

Міністерство освіти і науки України
Криворізький національний університет
Електротехнічний факультет
Кафедра електричної інженерії

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до кваліфікаційної роботи

магістра

(ступінь вищої освіти)

зі спеціальності 141 «Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка»

На тему: «Дослідження режимів роботи системи автоматичного керування
електроспоживанням дробарки типу ККД-1500/300 з регульованим
електроприводом»

КНУ.МР.141.24.776-02

Виконав студент II курсу , групи ЕПА-23м / Глеб ВЛАСЮК /
141 «Електроенергетика, електротехніка та електромеханіка»
«Електромеханічні системи автоматизації та електропривод»
(шифр і назва спеціальності, спеціалізації)

Керівник: к.т.н., доц.

_____ /Альберт СЪОМОЧКИН/

Нормоконтролер:

к.т.н., доц.

_____ /Альберт СЪОМОЧКИН/

Завідувач кафедри,

д.т.н., професор

_____ /Олег СІНЧУК/

Гарант ОПШ:

к.т.н., доц.

_____ /Юрій ОСАДЧУК

Кривий Ріг 2024 р.

ЗАВДАННЯ

НА КВАЛІФІКАЦІЙНУ РОБОТУ ЗДОБУВАЧА ВИЩОЇ ОСВІТИ

_____ *Власюка Глеба Павловича* _____

(прізвище, ім'я, по батькові)

Тема роботи: Дослідження режимів роботи системи автоматичного керування електроспоживанням дробарки типу ККД-1500/300 з регульованим електроприводом»

1. Термін подання студентом роботи: 6 грудня 2024 р.

2. Мета та завдання кваліфікаційної роботи: Метою є дослідження енергетичних показників при використанні регульованого електроприводу дробарки ККД-1500/300. Завданням роботи є розробка та дослідження автоматизованої системи керування параметрами дроблення

3. Зміст пояснювальної записки (перелік питань, які необхідно розробити) I. Характеристика технологічного процесу рудопідготовки. Технічний опис дробарки ККД-1500/300. Вимоги, що пред'являються до процесу дроблення та якості кінцевої продукції. Кінематична схема. II. Математичні та фізичні основи процесу дроблення. III. Дослідження енергетичних характеристик конусної дробарки. IV. Аналіз економічної ефективності від впровадження регульованого електроприводу дробарки. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень) I. Загальний вид механізму та технічна характеристика; II. Гранулометричні та ситові характеристики; III. Математичне забезпечення процесу дроблення; IV. Дослідження енергетичних характеристик дробарки; V. Розробка систем автоматичного керування електроприводом дробарки; VI. Розрахунок техніко-економічної ефективності від використання регульованого електроприводу дробарки

4. Консультанти розділів роботи

Розділ	Прізвище, ініціали консультанта	Дата, підпис	
		Завдання видав	Завдання прийняв
I	Сьомочкин А.Б.		
II	Сьомочкин А.Б.		
III	Сьомочкин А.Б.		
IV	Сьомочкин А.Б.		

7. Календарний план

№	Етапи роботи	Термін виконання
1	Перший розділ	15.10.24
2	Другий розділ	01.11.24
3	Третій розділ	15.11.24
4	Четвертий розділ	01.12.24
5	Супроводжувальна документація	05.12.24
6	Презентація, доповідь	06.12.24
7		
8		
9		
10		

Дата видання завдання 18.09.2024 р.

Здобувач вищої освіти _____

(підпис)

_____ **Власюк Г.П.**

(ПІБ)

Керівник роботи _____

(підпис)

_____ **Сьомочкин А.Б.**

(ПІБ)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка до магістерської випускної роботи на тему
«Дослідження режимів роботи системи автоматичного керування
електроспоживанням дробарки типу ККД-1500/300 з регульованим
електроприводом»

КНУ.МР.141.24.776-02

64 с., 45 рис., 7 табл.,
14 літературних джерел.

Об'єкт розробки: ефективність використання дробарок з регульованими електроприводами в залежності від різних чинників, визначення напрямку підвищення економічної ефективності.

У першому розділі здійснений огляд технологічного процесу рудопідготовки, загальний вид та технічні характеристики дробарки ККД-1500/300. Наведена кінематична схема дробарки. Визначені особливості функціонування та використання дробарок в рудопідготовці.

У другому розділі здійснений огляд математичних та фізичних основ дроблення матеріалів, визначені недоліки та переваги різних моделей. Акцентовано, що для дослідження режимів роботи дробарок достатньо використовувати статичні моделі.

У третьому розділі було здійснене розробка та моделювання статичних режимів роботи дробарки для стабілізації деяких вихідних параметрів дробарок. Моделювання здійснене як в вигляді статичних характеристик, так й у виді ерехідних процесів. Визначені основні закономірності.

У четвертому розділі на базі визначених раніше закономірностей знайдений напрямок підвищення техніко-економічної ефективності використання дробарок через впровадження регульованого електроприводу. Здійснений розрахунок економічної ефективності, що показав високий потенціал..

ДРОБАРКА, СИСТЕМА ПРИВОДУ ПЧ-АД, ЕНЕРГОЕФЕКТИВНІСТЬ.

ЗМІСТ

ВСТУП	6
1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС РУДОПІДГОТОВКИ ТА ТЕХНІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ДРОБАРОК	8
1.1. Збагачення залізних руд.....	8
1.2. Дроблення, подрібнення, класифікація.....	11
1.3. Загальний вид та технічний опис конусної дробарки ККД-1500/300	17
1.4. Геометричні співвідношення конусної дробарки та основні характеристики..	22
2. МАТЕМАТИЧНІ ТА ФІЗИЧНІ ОСНОВИ ДРОБЛЕННЯ.....	26
2.1. Аналітична математична модель конусної дробильної установки.....	26
2.2. Показники процесу дроблення гірничих порід.....	31
2.3. Способи руйнування гірських порід при дробленні та подрібненні.....	35
2.4. Властивості гірських порід, які мають значення при руйнуванні.....	37
2.5. Стадії дроблення. Ступень дроблення.....	38
2.6. Енергетичні гіпотези дроблення та подрібнення.....	39
3. ДОСЛІДЖЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОНУСНОЇ ДРОБАРКИ.....	44
3.1. Розробка методики дослідження характеристик конусної дробарки.....	44
3.2. Дослідження енергетичних характеристик конусної дробарки.....	45
3.3. Розробка та моделювання системи автоматичного регулювання ЕП конусної дробарки.....	49
4. АНАЛІЗ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ РЕГУЛЬОВАНОГО ЕЛЕКТРОПРИВОДУ ДРОБАРКИ	56
4.1. . Варіанти реалізації електроприводу конусної дробарки	56
4.2. Розрахунок економічної ефективності ід впровадження регульованого електроприводу дробарки.....	57
4.3. Вибір перетворювача частоти.....	60
ВИСНОВКИ.....	51
СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ.....	62

ВСТУП

Конусні дробарки є машинами, що поширені для дроблення гірських порід. Вони виникли у 19-му сторіччі, масово витіснив раніше використані шокові дробарки, найчастіше на збагачувальних фабриках. І в наші дні конусні дробарки успішно конкурують із іншими дробильними машинами, на інших принципах роботи.

Руйнування будь-яких матеріалів (окрім занадто в'язких та міцних) в конусних дробарках йде дуже ефективно. Процес руйнування, на відміну від шокових, в конусних дробарках здійснюється безперервно. Одночасно йдуть холоста та робоча операції. Дробарки мають двома конуси, один в другому, причому внутрішній конус здійснює круговий коливальний рух, через що зазор весь час змінюється по колу. Таким чином, розглядану дробарку можна уявити як таку, що містить нескінчену кількість шокових дробарок, які працюють один за другим послідовно.

Перша конусна гіраційна дробарка була виготовлена фірмою «Алліс-Чалмерс» (США) у 1880 р. за проектом її винахідника інж. Ф. Гейтс. Вона переробляла 4 т золотоносного кварцу на годину та мала приводний двигун потужністю 4 л. с.; ширина завантажувального отвору на відкритій стороні дорівнювала 4 дюймам. Багато з конструкції цієї дробарки збереглося і в сучасних машинах: простір, що дробить, утворено двома поверхнями обертання; ексцентрик розташований під розвантажувальною площиною нижньої частини корпусу дробарки, за якою розвантажувється подрібнений матеріал; кінематична схема приводу складається з двигуна, ремінної та конічної передачі; вісь дробарки і рухомого конуса, що дробить, утворюють невеликий кут. Слабким місцем дробарки Гейтса була нижня опора рухомого конуса, що представляла собою сферичну п'яту, тим більше, що в той час промисловість не мала стабільних в'язких мастил.

Перші промислові зразки конусних дробарок мали простір, що дробить, утворений двома усіченими конічними поверхнями, що і стало за основою для назви цих дробарок. У сучасних конусних дробарках простір описується різними поверхнями обертання криволінійної форми, іноді далекими від конусних.

Залежно від призначення конусні дробарки поділяються на:

за технологічними ознаками - на дробарки великого, середнього та дрібного

дроблення;

за профілем дробильного простору - на дробарки з крутим профілем (зазвичай - дробарки великого дроблення), пологим профілем (звичайно - дробарки середнього та дрібного дроблення) і криволінійним профілем (звичайно - дробарки вторинного дроблення).

За нинішніх темпів видобутку та обробки корисних копалин рівні витрат на їх переробку є одними з енергоємних та дорогих процесів у світі. У тому числі половина посідає операції підготовки руд до збагачення. Частка капітальних витрат на рудопідготовку становить 40-60% від сумарних витрат по фабриці. Приблизно таке відсоткове співвідношення становлять експлуатаційні витрати на рудопідготовку.

У зв'язку з цим стає значущою проблема підвищення економічності дробильно-подрібнювальних переділів, для діючих підприємств і проєктованих. Для підприємств, що діють, зниження експлуатаційних витрат зазвичай здійснюється за рахунок модернізації обладнання, інтенсифікації його роботи та вдосконалення технологічної схеми. На новопроектованих підприємствах метою є зниження капітальних витрат і забезпечення мінімально можливої вартості переробки 1 т руди. Одним із шляхів вирішення даних завдань є вдосконалення методів проведення досліджень рудопідготовчих операцій, з подальшою видачею більш надійної інформації для проєктувальника.

.

1. ЗАГАЛЬНІ ВІДОМОСТІ ПРО ТЕХНОЛОГІЧНИЙ ПРОЦЕС РУДОПІДГОТОВКИ ТА ТЕХНІЧНА ХАРАКТЕРИСТИКА ДРОБАРОК

1.1. Збагачення залізних руд

Збагачення руд - сукупність методів поділу металів та мінералів один від одного за різницею їх фізичних та/або хімічних властивостей.



Рис. 1.1. Фабрика збагачення (загальний вигляд)

В результаті збагачення складові компоненти руди виділяються в окремі продукти: концентрати (один або декілька) та хвости (див. рис.1.2).

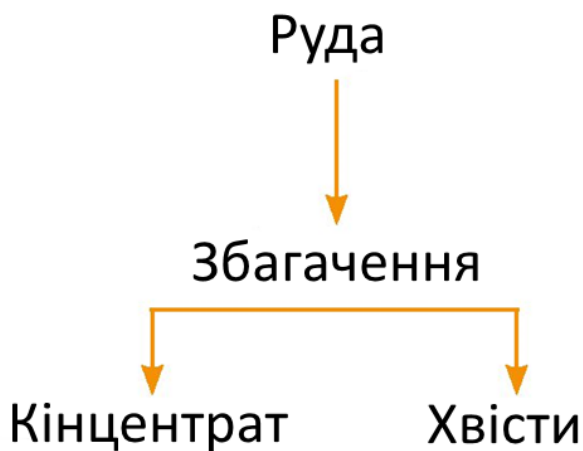


Рис. 1.2 - Принципова схема збагачення з виділенням двох продуктів -

концентрату і хвостів

Якщо з руди отримують два і більше концентратів різних корисних

компонентів, збагачення називається комплексним.

Збагачення руди являє собою послідовність технологічних операцій (процесів), у результаті яких отримують корисні компоненти від домішок. Процеси збагачення за своїм призначенням поділяють на підготовчі, основні (власне процеси поділу мінералів) і допоміжні (див. мал. 1.3)

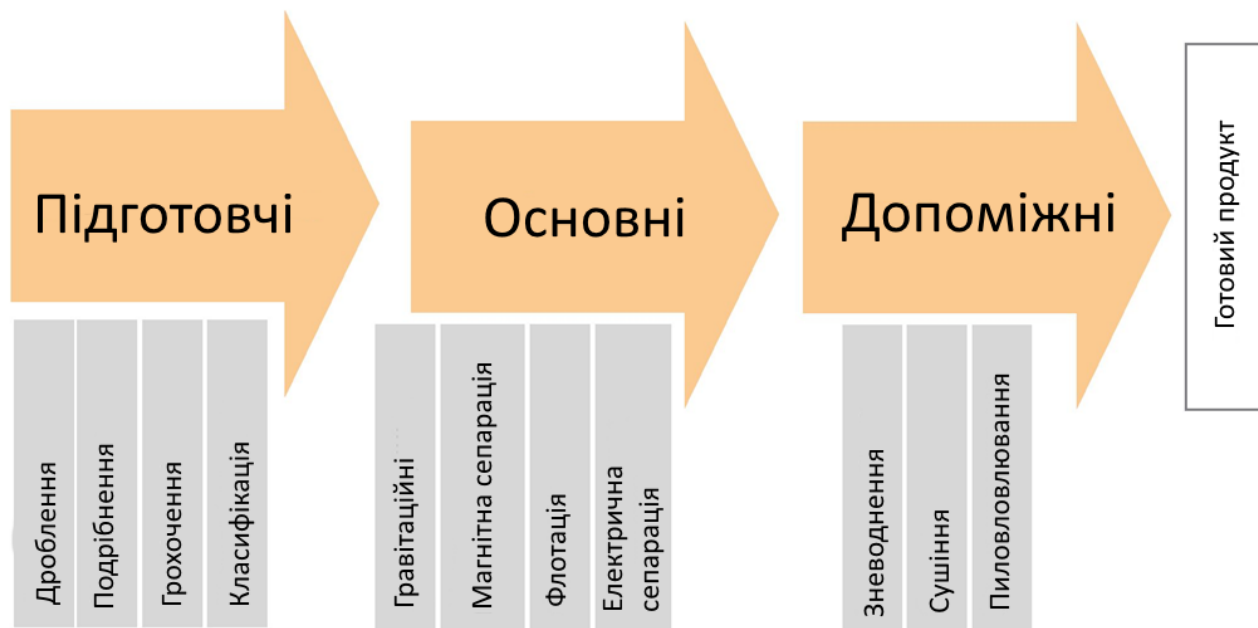


Рис. 1.3. - Узагальнювальна схема технологічного процесу збагачення

Підготовчі процеси – 1) дроблення, 2) подрібнення, 3) грохочення і 4) класифікація здійснюють отримання вихідного продукту з зернами заданої величини, необхідного для подальшого технологічного процесу.

Дроблення і подрібнення - операції руйнування шматків корисних копалин за допомогою зовнішніх сил. При дробленні продукти завжди крупніше 5-8 мм, при подрібненні – менше ніж 5 мм.

Для подальшого розділення матеріалу на продукти із зернами різної величини застосовують операцію грохочення і класифікації.

Грохочення – це операція розсівання продукту на різні класи крупності за допомогою решета або сита із каліброваними отворами.

Класифікація - розділення подрібненого продукту за величиною зерна.

Операція ґрунтується на принципах, які пов'язані з фізикою водної або повітряною турбуленції.

До основних можна віднести процеси власне збагачення - поділу мінералів, унаслідок яких корисні речовини згущають до концентратів, а породу і домішки відкидають у хвости. Процеси збагачення (розділення) ґрунтуються на фізико-хімічних особливостях мінералів, що розділяються: формі, крупності, густині, електропровідності, магнітній сприйнятливості, змочуваності тощо.

При використанні гравітаційних процесів враховуються наступні фізичні властивості – крупність, густина, форма зерен.

Магнітний метод (магнітна сепарація) збагачення ґрунтується на магнітних особливостях мінералів, що складають руду.

Метод електричної сепарації для збагачення використовує особливості електропровідності мінералів та їх здатності отримувати під впливом тих чи інших впливів різні електричні заряди.

Збагачення за допомогою флотації ґрунтується на фізико-хімічних особливостях поверхні мінералів (гідрофобності або гідрофільності різних мінералів, що визначається крайовим кутом змочування).

Фотометричні, люмінесцентні та радіометричні методи збагачення засновані на деяких інших особливостях мінералів.

Процеси пиловловлювання, зневоднення, сушіння відносяться до допоміжних. Сушіння є одним зі способів зневоднення.

Послідовність підготовчих, основних та допоміжних процеси собою утворює технологічну лінію, тобто технологічний процес збагачення. Схему процесу збагачення представлено на рис 1.4.

Особливе місце займають так звані процеси виробничого обслуговування, які забезпечують технологічний процес. До них можна віднести внутрішньофабричний транспорт руди і продуктів збагачення - конвеєри, пульпопроводи, а також водопостачання, електропостачання, постачання стисненого повітря, технологічний контроль параметрів процесу збагачення та якості продуктів збагачення тощо.

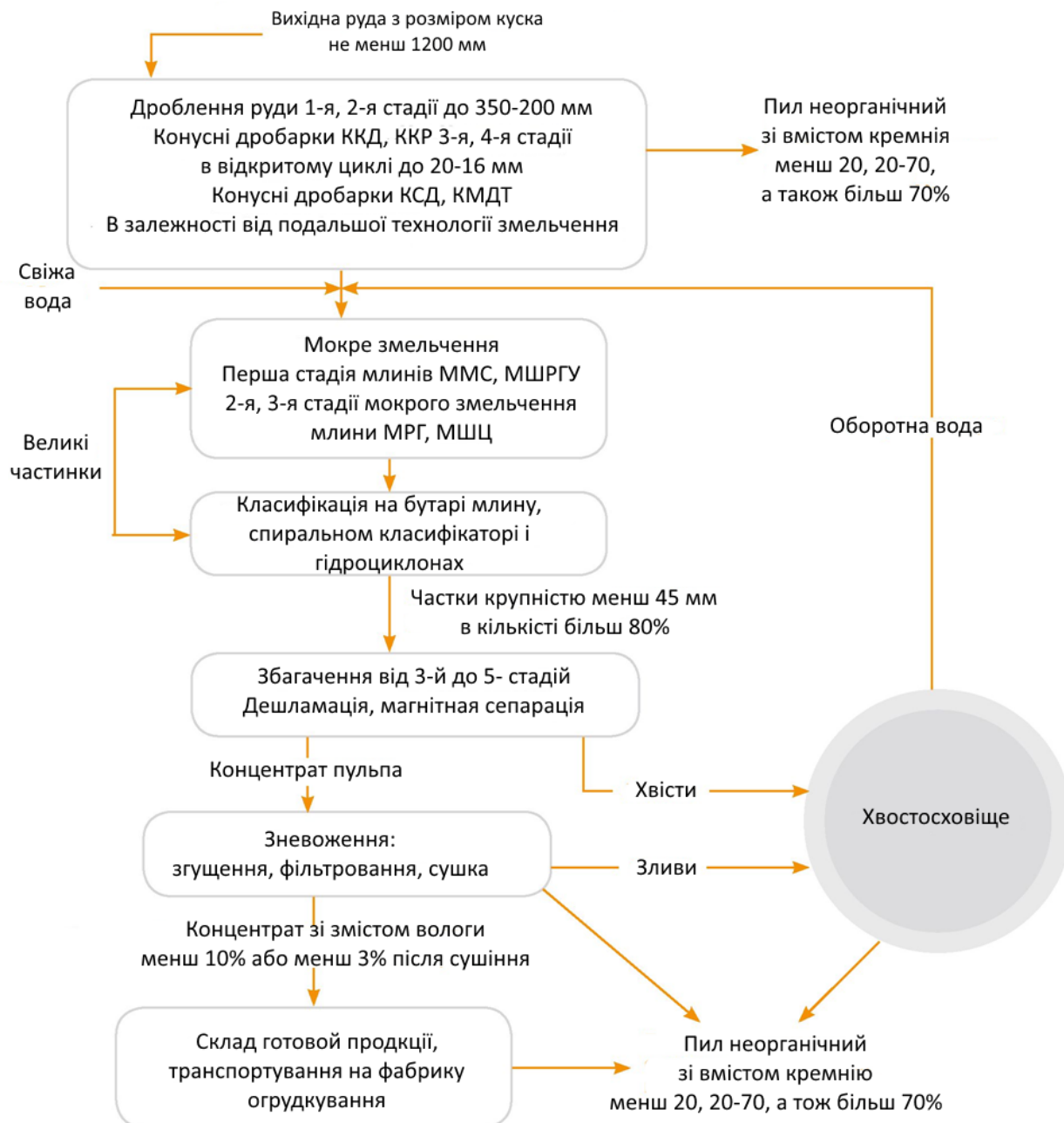


Рис. 1.4 — Узагальнена структурна схема технологічного ланцюжка збагачення залізних руд

1.2. Дроблення, подрібнення, класифікація

Дроблення - зменшення крупності матеріалу під впливом зовнішніх сил. За своїм призначенням процес дроблення може бути підготовчим і самостійним.

Залежно від крупності вихідної руди і крупності подрібненого продукту виділяють три стадії дроблення:

Велике дроблення - $1500 \div 300$ до $350 \div 100$ мм;

середнє - $350 \div 100$ до $100 \div 40$ мм;

дрібне $100\div 40$ до $30\div 5$ мм.

Процес дроблення є енергоємним і дорогим, тому рекомендується дотримуватися принципу «не дробити нічого зайвого», застосовуючи попереднє або контрольне просіювання.

Для здійснення цього принципу перед кожною стадією дроблення слід шляхом грохочення виводити дрібний клас. Залежно від поєднання операцій дроблення і грохочення схема рудопідготовки буває відкрита і замкнута.

При дробленні у відкритому циклі кожен шматок руди проходить через дробарку даної стадії тільки один раз (див. мал. 1.5).

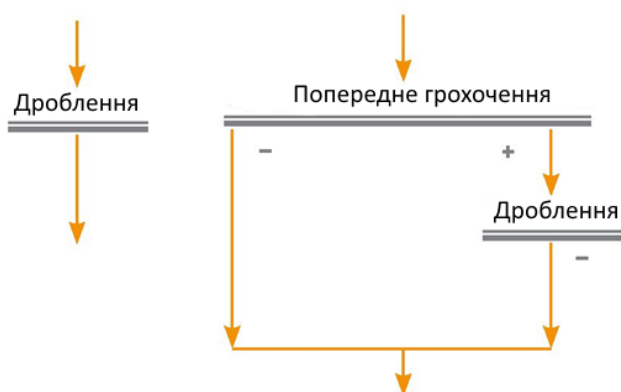


Рис. 1.5 — Схеми одностадіального дроблення в відкритому циклі

Під час дроблення в замкнутому циклі найбільші й частіше важкоподрібнювані шматки руди виділяють із подрібненого продукту на грохоті (контрольне просіювання) і повертають на додроблення в ту саму дробарку (див. мал. 1.6).

Подрібнення - процес руйнування (дезінтеграції) шматків (частинок) твердого матеріалу для доведення їхнього розміру до потрібної крупності (від 5 мм до десятків мікрон), гранулометричного складу, заданого або необхідного, залежно від вкрапленості корисного мінералу, ступеня розкриття мінералів..

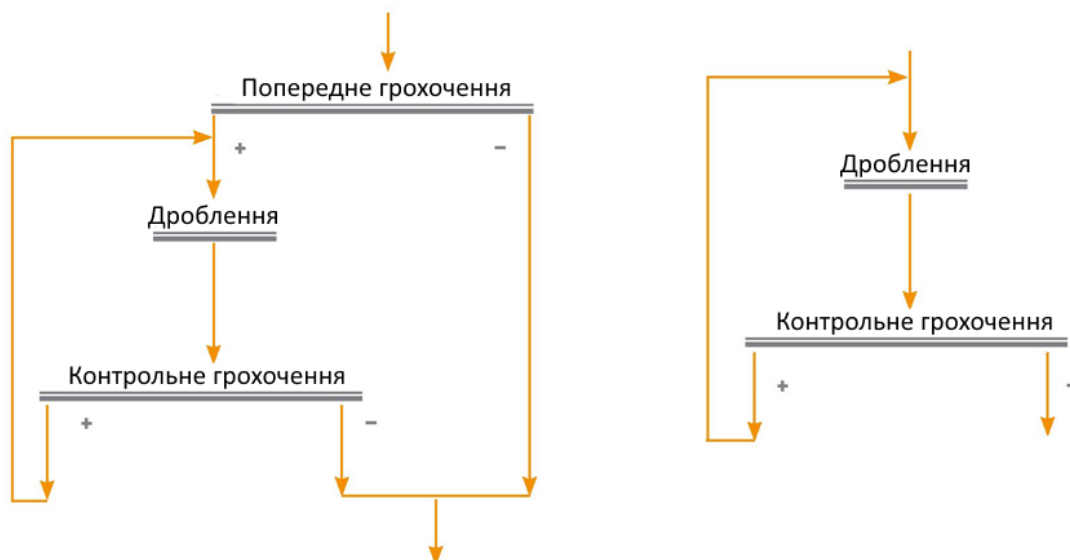


Рис. 1.6 - Схеми одностадіального дроблення в замкнутому циклі

Класифікація сипучих матеріалів - це поділ дисперсного матеріалу на класи крупності. Класифікація може бути як самостійною, так і підготовчою або допоміжною операцією. Самостійну операцію називають сортуванням. Мета сортування - отримання товарного продукту із заданим зернистим складом для відправки споживачеві. Класифікація є підготовчою, якщо необхідно виокремити наявний дрібний клас, щоб не направляти його в процес дроблення або подрібнення. Класифікація є допоміжною операцією, коли великі фракції відокремлюють для повернення на повторне дроблення або подрібнення.

Існують три види класифікації: механічна - грохочення, пневматична - сепарація і гідравлічна.

Грохочення - це спосіб поділу матеріалу за класами крупності шляхом просіювання через розділову перегородку, яка називається поверхнею для просіювання. Сепарація - це поділ за рахунок різних швидкостей руху частинок у повітряному потоці. Гідравлічна класифікація заснована на відмінності швидкостей осадження або руху в рідкому середовищі.

Тонке просіювання, що застосовується для розділення частинок у діапазоні крупності від 10 мм до 38 мкм, базується на застосуванні вібраційних грохотів, що здійснюють еліптичний або прямолінійно спрямований рух. Тонке грохочення зазвичай здійснюється з високою частотою і низькою амплітудою коливань вібраційних грохотів..

У технологічному процесі збагачення залізних руд найбільшого поширення набули грохочення та гідравлічна класифікація (див. рис. 1.7).



Рис. 1.7 — Способи класифікації матеріала

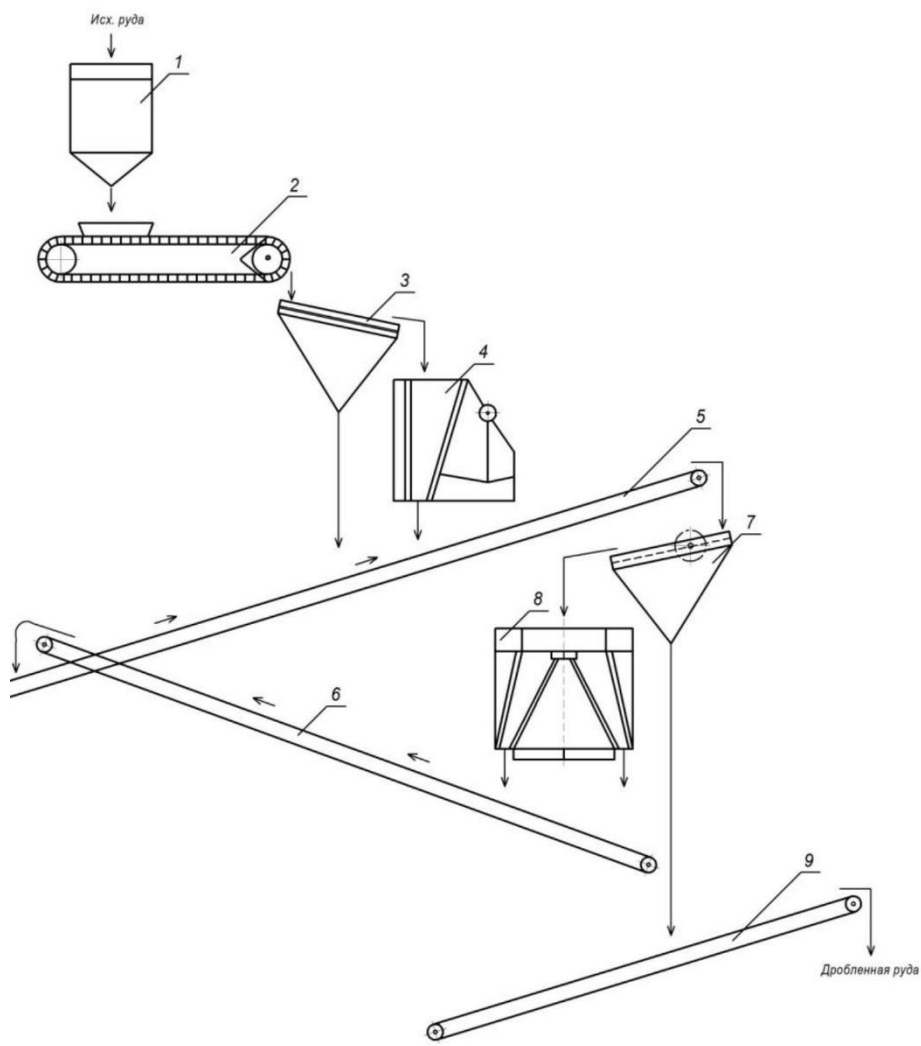
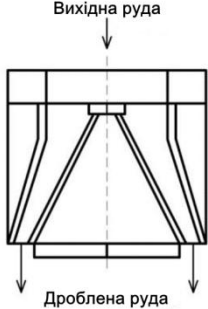

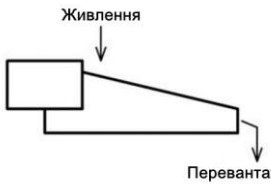
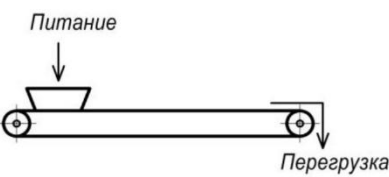
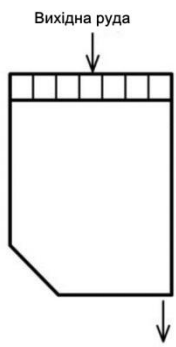
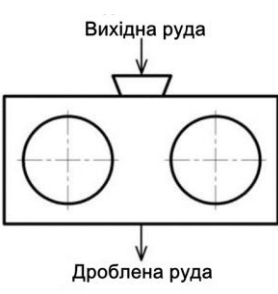
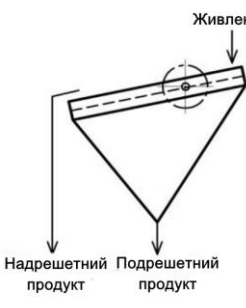
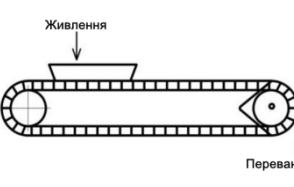
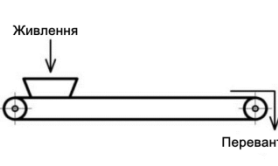
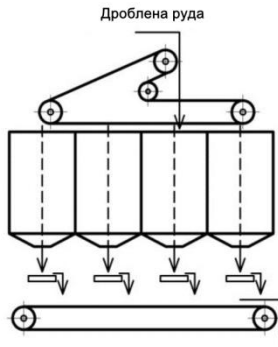


Рис. 1.8. Приклад зображення кола апаратів

Табл. 1.1. Умовні позначення на колі апаратів

<p>Вихідна руда</p> <p>Дроблена руда</p>	<p>Дробарка щогова з простим хитанням рухої щого, (ЩДП)</p>	<p>Вихідна руда</p> <p>Дроблена руда</p>	<p>Дробарка щогова зі складним хитанням рухої щого, (ЩДС)</p>
<p>Вихідна руда</p> <p>Дроблена руда</p>	<p>Дробарка конусна великого дроблення, (КПД)</p>	<p>Вихідна руда</p> <p>Дроблена руда</p>	<p>Дробарка конусна середнього дроблення, (КСД)</p>

	<p>Дробарка конусна дрібного дроблення, (КМД)</p>
	<p>Гуркіт колосниковий</p>
	<p>Живильник вібраційний</p>
	<p>Живильник стрічковий</p>
	<p>Бункер приймальний</p>

	<p>Дробарка валкова</p>
	<p>Гуркіт інерційний</p>
	<p>Живильник пластинчастий</p>
	<p>Конвеєр стрічковий</p>
	<p>Бункер акумулюючий</p>

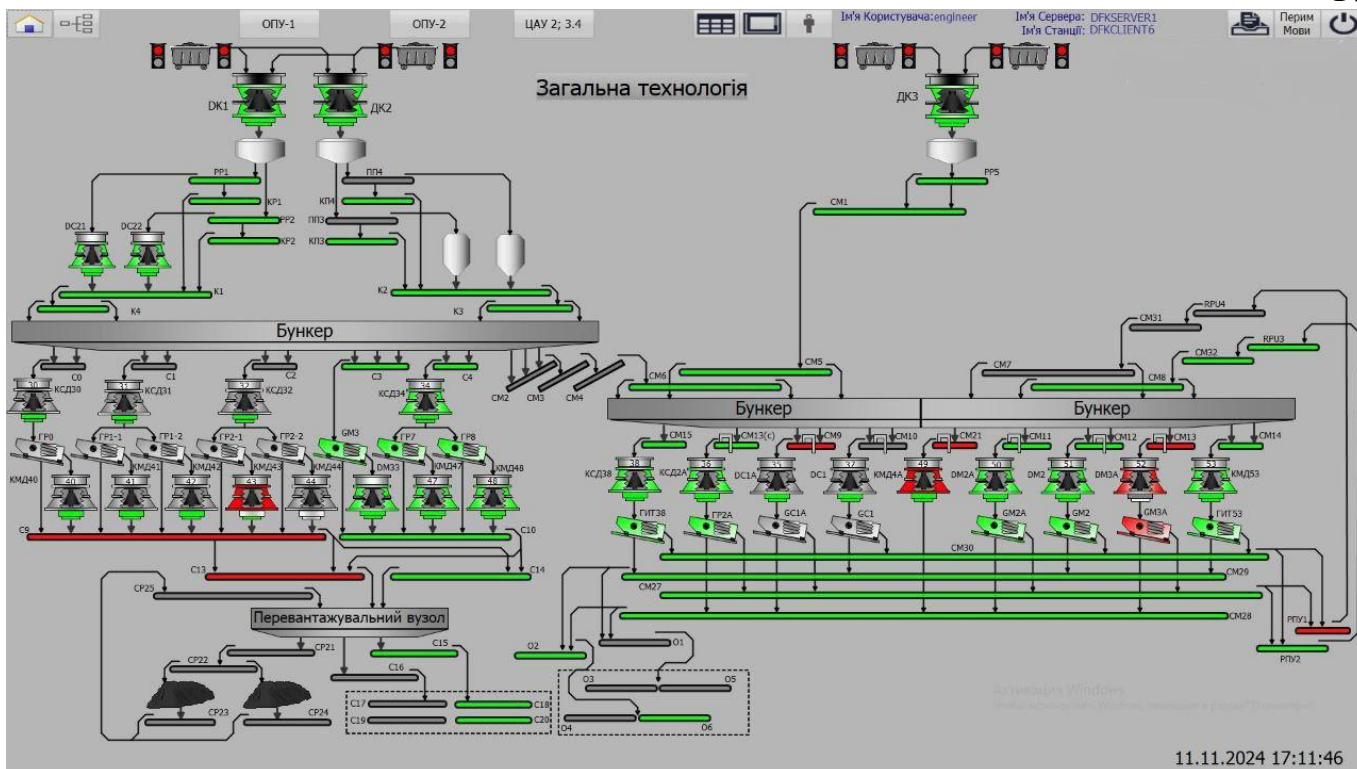


Рис. 1.9 Мнемосхема загальної технології дроблення в умовах Шахтоуправління АМКР

1.3. Загальний вид та технічний опис конусної дробарки ККД-1500/300

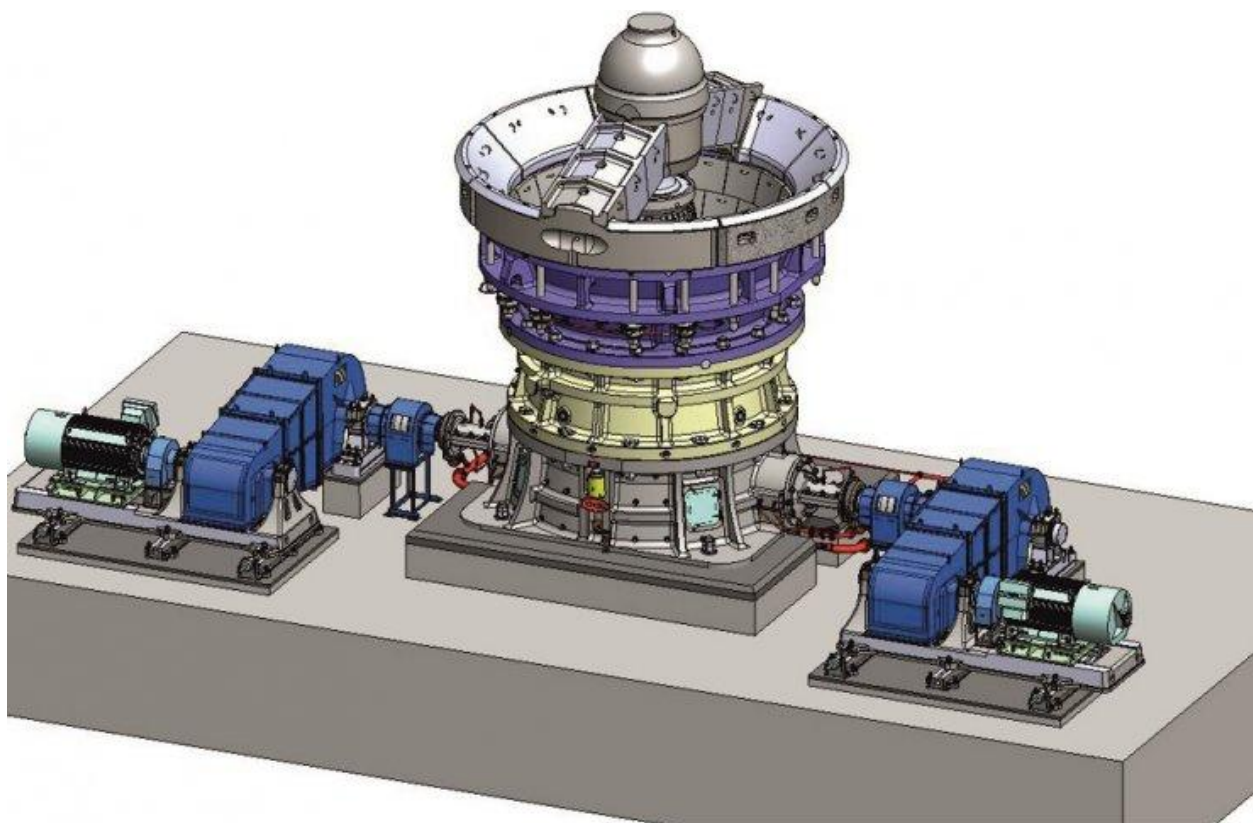


Рис. 1.10 Загальний вид дробарки ККД-1500/300 (двохдвигунний варіант)

У якості робочого органу конусних дробарок використовується рухомий конус, який розташований всередині нерухомого конуса. Він приводиться від конічної зубчастої передачі в рух за допомогою масивного ексцентрикового стакану.

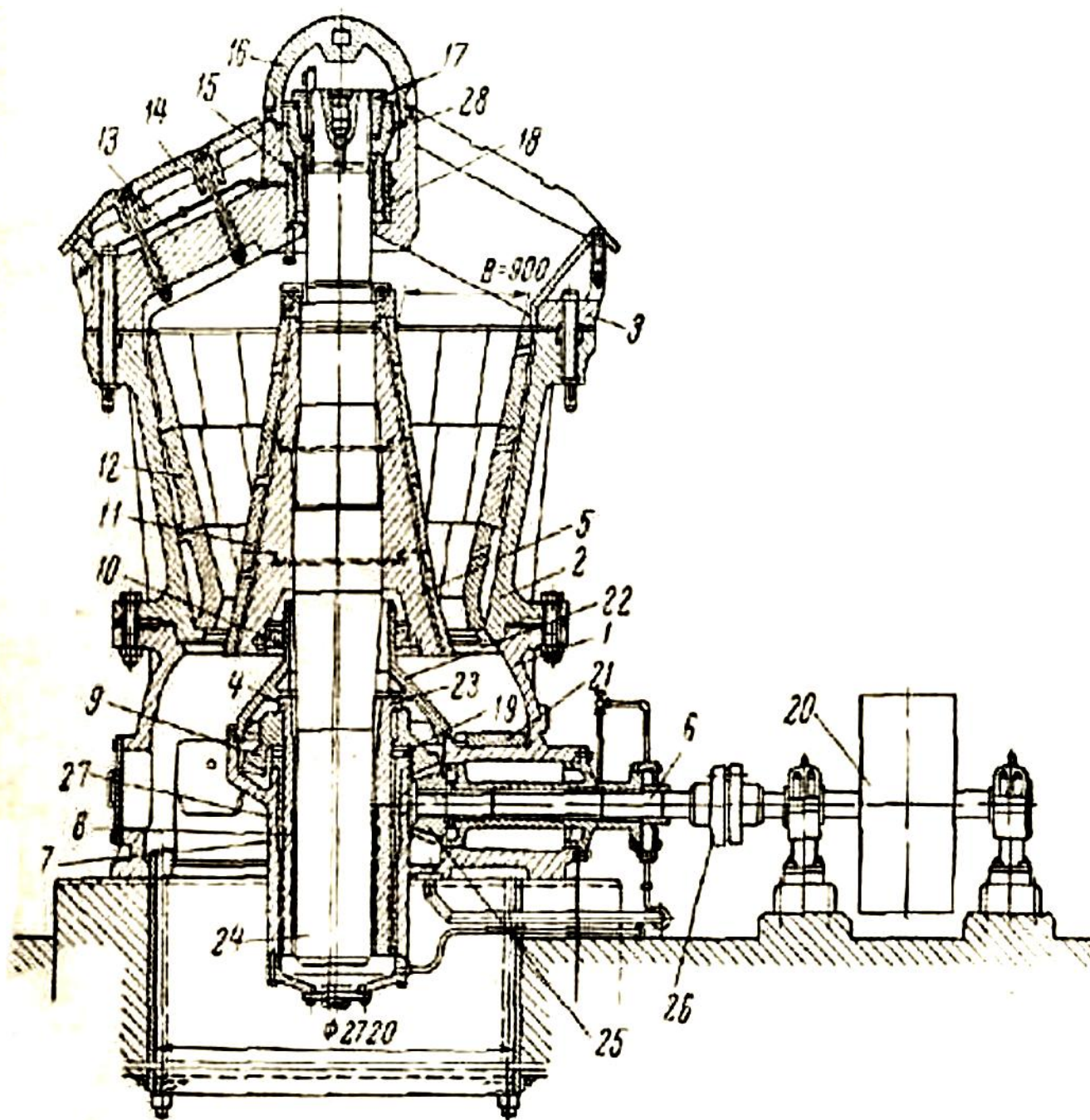


Рис. 1.11. Конусна дробарка ККД-1500/300 (одновигунний варіант)

1-станина; 2-середня корпусу середня; 3- частина корпусу верхня; 4- ексцентрик; 5- конус рухливий; 6- привідний вал; 7- стакан центральний; 8- заливка бабітова; 9- конічна шестерня велика; 10-пилоущільнення; 11-футерування рухомого конуса; 12-футерування нерухомого конуса; 13-траверса; 14- футерування траверси; 15- втулка рухлива; 16-ковпак; 17- регулювальна гайка розвантажувальної щілини; 18- втулка нерухома; 19- підшипник опорний; 20- привідний шків; 21 -

футерування приводу; 22-патрубок пилоущільнення; 23- ексцентриковий упор; 24 - вал головний; 25- шестерня мала конічна; 26-муфта; 27- втулка захисна; 28-обойма

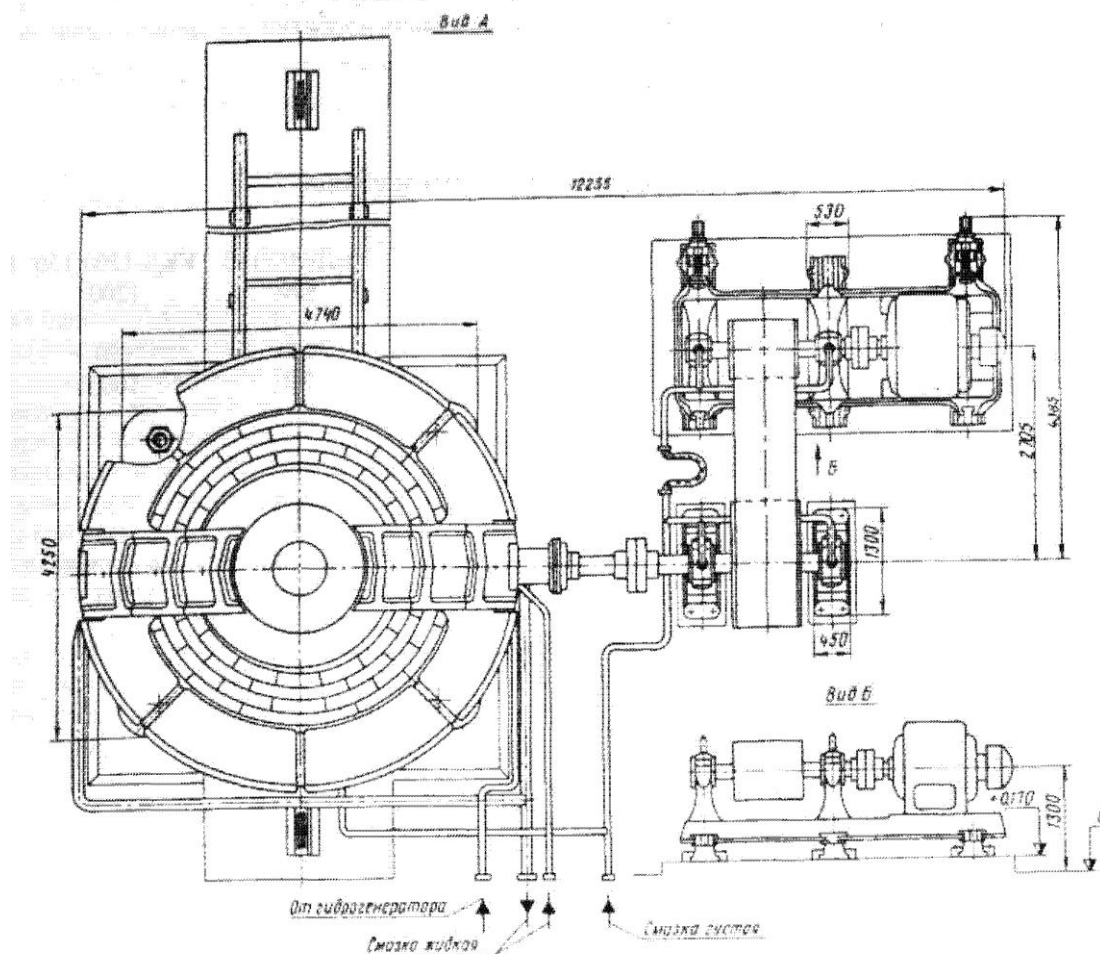


Рис. .1.12. Конусна дробарка ККД-1500/300 (вид зверху)

Підшипникова система та циркуляційне мастило захищаються від дрібних шматочків руди та пилу за допомогою пилового ущільнення.

Деталі вузла підвіски конуса захищені від пилу за допомогою ковпака 16 і великої кількості густого мастила.

Конструкція пилоущільнень є вузьким місцем в дробарці. Особливо коли гірська маса містить деяку кількість глини. Порожнина нижче конуса повинна завжди була порожньою, не містить продукти дроблення.

Забиття підконусної порожнини приводить до порушення пилоущільнення, тобто веде до піднімання кільця ущільнення і проникнення через щілину пилу в масло, що утворилася..

Дробарки великого дроблення зазвичай мають малі кількість оборотів конусу та ексцентриситети валу, тому через малий запас кінетичної енергії вони легко стопоряться при попаданні в робочий простір будь- яких недрібних тіл. Апаратура,

що відключає енергію, зазвичай швидко спрацьовує. Однак наявність додаткового захисту від перевантаження необхідна. Для цього служать запобіжні валики, які поєднують приводний вал із шківом. Валики спрацьовують при подвійному навантаженні електродвигуна.

У дробарці рухомий конус при дробленні матеріалу обертається проти годинникової стрілки, а при холостому ході - за годинниковою стрілкою. Це здійснюється через силу тертя, що виникає поміж дрібною гірською масою та конусом.

Табл. 1.2. Технічні параметри дробарки ККД-1500/300

Ширина приймальної щілини, b , мм	1500
Ширина розвантажувальної щілини у фазі розкриття профілів b_1 , номінальна, мм	180
Розмір шматків живлення, найбільший, мм	1200
Продуктивність при номінальній-ширині розвантажувальної щілини на матеріалі з тимчасовим опором: стиску 100 - 150 МПа, вмістом вологи до 4%, м ³ /год, не менше	1520
Потужність головного приводу, кВт	400
Частота обертання валу головного приводу, с ⁻¹ (мин ⁻¹)	9,8 (590)
Напруга частоти, що підводиться. 50 Гц, В.	6000
Тип двигуна	АКЗ-13-52-10
Клинопасова передача:	
Ведучий шків, діаметр d_1 , мм	765
Ведений шківа, діаметр d_2 , мм	1600
Закрита зубчаста конічна передача:	
Шестерня, число зубів Z_1 , мм	26
Колесо, число зубів Z_2 , мм	67

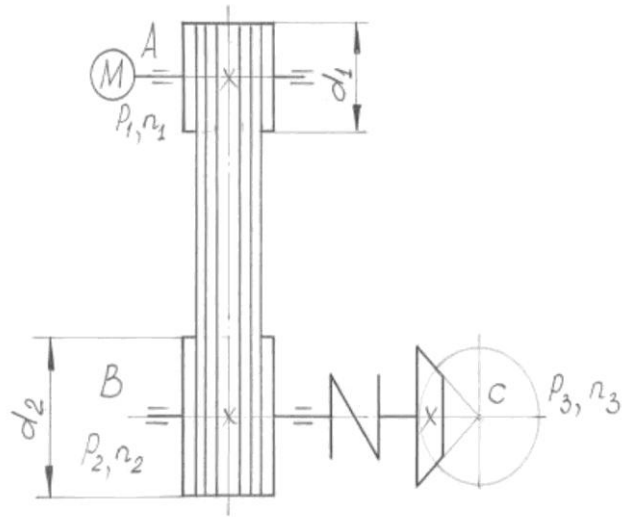


Рис. 1.13. Кінематична схема приводу дробарки

Визначаємо кутову швидкість електродвигуна

$$\omega_{ДВ} = \frac{\pi^2 \cdot n}{30} = \frac{\pi^2 \cdot 690}{30} = 61.75 \text{ рад/с}$$

Визначаємо передатне відношення приводу:

передатне відношення клинопасової передачі:

$$i_{КП} = \frac{d_1}{d_2} = \frac{1600}{765} = 2.09.$$

зубчастої конічної передачі:

$$i_{ЗК} = \frac{Z_2}{Z_1} = \frac{67}{26} = 2.57$$

Загальне передаточне відношення:

$$i = i_{КП} \cdot i_{ЗК} = 2.09 \cdot 2.57 = 5.37$$

Тоді швидкість обертання рухомого конусу дробарки:

$$\omega_K = \frac{\omega_D}{i} = \frac{61.75}{5.37} = 11.5 \text{ рд/с}$$

У 1962 р. головний зразок модернізованої дробарки ККД-1500/300 був підданий всебічним технологічним випробуванням на Південному гірничозбагачувальному комбінаті (Кривий Ріг) і прийнятий Державною комісією як базова модель. Продуктивність дробарки при ширині розвантажувальної щілини на відкритій стороні 178 мм становила 2500 т/год при живлення 52% мінус 750 мм. Кількість шматків розміром більше 1500 мм не перевищувала 1%. Ситова характеристика продукту ряду вимірів наведено в табл. 1.3.

Табл. 1.3. Ситові характеристики продукту дроблення дробарки ККД-1500/300

Класи в мм	Проба № 1		Проба № 2		Проба № 3		Середній %
+550							
+200	240,2	16,8	264,7	18,9	290,3	18,5	18,1
+140	387,3	27,1	390,3	27,9	420,7	26,9	27,3
+90	342,3	23,9	220,4	22,9	300,2	19,2	22,0
+62	130,4	9,1	108,5	7,8	160,8	10,2	9,0
+25	140,0	9,8	110,7	7,9	149,7	9,6	9,2
+12	78,7	5,5	75,3	5,4	84,3	5,4	5,4
+6	36,0	2,5	58,9	4,2	70,3	4,5	3,7
-6	75,0	5,3	70,1	5,0	90,2	5,7	5,4
Ітого	1429,9	100,0	1398,9	100,0	1566,5	100,0	100,0

Поряд із перевіркою паспортної характеристики проводилися багаторазові пуски машини під навантаженням у наступних режимах: 1) у зупинену дробарку завантажувалося 150 т руди та дробарка пускалася від двох приводних електродвигунів; 2) дробарка зупинялася під навантаженням і знову пускалася в роботу; 3) у зупинений під навантаженням дробарку додатково завантажувалося 300 т руди, після чого дробарка пускалася в роботу. Спроби пуску дробарки під завалом одним приводним електродвигуном потужністю 310 кВт виявилися безуспішними..

1.4. Геометричні співвідношення конусної дробарки та основні характеристики

Принцип дроблення в конусних дробарках аналогічний до дроблення в щоківих і тут також одним з важливих параметрів є кут захоплення. Робоча схема визначення кута захоплення в конусних дробарках представлена на рис. 1.14.

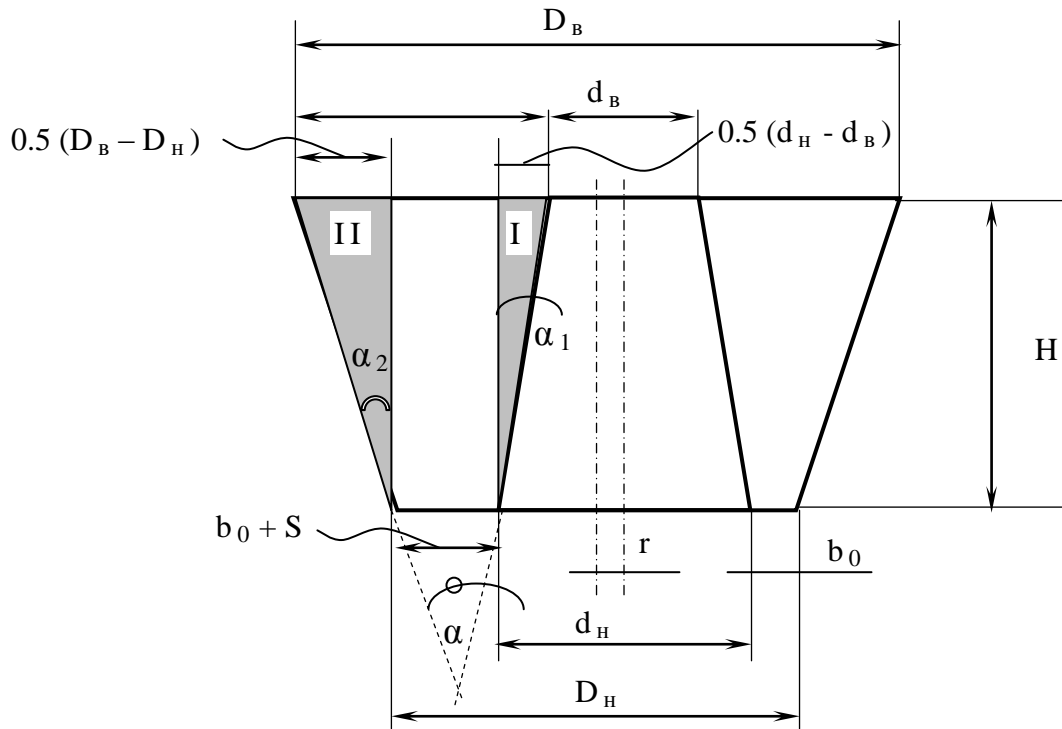


Рис. 1.14 – Схема визначення кута захоплення в конусних дробарках

На рис. 1.14 введені такі позначення: B – ширина завантажувального отвору, D_B – верхній діаметр нерухомого конуса, d_B – верхній діаметр рухомого конуса, D_H – нижній діаметр нерухомого конуса, d_H – нижній діаметр рухомого конуса, α – кут захоплення, α_1 – кут нахилу до вертикалі рухомого конуса, α_2 – кут нахилу до вертикалі нерухомого конуса, b_0 – мінімальний розмір розвантажувальної щілини, $b_0 + S$ – максимальний розмір розвантажувальної щілини, H – висота конусів, S – розмах хитань конуса.

Відповідно до зображення на рис. 1.13 маємо такі співвідношення. Із трикутника II:

$$(D_B - D_H) / 2 = H \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (1.1)$$

Звідси $H = (D_B - D_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_2. \quad (1.2)$

Із трикутника I:

$$(d_B - d_H) / 2 = H \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (1.3)$$

Звідси $H = (d_B - d_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (1.4)$

Прирівняємо вирази (1.2) и (1.4) для Н:

$$(D_B - D_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_2 = (d_B - d_H) / 2 \operatorname{tg} \alpha_1. \quad (1.5)(2.65)$$

Звідси: $\operatorname{tg} \alpha_1 / \operatorname{tg} \alpha_2 = (d_B - d_H) / (D_B - D_H). \quad (1.7) (2.66)$

Таким чином, між кутами нахилу конусів, що утворюють, існує залежність, що описується виразом (1.7). Крім того, з розгляду геометричних співвідношень можна довести, що кут захоплення дорівнює сумі кутів α_1 і α_2 (рис. 1.15).

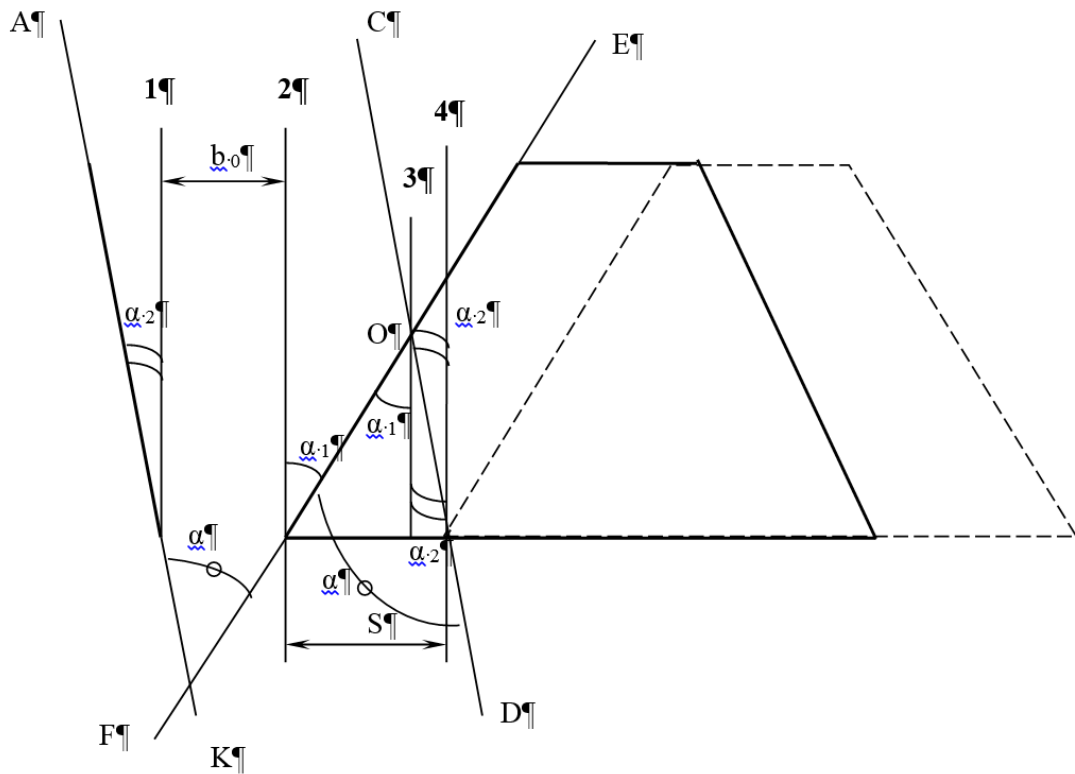


Рис. 1.15 – Співвідношення між кутами утворюють рухомого та нерухомого конусів

Дійсно, лінія $AK \parallel CD$, FE - січуча. Тоді $\angle AKE = \angle KOD = \alpha$. Кут між лінією AK і лінією 1 дорівнює куту між лінією CD і лінією 4 і дорівнює α_2 , тому що $AK \parallel CD$, лінія 1 \parallel лінії 4. Кути поміж лініями CD и 3, а також поміж лініями CD и 4 рівні як нахрест лежачі й дорівнюються α_2 . Кути поміж лініями 2 и FE и 3 и FE дорівнюються як нахрест лежачі та дорівнюються α_1 . Но $\angle KOD = \alpha$, тобто $\alpha = \alpha_1 + \alpha_2$.

По аналогії со щекowymi дробилками можно доказати, что угол захвата должен быть меньше двойного угла трения $\alpha < 2\varphi$. Порівняно з щокowymi дробарками кут захоплення для конусних дробарок приймається дещо більшим і становить практично $23-27^\circ$

Нижче наведені типові характеристики дроблених продуктів конусних

дробарок А - великого дроблення та Б - середнього та дрібного дроблення:

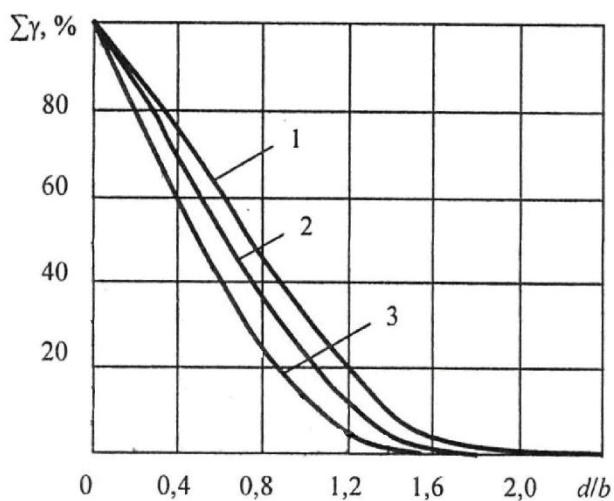


Рис. 1.16 - А

1 – жорсткі руди, 2 – руди середньої жорсткості, 3 – м'які руди

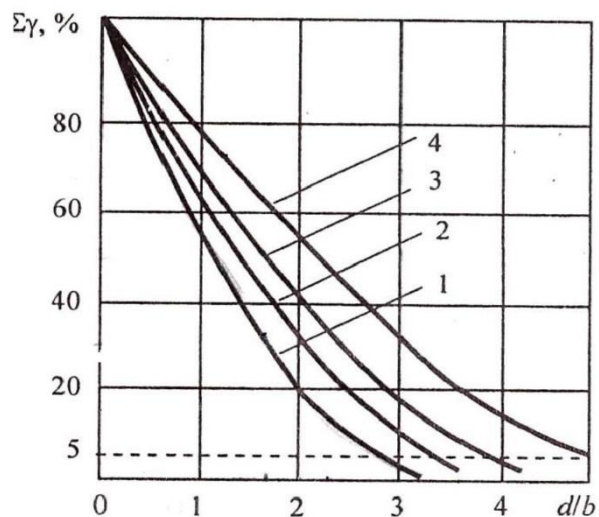


Рис. 1.17 - Б

1- КСД Гр – грубе дроблення;
2- КСД Т – тонке дроблення;
3- КМД Гр; 4 – КМД Т

Табл. 1.4

Технічні характеристики конусних дробарок крупного дроблення

Марка дробарки	Ширина приймального отвору, м	Продуктивність у відкритому циклі при розвантажувальній щілині (мм), м ³ /год.													
		55	65	75	85	100	120	140	150	160	180	200	215	230	250
ККД-500/75	500	200	225	250	270										
ККД-900/140	900					350	430	540	580						
ККД-1200/150	1200					520	610	740-920	795-1030	1100	1220				
ККД-1350/160	1350							620	770-960	850-1070	1200	1320			
ККД-1500/300	1500							1040	1190-1430	1330-1630	1520-1900	2100	2240		

2. МАТЕМАТИЧНІ ТА ФІЗИЧНІ ОСНОВИ ДРОБЛЕННЯ

2.1. Аналітична математична модель конусної дробильної установки

Руйнування частинок або шматків матеріалу в будь-якому дробильно-подрібнювальному апараті може бути описано рівнянням

$$p = X \cdot f$$

де X може бути результатом як одноразового, так і послідовно повторюваних процесів. Проблема полягає в тому, щоб кількісно визначити матрицю X таким чином, щоб вона, по-перше, повністю визначала процес i , по-друге, могла бути представлена єдиним параметром, з яким можна пов'язувати значення технологічних змінних. Оскільки матриця X дуже важлива для побудови моделей дробильно-подрібнювальних апаратів, необхідно розглянути цю матрицю докладніше.

Дробильно-подрібнювальний процес у тому чи іншому апараті може бути охарактеризований такими даними:

- 1) експлуатаційними і конструктивними параметрами апарата, такими, як діаметр, довжина і швидкість обертання для млинів з рухомим дробящим середовищем або розмір розвантажувальної щілини в дробарці;
- 2) масовою витратою живлення;
- 3) гранулометричним складом харчування та продукту;
- 4) значення елементів матриці X ;
- 5) функцією, що визначає час перебування руди у млині.

Для отримання інформації щодо пп. 4 та 5 необхідно проводити спеціальні цілеспрямовані експерименти. Методи проведення таких експериментів зараз розроблено. Однак отримані при цьому дані обмежені з точки зору можливості поділу матриці X на її складові. Причини цього полягають у наступному.

- 1) Гранулометричний склад не може бути експериментально визначений у вигляді безперервних кривих - отримані дані становлять послідовність точок, через які може бути проведена така крива.
- 2) Зазначені точки визначаються за значеннями масових часток залишків руди

на послідовних ситах, отвори яких зменшуються в геометричному відношенні, зазвичай рівному $\sqrt{2}$. Це означає, що теоретично відношення обсягів найбільшої та найдрібнішої частинки на будь-якому ситі наближається до 2,82. Великі частинки в якомусь класі крупності можуть бути окремо зруйновані в результаті одноразового акта або декількох послідовних актів, але осколки, що утворилися, можуть при цьому залишатися на тому ж ситі.

3) Якщо частинки, що потрапили в будь-який клас крупності, піддати процесу руйнування, а потім спробувати визначити масову частку частинок, що залишилися в тому ж класі, то відокремити уламки від неруйнованих частинок практично неможливо.

Для того щоб однозначно задавати значення елементів функцій руйнування та відбору, що становлять матрицю X , слід відокремлювати зруйновані частинки від неруйнованих. З зменшенням геометричного співвідношення між отворами послідовних сит дедалі ближчим до істини стає спрощене наближене припущення у тому, що руйнація частки обов'язково призводить до видалення її з класу крупності, що розглядається. Однак для того, щоб таке припущення стало прийнятним, зазначене відношення розмірів отворів має прийняти дуже мале значення, ймовірно, менше 1,01. Сучасні методи експерименту практично не дозволяють отримувати такі дані. Може здатися, що функцію руйнування можна визначити незалежно від функції відбору. Однак таку функцію можна визначити лише шляхом фактичного руйнування частинок, що передбачає необхідність застосування деякого пристрою або апарату, тобто оцінки функції відбору, властивої цьому апарату. Таким чином, неможливо однозначно виділити з матриці X функцію руйнування як характеристику руди та функцію відбору як характеристику апарату.

Отже, для побудови практично придатної моделі необхідно зробити припущення щодо форми моделі та функцій руйнування та відбору. Для того щоб зробити добре обґрунтовані припущення щодо форми моделі, необхідно добре усвідомити експлуатаційні та технологічні особливості процесу.

Моделювання процесу в конусній дробарці

Деякі відмінні риси роботи конусної дробарки полягають в наступному.

1) Всі частинки, які з'являються в продукті дробарки, повинні бути менше ширини розвантажувальної щілини у відкритому положенні, але більше ширини щілини у закритому положенні. У роботі дробарки велику роль відіграє внутрішня класифікація, оскільки частинки, розмір яких більший за ширину щілини у відкритому положенні, можуть залишатися всередині зони дроблення для подальшого руйнування доти, доки вони не зменшаться до розмірів розвантажувальної щілини.

2) Конструкція деяких типів конусних дробарок дозволяє частинкам, розмір яких менший за ширину розвантажувальної щілини в закритому положенні, проходити через дробарку, практично не руйнуючись. Однак існують і такі види конструкцій дробарок, у яких відбувається значне руйнування таких частинок. Потужність, що споживається дробаркою, є функцією масової витрати руди та крупності шматків, розмір яких перевищує ширину щілини в закритому положенні. Якщо класифікація в дробарці знижується (тобто більше частинок, розмір яких менше ширини щілини в закритому положенні, потрапляє в зону руйнування), пропорційно зростає споживана потужність, що супроводжується утворенням дуже тонкого матеріалу.

Отже, конусну дробарку можна спрощено розглядати як єдину зону руйнування, в яку частинки можуть з певною ймовірністю надходити або повторно потрапляти внаслідок класифікації. Якщо частка надходить у зону, то цим вона відбирається для руйнації. Структурні елементи моделі конусної дробарки та внутрішні потоки матеріалу між ними показані на рис. 2.1.

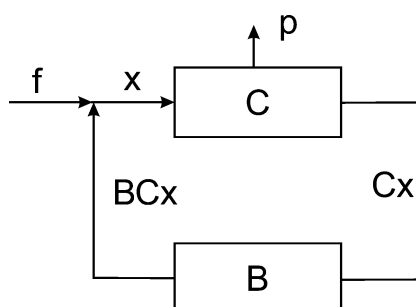


Рис. 2.1. Символічне подання моделі конусної

дробарки

Вектори f , x та p

характеризують масові витрати

кожного класу крупності. Нижня трикутна матриця B характеризує розподіл частинок відносної крупності після руйнування, а діагональна матриця C характеризує частку частинок будь-якого класу крупності, що надходять в зону руйнування. Для опису конусної дробарки можна запропонувати також кілька моделей складнішої структури. Однак прийнято вважати, що запропонована модель дає достатньо адекватний опис поведінки конусної дробарки, тоді як для розрахунку параметрів більш складної моделі дані, які є або можуть бути отримані в результаті промислових експериментів, недостатні.

Рівняння матеріального-балансу для кутів схеми, показаної на рис. 2.1, мають такий вигляд:

$$f + B \cdot C \cdot x = x \quad (2.1)$$

$$x = C \cdot x + p \quad (2.2)$$

Вирішуючи рівняння (2.1) щодо x , отримаємо:

$$x = (1 - BC)^{-1} \cdot f \quad (2.3)$$

Матриця $1 - BC$ завжди є неособливою, оскільки одиничний елемент діагоналі BC означає, що частинки даного класу крупності не руйнуються і не вивантажуються з дробарки. Об'єднавши рівняння (2.2) та (2.3), отримаємо рівняння

$$p = (1 - C) \cdot (1 - BC)^{-1} \cdot f \quad (2.4)$$

зв'язуючий продукт конусної дробарки з живленням.

Додавання рівняння (2.1) і (2.2) дає рівняння

$$f - p = (1 - B) \cdot Cx \quad (2.5)$$

яке показує сумарний ефект руйнування у дробарці, т.е. е. пов'язує вектор $f - p$ із вектором Cx .

При обговоренні моделі конусної дробарки в цьому розділі наводяться дані, отримані в результаті серії експериментів у відділенні дроблення збагачувальної фабрики компанії Маунт Айза майнз лтд (МММ). Схема ланцюга апаратів показано на рис. 2.2. Програма експериментів передбачала вивчення роботи дробарки при зміні гранулометричного складу та витрати живлення та ширини щілини. При цьому

змінювався також струм приводу

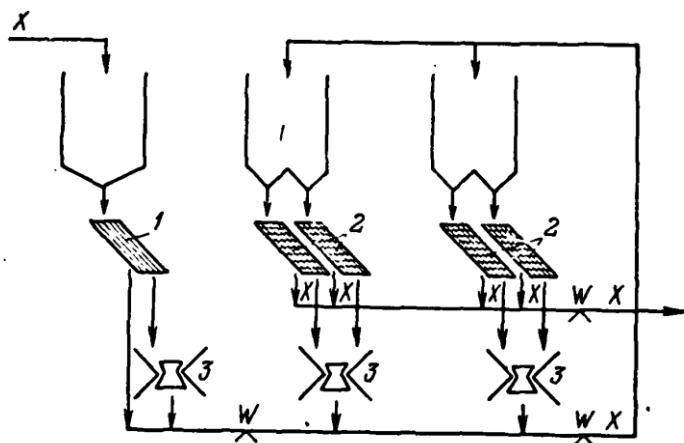


Рис. 2.2. Схема ланцюга апаратів циклу дроблення на фабриці «Маунт Айза Майнз Лтд»

1 - колосниковий гуркіт; 2 - гуркіт із дротяними ситами; 3 - конусна дробарка; X – точки відбору проб; W – ваговимірювачі дробарки, що дало можливість отримати співвідношення визначення струму в широкому діапазоні умов функціонування. Для визначення значень параметрів моделі використовували метод найменших квадратів та сплайн-регресійний

аналіз, що дозволило отримати найкращу відповідність між прогнозованими та спостереженими значеннями показників роботи дробарки в діапазоні реальних технологічних умов.

Після розробки моделі було отримано також експериментальні дані, що характеризують роботу другої та третьої стадії дроблення на фабриці компанії «Бугенвіль коппер лтд». Дані, отримані на фабриці компанії «Маунт Айза майнз лтд», показали, що модель необхідно вводити роздільні описи гранулометричного складу для великої і дрібної фракцій продукту дроблення. Це підтвердили також дані, зібрані на фабриці «Бугенвіль», тому для опису цих дробильних установок була успішно використана та ж форма моделі.

Матриця руйнування

Для пояснення експериментальних даних найкраще всмоктуватися пропозицією про те, що в конусній дробарці реалізуються два способи руйнування. Перший спосіб у тому, що шматок руди захоплюється протилежними футерованими поверхнями і відбувається катастрофічне, тобто. е. одночасне і повністю «знищувачий» весь шматок розколювання його на невелике число відносно великих частинок. Можливе повторне попадання цих частинок у зону руйнування моделі

дробарки. Для опису продукту цього способу руйнування використовується ступінчаста матриця B_1 , яка характеризує розподіл по крупності, виражений у відносних розмірах частинок:

$$B(x, y) = \left(-e^{-(x/y)^n} \right) \left(-e^{-1} \right) \quad (2.6)$$

де y - розмір вихідної частки, а $B(x, y)$ - частка частинок, що опинилися в результаті руйнування менше розміру x . Цей розподіл є модифікацією розподілу Розіна – Раммлера, запропонованої Бродбентом та Каллкоттом (1956). Для конусної дробарки на фабриці "Маунт Айза майнз" розраховане значення n становить $6,0 \pm 0,9$. Другий спосіб руйнування, для опису якого використовується матриця B_2 , відображає утворення тонкого продукту в точках контакту між шматками матеріалу та поверхнею футеровок дробарки, а також між сусідніми шматками. Внаслідок цього типу руйнування утворюється 5 - 20% загальної маси продукту. Гранулометричний склад цієї частини продукту не залежить від крупності початкового шматка. Для його опису використовується розподіл Розіна – Раммлера:

$$B(x, x') = 1 - e^{-(x/x')^n} \quad (2.7)$$

де X' є розміром частинок, який вибирається з такою умовою, щоб найбільш значна частина цього розподілу, що враховує матеріал дрібніше x' характеризувала продукт тонкого руйнування. Рівняння (2.7) формально передбачає утворення деякої кількості частинок більше вихідного шматка. У практичних розрахунках розподіл (2.7) перетворюється таким чином, щоб ця невелика кількість враховувалася як потрапив у початковий клас крупності. Розраховані значення параметрів розподілу (2.7) для умов фабрики «Маунт Айза майнз» склали: $x = 3,05 \pm 0,51$ мм; $n = 1,25 \pm 0,14$.

Загальна матриця руйнування утворюється додаванням двох складових матриць:

$$B = \alpha B_1 + (1 - \alpha) B_2 \quad (2.8)$$

Показано, що значення α може бути розраховане за величиною ширини щілини дробарки у закритому положенні:

$$\alpha = 0.8723 + 0.0045g \pm 0.014 \quad (2.9)$$

де g - розмір щілини у закритому положенні, мм. Середні квадратичні відхилення коефіцієнтів цього рівняння регресії становлять відповідно 0,15 та 0,039.

Вид залежності показує, що, як і слід очікувати, зі зменшенням ширини щілини утворюється більше дрібного матеріалу.

2.2. Показники процесу дроблення гірничних порід

Корисні копалини – природні речовини, що видобуваються з надр, використовуються з достатньою ефективністю в природному вигляді або після попередньої обробки при даному рівні техніки. Корисні копалини діляться на речовини органічного походження (газ, нафту, вугілля, сланці, торф) та неорганічного: 1) нерудну мінеральну сировину (азбест, графіт, граніт, гіпс, сірка, слюда), 2) агрономічні руди, 3) руди чорних, кольорових та рідкісних металів.

Руди, що містять у чистому вигляді мінерали, придатні для використання, у природі не зустрічаються. Більшість мінеральної сировини збагачується із вилученням цінних компонентів у чи кілька концентратів і супутніх порід – у відходи. Збагачення корисних копалин – сукупність процесів первинної (механічної) обробки мінеральної сировини з метою відокремлення всіх корисних мінералів від порід. Процеси переробки сировини поділяються на підготовчі, основні збагачувальні, допоміжні та процеси виробничого обслуговування.

До підготовчих процесів відносяться дроблення, подрібнення, а також процеси грохочення та класифікації. При дробленні та подрібненні відбувається розкриття мінералів внаслідок руйнування зростків мінералу та породи. Утворюється механічна суміш шматків різного мінерального складу та крупності, що поділяється по крупності при класифікації. Основне завдання підготовчих процесів – розкриття корисних мінералів, підготовка мінеральної сировини за крупністю, необхідної для подальшого збагачення, усереднення сировини.

Різні руди мають різну вкрапленість мінералів. Ступінь вкрапленості – відношення кількості мінералу, що у зростках з породою, до кількості руди. Ступінь розкриття - відношення кількості вільних (розкритих) зерен мінералу до їх загальної кількості. Ці відносини виражають у відсотках. Ступінь розкриття, що залежить від кількості стадій подрібнення, визначають експериментально для дослідження корисних копалин на збагачуваність.

Вихід продукту збагачення – відношення маси цього продукту до маси вихідного матеріалу. Зміст компонента – відношення кількості компонента у цьому продукті до кількості цього продукту. Вилучення корисного компонента продукт - відношення маси цього компонента в даному продукті до маси його у вихідній сировині. Зазвичай ці параметри виражають у відсотках.

Мінеральна сировина, що обробляється на збагачувальній фабриці, і продукти, що отримуються з неї, є сипучими матеріалами з різною крупністю зерен. Процеси поділу сипких матеріалів продукти різної крупності називаються класифікацією по крупності. Такий поділ виконується двома способами: гуркотінням та гідравлічною або пневматичною класифікацією. При гідравлічній класифікації (у воді) застосовуються механічні та гідравлічні класифікатори, гідроциклони. Пневматична класифікація (у повітряному струмені) застосовується при пиловловленні та при сухих методах збагачення.

На гуркоті матеріал розділяється на поверхнях, що просівають, з каліброваними отворами. Послідовний ряд розмірів отворів решіт і сит називається шкалою класифікації. Відношення розмірів отворів суміжних сит у закономірній шкалі називається модулем шкали. При великому та середньому грохоченні модуль частіше приймають рівним 2. Наприклад, при грохоченні матеріалу середньої крупності використовують сита з розміром отворів 50, 25, 13, 6 та 3 мм. Для дрібних сит, що застосовуються у лабораторних умовах, модуль приблизно дорівнює $\sqrt{2} = 1.41$. Для найтонших частинок використовують седиментаційний та мікроскопічний аналіз..

Розподіл зерен по крупності характеризує гранулометричний склад продукту, який визначається шляхом розсівання матеріалу на стандартному наборі сит (табл. 2.1). склад продукту називається гранулометричною характеристикою або характеристикою крупності (рис. 2.3).

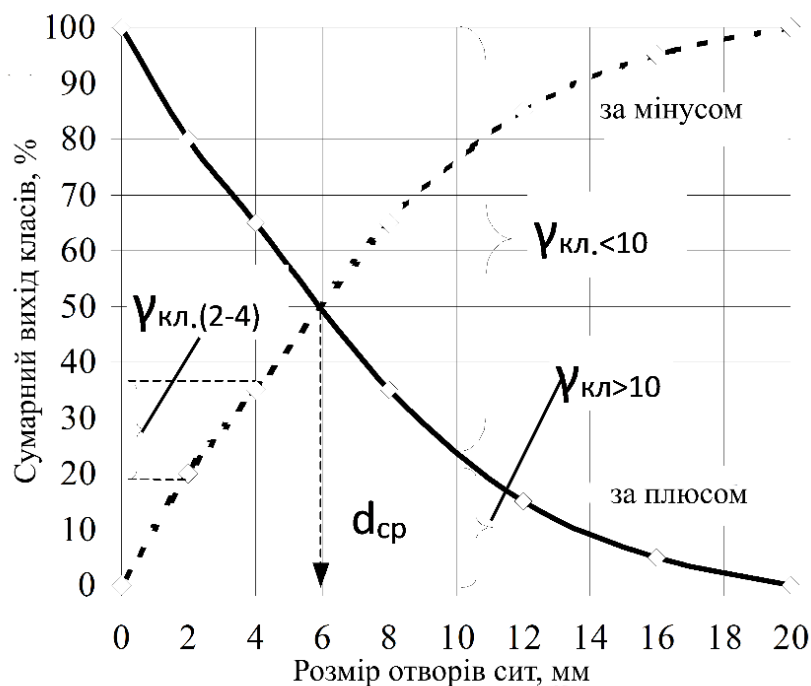


Рис. 2.3 – Гранулометрична характеристика (табл. 2.1)

Таблиця 2.1 - Результати ситового аналізу дрібної руди

Класи, мм	Вихід, %	Сумарний вихід, %	
		Зверху (за плюсом)	Знизу (за мінусом)
+16-20	5	5	100
+12-16	10	15	95
+8-12	20	35	85
+4-8	30	65	65
+2-4	15	80	35
+0-2	20	100	20

За характеристикою крупності можна визначити середній діаметр зерна у пробі ($d_{\text{ср}} = 6$ мм на рис. 2.3), а також вихід різних класів. Вихід окремого вузького класу знаходять по різниці ординат, що відповідають верхній і нижній межі для даного класу ($\gamma_{\text{кл.}(2-4)} = 35 - 20 = 15\%$). Характеристика крупності дає наочне уявлення про розподіл матеріалу по крупності: увігнута крива вказує на переважання дрібних зерен, опукла – на переважання великих (рис. 1.2)

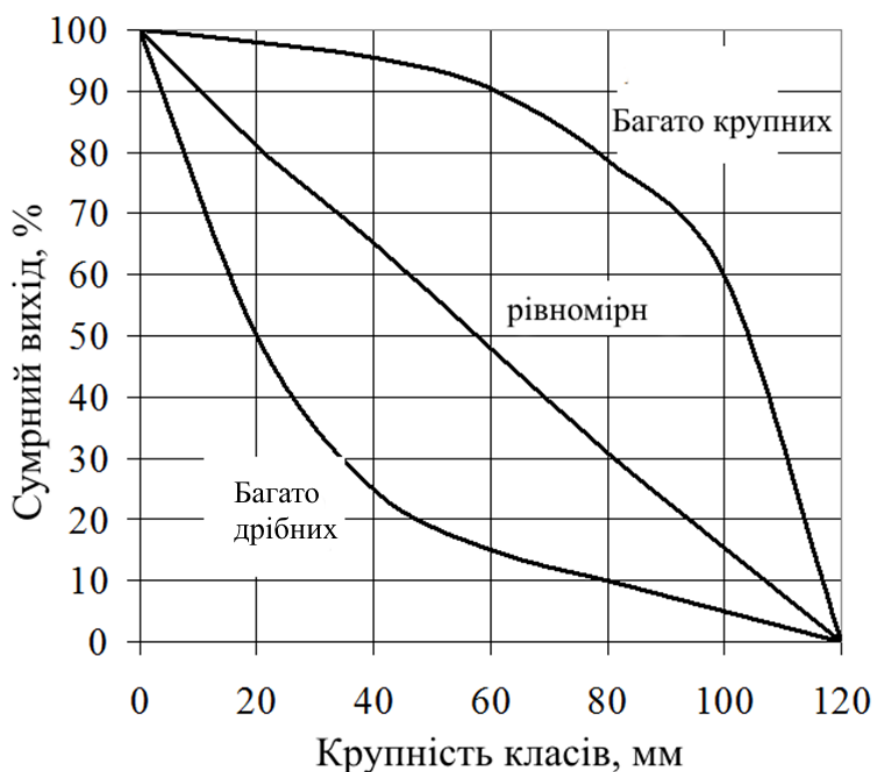


Рис. 2.4 – Типи характеристик крупності матеріалу

Для узагальнення виду характеристик продуктів дроблення осі абсцис відкладають не абсолютні лінійні розміри частинок, а крупність у частках розміру розвантажувального отвору дробарки (розвантажувальної щілини) або відносну крупність. Такі характеристики є типовими для дробарок певної конструкції.

Відомий ряд формул для математичного вираження залежності між виходом окремих класів та їхньою крупністю. Широке застосування отримало експоненційно-статечне рівняння Розіна-Раммлера:

$$100/R = e^{md^n} \quad (2.10)$$

Тут R - сумарний залишок на ситі d ,%; e – основа натуральних логарифмів; m та n – постійні, характерні для даного матеріалу.

Сипучі матеріали характеризуються також середнім діаметром частинок. Розмір частинок кулястої форми визначається діаметром кулі. Найчастіше частки мають неправильну форму. Тому їх розмір у якомусь співвідношенні умовно замінюють діаметром кулястої частинки. На практиці широко використовується середньозважений діаметр:

$$D = \frac{\sum \gamma d}{\sum \gamma} = \frac{\gamma_1 d_1 + \gamma_2 d_2 + \dots + \gamma_n d_n}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n} \quad (2.11)$$

Тут γ – виходи окремих класів; d – середні діаметри окремих класів.

Середній діаметр частинок вузького класу обчислюють як середньоарифметичну його меж:

$$d = (d_1 + d_2) / 2 \quad (2.12)$$

де d_1 , d_2 – верхня та нижня межі крупності даного класу, мм.

2.3. Способи руйнування гірських порід при дробленні та подрібненні.

Процеси дроблення і подрібнення застосовуються доведення матеріалу до необхідної крупності, гранулометричного складу чи заданої ступеня розкриття мінералів, тобто. для одержання вільних мінеральних зерен. При цьому шматки гірських порід руйнуються зовнішніми силами. Руйнування – це процес зародження та зростання тріщин і пір. Відбувається по ослаблених перерізах, що мають тріщинуватість або інші дефекти структури. Руйнування настає після переходу за межу міцності напружень, що виникають у структурі матеріалу при його пружних деформаціях: стисканні, розтягуванні, згинанні або зсуві.

Межа міцності – граничне значення напруги, вище за який зразок руйнується практично миттєво, а нижче – живе необмежено довго.

Різні способи дроблення та подрібнення відрізняються видом основної незворотної деформації, що спричинила руйнування. Відповідно до цього способи руйнування поділяються на (рис. 2.5):

- 1) роздавлювання – настає після переходу напруг за межу міцності на стиск;
- 2) розколювання – після переходу напруг за межу міцності на розтяг;
- 3) злам – після переходу напруг за межу міцності на вигин;
- 4) зрізування – після переходу напруг за межу міцності на зсув;
- 5) стирання – після переходу напруг у зовнішніх шарах шматків за межу міцності на зсув;
- б) удар - вплив динамічних навантажень на матеріал, деформації виникають ті ж: стиск, розтяг, згин, зсув.

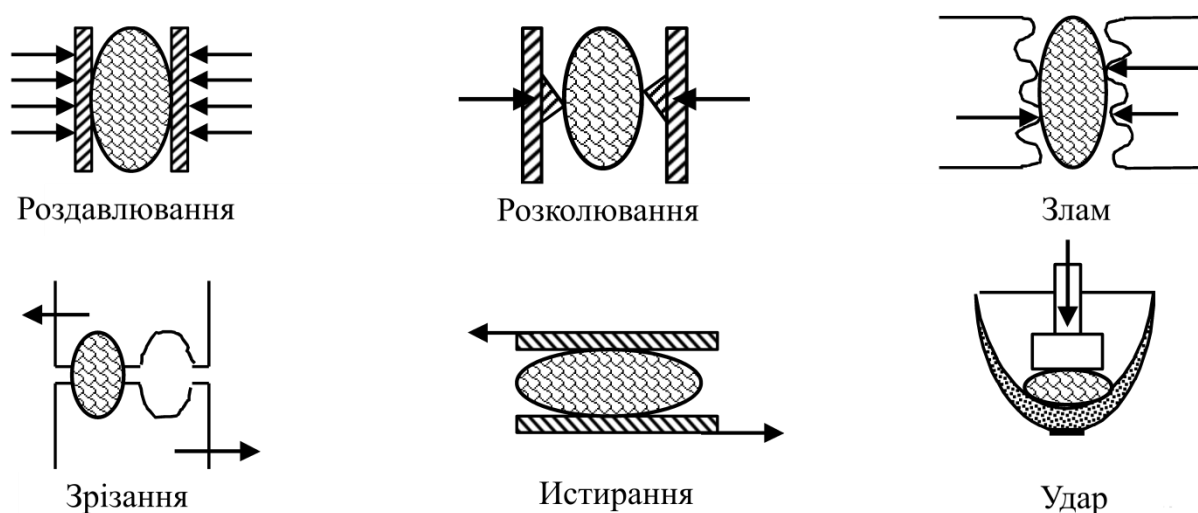


Рис. 2.5 – Способи руйнування матеріалів

Ці способи руйнування є загальними для операцій дроблення, і операцій подрібнення, проте ці процеси різняться за своїм технологічним призначенням. Прийнято вважати дробленням такий процес руйнування, у результаті більша частина продукту має крупність вище 5 мм. При подрібненні одержують продукт дрібніше 5 мм. Розмір 5 мм прийнято умовно.

Усі машини, що застосовуються для руйнування шматків гірських порід діляться за технологічним призначенням на дробарки та млини. Відмінними рисами цих типів машин є:

- Дробарки – 1) між дробящими тілами завжди є зазор, який вільний на холостому ходу та заповнений матеріалом на робочому ходу; 2) видають в основному кусковий продукт з величезним переважанням великих фракцій.
- Млини – 1) деталі, що подрібнюють, стикаються на холостому ходу, а на робочому – розділені шаром матеріалу; 2) видають порошкоподібний продукт із переважанням дрібних фракцій.

У різних конструкціях машин можуть використовуватися відразу кілька способів руйнування, але переважним є один із них:

- - роздавлювання – у шокових, валкових та конусних дробарках;
- - розколювання – у зубчастих та голчастих дробарках;
- - удар – у молоткових дробарках та дезінтеграторах;
- - стирання – у млинах.

2.4. Властивості гірських порід, які мають значення при руйнуванні.

Для процесів руйнування найбільш важливі міцність, дрибність, подрібнюваність та абразивність гірських порід. Міцність – здатність твердого тіла чинити опір руйнуванню від дії зовнішніх сил. Характеризується граничною напругою, яка може бути створена в небезпечному перерізі тіла.

З погляду фізико-механічних властивостей порід найвигідніше руйнувати їх розтягуванням. Але з конструктивних міркувань переважно використовується роздавлювання. Тому для порівняння властивостей міцності порід використовують напругу на стиск або коефіцієнт міцності, розроблений проф. Протодіяконовим М.М. За шкалою Протодьяконова всі породи діляться на 10 категорій з коефіцієнтами фортеці від 0.3 найслабших до 20 найбільш міцних порід.

Дрибність - це узагальнюючий параметр для багатьох механічних властивостей порід і виражає енергоємність процесу дроблення.

Подрібнюваність оцінюють за питомою продуктивністю млина за новоутвореним розрахунковим класом.

Абразивність оцінюють по зносу матеріалу робочих поверхонь машин у процесі дроблення при терті

2.5. Стадії дроблення. Ступень дроблення.

Оцінка результатів дроблення (подрібнення) провадиться за ступенем дроблення (подрібнення) та ефективності роботи машин. Ступінь дроблення – відношення розмірів шматків вихідного матеріалу до розміру шматків продукту дроблення.

$$i = D / d, \quad (2.13)$$

де i – ступінь дроблення, D , d – середній або максимальний розмір шматка в харчуванні та подрібненому продукті, відповідно.

Немає таких дробильних машин, які б приймати вихідну руду і видавати кінцевий продукт. Тому застосовують кілька прийомів (стадій) подрібнення (див. схему). Залежно від крупності вихідного та подрібненого матеріалу розрізняють такі стадії дроблення та подрібнення, показники для яких наведені у табл. 2.2.

Таблиця 2.2 - Стадії дроблення та подрібнення

Стадія	Крупність, мм		Ступень дроблення
	живлення	продукта	
Дроблення: крупне	1200÷500	350÷100	3÷5
Середнє	350÷100	100÷40	3÷8
Дрібне	100÷40	40÷10	3÷8
Змельчення: грубе	30÷10	5÷2	
Тонке	5÷2	1÷0.5	
Надтонке	1÷0.5	0.1÷0.005	

При дробленні (подрібненні) у кілька послідовних стадій загальний ступінь дроблення (подрібнення) визначається як добуток усіх ступенів дроблення в окремих стадіях:

$$I = i_1 \cdot i_2 \cdot i_3 \cdot \dots \cdot i_n. \quad (2.14)$$

2.6. Енергетичні гіпотези дроблення та подрібнення

Дробарки можуть працювати у відкритому або замкнутому циклі. При відкритому циклі матеріал проходить дробарку один раз, при замкнутому - надрешітний продукт гуркоту безперервно повертається в дробарку на додроблення, утворюючи циркулююче навантаження. Замкнуті цикли забезпечують більш високий рівень дроблення (подрібнення) проти відкритих.

Якщо продукт дроблення є вільні зерна корисного мінералу, то подальше дроблення немає сенсу, тому що буде тільки призводити до переподрібнення матеріалу. Процес є енергоємним, тому проф. Г.О. Чечет сформулював принцип НЕ ДРОБИТИ НІЧОГО ЗАЛИШНЬОГО. При руйнуванні відбувається подолання сил зчеплення між частинками та утворення нової поверхні. Енергія, споживана при дробленні (подрібненні) витрачається на: 1) пружну деформацію частинок, що руйнуються, і далі розсіюється у вигляді тепла; 2) утворення нової поверхні, тобто. перетворюється на вільну поверхневу енергію подрібнених зерен. При подрібненні

витрата корисної енергії – утворення нової поверхні – становить близько 1% загальної її витрати.

Нехай руйнується зерно як куба з розміром d , представлено на рис. 2.2.

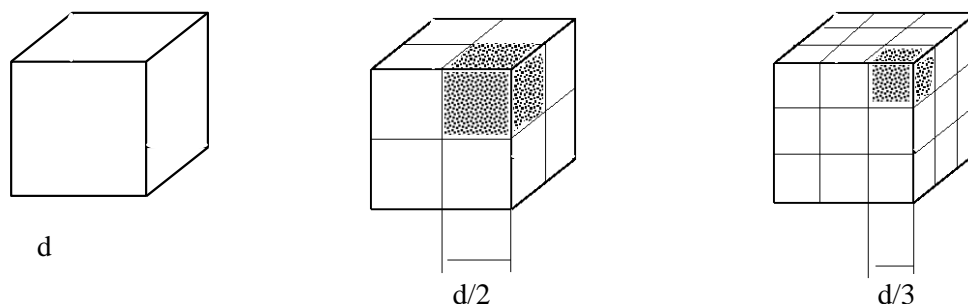


Рис. 2.6 – Зміна сумарної поверхні зерен під час дроблення

Тоді поверхня частинок буде:

$$\text{До дроблення:} \quad S_1 = 6 \cdot d^2 \cdot 1 \text{ кубик.} \quad (2.15)$$

$$\text{Після дроблення:} \quad S_2 = 6 \cdot \left(\frac{d}{2}\right)^2 \cdot 8 \text{ кубиків} = 6 \cdot d^2 \cdot 2; \quad (2.16)$$

$$S_3 = 6 \cdot \left(\frac{d}{3}\right)^2 \cdot 27 \text{ кубиків} = 6 \cdot d^2 \cdot 3; \quad (2.17)$$

$$\dots\dots\dots; \quad (2.18)$$

$$S_n = 6 \cdot \left(\frac{d}{n}\right)^2 \cdot n. \quad (2.19)$$

Тут n – кількість частинок.

Таким чином, при зменшенні розмірів шматків руди відбувається збільшення загальної поверхні частинок.

Для оцінки порошкоподібних матеріалів використовують поняття питомої поверхні, тобто. поверхні, що припадає на одиницю ваги матеріалу. В даному випадку:

$$S_{уд} = 6 \cdot d^2 / d^3 \cdot \delta = 6/d \cdot \delta. \quad (2.20)$$

Позначимо $6/\delta = K$. Для часток малого розміру $K = \text{const}$.

При дробленні Q вагових одиниць матеріалу із середнім розміром шматків D отримаємо стільки ж вагових одиниць матеріалу із середнім розміром d . Поверхня матеріалу до дроблення:

$$S_{1уд} = K \cdot Q/D \quad (2.21)$$

Після дроблення:

$$S_{2уд} = K \cdot Q/d. \quad (2.22)$$

Знову утворена при дробленні поверхня буде:

$$\Delta S = S_2 - S_1 = K \cdot Q/d - K \cdot Q/D = K \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q \quad (2.24)$$

Відомо кілька гіпотез енергетичної оцінки процесів дроблення та подрібнення. Одна з них - гіпотеза Ріттінгер (1867г): Витрата енергії на дроблення пропорційний величині знову утвореної поверхні. У математичному вираженні має вигляд:

$$E = K_0 \cdot \Delta S = K_0 \cdot K \cdot \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q . \quad (2.25)$$

Тут E – витрата енергії, K_0 – коефіцієнт пропорційності, за фізичним змістом є витрата енергії на утворення однієї квадратної одиниці нової поверхні.

Позначимо: $K_0 \cdot K = K_1 . \quad (2.26)$

Тоді $E = K_1 \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q \quad (2.27)$

Помножимо і розділимо праву частину рівняння (2.27) на D , отримаємо

$$E = K_1 \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q \cdot \frac{D}{D} = K_1 \left(\frac{D}{d} - \frac{D}{D} \right) \frac{Q}{D} = K_1 \left(\frac{D}{d} - 1 \right) \frac{Q}{D} . \quad (2.28)$$

Таким чином, за Ріттінгера витрата енергії на дроблення однієї вагової одиниці матеріалу пропорційна ступеня дроблення і мінус одиниця.

За гіпотезою Кирпичева (1874 р.) та Кіка (1885 р.) енергія, необхідна для дроблення та подрібнення матеріалу пропорційна його вазі (або обсягу):

$$E_1 = K_0 \cdot Q . \quad (2.29)$$

З виразу (2.29) випливає, що енергія, що затрачується, не залежить від крупності матеріалу. Коефіцієнт K_0 висловлює витрата енергії на одиницю ваги при цьому ступеня подрібнення. Можна вибрати схему з однаковими ступенями дроблення у кожній стадії:

$$i_1 = i_2 = i_3 = \dots i_n \quad (2.30)$$

Тоді з урахуванням (2.30) загальний ступінь дроблення становитиме:

$$I = i^n , \quad (2.31)$$

де n – кількість стадій дроблення.

При цьому енергії дроблення у кожній стадії будуть дорівнюватися поміж собою:

$$E_1 = E_2 = E_3 . \quad (2.32)$$

З урахуванням виразів (2.29) та (2.32) загальна енергія дроблення за всією схемою буде:

$$E = K_0 \cdot Q \cdot n. \quad (2.33)$$

Для виключення ступеня у виразі (2.31) виконаємо його логарифмування та висловимо n :

$$\lg I = n \cdot \lg i, \quad (2.34)$$

$$n = \lg I / \lg i \quad (2.35)$$

Підставимо співвідношення (2.35) в формулу (2.33) и получим:

$$E = K_0 \cdot Q \cdot \lg I / \lg i. \quad (2.36)$$

Для одного і того ж матеріалу і при одному і тому ж ступені дроблення в кожній стадії величини K_0 і i будуть постійними, тому можна позначити

$$K_2 = K_0 / \lg i, \quad (2.37)$$

тоді енергія дроблення (подрібнення) визначиться з урахуванням співвідношення (2.36) як:

$$E = K_2 \cdot Q \cdot \lg I, \quad (2.38)$$

Математичний вираз для ступеня дроблення можна подати у вигляді

$$D/d = \left(\frac{d}{D} \right)^n. \quad (2.39)$$

Тоді

$$\lg I = \lg \left[\left(\frac{d}{D} \right)^n \right] = n \lg \left(\frac{d}{D} \right) \quad (2.40)$$

З урахуванням співвідношень (2.38) і (2.40) вираз для енергії дроблення матиме вигляд:

$$E = K_2 \cdot \lg \left(\frac{d}{D} \right)^n \cdot Q \quad (2.41)$$

Формула (2.41) є математичним виразом гіпотези Кіка-Кірпічева аналогічно вираженню гіпотези Ріттінгера. По Ріттінгер витрата енергії пропорційна поверхні, по Кіку-Кірпічеву - обсягу. Відповідно ці закони зветься поверхневого і об'ємного законів дроблення (подрібнення). Дані експериментів та промислової практики показали, що ці закони справедливі лише у певних діапазонах крупності. Гіпотеза Ріттінгер добре узгоджується з практикою при тонкому подрібненні, а гіпотеза Кіка-Кірпічева - при великому дробленні.

Академік Ребіндер (1941 р.) запропонував гіпотезу, що охоплює будь-який випадок руйнування корисних копалин, математичний вираз якої має вигляд:

$$A = \sigma \cdot \Delta S + K \cdot \Delta V. \quad (2.42)$$

Тут A - робота, що витрачається на руйнування твердого тіла, σ - поверхнева енергія на одиницю твердої поверхні (σ - надлишок вільної енергії в прикордонному шарі), ΔS - поверхня, що знову утворюється при руйнуванні, ΔV - частина об'єму тіла, що зазнала деформації, K - робота пружної та пластичної деформації, що припадає на одиницю обсягу.

При великому дробленні великих шматків руди $K \cdot \Delta V \gg \sigma \cdot S$, т.к. збільшення поверхні незначне, і робота буде в основному пропорційна обсягу (гіпотеза Кирпичева):

$$A_K \approx K \cdot \Delta V = K_K \cdot D^3. \quad (2.43)$$

При руйнуванні дрібних шматків руди (подрібнення) $\sigma \cdot S \gg K \cdot \Delta V$, т.к. збільшення поверхні значно. У цьому робота майже пропорційна величині нової освіченої поверхні (гіпотеза Риттингера):

$$A_R \approx \sigma \cdot \Delta S = K_R \cdot D^2. \quad (2.44)$$

Гіпотеза Ребіндера пов'язує процес руйнування з фізико-механічними властивостями порід та мінералів (поверхнева енергія, твердість).

Розділимо обидві частини рівняння (2.42) на ΔS та отримаємо:

$$A/\Delta S = \sigma \cdot \Delta S/\Delta S + K \cdot \Delta V/\Delta S, \quad (2.45)$$

звідси

$$A/\Delta S = \sigma + K \cdot \Delta V/\Delta S. \quad (2.46)$$

Позначимо в виразі (2.46):

$$\sigma + K \cdot \Delta V/\Delta S = H_s. \quad (2.47)$$

Тоді з урахуванням співвідношень (2.46) та (2.47) отримаємо:

$$H_s = A/\Delta S. \quad (2.48)$$

Величину H_s треба розглядати як коефіцієнт твердості, що дорівнює роботі утворення одиниці нової поверхні. Разом з тим, величина H_s пов'язана з поверхневою енергією співвідношенням (2.47). Таким чином, чим більша поверхнева енергія твердого тіла, тим більша його твердість, а, отже, і більша робота, яку треба витратити на руйнування – утворення нової поверхні.

Гіпотеза Ребіндера придатна будь-якого діапазону крупності, тому що. вона

зводиться до закону Ріттінгер або Кирпичова при певних значеннях крупності. Ця гіпотеза враховує обидва види енергії – поверхневу та потенційну енергію деформації обсягом дробимого тіла.

Американський вчений Бонд (1950 р.) запропонував гіпотезу, проміжну стосовно законів Риттінгера і Кирпичева:

$$E = K_3 \sqrt[3]{\sqrt{d}} + K_4 \sqrt{D} Q \quad (2.49)$$

За гіпотезою Бонда елементарна робота пропорційна збільшенню параметра, що є середньгеометричним між об'ємом та поверхнею:

$$A_B = K \Delta \sqrt{VS} = K_B D^{2.5}. \quad (2.50)$$

Практика показує певний зв'язок між індексом роботи з Бонду та коефіцієнтом міцності порід за Протодьяконовим..

3. ДОСЛІДЖЕННЯ ЕНЕРГЕТИЧНИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОНУСНОЇ ДРОБАРКИ

3.1. Розробка методики дослідження характеристик конусної дробарки

Для визначення енергетичних показників (питомої витрати електроенергії та споживаної потужності дробарки) необхідне дослідження її енергетичних характеристик у функції параметрів матеріалу, що дробиться, та режимів її роботи.

Для розрахунку споживаної електроприводом потужності застосуємо формулу:

$$P_{ДВ} = \frac{\pi^2 \cdot \sigma^2 \cdot D_K}{0.01224 \cdot E \cdot \eta} \cdot \left(D_{СВ}^2 - d_{СВ}^2 \right) \cdot \omega_K \cdot K_{ПР} \quad (3.1)$$

де $P_{ДВ}$ – потужність двигуну; σ - тимчасовий опір стиску вихідного матеріалу, МПа; D_K - діаметр основи конуса, що дробить, м; E – модуль пружності матеріалу, МПа; η - механічний ККД приводу; $D_{СВ}$ і $d_{СВ}$ - середньозважений розмір частинок вхідного та вихідного продуктів дробарки, м; ω_K - частота обертання (качаній) конуса, що дробить, рад/с; $K_{ПР}$ - сумарний поправочний коефіцієнт, що враховує типорозмір та конструктивне виконання дробарки, динаміку процесу дроблення та ступінь заповнення камери дроблення.

Об'ємну продуктивність конусної дробарки можна визначити за формулою [3]:

$$V = \pi \cdot d_{СВ} \cdot D_K \cdot l \cdot \omega_D \cdot \mu \cdot 3600, \text{ т/год}$$

де $l = \frac{D_K}{12}$ - висота зони паралельності; ω_D - частота обертання головного валу

дробарки; μ - коефіцієнт розпушування матеріалу.

Вагову продуктивність конусної дробарки визначимо за формулою [4]:

$$m = V \cdot \rho_m, \text{ т/год}$$

Дослідження було проведено для дробарки ККД-1500/300, яка має наступні **технічні характеристики:**

Продуктивність Q - 2240 м³/год (см. табл. 1.4);

максимальна рекомендована потужність N_{\max} – 400 кВт;

швидкість обертання приводного валу n – 1.8 об/с;

діаметр основи рухомого конуса D_K – 1,5 м;

ширина розвантажувальної щілини $b = 0,14 - 0,215$ м (см. табл. 1.4);

механічний ККД приводу $\eta = 0,85$;

Двигун АКЗ-13-52-10 – 590 об/хв.

Параметри матеріалу, який дробиться:

Тимчасовий опір стиску вихідного матеріалу $\sigma = 100-150$ МПа (см. табл. 1.4);

середнє значення тимчасового опору стиску вихідного матеріалу $\sigma = 125$ МПа;

модуль пружності матеріалу $E = 7000$ МПа;

коефіцієнт розпушування матеріалу $\mu = 0,5$;

щільність руди $\rho_m = 2,7$ т/м³;

середньозважений розмір відповідно до вихідного матеріалу $D_{св} = 0,1-0,2$ м (см. табл. 1.3 та 1.4).

Для розрахунку потужності електродвигуна при різних досліджуваних параметрах необхідно розрахувати $K_{пр}$ - сумарний поправочний коефіцієнт характеризує типорозмір і конструктивне виконання дробарки.

За формулою (3.1) для граничних параметрів матеріалу дробарки та максимальної встановленої потужності дробарки знайдено $K_{пр}$:

$$K_{пр} = \frac{0,01224 \cdot E \cdot \eta \cdot P_{дв}}{\pi^2 \cdot \sigma^2 \cdot D_K \left(D_{св}^2 - d_{св}^2 \right)} = \frac{0,01224 \cdot 7000 \cdot 0,85 \cdot 400000}{\pi^2 \cdot 150^2 \cdot 1,5 \left(0,75^2 - 0,15^2 \right)} = 2,625$$

Для конусної дробарки ККД-1500/300 і при $D_{св}=750$ мм, ширині розвантажувальної щілини рівної 180 мм і середньозваженому розмірі частинок дроблення дорівнює $d_{св}= 115$ мм коефіцієнт $K_{пр} = 2,625$.

3.2. Дослідження енергетичних характеристик конусної дробарки

Розрахуємо залежність коефіцієнту дроблення від вихідної щілини дробарки за формулою:

$$i = \frac{D_{св}}{d_{св}},$$

де $D_{св}=0,75$ та залишається незмінним, $d_{св}$ залежить від розміру вихідної щілини дробарки згідно рис. 1.16 – А. Також розрахуємо продуктивність, споживану

потужність та питоме споживання електроенергії при різних тимчасових опорах стиску вихідного матеріалу (100, 125 та 150 МПа).

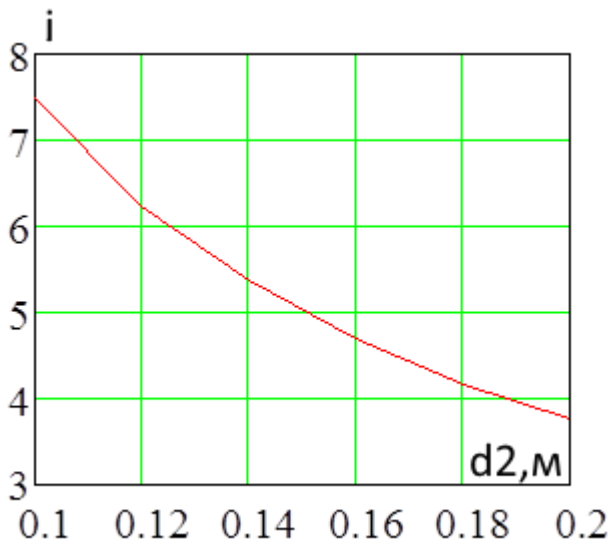


Рис.3.1. Залежність коефіцієнту дроблення від розміру вихідної щілини дробарки

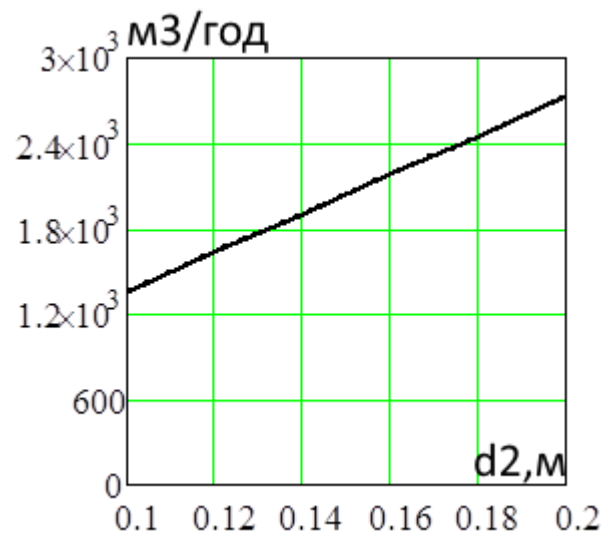


Рис.3.2. Продуктивність в функції зміни розміру вихідної щілини дробарки

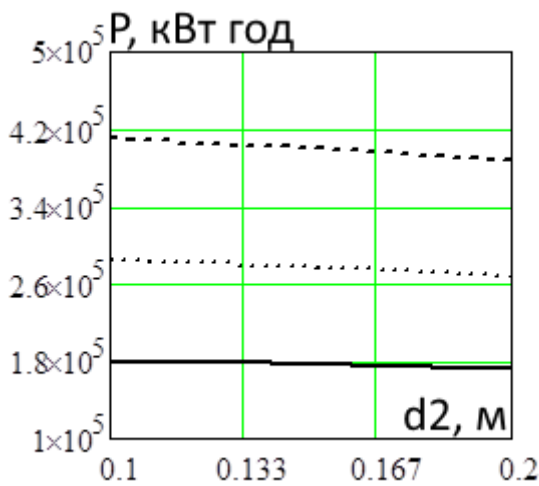


Рис.3.3 Споживана потужність в функції зміни розміру вихідної щілини дробарки

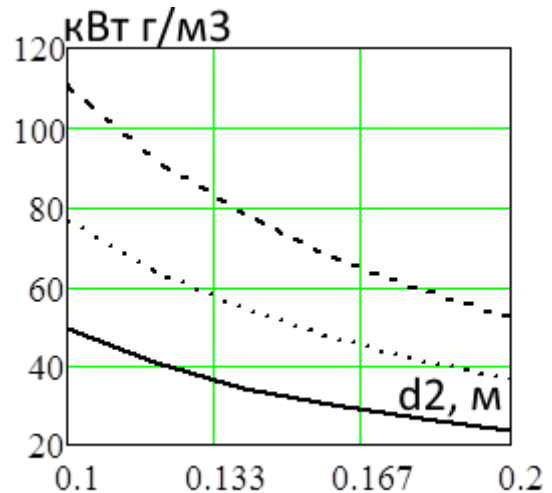


Рис.3.4 Поточна витрата потужності в функції зміни розміру вихідної щілини дробарки

Можна констатувати наступне: потужність приводу при інших незмінних умовах мало змінюються зі зміною щілини дробарки (максимум на 22 кВт при дробленні матеріалу з найбільшим тимчасовим опором стиску 150 кПа). Найвища

питома витрата потужності – при найменшій величині щільності, та найбільшому тимчасовому опору стиску матеріалу (115 Вт/т). Треба також відмітити також, що помітно змінюється продуктивність (на 1365 м³/год) при зміні щільності. Далі промодельюємо енергетику в залежності від зміни тимчасового опору стиску вихідного матеріалу:

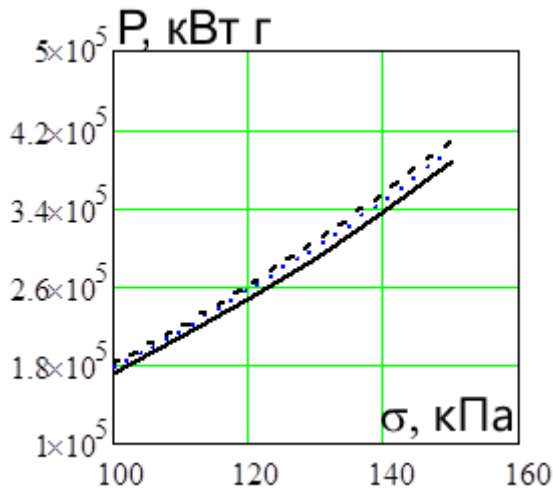


Рис.3.5 Споживана потужність в функції зміни тимчасового опору стиску вихідного матеріалу

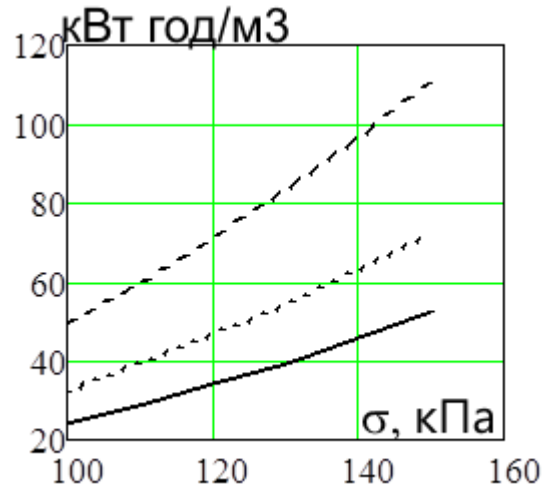


Рис.3.6 Поточна витрата потужності в функції зміни тимчасового опору стиску вихідного матеріалу

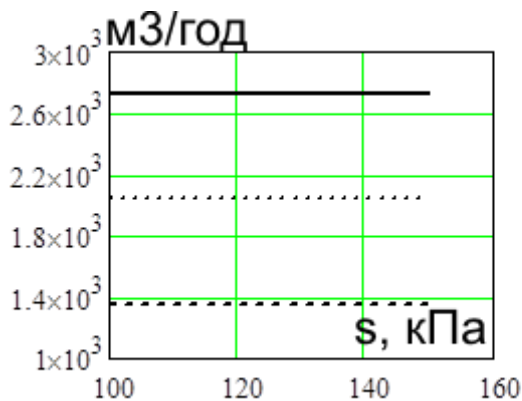


Рис.3.7 Продуктивність дробарки в функції зміни тимчасового опору стиску вихідного матеріалу

У першу чергу треба відмітити, що споживана потужність помітно змінюється зі зміною жорсткості руди (на 250 кВт – більше половини номінальної потужності). Причому продуктивність дробарки залишається незмінною. Особливу увагу треба звернути на це, що при максимальній жорсткості матеріалу двигун трюхи (на 9 кВт) перевантажений.

Далі дослідимо енергетику при умові використання регульованого електроприводу. Відповідні графіки наведені нижче.

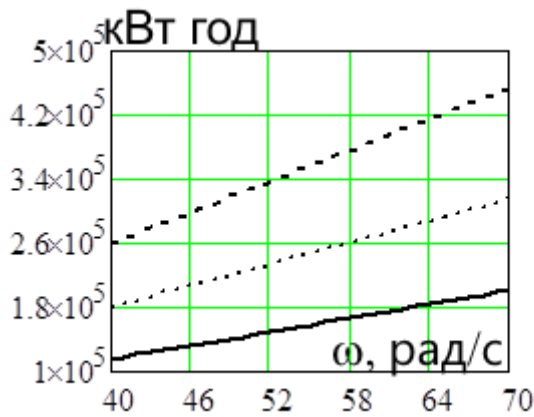


Рис. 3.8 Споживана потужність в функції зміни швидкості приводу

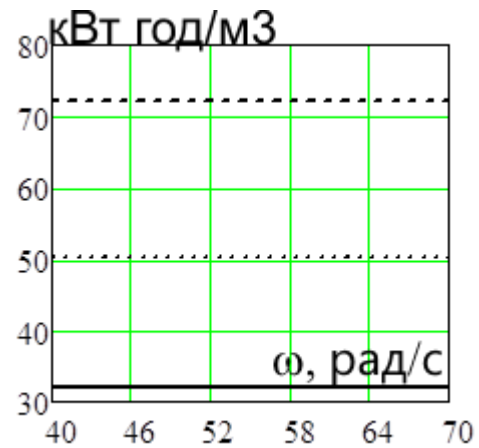


Рис. 3.9 Поточна витрата потужності в функції зміни швидкості приводу

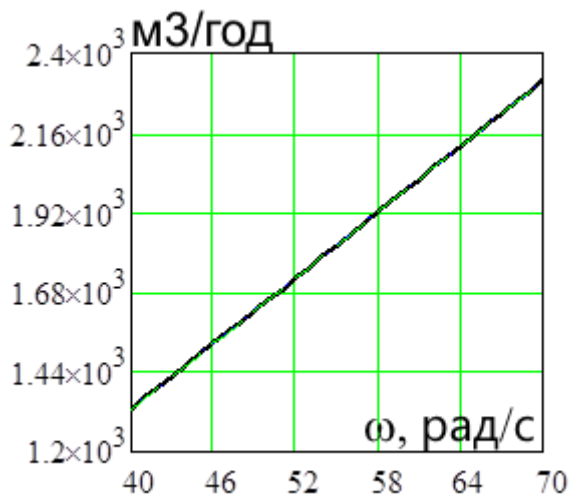


Рис. 3.10 Продуктивність дробарки в функції зміни швидкості приводу

У першу чергу треба відмітити, що споживана потужність зростає зі збільшенням швидкості, не настільки інтенсивне, як при зміні тимчасового опору стиску (при зміні швидкості від 40 до 60 рад/с на 194 кВт при самому жорсткому матеріалі). Цікаво відмітити, що поточна витрата потужності незмінна.

Тобто при інших рівних умовах регулювання швидкості приводу є енергоефективним завжди.

Дослідження дозволяють з'ясувати параметри, що впливають на енергетику. З залежностей можна зробити такі висновки:

Найбільший вплив на споживану потужність йде при зміні міцності матеріалу, далі йде зміна швидкості електроприводу. Найменше на споживану потужність впливає зміна ширини щілині дробарки.

Зі збільшенням швидкості обертання потужність, що споживається електроприводом дробарки та продуктивність дробарки, збільшуються прямо пропорційно. Питоме енергоспоживання не змінюється;

Встановлені залежності можуть бути використані при автоматизації процесу дроблення.

На основі аналізу запропоновано технічні рішення щодо покращення енергоефективності конусної дробарки:- розробка регульованого електроприводу конуса дробарки, що забезпечує задану продуктивність дробарки при мінімальному питомому витраті електроенергії.

3.3. Розробка та моделювання системи автоматичного регулювання ЕП конусної дробарки

Розробимо модель конусної дробарки згідно виразу (3.1), де привід буде для спрощення врахований як безинерційна ланка. Можна розглянути два варіанта побудовання системи автоматичного керування – керування продуктивністю дробарки або керування потужністю дробарки. Як вже було визначено, потужність споживана дробарки значно залежить від величині щілини дробарки, а також від міцності залізної руди. Можуть бути ситуація, коли міцність залізної руди знизилась, привід працює значною мірою не завантаженим. Це, по-перше, погіршує енергетику електроприводу, а, по-друге, обмежує можливості дробарки. Якщо технологія це дозволяє, то можна збільшити продуктивність дробарки безо всякого негативу для дробарки та електроприводу, був би здатен живильник подати достатньо руди до дроблення. Але, з іншого боку, якщо потрібна висока рівномірність при насипанні дробленої руди на приймальний конвеєр, то необхідно підтримувати продуктивність на одному рівні, з достатньою точністю. Розглянемо динаміку в розімкненої системі, при роботі нерегульованого електроприводу. Нижче наведена модель розімкненої системи.

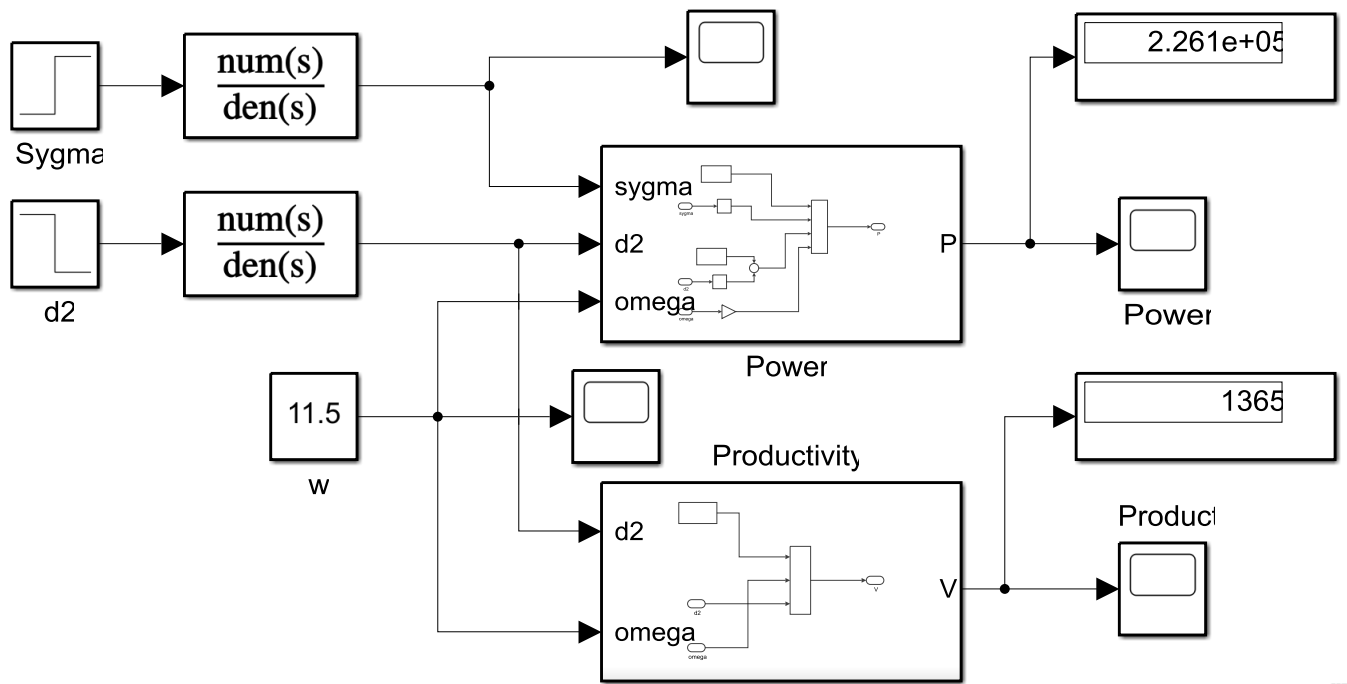


Рис. 3.11. Модель дробарки з нерегульованим електроприводом

Сигналами збурення тут обрані сигнали розміру щілини, тимчасового опору стиску вихідного матеріалу, які сформовані такими, як показане на рис.3.12



Рис. 3.12. Графіки збурень за тимчасового опору стиску вихідного матеріалу та величини вихідної щілини дробарки

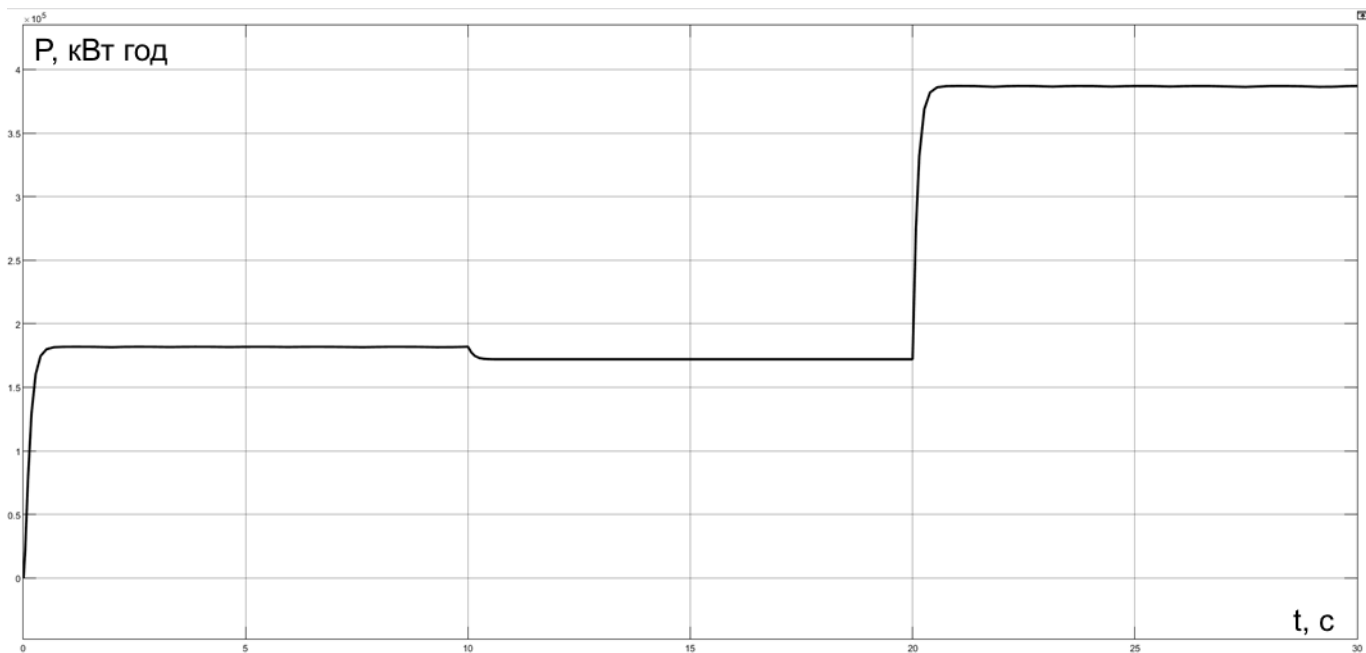


Рис. 3.13. Потужність споживана приводу дробарки

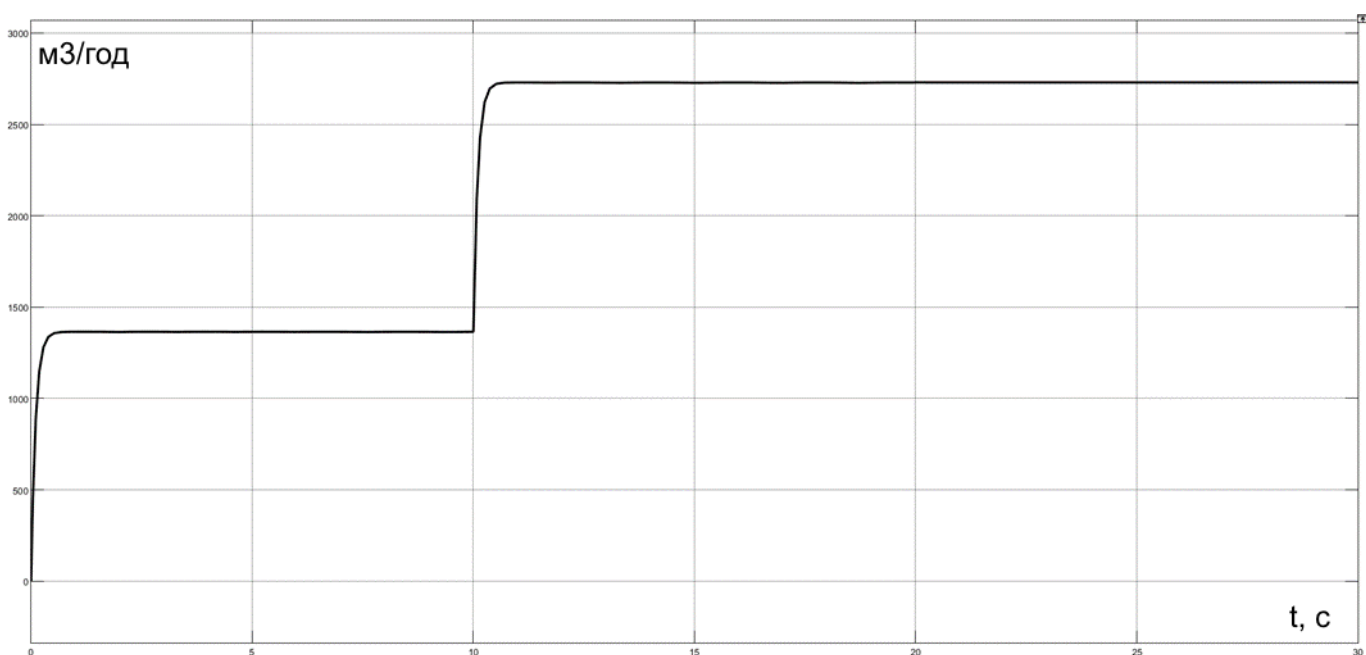


Рис. 3.14. Продуктивність дробарки

Як ми бачимо, продуктивність дробарки залежить тільки від величини щілини, під час роботи дробарки ніхто її не змінює. Тому можна вважати, що продуктивність дробарки при незмінній швидкості підтримується на високому рівні. Але інша справа споживана потужність – вона залежить від всіх параметрів, та значно. Більш того, при максимальному тимчасового опору стиску вихідного матеріалу та

мінімальної величині щільності потужності двигуна може перевищити номінальну величину, як це показано на рис. 3.15:

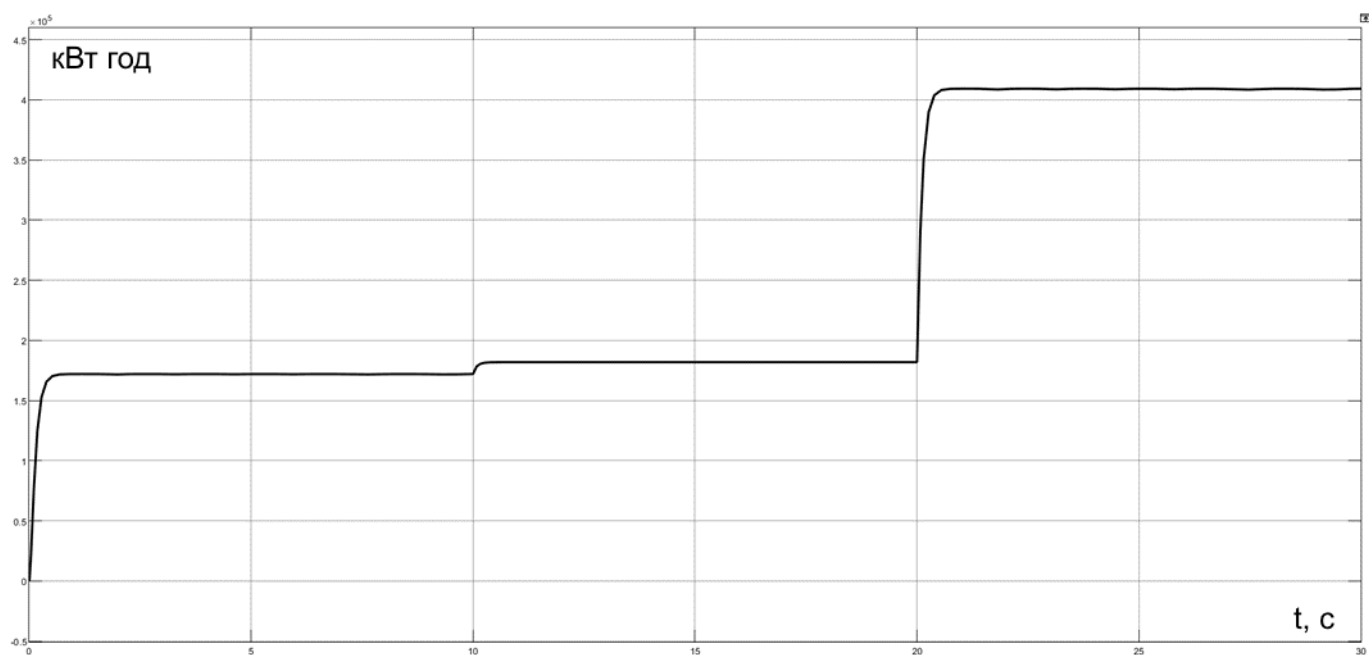


Рис. 3.15 Потужність дробарки за несприятливих умов (останні 10 сек)

Нижче наведена структура стабілізації продуктивності дробарки:

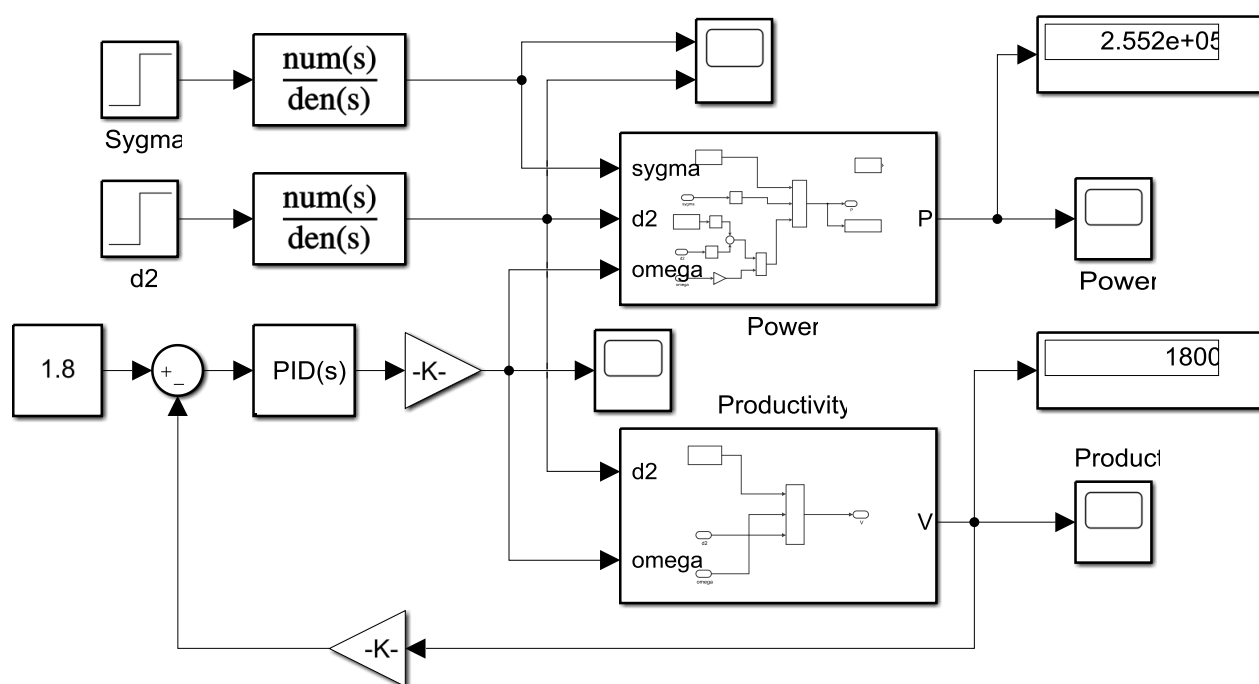


Рис. 3.16. Структура моделі системи автоматичного керування продуктивністю дробарки

В зворотньому зв'язку тут використаний ПІ-регулятор. Через невисокі вимоги до якості перехідних процесів регулятор налаштований приблизно, його коефіцієнти

$K = 10$ та $I = 10$. Вказаний тип регулятора обраний тому, що він забезпечує нульову помилку.

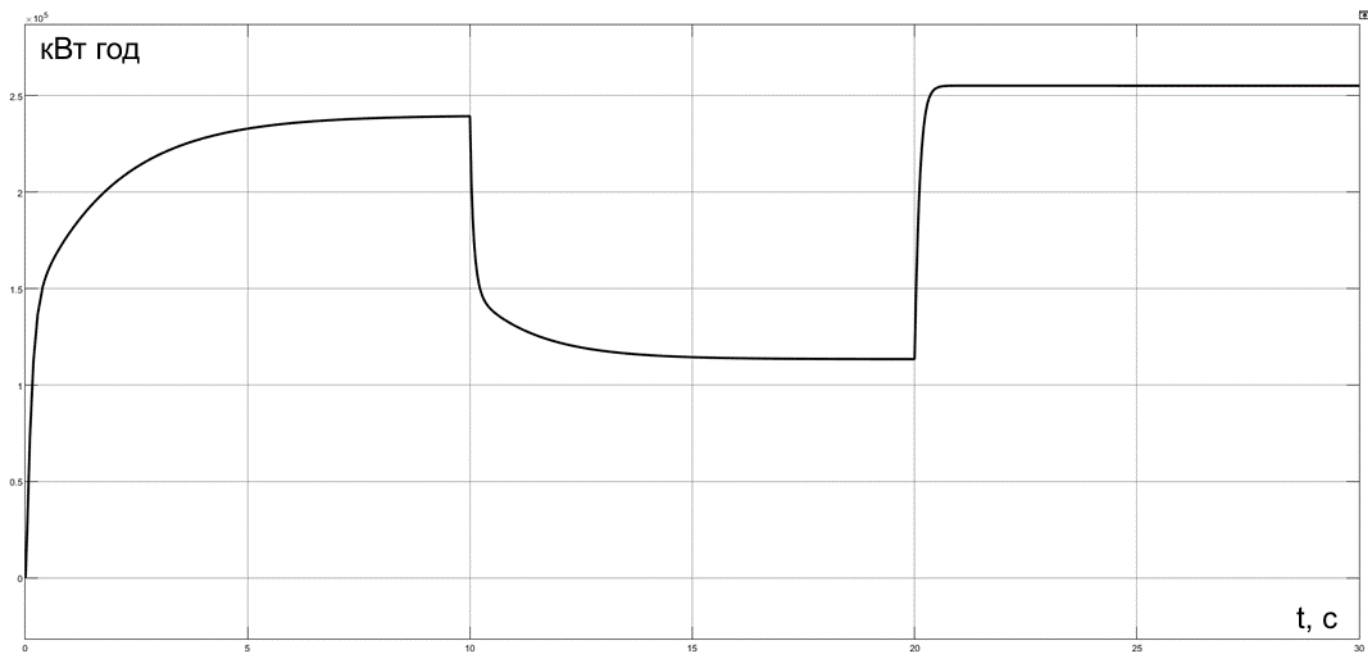


Рис. 3.16. Графік потужності при стабілізації продуктивності дробарки

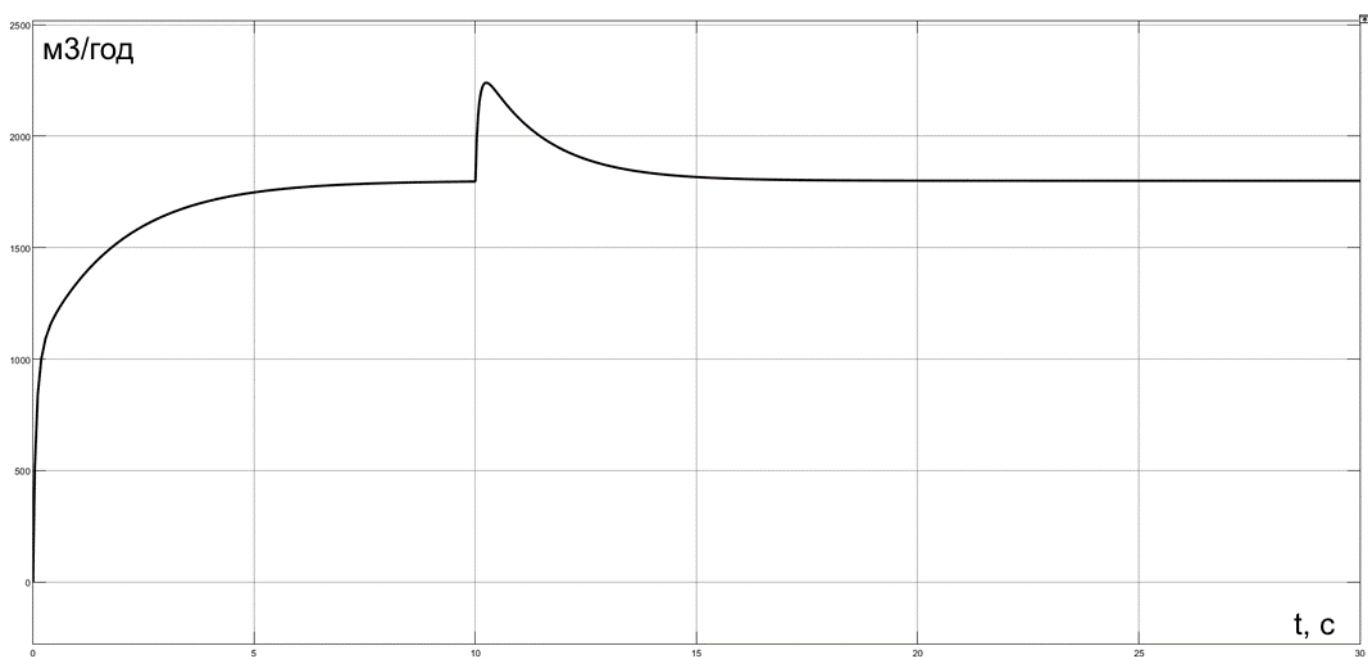


Рис. 3.17. Графік продуктивності при стабілізації продуктивності

Ми ще раз переконалися, що система автоматичного керування продуктивністю дробарки тут не потрібна, тому що величину щілини зазвичай не регулюють, коли працює дробарка. Тому розглянемо більш нагальну системи автоматичного керування.

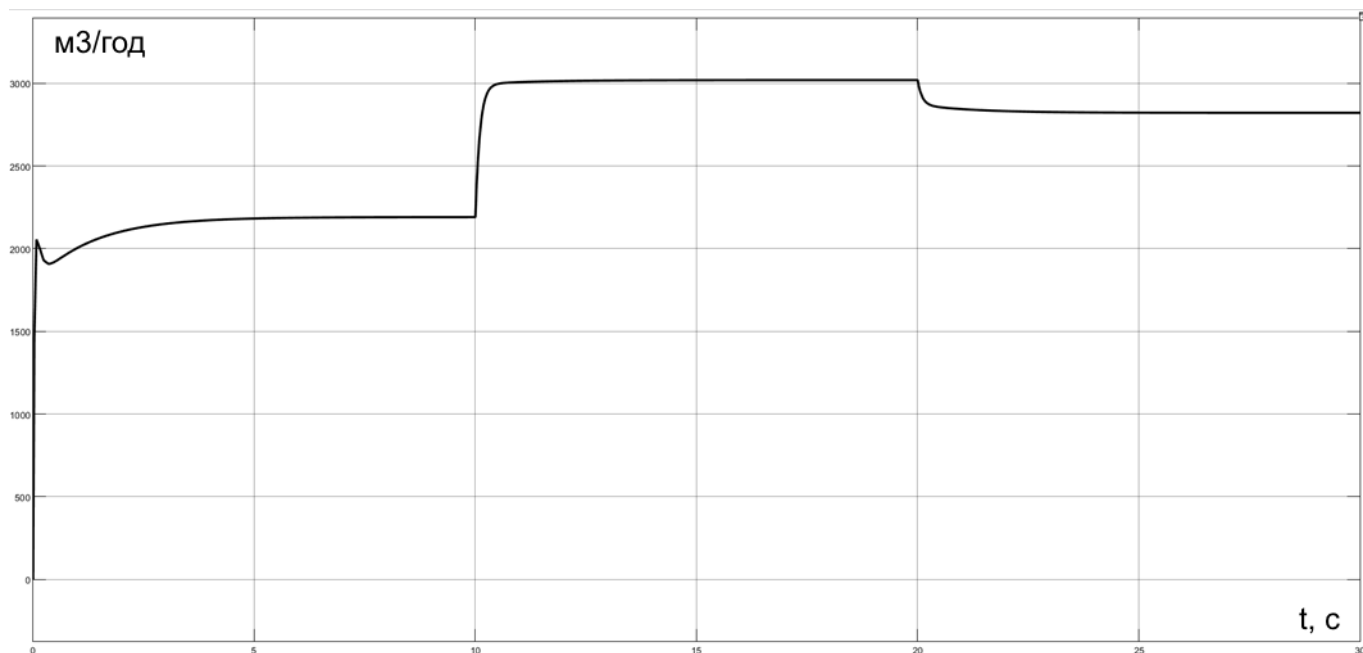


Рис 3.20. Графік продуктивності дробарки при стабілізації споживаної потужності

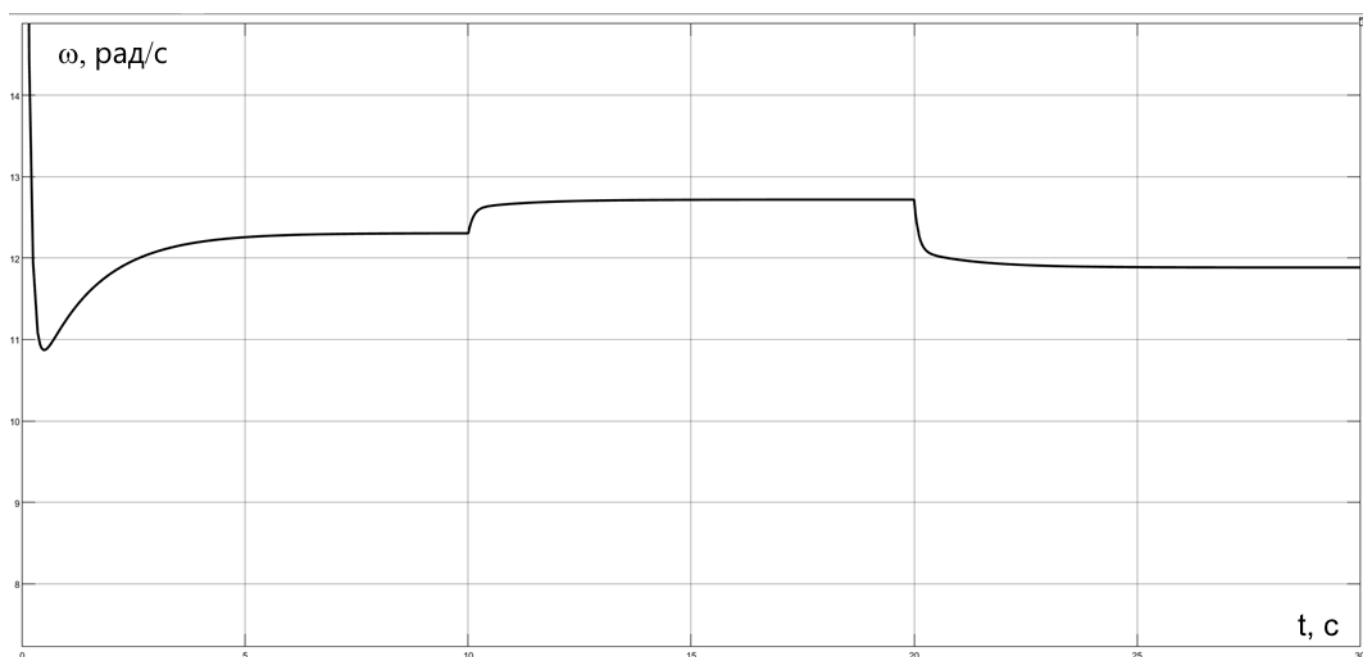


Рис. 3.21. Швидкість конусу при стабілізації потужності приводу

4. АНАЛІЗ ЕКОНОМІЧНОЇ ЕФЕКТИВНОСТІ ВІД ВПРОВАДЖЕННЯ РЕГУЛЬОВАНОГО ЕЛЕКТРОПРИВОДУ ДРОБАРКИ

4.1. Варіанти реалізації електроприводу конусної дробарки.

У світі найбільшого застосування знаходять такі варіанти приводу конусних дробарок:

асинхронний привід із зубчастою конічною парою та клинопасової передачею;

привід з гідравлічними муфтами та трансформаторами з понижувальною зубчастою передачею.

прямий привід, в якому електродвигун зчленується безпосередньо з приводним валом.

Найбільшого поширення в конусних дробарках знайшов перший варіант приводу. Перевагою зазначеного приводу є простота та надійність в експлуатації.

Одним із недоліків клинопасової передачі є наявність помітних втрат (на ковзання ремня, на гістерезис, опір повітря і так далі. ККД передачі визначається коефіцієнтом тяги σ згідно з рис. 4.1



Рис. 4.1. Залежність ККД ремінної передачі від коефіцієнта тяги

При номінальному навантаженні ККД клинопасової передачі становить $0,92 \div 0,97$. Вважаємо, що інженерами привід був спроектований та реалізований без грубих помилок. Тоді пасова передача повинна розвивати максимальний момент, тобто вона працює при коефіцієнті тяги, що дорівнює 0,5. Це відповідає номінальній потужності приводу – 400 кВт. Очевидно, якщо завантаження приводу впаде до 200 кВт (тобто наполовину), це відповідатиме падінню коефіцієнта тяги до 0,25, що відповідатиме вже К.П.Д. передачі, що дорівнює 86%. Тобто, якщо привід працюватиме на половинній потужності, то втрати лише на ременній передачі становитимуть $(0,92 - 0,86) \cdot 200 \text{ кВт} = 12 \text{ кВт}$.

4.2. Розрахунок економічної ефективності ід впровадження регульованого електроприводу дробарки

З іншого боку, дробарка призначена для обробки залізних руд з часовим опором стискання в діапазоні від 100 до 150 кПа. Моделюванням раніше було вже встановлено, що обробка залізняка з максимальним часовим опором стискання 150 кПа та мінімальним розміром щілини (100 мм) йде вже з невеликим навантаженням приводу (409 кВт) – привод використаний повністю.

Невідомо, який розподіл за часом тимчасового опору стискання залізної руди, але для простоти припустимо, що третина часу обробляється руда зі 100 кПа, другу третину часу – руда з 125 кПа та останню, третю частину часу – руда з 150 кПа. Розрахунками встановлено, що при номінальній та незмінній швидкості приводу у першому випадку споживається (172 – 181 кВт), у другому випадку – (269-284 кВт, та у третьому – (387-409 кВт). Діапазон усередині дужок визначається розміром щілини (відповідно) 200 – 100 мм). Продуктивність для всіх трьох випадків залишається незмінною 1365 м³/год, (або 3686 т/год), тому що швидкість не змінюється. Відомо, що питома витрата енергії інваріантна швидкості (тобто від неї не залежить). збільшити продуктивність дробарки, використовуючи резерв, що вийшов по потужності. допоможе покращити техніко-економічні показники.

Якщо під час обробки жорсткої руди $\sigma = 100 \text{ кПа}$ збільшити швидкість

приводу з 61,72 до 88 рад/с, то продуктивність зросте на 415 м³/год, а потужність збільшиться з 182 до 237 кВт.

Якщо при обробці руди $\sigma = 100$ кПа збільшити швидкість приводу з 61,72 до 94 рад/с, то продуктивність зросте на 545 м³/год, а потужність збільшиться з 284 до 395 кВт.

Таким чином за третину року буде вироблено додаткових:

$$(415 + 545) \cdot 24 \cdot 365 / 3 = 2803200 \text{ м}^3, \text{ або } 7568640 \text{ тони.}$$

Враховуючи, що при попередньому варіанті з постійною швидкістю електроприводу на рік перероблялося:

$$1365 \text{ м}^3/\text{год} \cdot 24 \text{ год} \cdot 365 \text{ суток} = 11957400 \text{ м}^3, \text{ або } 32284980 \text{ тони,}$$

то ми додатково збільшуємо продуктивність у:

$$(32284980 + 7568640) / 32284980 = 1,23 \text{ рази.}$$

За вартості 1 тони залізної руди в 135 дол./т ми отримуємо додаткові фінансові кошти (тобто економічний ефект від продуктивності) у розмірі:

$$E_{\text{прод}} = 7568640 \cdot 1,35 = 10217664 \text{ долл,}$$

тобто приблизно 10,2 млн. доларів (або 425667882,24). Якщо така швидкість є неприпустимо високою конуса дробарки, все одно економічний ефект залишається досить суттєвим. Наприклад, при зменшенні швидкості приводу дробарки наполовину від попереднього значення залишається значний економічний ефект 5.1 млн. доларів. (теж наполовину).

Розглянемо тепер витратну частину. По-перше, протягом однієї третини року було підвищено потужність із 182 до 237 кВт (тобто на 55 кВт), а протягом другої третини року потужність піднялася з 284 до 395 кВт (на 111 кВт). Тому енергії для отримання додаткового продукту буде витрачено:

$$C_{\text{ед}} = (55 \text{ кВт} + 111 \text{ кВт}) \cdot 24 \text{ год} \cdot (2 \cdot 365 \text{ діб} / 3) \cdot 6.2 \text{ грн/кВт/год} = 6010528 \text{ грн.}$$

По-друге, необхідно придбання перетворювача частоти приводу. Звичайні низьковольтні перетворювачі частоти коштують приблизно 100 доларів за кВт. Враховуючи, що напруга живлення – 6 кВ, то йдеться про високовольтні перетворювачі, які суттєво дорожчі. Прийmemo для надійності, що вони дорожчі вдвічі, ніж низьковольтні, тобто 200 дол/кВт. Слід також зважити на вартість

монтажно-пускових робіт, яка зазвичай становить 25 % від капітальних витрат.

Таким чином, капітальні витрати на перетворювачі частоти становитимуть:

$$C_{пч} = 400 \text{ кВт} \cdot 200 \text{ долл/кВт} \cdot 1,25 \cdot 41,66 \text{ грн/долл} = 4166000 \text{ грн}$$

Додатковою статтею економії буде переведення клинопасової передачі в більш енергоефективний режим. Як було зазначено раніше, при дробленні руди середньої міцності споживається 269-284 кВт (у середньому ≈ 277 кВт), що становить наступну величину коефіцієнта завантаження приводу: $277/400 = 0,6925$. Це призводить до того, що коефіцієнт тяги буде $0,6925 \cdot 0,5 = 0,35$. Для цього коефіцієнта тяги згідно рис. 4.1 ККД буде приблизно 84%. Тобто при збільшенні швидкості до такої величини, щоб привід був навантажений на 100%, ремінна передача перейде в нормальний стан, з ККД = 0,92. Тобто економія третину року складе лише на клинопасової передачі:

$$E_{кп}(150) = (0,92 - 0,84) \cdot 277 \text{ кВт} \cdot 365 \text{ діб} / 3 \cdot 6,02 \text{ грн} / \text{кВт} = 16230 \text{ грн}$$

Іншу третину року економія на клинопасової передачі:

$$E_{кп}(100) = (0,90 - 0,82) \cdot 177 \text{ кВт} \cdot 365 \text{ сут} / 3 \cdot 6,02 \text{ грн} / \text{кВт} = 10371 \text{ грн}$$

Економічний ефект від впровадження тоді становитиме:

$$E = E_{прод} + E_{кп}(150) + E_{кп}(100) - C_{ед} = 425667882,24 + 16230 + 10371 - 6010528 \\ = 419683955,24 \text{ грн}$$

Термін окупності становитиме:

$$T = C_{пч}/E = 4166000 / 419683955,24 = 0,0099 \text{ года}$$

Такий фантастично малий термін окупності виглядає неправдоподібним. Як би там не було, невелике збільшення швидкості обертання конуса понад номінальне значення не повинно так сильно порушувати параметри технологічного процесу. Проте вже потрібні додаткові фундаментальні дослідження механічних процесів у дробарці, що вже виходить за рамки цієї роботи

З проведеного розрахунку економічної ефективності потрібно зробити важливий висновок: підвищення швидкості конуса дробарки, якщо це не порушує інші технологічні параметри (гранулометричний склад, режим міцності власне конуса тощо) є економічно досить вигідним. Однак, при цьому завжди треба враховувати пропускну здатність живильників і конвеєрів, а також всього технологічного ланцюжка ланцюга апаратів.

4.3. Вибір перетворювача частоти

Виходячи з умови, щоб напруга була 6 кВ, а потужність була не менше 400 кВт, обираємо як варіант перетворювач, зазначений нижче. Додатковим позитивним моментом є можливість підвищувати швидкість у 1.6 рази, якраз на стільки, скільки було потрібно в техніко-економічних розрахунках.

Табл. 4.1 Технічні характеристики

Виробник	Danfoss
Серія	VEDADRIVE
Потужність, кВА/кВт	500 / 400
Номинальний струм, А	48
Напруга живлення, кВ	3; 4.16; 6; 6.6; 10; 11 ($\pm 15\%$)
Метод модуляції	Синусоїдальна ШИМ/векторна ШИМ
Номинальна частота, Гц	50/60 ($\pm 10\%$)
Ступень захисту	IP31
Напруга управління	$\sim 1 \times 110-220$ В и $\sim 3 \times 380$ В ($\pm 15\%$)
Вихідний коефіцієнт потужності	Не менш 0,96
ККД	Не менш 0,96
Діапазон частот на виході	0-80 Гц
Розрешення по частотам	0,01Гц/0,002Гц
Миттєва струмова відсічка	При 200% номінального струму
Обмежувач струму	10-150% номінального струму
Аналогові входи	2 канали, 4-20 мА
Аналогові виходи	4 канали, 4-20 мА
Релейні виходи	~ 250 В, 5А/ ~ 30 В, 3А
Протоколи зв'язку	Інтерфейс RS485, Modbus RTU - стандартно Profibus DP, Ethernet IP, Modbus TCP/IP и др. - опція
Час розгону и гальмування	5-3000 с (в залежності від навантаження)
Дискретні входи/виходи	12 входів/13 виходів (можливо збільшення)
Робоча температура, °С	-5.....+45
Система охолодження	Повітряне та рідинне
Вологість повітря	Не більш 95%, без випадання конденсату
Висота над рівнем моря	Не більш 1000м, пониження характеристик на - 1% при перевищенні на кожні 100м

ВИСНОВКИ

Випускна робота магістра присвячена дослідженню проблеми підвищення економічної ефективності використання дробарок в умовах гірничо-збагачувальних комбінатів.

Відомо, що привід дробарок прийнятий традиційно нерегульованим. Параметри вихідної продукції дробарок мають ймовірнісний характер. Властивості вихідного продукту дробарок оцінюють за допомогою так званих гранулометричних характеристик. Вид гранулометричних характеристик визначається величиною зазору поміж рухомим й нерухомим конусом.

В роботі була поставлена задача визначення, як будуть змінюватися енергетичні характеристики дробарок при використанні регульованого електроприводу. Нажаль, не було знайдено інформацію про те, як буде змінюватися гранулометричний склад вихідного продукту при зміні швидкості. Але для дробарок існують математичні вирази, які пов'язують продуктивність та споживану потужність дробарок зі швидкістю обертання рухомого конуса та деякими показниками режимів роботи дробарок. Визначене, що потужність дробарки найбільш залежить від міцності меленого матеріалу, набагато менше – від величини щілини дробарки. Продуктивність дробарки ніяк не залежить від міцності матеріалу. Виявлене також, що регулювання швидкості не впливає на поточне споживання енергії. Для підвищення економічної ефективності використання дробарок була використана ідея збільшення продуктивності дробарки, й отримання за рахунок цього додаткового продукту. Для досягнення цього врахований цей факт, що коливання потужності дробарки вельми значні, при сталій продуктивності. Коли дробарка дробить менш міцну руду, вона значно недовантажена, й можна підвищивши швидкість конуса дробарки, підвищити власне продуктивність. Саме для цього була розроблена замкнена система керування споживаною потужністю, яка, незалежно від міцності руди, забезпечує максимальну віддачу від дробарки. Техніко-економічні розрахунки показали, що технічне рішення є надзвичайно ефективним з дуже малим терміном окупності. Це виходить через те, що руда дуже дорого коштує, й тому навіть невеличкий приріст продуктивності дає неочікуване велику віддачу.

СПИСОК ВИКОРИСТАНИХ ДЖЕРЕЛ

1. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление Недра, Москва, 1981 г., 343 стр.
2. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. - М.: Недра. - 1980. - 416с.
3. Терещенко А. Н. Кинематический расчет конусной дробилки / Терещенко А. Н. // Международная научно-техническая конференция молодых ученых бгту им. В. Г. Шухова: Сборник труд. конф. - Белгород, 2017. - с. 2297-2304
4. Софронов, В. Л. Машины и аппараты химических производств / В. Л. Софронов. - Северск: СГТА, 2008. - 263 с.
5. Серго Е. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. - Киев. : Вища школа. - 1986. - 285с.
6. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. - М. : Недра. - 1982. – 368 с.
7. Пономарев, В. Б. Щековые и конусные дробилки: методические указания по курсовому проектированию/ В. Б. Пономарев, А. Б. Лошкарев.- Екатеринбург: ГОУ-ВПО УГТУ-УПИ, 2008. - 71с.
8. Фурин В. О., Федулов К. А., Турьянский Б. В. Интеллектуальные конусные дробилки ПАО «Уралмашзавод» // Научно-технический и производственный журнал: горная промышленность. - 2016. - №6 (130) - 15-20 с.
9. К. А. Разумов, В. А. Перов Проектирование обогатительных фабрик 1982 г. — 260 стр.
10. Конусные дробилки: научное издание / Ю. А. Муйземнек [и др.], 1970. - 231 с
11. Лагунова Ю. А. Энергопотребление при дроблении горных пород конусными дробилками // Известия УГГГА: сб. науч. ст. - Екатеринбург., 2000, №9. - 158-161 с.
12. Прокофьев Е. В. Автоматизация технологических процессов и производств. Часть 1. Автоматизация технологических комплексов подготовительных процессов: учебное пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2006.
13. Марасанов В. М., Дылдин Г. П. Регулятор скорости вращения электропривода конусной дробилки // Известия УГГГА: сб. науч. ст. - Екатеринбург., 2017,

№2. - 78-81 с.

- 14.Бабокин Г. И., Деревнин И. А. Исследование энергетических характеристик конусной дробилки // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2020. - №6