

## РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ СРАВНИТЕЛЬНОЙ ОЦЕНКИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

**Солиев Бекзод Зокирбоевич**

Навоийский государственный горно-технологический университет  
доцент кафедры “Горное дело”, к.т.н. PhD

**Туйчибоев Захриддин Илхом угли**

Навоийский государственный горно-технологический университет  
магистр кафедры “Горное дело”  
E-mail: [olimjonkobilov@gmail.com](mailto:olimjonkobilov@gmail.com)

***Аннотация:** В статье рассмотрено математико-экономические модели для сравнительной оценки различных систем разработки при освоении прибортовых запасов, по разным вариантам.*

***Ключевые слова:** математико-экономические модели, систем разработки рудники, карьеры, вскрытия, прибортовых запасов, сравнении вариантов, новой технологии.*

***Abstract:** The article considers mathematical and economic models for comparative assessment of various development systems in the development of instrument reserves, according to different options.*

***Keywords:** mathematical and economic models, mine development systems, quarries, openings, instrument reserves, options comparison, new technology.*

**Введение.** Для критерия при сравнении вариантов систем разработки принимается максимальная прибыль, получаемая с 1 т погашаемых балансовых запасов. Поскольку условия залегания и запасы в бортах карьеров варьируют в широком диапазоне, обеспечить сопоставимость получаемых показателей возможно только при разделении их на группы по морфологическому признаку и равенстве запасов в группах по каждому типу. [1].

Для каждого типа запасов возможно применение нескольких систем разработки, существенно отличающихся своими показателями и составом производственных процессов, чтобы сократить число моделей, составлялась обобщающая для каждого варианта система разработки, в которой учитывались все виды затрат. В процессе исследования экономических последствий

разработки модель адаптировалась путем исключения ряда затрат, не свойственных данному типу при бортовых запасах.

Представляется возможным использовать в качестве экономического критерия себестоимость добычи при сравнении вариантов систем разработки, обеспечивающих одинаковые показатели использования недр [2-4].

**Методы и материалы.** Для сравнительной оценки различных систем разработки при освоении прибортовых запасов были разработаны следующие базовые математико-экономические модели по вариантам:

- камерные системы разработки с закладкой и оставлением барьерных целиков или без их формирования;

- системы разработки этажного и подэтажного обрушения руды и вмещающих пород;

- слоевые системы разработки с твердеющей закладкой с оставлением изолирующих целиков.

Эти модели позволяют оценить экономические последствия применения технологических схем выемки в различных горно-геологических условиях, выявить значимость влияния основных технологических факторов, конъюнктуры рынка металлов, конструктивных параметров систем разработки.

При составлении моделей и в расчетах сравнительных показателей был сделан ряд допущений по каждому виду запасов в бортах карьера, которые упрощают решение задач, но не отражаются на достоверности выводов, такие как равенство по вариантам систем разработки объемов запасов блоков, содержания полезного компонента, сечений подготовительно-нарезных выработок. Чтобы выделить затраты, влияющие на системы разработки в чистом виде, не учитывались транспортные расходы на откатку рудной массы [5-9].

В связи с многообразием горно-геологических условий в качестве объекта исследований рассматривались запасы с различными ценностью полезного компонента, мощностью, удалением от донной части карьера, морфологией. Согласно классификации, варьировались геометрические и технологические параметры систем разработки, диапазон которых ограничивался геомеханическими и геологическими факторами [10-12].

*В общем виде математико-экономическая модель расчета прибыли и себестоимости 1 т погашаемых запасов представлена выражением:*

$$F_j = P_{izvj} - \sum_I^n E_{dp_i} \rightarrow \max, \quad (1)$$

$$P_i = \frac{\sum E_{dp_i}}{v_i} \rightarrow \min, \quad (2)$$

где  $P_{izvj}$  – извлекаемая ценность 1 т погашенных запасов, сум/т;

$\sum_1^n E_{dp_i}$  – суммарные удельные затраты на добычу и переработку, сум/г.

Применительно к различным системам разработки целевые функции имеют следующий вид по вариантам технологических схем выемки прибортовых запасов:

1. Отработка с использованием камерных систем разработки с твердеющей закладкой под защитой барьерного целика:

Прибыль:

$$P_{rk1} = P_{izv} - \sum E - E_K^U, \quad (3)$$

$$P_{izv} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_M \cdot K_0 \cdot K_{kish} \cdot P_m \cdot \gamma \cdot V_r \cdot K_d \quad (4)$$

$$\sum E = E_{pnr} + E_{otb} + E_{vip} + E_{dost} + E_{zakl} + E_{vent} \quad (5)$$

$$E_K^U = (0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_M \cdot K_0 \cdot P_m \cdot V_r \cdot \gamma - V_s \cdot \sum E_{bs}) \quad (6)$$

$$Pr_{K1} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_M \cdot K_0 \cdot K_{kish} \cdot P_m \cdot \gamma \cdot [V_{pr} \cdot K_d - V_{pr} \cdot (1 - \sum E_{bs})] - E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_2 \cdot l_3) \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{ver}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{dop} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} \quad (7)$$

Себестоимость:

$$E_{k1} = \sum E \cdot (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_d \cdot K_{kish})^{-1}; \quad E_{k1}^p = \sum E_{bs} \cdot V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_d^p, \quad (8)$$

$$E_{k1} = (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_d \cdot K_{kish})^{-1} \cdot \{E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_2 \cdot l_3) \cdot E_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot E_{ver}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{dop} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz}\} + \sum E_{bs} \cdot (V_s \cdot \gamma \cdot K_d^p)^{-1}, \quad (9)$$

где  $\gamma$  – плотность пород, т/м<sup>3</sup>;

$H$  – высота блока, м;

$L$  – длина блока, м;

$B$  – ширина блока, м;

$\alpha$  – содержание полезного компонента, г/т;

$R$  – коэффициент разубоживания, %;

$K_p$  – коэффициент потерь, %;

$\varepsilon_0$  – коэффициент извлечения металла при переработке;

$K_0$  – коэффициент действительной доходности рудника 0,6-0,8;

$K_{kish}$  – коэффициент использования шпура или скважины;

$P_m$  – цена металла;

$K_d$  – коэффициент добычи;

$\varepsilon_m$  – коэффициент извлечения металла при металлургическом переделе;

$l_z$  – длина заездов, м;

$n_1$  – число выработок длиной  $L$ ;

$n_2$  – число заездов на блок;

$S_{gor}, S_{ver}$  – площадь соответственно горизонтальных и вертикальных выработок,  $m^2$ ;

$E_{gor}, E_{ver}, E_{bur}, E_{vm}, E_{zar}, E_{vip}, E_{dost}, E_{zakl}, E_{vent}, \sum E_{bs}$  – затраты соответственно на проходку  $1m^3$  горизонтальных и вертикальных выработок; затраты на бурение  $1m$ , стоимость взрывчатых материалов, зарядание  $1m$  скважины, выпуск  $1m^3$  рудной массы, закладку  $1m^3$  пустот, доставку, стоимость  $1m^3$  воздуха, извлечение запасов барьерного целика;

$n_3$  – количество используемых машин в блоке;

$N$  – мощность машин, л.с.;

$n_{voz}$  – норматив на 1 л.с.;

$n_4$  – количество вертикальных выработок;

$E_k^U$  – ущерб за счет повышенных затрат на извлечение запасов барьерного целика;

$K_{zap}$  – коэффициент заполнения скважин, доли ед.

2. То же, только без оставления барьерного целика:

$$P_{\Gamma_{k2}} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m \cdot K_{kish} \cdot K_o \cdot P_m \cdot \gamma \cdot V_{pr} \cdot K_d - E_{rop} \cdot [(n_1 \cdot L + n_2 \cdot l_z) \cdot S_{rop} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{ver}] + L_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{zar} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} \quad (10)$$

$$E_{k2} = (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_{kish} \cdot K_d)^{-1} \cdot \{E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_2 \cdot l_z) \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{ver}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz}\}, \quad (11)$$

3. *Схема выемки прибортовых запасов слоевыми системами разработки с твердеющей закладкой под защитой изолирующего целлика:*

$$Pr_{sl} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m \cdot K_{kish} \cdot K_0 \cdot P_m \cdot \gamma \cdot [V_{vr} \cdot K_d - V_p \cdot (1 - \sum E_b)] - E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_3 \cdot B / \cos \alpha)] \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [(E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar}))] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) +] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} \quad (12)$$

$$E_{sl} = (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_{kish} \cdot K_d)^{-1} \cdot \{E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_5 \cdot B / \cos \alpha)] \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz}\} + \sum E_b \cdot (V_p \cdot \gamma \cdot K_d^p)^{-1} \quad (13)$$

где  $n_5$  – количество ступеней наклонных выработок

4. *Выемка прибортовых запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород и формированием изолирующей породной пригрузки:*

$$Pr_{ob1} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m \cdot K_{kish} \cdot K_0 \cdot P_m \cdot \gamma \cdot [V_{pr} \cdot K_d - V_p \cdot (1 - \sum E_b)] - E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_3 \cdot l_z)] \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [(E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar}))] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} + E_{pr}, \quad (14)$$

$$E_{ob1} = (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_{kish} \cdot K_d)^{-1} \cdot \{E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L - n_2 \cdot l_z)] \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot K_{voz} + E_{prig}\}, \quad (15)$$

где  $E_{prig}$  – затраты на формирование породной пригрузки заданного объема, сум

5. *Выемка прибортовых запасов системами этажного и подэтажного обрушения:*

$$Pr_{k1} = 0,01 \cdot \alpha \cdot \varepsilon_0 \cdot \varepsilon_m \cdot K_{kish} \cdot K_0 \cdot P_m \cdot \gamma \cdot [V_{pr} \cdot K_d - V_p \cdot (1 - \sum E_b)] - E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L + n_3 \cdot l_z)] \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [(E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar}))] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} + E_{pr}, \quad (16)$$

$$E_{k1} = (V_{pr} \cdot \gamma \cdot K_{kish} \cdot K_d)^{-1} \cdot \{E_{gor} \cdot [(n_1 \cdot L - n_2 \cdot l_z) \cdot S_{gor} + 3,5 \cdot n_4 \cdot H \cdot S_{vert}] + l_{bur} \cdot [E_{bur} \cdot f + K_{zap} \cdot f \cdot (E_{vm} + E_{zar})] + V_{pr} \cdot [K_d \cdot (E_{vip} + E_{dost}) + E_{zak} \cdot f^{-1}] + n_3 \cdot N \cdot n_{voz} \cdot E_{voz} + E_{prig}\}, \quad (17)$$

**Результаты.** В процессе моделирования задействован, как видно из выражений базовых моделей, большой объем исходной информации. Все расчеты проводились для условий золоторудных месторождений: Мурунтау, где накоплен большой опыт освоения прибортовых запасов.

Затраты на  $1\text{м}^3$  проходки выработок приняты согласно плановой калькуляции на руднике Мурунтау и составили для горизонтальных - 305000 сум/ $\text{м}^3$ , а вертикальных - 550000 сум/ $\text{м}^3$ .

Площади поперечных сечений принимались из условий применения самоходного погрузочно-доставочного оборудования равными для горизонтальных подготовительно-нарезных -  $10\text{ м}^2$ , а для вертикальных -  $4\text{ м}^2$ .

**Таблица 1**

Показатели использования недр, принятые в расчетах

Показатели	Открытые горные работы	Открыто-подземные горные работы	Подземные горные работы		
			Системы разработки		
			Камерная с закладкой	Слоевая с закладкой	С обрушением руды и пород
Коэффициент потерь, %	1,0	2,0	5	5	12
Коэффициент разубоживания, %	1,5	3,0	5	5	15

Размеры выемочных единиц (блоков) в расчете задавались следующим образом: длина - 100 м; ширина - 90 м; высота - 75 м.

Объемный вес руды зависит от содержания полезного компонента от 1,8 до  $2,6\text{ т}/\text{м}^3$ . В расчете объемный вес руды принят постоянным –  $2,2\text{ т}/\text{м}^3$

Показатели использования недр по вариантам систем разработки изменяются в достаточно широких пределах в зависимости от способа управления горным давлением. При оценке технологических схем выемки использовались следующие значения показателей.



*Сведения о стоимости отбойки, выпуска, доставки рудной массы на подземных работах и взрывной подготовки, погрузки, транспортирования были получены из рудника Зармитан и шахты «М» ЦРУ НГМК.*

Математико экономические модели, как видно из их структуры, позволяют через стоимостные показатели учесть различные типы механизации, применяемые при производстве горнопроходческих и очистных работ.

### Литературы

1. Дервяшкин, И. В., Заиров, Ш. Ш., Уринов, Ш. Р., & Солиев, Б. З. (2021). Прогнозная оценка выемки прибортовых запасов руды глубоких карьеров комбинированной геотехнологией.
2. Хакимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., & Ашуралиев У.Т. Обоснование количества перегрузочных узлов в рабочих горизонтах шахты при использовании подземного транспорта и погрузочно-доставочных машин. In Ф79 Форум гірників–2019: матеріали міжнар. конф., 26–27 вересня 2019 р., м. Дніпро: Журфонд, 2019–379 с. (р. 291)
3. Хакимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Определение минимальная длина и ширина карьерного поля при разработке горизонтальных пластовых месторождений, № 3, 34-38., 2020.
4. Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Ермекбаев У.Б., & Ашуралиев У.Т. Исследование особенностей технологии разработки жильных месторождений кызыкумского региона подземным способом с использованием самоходных комплексов. In Ф79 Форум гірників–2019: матеріали міжнар. конф., 26–27 вересня 2019 р., м. Дніпро: Журфонд, 2019–379 с. (р. 32).
7. Хакимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Гиязов О.М. Обоснование высоты этажа при разработке крутопадающих жильных месторождений //Горный вестник Узбекистана №1 (80) 2020 г. – с. 7-9.
8. Хакимов Ш.И., Кобилов О.С., Тошназаров А.Х., Суннатов С., Пулатов Д.Ш. Оценка возможности увеличения высоты этажа при разработке крутопадающих жильных месторождений // Материалы международной научно-технической конференции на тему: «Перспективы инновационного развития горно-металлургического комплекса». – Навои, 2018. – С. 65.

9. Хакимов Ш.И., Кобилов О.С. Повышение эффективности систем подэтажного обрушения в сложных горно-геологических условиях // «Материалы Международной научно-практической конференции «Интеграция науки, образования и производства – залог прогресса и процветания», посвященной 5-летию основания Навоийского отделения Академии наук Республики Узбекистан», Том I: 9-10 июня 2022. – С. 356.
10. Хакимов Ш.И., Кобилов О.С. Новая технологическая решения совершенствования систем разработки с подэтажной отбойкой руды в сложных горно-геологических условиях // Innovations in technology and science education. – Volume 1. – Issue 1. 2022. – С. 130.
11. Таджиев Ш.Т., et al. "Подработка массива горных пород и подготовительных выработок при разработке пластов подземным способом." Стратегия развития геологического исследования недр: настоящее и будущее (к 100-летию МГРИ-РГГРУ). 2018..
12. Hakimov Shadiboy Ikmatullayevich, Qobilov Olimjon Sirojovich, & Abruyev Samandar Shodmon o'g'li. (2023). Murakkab kon-geologik sharoitdagi tog' jinslar massivi holatini boshqarishda qotuvchi to'lg'azmalarni qo'llash samaradorligini asoslash. Innovative development in educational activities, 2(2), 124–133. <https://doi.org/10.5281/zenodo.7583985>