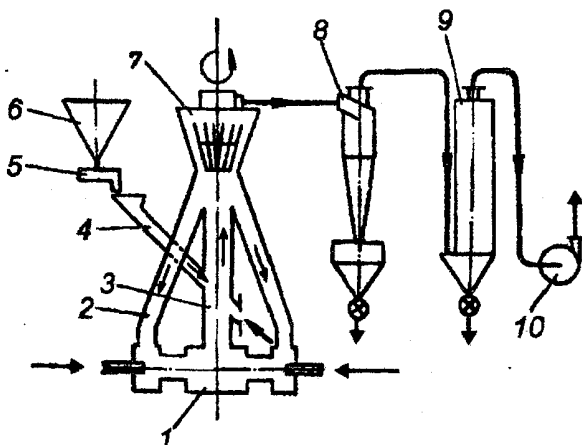
Энерганосьбіт падаецца праз соплы 3 у зону эжэктара 4. Сюды ж праз загрузачныя прыстасаванні падаецца здробняемы матэрыял. У разгонных трубках 2 матэрыял разганяецца да неабходнай хуткасці, і ў памольнай камеры 1 ажыццяўляецца здробненне пры сустрэчы струменяў, якія выходзяць з разгонных трубак.



Рыс. 46 Схема эжэктарнага млына: 1 — памольная камера; 2 — разгонная трубка; 3 — соплы; 4 — эжэктар

Здробнены матэрыял выносіцца энерганосьбітам у класіфікатар, адкуль частка яго вяртаецца на дамол.

На рыс. 47 паказана схема размольнай устаноўкі з эжэктарным струменным млынам. Зыходная сыравіна з бункера 6 сілкавальнікам 5 падаецца ў камеру здробнення праз трубы 4, 2. Здробнены матэрыял выносіцца з камеры здробнення праз трубу 3 і пападае ў сепаратар 7, дзе раздзяляецца на дзве фракцыі. Буйная фракцыя вяртаецца на дамол у камеру здробнення па трубе 2, а дробная накіроўваецца ў цыклон 8 для аддзялення ад энерганосьбіта. Канчатковая ачыстка газу ад пылу ажыццяўляецца ў фільтры 9.



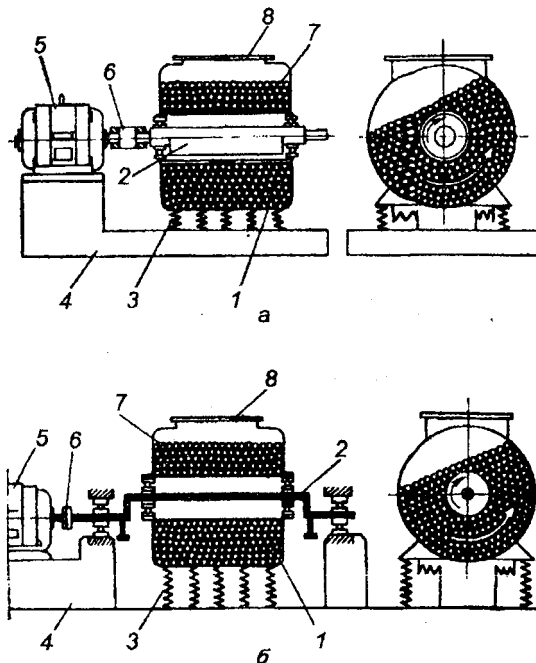
Рыс. 47 Схема памольнай устаноўкі з эжэктарным млынам: 1 — млын; 2 — труба звароту матэрыялу; 3 — труба вынасу матэрыялу; 4 — труба падводу сыравіны; 5 — сілкавальнік; 6 — бункер сыравіны; 7 — сепаратар; 8 — цыклон; 9 — фільтр; 10 — вентылятар

З дзвюх разгледжаных канструкцый струменных млыноў бачна, што яны працуюць у замкнёным цыкле з сепаратарам.

Асноўныя перавагі струменных млыноў — прастата канструкцыі і адсутнасць рухомых частак. Недахопы — высокія энергавыдаткі, знос рабочых элементаў млына, вялікі пылавыкід.

Вібрацыйныя млыны. У вібрацыйных млынах рэалізуецца ўдарнасціскальны спосаб здрабнення матэрыялу. Па спосабу стварэння ваганняў яны падзяляюцца на інерцыйныя (рыс. 48,а) і гірацыйныя (рыс. 48,б).

У інерцыйнага млына пабуджальнікам ваганняў з’яўляецца неўраўнаважаная маса (дэбаланс). Вібратар гірацыйнага вібрамлына ўяўляе сабой эксцэнтрыкавы вал. На эксцэнтрычную частку вала з дапамогай падшыпнікаў падвешаны корпус млына.



Рыс. 48 Схемы вібрацыйных млыноў: а — інерцыйны; б — гірацыйны; 1 — корпус; 2 — вібратар; 3 — амартызатары; 4 — рама; 5 — прывадны рухавік; 6 — муфта; 7 — здрабняльныя целы; 8 — загрузачны люк

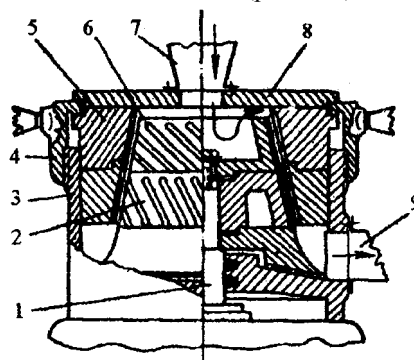
Вібрамлын складаецца з корпуса 1, забяспечанага вібратарам 2. Корпус устаноўлены на амартызатарых 3, якія абапіраюцца на раму 4. Прывод ажыццяўляецца ад электрарухавіка 5 праз эластычную муфту 6. Унутр корпуса загружаюцца здрабняльныя целы (шары) 7 і здрабняемы матэрыял. Ступень загрузкі дасягае 80 %.

Пры вярчэнні вібратора з частатой 1500 — 3000 хвіл⁻¹ корпус млына пачынае вібраваць. Ваганні перадаюцца шарам. За кошт удараў і сцірвання паміж шарамі адбываецца інтэнсіўнае здрабненне матэрыялу.

Вібрацыйныя млыны могуць быць як перыядычнага, так і няспыннага дзеяння і выкарыстоўваюцца для сухога і мокрага памолу.

Калоідныя млыны. Калоіды — гэта часцінкі размерам ад некалькіх мікрон да долей мікрона. Здрабненне да такіх размераў магчыма толькі ў вадкім стане. Пры сухім памале пачынаецца аб’яднанне часцінак, іх агрэгаванне.

Характэрнай асаблівасцю калоідных млыноў з’яўляецца здрабненне за кошт сцірвання і разрыву часцінак у віхах, якія ўтвараюцца ў вузкім заторы паміж ротарам і статарам. Прычым акружная хуткасць ротара дасягае 120 м/с. Адною з такіх канструкцый з’яўляецца канічны млын (рыс. 49.)



Рыс. 49 Канічны калоідны млын: 1 — вал; 2 — ратар; 3 — корпус; 4 — накідная гайка; 5 — статар; 6 — канаўкі; 7 — прыёмная лейка; 8 — накрыўка; 9 — выхадны штупцэр

Аснову гэтай машыны складаюць ротар 2, статар 5, якія размешчаны ў корпусе 3. На паверхні ротара і статара зроблены канаўкі 6. Прычым напрамак канавак на ротары і статары – процілеглы.

Здрабняемы матэрыял у выглядзе суспензіі падаецца праз прыёмную лейку 7 і пападае ў зазор паміж ротарам і статарам. Пры хуткім вярчэнні ротара ў зазоры адбываецца інтэнсіўнае віхраўтварэнне. Цвёрдыя часцінкі, папаўшы ў віхры, пачынаюць круціцца вакол сваіх восей, цэнтрабежныя сілы, якія ўзнікаюць пры гэтым, разрываюць часцінкі цвёрдага матэрыялу. Здробнены матэрыял выдаляецца праз штупцёр 9. Відавочна, што энергавыдаткі на такі памол вялікія, прадукцыйнасць такіх млыноў абмяжоўваецца кілаграмамі ў гадзіну. Таму калоідны памол мэтазгодна праводзіць толькі тады, калі гэта тэхналагічна і, галоўнае, эканамічна абгрунтавана.

1.8. Сучасныя напрамкі ўдасканалення спосабаў здрабнення і памольных устаноў

Разгледжаныя спосабы здрабнення і машыны характарызуюцца чыста механічным уздзеяннем на матэрыял. Разам з тым распрацоўваюцца і новыя спосабы здрабнення. Да такіх спосабаў можна аднесці выбуховы, кавітацыйны, электраімпульсны і г.д.

Выбуховы спосаб заключаецца ў тым, што матэрыял спачатку вытрымліваюць у замкнёнай пасудзіне пад высокім ціскам пад уздзеяннем пары або газу. Пры гэтым газ (пара) запаўняе поры, шчыліны ў кавалках матэрыялу. Затым рэзка скідваецца ціск, газ імгненна расшыраецца, выдзяляе раней назапашаную энергію. Часцінкі матэрыялу разбураюцца пад уздзеяннем выбуховых хваляў.

Кавітацыйнае здрабненне выкарыстоўваецца выключна пры мокрым памале і заснавана на з'яве кавітацыі. Калі на шляху руху вадкасці паставіць перашкоду, то за ёй утвараецца зона разрэджання, у якой ціск значна меншы за атмасферны. На мяжы гэтай зоны і асноўнай плыні вадкасць пачынае закіпаць пры нармальнай тэмпературы. Бурбалкі пары выносяцца ў асноўную плынь, ахалоджваюцца і разрываюцца (схлопваюцца). Пры гэтым ствараецца вялікі ціск (да 1000 МПа), які садзейнічае разрыву сувязей паміж часцінкамі цвёрдага матэрыялу.

Высокі ціск можна стварыць і з дапамогай электрычнага разраду, прычым як у паветры, так і ў вадкасці. У вадкасці ціск ствараецца нават большы з—за ператварэння вадкасці ў пару. Калі ў вадку змясціць два электроды і падаць на іх напружанне 10 — 100 кВ, то адбудзецца магутнае выдзяленне энергіі — гідраўлічны ўдар, які выклікае магутную ўдарную хвалю. Вопыт паказвае, што пры падводным разрадзе ствараецца ціск да 1000 МПа. Такі ціск дастатковы для здрабнення цвёрдых матэрыялаў.

Канешне, усе гэтыя спосабы вельмі цікавыя, уяўляюць як навуковы, так і практычны інтарэс. Але яны пакуль што недастаткова вывучаны і таму не маюць шырокай практычнай рэалізацыі.

Здрабненне матэрыялу — гэта вельмі энергаёмсты працэс. Таму многія работы апошняга часу накіраваны на пошук спосабаў зніжэння энергавыдаткаў. Навуковымі даследаваннямі замежных вучоных (Страйманда) даказана, што мінімальная колькасць энергіі выдаткоўваецца тады, калі часцінка здрабняецца расцісканнем і без кантакту з іншымі часцінкамі, у рэжыме так званана «свабоднага здрабнення». У гэтым выпадку няма выдаткаў на трэнне часцінак адна аб другую.

Параўнаўшы энергетычную эфектыўнасць прамысловых млыноў, Страйманд прыйшоў да высновы, што гэтыя млыны вельмі далёкія па энергавыдатках да ідэалу. Ім даказана, што магчыма зніжэнне адносных энергавыдаткаў у 5 — 10 разоў. Для гэтага неабходна выкананне як мінімум дзвюх умоў:

- 1) млыны павінны здрабняць матэрыял ва ўмовах максімальнага набліжэння да «свабоднага здрабнення» расцісканнем;
- 2) атрыманы дробны прадукт павінен адразу выдаляцца з зоны здрабнення.

Аналіз прамысловых машын паказвае, што найбольш адпавядаюць гэтым патрабаванням машыны валковага тыпу, у якіх здрабненне ажыццяўляецца пераважна за кошт расціскання. Высокі ціск (30 – 50 МПа) ствараецца за кошт прыціскання валкоў з дапамогай гідрацыліндраў. Аднак пры ўсіх перавагах гэтых млыноў здрабніць матэрыял да некалькіх дзесяткаў мікрон за адзін праход немагчыма, трэба арганізоўваць замкнёны цыкл з класіфікацыяй і зваротам часткі матэрыялу на дамол, што ў валковых машын зрабіць складана. Значна прасцей арганізаваць выдаленне матэрыялу і яго цыркуляцыю ў сярэдняходных млынах з пнеўматычнай выгрузкай. Гэтыя млыны таксама па спосабу ўздзеяння на матэрыял набліжаюцца да «свабоднага здрабнення». Таму такія млыны ў апошні час знаходзяць вельмі шырокае выкарыстанне. Нават з улікам выдаткаў на пнеўматычную выгрузку і класіфікацыю агульныя энергавыдаткі пры здрабненні ў сярэдняходных млынах у 2 – 3 разы ніжэйшыя, чым у шаравых.

2. КЛАСІФІКАЦЫЯ МАТЭРЫЯЛАЎ

2.1. Агульныя звесткі аб класіфікацыі

Класіфікацыю сыпучых матэрыялаў праводзяць у наступных выпадках: аддзяленне ад матэрыялаў, прызначаных для драблення, кавалкаў, большых за максімальна дапушчальны размер; вылучэнне са здробненага матэрыялу часцінак, большых за патрабуемы размер; раздзяленне матэрыялаў па размерах на некалькі фракцый.

У залежнасці ад віду энерганосбіта, пад уздзеяннем якога адбываецца класіфікацыя, яе падзяляюць на механічную, пнеўматычную і гідраўлічную. Ва ўсіх выпадках асноўнымі сіламі, якія садзейнічаюць раздзяленню цвёрдых кавалкаў (часцінак) па размерах, з'яўляюцца сіла цяжару і інерцыйныя сілы. Аднак пры механічнай класіфікацыі сілы інерцыі ствараюцца за кошт чыста механічнага ўздзеяння рабочага органа на кавалкі матэрыялу.

Пры пнеўматычнай і гідраўлічнай класіфікацыі энергія перадаецца часцінкам праз прамежжавы энерганосьбіт — газ або вадкасць. Самым распаўсюджаным спосабам класіфікацыі з’яўляецца механічны.

Механічная класіфікацыя часта называецца грахачэннем. Сутнасць гэтага працэсу заключаецца ў раздзяленні матэрыялаў па размерах на класы з дапамогай перфарыраваных паверхняў. Матэрыял, які застаецца над перфараванай паверхняй, называецца надрашотным (верхнім) класам, а той, які прайшоў праз адтуліны, — падрашотным (ніжнім) класам. Такім чынам, калі матэрыял будзе паслядоўна праходзіць n перфарыраваных паверхняў, то атрымаем $n + 1$ класаў (фракцый).

Паслядоўнасць грахачэння залежыць ад узаемнага становішча перфарыраваных паверхняў. Адрозніваюць грахачэнне ад дробнага да буйнога (рыс. 50,а), ад буйнога да дробнага (рыс. 50,б) і камбінаванае (рыс. 50,в).

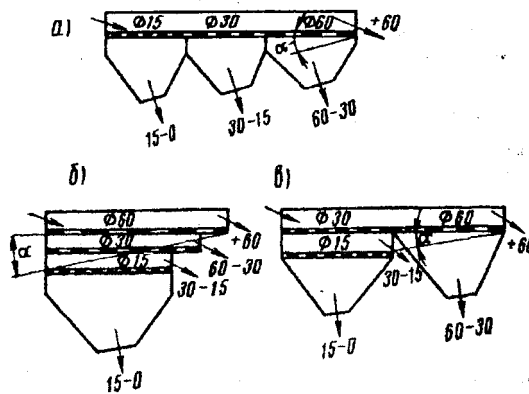


Рис. 50. Схемы грахачэння

Перавагамі першай схемы з’яўляецца зручнасць замены сітаў і назірання за ходам працэсу, недахопамі — паніжаная эфектыўнасць грахачэння за кошт перакрыцця адтулін вялікімі кавалкамі і павышаны знос, дефармацыя тонкіх сітаў з—за падачы на іх усёй масы матэрыялу. Пры грахачэнні па схеме ад буйнога да дробнага гэтыя недахопы ліквідуюцца. Аднак пры гэтай схеме значна ўскладняецца рамонт і замена сітаў. Камбінаваная схема займае прамежкавае становішча паміж першымі дзвюма.

У якасці прасейвальных паверхняў выкарыстоўваюцца сіты, рэшаты, каласнікі.

Сіты — драцяныя плячэныя сеткі з квадратнымі і прамавугольнымі адтулінамі размерамі ад 40 мкм да 150 мм.

Рэшаты — лісты з праштампаванымі ці прасверленымі адтулінамі. Таўшчыня ліста звычайна 4 — 10 мм, размер адтулін 5 — 150 мм. Па форме адтуліны бываюць круглыя, прамавугольныя, трохвугольныя і г.д. Каб прадухіліць забіўку, адтуліны павінны пашырацца да нізу.

Каласнікі — рашоткі, якія набіраюцца са стрыжняў, бэлек рознай формы. Выкарыстоўваюцца для раздзялення буйных кавалкаў.

2.2. Эфектыўнасць грахачэння

Грахачэнне — гэта складаны шматфактарны працэс. Далёка не ўсё матэрыял, які можа прайсці праз адтуліны прасейвальной паверхні, праходзіць праз іх. Частка яго заўсёды затрымліваецца над прасейвальной паверхняй і пападае ў верхні клас.

Інтэгральнымі характарыстыкамі працэсу грахачэння з’яўляюцца эфектыўнасць і прадукцыйнасць. Эфектыўнасць у агульным выглядзе вызначаецца па формуле

$$E = \frac{c - c_1}{c}, \quad (2.1)$$

дзе c — утрыманне зярнят ніжняга класу ў зыходным прадукце, %; c_1 — утрыманне зярнят ніжняга класу ў надрашотным прадукце пасля рассева, %.

Прадукцыйнасць вызначаецца наступным чынам:

$$Q = vbh, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (2.2)$$

дзе v — хуткасць руху матэрыялу ўздоўж прасейвальной паверхні, м/с; b — шырыня прасейвальной камеры, м; h — вышыня пласта матэрыялу над паверхняй, м.

На эфектыўнасць і прадукцыйнасць грахачэння аказвае ўплыў вельмі шмат фактараў: працэнтнае ўтрыманне ў зыходным матэрыяле зярнят ніжняга класу, вугал нахілу прасейвальной паверхні, размер і форма адтулін, хуткасць руху матэрыялу ўздоўж паверхні, вільготнасць матэрыялу і г.д. Прычым эфектыўнасць і прадукцыйнасць — гэта ўзаемазвязаныя параметры. Сувязь паміж імі можна прасачыць па графіку (рыс. 51).

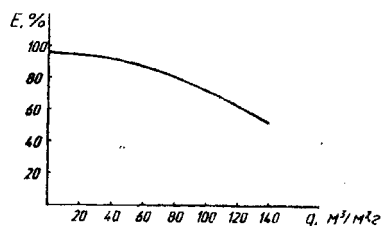


Рис. 51 Залежнасць ефектыўнасці грахачэння ад адноснай прадукцыйнасці

Адносная прадукцыйнасць q — гэта прадукцыйнасць, аднесеная да адзінкі плошчы прасейвальнай паверхні. З графіка бачна, што з павелічэннем прадукцыйнасці заўсёды падае ефектыўнасць. Пры невялікай адноснай прадукцыйнасці матэрыял размяркоўваецца над паверхняй тонкім пластом, часцінкі ніжняга класа адразу сутыкаюцца з прасейвальнай паверхняй. У гэтым выпадку прадукцыйнасць і ефектыўнасць вызначаюцца, у асноўным, хуткасцю руху матэрыялу, і зніжэнне ефектыўнасці ў залежнасці ад прадукцыйнасці неістотнае. Але далейшае павелічэнне прадукцыйнасці магчыма пры павелічэнні вышыні пласта матэрыялу над паверхняй. Гэты пласт перашкаджае праходжанню часцінак ніжняга класа да прасейвальнай паверхні, і ефектыўнасць грахачэння рэзка падае. Але нават калі часцінка і сутыкнецца з прасейвальнай паверхняй, гэта не значыць, што яна пройдзе праз першую сустрэтую ёй адтуліну.

Верагоднасць праходу матэрыялу

$$P = \frac{m}{n}, \quad (2.3)$$

дзе m — колькасць выпадкаў праходу часцінак праз адтуліну; n — агульная колькасць выпадкаў сустрэчы з адтулінамі.

Калі $m = 0$, то $P = 0$. Гэта значыць, ні ў адным выпадку часцінка не прайшла праз адтуліну. Пры $m = n$ $P = 1$ — гэта значыць, што пры кожным пападанні на паверхню часцінка прайшла праз адтуліну.

Будзем лічыць, што часцінка дыяметрам d праходзіць праз адтуліну сіта размерам l бесперашкодна, калі яна не сутыкаецца з дротам (рис. 52), гэта значыць, калі яна праходзіць праз заштрыханую пляцоўку са стараной $l - d$.

Тады верагоднасць праходу часцінкі праз адтуліну

$$P = \frac{m}{n} = \frac{(l-d)^2}{(l+a)^2} = \frac{l^2}{(l+a)^2} \left(1 - \frac{d}{l}\right)^2, \quad (2.4)$$

дзе a — таўшчыня (дыяметр) дроту.

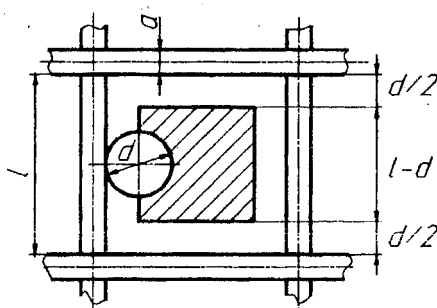


Рис. 52 Схема праходжання часцінкі праз адтуліну

Але $l^2/(l+a)^2 = f$ — плошча свабоднага сячэння (жывое сячэнне) сіта.

Адсюль бачна, што верагоднасць праходу матэрыялу праз адтуліны прама прапарцыянальна жывому сячэнню і суадносінам дыяметра часцінкі і размерам адтуліны d/l .

Велічыня, адваротная верагоднасці $N = 1/P$, — гэта верагодная колькасць адтулін, якую трэба сустрэць часцінцы, каб праз адну з іх прайсці. Разлікі велічыні N з улікам формулы (6.81) далі падставу пабудаваць графічную залежнасць $N = f(d/l)$ (рис. 53).

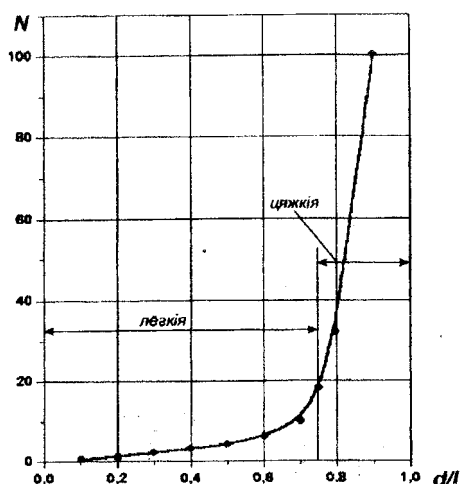


Рис. 53 Залежнась верагоднасці праходжання часцінак праз адтуліны сіта ад іх адноснага размеру

З графіка бачна, што павелічэнне дыяметра часцінак $d \geq 0,75l$ значна памяншае верагоднасць іх праходу праз адтуліны (рэзка павялічваецца N). Такім чынам, калі ў матэрыяле шмат часцінак размерамі $d \geq 0,75l$, то значна зніжаецца эфектыўнасць грахачэння. З другога боку, часцінкі размерамі $1,5l \leq d \leq l$ лёгка закліньваюць адтуліны і таксама зніжаюць эфектыўнасць грахачэння.

Для прасейвання матэрыялу праз сіта неабходна, каб ён пера— мяшчаўся ад адной адтуліны да другой. Прычым верагоднасць праходу праз адтуліну залежыць ад хуткасці руху часцінкі ўздоўж прасейвальнай паверхні (рыс. 54). Пры руху над адтулінай часцінка пачынае падаць уніз пад уздзеяннем сілы цяжару і адначасова працягвае рухацца з хуткасцю v уздоўж паверхні. Агульная траекторыя руху часцінкі будзе ўяўляць сабой парабалу. Каардынаты цэнтра цяжару пры руху па парабалічнай траекторыі пад уздзеяннем сілы цяжару і пры пачатковай хуткасці v можна разлічыць па формулах

$$x = vt; y = \frac{gt^2}{2}. \quad (2.5)$$

Лічыцца, што часцінка надзейна пройдзе праз адтуліну, калі напалову апусціцца ў яе (рыс. 54). У гэтым выпадку

$$x = l - \frac{d}{2}; y = \frac{d}{2}. \quad (2.6)$$

Параўноўваючы выразы для каардынаты y з формул (2.5) і (2.6), запішам

$$\frac{d}{2} = \frac{gt^2}{2}. \quad (2.7)$$

Адсюль вызначым час руху

$$t = \sqrt{\frac{d}{g}}. \quad (2.8)$$

Падставім гэты выраз у формулу (6.82) для каардынаты x і атрымаем

$$x = v\sqrt{\frac{d}{g}}. \quad (2.9)$$

Згодна з формуламі (2.6) і (2.9) можна запісаць

$$l - \frac{d}{2} = v\sqrt{\frac{d}{g}}.$$

Адкуль хуткасць руху

$$v \leq (l - d/2)\sqrt{\frac{g}{d}}. \quad (2.10)$$

Пры павелічэнні хуткасці часцінка будзе праскакваць над адтулінай, яна не паспее апусціцца на палову дыяметра. Такім чынам, для дасягнення высокай эфектыўнасці хуткасць руху часцінак павінна быць меншай, чым разлічаная па формуле (2.10).

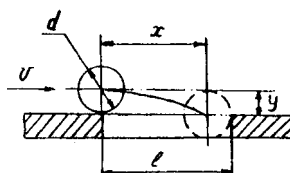


Рис. 54 Уплыў хуткасці руху часцінкі на праходжанне яе праз адтуліну

Як уплывае на эфектыўнасць грахачэння вугал нахілу прасейвальнай паверхні, лёгка прасачыць на прасцейшым прыкладзе (рыс. 55). Размер часцінкі d , якая можа прайсці праз адтуліну размерам l пры таўшчыні сіта δ і вугле яго нахілу α , можна разлічыць па формуле

$$d = l \cos \alpha - \delta \sin \alpha . \quad (2.11)$$

Гэта значыць, што з павелічэннем вугла нахілу верагоднасць праходу часцінак дадзенага размеру зніжаецца, а значыць зніжаецца і эфектыўнасць грахачэння. Вельмі істотны ўплыў на эфектыўнасць грахачэння аказвае вільготнасць матэрыялу (рыс. 56).

Добра раздзяляюцца матэрыялы пры вільготнасці $w \leq 8\%$. Пры $12\% \leq w \leq 40\%$ грахачэнне амаль спыняецца.

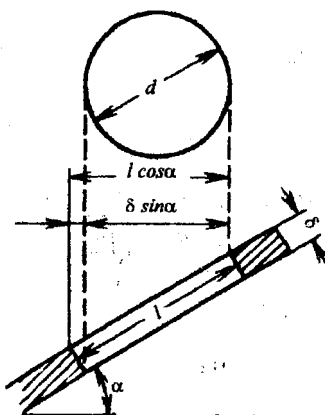


Рис. 55 Схема для вызначэння ўмоў праходжання часцінкі праз адтуліну нахіленага сіта

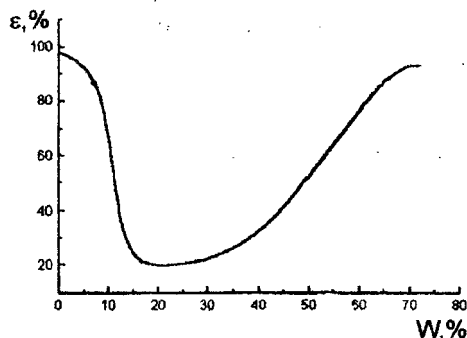
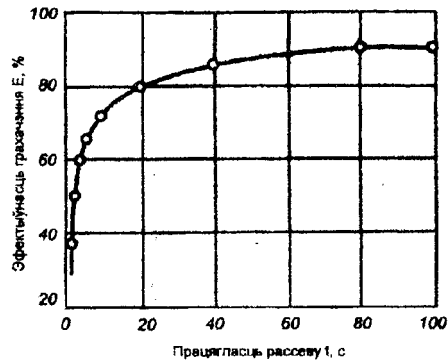


Рис. 56 Залежнасць эфектыўнасці грахачэння ад вільготнасці матэрыялу

Прычынай гэтага з'яўляецца заліпанне адтулін прасейвальнай паверхні. Пры далейшым павелічэнні вільготнасці $w > 70\%$ эфектыўнасць зноў выходзіць на адпаведную велічыню. Але гэты працэс ужо называецца мокрым грахачэннем.

Істотны ўплыў на эфектыўнасць грахачэння аказвае і час рассеву матэрыялу. Эфектыўнасць напачатку хутка ўзрастае, а затым нарастанне яе запавольваецца (рыс. 57). Гэта тлумачыцца тым, што колькасць зярнят, якія праходзяць праз сіта ў кожны момант, залежыць ад колькасці зярнят, меншых за размер адтулін.



Рыс. 57 Залежнасць эфектыўнасці ад часу рассева

Акрамя таго, спачатку праходзяць «лёгка» зярняты, і з кожным наступным прамежкам часу іх становіцца ўсё менш і менш. «Цяжкія» зярняты, якія засталіся, патрабуюць больш працяглай апрацоўкі для праходжання праз адтуліны сіта.

Хуткасць рассева ў кожны момант — гэта маса зярнят, якія праходзяць праз сіта за вельмі малы прамежак часу. Калі дапусціць у першым набліжэнні, што хуткасць будзе прамая прапарцыянальна масе зярнят ніжняга класа, якія знаходзяцца на сіце да пачатку гэтага прамежку часу, то можна запісаць

$$\frac{dm}{dt} = -km, \quad (2.12)$$

дзе $\frac{dm}{dt}$ — хуткасць рассева ў дадзены момант, кг/с; k — каэфіцыент прапарцыянальнасці; m — маса зярнят ніжняга класа, якія знаходзяцца на сіце ў дадзены момант часу, кг.

Знак мінус паказвае ўбыванне масы з павелічэннем часу. Пасля інтэгравання атрымаем

$$\ln m = -kt + C.$$

Пры $t=0$ $m = m_0$, m_0 — маса зярнят ніжняга класа, якія знаходзяцца на сіце да пачатку грахацэння.

$$\ln m_0 = C; \quad \ln m - \ln m_0 = -kt$$

Адкуль
$$\frac{m}{m_0} = e^{-kt}.$$

Адносіны m/m_0 паказваюць долю ніжняга класа, якая застаецца над сітам. Значыць эфектыўнасць грахацэння (тое, што прайшло праз сіта)

$$E = 1 - \frac{m}{m_0},$$

або

$$E = 1 - e^{-kt}. \quad (2.13)$$

Гэта ўраўненне называецца кінетычным ураўненнем працэсу грахацэння.

2.3. Канструкцыі грохатаў

Механічныя грохаты можна класіфікаваць:

- 1) па форме прасейвальной паверхні — плоскія, цыліндрычныя, шматгранныя;
- 2) па размяшчэнню паверхні — гарызантальныя, нахіленыя;
- 3) па характару руху — нерухомыя, хістальныя, вібрацыйныя, вярчальныя.

Нерухомыя каласніковыя грохаты выкарыстоўваюцца толькі для папярэдняга раздзялення буйных кавалкаў. Часцей за ўсё ў прамысловасці выкарыстоўваюцца плоскія хістальныя, вібрацыйныя і вярчальныя барабанныя грохаты.

Хістальныя і вібрацыйныя грохаты. Агульным для гэтых грохатаў з'яўляецца імпульснае ўздзеянне на матэрыял. У хістальных

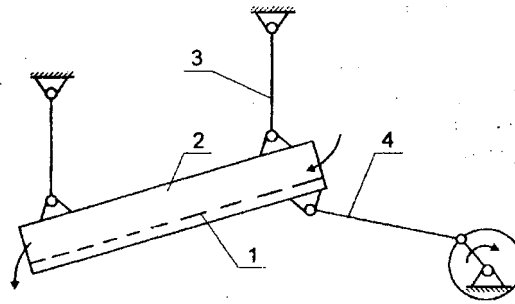


Рис. 58 Схема хістальнага грохата

грохатаў (рис. 58) прасейвальная паверхня 1 ажыццяўляе зваротна-паступальныя рухі. Кораб 2 грохата замацоўваецца на шарнірных падвесках 3. Зваротна-паступальны рух карабу надаецца з дапамогай кривашыпна-шатуннага механізма 4. Грохат даволі прасты па канструкцыі, зручны ў абслугоўванні, але асноўным яго недахопам з'яўляецца неўраўнаважанасць элементаў канструкцыі, з—за чаго хутка выходзяць са строю шарнірныя падвескі.

Больш ураўнаважаным з'яўляюцца вібрацыйныя грохаты, якія падзяляюцца на гірацыйныя і інерцыйныя. Пабуджальнікам ваганняў у гірацыйнага грохата (рис. 59) з'яўляецца

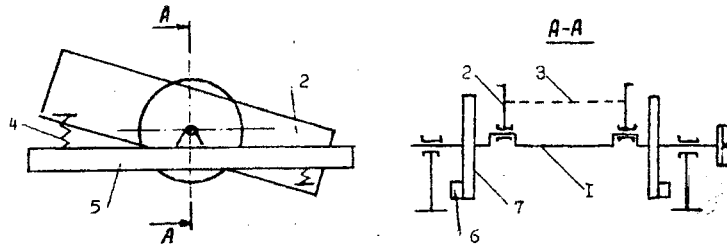


Рис. 59 Схема гірацыйнага грохата

эксцэнтрыкавы вал 1, на якім устаўліваецца корпус 2 з замацаванай у ім прасейвальнай паверхняй 3. Корпус праз амагтызатары 4 абпіраецца на раму 5. Корпус разам з эксцэнтрыкавым валам ажыццяўляе кругавыя рухі. Амплітуда гэтых рухаў фіксаваная і роўна эксцэнтрысітэту вала ($A = e$). Цэнтрабежная сіла, якая ўзнікае пры руху карабу, ураўнаважваецца супрацьвагамі 6, замацаванымі ў пазах махавікоў 7.

Умову ўраўнаважвання можна запісаць у наступным выглядзе:

$$m_1 \cdot e = m_2 \cdot r, \quad (2.14)$$

дзе m_1 — маса вагальных частак, кг; e — эксцэнтрысітэт вала, м; m_2 — маса супрацьвагаў, кг; r — радыус устаноўкі супрацьвагаў, м.

Канструкцыя гірацыйнага грохата паказана на рис. 200.

З гэтага рысунка бачна, што ў дадзенай канструкцыі абавязкова наяўнасць дзвюх пар падшыпнікаў. Адны з іх, звычайна ролікавыя, якія нясуць асноўную нагрузку, устаўлены ў карпусах 3, 13, прымацаваных да рамы 15. Другія ўстаўліваюцца на эксцэнтрыкавай частцы вала 7 і ў карпусах 1, 10, якія з дапамогай кранштэйнаў 9 жорстка звязаны з карабам 6. Такім чынам кругавыя рухі эксцэнтрыкавага вала перадаюцца карабу і прасейвальным паверхням (сітам) 16.

Калі па тэхналагічных патрабаваннях неабходна змяняць амплітуду ваганняў, то для гэтых мэт падыходзіць інерцыйны вібрагрохат (рис. 60). Пабуджальнікамі ваганняў у гэтага грохата з'яўляюцца дэбалансныя грузы 5, замацаваныя на вале 4.

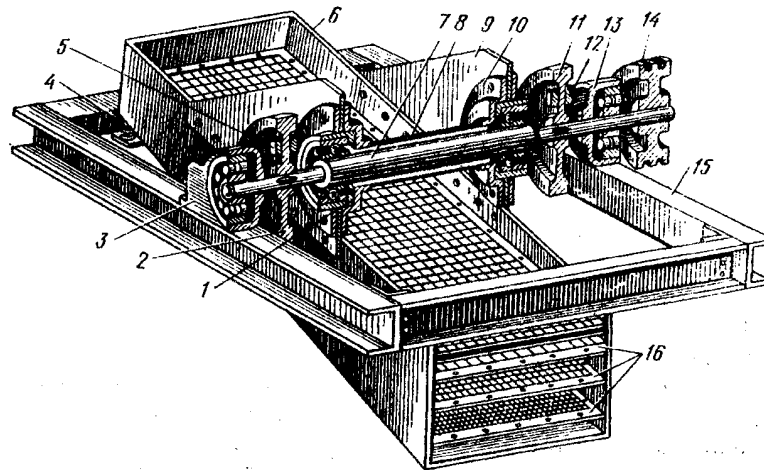


Рис. 60 Гирацыйны грохат: 1, 10 — карпусы шарыкавых падшыпнікаў; 2, 11 — шквы; 3, 13 — карпусы ролюкавых падшыпнікаў; 4 — амартызатары; 5, 12 — дэбалансныя грузы; 6 — кораб; 7 — эксцэнтрыкавы вал; 8 — кожух; 9 — кранштэйн; 14 — шкі; 15 — рама; 16 — сіты.

У выніку вярчэння неўраўнаважанай масы ўзнікае цэнтрабежная інерцыйная сіла, якая і выклікае ваганні караба 1 з прасейвальнай паверхняй 2.

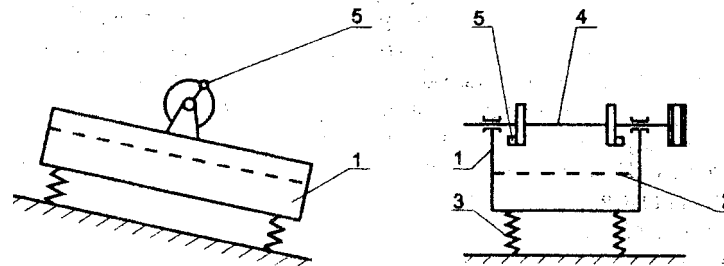


Рис. 61 Схема інерцыйнага вібрагрохата:
1 — кораб; 2 — сіта; 3 — амартызатар; 4 — вал; 5 — дэбалансны груз

Кораб абавязкова ўстанаўліваецца на амартызатарах. Амплітуда ваганняў складае 2 — 7 мм і залежыць ад масы дэбалансаў, радыуса іх устаноўкі і ад вагальнай масы грохата. Сувязь паміж усімі гэтымі параметрамі ўстанаўліваецца ўраўненнем

$$m_{\partial} r_{\partial} = m_{\partial} \cdot A, \quad (2.15)$$

дзе m_{∂} — маса дэбалансных грузаў, кг; r_{∂} — радыус устаноўкі дэбаланса, м; $m_{\partial} \cdot$ — маса вібрыруемых частак грохата, кг; A — амплітуда ваганняў, м.

Радыус устаноўкі дэбаланса r_{∂} — гэта адлегласць ад восі вярчэння да цэнтра цяжару дэбаланснага грузу.

Такім чынам, змяняючы масу і радыус устаноўкі дэбалансу, можна лёгка змяняць амплітуду ваганняў грохата.

Важным параметрам для вібрацыйных грохатаў з'яўляецца частата ваганняў, якая абумоўлена частотой вярчэння вібрвала. Гэта частата вызначаецца з умовы руху матэрыялу па прасейвальнай паверхні. На цела, якое знаходзіцца на паверхні (рыс. 202), уздзейнічае сіла цяжару G , сіла трэння P_T і інерцыйная цэнтрабежная сіла $P_{ц}$, якая няспынна мяняе свой напрамак.

$$P_{ц} = m\omega^2 A, \quad (2.16)$$

дзе m — маса кавалка, кг; ω — вуглавая хуткасць вібрвала, рад/с; A — амплітуда ваганняў, м.

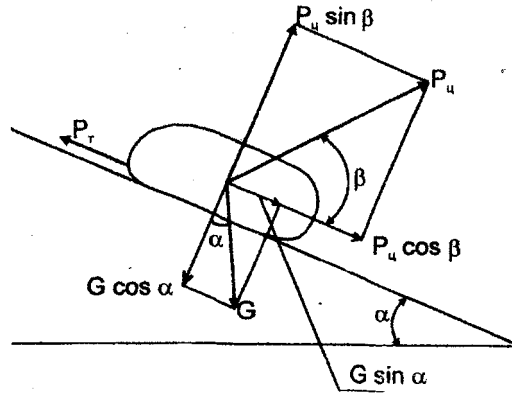


Рис. 62 Разліковая схема вібрагροхата

Пры вярчэнні дэбалансных грузаў па акружнасці вугал β у любы момант часу t можна вызначыць па формуле $\beta = \omega t$. Ён змяняецца ад 0° да 360° . Умовы руху матэрыялу ўніз уздоўж прасейвальнай паверхні маюць выгляд

$$G \cdot \sin \alpha + P_u \cdot \cos \beta \geq P_T. \quad (2.16)$$

Выразіўшы сілу трэння праз сілу ціску на паверхню, атрымаем

$$G \cdot \sin \alpha + P_u \cdot \cos \beta \geq f(G \cdot \cos \alpha - P_u \cdot \sin \beta), \quad (2.17)$$

дзе f — каэфіцыент трэння матэрыялу на прасейвальнай паверхні.

Разгледзім два крайніх выпадкі, калі цэнтрабежная сіла максімальна паскарае і запавольвае рух матэрыялу.

1) $\beta = 0$ — цэнтрабежная сіла максімальна паскарае рух уніз. У гэтым выпадку выраз (6.95) прымае выгляд

$$G \sin \alpha + P_u \geq fG \cos \alpha. \quad (2.18)$$

Падставіўшы выразы для сілы цяжару і цэнтрабежнай сілы, атрымаем

$$mg \sin \alpha + m\omega^2 A \geq fmg \cos \alpha. \quad (2.19)$$

Адсюль вызначым вуглавую хуткасць

$$\omega \geq \sqrt{\frac{g(f \cos \alpha - \sin \alpha)}{A}}. \quad (2.20)$$

2) $\beta = 180^\circ$ — сіла інерцыі накіравана ў напрамку, адваротным руху цела, і яна максімальна запавольвае рух уніз. У гэтым выпадку $\cos \beta = -1$,

$\sin \beta = 0$. Умовы руху ўніз запішуцца ў выглядзе

$$G \sin \alpha - P_u \geq fG \cos \alpha. \quad (2.21)$$

Правёўшы пераўтварэнні, як у папярэднім выпадку, і перанёшы P_u у правую частку, атрымаем

$$mg \sin \alpha \geq m\omega^2 A + fmg \cos \alpha. \quad (2.22)$$

Вуглавая хуткасць вызначыцца як

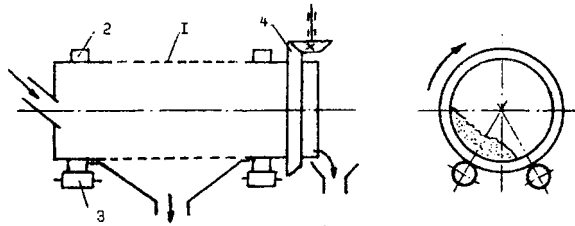
$$\omega \leq \sqrt{\frac{g(f \cos \alpha + \sin \alpha)}{A}}. \quad (2.23)$$

Такім чынам, абагульняючы гэтыя два крайнія выпадкі, атрымаем дыяпазон аптымальнай вуглавой хуткасці вібралава

$$\sqrt{\frac{g(f \cos \alpha + \sin \alpha)}{A}} \geq \omega \geq \sqrt{\frac{g(f \cos \alpha - \sin \alpha)}{A}}. \quad (2.24)$$

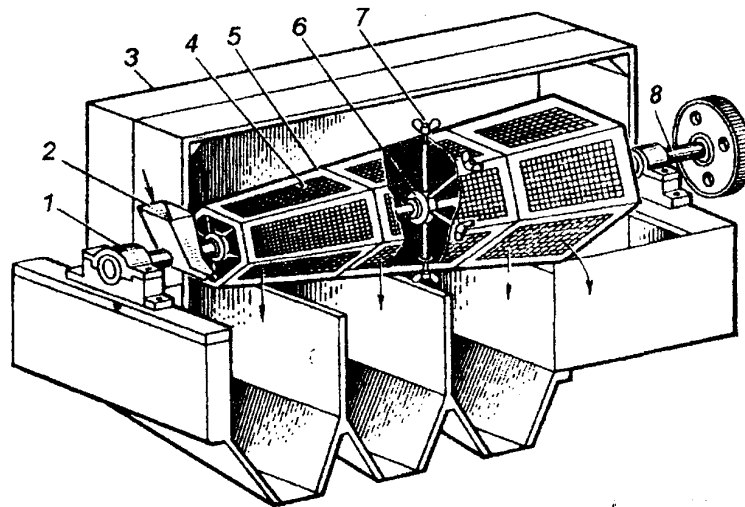
Калі мы павялічым хуткасць вярчэння да велічыні большай, чым абумоўлена па (2.24), то матэрыял будзе рухацца не толькі ўніз, а пачне ажыццяўляць зваротна—паступальныя рухі. Рэзка знізіцца агульная хуткасць руху матэрыялу на паверхні і, адпаведна, прадукцыйнасць грохата.

Барабанныя грохаты. Аснову барабаннага грохата складае цыліндрычная прасейвальная паверхня 1 (рис. 63). На канцах барабана



Рыс. 63 Барабанны грохат: 1 — барабан; 2 — бандаж; 3 — апорны ролік; 4 — вянцовая шасцярыня

насаджаны бандажы 2, якія абапіраюцца на апорныя ролікі 3. Прывод ажыццяўляецца праз вянцовую шасцярыню 4. Барабан устаўляецца пад вуглом $4-7^\circ$. Матэрыял загрузаецца з верхняга канца і пры вярчэнні барабана перамяшчаецца ўздоўж восі і раздзяляецца на падрашотны і надрашотны прадукты, якія збіраюцца ў розныя бункеры. У барабанных грохатах можна лёгка рэалізаваць грахачэнне па любой схеме — як ад дробнага да буйнога, так і ад буйнога да дробнага. Прасейвальная паверхня можа быць не толькі цыліндрычнай, але і прызматычнай. У гэтым выпадку барабанныя грохаты называюць буратамі. На рыс. 204 паказана сітабурат.



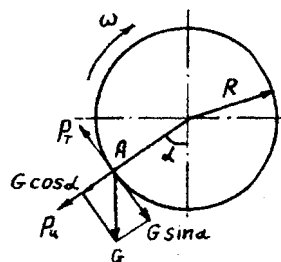
Рыс. 64 Сіта-бурат

Вал 8 бурата можа ўстаўляцца гарызантальна ў падшыпніках 1. На вале ўстаноўлены ўтулкі 6, да якіх прымацоўваюцца радыяльныя стрыжні, злучаныя паміж сабой падоўжнымі стрыжнямі ці вугалкамі. Такім чынам, утвараецца каркас грохата. Да яго з дапамогай вінтоў 7 прымацаваны з'ёмныя рамкі 5, абцягнутыя сеткай 4. З боку паступлення матэрыялу ўстаўляюцца сеткі з меншымі адтулінамі. У гэтым выпадку рэалізуецца схема грахачэння ад дробнага да буйнога. Прасейвальны барабан закрываецца кожухам 3. Матэрыял падаецца праз лейку 2, рухаецца ўздоўж прасейвальной паверхні за кошт нахілу сценак барабана нават пры яго гарызантальнай устаноўцы. Кожная фракцыя збіраецца ў асобны бункер.

Асноўнымі перавагамі барабанных грохатаў з'яўляецца прастата канструкцыі, адсутнасць дынамічных нагрузкаў, што дазваляе ўстаўляваць іх на верхніх паверхнях вытворчых будынкаў.

Недахоп гэтых грохатаў — нізкі каэфіцыент выкарыстання прасейвальной паверхні (20—30%).

Частата вярчэння барабаннага грохата павінна быць такой, каб матэрыял не адрываўся ад сценкі барабана і адначасова пастаянна рухаўся і перамешваўся. Гэта магчыма тады, калі грохат будзе працаваць у каскадным рэжыме (глядзі рэжымы работы шаравых млыноў). Пры гэтым рэжыме работы матэрыял знаходзіцца ў першым па ходу вярчэння квадранце барабана. Разгледзім умовы ўтрымання часцінкі ў адвольным пункце А на паверхні ў гэтым квадранце (рыс.65).



Рыс. 65 Разліковая схема барабаннага грохата

На часцінку пры вярчэнні дзейнічае сіла цяжару $G = mg$ і цэнтрабежная сіла $P_u = m\omega^2 R$. Часцінка ўтрымліваецца на прасейвальнай паверхні сілай трэння P_T , якая роўна

$$P_T = f(G \cos \alpha + P_u), \quad (2.25)$$

дзе f — каэфіцыент трэння.

Умовы ўтрымання часцінкі на паверхні

$$P_T = G \sin \alpha. \quad (2.26)$$

Падставім у гэтыя ўмовы выразы ўсіх вядомых сіл і атрымаем

$$f(mg \cos \alpha + m\omega^2 R) = mg \sin \alpha. \quad (2.27)$$

Каэфіцыент трэння выразім праз вугал трэння

$$f = \operatorname{tg} \varphi = \frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} \quad (2.28)$$

і, падставіўшы ў формулу (2.27), атрымаем

$$\frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} \cdot \cos \alpha \cdot mg + \frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} m\omega^2 R = \sin \alpha \cdot mg. \quad (2.29)$$

Пасля нескладаных матэматычных аперацый гэта ўраўненне можна прывесці да выгляду

$$\omega^2 R \sin \varphi = g(\cos \varphi \cdot \sin \alpha - \sin \varphi \cdot \cos \alpha) = g \sin(\alpha - \varphi) \quad (2.30)$$

Адсюль вуглавая хуткасць вярчэння барабаннага грохата разлічыцца па формуле

$$\omega = \sqrt{\frac{g \sin(\alpha - \varphi)}{R \sin \varphi}}. \quad (2.31)$$

Пры разліках прымаецца $\alpha = 40 \text{ — } 45^\circ$, а вугал φ разлічваецца з умовы, што каэфіцыент трэння $f = 0,7$.

2.4. Пнеўматычная і гідраўлічная класіфікацыя

Пнеўматычная і гідраўлічная класіфікацыі выкарыстоўваюцца для раздзялення часцінак невялікіх размераў. У гэтым выпадку выкарыстанне механічнай класіфікацыі немэтазгодна з—за вялікай верагоднасці забіўкі паверхні сіта.

Асноўнымі сіламі, пад уздзеяннем якіх адбываецца гэта раздзяленне, з'яўляюцца сілы цяжару, выштурхоўвальная сіла, сіла супраціўлення асяроддзя і інерцыйныя сілы. У якасці інерцыйнай выступае часцей за ўсё цэнтрабежная сіла, якая ўзнікае пры закручванні плыні. У гэтым выпадку значна ўзрастае фактар раздзялення, што дае магчымасць вылучыць больш дробныя часцінкі. Выштурхоўвальная сіла ў газавай фазе не аказвае істотнага ўплыву на працэс раздзялення і таму звычайна не ўлічваецца.

Прамысловыя паветраныя класіфікатары часцей за ўсё ўключаюць некалькі камер, у кожнай з якіх на часцінку дзейнічаюць розныя па велічыні і напрамку сілы. Такім чынам дасягаецца раздзяленне часцінак на некалькі фракцый.

Сярод усёй разнастайнасці канструкцый класіфікатараў можна вылучыць два асноўныя тыпы — прахадныя і цыркуляцыйныя.

Прахадныя класіфікатары працуюць у адным тэхналагічным комплексе з тымі агрэгатамі, у якіх ужо існуе пнеўматычнае выдаленне матэрыялу (сярэдняходныя млыны, млыны самаздрабнення і г.д.). Гэта значыць, што для забеспячэння работы такіх класіфікатараў неабходна знешняя крыніца энерганосьбіта.

Прахадны паветраны класіфікатар прадстаўлены на рыс. 6б.

Унутры корпуса 1 устаноўлена канічная класіфікацыйная камера 2, у верхняй частцы якой замацаваны паваротныя лопасці 3. Газ разам з цвёрдымі часцінкамі з дапамогай вентылятара (газадуўкі) па патрубку 4 паступае ўнутр класіфікатара. За кошт павелічэння сячэння хуткасць газу падае. Буйныя часцінкі дасягаюць стану лунання, пад уздзеяннем сілы цяжару асядаюць уніз і выводзяцца праз патрубак 5. Такім чынам, у кальцавой зоне паміж сценамі корпуса і канічнай камеры рэалізуецца чыста гравітацыйнае раздзяленне. Больш дробныя часцінкі, якія не могуць аддзяліцца ў полі гравітацыйных сіл, пападаюць у канічную камеру 2. Прычым плынь газу, праходзячы паміж лопасцямі, закручваецца. Унутры камеры ажыццяўляецца цэнтрабежнае раздзяленне. Цвёрдыя часцінкі адкідваюцца да сценак камеры, апускаюцца па іх уніз і выводзяцца праз патрубак 6. Газ выводзіцца з класіфікатара праз патрубак 7 і ідзе на канчатковую ачыстку. Лопасці 3 выконваюцца паваротнымі, за кошт чаго мяняецца вугал іх устаноўкі, а адпаведна, і інтэнсіўнасць закруткі. Такім чынам, рэгуляваць ступень раздзялення і крытычны размер часцінак можна змяненнем вугла ўстаноўкі лопасцей і змяненнем хуткасці газу на ўваходзе ў класіфікатар.

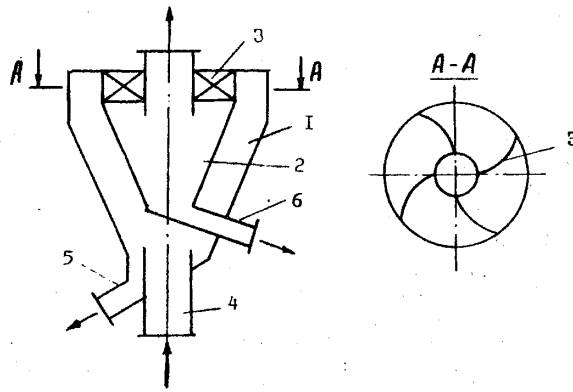


Рис. 66 Прахадны паветраны класіфікатар: 1 — корпус; 2 — канічная камера; 3 — лопасці; 4, 5, 6, 7 — патрубкі

Перавагамі такога паветранага класіфікатара з'яўляецца прастата канструкцыі і адсутнасць рухомых частак, недахопамі — неабходнасць знешняй крыніцы энерганосьбіта і ачысткі газу пасля класіфікацыі.

Гэтыя недахопы ліквідаваны ў цыркуляцыйных паветраных класіфікатарах (рыс. 67).

Плынь энерганосьбіта ў класіфікатары ствараецца вентылятарным колам 4, якое замацавана з дапамогай стрыжняў 5 на вярчальным дыску 3. Уся гэта сістэма прыводзіцца ў вярчэнне ад аднаго вала з частатой 150—300 аб/мін. Матэрыял па сілкавальнай трубе 6 паступае на дыск 3. Пад уздзеяннем цэнтрабежнай сілы матэрыял раскідваецца з дыска. Адначасова ва ўнутранай класіфікацыйнай камеры з дапамогай вентылятарнага кола ствараецца ўзыходная паветраная плынь. Буйныя часцінкі адкідваюцца да сценак камеры 2, ссоўваюцца ўніз і выдаляюцца праз патрубак 8. Дробныя часцінкі падхопліваюцца плынню газу, праходзяць праз лопасці вентылятарнага кола 4 і выкідваюцца ў кальцавую зону паміж корпусам 1 і камерай 2. У гэтай зоне пасля выхаду з вентылятарнага кола плынь газу інтэнсіўна закручваецца і на часцінку пачынае дзейнічаць вялікая цэнтрабежная сіла. Дробныя часцінкі адкідваюцца да сценак корпуса 1, ссоўваюцца ўніз і выводзяцца праз патрубак 9. Газ праходзіць праз жалюзі 7 і вяртаецца ў класіфікацыйную камеру 2. Такім чынам, газ не выходзіць з класіфікатара, а пастаянна цыркулюе па замкнёнай контуры, і таму не трэба арганізоўваць яго ачыстку. Эфектыўнасць раздзялення ў класіфікатары можна рэгуляваць змяненнем частаты вярчэння прываднага вала, а таксама вугла ўстаноўкі лопасцей. Для пашырэння дыяпазону рэгулявання часта дыск і вентылятарнае кола маюць асобныя прыводы.

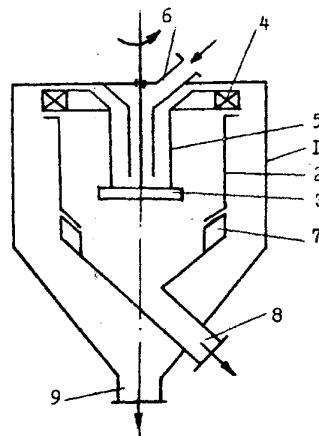


Рис. 67 Цыркуляцыйны паветраны класіфікатар: корпус; 2 — унутраная класіфікацыйная камера; 3 — вярчальны дыск; 4 — вентылятарнае кола; 5 — стрыжні; 6 — сілкавальная труба; 7 — накіравальныя лопасці (жалюзі); 8, 9 — патрубкі для выгрузкі матэрыялу

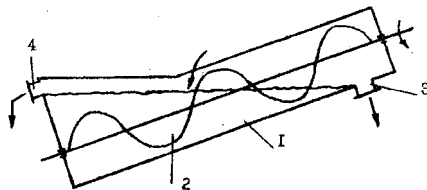
Паветраныя класіфікатары вельмі шырока выкарыстоўваюцца ў памольных агрэгатах пры іх рабоце ў замкнёным цыкле. Дыяметр класіфікатараў звычайна 3,0 — 7,5 м, прадукцыйнасць ад 10 да 500 т/гадз. Выдаткі энергіі на класіфікацыю складаюць 2 — 6 кВт.гадз./т. Але, нягледзячы на гэта, пры выкарыстанні класіфікатараў агульныя выдаткі на памол змяншаюцца на 30 — 35 %.

Энерганосьбітам у гідраўлічных класіфікатарах з'яўляецца вадкасць, часцей за ўсё вада. Рух часцінак у вадкасі адбываецца па тых жа законах, пад уздзеяннем тых жа сіл, што і ў паветры. Аднак характар руху часцінак у вадкасі некалькі адрозніваецца ад руху ў газе. Перш за ўсё тут неабходна ўлічваць выштурхоўвальную сілу Архімеда. Гідраўлічная класіфікацыя заснавана пераважна на раздзяленні цвёрдых

часцінак пад уздзеяннем сілы цяжару. З улікам велічыні вязкасці, шчыльнасці вады, невялікіх размераў часцінак і адносных хуткасцей іх руху рэжым руху часцінак можна лічыць ламінарным. У гэтым выпадку працэс асаджэння часцінак апісваецца законам Стокса. Хуткасць асаджэння вызначаецца па формуле.

Гідраўлічныя класіфікатары выкарыстоўваюцца ў агрэгатах мокрага памолу для вылучэння часцінак патрабуемай тонкасці і пры абагачэнні сыравінных матэрыялаў (пяскоў, руд і г.д.). Сярод канструкцый можна выдзеліць два асноўныя тыпы — спіральны і вертыкальны гідраўлічныя класіфікатары.

Спіральны класіфікатар (рыс.68) уяўляе сабой кораб 1,

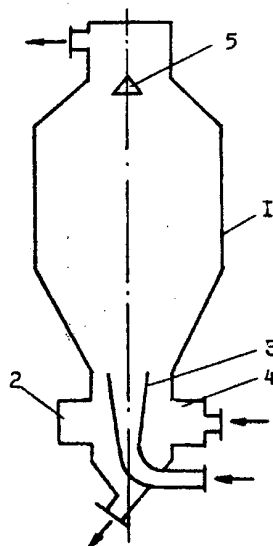


Рыс.68 Спіральны класіфікатар: 1 — кораб; 2 — шнэк (спіраль); 3,4 — патрубкі для выгрузкі пяску і зліву пульпы

устаноўлены пад вуглом $15\text{--}20^\circ$. Унутры караба размешчаны шнэк 2, які прыводзіцца ў вярчэнне з дапамогай электрапрывода. Зыходны матэрыял у выглядзе суспензіі падаецца зверху ў кораб. Пад уздзеяннем сілы цяжару больш буйныя часцінкі асядаюць на дно караба і транспартуюцца шнэкам да выходнага патрубка 3 у верхняй частцы караба. Дробныя часцінкі разам з вадой зліваюцца праз патрубак 4.

Асноўнымі недахопамі спіральнага класіфікатара з'яўляюцца вялікі знос шнэка і цяжкія ўмовы работы ніжняга падшыпніка.

Гэтых недахопаў можна пазбегнуць пры выкарыстанні вертыкальнага гідраўлічнага класіфікатара (рыс.69).



Рыс.69 Вертыкальны гідраўлічны класіфікатар: 1 — асаджальная камера; 2 — класіфікацыйная камера; 3 — дыфузор; 4 — вадзяны калектар; 5 — адбойны конус.

Зыходная суспензія падаецца знізу, праходзіць праз дыфузар 3 і пападае ў камеру 1. За кошт рэзкага расшырэння хуткасць плыні падае і буйныя часцінкі асаджаюцца. Але пры масавым асаджэнні буйныя часцінкі могуць захопліваць з сабой і больш дробныя. Таму ў класіфікацыйную камеру 2 праз калектар 4 падаецца чыстая вада, у выніку чаго ў ёй ствараецца ўзыходная плынь. Дробныя часцінкі адмываюцца і выносяцца назад у асаджальную камеру 1. Выдаленне буйных часцінак ажыццяўляецца праз зліўны патрубак у ніжняй частцы класіфікатара, дробных часцінак з вадой — у верхняй частцы.

Мяжа раздзялення ў такіх класіфікатараў складае $0,5\text{--}3,0$ мм. Рэгуляваць гэту мяжу можна колькасцю вады, падаваемай у класіфікацыйную камеру, або велічынёй зазору паміж сценкамі камеры і дыфузарам. Для гэтага ў камплект класіфікатара ўваходзяць тры дыфузары рознага дыяметра.

Асноўнымі недахопамі гэтага класіфікатара з'яўляецца вялікі расход вады.

3. ПЕРАМЕСЬВАННЕ СЫПУЧЫХ МАТЭРЫЯЛАЎ

3.1. Агульныя заканамернасці гамагенізацыі матэрыялаў

У хімічнай прамысловасці даволі часта сустракаюцца працэсы прыгатавання аднастайных па складу кампазіцый з цвёрдых парашкападобных матэрыялаў. Атрыманне такіх кампазіцый дасягаецца пры змяшэнні кампанентаў. Якасць змяшэння вызначаецца каэфіцыентам неаднастайнасці (варыяцый). Прычым нават калі сістэма і шматкампанентная, яе ўмоўна лічаць двухкампанентнай. У сумесі вылучаецца адзін асноўны (ключавы) кампанент, а астатнія ўмоўна аб'ядноўваюцца ў другі. Па ступені размеркавання ключавога кампанента ў сумесі лічаць аб якасці змяшэння.

Калі прыняць у зыходным становішчы (перад перамешваннем) долю ключавога кампанента N , а ўмоўнага M , то

$$M + N = 1. \quad (3.1)$$

У ідэальна перамешанай сістэме, калі адабраць пробу ў любым месцы сумесі, павінна выконвацца роўнасць

$$M_i + N_i = M + N = 1. \quad (3.2)$$

Аднак у рэальных працэсах змешвання адбываецца адхіленне ад гэтай роўнасці. Сярэднеквадратычнае адхіленне па ключавому кампаненту можна разлічыць па формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (N_i - N)^2}, \quad (3.3)$$

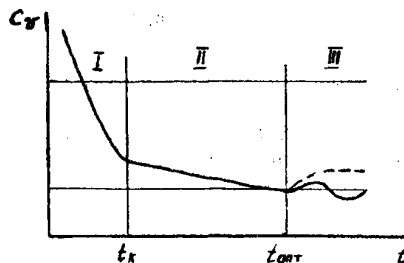
дзе n – колькасць проб, адабраных для аналізу.

Ведаючы сярэднеквадратычнае адхіленне, можна разлічыць каэфіцыент варыяцыі, які з'яўляецца колькасным паказчыкам якасці змяшэння:

$$C_v = \frac{\sigma}{N} \cdot 100\%. \quad (3.4)$$

Відавочна, што для ідэальна перамешанай сумесі $C_v = 0$. У рэальных умовах лічаць, што пры $C_v < 4\%$ – вельмі добрае змяшэнне, $C_v = 4-6\%$ – добрае, $C_v = 6-8\%$ – здавальняючае.

Інтэнсіўнасць працэсу змяшэння вызначаецца часам дасягнення зададзенага каэфіцыента варыяцыі. Характэрнае і тыповае для гэтага працэсу змяненне каэфіцыента варыяцыі у залежнасці ад часу змяшэння паказана на рыс. 70.



Рыс. 70 Залежнасць каэфіцыента варыяцыі ад часу змяшэння

З графічнай залежнасці бачна, што працэс змяшэння праходзіць тры этапы: 1) перамяшчэнне груп сумежных часцінак з аднаго месца ў другое (канвектыўнае змяшэнне); 2) перамяшчэнне і размеркаванне асобных часцінак розных кампанентаў (дыфузійнае змяшэнне); 3) аб'яднанне часцінак у асобных месцах сумесі (сегрэгацыя).

У пачатку працэсу змяшэння каэфіцыент варыяцыі змяняецца ў асноўным за кошт канвектыўнага пераносу, працэс ідзе на ўзроўні макрааб'ёму і з даволі высокай хуткасцю (участак I). Галоўны ўплыў на хуткасць працэсу змяшэння ў гэты час аказвае характар руху плыняў часцінак. Доля дыфузійнага змяшэння і сегрэгацыі ў гэты час невялікая і не аказвае істотнага ўплыву на агульны працэс.

Пасля таго як кампаненты будуць у асноўным размеркаваны па аб'ёму сумесі, працэсы канвектыўнага і дыфузійнага змяшэння становяцца параўнальнымі, а пачынаючы з некаторага часу (участак II), дыфузійнае змяшэнне становіцца пераважным. У гэты час працэс перамеркавання часцінак ідзе ўжо на мікраўзроўні; вялікі ўплыў аказваюць фізічныя ўласцівасці часцінак. Значна большы ўплыў на гэтай стадыі пачынае адыгрываць і працэс сегрэгацыі. Дарэчы, трэба заўважыць, што працэс сегрэгацыі з'яўляецца супрацьлеглым у адносінах да першых двух, ён зніжае аднастайнасць сумесі. У некаторы момант працэсы дыфузійнага змяшэння і сегрэгацыі могуць ураўнаважыць адзін аднаго (участак III). Далейшае змяшэнне кампанентаў немэтазгодна, таму што можа прывесці нават да пагаршэння якасці сумесі.

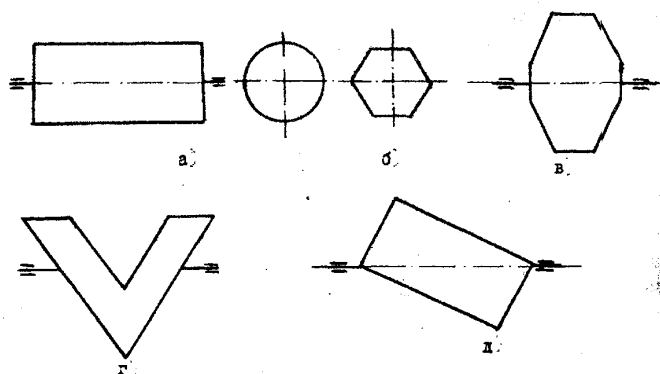
3.2. Канструкцыі змяшальнікаў

Змяшаць сыпучыя матэрыялы ў сухім стане можна прыкладна тымі ж спосабамі, што і вадкасці. Аднак працэс змяшэння трэба праводзіць больш інтэнсіўна і з большымі выдаткамі энергіі. Таму пераважна для сыпучых матэрыялаў выкарыстоўваюцца механічны і, радзей, пнеўматычны спосабы змяшэння.

Сярод механічных змяшальнікаў можна вылучыць наступныя асноўныя тыпы: барабанныя, з вінтавымі лопасцямі, цэнтрабежныя.

Барабанныя змяшальнікі. Гэта самыя распаўсюджаныя канструкцыі змяшальнікаў. Яны ўяўляюць сабой полы вярчальны барабан, куды загрузаюцца перамешваемыя матэрыялы. У залежнасці ад формы барабана і яго размяшчэння адрозніваюць цыліндрычны (рыс. 71, а), шматгранны (рыс. 71, б), біканічны (рыс. 71, в), біцыліндрычны (V—падобны) (рыс. 71, г) і такі спецыфічны змяшальнік, як “п’яная бочка” (рыс. 71, д).

Найбольш эфектыўнае перамешванне дасягаецца ў біканічных змяшальніках, у змяшальніку “п’яная бочка”, дзе матэрыял рухаецца не толькі па акружнасці, але і ў восевым напрамку. Для інтэнсіфікацыі перамешвання ўнутры барабана дадаткова замацоўваюцца лопасці. Характар руху матэрыялу такі ж самы, як у вядомых ужо барабанных млынах і грохатах. Змяшальнікі працуюць звычайна ў каскадным рэжыме. Таму аптымальную вуглавую хуткасць можна вызначыць па аналогіі з барабанным грохатам па формуле.



Рыс. 71 Схемы барабанных змяшальнікаў

Асноўная частка энергіі траціцца на пад’ём матэрыялу. Тую частку магутнасці прывода, якая траціцца непасрэдна на пад’ём, можна вызначыць па формуле

$$N = \frac{A}{t} = A \cdot n = G_c h \cdot n = m_c g h n, \quad (3.5)$$

дзе A — работа пад’ёму; t — час пад’ёму; G_c і m_c — вага і маса сумесі; h — вышыня пад’ёму; n — частата вярчэння барабана.

За адзін абарот сумесь некалькі разоў падымаецца па сценах барабана і спаўзае ўніз. Таму канчаткова формула для магутнасці прымае выгляд

$$N = m_c g h n z, \quad (3.6)$$

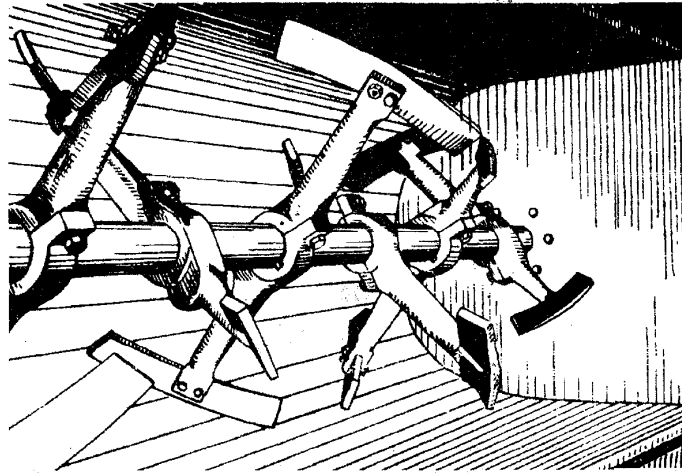
дзе z — колькасць цыклаў цыркуляцыі сумесі за адзін абарот.

Хаця пры вывадзе формулы для разліку аптымальнай вуглавой хуткасці мы прымалі, што вугал, на які падымаецца матэрыял у барабанах, $\alpha = 45^\circ$, у рэальных умовах за кошт падпору матэрыялам знізу і дадатковага пад’ёму лопасцямі ён значна больш. Практычна прымаюць вугал пад’ёму $\alpha = 90^\circ$. Тады можна лічыць, што вышыня пад’ёму роўна радыусу барабана $h = R$. Прыняўшы, што час пад’ёму матэрыялу прыкладна роўны часу спаўзання, можна вызначыць і колькасць цыклаў цыркуляцыі загрузкі: $Z = 360/2\alpha = 2$.

Для вызначэння магутнасці прываднага рухавіка трэба яшчэ ўлічыць трэнне ў апорах і ККДз прывода.

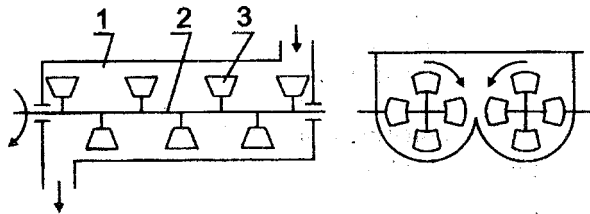
Асноўнай перавагай барабанных змяшальнікаў з’яўляецца прастата канструкцыі. Аднак істотны іх недахоп – гэта нізкая эфектыўнасць перамешвання.

Змяшальнікі з вінтавымі лопасцямі. Адметнай рысай гэтых змяшальнікаў з’яўляецца наяўнасць прываднага вала (часцей за ўсё гарызантальнага) з замацаванымі на ім перамешвальнымі лопасцямі. Прычым лопасці ў адносінах да восі вала павярнутыя на $40 - 45^\circ$ і замацаваныя так, што іх канцы ўтвараюць вінтавую лінію (рыс. 72).



Рыс. 72 Змяшальнік з вінтавымі лопасцямі

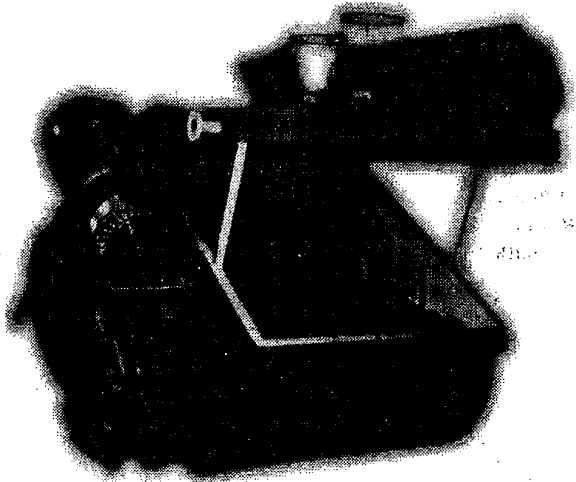
За кошт такой устаноўкі адбываецца перамяшчэнне сумесі ў радыяльным і восевым напрамках. Для стварэння накіраванай цыркуляцыі часцей за ўсё выкарыстоўваюцца двухвальныя змяшальнікі (рыс. 73).



Рыс. 73 Схема двухвальнага змяшальніка: 1 — корпус; 2 — вал;
3 — лопасці

Лопасці замацоўваюцца на валах такім чынам, каб суседнія валы стваралі рознакіраваныя плыні матэрыялу. Частата вярчэння валоў таксама можа быць рознай. За кошт гэтага дасягаецца інтэнсіўнае перамяшванне.

На рыс. 74 паказаны двухвальны змяшальнік. Корпус змяшальніка футруецца плітамі са зносаўстойлівага матэрыялу.

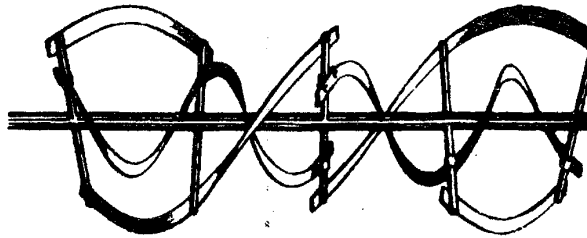


Рыс. 74 Двухвальны змяшальнік

Лопасці выконваюцца зменнымі і таксама са зносаўстойлівага матэрыялу. Прывод валоў ажыццяўляецца ад электрарухавіка праз кланарамную перадачу і рэдуктары. Замест мноства лопасцей можна выкарыстаць адну з-падобную (рыс. 75). Змяшальнікі з такімі лопасцямі могуць паспяхова выкарыстоўвацца для перамяшвання як сыпучых, так і пастападобных матэрыялаў. Шырокае распаўсюджанне ў хімічнай вытворчасці знайшлі і так званыя стужкавыя змяшальнікі. У іх перамяшвальнай лопасцю з'яўляецца плоская стужка, сагнутая па вінтавой лініі (рыс. 76), далучаная да вала з дапамогай стрыжняў

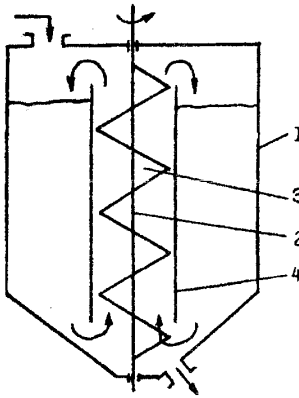


Рыс. 75 Вiнтавая з-падобная лопасць



Рыс. 76 Перамешвальны вал стужкавай мяшалкі

Стужкавымі і падобнымі ім шнэкавымі мяшалкамі можна стварыць не толькі гарызантальную, але і вертыкальную цыркуляцыйную сумесі (рыс. 77).



Рыс. 77 Гамагенізатар са стужкавай (шнэкавай) мяшалкай:
1 — корпус; 2 — вал; 3 — шнэк; 4 — цыркуляцыйная труба

Такі спосаб выкарыстоўваецца пры неабходнасці перамешвання і гамагенізацыі сумесі ў бункерах—запасніках вялікіх аб'ёмаў.

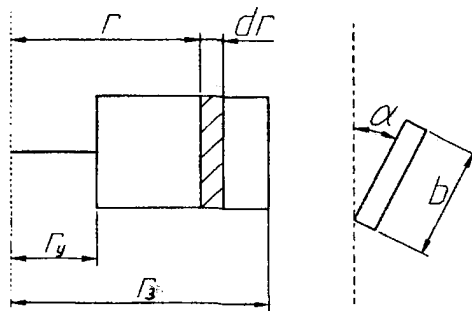
Асноўным недахопам змяшальнікаў з вiнтавымі лопасцямі з'яўляецца вялікі знос лопасцей і вялікія выдаткі энергіі на змяшэнне. Таму вызначэнне энергавыдаткаў і пошук шляхоў іх зніжэння з'яўляецца галоўнай задачай інжынераў.

Энергетычным параметрам змяшальнікаў з'яўляецца магутнасць прывода, якая затрачваецца на перамешванне. Гэту магутнасць можна вызначыць як і для вадкага асяроддзя, калі прыняць дапушчэнне, што сыпучы матэрыял з'яўляецца нейкай псеўдавадкасцю. У агульным выглядзе магутнасць, якую неабходна затраціць для перамяшчэння лопасці ў вадкім (псеўдавадкім) асяроддзі,

$$N = M \cdot \omega = Pr \omega, \quad (3.7)$$

дзе M — вярчальны момант; ω — вуглавая хуткасць; P — сіла супраціўлення пры руху лопасці; r — радыус лопасці.

Але радыус лопасці — пераменная велічыня (рыс. 78).



Рыс. 78 Разліковая схема лопасцевага змяшальніка

Таму выкарыстаем стандартны матэматычны прыём і вызначым выдаткі магутнасці на перамяшчэнне элементарнага ўчастка лопасці шырынёй dr :

$$dN = dP \cdot r \cdot \omega, \quad (3.8)$$

дзе dP — сіла супраціўлення гэтага ўчастка.

Але па аналогіі з гідрадынамікай сілу супраціўлення можна разлічыць па формуле

$$dP = c \frac{\rho_H v^2}{2} dF, \quad (3.9)$$

дзе c — каэфіцыент супраціўлення; ρ_H — насыпная шчыльнасць матэрыялу; v — лінейная хуткасць руху; dF — плошча элементарнага ўчастка лопасці. З улікам таго, што $v = \omega r$, а $dF = dr \cdot b \cdot \cos \alpha$, атрымаем

$$dP = \frac{c \rho_H \omega^2 r^2}{2} dr b \cos \alpha. \quad (3.10)$$

Выдаткі магутнасці для элементарнага ўчастка

$$dN = \frac{c \rho_n \omega^3 b \cos \alpha}{2} r^3 dr. \quad (3.11)$$

Агульная магутнасць, неабходная для перамяшчэння адной лопасці,

$$N = \int_{r_y}^{r_3} dN = \frac{c \rho_n \omega^3 b \cos \alpha}{2} \int_{r_y}^{r_3} r^3 dr = \frac{c \rho_n \omega^3 b \cos \alpha}{8} (r_3^4 - r_y^4) \quad (3.12)$$

Для шматлопасцевай мяшалкі выдаткі магутнасці на перамяшчэнне

$$N = \frac{c}{8} \rho_n \omega^3 z b \cos \alpha (r_3^4 - r_y^4) \quad (3.13)$$

Каэфіцыент супраціўлення для сыпучых матэрыялаў залежыць ад іх фізічных уласцівасцей.

Цэнтрабежныя змяшальнікі. Перамяшчэнне часцінак, а адпаведна, і перамяшчэнне ў гэтых змешвальніках адбываецца пад уздзеяннем цэнтрабежных інерцыйных сіл. Сумесь пры вялікай хуткасці рабочага органа пераходзіць у псеўдавадка стан, інтэнсіўна цыркулюе ў змяшальніку. Для стварэння такіх умоў рабочы орган павінен рухацца з акружнай хуткасцю 5 — 8 м/с. У якасці рабочага органа выкарыстоўваюцца ў асноўным дыск і конус.

На рыс. 219 паказаны дыскавы цэнтрабежны змяшальнік.

У корпусе 1 на вале 2 з вялікай хуткасцю круціцца ратар, які складаецца з верхняга дыска 3 з цэнтральнай адтулінай і ніжняга дыска 4 з загнутымі даверху краямі. Гэты ратар нагадвае кола цэнтрабежнай помпы і стварае інтэнсіўную цыркуляцыю сумесі ў радыяльным і восевым напрамках. Прычым загнутыя краі ніжняга дыска якраз і садзейнічаюць восевай цыркуляцыі.

Інтэнсіўная цыркуляцыя дасягаецца і ў конусных цэнтрабежных змяшальніках (рыс. 80).

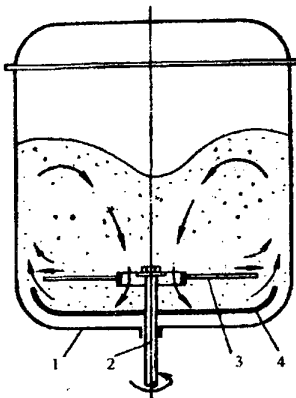


Рис. 79 Схема дыскавага цэнтрабежнага змяшальніка: 1 — корпус; 2 — вал; 3, 4 — верхні і ніжні дыскі

У корпусе 1 на вале 2 круціцца полы ўсечаны конус 3 з сіметрычна размешчанымі вокнамі 4. Пры вярчэнні конуса 3 часцінкі матэрыялу пад уздзеяннем цэнтрабежнай сілы адкідваюцца да сценак конуса і рухаюцца ўверх па яго ўнутранай паверхні. Дасягнуўшы верхняга краю конуса, часцінкі выкідваюцца ў прастору паміж конусам і корпусам, пад уздзеяннем сілы цяжару апускаюцца ўніз і праз вокны 4 зноў паступаюць у конус 3. Лопасцевая мяшалка 5, якая круціцца разам з конусам, павялічвае рухомасць сумесі і садзейнічае пранікненню часцінак у конус.

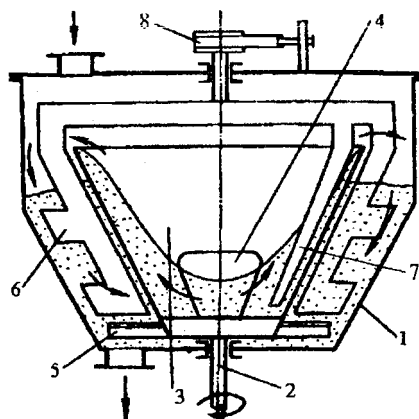


Рис. 80 Конусны цэнтрабежны змяшальнік: 1— корпус; 2 — вал;
3 — конус; 4 — акно; 5 — лопасцевая мяшалка; 6 — рама; 7 — скрабло; 8 — тормаз

Для матэрыялаў з дрэннай сыпучасцю ў корпусе ўстанаўліваюць раму 6 з лопасцямі і скраблом 7, якое ўваходзіць унутр конуса. Рама пад уздзеяннем сумесі на лопасці і скрабло пачынае ўцягвацца у вярчэнне. Частату вярчэння рамы 6 можна рэгуляваць стужкавым тормазам 8. Рама 6 стварае дадатковыя завіхрэнні ў сумесі, што садзейнічае інтэнсіфікацыі перамешвання.

Эфектыўнасць і прадукцыйнасць змяшальніка залежыць ад інтэнсіўнасці цыркуляцыі сумесі, якая, у сваю чаргу, вызначаецца цэнтрабежным паскарэннем конуса $\omega^2 R$ на яго верхнім краі. Цыркуляцыя пачынаецца пры $\omega^2 R \approx 200 \text{ м/с}^2$. З павелічэннем $\omega^2 R$ узрастае хуткасць цыркуляцыі матэрыялу праз конус.

Асноўнай перавагай цэнтрабежных змяшальнікаў з'яўляецца высокая эфектыўнасць змяшэння, недахопамі — хуткі знос рабочага органа і вялікія энергавыдаткі.

Пнеўматычнае перамешванне сыпучых матэрыялаў. Пры перамешванні як вадкасці, так і сыпучых матэрыялаў пнеўматычнае перамешванне з'яўляецца больш энергаёмным, чым механічнае. Аднак існуюць такія тэхналагічныя працэсы, калі без пнеўматычнага перамешвання нельга абысціся. Напрыклад, атрыманне аднастайнай сумесі ў вялікіх аб'ёмах (да 800 м^3) пры вытворчасці цэменту па сухому спосабу. Ёсць прыклады выкарыстання пнеўматычнага перамешвання і ў вытворчасці палімерных матэрыялаў. Перамешванне ажыццяўляецца ў вертыкальных ёмістасцях (сіласах) з дапамогай сціснутага паветра.

Аснову пнеўматычнага змяшальніка (рыс. 81) складае газаразмеркавальнік. У якасці газаразмеркавальніка выкарыстоўваюцца перфарыраваныя трубы, абцягнутыя тканінай, металічныя сеткі, каробкі з порыстымі металакерамічнымі пласцінамі (рыс. 82). Значна інтэнсіфікуецца працэс змяшэння пры стварэнні накіраванай цыркуляцыі сумесі ў змяшальніку, што можна ажыццявіць з дапамогай розных сістэм аэрацыі. Сутнасць гэтых сістэм заключаецца ў тым, што ўся паверхня газаразмеркавальніка (аэратара) падзяляецца на некалькі зон. У кожную зону газ падаецца па індывідуальным трубаправодзе. Прычым у адну з зон, якая называецца актыўнай ці змяшальнай, падаецца значна больш газу (да 75% ад усёй колькасці), чым у астатнія. У змяшальнай зоне ствараецца магутная ўзыходная плынь, а ў астатніх зонах — зыходная.

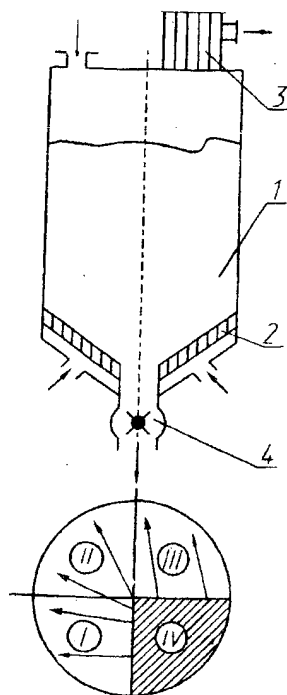


Рис.81 Схема пнеўматычнага змяшальніка: 1 — корпус; 2 — газарамеркавальнік; 3 — фільтр; 4 — падвадныя трубаправоды; I—III — неактыўная зона; IV — актыўная зона

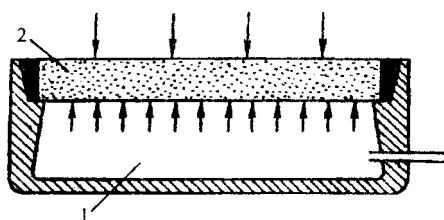


Рис. 82 Аэрацыйная каробка: 1 — каробка; 2 — металакерамічная пласцінка

Праз некаторы прамежак часу згодна з зададзенай праграмай змяшальнай зонай становіцца нейкая іншая. Такім чынам забяспечваецца інтэнсіўная цыркуляцыя матэрыялу не толькі па вышыні, але і па папярочнаму сячэнню. Газ можа падавацца пульсавальна, што яшчэ больш садзейнічае павышэнню эфектыўнасці змяшэння.

Значныя перавагі пнеўматычных змяшальнікаў — гэта прастата канструкцыі і адсутнасць рухомах частак. Аднак недахопамі з'яўляюцца ўказаныя раней павышаныя энергавыдаткі, а таксама неабходнасць устаноўкі пылаўлоўных апаратаў (цыклонаў, фільтраў).

Літаратура

1. Бауман В.А., Клушанцев Б.В., Мартынов В.Д. Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций. – М.: Машиностроение, 1981. – 324 с.
2. Сапожников М.Я. Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций. – М.: Высшая школа, 1971. – 382 с.
3. Сиденко П.М. Измельчение в химической промышленности. – М.: Химия, 1977. – 368 с.
4. Андреев С.Е., Петров В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980. – 415 с.
5. Аввакумов Е.Р. Механические методы активации химических процессов. – Новосибирск – М.: Высшая школа, 1986. – 208 с.
6. Стренк Ф. Перемешивание и аппараты с мешалками / Пер. С ольск. – Л.: Химия, 1975.
7. Макаров Ю.И. Апараты для смешения сыпучих материалов.– М.: Машиностроение, 1973. – 216 с.