

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ РФ
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«СЕВЕРО-КАВКАЗСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ
(ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ)»

* * *

Кафедра «Горное дело»

ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

УЧЕБНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ПОСОБИЕ
по выполнению практических работ по дисциплине
«Проектирование обогатительных фабрик»

Для студентов, обучающихся по направлению подготовки
21.05.04 – «Горное дело»,
Специализация «Обогащение полезных ископаемых».
Квалификация выпускника специалист.
Форма обучения – очная

Составитель: С.И. Евдокимов

Допущено
редакционно-издательским советом
Северо-Кавказского горно-металлургического института
(государственного технологического университета)

ВЛАДИКАВКАЗ 2021

УДК 622.7
ББК 33.4
Е 15

Рецензент:

Доктор технических наук, профессор
Северо-Кавказского горно-металлургического института
(государственного технологического университета)

Гегелашвили М.В.

Проектирование обогатительных фабрик [Электронный ресурс]: Учебно-методическое пособие по выполнению практических работ по дисциплине «Проектирование обогатительных фабрик» для студентов, обучающихся по направлению подготовки 21.05.04 «Горное дело», специализация «Обогащение полезных ископаемых». Квалификация выпускника специалист. Форма обучения – очная / Сост.: С.И. Евдокимов; Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет). – Электрон. текст. дан. (236 Кб). – Владикавказ: Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет), 2021.

Режим доступа: <http://www.skgmi-gtu.ru/ru-ru/lib/resources/e-catalogues/ctl/DetailPublicationView/mid/3869?catalogID=4&publicationID=605b3779bc1f55125c289657>

Загл. с титул. экрана.

Настоящее издание является частью электронного учебно-методического комплекса по дисциплине «Проектирование обогатительных фабрик», включающего учебную программу дисциплины, конспект лекций, наглядное пособие «Проектирование обогатительных фабрик. Презентационные материалы», курсовое проектирование, практикум, методические указания по самостоятельной работе, контрольно-измерительные материалы «Проектирование обогатительных фабрик. Банк тестовых заданий». Настоящие методические указания содержат практические работы, которые позволят обучающимся закрепить теорию по наиболее сложным разделам направления подготовки 21.05.04 – «Горное дело».

Кафедра «Горное дело».

© Составление. ФГБОУ ВО СКГМИ (ГТУ), 2021
©Евдокимов С.И., составление, 2021

Учебное электронное издание

Выпущено в авторской редакции, пунктуации и орфографии

Компьютерная вёрстка: Евдокимов С.И.

Для создания электронного издания использованы:
Microsoft Office Word 2007, Corel Draw-12

Подписано к использованию: 29.01.2021 г.

Объем 1594 Кб

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
Северо-Кавказский горно-металлургический институт
(государственный технологический университет).
362021, г. Владикавказ, ул. Николаева, 44

Кафедра «Горное дело»У

Оглавление

Практическое занятие № 1	
Выбор, обоснование и расчет схемы дробления.....	6
Практическое занятие № 2	11
Выбор, обоснование и расчет схемы измельчения.....	11
Практическое занятие № 3	13
Выбор, обоснование и расчет оборудования для дробления.....	13
Практическое занятие № 4	17
Выбор, обоснование и расчет оборудования для измельчения.....	17
Практическое занятие № 5	21
Методика теста на определение индекса шарового измельчения Бонда	21
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	3

1 Цели и задачи практических занятий

Основной целью практических занятий по дисциплине «Проектирование обогатительных фабрик» является формирование профессиональных умений у студентов выполнять определенные действия, операции, необходимые в последующей профессиональной деятельности. Они направлены на формирование профессиональных практических умений по выбору и расчету технологических схем по переработке сырья, других практических задач.

Задачи практических занятий основываются на необходимости получения выпускником знаний, умений, навыков в соответствии с требованиями ГОС ВПО.

В результате изучения дисциплины студент должен знать:

основные принципы технологического проектирования обогатительных фабрик;
структуру и содержание проектно-сметной документации;
нормативные документы при проектировании предприятий и сооружений;
методику поиска оптимальных проектных решений;
порядок рассмотрения и реализации проекта;
выбор и расчет технологических схем обогащения, основного и вспомогательного оборудования;
общие принципы конструктивно-компоновочных решений цехов и оборудования;
генеральный план обогатительной фабрики;
способы хранения и отгрузки концентратов;
проектирование сооружений хвостового хозяйства;
требования по промышленной безопасности и охране окружающей среды при проектировании обогатительных фабрик.
отчеты по лабораторным и практическим заданиям;
рефераты, эссе.

Практическое занятие № 1

Выбор, обоснование и расчет схемы дробления

Теоретические сведения

Исходные данные для схемы рудоподготовки:

- максимальная крупность руды – 400 мм;
- влажность руды 4 %;
- крепость руды – твердая;
- крупность измельченной руды в первой стадии – 30 % класса минус 71 мкм;
- крупность измельченной руды во второй стадии – 70 % класса минус 71 мкм;

Проектом принят традиционный состав цикла рудоподготовки: цикл дробления и цикл измельчения. Для рассмотрения вариантов с самоизмельчением нет исследовательских данных и не найдены соответствующие аналоги мировой практики обогащения.

В проекте предусматривается складирование мелкодробленой руды перед измельчением.

Крупность дробленой руды с учетом тенденций развития технологии обогащения и намечаемым измельчением в шаровых мельницах, с учетом свойств руды и минералов, принята крупность $d=10$ мм.

Выбор схемы и технологического режима дробления

Ширина загрузочной щели дробилки определена по результатам промышленных испытаний и рассчитана через максимальную крупность по формуле:

$$s_j = d_j / (z_{\text{макс.}})_j, \quad (1)$$

где d_j – крупность материала в разгрузке дробилки i -ой стадии, мм; $(z_{\text{макс.}})_j$ – значения относительной максимальной крупности.

Разгрузочная щель для стадии мелкого дробления:

$$s_2 = 10/3,8 = 2,6 \text{ мм};$$

Так как расчётное значение ширины загрузочной щели дробилки третьей стадии значительно меньше конструктивно-возможной, то разгрузочная щель принята $s_2 = 10$ мм, с учётом того, что во второй стадии будет установлена дробилка КМД 2200Гр с минимальной разгрузочной щелью равной 10 мм. Следовательно максимальный кусок будет равен:

$$d_2 = 10 \cdot 3,8 = 38 \approx 38 \text{ мм};$$

Для обеспечения оптимальной загрузки дробилки максимальный кусок в питании i -ой стадии должен быть:

$$d_i = 0,85B_i;$$

Так как в стадии мелкого дробления проектом предложено использование дробилки КМД 2200Гр, следовательно максимальный кусок в питании должен быть:

$$d_1 = 0,85 \cdot 140 = 119 \text{ мм};$$

Так как максимальный кусок в питании дробилки КМД 2200Гр $d = 110$ мм, принято $d_1 = 105$ мм

Разгрузочная щель для стадии крупного дробления:

$$s_1 = 105/2,1 = 50 \text{ мм};$$

Крупность питания стадии крупного дробления определяется максимальным куском исходной руды, равным $D_{\text{макс}} = 400$ мм.

Ввиду средней производительности фабрики, а так же уменьшения коэффициента загрузки дробилки в первой стадии дробления проектом принята операция предварительного грохочения.

Мелкое дробление намечено осуществлять в замкнутом цикле с предварительным и поверочным грохочением для снижения нагрузки на дробилки.

Размер отверстий сетки для предварительного грохочения в I стадии дробления принят по обычному соотношению:

$$d_1 \geq a_1 \geq s_1,$$

С учетом гранулометрического состава руды и в соответствии с ГОСТ 6613-86:

$$105 \geq a_1 \geq 50 \text{ мм};$$

$$a_1 = 100 \text{ мм}.$$

Размер отверстий сетки для выделения дробленной руды необходимой крупности определяется оптимальной крупностью питания мельниц:

$$a_2 = 10 \text{ мм}.$$

Расчет схемы дробления

Гранулометрическая характеристика руды и разгрузок дробилок приведены на рисунках 1-3. Точки построения нанесены в соответствии с данными практики для твердой руды.

Так как максимальная крупность исходной руды 400 мм, гранулометрическая характеристика вогнутая, следовательно, в первой стадии целесообразно использовать колосниковый грохот. В первой стадии принята эффективность грохочения $E_1=75\%$.

Так как влажность средняя, гранулометрическая характеристика вогнутая и требуется сравнительно малая крупность конечного продукта, то наилучшие результаты будут достигаться при грохочении на вибрационных грохотах.

Во второй стадии принята эффективность грохочения $E_2=90\%$,

Расчет основан на составлении балансов продуктов по операциям. Основные расчетные формулы:

- выход подрешетного продукта

$$\gamma_- = \gamma_{\text{исх}} \cdot \alpha_1^{-d} \cdot E^{-d} \cdot 10^{-4}, \text{ \%}; \quad (2)$$

- выход надрешетного продукта

$$\gamma_+ = \gamma_{\text{исх}} - \gamma_-, \text{ \%}; \quad (3)$$

- количество любого продукта

$$Q_i = Q_{\text{исх}} \cdot \gamma_i \cdot 10^{-2}, \text{ т/ч}; \quad (4)$$

Результаты расчетов сведены в таблицу 1.

Определение выходов продуктов:

$$\gamma_1 = \gamma_5 = 100,00 \text{ \%};$$

$$\gamma_2 = 100,00 \cdot 50,00 \cdot 75,00 \cdot 10^{-4} = 37,50, \text{ \%};$$

$$\gamma_3 = \gamma_4 = \gamma_1 - \gamma_2 = 100,00 - 37,50 = 62,50, \text{ \%};$$

Расчет гранулометрического состава объединенного продукта выполнен с использованием формулы:

$$\beta_5^{-d_k} = \beta_1^{-d_k} + \beta_1'' \cdot \beta_4^{-d_k}, \quad (5)$$

где 1; 4; 5; – номера продуктов на схеме; '' – класс +s при $d_k \leq s$, либо класс + d_k при $d_k > s$.

Абсциссы расчетных точек d_k приняты по правилу «золотого сечения» (плечи – 0,13; 0,20; 0,30; 0,44 и 0,67 от d_{max}):

$$\beta_5^{-70} = 40,00 + 0,60 \cdot 88,00 = 93,00 \text{ \%};$$

$$\beta_5^{-45} = 28,00 + 0,69 \cdot 61,00 = 70,00 \%;$$

$$\beta_5^{-30} = 20,00 + 0,69 \cdot 40,00 = 48,00 \%;$$

$$\beta_5^{-20} = 14,00 + 0,69 \cdot 27,00 = 33,00 \%;$$

$$\beta_5^{-15} = 10,00 + 0,69 \cdot 20,00 = 24,00 \%;$$

Результаты расчетов показаны на рисунке 2.

$$\gamma_5 = \gamma_7 = 100,00 \%;$$

$$\gamma_8 = \gamma_9 = \gamma_5 \cdot (1/E + \beta_5^{+a} / \beta_9^{-a} - 1);$$

$$\gamma_8 = \gamma_9 = 100,00 \cdot (1/0,9 + 0,15/0,35 - 1) = 253,97, \%;$$

$$\gamma_6 = 100,00 + 253,97 = 353,97 \%;$$

Циркуляционная нагрузка:

$$C = 100,00 \cdot \gamma_9 / \gamma_7 = 100,00 \cdot 253,97 / 100,00 = 253,97, \%;$$

Таблица 1- Расчёт количественной схемы рудоподготовки

Поступает			Выходит		
Наименование продукта	Выход, %	Производительность, т/ч	Наименование продукта	Выход, %	Производительность, т/ч
Грохочение I					
Исходная руда	100,00	493	Класс -400 +100	62,50	308
			Класс -400 +0	37,50	185
Итого	100,00	493	Итого	100,00	493
Дробление I					
Класс -400+100	62,50	308	Класс -100 +0	62,50	308
Итого	62,50	308	Итого	62,50	308
Предварительное и поверочное грохочение II					
Класс -100+0	100,00	493	Класс -100+10	253,97	1252
Класс -38+0	253,97	1252	Класс -10 +0	100,00	493
Итого	353,97	1745	Итого	349,45	1745
Дробление II					
Класс -100+10	253,97	1252	Класс -38+0	253,97	1252
Итого	253,97	1252	Итого	253,97	1252
Складирование					
Класс -10 +0	100,00	329	Класс -12+0	100,00	248
Итого	100,00	329	Итого	100,00	248
Измельчение I					
Класс -10+0	100,00	248	Разгрузка мельницы	400,00	992
Пески	300,00	744			
Итого	400,00	992	Итого	400,00	992
Классификация I					
Разгрузка мельницы	400,00	992	Слив	100,00	248
			Пески	300,00	744
Итого	400,00	992	Итого	400,00	992

Классификация II					
Слив	100,00	248	Слив	100,00	248
Разгрузка мельницы	100,00	248	Пески	100,00	248
Итого	200,00	496	Итого	200,00	496
Измельчение II					
Пески	100,00	248	Разгрузка мельницы	100,00	248
Итого	100,00	248	Итого	100,00	248

Производительности по продуктам:

$$\begin{aligned}
 Q_1 = Q_5 = Q_7 &= 493, \text{ т/ч;} \\
 Q_2 &= 493 \cdot 37,50 / 100 = 185, \text{ т/ч;} \\
 Q_3 = Q_4 &= 493 - 185 = 308, \text{ т/ч;} \\
 Q_6 &= 493 \cdot 353,97 / 100 = 1745, \text{ т/ч;} \\
 Q_8 = Q_9 &= 493 \cdot 253,97 / 100 = 1252, \text{ т/ч;}
 \end{aligned}$$

Расчет гранулометрического состава питания II стадии дробления выполнен с использованием формулы средневзвешенного показателя:

$$\begin{aligned}
 \beta_6^{-dk} &= (\gamma_5 \cdot \beta_5^{-dk} + \gamma_9 \cdot \beta_9^{-dk}) / \gamma_6; & (6) \\
 \beta_6^{-35} &= (100,00 \cdot 55,00 + 253,97 \cdot 98,50) / 353,97 = 86,00, \%; \\
 \beta_6^{-30} &= (100,00 \cdot 48,00 + 253,97 \cdot 96,00) / 353,97 = 82,00, \%; \\
 \beta_6^{-20} &= (100,00 \cdot 33,00 + 253,97 \cdot 82,00) / 353,97 = 68,00, \%; \\
 \beta_6^{-15} &= (100,00 \cdot 24,00 + 253,97 \cdot 65,00) / 353,97 = 53,00, \%; \\
 \beta_6^{-10} &= (100,00 \cdot 15,00 + 253,97 \cdot 35,00) / 353,97 = 29,00, \%;
 \end{aligned}$$

Практическое занятие № 2

Выбор, обоснование и расчет схемы измельчения

Теоретические сведения

При разработке принципиальной схемы обогащения было решено проводить флотационное обогащение руды в три цикла (стадии). Питание этих стадий характеризуется содержанием класса минус 71 мкм: 12 %, 60 %. Как показывает практика, такие по крупности продукты получают каждый в одну стадию измельчения, в состав которой входят операции измельчения и классификации. В проекте первая стадия измельчения начинается с операции измельчения, так как готового класса в мелкодробленной руде очень мало (12 %), а завершается поверочной классификацией. По классификации Разумова К. А., это схема типа В. Вторая стадия измельчения - это замкнутый цикл типа А, начинающийся с предварительной классификации. Это необходимо, во-первых, для уменьшения продолжительности пребывания концентратов в цикле измельчения; во-вторых, ввиду значительного количества ($\beta^{-71} > 30 \%$) готового по крупности продукта; в-

третьих, для обеспечения нормальных условий работы мельницы за счет сброса воды со сливом гидроциклонов.

В проекте решено отказаться от контрольных классификаций сливов для сокращения продолжительности пребывания материала в цикле измельчения.

Расчет схем измельчения производился составлением и решением системы балансовых уравнений по выходам продуктов и по количеству расчетного класса для каждой операции классификации. В качестве расчетных классов для стадий измельчения принят класс минус 71 мкм, а для III стадии - класс минус 40 мкм. Результаты расчетов сведены в таблицу 10.1 и отражены на листе 1. Содержание расчетных классов в продуктах классификации и в измельченных продуктах принималось по данным практики обогащения, в соответствии с решениями по выбору принципиальной схемы обогащения и с учётом характера оборудования, применяемого для классификации и измельчения. Характеристика объединенного продукта определялась по формуле средневзвешенного показателя:

$$\beta = \sum_{i=1}^n \gamma_i \cdot \beta_i^j / \sum_{i=1}^n \gamma_i \quad (1)$$

В каждой стадии измельчения рассчитывалась циркулирующая нагрузка и оценивалась её оптимальность.

$$\begin{aligned} \gamma_{12} \cdot \beta_{12}^{-71} &= \gamma_{13} \cdot \beta_{13}^{-71} + \gamma_{14} \cdot \beta_{14}^{-71} \\ \gamma_{12} &= \gamma_{13} + \gamma_{14} \\ \Rightarrow \gamma_{14} &= \gamma_{13} \cdot \frac{\beta_{12}^{-71} - \beta_{13}^{-71}}{\beta_{14}^{-71} - \beta_{13}^{-71}} \end{aligned} \quad (2)$$

{

$$\begin{aligned} \gamma_{14} &= 100,00 \cdot \frac{30,00 - 60,00}{20,00 - 30,00} = 300,00, \% ; \\ \gamma_{11} &= \gamma_{12} = \gamma_{14} + \gamma_{13} = 300,00 + 100,00 = 400,00, \% ; \\ \beta_{11}^{-71} &= (100,00 \cdot 12,00 + 300,00 \cdot 20,00) / 400,00 = 18,00, \% ; \\ C &= 100,00 \cdot \gamma_{14} / \gamma_{13} = 100,00 \cdot 300,00 / 100,00 = 300,00, \% ; \\ \gamma_{13} &= \gamma_{16} = 100,00, \% ; \\ \gamma_{17} &= \gamma_{18} = \gamma_{13} \cdot (\beta_{13}^{-71} - \beta_{16}^{-71}) / (\beta_{17}^{-71} - \beta_{18}^{-71}) ; \\ \gamma_{17} = \gamma_{18} &= 100,00 \cdot (60,00 - 90,00) / (40,00 - 70,00) = 100,00, \% ; \\ \gamma_{15} &= \gamma_{13} + \gamma_{18} = 100,00 + 100,00 = 200,00, \% ; \\ \beta_{15}^{-71} &= (100,00 \cdot 60,00 + 100,00 \cdot 70,00) / 200,00 = 65,00, \% ; \\ C &= 100,00 \cdot \gamma_{17} / \gamma_{16} = 100,00 \cdot 200,00 / 100,00 = 200,00, \% ; \\ Q_{10} &= Q_{13} = Q_{16} = 248, \text{ т/ч} ; \\ Q_{11} = Q_{12} &= Q_{10} \cdot \gamma_{11} / 100,00 = 248 \cdot 400,00 / 100 = 992, \text{ т/ч} ; \\ Q_{14} &= Q_{13} - Q_{12} = 992 - 248 = 744, \text{ т/ч} ; \\ Q_{15} &= Q_{13} \cdot \gamma_{15} / 100,00 = 248 \cdot 200,00 / 100,00 = 496, \text{ т/ч} ; \\ Q_{17} = Q_{18} &= Q_{15} - Q_{16} = 496 - 248 = 248, \text{ т/ч} ; \end{aligned} \quad (3)$$

Практическое занятие № 3

Выбор, обоснование и расчет оборудования для дробления

Теоретические сведения

Так как производительность рудоподготовки невелика, можно было бы применить щековые дробилки, но, во-первых, по техническим данным они могут быть установлены лишь в первой стадии, однако, в данном случае не будет обеспечен необходимый размер щели; во-вторых, во второй стадии будет установлен уже другой тип дробилки, что усложнит как эксплуатацию, так и ремонтное хозяйство. Поэтому проектом принята установка в обеих стадиях дробления конусных дробилок. Исходные данные для выбора и расчета типоразмеров дробилок даны в таблице 1.

Таблица 1 - Исходные данные для выбора дробилок

Наименование параметра	Стадия дробления	
	I	II
1. Размер требуемого загрузочного отверстия, мм	440	116
2. Размер максимального куска в питании, мм	400	105
3. Размер разгрузочной щели, мм	50	10
4. Производительность дробилки по питанию, т/ч	308	1252

С учетом технических возможностей рассматривается использование:

- для крупного дробления – дробилка ККД-500/75;
- для среднего дробления – дробилка КМД – 2200Гр1, КМД – 2200Гр;

Расчёт производительностей и количества дробилок [8]:

$$Q_{др.} = Q_{кат. прив.} \cdot \rho_n \cdot k_f \cdot k_{кр} \cdot k_{вл} \cdot k_{ц}; \quad (1)$$

$$Q_{кат. прив.} = Q_{мин.} + (Q_{макс.} - Q_{мин.}) \cdot (S_{проект.} - S_{мин.}) / (S_{макс.} - S_{мин.}); \quad (2)$$

$$n_{др.} = Q / (Q_{др.} \cdot k_{н.пит.}).$$

Результаты расчёта дробилок и их технико-экономическое сравнение представлены в таблицах 2 и 3.

Пример расчёта дробилки ККД–500/75 для I стадии дробления:

$$Q_{кат. прив.} = 220 + (270 - 220) \cdot (50 - 55) / (85 - 50) = 212 \text{ м}^3/\text{ч};$$

- учет крепости руды $f = 10 - 17$, $k_f = 0,95$;
- влияние крупных зерен в питании дробилки:

$$\beta_3^{+250} = \beta_1^{+250} \cdot \gamma_1 / \gamma_3; \quad (3)$$

$$\beta_3^{+250} = 19,00 \cdot 100,00 / 61,30 = 31,00 \%, k_{кр.} = 1,03;$$

- учет влажности руды $W = 4 \%$, $k_{вл.} = 1,00$;
- учет характера цикла дробления $k_{ц.} = 1,00$;

$$Q_{др.} = 212 \cdot 1,8 \cdot 0,95 \cdot 1,03 \cdot 1,00 \cdot 1,00 = 373 \text{ т/ч};$$

$$n_{др.} = 308 / (373 \cdot 0,95) = 0,87 \approx 1.$$

Исходя из технологической совместимости оборудования различных вариантов и ремонтоспособности в I стадии дробления, проектом принимается колосниковый грохот, одна дробилка ККД–500/75 с коэффициентом загрузки 58 % и во второй стадии дробления – грохота ГИСТ-72 (3 шт., коэффициент загрузки 75 %), дробилки КМД 2200Гр (3 шт., коэффициент загрузки 87 %).

Таблица 1 - Расчёт дробилок

Стадия дробления	Типоразмер дробилки	Q, т/ч	ρ_n , т/м ³	k_f	$k_{кр.}$	$k_{вл.}$	$k_{ц}$	$Q_{кат.}$, м ³ /ч	$Q_{др.}$, т/ч	$k_{н.пит.}$	$n_{расч.}$	$n_{прин.}$
I	ККД 500/75	308	1,8	0,95	1,03	1,00	1,00	212	373	0,95	0,87	1
II	КМД 2200Гр1	1252	1,8	0,95	1,11	1,00	1,37	220	572	0,95	2,30	3
	КМД 2200Гр	1252	1,8	0,95	1,11	1,00	1,37	220	572	0,95	2,30	3

Таблица 2 - технико-экономическое сравнение вариантов применения дробилок

Стадия дробления	Типоразмер дробилки	Количество дробилок	Коэффициент загрузки, %	Производительность, т/ч		Масса, т		Установленная мощность	
				одной	всех	одной	всех	одной	всех
I	ККД 500/75	1	87	373	373	40	40	200	200
II	КМД 2200Гр1	3	77	572	1716	90	270	315	945
	КМД 2200Гр	3	77	572	1716	88,5	265,5	250	750

Таблица 3 – Расчет грохотов

Стадия дробления	Q, т/ч	a, мм	q, м ³ /(ч·м ²)	ρ_n , т/м ³	Коэффициенты							$F_{гр.}$, м ²	Типоразмер грохота и его площадь, м	n_i	$n_{прин}$	K _з , %
					k	l	m	n	o	p	$k'_{ж.с.}$					
I Предварительное грохочение	814	100	25,00	1,8	-	-	-	-	-	-	-	8,60	колосниковый	-	1	-
II Предварительное и поверочное грохочение	1745	10	31,35	1,8	0,53	1,69	1	1,00	1,00	1,00	1,05	32,87	ГИСТ-51	5,0	5	100
													7,875			
													ГИСТ-72	2,26	3	75
17,500																

Практическое занятие № 4

Выбор, обоснование и расчет оборудования для измельчения

Теоретические сведения

Из существующих в стране мельниц проектом приняты для измельчения руды в I стадии измельчения барабанные мельницы с разгрузкой через решетку, которые обеспечивают минимальную продолжительность пребывания материала в зоне измельчения, что является важным из-за быстрой окисляемости вскрываемого халькопирита, к тому же это предотвратит измельчение золота. Во второй стадии проектом приняты барабанные мельницы центральной разгрузкой.

Промышленные испытания проведены в I стадии в замкнутом цикле со спиральным классификатором в мельнице МШР 3200х3100 ($V_p = 22,4 \text{ м}^3$, толщина футеровки $\Delta = 0,105 \text{ м}$). При исходной крупности руды - $15 + 0 \text{ мм}$ ($\alpha^{71} = 12 \%$) получено в сливе 30 % класса минус 71 мкм при удельной производительности по расчетному классу $0,40 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3)$. Во второй стадии измельчения в мельнице МШЦ 2700х3600 ($V_p = 19 \text{ м}^3$, толщина футеровки $\Delta = 0,095 \text{ м}$) в замкнутом цикле с гидроциклонами достигнута удельная производительность $0,26 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3)$ по расчетному классу минус 71 мкм.

Для расчета количества мельниц использованы формулы:

$$Q^{-71} = Q_{\text{ч.изм.}} (\beta^{-71} - \alpha^{-71}) / 100; \quad (1)$$

$$q_i = q_{\text{эт.}} \cdot k_{\text{изм.}} \cdot k_{\text{т.}} \cdot k_{\text{кр.}} \cdot k_{D_i}; \quad (2)$$

$$k_{D_i} = \sqrt{(D_{\text{проект.}} - 2\Delta_{\text{проект.}}) / (D_{\text{эт.}} - 2\Delta_{\text{эт.}})}; \quad (3)$$

$$V_i = Q^{-71} / (q_i \cdot K_{\text{н.пит.}}); \quad (4)$$

$$n_i = V_i / v_i; \quad (5)$$

Каждая стадия измельчения рассматривалась как отдельные результаты сведены в таблицу 1, а по данным таблицы 2 произведем окончательный выбор варианта установки мельниц.

Пример расчета

Стадия измельчения - I, МШР 4000х5000 ($V_p = 55 \text{ м}^3$, толщина футеровки $\Delta = 0,12 \text{ м}$). Проектные условия измельчения: крупность руды - $10 + 0 \text{ мм}$ ($\alpha^{71} = 12 \%$); конечная крупность - 30 % класса минус 71 мкм при удельной производительности по расчетному классу $0,40 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3)$.

Учет различия в условиях измельчения эталонных и проектных:

типа мельницы - $k_{\text{т.}} = 1$ [8];

крупности руды - $m_1 = 1,01$ $m_2 = 0,84$; $k_{\text{кр.}} = m_2/m_1 = 0,84/1,01 = 0,83$;

диаметра мельницы - $k_{D_i} = \sqrt{(4,0 - 2 \cdot 0,12) / (3,2 - 2 \cdot 0,105)} = 1,12$;

типа руды $k_{\text{изм.}} = 1,1$.

Производительность цикла по расчётному классу:

$$Q^{-71} = 248 \cdot (30,00 - 18,00) / 100 = 29,76, \text{ т}/\text{ч};$$

Удельная производительность по классу минус 71 мкм:

$$q_{4000 \times 5000} = 0,40 \cdot 1,1 \cdot 1,0 \cdot 0,83 \cdot 1,12 = 0,41 \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3);$$

Необходимый объем мельниц типоразмера МШР 4500х5000 для измельчения:

$$V_{4000 \times 5000} = 29,76 / (0,41 \cdot 0,98) = 74 \text{ м}^3;$$

Количество мельниц:

$$n_{4000 \times 5000} = 74 / 55 \approx 2;$$

Проверка на пропускную способность:

допустимая: $q_{\text{доп.}} = 12 \cdot \rho_n / 1,6 = 12 \cdot 1,8 / 1,6 = 13,5$, т/м³;

расчетная (проектная): $q_{\text{доп.}} = 496 / (55 \cdot 2) = 9$, т/м³;

Так как $9 < 13,5$, то принятая мельница удовлетворяет условию пропуска всего потока воды и песков классификации.

Проектом приняты в первой стадии измельчения мельницы типоразмеров МШР 3600х5000 (2 шт.), во второй стадии МШЦ 4500х6000 (2 шт.). При этом отдано предпочтение оборудованию с меньшей массой и наибольшим коэффициентом загрузки, что снижает капитальные и эксплуатационные затраты.

Таблица 1 - Расчет мельниц

Стадия измельчения	Вариант типоразмеров мельницы	Рабочий объём мельницы, м ³	D _п	Δ _{пр}	D _э	Δ _{эт}	k _{изм.}	k _т	m ₂	m ₁	k _{кр}	k _{Ді}	Q _{эт} , Т/(ч·м ³)	Q _і , Т/(ч·м ³)	k _{н.п} _{ит}	V _і , м ³	n _{расч.}	n _{прин.}	Q _{пропуск} , Т/(ч·м ³)
I	1. МШР–3600×5000	45,0	3,6	0,110	3,2	0,105	1,1	1	0,84	1,01	0,83	1,06	0,40	0,39	0,98	78	1,73	2	11,0
	2. МШР–3600×4000	36,0	3,6	0,110	3,2	0,105	1,1	1	0,84	1,01	0,83	1,06	0,40	0,39	0,98	78	2,17	3	9,2
	3. МШР–3200×4500	32,0	3,2	0,105	3,2	0,105	1,1	1	0,84	1,01	0,83	1,00	0,40	0,37	0,98	83	2,59	3	10,3
II	1. МШЦ–5500х6500	140,0	5,5	0,120	2,7	0,095	1,1	1	0,88	0,88	1,00	1,45	0,26	0,41	0,98	122	0,87	1	3,5
	2. МШЦ–4500х6000	82,0	4,5	0,120	2,7	0,095	1,1	1	0,88	0,88	1,00	1,30	0,26	0,37	0,98	136	1,66	2	3,0
	3. МШЦ–4000х5500	60,0	4,0	0,120	2,7	0,095	1,1	1	0,88	0,88	1,00	1,22	0,26	0,35	0,98	145	2,41	3	2,8

Таблица 2 - Техничко-экономическое сравнение вариантов мельниц

Стадия измельчения	Вариант и типоразмер мельницы	Объём мельницы, м ³		Количество мельниц	Коэффициент загрузки, %	Масса, т		Установленная мощность, кВт		Стоимость, р	
		одной	всех			одной	всех	одной	всех	одной	всех
I	1. МШР–3600×5000	45,0	90	2	87	165,1	330,2	1250	2500	121000	242000
	2. МШР–3600×4000	36,0	108	3	72	160	480	1000	3000	151810	455430
	3. МШР–3200×4500	32,0	96	3	86	119	357	900	2700	-	-
II	1. МШЦ–5500х6500	140,0	140	1	87	657,5	657,5	4000	4000	745000	745000
	2. МШЦ–4500х6000	82,0	164	2	83	299	598	2500	5000	209000	418000
	3. МШЦ–4000х5500	60,0	180	3	80	250	750	2000	6000	181000	543000

Практическое занятие № 5

Методика теста на определение индекса шарового измельчения Бонда

Теоретические сведения

Методика теста SAG Design включает в себя:

- формирование представительных проб руды;
- тестирование в мельнице полусамоизмельчения и шаровой мельнице;
- анализ результатов и расчет схем.

Измельчаемость или сопротивление материала разрушению под действием механических сил является одной из важнейших характеристик исходного сырья. А именно, данное свойство оказывает значительное влияние на режим работы мельниц, эффективность измельчения, потребление мощности и другое. Для определения типоразмера и удельных энергозатрат мельниц основано на информации об измельчаемости материала. Для определения измельчаемости наиболее часто используются тесты Бонда в шаровой (BW_i) и стержневой (RW_i) мельницах, путем стандартной процедуры сухого измельчения с использованием соотношения Bond-Kjos-Rowland (Бонд-Кйос-Роланда). Согласно данной методике, измельчаемость характеризуется «индексом чистой работы W_i », равным расходу электроэнергии на измельчение 907 кг исследуемого материала в шаровой мельнице сливного типа диаметром 2440 мм от бесконечной крупности до крупности 80 % класса -0,01 мм [36, 131-133].

Тест на измельчаемость в шаровой мельнице Бонда осуществляется согласно оригинальной методике Бонда (рисунок 1).



Рисунок 1 - Лабораторная мельница для теста на определение индекса шарового измельчения Бонда

Условия проведения теста Бонда следующие: материал - 10 кг навески сухого материала крупностью - 6 меш (3,33 мм), которая предварительно готовится путем стадийного дробления пробы до крупности 100 % - 6 меш и - 5

на 80 % состоящий из класса - 2000 мкм, объемом 700 см³; оборудование - мельница периодического действия DхL = 305х305 мм, работающая с частотой вращения 70 об/мин и снабженная счетчиком оборотов; измельчающая среда состоит из 285 железных шаров общим весом 20,1 кг., из которых 41 шар диаметром 38 мм, 101 шар диаметром 25,5 мм, 143 шара, диаметром 19 мм.

Тест проводится при имитации замкнутого цикла с грохотом при циркулирующей нагрузке 250 %, до тех пор, пока не будет достигнуто устойчивое состояние. В стандартной методике Бонда размер ячейки сита равняется 0,1 мм. Продолжительность измельчения задается количеством оборотов, скорость измельчения оценивается по количеству вновь образованного продукта крупностью меньше ячейки «контрольного сита» на один оборот мельницы. Графически определяется 80 %-ная крупность готовых продуктов и исходного материала по их гранулометрическому составу и рассчитывается «индекс чистой работы W_i » для шарового измельчения по эмпирической формуле:

$$W_i = \frac{1,1 \times 44,5}{d^{0,23} \times G^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{F}} - \frac{10}{\sqrt{P}} \right)} \quad (1)$$

где d - размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм;

G - количество вновь образованного продукта «минус А» за один оборот барабана, грамм/оборот;

F и P - 80%-ная крупность исходного и готового продуктов, мкм.

Тестирование на определение измельчаемости выполняется пошагово.

1. Определение веса исходной навески, загружаемой в мельницу рассчитывается по формуле:

$$P_{ис} = 700 \times \delta \quad (2)$$

где δ - насыпной вес мелкодробленной руды, г/см³.

2. Загруженная в мельницу вместе с измельчающей средой руда измельчается в течение 1,5 мин (100 оборотов).

3. Измельченный продукт просеивают на «контрольном сите» с ячейками требуемого размера (d), который обычно равен 106 мкм (150 меш) и определяют вес подрешетного продукта ($P_{подр.}$).

4. К надрешетному продукту добавляют свежее неклассифицированное питание массой эквивалентной подрешетному продукту.

И рассчитывают следующие параметры:

$$P_{в/образ} = P_{подр} - P_{ис} \times \beta \quad (3)$$

где $P_{в/образ}$ - количество вновь образованного за каждый период измельчения продукта, г;

$P_{подр}$ - вес подрешетного продукта, г;

$P_{ис}$ - вес исходной пробы, г;

β - содержание готового класса, дл. ед.

$$G = P_{доб}/n_1 \quad (4)$$

где G - производительность мельницы п готовому продукту, г/об.;

n_1 - количество оборотов мельницы, об.

$$n_{n+1} = (Q - P_{в/образ} \times \beta)/G \quad (5)$$

где n_{n+1} - продолжительность измельчения 2-й и последующих навесок, т.е. число оборотов мельницы, об.;

Q - количество подрешетного продукта, равного 1/3,5 от общей загрузки мельницы, г.

5. Измельчительные периоды продолжаютя до тех пор, пока чистый вес подрешетного продукта, приходящийся на 1 оборот мельницы, не достигнет равновесия.

6. Производится ситовой анализ разгрузки подрешетного продукта последнего цикла и определяют производительность (G) - по результатам трех последних периодов рассчитывают среднее значение.

7. Определяют графически 80%-ную крупность продуктов и рассчитывают «индекс чистой работы W_i » по формуле (1).

Для примера ниже приведены результаты исследования на определение измельчаемости руды по вышеописанной методике. Проба исследуемой руды была отобрана методом квартования в количестве 20 кг, затем издроблена в валковой дробилке до крупности менее 3,3 мм и рассеяна по классам крупности. Гранулометрический состав исходной руды в табличном и графическом виде приведен ниже (таблица 1 и рисунок 1). Содержание готового класса (β) в данном исследовании соответствует «контрольному сити» с ячейкой 0,106 мм и исходя из гранулометрического состава исходной руды оно составило 0,07.

Таблица 1 - Гранулометрический состав представительной пробы для теста

Класс крупности, мм	Масса класса, г	Выход классов, %	
		частный	суммарный по

			минусу «-»
- 3,35+2,36	1459,6	13,9	100
- 2,36+1,7	1183,4	11,3	86,1
- 1,7+1,18	1096,9	10,5	74,8
- 1,18+0,85	988,7	9,4	64,4
- 0,85+0,6	897,3	8,6	54,9
- 0,6+0,425	891,1	8,5	46,4
- 0,425+0,3	902,8	8,6	37,9
- 0,3+0,212	744,8	7,1	29,3
- 0,212+0,15	906,7	8,6	22,2
- 0,15+0,106	691,0	6,6	13,6
- 0,106+0,09	292,1	2,8	7,0
- 0,09+0,075	273,0	2,6	4,2
- 0,075+0,063	129,1	1,2	1,6
- 0,063+0	37,2	0,4	0,4
Итого:	10493,7	100	

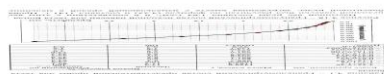


Рисунок 1 - Гранулометрический состав исходной навески для теста Бонда

Насыпной вес руды составил 1,63 г/см³, и в соответствии с этим вес исходной навески был рассчитан по формуле (2) и составил 1141 г. Проба руды,

загруженная вместе с измельчающей средой в мельницу Бонда, представлена на рисунке 2. Результаты проведенного теста Бонда сведены в таблицу 2.

Таблица 2 – Таблица расчета параметров, необходимых для проведения теста Бонда

Параметры измельчения	Ед. измер.	Значения
Исходная руда		
Насыпная плотность подготовленной руды	г/см ³	1,63
Размер ячейки контрольного сита (d)	мм	0,106
Заполнение мельницы рудой	см ³	100
Циркуляционная нагрузка	ед.	2,5
Масса исходной навески (P _{исх.})	г	1141
Содержание в исходной руде кл. -0,106 мм (в)	дл. ед.	0,07
Количество в исходной руде кл. -0,106 мм	г	292,1
Возможное количество вновь образованного класса -0,106 мм при принятой циркуляционной нагрузке (Q)	г	326
1 период измельчения		
Продолжительность измельчения (n ₁)	об.	100
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	610,5
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	530,6
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об	5,31
Величина циркуляции	%	86,9
2 период измельчения		
Количество добавленной исходной руды	г	610,5
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	349,6
Количество в добавленной руде кл. -0,106 мм	г	42,7
Продолжительность измельчения	об.	53
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	306,9
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	5,75
Величина циркуляции	%	226,4
Параметры измельчения	Ед. измер.	Значения
3 период измельчения		
Количество добавленной исходной руды	г	349,6
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	234,4
Количество в добавленной руде кл. -0,106 мм	г	24,5
Продолжительность измельчения	об.	52
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	209,9
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	4,00

Величина циркуляции	%	386,8
4 период измельчения		
Количество добавленной исходной руды	г	234,4
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	345
Количество в добавленной руде кл. -0,106 мм	г	16,4
Продолжительность измельчения	об.	77
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	328,6
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	4,25
Величина циркуляции	%	230,7
5 период измельчения		
Количество добавленной исходной руды	г	345
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	325
Количество в добавленной руде кл. -0,106 мм	г	24,2
Продолжительность измельчения	об.	71
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	300,9
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	4,23
Величина циркуляции	%	251,1
6 период измельчения		
Количество добавленной исходной руды	г	325
Количество кл. -0,106 мм в разгрузке мельницы	г	325,9
Количество в добавленной руде кл. -0,106 мм	г	22,8
Продолжительность измельчения	об.	71
Количество образованного кл. -0,106 мм	г	303,2
Производительность по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	4,23
Величина циркуляции	%	250,1
Средняя произ-сть по образованному кл. -0,106 мм	г/об.	4,24

После шестого цикла измельчения установилось равновесие, по результатам 4, 5, 6 периодов средняя производительность мельницы по вновь образованному классу -0,106 мм составила 4,24 г/об. Рассев последней измельченной навески на наборе сит представлен в табличном и графическом виде (таблица 3 и рисунок 3).

Таблица 3 – Гранулометрический состав готового продукта

Класс крупности, мм	Масса класса, г	Выход классов, %	
		Частный	Суммарный по минусу «-»
-0,106+0,09	142,7	43,8	100
-0,09+0,075	48,6	14,9	56,2
-0,075+0,063	41,8	12,8	41,3
-0,063+0	92,8	28,5	28,5
Итого:	325,9	100	

Рисунок 3 - Гранулометрический состав готового продукта

По данным таблиц 1 и 3 80%-ная крупность исходного и готового продуктов составила 2043 и 99,1 мкм соответственно. Расчет индекса «чистой работы» по формуле (1) сведен в электронную таблицу (таблица 4).

Таблица 4 – Таблица расчета индекса «чистой работы»

Параметр	Ед. изм.	Значение
F_{80} - крупность исходного продукта	мкм	2000
P_{80} - крупность готового продукта	мкм	99
G - произ-сть по образованному кл. 0,106 мм	г/об	4,24
d - размер ячейки контрольно сита	мкм	106
W_i - индекс "чистой работы"	кВтч/т×мкм ^{0,5}	6,56

Формула Бонда (1) применяется специфически для цикла мокрого замкнутого измельчения в шаровой мельнице 2,44 м и при питании -3350 мкм.

Для более детальной оценки мощности проектируемой шаровой мельницы с учетом ряда эмпирических поправочных коэффициентов: на способ измельчения (сухое или мокрое), на цикл измельчение (открытый или замкнутый), на тонину помола, на крупность исходного питания, на диаметр мельницы, на измельчающую среду и другие.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Федотов К.В. Проектирование обогатительных фабрик: учеб. для вузов /К.В.Федотов, Н.И.Никольская; Учеб.- метод. объединение по образованию. - М.: Горная книга, .-2012. -533,[1]с.
2. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для ВУЗов. Изд. 4-е, перераб. и доп. -М.: Недра, 1982. - 518 с. 98 экз.
3. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для ВУЗов. Изд. 3-е, перераб. и доп. - М.: Недра, 1970. -591 с. 61 экз.
4. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 кн./Редкол.: О.Н.Тихонов и др. –М.: Недра, 1988. -Кн.1/В.Ф.Баранов, П.С.Вольфсон, П.И.Круппа и др. - 1988. - 373 , [1] с. 23 экз.
5. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 кн./Редкол,: О.Н.Тихонов и др. –М.: Недра, 1988.-Кн.2 /В.Ф.Баранов, П.С.Вольфсон, П.И.Круппа и др.- 1988. - 340, [1] с. 26 экз.
6. Справочник по обогащению руд: Обогатительные фабрики /Под ред. О.С.Богданова, Ю.Ф.Ненарокова, 2 изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1984. - 358с. 21 экз.
7. Справочник по обогащению руд: Подготовительные процессы /Под ред. О.С.Богданова, В.А.Олевского, 2 изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1982. - 366 с. 35 экз.
8. Справочник по обогащению руд: Основные процессы /Под ред. О.С.Богданова, 2 изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983. - 381 с. 37 экз.
9. Справочник по обогащению руд: Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика /Под. ред. О.С. Богданова, В.Н. Ревнивцева, 2 изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983. - 376 с. 32 экз.