

Л14
60-3

На дом не выдается

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО СПЕЦИАЛЬНОГО
ОБРАЗОВАНИЯ РСФСР

Экземпляр
чит. зала

МОСКОВСКИЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ имени И. В. СТАЛИНА

В. Р. ИМЕНИТОВ, И. А. КОВАЛЕВ

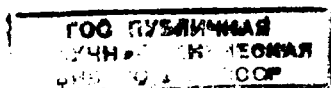
ВЫПУСК РУДЫ И НОВЫЕ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ
МОЩНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

Москва — 1960

МОСКОВСКИЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ имени И. В. СТАЛИНА

В. Р. ИМЕНИТОВ, И. А. КОВАЛЕВ

ВЫПУСК РУДЫ И НОВЫЕ СИСТЕМЫ
РАЗРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ
МОЩНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ



3008 $\frac{20}{60}$

11

ОГЛАВЛЕНИЕ

19118

Стр.

Введение	3
--------------------	---

Глава 1. Моделирование выпуска руды под налегающими обрушенными породами

1. Методика моделирования	5
2. Выпуск через воронки горизонтального днища при параллельных стенках висячего и лежачего боков	9
3. Выпуск при наклонном рудном днище, различном наклоне стенок блока и переменной мощности залежи	11
4. Выпуск при наличии дополнительных полевых воронок	16
5. Выпуск руды, обрушенной из целиков	19
6. Сопоставление лабораторных данных с практическими	21
7. Выводы	23

Глава 2. Выбор конструктивных элементов и параметров систем разработки

1. Рассматриваемые условия и варианты	25
2. Исходные данные технико-экономического анализа	26
3. Расчеты по выбору вариантов	27
4. Выводы	31

Глава 3. Новые системы разработки

1. Вводные замечания	31
2. Этажное принудительное обрушение с бесцеликовым днищем	32
3. Камерная система с бесцеликовым днищем и этажным выпуском руды	35
Литература	37

~~114~~
~~60-3~~
115H

ВВЕДЕНИЕ

Недостаточно крутое падение залежей очень распространено на рудниках СССР. В Кривбассе около 70% залежей, по отношению к общей рудной площади, имеют угол наклона от 50 до 70°. Такое же падение свойственно большинству рудных тел, например, Зыряновского, Салаирского и Текелийского полиметаллических месторождений, Высокогорского и Лебяжинского железорудных месторождений, Дегтярского медного месторождения и др.

При недостаточно крутом падении залежи значительная часть обрушенной руды остается невыпущенной на лежащем боку месторождения. В условиях шахт Криворожья при высоте этажа 60 м, мощности рудного тела 30 м и угле падения 60° может остаться в потерях на лежащем боку около половины обрушенной руды, а при угле 50°—больше 60% [7]. На руднике им. XX партсъезда в Кривбассе при мощности рудных тел около 20 м и угле падения 55—60° теряли примерно половину обрушенной из целиков руды. На руднике им. Р. Люксембург при мощности залежей 20—40 м, угле падения 55—60° и высоте этажа 80—100 м потери руды из целиков достигали 60—90%. На рудниках Зыряновского свинцового комбината, по данным наших лабораторных исследований, в залежах мощностью около 20 м с углом падения 50—60° потери обрушенной руды на лежащем боку при системе этажного принудительного обрушения могут составить 15—30%.

В условиях залежей недостаточно крутого падения и ограниченной мощности конструкция системы с массовым обрушением должна быть подчинена задаче снижения потерь ру-

МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЫПУСКА РУДЫ ПОД НАЛЕГАЮЩИМИ
ОБРУШЕННЫМИ ПОРОДАМИ

§ 1. Методика моделирования

Опыты по моделированию выпуска проведены применительно к условиям Маслянского рудника Зырянского свинцового комбината: 1) выемочная мощность залежей от 8 до 50—100 м; 2) падение различное, преобладающий угол падения 50—75°; 3) руда в основной массе представлена крепкими микрокварцитами с вкрапленностью сульфидов, крепость 12—18, объемный вес в массиве 2,9 т/м³, отбитая руда кусковая, содержание рудной мелочи незначительно, склонности к слеживанию не имеется; 4) вмещающие породы в основном устойчивые, обрушаются в более крупных кусках, чем руда; 5) активная высота от 30—40 до 53 м. Линейный масштаб моделирования принят 1:100.

Отбитая руда на модели. Для подбора эквивалентного материала (методику см. [2]) в двух камерах Маслянского рудника были проведены замеры прогибов поверхности отбитой руды в результате выпуска через одну воронку (табл. 1).

Перед началом замера убиралась вся руда, находящаяся на скреперной выработке и в рудоспуске. По мере выпуска руды из намеченной дучки производился замер прогибов поверхности отбитой руды в камере и учитывалось количество вагонеток, загруженных из данного рудоспуска.

Камера 2, блок 6. Поверхность руды более или менее горизонтальная, толщина слоя отбитой руды 8 м. Расстояние от поверхности руды до кровли камеры 2 м. Над выпускной воронкой на кровле камеры обозначались точки по двум взаимно перпендикулярным линиям на расстоянии 1 м одна от другой. Положение поверхности руды устанавливалось зазорами по отвесу расстояния от обозначенных точек до поверхности руды.

Камера 8, блок 2. Поверхность руды горизонтальная, толщина слоя отбитой руды 7 м. Расстояние от поверхности руды до кровли камеры 17—20 м. Над выпускной воронкой на поверхности руды были уложены рейки (с десятисантиметровыми делениями) в две линии, по длине и ширине камеры. Размеры прогиба поверхности отбитой руды в плане измерялись по рейкам, а максимальная глубина прогиба—отвесом.

Такие же условия были воспроизведены на модели (масштаб 1:100) при поочередной загрузке ее дробленой рудой фракций 1—3, 3—5 и 6—9 мм. В табл. 1 представлены результаты этих опытов, из которых следует, что наименьшие

ды на лежащем боку. Потери руды могут быть снижены за счет управления перемещением обрушенных масс при выпуске руды, на основании изучения соответствующих закономерностей этого процесса.

Условия выпуска руды в залежах недостаточно крутого падения изучены наиболее слабо. В частности, неправильно трактуется зависимость потерь руды на лежащем боку от элементов залегания месторождения и устойчивости пород всячего бока, а вопрос о выборе наивыгоднейшего контура отбойки со стороны лежащего бока, насколько нам известно, даже не ставился.

В настоящей работе освещаются результаты исследования выпуска руды (на моделях) и выбора варианта системы разработки в условиях залежей недостаточно крутого падения. Лабораторные работы проводились на кафедре разработки рудных месторождений МГИ. Частично результаты исследования были освещены в [1, 2]. Дается также краткое описание новых предлагаемых систем разработки.

Отдельные разделы изложены: В. Р. Именитов—гл. 1, § 2 и 5, гл. 2, § 4, гл. 3; И. А. Ковалев—гл. 1, § 3 и 4, гл. 2, § 1, 2 и 3.

Ценные советы при проведении исследовательских работ были получены от инженеров Зыряновского свинцового комбината.

Результаты замеров прогибов поверхности отбитой руды в камерах
Маслянского рудника и на модели

Блок, опыт, дата замера	Толщина слоя руды*, м	Коли- чество выпу- щенной руды*, т	Размеры прогиба поверх- ности руды*, м			Отклонение размеров проги- ба от данных натуре, %		
			по глубине камеры	по длине камеры	по ширине камеры	по глубине камеры	по длине камеры	по ширине камеры
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Блок 2, камера 8. Январь 1957 г.	7	268	3,3	10,0	8,0	—	—	—
"	7	568	5,5	12,5	10,0	—	—	—
Опыт А								
(крупность руды 1—3 мм)	7	260	4,0	2,5	7,0	+21,2	—5,0	—12,5
"	7	568	5,7	12,6	10,0	+3,6	+0,8	0,0
Опыт Б								
(крупность руды 1—3 мм)	7	266	4,2	10,0	7,0	+27,2	0,0	—12,5
"	7	568	5,6	12,4	9,5	+1,8	—0,8	—5,0
Опыт В								
(крупность руды 3—5 мм)	7	270	3,5	11,0	8,0	+6,1	+10,0	0,0
"	7	568	5,5	13,0	10,0	0,0	+4,0	0,0
Опыт Г								
(крупность руды 3—5 мм)	7	264	3,3	10,5	8,0	0,0	+5,0	0,0
"	7	568	5,5	12,8	10,0	0,0	+2,4	0,0
Опыт Д								
(крупность руды 6—9 мм)	7	265	3,0	12,0	8,0	—9,1	+20,0	0,0
"	7	568	5,3	14,5	10,0	—3,6	+16,0	0,0

Продолжение табл. 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Опыт Е (крупность руды 6—9 мм)	7 7	268 568	3,0 5,5	12,0 16,0	8,5 10,0	—9,1 0,0	+20,0 +28,0	+6,3 0,0
Блок 6, камера 2. Ноябрь 1959 г.	8	85	1,4	6,0	5,0	—	—	—
Опыт Ж (крупность руды 1—3 мм)	8	83	2,0	5,8	5,0	+42,8	—3,3	0,0
Опыт З (крупность руды 1—3 мм)	8	85	2,2	6,0	5,0	+57,0	0,0	0,0
Опыт И (крупность руды 3—5 мм)	8	85	1,5	6,0	5,0	+7,1	0,0	0,0
Опыт К (крупность руды 3—5 мм)	8	83	1,4	6,0	5,0	0,0	0,0	0,0
Опыт Л (крупность руды 6—9 мм)	8	85	1,2	6,5	5,5	—14,3	+8,3	+10,0
Опыт М (крупность руды 6—9 мм)	8	85	1,3	7,0	5,5	—7,1	+16,7	+10,0

* По опытам на модели все данные приводятся в пересчете на натуру.

отклонения прогиба поверхности руды от природы получают при фракции 3—5 мм. Эта фракция принята в качестве эквивалентного материала для руды во всех последующих опытах по моделированию выпуска.

Модель. Для моделирования принята высота блока 50 м (в отдельных опытах 25 и 75 м), горизонтальная мощность залежи 12, 18, 30, 50 м (в отдельных опытах 6 и 80 м), угол падения 50, 60, 70 и 80°, толщина слоя налегающих обрушенных пород 50 м (испытаны меньшие и большие размеры), площадь выпускных воронок 6×6 м, линейный масштаб 1:100. Висячий бок принят устойчивым (испытаны и другие состояния висячего бока). Обрушенные налегающие породы воспроизведены дробленой рудой фракции 8—10 мм. Стенки модели, ограничивающие блок по простиранию залежи, представлены смотровыми стеклами. Стенкам со стороны лежащего и висячего боков придана шероховатость, при которой кажущийся угол трения дробленой руды о стенку составляет 45—50°.

Предельное разубоживание в последней дозе выпуска $b_{пред}$ (в процентах) может быть определено из выражения

$$b_{пред} = 100 \frac{A_s - A_m k}{A_s - A_p},$$

где A_s — содержание металлов в руде;

A_p — содержание металлов в разубоживающей породе;

A_m — минимальное промышленное содержание металлов;

k — коэффициент, учитывающий возможность снижения содержания металлов в рудной массе, по сравнению с промминимумом, в связи с тем, что в рудоспуске эта рудная масса смешается с менее разубоженной рудой, выпущенной из других дучек. Этот коэффициент тем выше, чем богаче руда.

В некоторых случаях удобнее выражать содержание металлов в процентах от промминимума, тогда

$$b_{пред} = 100 \frac{A'_s - 100k}{A'_s - A'_p},$$

где A'_s и A'_p — содержание металлов в руде и обрушенных породах в процентах от минимума.

На Маслянском руднике среднее содержание металлов в руде превышает промминимум приблизительно в 3 раза, а содержание металлов в обрушенных налегающих породах со-

ставляет около 30% от промминимума. При $k=0,8$ типичная величина предельного разубоживания

$$b_{пред} = 100 \frac{300 - 100 \cdot 0,8}{300 - 30} \approx 80\%.$$

В наших опытах предельное разубоживание принималось 35 и 75%. Величина 35% соответствует (при $k \approx 1$) содержанию металлов в руде 160% промминимума при пустых обрушенных породах, или 140—150% промминимума, если содержание металлов в обрушенных породах достигает 1/3 промминимума.

Потери на горизонтальном днище. По данным нескольких опытов, проведенных на моделях с вертикальными стенками (при высоте слоя обрушенной руды 50 м), найдены потери руды на днище блока. При предельном разубоживании 35% относительные потери составили 3,54% и абсолютные 3,37 т/м², для предельного разубоживания 75% соответственно 2,4% и 2,28 т/м². Они вычитались нами из общей величины потерь при определении потерь на лежащем боку. Если в днище вышележащего блока имелись воронки, заполненные пустой породой, то возникающие в связи с этим потери должны быть учтены дополнительно.

§ 2. Выпуск через воронки горизонтального днища при параллельных стенках висячего и лежащего боков

Опыты проводились применительно к системам этажного обрушения (весь блок заполнен обрушенной рудой). Исследована зависимость потерь руды от: 1) *устойчивости пород висячего бока*; 2) *отставания обрушения пород висячего бока от очистной выемки*; 3) *толщины слоя налегающих обрушенных пород*; 4) *порядка выпуска руды* [1, 2].

На моделях первоначально вели выпуск до появления пустой породы во всех воронках и затем до 35-процентного разубоживания в последней дозе выпуска по всем воронкам, после чего продолжали выпуск до тех пор, пока количество пустой породы в выпущенной дозе не достигало примерно 75%. В отдельных опытах пробовали продолжать выпуск и после этого, но уже в следующей дозе обычно оказывалась почти одна пустая порода. Следовательно, показатели извлечения руды, полученные для предельного разубоживания 75%, могут быть отнесены также к богатой руде, при которой предельное разубоживание может быть более высоким.

Мощность рудного тела. Принято считать, что в мощных месторождениях абсолютная величина потерь руды на лежащем боку при выпуске не зависит от мощности залежи

и, следовательно, относительная их величина обратно пропорциональна мощности [4, 10]. В действительности, как показали наши опыты, имеет место иная картина.

При меньшей мощности залежи движение руды по падению происходит ближе к лежащему боку. «Мертвая» зона за счет этого сокращается и абсолютные потери на лежащем боку снижаются.

Выявленные нашими лабораторными опытами показатели потерь обрушенной руды на лежащем боку месторождения при выпуске под обрушенными налегающими породами даны в табл. 2 (для системы этажного обрушения в условиях Маслянской промышленной зоны при необрушенном висячем боку). Таблица отражает зависимость абсолютных и относительных потерь руды на лежащем боку от мощности залежи при различных углах падения. Из нее видно, что в залежах с углом падения, например 50—60°, увеличение мощности от сравнительно малой величины до 40—50 м влечет за собой настолько резкое повышение абсолютных потерь руды на лежащем боку, что относительная их величина изменяется мало.

Таблица 2

Потери обрушенной руды на лежащем боку при выпуске через воронки горизонтального днища

(Высота блока 50 м, размер блока по простиранию 30 м, предельное разубоживание 75%)

Горизонтальная мощность залежи, м	Единица измерения	Потери при угле падения, град.		
		50	60	70
15	‰	35,0	21,0	11,7
	тыс. т	15,0	9,0	5,0
30	‰	31,6	18,8	10,5
	тыс. т	27,0	16,0	9,0
50	‰	26,6	15,0	8,4
	тыс. т	38,0	21,5	12,0

Лабораторными опытами выявлено расположение обрушенной руды, теряемой на лежащем боку. Расположение поверхности руды существенно зависит от угла падения и мощности залежи. В рудных телах ограниченной мощности (10—20 м) потери руды на лежащем боку сосредоточиваются главным образом в нижней половине блока. В залежах мощностью более 20 м основная масса потерянной руды располагается в верхней половине лежащего бока.

Разубоживание руды. В части величины разубоживания по данным наших лабораторных опытов не удалось установить какой-либо существенной ее зависимости от мощности или угла падения залежи. Взаимозависимость потерь и разубоживания см. [1].

Высота блока. Зависимость потерь руды на лежащем боку от высоты блока изучалась другими исследователями [6] на основе предположения, что мощность залежи в мощных месторождениях не влияет на абсолютную величину потерь на лежащем боку. Нашими опытами, согласно вышеизложенному, доказано, что это предположение не отвечает действительности. Потери руды на лежащем боку при различной высоте блока определялись следующим образом: 1) на основании лабораторных опытов построены контуры потерь для высоты блока 50 м; 2) проведена серия опытов при высоте слоя руды 25 и 75 м (в пересчете на натуру); 3) на основании анализа всех этих опытов построены предположительные контуры потерь для условий, не охваченных опытами; 4) по этим контурам подсчитаны потери руды для случаев, не рассмотренных в опытах.

Таблица 3

Потери обрушенной руды на лежащем боку
в зависимости от высоты блока

Высота слоя обрушенной руды, м	Угол падения залежи, град.	Потери в проц. при горизонтальной мощности, м		
		15	30	50
25	50	30,0	26,0	16,0
25	60	17,0	9,0	6,5
25	70	10,4	7,0	5,0
50	50	35,0	31,5	26,6
50	60	21,0	18,8	15,0
50	70	11,7	10,5	8,4
75	50	—	32,5	31,5
75	60	—	20,0	16,5
75	70	—	10,5	8,5

§ 3. Выпуск при наклонном рудном днище, различном наклоне стенок блока и переменной мощности залежи

Наклонное рудное днище. Опыты показали, что при наклонном рудном днище потери руды на лежащем боку в данном блоке увеличиваются (на 6% в проведенных опытах) по сравнению с горизонтальным днищем, при котором

выпуск через воронки у висячего бока дополнительно способствует сползанию обрушенной руды по лежачему боку. Вместе с тем более значительно снижаются потери руды в нижележащем блоке (на 9% в проведенных опытах) в связи с тем, что поверхность обрушенной руды около висячего бока первоначально располагается на более высоком уровне и поэтому больше руды удастся выпустить до появления в воронках пустой породы. Потери руды на лежачем боку суммарно в нескольких совмещенных по вертикали блоках снижаются. Так, по данным наших опытов, снижение потерь в двух совмещенных по вертикали блоках составит $(9-6) : 2 = 1,5\%$, в четырех блоках $(9 \times 3 - 6) : 4 = 5,25\%$ и т. д.

Таким образом, наклонное расположение рудного днища может снизить потери руды лишь в том случае, если месторождение имеет недостаточно крутое падение на значительную глубину и поэтому наклонные рудные днища можно применять в нескольких этажах подряд.

Вариант с подработкой породного и оставлением рудного треугольников. С целью снижения потерь отбитой руды при недостаточно крутом падении залежи часто придают контуру отбойки со стороны лежачего бока более крутой наклон за счет прирезки треугольника вмещающей породы в нижней части блока и оставления рудного треугольника в верхней части.

Потери обрушенной руды на лежачем боку в зависимости от средней выемочной мощности залежи и углов наклона висячего бока приведены в табл. 4 для системы этажного обрушения при необрушенном висячем боке. Для определения этих потерь проведена серия лабораторных опытов. Помимо результатов этих опытов, при определении потерь приняты положения: 1) при очень большой мощности залежи (более 60 м при угле падения залежи 50° , 55 м — при 60° , 45 м — при 70° и 35 м — при 80°) угол наклона висячего бока, как установлено выше, не влияет на потери руды на лежачем боку и имеет значение угол наклона только по лежачему боку; 2) потери на лежачем боку снижаются до нуля, когда выемочная мощность в вершине блока сходит на нет; 3) закономерность изменения потерь от мощности залежи аналогична установленной выше для потерь руды на лежачем боку при параллельных контактах залежи.

Как видно из табл. 4, увеличение наклона стенки блока по лежачему боку снижает потери руды. Такой же результат дает выполаживание висячего бока, что можно объяснить двумя обстоятельствами: 1) руда в верхней части блока перемещается на меньшем расстоянии от лежачего бока; 2) отбитая руда испытывает давление обрушенных пород под защитой висячего бока меньше и, следовательно, меньше уплотняется, что расширяет сферу влияния выпускных отверстий.

Таблица 4

**Потери обрушенной руды на лежащем боку
при различных углах наклона лежачего и висячего бока**
(Высота блока 50 м, размер блока по простиранию 30 м,
предельное разубоживание 75%)

Угол наклона висячего бока, град.	Угол наклона лежачего бока, град.	Единица измерения	Потери при горизонтальной мощности, м		
			15	30	50
50	60	‰	14,0	16,4	15,0
		тыс. т	6,0	14,0	21,5
50	70	‰	4,0	8,0	8,4
		тыс. т	1,7	7,0	12,0
50	80	‰	—	4,7	3,5
		тыс. т	—	4,0	5,0
60	70	‰	8,2	9,4	8,4
		тыс. т	3,5	8,0	12,0
60	80	‰	3,5	5,3	3,5
		тыс. т	1,5	4,5	5,0
70	80	‰	5,9	5,3	3,5
		тыс. т	2,5	4,5	5,0

Вариант с подработкой породного треугольника. Наши опыты показали, что контур обрушенной руды, теряемой на лежащем боку, почти вертикален в нижней части и выполаживается кверху. Это отчетливо проявляется в залежах с углом падения 50°: при мощности до 30 м угол зависания руды становится менее 50°, начиная с высоты 15 м. В более мощных залежах при угле падения 65—70° (и выше) контур потерь вообще не достигает верха блока. Из изложенного вытекает, что для снижения потерь обрушенной руды достаточно увеличить наклон стенки лежачего бока лишь в нижней части и что, может быть, не имеет смысла оставлять рудный треугольник в верхней части блока.

В связи с этим нами проведены опыты по моделированию выпуска руды при ломаной поверхности лежачего бока.

Опыты показали, что увеличение наклона нижней части стенки лежачего бока намного снижает потери обрушенной руды, так как движение руды происходит по траектории, огибающей выступ лежачего бока, причем при угле падения 50—60° увеличение угла наклона стенки до 70° значительно снижает потери, а дальнейшее увеличение этого угла с 70 до 90° не дает заметного снижения потерь по сле-

дующей причине. Хотя на стенке с углом наклона 70° и остается некоторое количество руды, зато выше руда зависит под углом лишь около 60° (при мощности 30 м). Вертикальное же положение нижней части стенки ограничивает зону влияния воронок в верхней части блока углом около 65° .

По указанным соображениям в залежах с углом падения 50 — 60° целесообразно подрабатывать породы в нижней части блока под углом 70° , а при угле падения 70° —под углом 80° .

Для этих углов подработки проведена серия опытов и определены потери руды на лежащем боку при различных углах падения залежи в зависимости от ее мощности и высоты подработанного породного треугольника (табл. 5) для системы этажного обрушения при необрушенном висячем боке.

Таблица 5

Потери обрушенной руды на лежащем боку
в зависимости от высоты породного треугольника

(Высота блока 50 м, размер блока по простиранию 30 м,
предельное разубоживание 75%)

Угол падения залежи, град.	Высота пород- ного треуголь- ника, м	Единица измерения	Потери при горизонтальной мощности, м		
			15	30	50
50	15	$\%$	19,0	17,0	14,5
		тыс. т	8,5	15,0	22,0
50	25	$\%$	12,5	11,0	9,5
		тыс. т	6,0	10,0	15,0
50	35	$\%$	8,0	7,5	5,5
		тыс. т	3,5	6,1	8,5
60	15	$\%$	11,0	11,0	7,5
		тыс. т	5,0	9,0	11,5
60	25	$\%$	6,5	6,0	5,0
		тыс. т	3,0	5,6	7,0
60	35	$\%$	4,0	3,5	2,5
		тыс. т	2,0	3,5	4,0
70	15	$\%$	6,5	6,0	4,2
		тыс. т	3,0	5,0	6,5
70	25	$\%$	3,2	3,0	2,5
		тыс. т	1,5	2,5	4,0
70	35	$\%$	2,0	2,0	1,5
		тыс. т	1,0	1,8	2,5

Сравнение полученных результатов с результатами при увеличении наклона стенки по всей высоте (табл. 4) показывает, что в случае увеличения наклона лишь в нижней части блока потери обрушенной руды возрастают лишь при угле падения залежи около 50° ; а при более крутом падении, наоборот, уменьшаются. Последнее объясняется тем, что выступ лежащего бока как бы вписывается в траекторию движения руды, сокращая «мертвую» зону.

Неправильное залегание рудных тел. Насколько нам известно, показатели извлечения руды при выпуске исследовались лишь применительно к выдержанным мощности и падению залежи (за исключением двух случаев, рассмотренных Д. Л. Тартаковским [10]), что резко ограничивает возможность практического использования результатов исследований, так как для многих месторождений типично неправильное залегание рудных тел даже в пределах высоты этажа.

Для отдельных случаев неправильного залегания рудных тел показатели извлечения руды могут быть приняты на основе лабораторных опытов, освещенные выше. Так, данные опытов по моделированию варианта с подработкой породного и оставлением рудного треугольников могут быть использованы при определении потерь руды в тех случаях, когда контакт по висячему боку положе, чем по лежащему. Показатели извлечения руды по варианту с увеличенным наклоном выемочного контура в нижней части блока (за счет подработки породного треугольника) могут быть отнесены к случаям, когда контакт лежащего бока имеет более крутой наклон в нижней части, чем в верхней.

Проведены отдельно лабораторные опыты по выпуску руды при выполаживании и при выклинивании залежи в нижней части блока.

Так, в одном опыте при мощности залежи 30 м (в пересчете на натуру) угол падения составлял 90° в верхней половине блока и 60° в нижней. По сравнению с постоянным углом падения 60° потери руды снизились примерно в 3 раза, извлечение чистой руды увеличилось на 8%, разубоживание осталось без изменения. Причем потери получились примерно такие же, как при постоянном угле падения 75° , среднем между углами в верхней и нижней половинах блока.

В другом опыте обе стенки, ограничивающие блок по мощности, имели наклон к середине блока под углом 60° ; мощность залежи в верхней части блока 65 м, в нижней 6 м, средняя 35 м. По сравнению с выпуском при параллельных контактах залежи мощностью 35 м и падением 60° извлечение чистой руды снизилось на 20%, а потери руды на каждой из наклонных стенок блока почти не изменились. Отсюда следует, что для залежей, мощность которых уменьшается к низу, по-

тери руды при выпуске на каждой из наклонных стенок блока можно принимать такими же, как на лежащем боку в залежах с таким же углом падения, параллельными контактами и мощностью, равной средней мощности в рассматриваемом случае (см. табл. 2).

§ 4. Выпуск при наличии дополнительных полевых воронок

В части элементов выпуска руды со стороны лежащего бока при недостаточно крутом падении залежи имеются различные варианты систем разработки, один из них заключается в том, что помимо основного приемного горизонта устраивают промежуточные горизонты выпуска в породах лежащего бока.

Для решения вопроса о целесообразности устройства промежуточных горизонтов выпуска и рациональном их числе необходимо знать, какое количество руды можно дополнительно извлечь при этих горизонтах.

Выпуск руды из блоков при наличии дополнительных полевых воронок изучался рядом исследователей [5, 6, 8, 9, 10, 11].

Во всех этих исследованиях предполагалось постоянство угла наклона поверхности руды, теряемой на лежащем боку независимо от мощности залежи (а в ряде работ и независимо от падения залежи), поэтому результаты исследований могут соответствовать только частному случаю.

Нами проведены лабораторные опыты по выпуску руды при наличии дополнительных полевых воронок для выявления потерь руды на лежащем боку при различном числе промежуточных горизонтов выпуска в зависимости от угла падения и мощности залежи. Высота блока принималась 50 м, толщина слоя обрушенных налегающих пород 50 м, отставание в обрушении всячего бока от очистной выемки на один этаж, обрушенная руда заполняла весь блок.

Порядок выпуска. На модели испытаны три варианта.

Первый вариант—довыпуск руды через полевые воронки. В первую очередь выпускали руду через воронки в основании блока до предельного разубоживания и лишь после этого включали в работу полевые воронки (преимущество этого варианта состоит в возможности отложить на один-два года выполнение трудоемких работ по проведению полевых работ).

Второй вариант—поддержание, по возможности, горизонтальной плоскости контакта отбитой руды с обрушенными породами до начала разубоживания, после чего равномерно-последовательный выпуск из всех воронок.

Третий вариант—опережающий выпуск у лежачего бока. При этом варианте выпуск вели в следующем порядке: 1) равномерно-последовательный выпуск до появления в воронках пустой породы—сначала из воронок лежачего бока, начиная с верхнего ряда и заканчивая соответствующим рядом воронок основного днища, затем из остальных воронок основного днища в направлении по рядам от лежачего к видимому боку; 2) выпуск в том же порядке до предельного разубоживания.

Опыты показали, что вариант с довыпуском руды через полевые воронки значительно проигрывает перед другими вариантами в части разубоживания и извлечения чистой руды и, в меньшей мере, в части потерь руды (в 1,3 раза по проведенным опытам). В действительности показатели этого варианта могут еще ухудшиться, так как руда у лежачего бока, долгое время находящаяся в неподвижном состоянии, может слежаться.

Что касается двух остальных вариантов, то они в пределах точности более или менее равноценны по извлечению руды. Однако поддержание горизонтальной поверхности обрушенной руды, осуществимое на модели с прозрачной стенкой, для выполнения в натуре требует сложной планограммы выпуска и вряд ли практически возможно, тем более, что промежуточные положения поверхности руды при выпуске не известны. Поэтому решающее преимущество остается за опережающим выпуском руды у лежачего бока, который контролируется появлением пустой породы в воронках.

Все остальные опыты проводились при опережающем выпуске у лежачего бока.

Показатели извлечения руды. Для определения показателей извлечения руды при наличии дополнительных полевых воронок проведены опыты по моделированию выпуска руды в условиях залежей различной мощности с углом падения 50, 60 и 70° при одном, двух и трех промежуточных горизонтах выпуска.

Уровень промежуточных горизонтов выпуска выбирался в соответствии с установленным выше расположением руды, теряемой на лежачем боку при выпуске через воронки основного днища. В сомнительных случаях были проведены специальные опыты с различным уровнем промежуточных горизонтов выпуска и выбран уровень, обеспечивший более высокое извлечение руды. Рекомендуемое (и принятое в наших последующих опытах) расположение промежуточных горизонтов выпуска для нескольких типичных случаев дано в табл. 6.

Таблица 6

Рекомендуемое расположение промежуточных горизонтов выпуска
(Высота блока 50 м)

Угол падения залежи, град.	Горизонтальная мощность залежи, м	Число промежуточных горизонтов выпуска	Рекомендуемое превышение промежуточных горизонтов выпуска над основным, м
50	10—20	2	10; 22
50	от 20	2	16; 32
50	от 10	3	9; 23; 35
60	10—40	1	13
60	от 40	1	20
60	10—40	2	10; 25
60	от 40	2	14; 27
60	от 20	3	9; 23; 35
70	10—20	1	13
70	от 20	1	18
70	от 20	2	10; 22
70	от 40	3	9; 23; 35

На основе лабораторных опытов определены потери руды на лежащем боку при различных углах падения залежи, различной мощности и различном числе промежуточных горизонтов выпуска (табл. 7) для системы этажного обрушения при устойчивом висячем боке.

Таблица 7

Потери обрушенной руды на лежащем боку
в зависимости от числа промежуточных горизонтов выпуска
(Высота блока 50 м, размер блока по простиранию 30 м,
предельное разубоживание 75%)

Угол. падения залежи, град.	Число промежуточных горизонтов выпуска	Единица измерения	Потери при горизонтальной мощности, м		
			15	30	50
1	2	3	4	5	6
50	1	%	23,4	23,0	19,0
		тыс. т	10,0	19,6	27,0
50	2	%	15,7	15,2	12,6
		тыс. т	6,7	13,0	18,0
50	3	%	13,6	11,1	8,4
		тыс. т	5,8	9,5	12,0

Продолжение табл. 7

1	2	3	4	5	6
60	1	$\frac{0}{0}$ тыс. т	11,7 5,0	11,0 9,4	10,0 14,2
60	2	$\frac{0}{0}$ тыс. т	8,9 3,8	8,4 7,2	7,6 10,8
60	3	$\frac{0}{0}$ тыс. т	7,0 3,0	6,3 5,4	4,9 7,0
70	1	$\frac{0}{0}$ тыс. т	5,2 2,2	5,4 4,6	4,5 6,4
70	2	$\frac{0}{0}$ тыс. т	3,5 1,5	2,1 1,8	1,4 2,0
70	3	$\frac{0}{0}$ тыс. т	— —	1,6 1,4	1,3 1,8

Как видно из табл. 7, прямая зависимость абсолютных потерь отбитой руды на лежащем боку от мощности месторождения при изменении ее в известных пределах (при устойчивом висячем боке, который воспроизводился в лабораторных опытах) сохраняется и в случае наличия дополнительных полевых воронок.

§ 5. Выпуск руды, обрушенной из целиков

Обрушенная из целиков (при открытых камерах, объем которых превышает 1/3 объема блока) руда не заполняет всего пространства блока. При недостаточно крутом падении месторождения она располагается преимущественно у лежащего бока, что подтвердили наши лабораторные опыты по моделированию действия взрыва при обрушении целиков [3]. Этот случай отличается по условиям выпуска от системы этажного принудительного обрушения, при которой отбитой рудой заполнен весь блок.

Опыты по моделированию выпуска обрушенной из целиков руды проведены при относительном объеме целиков 30—50%, различных углах падения и различной мощности залежи. Расположение руды на модели принималось ориентировочно по результатам моделирования действия взрыва [3] со следующими условными изменениями: 1) разрез обрушенной массы вкрест простирания залежи воспроизводился усредненный из расчета равномерного распределения руды по простиранию, тогда как на взрывной модели распределение руды получалось неравномерным; 2) контакт отбитой руды с обру-

шением породами принимался четкий, тогда как на взрывной модели руда при обрушении частично засорялась пустой породой.

Как следует из опытов, налегающие обрушенные породы, которые уже при посадке целиков глубоко проникли в выработанное пространство около висячего бока, появляются в воронках вскоре после начала выпуска.

Найденные лабораторными опытами потери руды (для предельного разубоживания 75%) на лежащем боку в зависимости от объема целиков даны в табл. 8, извлечение чистой руды из блока, включая камеры, в табл. 9. Напомним, что эти данные относятся к условиям, характеризующимся кусковой рудой и отсутствием песка (или других мелких и подвижных пород) в налегающих обрушенных породах.

Таблица 8

Зависимость потерь руды на лежащем боку
от относительного объема целиков

Угол падения залежи, град.	Горизонтальная мощность, м	Потери при относительном объеме целиков, проц. к запасу блока		
		35%	50%	67%
1	2	3	4	5
а) без промежуточного горизонта выпуска				
50	12	15,8	—	20,5
50	18	19,0	25,0	20,5
50	30	18,5	—	20,5
60	12	12,8	13,0	12,8
60	18	12,2	10,2	12,8
60	30	—	15,6	11,8
б) с одним промежуточным горизонтом выпуска				
50	12	—	—	16,0
50	18	—	18,4	16,0
50	30	11,0	—	15,0
60	12	12,8	—	7,6
60	18	7,6	—	7,6
60	30	—	—	7,0

Согласно выявленным закономерностям, в залежах ограниченной мощности при относительном объеме целиков 30—50% абсолютные потери руды на лежащем боку в большинстве случаев не снижаются по сравнению с системой этаж-

ного обрушения. Мало изменяется и извлечение чистой руды из блока. Снизить потери руды за счет уменьшения запаса целиков можно лишь в сравнительно редких случаях, когда относительный объем целиков может быть менее 30%.

Таблица 9

Зависимость извлечения чистой руды из блока
от относительного объема целиков

Угол падения залежи, град.	Горизонтальная мощность, м	Извлечение при относительном объеме целиков, проц.		
		35%	50%	67%
а) без промежуточного горизонта выпуска				
50	12	71,0	—	52,0
50	18	73,0	62,0	60,0
50	30	64,0	—	67,0
60	12	78,0	68,0	68,0
60	18	78,0	72,0	73,0
60	30	—	76,0	—
б) с одним промежуточным горизонтом выпуска				
60	12	—	—	—
60	18	81,0	—	—
60	30	—	68,0	80,0

§ 6. Сопоставление лабораторных данных с практическими (Маслянский рудник)

Выпуск руды в 1-м Западном блоке 3-го горизонта

Практические данные

- | | |
|---|-------|
| 1. Высота блока, м | 45 |
| 2. Выемочная мощность средняя, м | 18 |
| 3. Угол наклона стенок, град | |
| висячего бока (преобладающий угол) | 70 |
| лежачего—от 50 до 80, средний | 60 |
| 4. Длина блока по простиранию, м | |
| общая | 97 |
| выположенного участка залежи | 48 |
| 5. Высота слоя обрушенных налегающих пород
(ориентировочно), м | 50 |
| 6. Количество оставшейся в блоке обрушенной руды
после окончания выпуска через воронки основного
приемного горизонта, т | 21647 |

- | | |
|---|-------|
| 7. Выпущено руды через дополнительные полевые воронки в лежащем боку, т | 14390 |
| 8. Потери обрушенной руды после прекращения выпуска из всех воронок, т | 7257 |

Лабораторные данные (предельное разубоживание 75%)

- | | |
|--|-------|
| 1. Количество обрушенной руды, оставшейся на лежащем боку после выпуска через воронки основного приемного горизонта (в пересчете на длину блока 48 м), т | |
| а) при высоте блока 50 м (по табл. 2), т | 16800 |
| б) в пересчете на высоту 45 м (коэффициент влияния высоты блока на относительную величину потерь 1), т | 15000 |
| 2. Потери обрушенной руды на днище блока (см. стр. 9), т | 1970 |
| 3. Количество обрушенной руды, оставшейся при выпуске через воронки основного приемного горизонта, т | 16970 |
| 4. Количество обрушенной руды, оставшейся на лежащем боку после прекращения выпуска через дополнительные полевые воронки, т | |
| а) при высоте блока 50 м | 6870 |
| б) в пересчете на высоту 45 м | 6180 |
| 5. Количество обрушенной руды после прекращения выпуска из всех воронок, т | 8150 |

Выпуск руды из 1-го Восточного блока 3-го горизонта

Практические данные

- | | |
|--|----|
| 1. Высота блока, м | 30 |
| 2. Выемочная мощность, средняя, м | 30 |
| 3. Угол наклона стенок, град | |
| висячего бока, средний | 50 |
| лежащего (контур отбойки) | 70 |
| 4. Высота слоя обрушенных налегающих пород (ориентировочно), м | 20 |
| 5. Общие потери обрушенной руды, % | 8 |

Лабораторные данные (предельное разубоживание 75%)

- | | |
|---|-----|
| 1. Количество обрушенной руды, оставшейся на лежащем боку при высоте 50 м (по табл. 4), % | 8 |
| 2. Коэффициент влияния высоты слоя обрушенной руды | 0,8 |
| 3. Потери обрушенной руды на лежащем боку при данной высоте блока, % | 6,8 |
| 4. Общие потери обрушенной руды, % | 9,2 |

Выпуск руды из Центрального блока 3-го горизонта
(через дополнительный горизонт в лежащем боку)

Практические данные

1. Высота блока, м	45
2. Выемочная мощность, м	100
3. Угол падения залежи (средний), град	70
4. Длина блока по простиранию на участке промежуточного горизонта выпуска, м	80
5. Превышение промежуточного горизонта выпуска над основным, м	18
6. Высота слоя обрушенных налегающих пород (ориентировочно), м	50
7. Выпущено руды на промежуточный горизонт выпуска, т	36000
8. Разубоживание, %	11
9. Угол наклона поверхности руды (до выпуска) на высоте 17,5 м, град	75—80

Лабораторные данные
(предельное разубоживание 75%, по опыту 83)

1. Выпущено руды через промежуточный горизонт в лежащем боку (в пересчете на длину блока 80 м), т	
а) при высоте блока 50 м	42500
б) в пересчете на высоту 45 м (коэффициент влияния высоты блока на относительную величину потерь 1), т	38200
2. Разубоживание, %	16,5
3. Угол наклона поверхности руды (до выпуска) на высоте 17,5 м, град	78

Таким образом, полученные лабораторные данные близки к отчетным практическим данным.

§ 7. Выводы

Выпуск под налегающими породами в условиях залежей недостаточно крутого падения и ограниченной мощности (до 40—60 м).

1. Потери руды на лежащем боку существенно зависят по абсолютной величине не только от угла наклона лежащего бока, но также от мощности залежи.

2. С уменьшением мощности залежи (от 40—60 м до сравнительно малых величин) абсолютные потери руды на лежащем боку снижаются почти пропорционально мощности, а относительные остаются более или менее постоянными.

3. Выполаживание всякого бока снижает потери обрушенной руды на лежащем боку (при постоянном наклоне стенки блока по лежащему боку).

4. Увеличение наклона стенки лежачего бока только в нижней части (за счет подработки породного треугольника) немного снижает потери обрушенной руды. Оставление рудного треугольника в верхней части блока (для увеличения наклона стенки по всей высоте) при углах падения залежи $60-70^\circ$ не дает сокращения потерь обрушенной руды.

5. Сокращение запаса руды в целиках при обычных условиях (недостаточно крутое падение рудного тела, не слеживающаяся или мало слеживающаяся руда, отсутствие песка и глины в налегающих обрушенных породах, значительная протяженность рудного тела и т. п.) в большинстве случаев повышает абсолютные потери руды на лежащем боку и не дает существенного улучшения показателя извлечения чистой руды из блока. В связи с этим, а также учитывая снижение абсолютных потерь руды на лежащем боку при уменьшении мощности залежи, следует признать ошибочным распространенное мнение о неприемлемости системы этажного принудительного обрушения для разработки залежей ограниченной мощности.

6. Наклонное расположение рудного днища увеличивает потери руды на лежащем боку в данном блоке, но более значительно снижает потери в нижележащем блоке. Поэтому так же, как и по другим соображениям, применение наклонного рудного днища в наибольшей мере оправдывается при выдержанном недостаточно крутом падении залежи на большую глубину, что дает возможность осуществить этот вариант подряд в нескольких этажах.

7. С увеличением мощности залежи от сравнительно малых величин до $40-60$ м количество руды, дополнительно извлекаемое при наличии промежуточных горизонтов выпуска, значительно увеличивается.

8. При наличии заблаговременно подготовленных промежуточных горизонтов выпуска целесообразно в первую очередь вести равномерно-последовательный выпуск руды из воронок лежачего бока и одного ряда воронок основного днища близ лежачего бока, начиная с верхнего промежуточного горизонта, до появления в воронках пустой породы.

9. Если полевые воронки проходятся после окончания выпуска руды через воронки основного днища и, следовательно, включаются в работу последними, то применение их дает меньший (примерно в $1,3$ раза) эффект по снижению потерь руды на лежащем боку, чем при первоочередном выпуске через полевые воронки.

Величины потерь руды на лежащем боку в условиях месторождений типа Маслянской промышленной зоны (кусовая

руда; устойчивые вмещающие породы, обрушивающиеся в крупных кусках).

10. При системе этажного принудительного обрушения потери руды на лежащем боку могут быть найдены по одной из таблиц, приведенных выше, в зависимости от условий и элементов выпуска*.

11. Потери на лежащем боку при выпуске в зависимости от относительного объема целиков могут быть ориентировочно найдены по табл. 8, а в общем случае, при объеме целиков не менее 30 %, могут приближенно считаться равными по абсолютной величине потерям для системы этажного принудительного обрушения.

Следует также учитывать потери, вызываемые тем, что руда при обрушении засоряется пустой породой и неравномерно распределяется по простиранию залежи.

Глава 2

ВЫБОР КОНСТРУКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ И ПАРАМЕТРОВ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Рассматриваемые условия и варианты

Рассматривается выбор конструктивных элементов и параметров систем разработки с массовым обрушением в части выпуска руды со стороны лежащего бока в условиях залежей недостаточно крутого падения.

На Маслянском руднике применяется, в основном, система этажного принудительного обрушения с вертикальными компенсационными камерами и отбойкой глубокими скважинами.

При недостаточно крутом падении залежей на Маслянском руднике применяют варианты: с отбойкой до контакта залежи; с оставлением рудного и подработкой породного треугольника; с дополнительными полевыми воронками, которые проходят в большинстве случаев после окончания выпуска руды через воронки основного днища и, по предложению авторов, с подработкой породного треугольника. Выбор вариантов и параметров систем разработки в части выпуска руды со стороны лежащего бока произведен по методике, разработанной В. Р. Именитовым.

* При определении полной величины потерь обрушенной руды должны быть также учтены потери на днище при выпуске и потери, вызванные тем, что руда из гребней вышележащего блока смешивается с пустой породой, заполнявшей пространство между гребнями.

§ 2. Исходные данные технико-экономического анализа

Потери обрушенной руды на лежащем боку при различных вариантах системы разработки определялись по данным лабораторных опытов (см. главу 1).

Стоимостные показатели для экономического сравнения, распределение металлов по мощности залежи и выход концентратов в зависимости от содержания металлов в руде приняты [2].

Потери неотбитой руды и объем подработанных пород лежащего бока. Подсчет объемов рудного и породного треугольников при соответствующих вариантах не требует пояснений. Однако потери неотбитой руды и подработка вмещающей породы в некотором количестве неизбежны при любых вариантах системы разработки в связи с невозможностью полного совмещения выемочного контура с неправильным геологическим контактом.

Для условий Маслянской промышленной зоны анализ ряда геологических и маркшейдерских разрезов, а также детальные подсчеты по одному из проектируемых блоков (блок 5 на 5 горизонте Маслянского рудника) показывают, что средняя толщина неотбитой местами рудной корки, при отнесении ее объема ко всей площади контакта залежи, составляет около 0,2 м при обычных вариантах системы разработки, предусматривающих отбойку до контакта залежи, и 0,33 м при наличии дополнительных полевых воронок (из теряемой рудной корки вычитается часть ее в объеме полевых воронок). Таковую же, примерно, среднюю толщину имеет подрабатываемый местами слой пород лежащего бока (не считая самих полевых воронок).

Объем полевых выработок. Объем полевой воронки на Маслянском руднике при угле падения залежи 50—60° составляет в среднем около 90 м³ и при падении 70°—120 м³ (вместо 70—75 м³ при обычной воронке в основании блока). При 30-метровой ширине блока суммарный объем полевых воронок одного промежуточного горизонта составит 450 м³.

Что касается полевых скреперных штреков, рудоспусков, ходовых и вентиляционных восстающих и других полевых выработок, обслуживающих дополнительные полевые воронки, то подсчеты по данным практики и проектам показывают, что для блока высотой 50 м и шириной по простиранию залежи 30 м объем этих выработок при одном, двух, трех и четырех промежуточных горизонтах выпуска составляет соответственно 460, 900, 1100 и 1400 м³.

Заметим, что и при подработке породного треугольника возникает необходимость в проходке части скреперных и выпускных выработок в породах лежащего бока, но не на под-

этажах, а на основном горизонте. В этом случае полевая воронка не отличается по объему от обычной воронки основного горизонта выпуска, пройденной в рудном теле.

§ 3. Расчеты по выбору вариантов

Для варианта систем этажного принудительного обрушения с подработкой породного треугольника угол наклона подработки при различных углах падения залежи принят по данным моделирования выпуска (см. главу 1), а оптимальная высота треугольника в зависимости от мощности и падения залежи найдена методом вариантов по условию минимальной величины показателя сравнительной экономической оценки [1].

Для варианта с подработкой породного и оставлением рудного треугольника определена оптимальная высота породного треугольника [1]. Угол наклона выемочного контура при различной мощности и различных углах падения залежи найден методом вариантов по условию минимальной величины сравнительного экономического ущерба. Наивыгоднейшее число промежуточных горизонтов выпуска найдено также методом вариантов по условию минимального экономического ущерба. Из вариантов с наивыгоднейшими параметрами сделан окончательный выбор варианта для каждой группы условий по признаку минимальной величины сравнительного экономического ущерба. Конечные результаты расчетов даны в табл. 10, 11.

Расчеты произведены для углов падения 50, 60 и 70°, применение промежуточных горизонтов выпуска оказалось выгодным лишь при угле падения 50°, да и то в большинстве случаев при условии, что полевые воронки проходятся до обрушения блока. Если же вмещающие породы недостаточно устойчивы и поэтому полевые воронки могут быть пройдены лишь после обрушения блока (и, следовательно, после окончания выпуска руды через воронки основного днища), то выгодно подрабатывать треугольник пород лежачего бока. Таким образом, общепринятая точка зрения о целесообразности применения дополнительных полевых воронок в мощных залежах при углах падения до 70—75° не подтвердилась.

При углах падения 60—70° целесообразно применять вариант с подработкой породного треугольника (исключая залежи очень бедных руд мощностью до 5 м). В этом варианте угол наклона стенки в нижней части блока должен быть увеличен до 70° при угле падения залежи 50—60° и до 80° при падении 70°. Высота подрабатываемого треугольника в большинстве случаев должна быть равна $\frac{1}{2}$ высоты блока при рядовой руде и $\frac{1}{3}$ при очень бедной руде.

Наивыгоднейшие варианты систем разработки
в условиях месторождений типа Маслянской промзоны при рядовой руде

Угол падения залежи, град.	Горизонтальная мощность, м	Вариант	Число промежуток. горизонт. выпуска	Отношение высоты породного треугольника к высоте блока	Измененный угол наклона контура отбойки, град.	Потери руды на лежачем боку в % к запасу блока	Снижение потерь руды по сравнению с вариантом при отбойке до контакта, %	Экономия по сравнению с вариантом при отбойке до контакта, руб/т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
50	15	С дополнительными полевыми воронками*	3 (2)	—	—	10,5 (12,3)	14,5 (12,7)	10,6 (7,1)
50	15	С подработкой породного треугольника	—	0,3	70	14,3	10,7	9,6 (7,5)
50	30	С дополнительными полевыми воронками*	3 (3)	—	—	8,1	13,7	13,2 (10,2)
50	30	С подработкой породного треугольника	—	0,5	70	8,2	13,6	11 (8,9)
50	50	С дополнительными полевыми воронками*	3 (3)	—	—	6,0	12,0	11,6 (9,5)
50	50	С подработкой породного треугольника	—	0,7	70	4,2	13,8	12,2 (8,0)

1	2	3	4	5	6	7	8	9
60	15	С подработкой породного треугольника	—	0,5	70	5,5	10,0	6,5 (4,7)
60	30	"	—	0,5	70	4,7	8,5	9,1 (6,6)
60	50	"	—	0,7	70	2,0	8,5	7,5 (6,0)
70	15	С подработкой породного треугольника	—	0,5	80	3,4	6,1	4,5 (3,1)
70	30	"	—	0,5	80	2,4	5,5	4,9 (3,7)
70	50	"	—	0,5	80	2,1	3,9	3,4 (2,7)

ПРИМЕЧАНИЯ: 1. Содержание металла в руде превышает промминимум примерно в 3 раза.

2. Высота блока в расчетах принималась 50 м.

3. Показатели в скобках—при неравномерном распределении металла по мощности залежи.

* Вариант с дополнительными полевыми воронками в лежащем боку выгоден лишь при возможности проходки их до обрушения блока.

Наивыгоднейшие варианты систем разработки с этажным обрушением руды в условиях месторождений типа Маслянской промзоны при очень бедной руде

Угол падения залежи, град.	Горизонтальная мощность, м	Вариант	Число промежуточных горизонтов выпуска	Отношение высоты породного треугольника к высоте блока	Измененный угол наклона контура отбойки, град.	Потери рудника на лежащем боку в % к запасу блока	Снижение потерь руды по сравнению с вариантом при отбойке до контакта	Экономия по сравнению с вариантом при отбойке до контакта, руб/т
1	2	3	4	5	6	7	8	9
50	15	С подработкой породного треугольника	—	0,3	70	16,8	14,2	0,3
50	30	„	—	0,3	70	14,2	11,3	1,0
50	50	С дополнительными полевыми воронками*	3	—	—	7,4	12,6	1,2
60	15	С подработкой породного треугольника	—	0,3	70	10,4	8,3	0,5
60	30	„	—	0,3	70	8,7	7,5	1,0
60	50	„	—	0,3	70	7,4	5,9	0,9
70	15	С отбойкой до контакта залежи	—	—	—	13,1	—	—
70	30	С подработкой породного треугольника	—	0,3	80	6,3	5,0	0,5
70	30	„	—	0,3	80	5,1	3,6	0,4

ПРИМЕЧАНИЯ: 1. Содержание металла в руде превышает промминимум примерно в 1,3 раза.

2. Высота блока в расчетах принималась 50 м.

* Вариант с дополнительными полевыми воронками в лежащем боку выгоден лишь при возможности проходки их до обрушения блока.

По сравнению с рекомендуемым вариантом оставление рудного треугольника в верхней части блока, широко применяемое на практике, обычно увеличивает потери руды (при углах падения 60—70°) и дает убыток 3—8 руб. на 1 т запаса блока.

Как видно из табл. 11, для обоих рассмотренных случаев распределения металла по мощности залежи рядовых руд наиболее выгодны одни и те же варианты с одними и теми же параметрами. Поэтому при проектировании систем разработки месторождений типа Маслянской промышленной зоны можно в обычных случаях пользоваться полученными здесь выводами, не прибегая к специальным расчетам.

§ 4. Выводы

1. Правильный выбор варианта при угле падения залежи 50—60° (и рядовой руде) дает экономию 5—13 руб. на 1 т запаса при снижении потерь на 5—14%.

2. Общепринятая точка зрения о целесообразности применения промежуточных горизонтов выпуска при углах падения залежи до 70—75° не подтверждается. В крутопадающих залежах лишь при угле падения до 45—55° и устойчивых породах лежачего бока целесообразно устраивать промежуточные горизонты выпуска. В этом случае при очень бедной руде мощность залежи должна быть, приблизительно, не менее 40 м.

3. При углах падения 60—70°, а также в залежах падения 45—55° при недостаточно устойчивых породах лежачего бока целесообразно подрабатывать треугольник вмещающих пород в нижней части блока (параметры треугольника см. табл. 10, 11).

4. По сравнению с рекомендуемым вариантом оставление рудного треугольника в верхней части блока, широко применяемое на практике, обычно увеличивает потери руды и дает убыток 3—8 руб. на 1 т запаса.

Глава 3

НОВЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

§ 1. Вводные замечания

В настоящей главе дается краткое описание новых систем разработки с доставкой руды силой тяжести при бесцеликовом днище (предложение В. Р. Именитова). Предложение этих систем основывается на анализе производственного опыта и лабораторном исследовании выпуска руды.

§ 2. Этажное принудительное обрушение с бесцеликовым днищем

С целью устранения недостатков имеющихся систем с массовым принудительным обрушением предложена *система этажного принудительного обрушения с бесцеликовым днищем*.

Выпущенная руда погружается погрузочной машиной в самоходную вагонетку, по аналогии с вариантом подэтажного обрушения, применяемым на рудниках Швеции.

Блок готовят погрузочными ортами или штреками в основании, расположенными приблизительно через каждые 10 м. и буровыми ортами или штреками на буровом горизонте. При механизации зарядания восстающих скважин и не очень большой высоте блока вся руда может быть разбурена снизу вверх из погрузочных ортов, что исключает необходимость в проведении отдельных буровых выработок.

Руду разбуривают скважинами и обрушают вертикальными или крутонаклонными слоями по всей высоте блока от уровня горизонта погрузки. Угол наклона слоев выбирается преимущественно по условию минимальных потерь руды при выпуске, с учетом устойчивости руды. Выпускают руду сразу после отбойки одного-двух слоев, освобождающееся выработанное пространство заполняется обрушенными вмещающими породами.

Толщина выпускаемого слоя 7—10 м. Снизу она может быть уменьшена до 2,5—3,5 м за счет оставления временного уступа для более полного выпуска руды из внешней части слоя.

Залежи недостаточно крутого падения мощностью до 40—60 м разрабатывают вкрест простирания, начиная от лежащего бока; слои имеют наклон по падению залежи. Размер блока по простиранию 40—60 м.

В залежах очень крутого падения или очень большой мощности разработка может производиться также по простиранию; отбойка возможна вертикальными слоями или, при пониженной устойчивости руды, слоями с обратным наклоном.

Для проветривания погрузочных ортов (штреков) проходят вентиляционные штреки.

Новый элемент предлагаемой системы разработки—бесцеликовое днище при этажной выемке блока—технологически связан с такими специфическими элементами, как: 1) отбойка вертикальными или наклонными слоями при заполненном обрушенной массой очистном пространстве; 2) выпуск руды вслед за обрушением ее вертикальными или наклонными слоями при наличии непосредственного контакта с обрушенными вмещающими породами; 3) механическая погрузка руды.

Отбойка скважинами при заполненном обрушенной массой очистном пространстве испытана на практике с положительными результатами. Первое испытание проведено на Масляном руднике по предложению кафедры разработки рудных месторождений Московского горного института им. И. В. Сталина.

Анализ имеющегося опыта по отбойке при заполненном обрушенной массой очистном пространстве дает основание для следующих предположений: 1) дробление массива возможно лишь при уплотнении обрушенной массы взрывом; 2) последняя воспринимает ударное действие преимущественно от крайних зарядов; 3) поэтому для разрушения массива необходимы сравнительно большие величины диаметра скважин и удельного расхода ВВ; 4) дробление руды в этом случае получится примерно такое же, как в открытой камере при таком же высоком расходе ВВ; 5) имеются ограничения максимальной толщины отбиваемого слоя.

Для общего представления о возможных параметрах отбойки укажем, что в практике положительные результаты получены при толщине отбиваемого слоя до 6—10 м, диаметре скважин 100 мм в руде средней крепости и 130—160 мм в очень крепкой руде, удельном расходе ВВ от 500 г/м³ в руде средней крепости до 1500 г/см³ в очень крепкой руде.

Выпуск при различном наклоне слоя исследован на модели, результаты даны в табл. 12.

При угле наклона слоя до 70° обрушенная масса перемещалась в основном вдоль массива и кромка из отбитой руды с внешней стороны слоя оставалась невыпущенной. При углах наклона 75—110° величины потерь и разубоживания руды получились приемлемые.

Извлечение чистой руды оказалось пониженное, поэтому данная система разработки может оказаться невыгодной, если разубоживание, даже до небольшой величины, снижает сорт руды.

Ожидаемые преимущества предлагаемой системы следующие:

1. Исключается необходимость в трудоемких работах по проведению выпускных и подсечных выработок.

2. Исключаются или сводятся к минимуму затраты на поддержание выработок, так как последние располагаются в сплошном массиве.

3. Повышается извлечение руды из нижней части блока в связи с отсутствием целика днища.

4. Можно оставлять в недрах часть безрудных прослоев, которые при других системах массового обрушения отрабатываются совместно с рудой.

5. Расширяется область применения механической погрузки. При механической погрузке, по сравнению со скреперной

Показатели извлечения руды при выпуске вертикального и наклонного слоя

Лабораторные данные

№ опыта	Угол наклона слоя руды, град.	Толщина слоя руды, м		Размеры погрузочной выработки, м		Расстояние между осями погрузочных выработок, м	Потери руды, %	Разубоживание руды, %	Извлечение чистой руды	Условные потери, %
		в верхней и средней части	в нижней части	ширина	высота					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
129	70	8,0	2,7	3,5	2,0	8,0	18,1/13,9	7,7/13,5	23,5	33,5/18,4
130	75	8,0	2,7	3,5	2,0	8,0	13,8/9,3	11,3/18,4	11,5	36,4/15,54
131	80	9,0	3,7	3,5	2,0	8,0	17,3/8,8	9,5/23,8	26,2	26,8/12,7
132	80	9,5	4,2	3,5	2,0	8,0	14,2/10,7	9,5/16,0	38,0	23,7/16,0
133	80	9,5	4,2	3,5	2,0	8,0	25,6/18,2	18,5/22,8	6,3	62,5/25,8
134	90	8,0	5,5	3,5	2,0	8,0	24,0/4,0	18,3/31,0	26,0	60,6/14,3
135	86	8,0	8,0	3,5	2,0	8,0	20,9/7,2	10,5/24,0	48,0	41,9/15,2
136	75	6,2	2,7	3,5	2,0	8,0	30,2/13,9	15,0/32,0	20,0	60,2/24,6
141	90	8,0	8,0	3,5	3,5	10,2	19,4/2,6	13,8/27,1	49,9	47,0/11,9
142	90	8,0	8,0	3,5	3,5	10,2	30,3/9,2	5,4/28,5	50,1	41,1/18,7
143	75	8,0	8,0	3,5	3,5	10,2	28,4/15,3	4,3/21,7	59,3	37,0/22,5
149	110	8,0	4,0	3,5	3,5	10,2	20,0/7,0	3,0/22,0	60,0	26,0/14,3

- ПРИМЕЧАНИЯ: 1. Потери и разубоживание в числителе — для предельного разубоживания 35%, в знаменателе — для 75%.
2. Из потерь исключена руда, оставшаяся на краю уступа, которую можно извлечь после обрушения уступа, и, при плоском днище, оставшаяся в продольных гребнях с откосами под углом 50°, так как еще больший объем при обычной конструкции днища имеют целики между воронками.
3. К «чистой» отнесена руда, разубоженная не более чем на 3%.
4. Коэффициент перевода качественных потерь в условные количественные потери принят 2,0 в случае предельного разубоживания 35% и 0,33 при 75%.

доставкой, повышается производительность труда, увеличивается свободный проход для выпускаемой руды, снижается объем вторичного дробления, интенсифицируется выпуск, повышается концентрация работ и уменьшается число вспомогательных рабочих.

6. По сравнению с подэтажным обрушением в предлагаемой системе сокращается объем нарезных работ; увеличивается производительность отбойки, так как большая глубина скважин позволяет эффективно использовать мощные буровые станки; повышается извлечение руды.

Недостатки:

1. Снижается извлечение чистой руды.

2. Отбитая мелкая руда может спрессовываться.

Недостатки эти в известных условиях представляются менее существенными, чем достоинства. Подсчитано, что экономия от применения предлагаемой системы в условиях Маслянского рудника составит около 10 руб/т.

Система эта может быть применена при разработке полиметаллических месторождений Зырянского (Маслянская зона), Текелийского и Салаирского, железорудных месторождений Кривого Рога, Урала и Горной Шории и ряда других месторождений.

Опытный блок для испытания этой системы готовится на Маслянском руднике.

§ 3. Камерная система с бесцеликовым днищем и этажным выпуском руды

Эта система предназначена для выемки камер при последующей их закладке или оставлении постоянных целиков.

Здесь также предусматриваются отбойка скважинами при разрыхлении руды за счет уплотнения обрушенной массы, бесцеликовое днище и механическая погрузка руды.

Подготовка камеры осуществляется примерно по такой же схеме, как подготовка блока при системе этажного принудительного обрушения с бесцеликовым днищем.

Руду разбуривают скважинами и, начиная с отрезной щели, обрушают вертикальными или крутонаклонными слоями, оставляя временный целик над погрузочным ортом. При расположении камеры вкрест простирания удобно начинать отбойку от лежащего бока слоями, имеющими наклон по падению залежи. Руду магазинируют, выпуская лишь минимально необходимую часть—приблизительно 15—20%—через отдельные дучки, пройденные из погрузочной выработки на расстоянии 15—20 м одна от другой.

Следующая стадия—общий выпуск руды в отступающем порядке, при разработке вкрест простирания—от висячего к лежащему боку. В этой стадии постепенно разрушают целик

над погрузочной выработкой участками длиной по 3—5 м с помощью веерообразно расположенных скважин и по мере погашения целика производят выпуск руды. Руду погружают механически в самоходную вагонетку

Преимущества этой системы определяются тем, что в ней впервые сочетаются при камерной выемке: подготовка камер без проведения выпускных и подсечных выработок; механическая погрузка руды; выполнение всех работ без доступа рабочих в очистное пространство.

Недостатки: затрудненные условия проветривания; возможность потерь отбитой руды из временного целика над погрузочной выработкой (но эти потери заведомо меньше, чем потери из целика днища при обычных системах разработки с доставкой руды силой тяжести).

Подсчитано, что в условиях Зыряновского рудника применение этой системы может дать экономию 7 руб/т.

Система эта может быть применена, например, при разработке Зыряновского полиметаллического месторождения (в поле Зыряновского рудника), железистых кварцитов Коробковского месторождения, Дегтярского медного месторождения, мощных участков Джезказганского медного месторождения и Сокольного полиметаллического месторождения (при оставлении постоянных целиков).

Опытный блок для испытания этой системы готовится на Зыряновском руднике.

ЛИТЕРАТУРА

1. Именитов В. Р., Ковалев И. А. Показатели извлечения руды и некоторые параметры систем с массовым обрушением в условиях залежей с недостаточно крутым углом падения, ЦИИН цветной металлургии, 1959, № 3.
 2. Именитов В. Р., Ковалев И. А. Исследование вопросов разработки залежей с недостаточно крутым падением системами с массовым обрушением, МГИ, Научные труды, 1958, сборник 24.
 3. Именитов В. Р., Уралов В. С. Первые результаты моделирования массового обрушения целиков взрывом. Научные доклады высшей школы, 1959, № 1.
 4. Куликов В. В. Метод определения нормативных показателей извлечения руды в системах с массовым обрушением, ЦИИН МЦМ, 1956.
 5. Куликов В. В. Изыскание оптимальных условий выпуска руды при системах с массовым обрушением. Диссертационная работа, МИЦМ, 1952.
 6. Малахов Г. М. Выпуск руды из обрушенных блоков, Металлургиздат, 1952.
 7. Малахов Г. М. Пути развития систем разработки, применяемых в Криворожском бассейне, Горный журнал, 1955, № 4.
 8. Миннаев С. И. Лабораторное исследование выпуска руды, отчет НИГРИ, 1940.
 9. Писанко К. С. Исследование системы с магазинированием руды при недостаточно крутом падении залежи. Диссертационная работа, НИГРИ, 1949.
 10. Тартаковский Д. Л. Лабораторное изучение движения отбитой руды при выпуске, отчет НИГРИ, 1945.
 11. Черемушенцев И. А., Рыжова Л. В. Применение системы этажного обрушения на полиметаллических рудниках, Металлургиздат, 1958.
-

Московский горный институт имени И. В. Сталина

Владимир Рафаилович ИМЕНИТОВ,

Игорь Антонинович КОВАЛЕВ

**«Выпуск руды и новые системы разработки в условиях
мощных залежей»**

Л31415 15/III 1960 г. Объем 2,5 п. л. Цена 2 руб. Зак. 469, тир. 500

Типография Московского горного института им. И. В. Сталина,
Ленинский проспект, 6.

Цена 2 руб.

Экземпляр
чит. зала

47

Д1
19118