

УДК 622.013.364

<https://doi.org/10.26160/2658-3305-2025-33-79-88>

ОБОСНОВАНИЕ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗАПАСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ СИСТЕМОЙ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ С ВЫЕМКОЙ РУДЫ ЗАХОДКАМИ И ВРЕМЕННЫМИ ЦЕЛИКАМИ

Голованов А.И., Ахпасhev Б.А., Анушенков А.Н., Волков Е.П.

Сибирский федеральный университет, Красноярск

Ключевые слова: подземная разработка, пологие залежи, системы с обрушением, выемка целиков, потери и разубоживание, физико-математическое моделирование.

Аннотация. Работа посвящена обоснованию оптимальных величин потерь и разубоживания при отработке пологих рудных тел системой разработки с обрушением с выемкой руды заходками и временными целиками. Для обоснования применено физическое моделирование отгрузки рудной массы при отработке целиков в масштабе 1:100, при различных мощностях и углах падения рудного тела. В ходе моделирования определены особенности истечения руды из подконсольного пространства и обрушенной породы из выработанного пространства в отрабатываемую камеру, при различных углах и мощностях рудного тела. По результатам моделирования были установлены эмпирические зависимости величин потерь и разубоживания при отработке временных целиков от количества выпущенной рудной массы, которые использовались при нормировании показателей извлечения для данной системы разработки.

JUSTIFICATION OF THE COMPLETENESS AND QUALITY OF THE EXTRACTION OF RESERVES DURING THE DEVELOPMENT OF INCLINE DEPOSITS BY A MINING SYSTEM WITH COLLAPSE WITH ORE EXTRACTION BY PULL STOPE AND TEMPORARY PILLARS

Golovanov A.I., Akhpashev B.A., Anushenkov A.N., Volkov E.P.

Siberian Federal University, Krasnoyarsk

Keywords: underground development, inclined deposits, caving systems, pillar extraction, losses and dilution, physical and mathematical modeling.

Abstract. The work is devoted to the Justification of the completeness and quality of the extraction of reserves during the development of incline deposits by a mining system with collapse with ore extraction by pull stope and temporary pillars. To substantiate this, physical modeling of ore mass shipment was applied during the development of pillars on a scale of 1:100, at various capacities and angles of incidence of the ore body. During the simulation, the features of the outflow of ore from the stoping space and collapsed rock from the worked space into the worked-out area, at different angles and capacities of the ore body, were determined. Based on the simulation results, empirical dependences of the values of losses and dilution during the development of temporary pillars on the amount of ore mass released, which were used in the rationing of extraction indicators for this development system, were established.

Введение

При отработке руд на пологих и наклонных месторождениях применимы различные варианты систем разработки с обрушением, которые обеспечивают эффективную отработку запасов в конкретных горно-геологических условиях.

При проведении исследований было проведено физическое моделирование выпуска отбитой рудной массы, которое помимо аналитических расчётов, является одним из основных методов определения нормативных показателей полноты и качества извлечения запасов.

Физико-математическому моделированию выпуска рудной массы посвящены многочисленные работы отечественных и зарубежных исследователей [1-15].

Выполнено физическое моделирование выпуска руды по следующим вариантам систем разработок:

– этажного принудительного обрушения с выемкой руды заходками и временными целиками;

- этажного (подэтажного) принудительного обрушения с треугольной подсечкой [16];
- этажного (подэтажного) принудительного обрушения с фронтально-торцевым выпуском [16];
- этажного принудительного обрушения с торцевым выпуском руды при угле падения более 12 градусов.

При отработке пологих и наклонных рудных тел мощностью 3-8 м эффективна система этажного принудительного обрушения с выемкой руды заходками и временными целиками.

Применимы два основных варианта системы:

- при углах падения рудного тела 0-12° (рис. 1);
- при углах падения 10-30°.

В данной статье рассматривается первый вариант системы разработки.

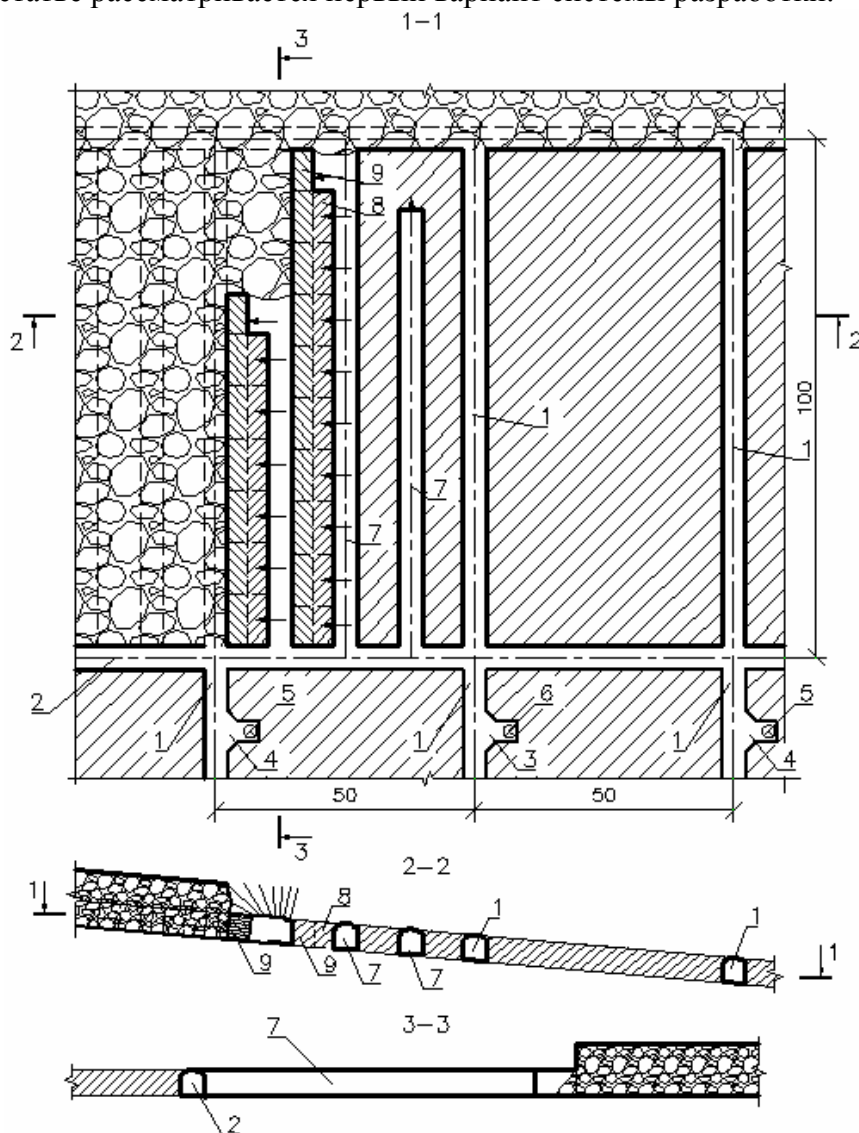


Рис. 1. Система этажного принудительного обрушения с выемкой руды заходками и временными целиками (мощность 3-8 м, угол падения 0-12°): 1 – транспортно-доставочный штрек; 2 – транспортно-доставочный орт; 3 – ниша рудоспуска; 4 – ниши вент. восст.; 5 – вентиляционные восстающие; 6 – рудоспуск; 7 – буро-доставочный штрек (БДШ); 8 – целик 1 очереди; 9 – целик 2 очереди

Технология очистной выемки заключается в следующем:

- от транспортно-доставочного орта проводятся транспортно-доставочные штреки, между смежными транспортными штреками оставляется временный целик;
- после достижения транспортно-доставочным штреком выработанного пространства (границ блока), осуществляется отработка временного целика секциями длиной 10 м и 2-я очередями по половине толщины целика;

- очистное пространство при выемке целика поддерживается за счет консоли породной кровли;
- после выемки целика 2-ой очереди кровля над отработанным очистным пространством принудительно обрушается.

Материалы и методы исследований

В качестве исходного материала для физического моделирования выпуска рудной массы использованы керны Масловского месторождения, разрезанные вдоль оси [17].

Керны дробились, и материал классифицировался посредством грохочения на классы:

- порода +8-10 и +10-15 мм;
- руда +1-3; +3-5; +5-8; +8-10 мм.

Для возможности разделения руды и породы в процессе проведения эксперимента, а также визуализации процесса выпуска, порода, как более крупная, была окрашена водоземulsionной краской в белый цвет.

Породная часть модели (обрушенные породы налегающей толщи) засыпалась дробленой породой крупностью +8-15 мм.

Гранулометрический состав отбитой руды принят на основании фактических данных шахты рудника «Заполярный» при очистной выемке, как объекта – аналога в схожих условиях.

Проходка горно-капитальных и горно-подготовительных выработок предусматривается с использованием погрузочно-доставочных машин на дизельном приводе типа «Sandvik LH 514» или электрическом приводе типа «Sandvik LH 514Е».

Для данной ПДМ изготовлен ковш, имитирующий форму и размеры в принятом масштабе моделирования. Основной размер – ширина ковша – 2,788 м.

Для разграничения слоя отбитой руды на момент ее засыпки от обрушенных пород использовались шиберы из ДВП толщиной 3 мм. Изоляция слоев отбитой руды и боковой породы на момент закладки модели производилась прямоугольными листами из ДВП с гладкими поверхностями толщиной 3 мм.

Принятый масштаб моделирования для всех исследуемых систем разработки – 1:100.

Исследования проведены для трех мощностей рудного тела m_p : 3, 5, и 8 м и трех углов падения рудного тела – 0, 5 и 10° (всего 9 комбинаций), при размере временного целика 10x8 м.

В зависимости от мощности рудного тела вес засыпаемой руды в каждой из двух, одинаковых по объему, частей временного целика (далее целик 1 и целик 2) определялся по формуле:

$$P = \gamma_p \cdot m_p \cdot L_{\psi} \cdot \frac{B_{\psi}}{2}, \text{ г},$$

где γ_p – плотность руды в массиве, 2,95 г/см³, m_p – вертикальная мощность рудного тела, м; L_{ψ} и B_{ψ} – длина и ширина временного целика, 10 и 8 м, соответственно.

Данные по весу засыпаемой руды в моделях приведены в таблице 1.

В зависимости от моделируемых мощностей (m_p) и углов падения рудного тела (α) все опыты разделены на серии. Всего промоделировано 9 серий. В каждой серии по 6-7 опытов.

Табл. 1. Вес руды в моделях в зависимости от мощности рудного тела

Элемент системы	Вес засыпаемой руды (г) при m_p , м		
	3	5	8
Целик 1	354	590	944
Целик 2	354	590	944
Всего	708	1180	1888

Последовательность подготовки модели и выпуска отбитой рудной массы

В подготовленную модель засыпается руда требуемого веса и породы (рис. 2).

Затем поднимается угловой породный шибер на высоту, равную моделируемой мощности рудного тела. Шибер фиксируется и остается неподвижным в течение всего эксперимента.

Отгрузка рудной массы начинается после полного удаления шибера 1 целика. После удаления шибера 2 целика выпуск продолжается до окончания эксперимента.

Окончанием эксперимента является визуальное отсутствие руды в навале рудной массы и в 3-5 последних выпускаемых ковшах руды.

При моделировании учитывался угол поворота ПДМ, с использованием модели контура ПДМ при максимальном угле поворота, для учета «мертвых» зон при погрузке руды.

Характерные фотографии процесса выпуска руды при отработке временного целика при мощности рудного тела $m_p = 5$ м и угле падения $\alpha = 5^\circ$ показаны на рисунке 3.



Рис. 2. Подготовленная к выпуску модель



з

Рис. 3. Характерные этапы выпуска рудной массы при $m_p = 5$ м и $\alpha = 5^\circ$: а – готовая к выпуску модель; б – поднят угловой породный шибер на 5 см; в – начало выпуска 1 целика; г – 65 ковш 1 целика; д – окончание выпуска 1 целика, 86 ковш; е – начало выпуска 2 целика; ж – 49 ковш 2 целика; з – окончание выпуска 2 целика, 92 ковш

Сводные графики изменения потерь и разубоживания по 6 опытам представлены на рисунках 4 и 5.

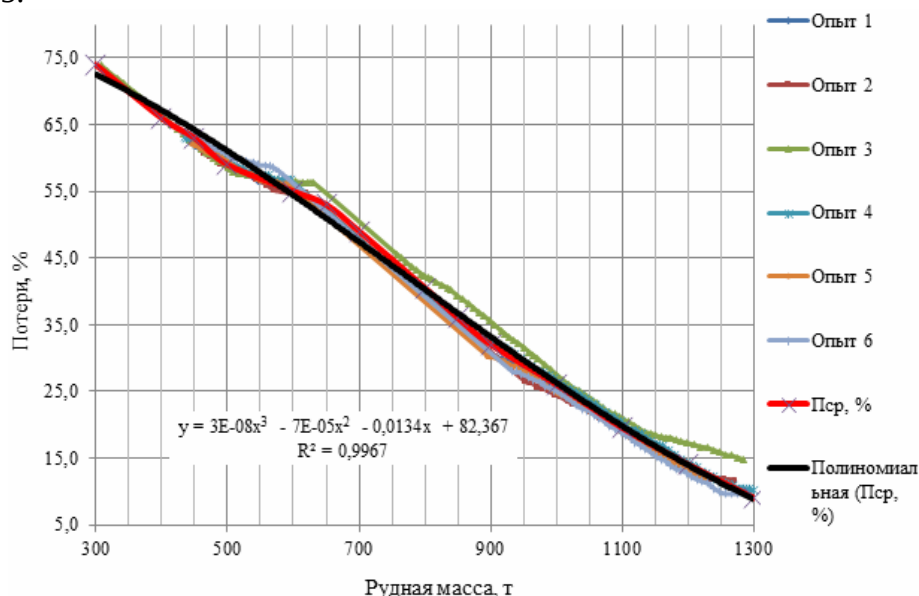


Рис. 4. Сводные графики изменения потерь в зависимости от количества добытой рудной массы

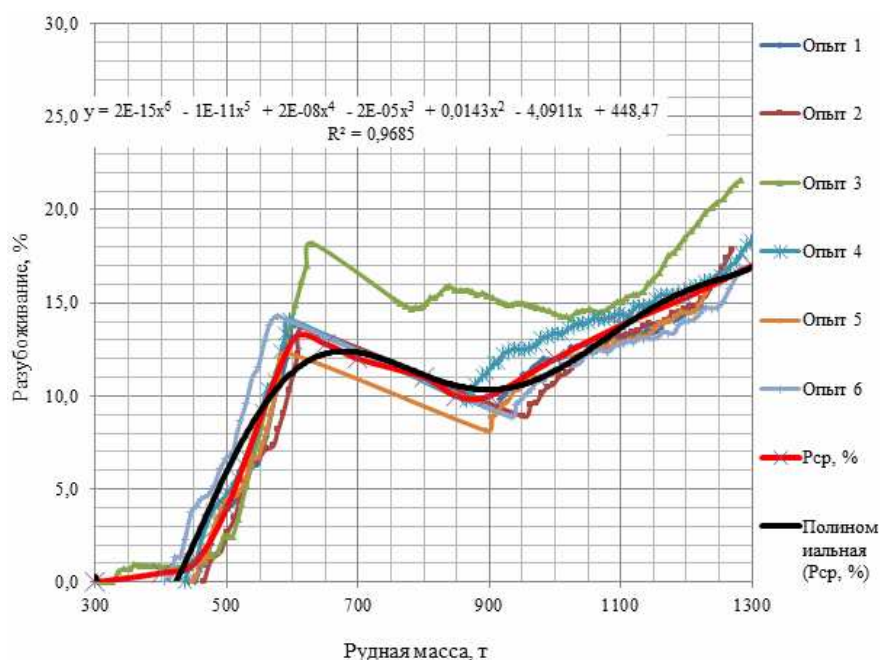


Рис. 5. Сводные графики изменения разубоживания в зависимости от количества добытой рудной массы

Понижающиеся участки графиков разубоживания обуславливаются переходом к отработке 2 целика, когда происходит выемка чистой руды.

Математическая обработка данных физического моделирования выпуска отбитой рудной массы для системы этажного принудительного обрушения с выемкой руды заходками и временными целиками при углах падения рудного тела до 10° позволила установить зависимости потерь и разубоживания руды от количества отгруженной рудной массы при различных углах падения и мощностях рудного тела.

Полученные зависимости для исследуемых мощностей рудного тела при углах падения рудного тела 10° приведены рисунках 5 и 6.

В таблице 2 приведены сводные средние показатели потерь и разубоживания на момент полной отгрузки рудной массы из камеры.

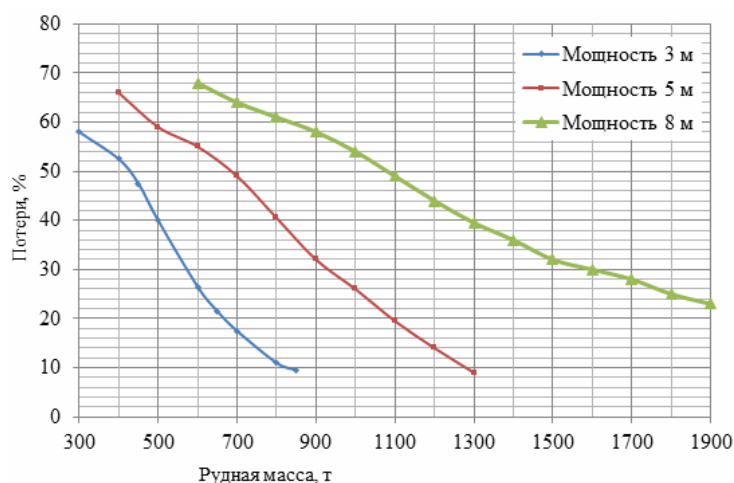


Рис. 5. Зависимости потерь отбитой руды при выпуске при $\alpha = 10^\circ$

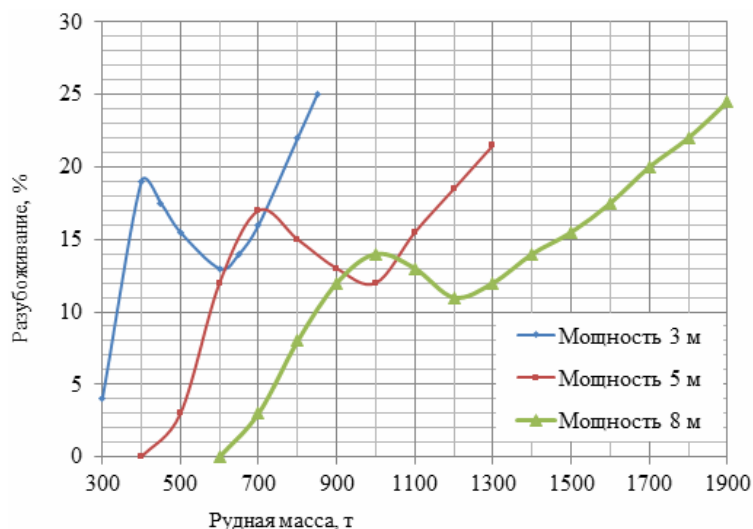


Рис. 6. Зависимости разубоживания руды породы при выпуске при $\alpha = 10^\circ$

Табл. 2. Сводные средние показатели потерь и разубоживания на момент полной отгрузки рудной массы из камеры при угле падения до 12 градусов

Параметры технологической единицы, м		Мощность, м	Угол падения, град	Рудная масса, т	Потери, %	Разубоживание, %
длина	ширина					
100	50	3	0	~850	~10	~25
			5	~850	~10	~25
			10	~850	~9,5	~25
		5	0	~1300	~13	~20
			5	~1300	~9	~17
			10	~1300	~9	~21,5
		8	0	~1900	~20	~20
			5	~1900	~19,5	~19,5
			10	~1900	~23	~24,5

В связи с несущественным влиянием угла наклона рудной залежи на величину потерь и разубоживания, в целом по системе разработки допустимо не учитывать данный параметр.

Результаты

Для определения промежуточных значений величин потерь и разубоживания для мощностей рудной залежи 4, 6 и 7 м были приняты значения при угле падения рудной залежи 5 градусов.

В результате интерполяции данных физического моделирования были получены зависимости величин потерь и разубоживания от количества добытой рудной массы (рис. 7, 8).

Для всех мощностей рудной залежи были определены эмпирические зависимости величины потерь и разубоживания от количества добытой рудной массы.

В связи с тем, что на графиках зависимостей для обеспечения компактности, стандартно используется сокращенная запись, использование которой в таком виде дает не корректные результаты расчетов, в таблице 3 представлены эти же зависимости, но с необходимой точностью.

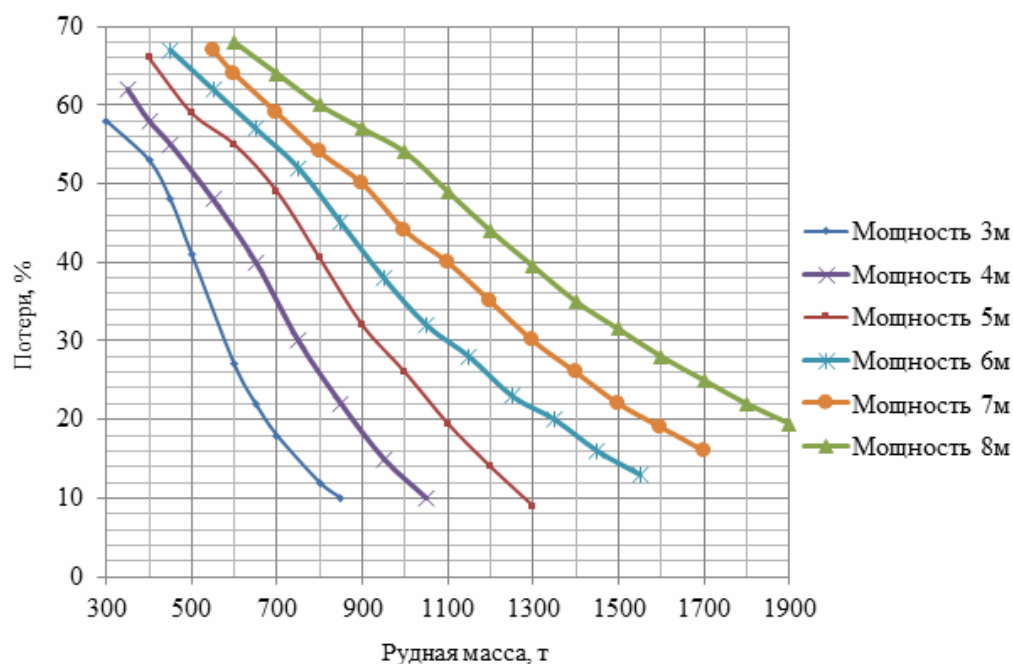


Рис.7. Зависимости потерь отбитой руды при выпуске от количества выпущенной рудной массы

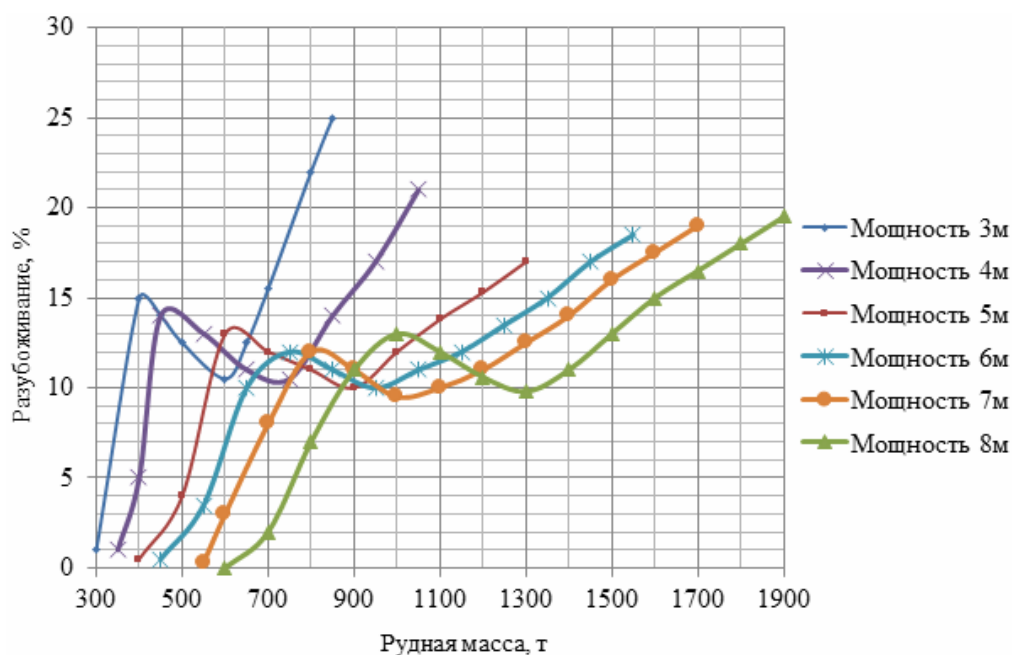


Рис.8. Зависимости разубоживания руды при выпуске от количества выпущенной рудной массы

Табл. 3. Эмпирические зависимости величины потерь и разубоживания от количества добытой рудной массы при угле падения до 12 градусов для различных мощностей рудной залежи (x – количество добытой рудной массы)

Мощность рудной залежи, м	Потери, %	Разубоживание, %
3	$0,00000057068438486556x^3 - 0,00094452666095208x^2 + 0,390541007494818x + 10,8163640708528$	$-0,00000000366031490315x^4 + 0,00000908514726894531x^3 - 0,00810669537927203x^2 + 3,08723064001027x - 411,106713080056$
4	$0,00000012037938705871x^3 - 0,00024593553451115x^2 + 0,0790689980241123x + 58,6773309898754$	$-0,00000000000008387338x^5 - 0,00000000076912444940x^4 + 0,0000028761869106423x^3 - 0,00336328370117243x^2 + 1,62920604836166x - 269,400645854341$
5	$0,0000000316736608068275x^3 - 0,0000743795577639898x^2 - 0,0134417493715077x + 82,3667221037428$	$0,000000000000000196985x^6 - 0,00000000001054422556x^5 + 0,00000002262546295295x^4 - 0,0000246957218456868x^3 + 0,0142986252597952x^2 - 4,09110975944395x + 448,465546028224$
6	$0,00000002887852887853x^3 - 0,00007202519702519310x^2 - 0,0000855163355162232x + 79,2411130536105$	$0,000000000000000107571x^6 - 0,00000000000661733281x^5 + 0,00000001638109858620x^4 - 0,0000207533071763986x^3 + 0,0140824794516162x^2 - 4,79931661445252x + 640,929453724703$
7	$0,00000001104262582048x^3 - 0,0000283054062687714x^2 - 0,0259447696736759x + 87,5926080592614$	$0,000000000000000052431x^6 - 0,00000000000351269655x^5 + 0,00000000943271960638x^4 - 0,0000128888570537218x^3 + 0,00935222183297484x^2 - 3,35988640723299x + 462,531244693596$
8	$0,00000001607706019471x^3 - 0,00005644282188399930x^2 + 0,0221853391706388x + 71,0418698948077$	$-0,00000000000015266532x^5 + 0,00000000091425267187x^4 - 0,00000207089571261537x^3 + 0,00218836201947968x^2 - 1,0489063429526x + 181,638845634432$

Выводы

В ходе моделирования выяснилось следующее:

– происходит существенный разброс в величине разубоживания по опытам для одних и тех же условий, в связи с небольшими объемами отгружаемой руды и непредсказуемым характером высыпания породы из выработанного пространства;

– при увеличении мощности рудного тела от 3 до 5 м происходит увеличение потерь руды, связанное с тем, что увеличивается объем высыпания породы в отрабатываемую камеру из выработанного пространства и перекрытия ею отбитой руды;

– величина разубоживания при увеличении мощности рудного тела от 3 до 5 м снижается, что связано с увеличением объема отгружаемой руды относительно прихватываемой при этом породы.

– величина разубоживания при увеличении мощности рудного тела от 5 до 8 м увеличивается, что связано с увеличением объема высыпаемой породы из выработанного

пространства, при этом происходит пересыпание отбитой руды, по мере её отгрузки, в связи с чем, для уменьшения величины потерь приходится больше отгружать породы;

– влияние угла наклона залежи на величину потерь и разубоживания является не существенным.

Заключение

Полученные зависимости, представленные в таблице 3, использованы для обоснования рационального уровня показателей полноты и качества извлечения запасов временных целиков в системе этажного принудительного обрушения с выемкой руды заходками и временными целиками с углами падения до 12 градусов.

Список литературы

1. Именитов В.Р., Ковалев И.А., Уралов В.С. Моделирование обрушения и выпуска руды. – М: МГИ, 1961. – 151 с.
2. Дубынин Н.Г. Выпуск руды при подземной разработке. – М.: Недра, 1965. –267 с.
3. Малахов Г.М., Безух Р.В., Петренко П.Д. Теория и практика выпуска руды. – М.: Недра, 1968. – 311 с.
4. Мартынов В.К., Кудрявцев М.С., Заец Н.М., Пономаренко К.Ф. К вопросу о переносе результатов моделирования выпуска руды на натуру // Разработка рудных месторождений. – 1970. – №14. – С.13-17.
5. Just G.D., Free G.D. The gravity flow of material in the sublevel caving mining system // Proceedings of the 1st Australia-New Zealand Conference on Geomechanics, Melbourne, Institution of Engineers. – Australia, Sydney, 1971. – P. 88-97.
6. Хартович Ю.И. О закономерностях истечения руды при использовании сил гравитации // Горный журнал. – 1971. – №10. – С. 26-29.
7. Just G.D., Free G.D., Bishop G.A. "Optimation of ring burden in sublevel caving" // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1973, vol. 10, pp. 119-131.
8. Куликов В.В. Выпуск руды. – М.: Недра, 1980. – 303 с.
9. Peters D.C. Physical modeling of the draw behavior of broken rock in caving // Quarterly of the Colorado School of Mines. 1984, vol. 79, no. 1.
10. Rustan A. Gravity flow of broken rock – what is known and un-known // Proceedings of MassMin 2000, Australian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, Australia, pp. 557-567.
11. Зеньков Д.К. Обоснование параметров технологии торцевого выпуска при регулировании гранулометрического состава руды: Автореф. дисс. ...канд. техн. наук. – М: МГТУ, 2002. – 22 с.
12. Power G.R. Modelling granular flow in caving mines: large scale physical modeling and full scale experiments: PhD thesis. – University of Queensland, Brisbane, 2004.
13. Ермакова И.А. Управление формированием потоков при выпуске руды из блоков в системах разработки с обрушением: Автореф. дисс. ... докт. техн. наук. – Кемерово: КузГТУ, 2007. –34 с.
14. Калинин В.А. Определение доминирующих зависимостей параметров и фигур выпуска разноуплотненной руды на моделях из эквивалентных материалов // Вестник КТУ. – 2010. – Вып. 26. – С. 49-52.
15. Малиновский Е.Г., Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Гильдеев А.М. Сравнение результатов физического моделирования и натурного эксперимента по торцевому выпуску руды при системе этажного принудительного обрушения для пологих залежей // Известия вузов. Горный журнал. – 2019. – №7. – С. 34-44.
16. Ахпашев Б.А., Голованов А.И., Малиновский Е.Г. Обоснование рациональной технологии разработки пологих и наклонных месторождений системами с обрушением руды и пород // Международный научно-исследовательский журнал. – 2023. – №2(128). – DOI: 10.23670/IRJ.2023.128.71.
17. Малиновский Е.Г., Голованов А.И., Ахпашев Б.А. Исследование влияния гранулометрического состава отбитой рудной массы на показатели извлечения при системе этажного обрушения руды физическим моделированием // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2022. – №3. – С. 41-53.

References

1. Imenitov V.R., Kovalev I.A., Uralov V.S. Modeling of collapse and ore drawing. – M: MMI, 1961. –151 p.
2. Dubynin N.G. Ore drawing during underground mining. – M.: Nedra, 1965. –267 p.
3. Malakhov G.M., Bezukh R.V., Petrenko P.D. Theory and practice of ore drawing. – M.: Nedra, 1968. – 311 p.
4. Martynov V.K., Kudryavtsev M.S., Zayats N.M., Ponomarenko K.F. On the issue of transferring the results of modeling ore production to nature // Development of ore deposits. 1970, no. 14, pp.13-17.
5. Just G.D., Free G.D. The gravity flow of material in the sublevel caving mining system // Proceedings of the 1st Australia-New Zealand Conference on Geomechanics, Melbourne, Institution of Engineers. – Australia, Sydney, 1971. – P. 88-97.

6. Khartovich Yu.I. On the patterns of ore outflow when using gravitational forces // Mining Journal. 1971, no. 10, pp. 26-29.
7. Just G.D., Free G.D., Bishop G.A. "Optimation of ring burden in sublevel caving" // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 1973, vol. 10, pp. 119-131.
8. Kulikov V.V. Ore drawing. – M.: Недра, 1980. – 303 p.
9. Peters D.C. Physical modeling of the draw behavior of broken rock in caving // Quarterly of the Colorado School of Mines. 1984, vol. 79, no. 1.
10. Rustan A. Gravity flow of broken rock – what is known and un-known // Proceedings of MassMin 2000, Australian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne, Australia, pp. 557-567.
11. Zenkov D.K. Substantiation of the parameters of the end discharge technology when regulating the granulometric composition of ore: Abstract of the diss. ... cand. of tech. sc. – M: MSMU, 2002. – 22 p.
12. Power G.R. Modelling granular flow in caving mines: large scale physical modeling and full scale experiments: PhD thesis. – University of Queensland, Brisbane, 2004.
13. Ermakova I.A. Control of the formation of flows during the release of ore from blocks in collapse mining systems: Abstract of the diss. ... doct. of tech. sc. – Kemerovo: KuzSTU, 2007. –34 p.
14. Kalinichenko V.A. Determination of the dominant dependencies of the parameters and figures of the output of heterogeneous ore on models made of equivalent materials // Bulletin of KTU. 20101, is. 26, pp. 49-52.
15. Malinovskij E.G., Akhpashev B.A., Golovanov A.I., Gildeev A.M. Comparison of the results of physical modeling and a full-scale experiment on the face release of ore with a system of floor forced collapse for shallow deposits // Minerals and Mining Engineering. 2019, no. 7, pp. 34-44.
16. Akhpashev B.A., Golovanov A.I., Malinovskij E.G. Substantiation of rational technology for the development of shallow and inclined deposits by mining systems with collapse of ore and rocks // International Scientific Research Journal. 2023, no. 2(128). DOI: 10.23670/IRJ.2023.128.71.
17. Malinovskiy E.G., Golovanov A.I., Akhpashev B.A. Investigation of the influence of the granulometric composition of the chipped ore mass on the recovery rates in the case of a system of floor collapse of ore by physical modeling // Bulletin of the Kuzbass State Technical University. 2022, no. 3, pp. 41-53.

Сведения об авторах:

Information about authors:

Анушенков Александр Николаевич – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Подземная разработка месторождений»	Anushenkov Aleksandr Nikolaevich – doctor of technical sciences, professor, head of the Department of underground mining
Ахпасhev Богдан Андреевич – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры «Подземная разработка месторождений»	Akhpashev Bogdan Andreevich – candidate of technical sciences, assistant professor, assistant professor of the Department of underground mining
Волков Евгений Павлович – кандидат технических наук, доцент кафедры «Подземная разработка месторождений»	Volkov Evgeny Pavlovich – candidate of technical sciences, assistant professor, assistant professor of the Department of underground mining
Голованов Алексей Иванович – кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры «Подземная разработка месторождений»	Golovanov Aleksey Ivanovich – candidate of technical sciences, assistant professor, assistant professor of the Department of underground mining
bakhpashev@sfu-kras.ru	

Получена 28.11.2024