

поверхность откоса имеет определенную кривизну, которая определяется как распределением масс по крупности в результате сегрегации, так и влажностью слагающих пород. Зависимость угла естественного откоса от крупности и влажности горной массы представлена на рис. 3.

Кривизна поверхности откоса яруса высотой 25 м, на которой происходит гравитационная сегрегация рыхлых пород (некондиционные известняки), представлена на рис. 4. При этом имеет место отклонение в подсчете объемов заскладированных пород для указанной на рисунке области: для пород естественной влажности - увеличение на 6,2 %; для влажных - уменьшение на 3,3%; для мокрых - увеличение на 22,0 %.

внутреннюю структуру штабеля можно рассматривать как слоевую, параллельную основанию отсыпки. Принципиальное положение состоит в том, что плотность укладки материала в штабеле неравномерная, это приводит к «пятнистой» структуре массива и образованию особых внутренних зон, то есть зон с пониженной плотностью укладки. Наименьшая плотность укладки наблюдается в нижней передней области штабеля, которая соприкасается с основанием отсыпки.

Изучение распределения кусковатости по откосу отвалов на карьерах ЧАО «ДФДК» [7] согласуется с результатами эксперимента (см. рис. 3) по моделированию процесса отвалообразования с составом подобным взорванной горной массы (см. табл. 2).

Для рассматриваемых классов крупности Еленовского месторождения известняков и доломитов была получена зависимость между коэффициентом разрыхления породы и средним размером куска в соответствующем слое штабеля (см. рис. 2).

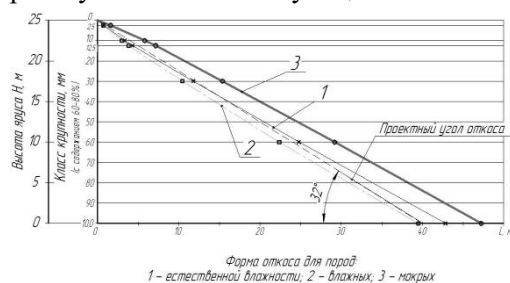


Рис. 4 Форма откосов в зависимости от грансостава и влажности образующих слоев

Полученная аналитическая зависимость характерна и для условий железорудных месторождений [5,8,9], что позволяет надеяться на применимость соотношения для более широкого спектра условий разработки рудных и нерудных месторождений.

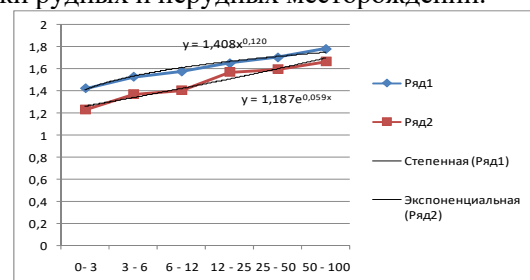


Рис. 5. Зависимость коэффициента разрыхления породы от значения d_{cp} штабеля породы

Список литературы

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов.- М.: Недра, 1965. - 336 с.
2. Лаптев Ю.В., Гальянов А.В. Теоретические основы процесса сегрегации горной массы//Геотехнические проблемы комплексного освоения недр – Сб. науч. тр./ИГД УрО РАН. – Вып. 2(9). Екатеринбург, 2003. – С.245-258.
3. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В., Ковалев М.Н. Рудоподготовка на карьерах.– Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 421 с.
4. Зенков Р.Л. Механика насыпных грузов. М.: Машиностроение, 1964. - 280 с.
5. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. О проблеме выбора технологий формирования и последующей разработки техногенного месторождения с учетом сегрегации горных пород. - Материалы международной конференции «Форум горняков – 2011», 2011. – С. 99 – 104.
6. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. О математическом моделировании процесса сегрегации горной массы при формировании конусообразного объекта. - Металлургическая и горная промышленность, 2009. - №1. – С. 96-101.
7. Кустов В.В., Пчелкин Г.Д. Использование сегрегации при разработке техногенных месторождений с целью повышения качества продукции. – Материалы международной конференции «Форум горняков – 2009», 2009. – С. 171-175.
8. Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Аралкин А.С. Экспериментальные исследования гравитационной сегрегации скальной горной массы / Разраб. рудн. месторожд. – Вып. – Разработка рудных месторождений. – 2006. – вып. 1(90).
9. Вилкул Ю.Г., Слободянюк В.К., Аралкин А.С. Моделирование и исследование гравитационной сегрегации скальной горной массы в процессе отвалообразования с применением методов планирования экспериментов / Разраб. рудн. месторожд. – Вып. 91, 2007.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 681.513.672:622.7:622.34

В. В. ТРОНЬ, ассистент, ДВНЗ «Криворізький національний університет»

ФОРМУВАННЯ АДАПТИВНОГО КЕРУВАННЯ ПРОЦЕСОМ ЗБАГАЧЕННЯ РУД З РОЗПІЗНАВАННЯМ ТИПУ ВКРАПЛЕННЯ КОРИСНОГО КОМПОНЕНТУ

Запропоновано метод адаптивного керування процесом збагачення руд із формуванням оптимального гранулометричного складу за стадіями збагачення на основі розпізнавання технологічних різновидів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту.

Проблема та її зв'язок за науковими і практичними завданнями. Рівень економіки України багато в чому обумовлюється рівнем розвитку підприємств гірничо-металургійного комплексу. Продукція українських гірничо-збагачувальних комбінатів (ГЗК) і металургійних підприємств становить майже третину доходів вітчизняного експорту. За останні десятиліття якість залізородної сировини має негативну динаміку. У зв'язку з цим значний її обсяг не може бути перетворено у товарний продукт, що відповідає кондиціям на сировину для металургійної переробки або для безпосереднього використання як готового матеріалу. Ситуація ускладнюється також високою питомою енергоємністю виробництв, яка становить понад 18% собівартості, значних втрат корисного компоненту у процесах збагачення.

Відомо, що якість кінцевого продукту процесів збагачувальної технології (концентрату) значною мірою залежить від якісних характеристик вхідної сировини, що надходить на переробку. На залізородних комбінатах існує геолого-мінералогічна класифікація руд, що має кореляційний зв'язок із розміром рудомінерального вкраплення [1]. В умовах залізородних збагачувальних фабрик розділення руд на технологічні сорти використовується для планування і організації видобутку і переробки так, щоб забезпечити сталу якість руди протягом необхідного інтервалу.

У сучасних умовах процеси стратегічного і оперативного планування переробки корисних копалин є істотно роз'єднаними; також існує певний «інформаційний пробіл» між оперативним плануванням виробництва і оптимізацією технологічних процесів [2]. Для підвищення ефективності і забезпечення необхідної якості продукції гірничорудних підприємств в умовах значних випадковостей необхідно провести дослідження в сфері інтеграції згаданих вище рівнів керування технологічними операціями.

Аналіз досліджень і публікацій. В процесі подрібнення важливу роль відіграє гранулометричний склад дробленої руди, тому розрахунок і прогнозування вхідного гранулометричного складу є важливою інформацією в процесі переробки. Вважається, що шляхом контролю гранулометричного складу вхідної руди можна підвищити ефективність технологічних процесів збагачення. Наприклад, в умовах шахти «Pyhäsalmi» [3] вхідна руда сортується на три класи крупності та зберігається у окремих бункерах. Тонкоподрібнена і крупнокускова руда є вхідним матеріалом для першої із трьох стадій циклу подрібнення. Дана стадія зазвичай використовує часткове самоподрібнення, залежно від того, чи необхідно додавати металеві кулі для підтримання заданої ефективності подрібнення. За сприятливих умов самоподрібнення використовується також і на другій стадії - у випадку, коли вхідна руда містить достатню кількість частинок середнього розміру. В іншому випадку виникає необхідність додавання металевих куль, що, природно, підвищує вартість подрібнення. Остання стадія циклу подрібнення не використовує самоподрібнення і витрата куль на даній стадії не залежить від гранулометричного складу вхідної руди. Зазначимо, що впровадження системи контролю і прогнозування гранулометричного складу руди дозволило зменшити: річну витрату металевих куль і витрати на проведення буро-вибухових робіт, що дозволяє щорічно заощаджувати 250 тис. євро.

Відомо, що [4] крупність подрібнення руди для її найкращого розкриття залежить від характеру вкраплення корисного компоненту, чим тоншим є вкраплення, тим тоншим має бути подрібнення. Реалізація такого підходу може привести до подрібнення вже відкритої рудної фази. Для зменшення такого негативного впливу використовують стадіальне подрібнення з наступним виведенням з подальшого процесу відкритої рудної і нерудної фази. При цьому [5] для кожного типу руди в процесі її подрібнення-класифікації для повного розкриття корисного компоненту має бути сформовано певний гранулометричний склад, котрий має підтримуватись у всіх режимах роботи технологічного обладнання. Разом з тим, залишається невирішеним завдання визначення необхідної крупності подрібнення на кожній стадії для мінімізації надлишкового подрібнення. Відомі математичні співвідношення, котрі дозволяють визначити функцію розподілення зростків, якщо є відомою функція розподілення подрібнених частинок за крупністю $f(d)$ і збагачувальні характеристики вхідної руди: вкраплення $d_{вк}$ і вміст корисного компоненту.

нту a_u . У праці [4] як критерій оцінювання достатності подрібнення прийнято функцію вмісту бідних зростків від середньої крупності подрібнення руди; запропонована залежність апроксимується поліномом другого порядку із коефіцієнтом детермінації $R^2=1$

$$\bar{d} = f(d_{\text{вк}}) = 0,17 \cdot d_{\text{вк}}^2 - 0,35 \cdot d_{\text{вк}} + 0,32,$$

де \bar{d} - оптимальна крупність подрібнення руди; $d_{\text{вк}}$ - розмір вкраплення корисного компоненту у вхідній руді. Розраховане значення крупності подрібнення пропонується [4] прийняти як достатню ступінь на даній стадії і отриманий продукт піддати сепарації.

Застосування даного підходу щодо оптимізації процесу подрібнення руди вимагає, по-перше, впровадження методів контролю гранулометричного складу руди і, по-друге, інтеграції керування виробництвом і керування технологічними процесами.

Постановка завдання. Сформувані адаптивне керування процесом збагачення руди шляхом визначення технологічних сортів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту для забезпечення заданого обсягу і якості концентрату.

Викладення матеріалу і результати дослідження. Для оптимізації переробки і збагачення руди пропонується використання ієрархічної структури процесів керування.

Спочатку, відповідно до виробничих показників, заданих системою стратегічного планування: цільовий інтервал якості концентрату $[P_l, P_h]$, щоденна необхідна згідно договірних зобов'язань підприємства кількість концентрату M_t , початковий залишок концентрату $I(0)$, вимоги щодо обмеження інтервалу обсягу залишку концентрату $[S_L, S_h]$, продуктивність кульових млинів на годину відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем E_1, E_2 ; обмеження загальної кількості i -го сорту руди G_i , розраховуються оптимальні значення обсягів перероблюваної руди за технологічними сортами $x_1(t) \dots x_N(t)$, якість концентрату $P(t)$; залишок концентрату $I(t)$ та продуктивність технологічного обладнання $f_2(x)$. Модель оптимізації полягає, відповідно до [2], у досягненні за відомих початкових умов декількох цілей: забезпечення максимальної продуктивності технологічного обладнання та наближення до нижньої границі залишків концентрату. Згадана модель багатоцільової оптимізації включає критерій мінімізації обсягу залишків концентрату і критерій максимізації продуктивності обладнання

$$\min f_1(x) = \max_{t=1-T} \{1 - (S_h - I(t)) / (S_h - S_l)\}, \quad (1)$$

$$\max f_2(x) = \min_{t=1-T} \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{il}}{E_l} \right\}, \quad (2)$$

де $f_1(x)$ - критерій відхилень залишків концентрату; $f_2(x)$ - критерій продуктивності обладнання; $I(t)$ - залишок концентрату на період t ; $[S_L, S_h]$ - допустимий інтервал обсягу залишку концентрату; $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; E_1, E_2 - продуктивність кульових млинів відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем; μ_{il} - частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди.

До розв'язку завдання оптимізації висунуто такі обмеження. Обмеження загального обсягу сирової руди за типами

$$\sum_{i=1}^N x_i(t) \leq G_i, \quad i = 1, \dots, N, \quad (3)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; G_i - загальна кількість сирової руди.

Обмеження продуктивності обладнання

$$\sum_{i=1}^N x_i(t) \times \mu_{il} \leq E_l, \quad l = 1, 2, \dots, M, \quad t = 1, \dots, T, \quad (4)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; E_l - продуктивність обладнання, що бере участь у переробці.

Обмеження обсягу поточних залишків концентрату

$$S_l \leq I(t) \leq S_h, \quad t = 1, \dots, T, \quad (5)$$

де $I(t)$ - залишок концентрату на період t ; $[S_L, S_h]$ - допустимий інтервал обсягу залишку концентрату.

Обмеження вмісту заліза у концентраті

$$P_l \leq P(t) \leq P_h, \quad t = 1, \dots, T, \quad (6)$$

де $P(t)$ - вміст заліза у концентраті на період t ; $[P_l, P_h]$ - цільовий інтервал якості концентрату.

Обмеження обсягу руди за різновидами та початкові умови

$$x_i(t) \geq 0, \quad i = 1, \dots, N, \quad t = 1, \dots, T; \quad I(0) = S_0, \quad I(t) \geq S_l, \quad (7)$$

де $x_i(t)$ - вхідний обсяг i -ї руди за період t ; $I(0)$ - початковий обсяг залишку концентрату; $I(t)$ - залишок концентрату на період t .

Поточний обсяг залишку концентрату визначено за формулою

$$I(t) = I(0) + \sum_{\tau=1}^t \sum_{i=1}^N x_i(\tau) \sum_{l=1}^2 \left(\frac{\mu_{il}}{\sigma_{il}} \right) - \sum_{\tau=1}^t M_{\tau}, \quad t = 1, \dots, T, \quad (8)$$

де $I(0)$ - початковий обсяг залишку концентрату; t - період планування; i - номер типу руди ($i=1, \dots, N$), l - крупнокускова і тонкоподрібнена руда ($l=1,2$); μ_{il} - частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди; σ_{il} - показник концентрації (відношення обсягу руди до обсягу отриманого з неї концентрату); M_i - кількість концентрату, необхідна згідно договірних зобов'язань підприємства, в кожен i -й період.

Продуктивність за крупнокусковою рудою $f_{2a}(x)$ та мілкою рудою $f_{2b}(x)$

$$f_{2a}(x) = \sum_{t=1}^T \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{i1}}{E_1} \right\}; \quad (9)$$

$$f_{2b}(x) = \sum_{t=1}^T \left\{ \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{i2}}{E_2} \right\}; \quad (10)$$

$$f_2(x) = f_{2a}(x) + f_{2b}(x), \quad (11)$$

де E_l ($l=1,2$) – продуктивність кульових млинів відповідно у відділеннях збагачення «слабким» і «сильним» магнітним полем.

Якість «слабкого», «сильного» та «загального» концентрату визначено за формулами

$$P_1(t) = \sum_{i=1}^N (\mu_{i1} \times \rho_{i1} \times \eta_{i1}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \left(\frac{\mu_{i1}}{\sigma_{i1}} \right) x_i(t); \quad (12)$$

$$P_2(t) = \sum_{i=1}^N (\mu_{i2} \times \rho_{i2} \times \eta_{i2}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \left(\frac{\mu_{i2}}{\sigma_{i2}} \right) x_i(t); \quad (13)$$

$$P(t) = \sum_{i=1}^N \sum_{l=1}^2 (\mu_{il} \times \rho_{il} \times \eta_{il}) x_i(t) / \sum_{i=1}^N \sum_{l=1}^2 \left(\frac{\mu_{il}}{\sigma_{il}} \right) x_i(t), \quad (14)$$

де μ_{il} – частка (відсоток) крупнокускової руди і тонкоподрібненої руди; ρ_{il} – частка (відсоток) заліза, η_{il} – витяг заліза; σ_{il} – вихід концентрату; $x_i(t)$ – вхідний обсяг i -ї руди за період t .

Для розв'язання сформульованої вище багатокритеріальної задачі запропоновано використання лінійної згортки частинних критеріїв (1) і (2)

$$\min f(x) = \lambda_1 \max_{t=1 \dots T} \left\{ 1 - \frac{(S_h - I(t))}{S_h - S_l} \right\} + \lambda_2 \max_{t=1 \dots T} \left\{ 1 - \sum_{i=1}^N x_i(t) \times \frac{\mu_{il}}{CE_l} \right\}, \quad (15)$$

де

$$\lambda_1 + \lambda_2 = 1, \quad \lambda_1 > 0, \quad \lambda_2 > 0. \quad (16)$$

Оскільки багатоцільова функція моделі містить нелінійний елемент, вона лінеаризується і тоді, використовуючи загальновідомі засоби лінійного програмування, отримуємо обсяги переробленої руди $x_1(t) \dots x_N(t)$, якість «слабкого»/«сильного»/«загального» концентрату $P_1(t)$, $P_2(t)$, $P(t)$; залишок концентрату $I(t)$ та продуктивність технологічного обладнання $f_2(x)$.

Потім розраховані, згідно описаного вище методу, оптимальні уставки надходять до відповідних систем керування технологічними процесами, зокрема для підсистеми керування завантаженням приймальних бункерів збагачувальної фабрики такими уставками є значення обсягів переробленої руди за технологічними сортами $x_1(t) \dots x_N(t)$ для кожної технологічної секції збагачення.

При керуванні бункерним живленням секцій збагачувальної фабрики керуючим впливом є номер відсіку для завантаження на наступному такті. На основі аналізу основних техніко-економічних вимог, котрі пред'являються до процесу бункерного живлення на рудозбагачувальних фабриках визначено такі основні завдання системи керування даним процесом: забезпечення заданих значень обсягів матеріалу у відсіках бункера наприкінці циклу завантаження; забезпечення мінімального розкиду значень обсягів матеріалу у відсіках протягом циклу завантаження; забезпечення заданих якісних характеристик матеріалу у вихідних потоках відсіків бункера (завдання верхнього рівня ієрархії - забезпечує роботу підбункерного технологічного

обладнання в оптимальному режимі); уникнення частих і тривалих переміщень ПЗП (забезпечує економію електроенергії і нецільове завантаження відсіків в процесі руху). Перешкодою забезпечення ефективного, згідно наведених вище вимог, керування процесом бункерного живлення є стохастична нестабільність впливів збурення. В зв'язку з цим запропоновано здійснювати двоетапне керування даним процесом, згідно якого завдання щодо обсягів і якісних характеристик матеріалу у відсіках формуються на верхньому рівні ієрархії і є вхідними параметрами для системи керування. В процесі керування враховується динаміка впливів збурення, що діють на об'єкт керування, а також інформація про стан об'єкту керування: обсяги матеріалу у відсіках ($[M]$), якісні характеристики вихідних потоків матеріалу з відсіків ($[q_M]$), котрі розраховуються з використанням моделі об'єкту керування, як це видно на рис. 1, а також положення завантажувального пристрою p . На основі отриманої інформації пристрій керування, на кожному інтервалі оптимізації, формує керуючий вплив – оптимальне положення пересувного завантажувального пристрою $p^{(u)}$.

Основними елементами системи керування бункерним живленням є: підсистема розрахунку ефективності альтернативних керуючих впливів, вихідними параметрами якої є вектори значень частинних критеріїв альтернатив, сформовані згідно розглянутих вище завдань керування, і підсистема вибору оптимального керуючого впливу за частинними критеріями із урахуванням їхньої відносної важливості.

Також, до системи керування входять: підсистеми прогнозування впливів збурення на наступний інтервал оптимізації, що здійснюється за допомогою авторегресійних моделей.

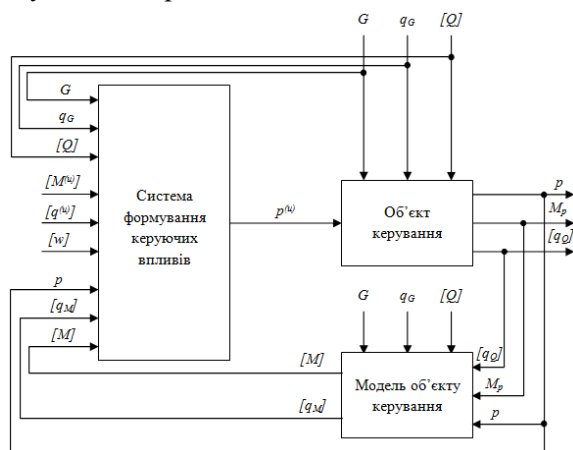


Рис. 1. Узагальнена схема системи керування бункерним живленням

Розглянемо спосіб оцінювання кожного керуючого впливу за частинними критеріями, котрі відповідають визначеним вище вимогам. Для забезпечення оптимальних значень обсягу матеріалу у відсіках на кожному такті керування застосуємо квадратичний критерій

$$C_m^{(j)} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N (m_i - m_i^*)^2 \rightarrow \min, \quad (17)$$

де m_i^* - задане значення обсягу матеріалу для i -го відсіку на поточний цикл завантаження; m_i - прогнозований обсяг матеріалу у i -му відсіку наприкінці поточного такту при j -му керуючому впливі.

Для забезпечення стабільності якісних характеристик вихідних потоків матеріалу відсіків необхідно враховувати вплив процесу перемішування матеріалу всередині відсіків при його завантаженні і витіканні. Тому, на кожному такті доцільно оцінювати динаміку якісних характеристик вихідних потоків матеріалу з кожного відсіку ($q_i^{(out)}$) не тільки на наступний такт, а на усьому інтервалі оптимізації (T) за допомогою математичної моделі процесів завантаження і витікання сипкого матеріалу з відсіків. Кожен j -й варіант керуючого впливу оцінюватимемо за квадратичним критерієм, із урахуванням кількості відсіків бункера

$$C_q^{(j)} = \frac{1}{N} \cdot \sum_{i=1}^N \left[\frac{1}{T} \cdot \sum_{k=0}^T (q_i^{(out)}[k] - q_i^{(u)})^2 \right] \rightarrow \min, \quad (18)$$

де T - кількість тактів інтервалу оптимізації; N - кількість відсіків у бункері; $q_i^{(out)}$ - якість потоку матеріалу на виході i -го відсіку бункера; $q_i^{(u)}$ - задане значення якості матеріалу для вихідного потоку i -го відсіку.

Для уникнення частих і тривалих переміщень ПЗП використаємо критерій мінімізації відстані переміщення ПЗП на кожному такті керування

$$C_l^{(j)} = l_j \rightarrow \min, \quad (19)$$

де l - відстань переміщення ПЗП.

Отже, для задоволення усіх названих вище вимог до керування процесом бункерного живлення для оцінювання кожного варіанту керуючого впливу необхідно застосовувати комплексний критерій, котрий враховує кількісні характеристики процесу, якісні параметрів потоків матеріалу, а також інерційність ПЗП

$$\begin{cases} C_m \rightarrow \min; \\ C_q \rightarrow \min; \\ C_l \rightarrow \min, \end{cases} \quad (20)$$

Для побудови узагальненого критерію представимо елементи комплексного критерію (20) у вигляді нечітких множин. Нехай $\mu(ui)$ число в діапазоні $[0,1]$, що характеризує рівень оцінки варіанту керуючого впливу (переходу до завантаження i -го відсіку бункера) $ui \in U$ за критерієм $c \in C$. При цьому, чим більшим є значення $\mu(ui)$, тим вищою є оцінка варіанту керуючого впливу. Частинні критерії (17)-(19) представимо у вигляді нечітких множин, заданих на універсальній множині U

$$\tilde{C}_m = \left\{ \frac{\mu^m(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^m(u_N)}{u_N} \right\}; \quad \tilde{C}_q = \left\{ \frac{\mu^q(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^q(u_N)}{u_N} \right\}; \quad \tilde{C}_l = \left\{ \frac{\mu^l(u_1)}{u_1}, \dots, \frac{\mu^l(u_N)}{u_N} \right\}, \quad (21)$$

де $\mu(u_i)$ - ступінь приналежності елементу u_i до нечіткої множини; N - кількість альтернативних керуючих впливів (відсіків для завантаження); C_m, C_q, C_l - нечіткі множини частинних критеріїв; u_i - керуючий вплив, котрий полягає у переході до завантаження i -го відсіку бункера; N - кількість відсіків бункера.

Для знаходження ступенів приналежності за частинними критеріями (17)-(19) використаємо відомий модифікований метод Сааті. Для цього необхідно сформувати матриці попарних порівнянь варіантів за кожним частинним критерієм, елементи a_{ij} яких визначають перевагу варіанту u_j над u_i за дев'ятибальною шкалою Сааті. Аналогічні матриці розраховано для інших частинних критеріїв. На основі матриць попарних порівнянь функції приналежності нечітких множин частинних критеріїв (17), (18), (19) розраховано за відомою формулою

$$\mu(u_i) = \frac{1}{a_{i1} + a_{i2} + \dots + a_{iN}}, \quad \forall i = \overline{1, N}, \quad (22)$$

Розрахунок коефіцієнті відносної важливості частинних критеріїв здійснюється на основі експертної інформації з використанням матриці попарних порівнянь. Для оцінки міри узгодженості попарних порівнянь експерта використаємо відомі методи: за максимальним значенням власного вектора матриці λ_{\max} , за індексом узгодженості k , за відношенням узгодженості χ . Індекс узгодженості характеризує ступінь порушення чисельної і транзитивної узгодженості матриці - чим більш парними порівняння, тим меншим є значення індексу узгодженості. На його основі розраховується показник відношення узгодженості - попарні порівняння вважають узгодженими, якщо величина даного показника не перевищує 10-20%.

Узагальнений критерій D сформовано як опуклу комбінацію частинних критеріїв з ваговими коефіцієнтами, котрі характеризують їхню відносну важливість. Використаємо відомий критерій, який полягає у формуванні перетину нечітких множин частинних критеріїв, а урахування їхньої відносної важливості ґрунтується на концентрації і розтягуванні нечітких множин.

Зведення функцій приналежності нечіткої множини до більшого степеню робить критерій жорсткішим, а зведення до меншого - послаблює вимоги до задоволення критерію

$$\mu_D(x) = \min \left\{ \mu_{C_1}^{a_1}(x), \mu_{C_2}^{a_2}(x), \dots, \mu_{C_m}^{a_m}(x) \right\}, \quad (23)$$

де a_i - невід'ємні коефіцієнти відносної важливості частинних критеріїв. Із урахуванням особливостей процесу бункерного живлення (9) запишеться у такому вигляді

$$\tilde{D} = \left\{ \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_1)}{u_1}, \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_2)}{u_2}, \dots, \frac{\min_{i=1,m} \mu_{C_i}(u_N)}{u_N} \right\}, \quad (24)$$

де N - кількість варіантів керуючого впливу (переходу до завантаження певного відсіку бункера). Згідно принципу Беллмана-Заде найкращим керуючим впливом буде той, який є найкращим із урахуванням усіх частинних критеріїв та їх відносної важливості

$$u = \operatorname{arg\,max}(\mu_D(u_1), \mu_D(u_2), \dots, \mu_D(u_N)), \quad (25)$$

де u - оптимальний керуючий вплив, що задовольняє усі частинні критерії керування із урахуванням їхньої відносної важливості.

Для практичної реалізації керування згідно розглянутого вище методу запропоновано структуру автоматизованої системи керування виробничими процесами (СІМС), відповідно до пра-

ці [2]. Дана система складається з ERP/MES/PCS та інтегрує фактичні характеристики переробки корисних копалин, керування виробничим процесом із урахуванням показників виробництва та базується на двохрівневій структурі: керування виробництвом та керування технологічними процесами, як це видно на рис. 2.

Система керування процесом переробки корисних копалин має такі підсистеми: оптимізація показників виробництва, стратегічне планування виробництва, оперативне планування виробництва, керування якістю, контроль вартості продукції, енергетичний менеджмент, менеджмент обладнання, моніторинг і підтримка прийняття рішень, система статистичної обробки і аналізу. Особливістю системи є наявність функціонального блоку, котрий здійснює оптимізацію показників виробництва і перетворює їх до множини оптимальних уставок технологічних процесів.

Блок оптимізації процесу керування завантаження приймальних бункерів збагачувальної фабрики введено до системи керування для забезпечення оптимального, згідно критерію (15) співвідношення технологічних різновидів руди при формуванні запасу секцій збагачення. Разом із оптимальним співвідношенням різновидів руд формування керуючих впливів здійснюється на основі критеріїв вирівнювання рельєфу руди у бункерах і мінімізації переміщень пересувного завантажувального пристрою, що відображено у вищезгаданій задачі багатокритеріальної оптимізації (20).



Рис. 2. Структура системи керування процесом виробництва для оптимізації показників переробки руди

Внаслідок застосування описаного методу у відсіках приймального бункера збагачувальної фабрики нашаровуються обсяги декількох технологічних різновидів руд, як це видно на рис. 3.

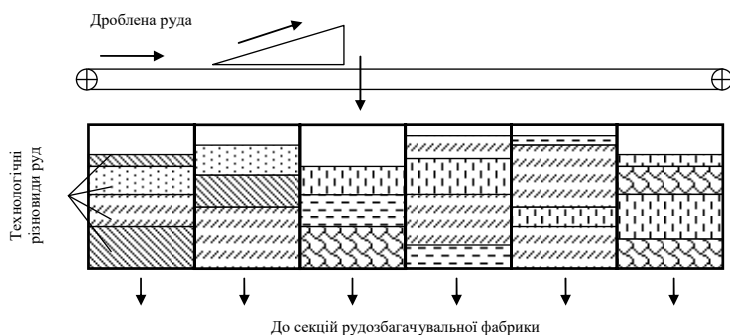


Рис. 3. Формування запасів руди приймальному бункері збагачувальної фабрики

Визначення належності входної партії руди, що надходить до приймального бункера збагачувальної фабрики здійснюється на основі розпізнавання типу вкраплення корисного компоненту. Також, система керування здійснює контроль процесу завантаження та

облік фактичних обсягів руди за різновидами, що надходять до відсіків приймального бункера.
Висновки і напрямки подальших досліджень. Сформовано адаптивне керування процесом збагачення руди шляхом визначення технологічних сортів руд залежно від типу вкраплення корисного компоненту для забезпечення заданого обсягу і якості концентрату.

Список літератури

1. **Козин В. З.** Исследование руд на обогатимость: учебное пособие.; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд.-во УГГУ, 2008. – 312 с.

2. **XiaolingHuang, Yangang Chu, Yi Hu, Tianyou Chai.** Production Process Management System for Production Indices Optimization of Mineral Processing / IFAC - Research Center of Automation, Northeastern University, Shenyang, P.R.China 110004, 2005.

3. **Martti Larinkari, Jani Kaartinen, Jorma Miettunen.** Modeling and Simulation of Particle Size Distribution in a Mining Process. – 2004.

4. **Младецкий И.К., Колесник М.В.** Соотношения между крупностью вкрапления ценного компонента и необходимой крупностью помола руды / Наукові праці ДонНТУ. Серія: гірничя електромеханіка, 2007. – Вип. 15(131). – С. 104-108

5. **Моркун В. С.** Ультразвуковой контроль характеристик измельченных материалов в АСУ ТП обогатительного производства / В. С. Моркун, В. Н. Потапов, Н. В. Моркун, Н. С. Подгородецкий. – Кривой Рог: Изд. центр КТУ, 2007. – 283 с.

Рукопись поступила в редакцию 31.03.12

УДК 533.3

В.І. ДЕНЬГУБ, канд. техн. наук, доц., ДВНЗ «Криворізький національний університет»

УЗАГАЛЬНЕНИЙ МЕТОД РОЗРАХУНКУ СИФОННИХ ТРУБОПРОВОДІВ

Пропонується метод розрахунку сифонних трубопроводів з необхідною продуктивністю і наперед заданою висотою всмоктування.

Проблема та її зв'язок з науковими та практичними завданнями. При підготовці фахівців будівельного напрямку в курсах «Технічна механіка рідини і газу» та «Інженерна гідравліка» вивчається тема гідравлічного режиму сифонних трубопроводів [1,2]. Суть даного питання полягає в тому, що за заданою об'ємною витратою Q ($\text{м}^3/\text{с}$) проводиться оцінка вакуума h_v в найвищій точці трубопроводу (див. переріз 2-2 рис.1) та визначається висота всмоктування h .

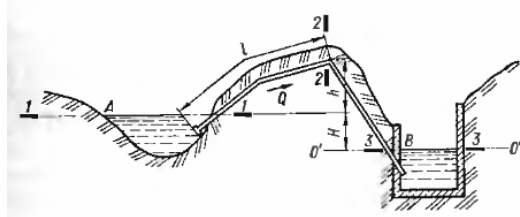


Рис. 1. Схема сифонного трубопроводу

Аналіз досліджень та публікацій. На основі застосування рівняння Бернуллі до ділянок сифонного трубопроводу між перерізами (1-1)-(2-2)-(3-3) отримана залежність для оцінки вакууметричної висоти h_v на основі висоти h всмоктування:

$$h_v \geq h + H \left(1 + \lambda l D^{-1} + \sum_1^2 \zeta \right) \left(\lambda L D^{-1} + \sum_1^3 \zeta \right)^{-1} \quad (1)$$

де $h_v \leq 7 \text{ м}$ - вакууметрична висота; H - різниця рівнів води у водоймищі і резервуарі, м; λ - гідравлічний коефіцієнт тертя; l - довжина всмоктувальної ділянки трубопроводу, м; L - загальна довжина трубопроводу, м; D - умовний діаметр трубопроводу, м;

$\sum_1^2 \zeta, \sum_1^3 \zeta$ - сума коефіцієнтів місцевих опорів на всмоктувальній частині та на всьому трубопроводі, відповідно.

Постановка завдання. Недосконалість викладеного вище методу розрахунку полягає в тому, що при заданих параметрах $Q, D, l, L, H, \sum_1^2 \zeta, \sum_1^3 \zeta$ визначається висота всмоктування h . В дійсності це значення повинно бути вихідним, яке змінити неможливо. За заданим параметром Q реально можливо змінювати значення діаметра D трубопроводу та висоту H .

Викладення матеріалу та результати. Визначимо необхідний діаметр D при заданій витраті Q , висоті всмоктування h , довжинах l та L на основі залежності

$$Q = 0,25 \pi D^2 \cdot \left[2gH \left(1 + \lambda l + \sum_1^2 \zeta \right)^{-1} \right]^{0,5}, \quad (2)$$

де λ -параметр пов'язаний з гідравлічним коефіцієнтом тертя λ та діаметром D

$$\lambda = \lambda D^{-1} \quad (3)$$

При турбулентному режимі руху води і еквівалентному коефіцієнту шорсткості $k_s = 0,5 \cdot 10^{-2} \text{ м}$ на основі формули Шифринсона для λ , після певних перетворень отримаємо залежність

$$\lambda = 1,645 \cdot 10^{-2} D^{-1,25}, \quad (4)$$