

РАЗРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.34

ОПТИМАЛЬНАЯ ДЛИНА БЛОКА ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ КРУТОПАДАЮЩИХ ТОНКИХ ЖИЛ

Тезиев Т.М., Джиеова А.К.

Северо-Кавказский горно-металлургический институт, г. Владикавказ, Россия

Аннотация. В работе определяется степень влияния длины блока на технико-экономические показатели работы при системах с магазинированием руды в зависимости от конкретных горно-геологических условий. Приводится методика установления оптимальной длины блока при разработке сложноструктурных крутопадающих тонких жил.

Ключевые слова: разработка рудных месторождений, оптимальная длина блока.

Введение

В настоящее время в России и странах СНГ наблюдается тенденция увеличения объемов добычи цветных и редких металлов. И уже в ближайшем будущем предусматривается значительный рост объемов добычи при одновременном снижении количественных и качественных потерь полезных ископаемых в недрах.

Эта проблема особенно актуальна для горных предприятий цветной металлургии, разрабатывающих маломощные крутопадающие месторождения, доленое участие которых в общем балансе добычи металлов значительно.

Качественные и количественные показатели этих предприятий в решающей степени зависят от параметров систем разработки. Однако в проектах и планах горных работ практически отсутствует экономическое обоснование. За основу обычно принимаются средние расчетные величины выемочной мощности, длины и высоты блока, без учета конкретных горно-геологических особенностей месторождения. В результате чего эффективность применяемой технологии резко снижается.

Методика исследования

Как правило, разработка крутопадающих месторождений производится с разбивкой шахтного поля на этажи и блоки. Параметры блоков бывают самыми различными. На отечественных рудниках в зависимости от степени механизации и интенсивности обработки длина блоков на жильных месторождениях в среднем составляет 40–60 м.

Однако на многих месторождениях по мере понижения горных работ и изменения горно-

геологических условий наблюдается постоянное изменение параметров блоков.

Анализ мировой практики дает разноречивые ответы на рациональность применения тех или иных параметров блока. Поэтому в каждом конкретном случае оптимальная длина блока должна устанавливаться на основе минимума затрат на подготовительно-нарезные работы, на доставку руды, ущерба от потерь и разубоживания руды.

Параметры системы разработки тонких жил характеризуются размерами выемочных блоков: высотой, шириной, длиной, расстоянием между рудоспусками, высотой подэтажей, слоев уступов и другими конструктивными элементами. Основными параметрами систем разработки жильных месторождений является длина очистного блока, его ширина и высота.

На параметры очистных блоков при разработке тонких жил значительно влияет размер принятой ширины очистного пространства. На действующих рудниках высоту этажа принимают на основе практических данных и норм технологического проектирования. Длину блоков определяют экономическими расчетами. С увеличением выемочной мощности и объема отбиваемой из блока рудной массы некоторые технико-экономические показатели улучшаются (увеличивается производительность труда забойных рабочих, уменьшается расход материалов и снижается себестоимость добычи 1 м³ рудной массы), но в то же время другие показатели, наоборот, ухудшаются (растет разубоживание руды, снижается содержание в ней металла, увеличиваются затраты на транспорт и переработку, растет себестоимость единицы конечного продукта). Это же подтверждает и обзор научно-технической литературы [1–3, 6].

Принятыми критериями оценки параметров систем разработки [1–6] являются безопасность работ в блоке, интенсивность выемки блока, минимальные удельные расходы по подготовке и эксплуатации на 1 т руды, длина горных выработок на 1000 т отбитой руды.

Для тонкожилых месторождений критерий минимальных удельных расходов на подготовку и эксплуатацию блока на 1 т руды не приемлем, так как удельные затраты на 1 т руды находятся в зависимости от принятой выемочной мощности и не соответствует удельным расходам на единицу балансовых запасов металла в блоке.

Анализ показал, что в условиях Холстинского рудника при системе с магазинированием руды суммарные удельные расходы на 1 т руды с увеличением ширины очистного пространства уменьшаются, а на 1 г металла возрастают (рис. 1, табл. 1).

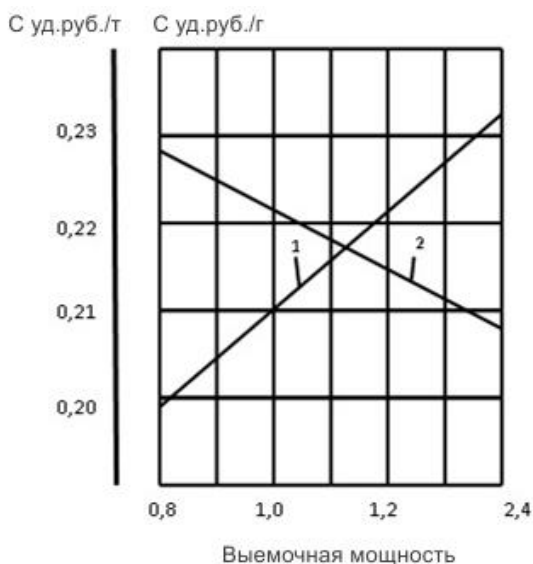


Рис. 1. Изменение удельных затрат на подготовку и эксплуатацию блока в зависимости от выемочной мощности: 1 – суммарные удельные расходы на 1 т руды; 2 – суммарные удельные расходы на 1 г металла

Таблица 1

Изменение удельных затрат на подготовку и эксплуатацию блока, в зависимости от выемочной мощности и содержания металла

Выемочная мощность, м	Удельные затраты на 1 т руды, руб./т	Удельные затраты на 1 г металла, руб./г
0,8	0,229	0,200
0,9	0,225	0,206
1,0	0,223	0,212
1,1	0,218	0,217
1,2	0,216	0,224
1,3	0,210	0,228
1,4	0,208	0,233

Применяемые экономические критерии оценки параметров систем разработки по минимальным удельным расходам на подготовку и эксплуатацию блока на 1 т руды [5], а также по равенству экономии на подготовке и приращению эксплуатационных расходов на 1 т руды, приходящиеся на заданное приращение длины блока [6], справедливы для разработки жил, мощность которых соответствует ширине очистного пространства или превышает ее.

Обзор литературы и анализ существующих методик показывает, что для тонкожилых месторождений определение оптимальной длины блока наиболее целесообразно производить по методике [1,6], то есть из условия равенства экономии по подготовке блока и приращения эксплуатационных расходов на единицу балансовых запасов металла, приходящуюся на заданное приращение длины блока. Принятый критерий оценки оптимальной длины блока для тонкожилых месторождений дает более точные данные с уменьшенной областью экономически невыгоднейших значений [1].

Сущность методики заключается в следующем:

1. Определяем величину целесообразного приращения длины блока:

$$\Delta l_1 = \frac{l_{min}}{n_{bl} - 1}, \quad (1)$$

где L_{min} – минимальная, принятая на руднике длина блока, м; n_{bl} – число блоков, обеспечивающих годовую производительность рудника.

2. После определения приращения длины блока устанавливаем ряд величин длины блока, принимаемых для технико-экономического расчета:

$$L_1 = L_{bl} + \Delta l_1; \quad L_2 = L_{bl} + \Delta l_2; \quad L_3 = L_{bl} + \Delta l_3. \quad (2)$$

3. Определением убывающих и возрастающих удельных расходов находим величины экономии на подготовку $C_{п}$ и приращения эксплуатационных расходов $C_{э}$, отнесенных на единицу балансовых запасов добываемого металла, приходящихся на разность между длинами блоков L_1 и L_{bl} , L_2 и L_1 , L_3 и L_2 и т.д.

Убывающие удельные расходы, отнесенные к единице металла по проведению и оборудованию блоковых восстающих C_1 , по нарезным работам в междублоковых целиках C_2 , а также экономический ущерб от потерь металла в этих целиках C_3 при неминерализованных вмещающих породах определяются по формулам:

$$C_1 = \frac{C_B}{L_{\text{бл}} * m_{\text{ж}} * \gamma_{\text{ж}} * C_6 * R_M};$$

$$C_2 = \frac{C_H}{L_{\text{бл}} * H * m_{\text{ж}} * \gamma_{\text{ж}} * C_6 * R_M}; \quad (3)$$

$$C_3 = \frac{C_{\text{ц}}}{L_{\text{бл}} * H * m_{\text{ж}} * \gamma_{\text{ж}} * C_6 * R_M},$$

$$C_4 = \frac{C_p * L_{\text{бл}}}{2C}; \quad C_5 = \frac{0,005 * P * L_{\text{бл}}}{\rho_3 * C}; \quad (4)$$

$$C_6 = \frac{2 * C_p * L_{\text{бл}}}{A}; \quad C_7 = \frac{0,0025 * P * L_{\text{бл}}}{\rho_3 * C},$$

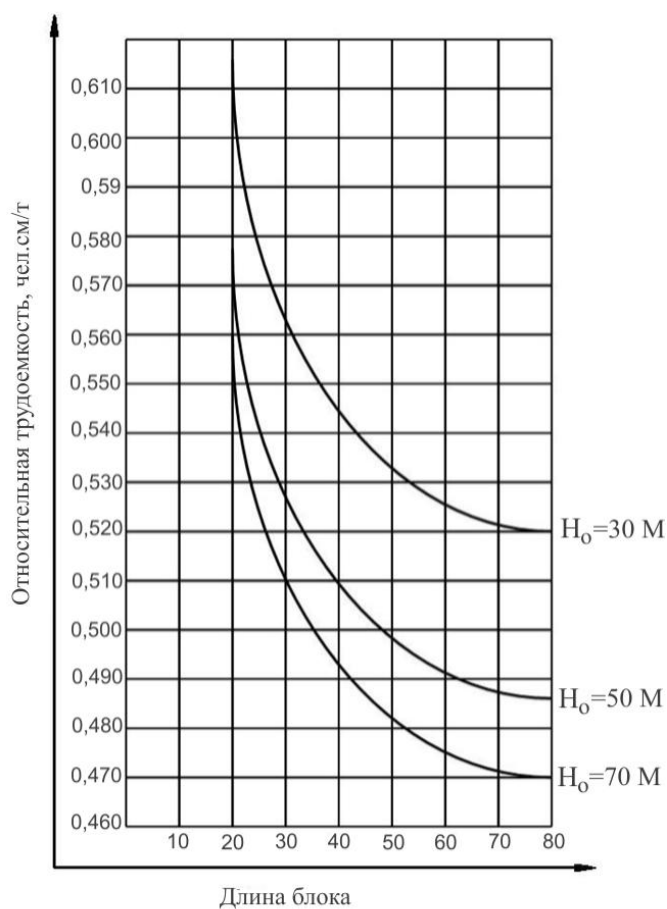
где $C_B, C_H, C_{\text{ц}}$ – затраты на проходку 1 м восстанавливающего, нарезные работы в междублоковых целиках и ущерб от потерь металла в этих целиках, руб.; $L_{\text{бл}}$ – длина блока, м; $\gamma_{\text{ж}}$ – плотность жильной массы, т/м³; C_6 – содержание металла в жильной массе, г/т; R_M – коэффициент извлечения металла при добыче (эксплуатационные потери); H – наклонная высота этажа, м; $m_{\text{ж}}$ – мощность жилы, м.

Возрастающие удельные расходы, отнесенные к единице металла на транспортирование руды C_4 , бурового оборудования C_5 , из-за падения давления сжатого воздуха в шлангах C_7 , определяют по формулам, руб./г:

где C_p – затраты на транспортирование руды на 1 м длины блока; P – тарифная ставка забойщика, руб./смену; C_p – затраты на ремонт и поддержание 1 м штрека в год/руб.; A – извлекаемые запасы металла в 1 т рудной массы, г; ρ_3 – производительность забойщика м/смену.

4. Содержание металла в 1 т рудной массы определяется из технической возможности минимальной выемочной мощности при неминерализованных вмещающих породах и выемочной массы из условия минимальной средневзвешенной себестоимости металла при минерализованных вмещающих породах [7].

Первоначально была рассчитана трудоемкость проведения работ в блоке в зависимости от ее длины при мощности жилы 0,4 м (рис. 2). Затем по приведенной выше методике была установлена оптимальная длина блока при содержании условного металла в руде $C_6 = 30$ г или 3% и $m_{\text{ж}} = 0,4$ м. Результаты расчета сведены в табл. 2.



1, 2, 3 - при высоте этажа соответственно 30, 50, 70 м

Рис. 2. Трудоемкость проведения работ в зависимости от длины блока

Таблица 2

Влияние длины блока на удельные затраты на 1 г металла при системе с магазинированием руды

Длина блока, м	Относительные удельные затраты на 1 г металла, %		
	Убывающие удельные расходы	Возрастающие удельные расходы	
		$B_2= 2Z$	$B_3= 1,19h$
20	290	35	20
40	250	75	42
60	145	125	75
80	98	165	105
100	95	250	140

Результаты расчетов показали:

а) в условиях Холстинского рудника при мощности жилы 0,4 м и содержании условного свинца в балансовых запасах 3% оптимальная длина блока составляет 62–68 м;

б) содержание металла в балансовых запасах не влияет на длину выемочного блока;

в) возрастающие и убывающие удельные расходы изменяются пропорционально изменению содержания металла в руде;

г) наибольшее влияние на длину блока оказывает мощность разрабатываемой жилы.

На рис. 3 показаны результаты расчета оптимальной длины блока для жил мощностью 0,4 м.

Методика расчета позволяет установить оптимальную длину блока при разработке тонких жил разной мощности с учетом изменения горно-геологических условий.

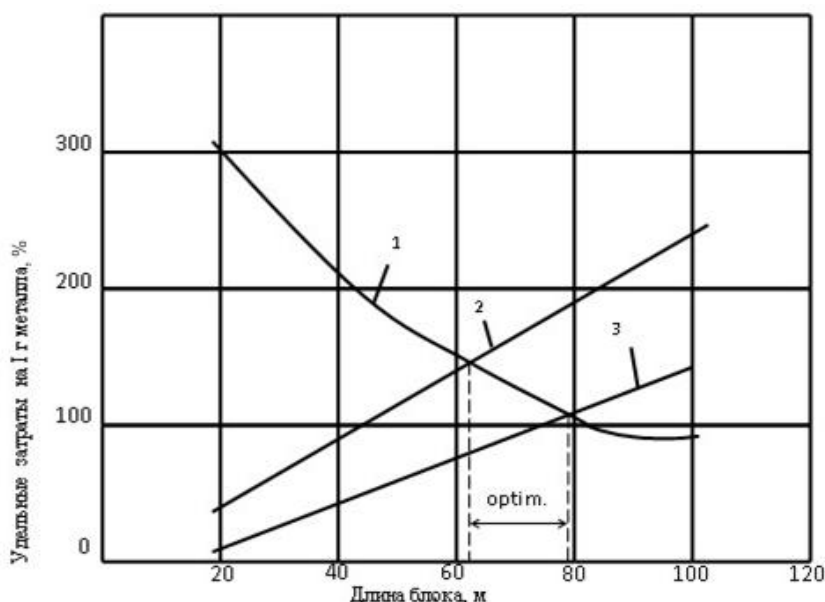


Рис. 3. Изменение удельных затрат на 1 г металла в зависимости от длины блока: 1 – убывающие удельные расходы, B_1 ; 2 – возрастающие удельные расходы соответственно при $B_2=2z$; $B_3=1,19Z$

Выводы

1. Обзор научно-технической литературы показывает, что при разработке тонких жил длина блока варьируется в широких пределах (от 30 до 80–100 м).

2. При системе с магазинированием руды оптимальная длина блока должна устанавливаться на основе минимума затрат на подготовительно-нарезные работы, на доставку руды и ущерба от потерь разубоживания. По мере увеличения длины блока затраты на подготовительно-нарезные работы уменьшаются, растут затраты на доставку руды, потери и разубоживание руды.

3. Определение оптимальной длины блоков целесообразно производить из условия равенства экономии на подготовке блока и приращении эксплуатационных расходов на единицу балансовых запасов металла, находящихся на заданное приращение длины блока.

4. Наибольшее влияние на длину блока оказывает мощность разрабатываемой жилы. С увеличением выемочной мощности и объема отбиваемой из блока рудной массы суммарные затраты на 1 т руды уменьшаются, а на 1 г металла возрастают.

5. Содержание металла в балансовых запасах блока не влияет на его длину.

6. Оптимальная длина блока при разработке жил мощностью 0,4 м с содержанием условного металла в руде 3% колеблется в пределах 62–68 м.

7. Усовершенствованная методика расчета оптимальной длины блоков дает более точные результаты, так как учитывает влияние затрат с изменением выемочной мощности на себестоимость конечного продукта горнорудного предприятия.

Список литературы

1. Агошков М.И., Симаков В.А., Чудаков В.В. Оптимальная ширина очистного пространства при разработке жильных месторождений // Цветметинформация. 1967. С. 3–8.
2. Кабисов Х.Г. Системы с магазинированием руды. Владикавказ, 1993. 120 с.
3. Шмидт А.И. Определение длины блока при разработке крутопадающих жил: автореф. дис. ... канд. техн. наук. М., 1969. 18 с.
4. Павловский Б.С., Цехин М.К. // Горный журнал. 1974. № 4. С. 33–35.
5. Тезиев Т.М., Соколова Е.И., Вазиева Л.Т. Повышение безопасности и эффективности разработки сложноструктурных месторождений // Материалы Международной научно-практической конференции «Развитие производственной и экологической

- безопасности в XXI веке. Проблемы и решения». «БЕЛЫЕ НОЧИ – 2009» 3-7 июня 2009 г., Санкт-Петербург. Владикавказ, 2009. С. 77–78.
6. Тезиев Т.М., Соколова Е.И. Технологии разработки сложноструктурных месторождений Джимидонского рудного поля // Приложение начертательной геометрии в геотехнологии: тез. докл. Всерос. конференции. Владикавказ, 2002. С. 101–102.
7. Тезиев Т.М. Совершенствование способов выпуска и погрузки обрушенной руды погрузочными ковшовыми машинами: дис. ... канд. техн. наук. Владикавказ, 2000. 160 с.

INFORMATION ABOUT THE PAPER IN ENGLISH

THE OPTIMAL BLOCK LENGTH WHEN DEVELOPING COMPOUND NAR-RROW PITCHING VEINS

Teziev Taimuraz Muratovich – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russia. E-mail: tteziev@yandex.ru.

Dzhioeva Ada Konstantinovna – Ph.D. (Eng.), Associate Professor, North Caucasian Institute of Mining and Metallurgy (State Technological University), Vladikavkaz, Russia. E-mail: adadak@mail.ru.

Abstract. This paper sets influence of block length on technical and economic performance in systems with ore shrinkage depending on specific mining and geological conditions. It states the methodology for establishing the optimal block length when developing compound narrow pitching veins.

Keywords: development of ore deposits, optimal block length.

References

1. Aqoshkov M.I., Simakov V.A., Chudakov V.V. Optimal width of a stoping zone when developing vein deposits. *Tsvetmetinformatsiya*, 1967, pp.3-8.
2. Kabisov Kh.G. *Sistemy s magazinirovaniem rudy* [Systems with ore shrinkage]. Vladikavkaz, 1993, 120 p.
3. Shmidt A.I. *Determining the block length when developing pitching veins*. Extended abstract of Ph.D. dissertation. Moscow, 1969, 18 p.
4. Pavlovsky B.S., Tsekhin M.K. *Mining journal*, 1974, no. 4, pp.33-35.
5. Teziev T.M., Sokolova E.I., Vazieva L.T. Improving safety and efficiency of the compound structure field development. Proceedings of the International scientific-practical conference "Development of industrial and environmental safety in the 21st century. Problems and solutions". "WHITE NIGHTS - 2009", June 3-7, 2009, St. Petersburg. Vladikavkaz, 2009, pp.77-78.
6. Teziev T.M., Sokolova E.I. Development of compound deposits of the Dzhimidonkiy ore field. Abstracts of the all-Russian conference. *Prilozhenie nachertatel'noj geometrii v geotekhnologii* [Application of descriptive geometry in geotechnology]. Vladikavkaz, 2002, pp.101-102.
7. Teziev T.M. *Improvement of broken ore drawing and loading by overhead loaders*. Ph.D. dissertation. Vladikavkaz, 2000, 160 p.

УДК 622.2

ПРОБЛЕМЫ ПОВЫШЕНИЯ ОБЪЕМОВ И ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА НА РАЗРЕЗЕ «ЗАРЕЧНЫЙ» В УСЛОВИЯХ ОТКРЫТО-ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ

Василец В.Н.¹, Лапаев В.Н.², Пикалов В.А.²

¹ ОАО «Суэж-Кузбасс», г. Киселевск, Россия

² ООО «НТЦ-Геотехнология», г. Челябинск, Россия

Аннотация. В статье приведен анализ вариантов развития горных работ на разрезе «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс». Особенность разреза – отсутствие свободных площадей и совместная открыто-подземная разработка. Определен эффективный и рациональный вариант развития горных работ.

Ключевые слова: разрез, эффективность, горно-геометрический анализ, открыто-подземная разработка.

Общие сведения о районе месторождения и разрезе «Заречный»

Разрез «Заречный» ОАО «СУЭК-Кузбасс» расположен на территории Прокопьевского района Кемеровской области в центральной части Ерунаковского геолого-промышленного района Кузбасса в пределах геологических участков Талдинские 1–2 Талдинского месторождения каменного угля.

Объем добычи угля разреза «Заречный» в 2011–13 годах составлял 3,0–3,3 млн т/год. Объем

вскрышных пород в эти годы при текущем коэффициенте вскрыши 6,5–7,0 м³/т составлял 21,5–23,0 млн м³.

В настоящее время вскрышные породы транспортируются на Внешний отвал №1. Расстояние транспортирования составляет 2,8–3,0 км.

В районе высокая концентрация предприятий угольной промышленности. Так, разрез «Заречный» непосредственно граничит на севере и северо-западе с поверхностным комплексом шахты «Талдинская – Западная-2». Горные выработ-