

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ
ВОРОНЕЖСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ГЕОЛОГИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ

Кафедра полезных ископаемых и недропользования

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
к лабораторным работам по курсу
«Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых»
для студентов 4 курса дневного отделения спец. 011100 Геология.
Часть 1
(опробование, подсчет запасов).

Составили: И.Н. Быков
К.А. Савко
Л.И. Четвериков
В.М. Холин

ВОРОНЕЖ
2002

Согласно учебному плану специальности 011100 Геология, студенты 4 курса геологического факультета ВГУ при изучении дисциплины «Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых» должны выполнить серию лабораторных работ, способствующих более глубокому изучению и освоению материала по основным разделам курса.

В настоящей методической разработке приводятся пояснения по решению трех задач, относящихся к двум важнейшим разделам программы: III – опробование; VI – геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых.

В первой задаче осуществляется выбор способа отбора материальных проб и составление схемы обработки проб. Во второй задаче приводится подсчет запасов способом разрезов, а в третьей – способом эксплуатационных блоков.

Ниже по каждой задаче приведены: порядок выполнения, основные сведения по вопросам, входящим в рамки задачи (в соответствии с программой), примеры решения.

Задача I. Выбор способа отбора материальных проб и составление схем обработки проб.

Порядок выполнения.

Вычислить коэффициент вариации распределения полезного компонента и определить группу месторождения по классификации В.И. Смирнова или В.М. Крейтера. Выбрать способ отбора материала проб, расстояние между пробами, их количество и размеры. Определить средний начальный вес одной пробы. Рассчитать по формуле $Q = kd^2$ надежные веса и соответствующие им диаметры при последовательном сокращении пробы вдвое. Составить схему обработки пробы, подобрать оборудование для опробовательской лаборатории. Определить количество рядовых и групповых анализов (с учетом контрольных). Охарактеризовать условия производства и объемы работ.

По ССН-92, вып. 1, часть 5 [7] определить затраты времени в бригадо-сменах на отбор и обработку проб. По СНОР-93, вып. 1, часть 5 [8] рассчитать сметную стоимость бригадо-месяца на отбор и обработку проб в ценах 1992 г. Определить сметную стоимость отбора и обработки проб единичные сметные расценки на отбор и обработку проб в ценах текущего года.

Основы опробования пород и полезных ископаемых изложены в рекомендуемой литературе [1, 4, 9, 11].

Основные сведения по вопросам, входящим в рамки задачи.

Отбор материальных проб по полезному ископаемому для химических анализов на основные, сопутствующие полезные компоненты и вредные примеси представляет наиболее ответственную операцию во всех стадиях геологоразведочных работ, особенно по разведке месторождений и на стадии оценочных работ.

При проектировании способов и методики отбора материальных проб на химические анализы главное внимание обращается на представительность и достоверность опробования, поскольку эти характеристики являются определяющими в дальнейшей объективной геолого-экономической оценке месторождения; прежде всего, в установлении главных оценочных показателей –

качества руд (сортов в зависимости от содержания полезных компонентов и вредных примесей), общих запасов полезных компонентов (с определением группы месторождения по запасам полезного компонента).

Задачей I предусмотрен наиболее распространенный случай выбора способа отбора материальных проб и составление схем обработки проб по твердым металлическим полезным ископаемым, вскрываемых горными выработками в стадии разведки месторождений.

Существуют следующие основные способы производства материальных химических проб в горных выработках на коренных месторождениях: точечный, вычерпыванием, бороздовый, задиrkовый, валовый.

Полученные указанными способами пробы имеют разный объем (вес) и отличаются различной представительностью. Наиболее представительными являются валовые пробы, имеющие наибольший объем. При химическом анализе по ним можно получить самые точные данные о содержании полезных компонентов и вредных примесей в руде. Наименее представительны пробы наименьшего объема (точечные или вычерпыванием). Но отбор и подготовка к анализу валовых проб требуют больших затрат материальных и денежных средств, чем на соответствующие операции с пробами меньшего объема. В практике геологоразведочных работ на различные виды полезных ископаемых оптимальный объем материальной пробы лимитируется характером распределения полезного компонента. По рудам, характеризующимся равномерным распределением компонента, отбираются пробы меньшего объема, а по рудам с неравномерным распределением – большего. Применительно к существующей группировке месторождений твердых металлических полезных ископаемых можно рекомендовать следующие способы производства материальных проб (табл. 1).

Таблица 1

Группа месторождения	Характер распределения металла	Коэффициент вариации содержаний этого металла	Типы месторождений	Расстояние между пробами	Способ отбора проб
I	весьма равномерный	до 20	Морские осадочные месторождения железа и марганца	50-15	Точечный, вычерпыванием, бороздовый
II	равномерный	20-40	Некоторые осадочные месторождения железа, марганца, бокситов, метаморфические месторождения железа	15-6	Точечный, вычерпыванием, бороздовый
III	Неравномерный	40-100	Большинство месторождений цветных металлов, некоторые месторождения редких металлов	6-2,5	Бороздовый
IV	весьма неравномерный	более 100	Преимущественно месторождения редких металлов, олова, вольфрама, молибдена, золота	2,5-1,5	Бороздовый (задирковый в качестве контрольного)

Из таблицы видно, что бороздовый способ отбора проб является наиболее распространенным. Примерные объемы бороздовых проб в зависимости от характера распределения оруденения и мощности рудных тел можно определить, пользуясь таблицей 2, в которой приведены рекомендуемые сечения борозд прямоугольной формы для рудных тел месторождений различных групп.

Таблица 2.

Характер распределения оруденения	Сечение борозд в см при мощности рудных тел в м		
	2,5-2,0	2,0-0,8	0,8-0,5 и менее
весьма равномерный и равномерный	5x2	6x2	10x2
неравномерный	8x2,5	10x2,5	10x2,5
весьма и крайне неравномерный	10x3	12x3	15x3

Месторождения с неравномерным и равномерным характером распределения оруденения обычно опробуются одной бороздой на забой, ориентированной по мощности рудного тела. На месторождениях с весьма неравномерным характером распределения оруденения вначале проводится контроль представительности бороздовых проб. На участке взятия бороздовых проб отбираются контрольные пробы большого объема – две-три сближенных борозды, задирковая или валовая. Производится сопоставление результатов химических анализов бороздовых (контролируемых) и контрольных проб. Если среднее содержание полезного компонента по контролируемым пробам в относительных процентах по сравнению со средним содержанием по контрольным пробам находится в пределах нормы [9, табл. 62], то можно применять опробование одной бороздой.

Таким образом, для выбора способа отбора и среднего объема материальной пробы по разведываемому месторождению нужно знать степень равномерности оруденения.

Степень равномерности оруденения ориентировочно иллюстрируется коэффициентом вариации распределения полезного компонента, который можно рассчитать, имея 15-20 химических анализов руд месторождения на этот компонент, полученных при проведении работ предшествующей стадии. Расчет коэффициента вариации распределения полезного компонента производится в следующем порядке:

1. Составляется таблица.

№№ пп	№№ проб	Содержание металла в % (с)	Отклонение от среднего (х)	Квадрат отклонения (х ²)
1	2	3	4	5

В таблицу выписываются порядковые номера проб (2 графа), содержание металла в % (3 графа). Определяется среднее арифметическое содержание металла в руде по формуле – $C_{cp. a} = \sum c/n$, где: с – содержание металла в руде по отдельным пробам, n – количество проб.

Записываются отклонения частных содержаний от среднего (4 графа), которые возводятся в квадрат (5 графа).

2. Вычисляется среднее квадратическое отклонение по формуле:

$$\delta = \sqrt{\sum x^2 / (n-1)}, \text{ где } x^2 - \text{квадраты частных отклонений.}$$

3. Рассчитывается коэффициент вариации по формуле:

$$V = \delta / C_{\text{ср.а}} \times 100.$$

По коэффициенту вариации содержания металла в таблице 1 устанавливается группа месторождения, предполагаемый способ отбора проб (обычно это бороздовый, наиболее распространенный), расстояние между пробами. В зависимости от мощности рудных тел выбирается длина бороздовой пробы (поскольку в условии задачи на месторождении предполагается один технологический тип руд), с учетом таблицы 2 определяется ее сечение и объем.

Начальный вес пробы определяется путем умножения объема пробы на объемный вес руды. Чаще всего начальный вес колеблется от нескольких кг до 10-20 кг.

Химический анализ большинства черных и цветных металлов (на один компонент) производится из навески 3-5 г. Учитывая необходимость выполнения анализов на сопутствующие компоненты и вредные примеси, а также контрольных анализов, общий вес лабораторной пробы, направляемой в химлабораторию, должен составлять около 100 г. Поэтому начальную пробу сокращают до веса лабораторной. Но сокращение должно быть выполнено так, чтобы содержание компонентов в лабораторной пробе были равны их содержанию в начальной пробе. Это достигается путем дробления проб до диаметра, при котором распределение компонентов будет равномерным. Такой диаметр можно определить из формулы Г.О. Чечотта: $Q = Kd^2$, где Q – вес пробы в кг, K – коэффициент, зависящий от степени неравномерности оруденения (см. таблицу 3), d – диаметр частиц максимальной фракции проб в мм.

Таблица 3.

Группа месторождения	Характер распределения металла в руде	Значения K
I-II	Весьма равномерный и равномерный	0,05
III	Неравномерный	0,10
IV	Весьма неравномерный	0,2-0,4

Дробление большой массы пробы до оптимального наименьшего диаметра наибольших частиц с сокращением в один прием обходится значительно дороже, чем сокращение в несколько приемов (стадий) с последовательным дроблением в каждый прием от большего диаметра к наименьшему. В зависимости от размера диаметра издробленной пробы дробление условно разделяется на крупное (100-30 мм), среднее (3-15 мм), мелкое (2-0,7) и тонкое (0,15-0,05 мм). Крупное и среднее дробление производятся в щековых дробилках лабораторного типа, мелкое – в лабораторный валках, тонкое – в дисковых истирателях, лабораторный шаровых и стержневых мельницах. Сокращение проб обычно производится в две-три стадии.

В каждой стадии выделяются четыре последовательных операции: дробление, просеивание, перемешивание, сокращение.

Просеивание осуществляется через сита, стандарты которых приведены в таблице 4.

Таблица 4.

Размер стороны ячейки в свету, мм				
4,0	1,2	0,5	0,20	0,08
3,5	1,15	0,42	0,18	0,075
3,0	1,0	0,4	0,16	0,063
2,5	0,85	0,355	0,15	0,05
2,3	0,8	0,315	0,125	0,04
1,7	0,7	0,3	0,105	
1,6	0,63	0,25	0,10	
1,4	0,6	0,21	0,09	

Перемешивание проб осуществляется разными способами (перекачиванием на полотне, кольца и конуса, перелопачиванием).

Сокращение проб чаще всего производится квартованием. Перемешанная проба раскатывается в диск, на который накладывается делительный крест, разделяющий пробу на четыре равные части. Противоположные по диагонали два сектора сокращаются, а два других сектора объединяются и направляются в дальнейшую обработку.

Сокращение проб может производиться только в число раз кратное двум (два, четыре, восемь, шестнадцать... раз).

Все операции по обработке и сокращения проб показываются в виде схемы обработки пробы (см. рис. 1).

Выбор параметров дробления в каждой стадии производится на основе расчетов по формуле $Q = Kd^2$ надежных весов соответствующих им диаметров при последовательном сокращении пробы вдвое до веса около 100 гр. (показан ниже в примере решения задачи). Схема обработки проб может быть составлена другими способами [9, 10].

Общее количество рядовых проб определяется на основании длин опробуемого рудного тела по проектируемым горным выработкам. При мощности рудного тела меньше ширины разведочной выработки, если в пересечении отбирается одна проба, количество проб рассчитывается путем деления суммарной длины выработок, проходящих в плоскости рудного тела (по простиранию, падению), на принятое соответственно коэффициенту вариации расстояние между пробами (по таблице 1). Когда мощность рудного поля превышает среднюю ширину разведочной выработки (около 1,8-2,0 м), для полного пересечения рудного тела проходятся рассечки и борозда делится на секции. Для руд с крайне неравномерным распределением оруденения длина секций достигает одного метра, а по рудным телам с равномерным оруденением составляет 2-3 м. В этом случае общее количество рядовых проб определяется с учетом количества проб по полным (рассечкам и штрекам) и неполным пересечениям рудного тела.

1	2	3	4	1	2	3	4
1.	0,43	+3,66	13,40	9.	6,16	-2,07	4,28
2.	0,89	+3,20	10,24	10.	9,14	-5,05	25,50
3.	2,66	+1,43	2,04	11.	1,72	+2,37	5,61
4.	4,10	-0,01	0,00	12.	1,63	+2,46	6,05
5.	21,08	+16,99	288,66	13.	1,42	+2,67	7,12
6.	3,87	+0,22	0,04	14.	4,63	-0,54	0,29
7.	2,14	+1,95	3,80	15.	3,18	+0,91	0,82
8.	1,45	+2,64	6,97	16.	0,91	+3,18	10,11
ИТОГО:				16	65,41	0,07	384,93

$$C_{\text{ср.а.}} = 65,41/16 = 4,09 \%; \delta = \sqrt{384,93/(16-1)} = 5,07; V = (5,07/4,09) \times 100 = 124$$

Судя по коэффициенту вариации ($V=124$), месторождение относится к IV группе с весьма неравномерным распределением оруденения.

Выбираем бороздовый способ отбора проб. Длина борозды 1,4 м. Сечение 12 см x 3 см. Объем пробы = 140 см x 12 см x 3 см = 5040 кв. см. = 5,04 кв. дм. Вес пробы $Q=5,04$ кв. дм. X 3,8 кг/куб. дм. = 19,2 кг (диаметр наибольших кусков = 30 мм). Расстояние между пробами 2,0 м. Количество проб = $800:2,0=400$. Количество рядовых анализов (на олово) $400+30$ (5% контрольных от 533, но не меньше 30) = 430 шт. Количество групповых анализов, исходя из условия объединения 10 проб, составляет 70 шт.

Составляем схему обработки сульфидно-касситеритовой руды (см. схему обработки).

Необходимое оборудование для лаборатории по обработке проб: 1) щековая дробилка; 2) валики; 3) дисковый истиратель; 4) лабораторные сита 4,0; 1,4; 0,5 мм.

Расчеты сметной стоимости отбора и обработки проб.

Условия производства и объемы работ.

Работы производятся в Якутии-Саха севернее полярного круга. Районные коэффициенты: к заработной плате и отчислениям на социальное страхование – 2; к материальным затратам – 2,2; к амортизации – 1,6; накладных расходов – 0,234 (накл. расходы 23,4%); плановых накоплений – 0,14 (плановые накопления – 14,0%).

Отбор бороздовых проб. Из подземных выработок ручным способом. Кварцево-касситеритовая руда с небольшим содержанием сульфидов XVI категории (ССН-92, вып. 1, часть 5, табл. 516 на стр. 403). Сечение борозды 12x3 см. Объем работ 560 п.м. борозды (400 проб x 1,4 м).

Обработка проб. Машинно-ручным способом с использованием многостадийного цикла дробления – измельчения. Объем работ 400 проб. Средняя масса проб 19,2 кг. $K=0,3$. Категория пород XVI.

Обработка лабораторных проб. Машинным способом на центробежном истирателе ЦИ-05. Средняя масса проб 75 г. Объем работ 400 проб. Крупность измельченных частиц меньше 0,1 мм.

Расчет затрат времени на отбор и обработку проб (ССН-92, вып. 1, часть 5).

№№ п.п.	Вид работ	Ед. изм. объема работ	Объем работ	Н. врем. на един. объема раб. в бр/см, табл., строка, графа	Затраты врем. в бр/см на весь объем	Затр. врем. в бр/мес
1	Отбор борозд. проб сеч. 10 x 3 ручной способ в рудах XVI кат. в подз. выр.	м	560	0,1180 т. 5, с. 9, гр. 20	66,08	2,60
2	Обраб. проб маш-ручн. сп. с исполз. мн. стад цикла др.-из. Нач. вес 19,2 кг. $K=0,3$	проба	400	0,0439 т. 46, с. 14, гр. 8	17,56	0,69
3	Обраб. лаб. проб на ЦИ-05 масса 75 гр	проба	400	0,0111 т. 58, с. 1	4,44	0,17

Форма СМ 5

Расчет сметной стоимости бригадо-месяца на отбор и обработку проб в ценах 1992 г (СНОР 93, в. 1, ч. 5)

Районный коэффициент: к зарпл. и отчис. на соц. нужды 2,0; к матер. затр. 2,2; к амортиз. 1,6. Коэф. наклад. расх. 0,234. Коэф. планов. накопл. 0,14

№№ п.п.	Показатели норм	Виды работ					
		Отбор борозд. проб		Обработка проб		Обработка лабор. проб	
		Норма т.1, с.4	Норма с учет. коэф.	Норма т.1, с.34	Норма с учет. коэф.	Норма т.1, с.40	Норма с учет. коэф.
1	Затраты на оплату труда	28,697	57394	12342	24684	12306	24612
2	Отчислен. на соц. нужды	11192	22384	4814	9628	4799	9598
3	Материал. затраты	5924	13032,8	33597	73913,4	2955	6501
4	Амортиз	537	359,2	3637	5819,2	3668	5868,8
5	Итого осн. расх.	46350	93670	54390	114044,6	23728	46579,8
6	Накладн. Расх.		21918,8		26686,4		10899,6
7	Итого осн. и накладн. расх.		115588,8		140731		57479,4
8	План. накопл.		15182,4		19702,3		8047,1
9	Всего по расчету		131771,2		160433,3		65526,5

Расчет сметной стоимости отбора и обработки проб, единичных сметных расценок в ценах 2001 г. (руб.). Средневзвешенный индекс перевода в цены IV кв. 2001 г. - 0,27.

№№ п.п.	Виды работ	Затр. врем. в бр/мес	Сметная стоим. бр/мес. в ценах 1992 г.	Сметная стоим. работ в ценах 1992 г.	Сметная стоим. работ в ценах 2001 г.	Ед. измер. объема работ	Объем работ	Един. сметн. расценка
1	Отбор бороздовых проб	2,6	131771,2	342605	92503	М	560	165,18
2	Обработка проб	0,69	160433,3	110699	29889	проба	400	74,72
3	Обработка лабораторных проб	0,17	65526,5	11140	3008	проба	400	7,52
Всего				464444	125400			

ЗАДАЧА 2. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ СПОСОБОМ РАЗРЕЗОВ

Порядок выполнения

Произвести подсчет запасов руды и металла способом разрезов: 1) провести внутренний контур месторождения (подсчетного участка); 2) построить внешний нулевой контур методом ограниченной (и неограниченной) экстраполяции; 3) определить группу месторождения по классификации ГКЗ, охарактеризовать и обосновать принцип выделения категорий запасов, выделить категории запасов руды и металла; 4) подсчитать запасы руды и металла по линиям (начиная с высших категорий); 5) определить запасы руды и металла в боках между линиями; 6) определить суммарные запасы руды и металла по категориям.

При оконтуривании рудных тел для подсчета запасов в зависимости от разведанности месторождения проводятся следующие виды контуров [10]: 1) нулевой, характеризующий полное окончание (выклинивание) тела полезного ископаемого; 2) промышленный, отделяющий промышленные участки полезного ископаемого от непромышленных; 3) сортовой, разделяющий различные сорта внутри общего промышленного контура; 4) внутренний, проведенный через крайние разведочные или эксплуатационные выработки, расположенные на площади подсчета запасов; 5) внешний, проведенный за пределами крайних выработок или проб, находящихся по периферии площади подсчета запасов, причем различают: а) внешний контур ограниченной интерполяции, проводимый между выработками, вскрытыми кондиционные руды, и безрудными (некондиционными) выработками; б) внешний контур неограниченной экстраполяции, когда за пределами кондиционных выработок оконтуривающие выработки отсутствуют.

В условии задачи необходимо провести внутренний и внешний (нулевой) контуры тела полезного ископаемого. Внутренний контур строится по крайним разведочным выработкам, вскрывшим руды с промышленным содержанием полезного компонента. Внешний нулевой контур ограниченной экстраполяции проводится через середины расстояний между выработками, находящимися на внутреннем контуре, и ближайшими безрудными выработками. В случае отсутствия оконтуривающих выработок строится внешний нулевой контур неограниченной экстраполяции, который можно проводить разными способами (на расстоянии, равном средней ширине межконтурной полосы в соседних участках рудного тела, где проведены внутренний контур и внешний нулевой контур ограниченной экстраполяции или на величину, равную половине расстояния между ближайшими выработками во внутреннем контуре и др.).

В зависимости от степени разведанности месторождений, изученности качества сырья и горнотехнических условий разработки запасы полезного ископаемого разделяются на четыре категории: А, В, С₁ и С₂ (см. рекомендуемую литературу).

Производя категоризацию запасов месторождения или участка месторождения, представленного в задаче, необходимо руководствоваться изложенными основными критериями выделения категорий запасов [3] и инструкцией ГКЗ по применению классификации запасов месторождений

соответствующего полезного ископаемого. При этом обязательно учитывается принадлежность данного месторождения (участка) к определенной группе по сложности геологического строения [5, 6].

Подсчет запасов способом разрезов применяется для месторождений, разведанных вертикальными или горизонтальными разведочными линиями, по которым можно построить геологические разрезы. При подсчете запасов руды и металла способом разрезов, как и при подсчете запасов другими способами, определяются и учитываются следующие характеристики тела полезного ископаемого: 1) мощность в метрах – m ; 2) площадь в кв. м. – S ; 3) объем в куб. м. – v ; 4) объемный вес руды в т/куб. м. – d_v ; 5) содержание полезного ископаемого компонента в объеме %, г/т, г/куб. м. – C . Запасы руды определяются по формуле – $Q = m \cdot S \cdot d_v$ (в тоннах). Запасы металла определяются по формуле – $Q \cdot C$ (в тоннах, килограммах).

Подсчет можно производить следующим образом:

1. Определяются запасы руды и металла по разведочным линиям в ленте шириной 1 м. Вначале подсчитываются запасы между соседними выработками на разведочной линии. Для определения общих запасов на линии запасы всех участков, разложенных между соседними выработками, суммируются.

Запасы руды и металла по линиям удобнее всего подсчитывать в таблице следующего содержания:

№№ выр.	Мощн. рудн. тела	Средн. мощн. рудн. тела между 2 выр.	Расст. между выраб. в м	Объем руды между 2 выр. м. куб	Объемн. вес руды в т/м куб.	Запасы руды между 2 выр. т	Содерж. пол. комп. в %	Сред. содер. полез. комп. по 2 выраб. в %	Запасы полезн. компон. между выр. т
	m	$m_{cp.}$	l	v	d_v	Q	C	$C_{cp.}$	P

2. Рассчитываются запасы руд и металла в блоках между линиями. В случае параллельных линий при разнице запасов по линиям до 40 % запасы в блоках определяются по формулам:

$$Q_{I,II} = [(Q_I + Q_{II})/2] \times L; \quad P_{I,II} = [(P_I + P_{II})/2] \times L,$$

где $Q_{I,II}$ – запасы руды в блоке между линиями, Q_I и Q_{II} – запасы руды в лентах шириной в 1 м по линиям I и II, $P_{I,II}$, P_I и P_{II} – соответственные запасы полезного компонента; L – расстояние между линиями в метрах.

В случае параллельных линий при разнице запасов по линиям более 40% подсчет запасов в блоках производится по формуле «усеченного конуса».

$$Q_{I,II} = \frac{Q_I + Q_{II} + \sqrt{(Q_I + Q_{II})}}{3} \times L; \quad P_{I,II} = \frac{P_I + P_{II} + \sqrt{(P_I + P_{II})}}{3} \times L$$

Для крайних блоков, опирающихся на одну линию (расположенных между внутренним и нулевым контуром), запасы определяются по формуле клина:

$$Q = (Q_I/2) \times L; \quad P = (P_I/2) \times L$$

Если разрезы не параллельны, то запасы в блоках определяются по формулам А.С. Золотарева или А.П. Прокофьева [4, 10].

3. Определяются запасы руды и металла по категориям путем суммирования запасов в блоках.

Существуют другие варианты подсчета запасов по линиям [4, 9, 10].

Пример решения задачи

Пласт гематито-сидерито-шамозитовых руд залегает среди осадочных фаций прибрежно-морского типа горизонтально. Согласно инструкции по применению классификации запасов, месторождение относится к первой группе.

Подсчитать запасы железной руды способом разрезов и определить среднее содержание железа. Объемный вес руды – 3,0.

Исходные данные для подсчета запасов.

№ скв.	Мощность рудного тела в м	Содержан. железа в %	№ скв.	Мощность рудного тела в м	Содержан. железа в %
1	30	25,00	21	19	28,00
2	27	32,00	22	13	28,00
3	15	24,00	23	Руды нет	
4	33	27,00	24	28	30,00
5	25	29,00	25	20	33,00
6	17	35,00	26	5	40,00
7	Руды нет		27	31	41,00
8	29	31,00	28	27	35,00
9	26	34,00	29	24	37,00
10	20	32,00	30	21	32,00
11	Руды нет		31	11	31,00
12	26	28,00	32	4	35,00
13	24	24,00	33	28	37,00
14	19	37,00	34	21	28,00
15	Руды нет		35	10	31,00
16	25	35,00	36	28	34,00
17	20	38,00	37	20	37,00
18	15	31,00	38	Руды нет	
19	Руды нет				
20	24	26,00			

Среднее содержание железа по месторождению 32,03% (определено методом среднеарифметического по формуле:

$$1025 \%$$

$$\text{Ср.а.} = \frac{\quad}{32} = 32,03 \%$$

$$32$$

Внутренний контур проводится по крайним скважинам, подсекшим промышленные руды (скв. 36, 37, 22, 18, 14, 10, 35, 32, 26, 3, 25, 2, 24, 1, 27, 4, 8, 12, 16, 20).

Внешний нулевой контур на восточном фланге построен методом ограниченной экстраполяции, на северном, западном и южном флангах – методом неограниченной экстраполяции на среднем расстоянии от внутреннего контура 200 м.

Поскольку в условии задачи месторождение отнесено к 1 группе по классификации ГКЗ (крупная горизонтально залегающая залежь с устойчивой мощностью и равномерным оруденением), то, согласно инструкции по применению классификации запасов, к месторождениям железных руд [5] на

основы плотности сети разведочных выработок устанавливаются следующие критерии выделения категорий запасов. Для запасов категории А применяется расстояние между скважинами 200 м, категории В – 400 м, категории С₁ – 800 м, категория С₁ выделяется в пределах межконтурной полосы. Запасы категории С₂ не выделяются, поскольку отсутствуют геологические данные для их обоснования (см. план месторождения).

При подсчете запасов железорудных месторождений принято определять запасы руды по категориям и среднее содержание железа по месторождению. В примере решения задачи для наглядности определяются запасы железа.

Подсчет запасов руды и железа по линиям приведен в следующей таблице.

№ скв.	Мошн. р. т. в м	Ср. мошн. по 2 скв. в м	Расст. между скв. в м	Объем руды между скв. м куб.	Объем вес руды т/м куб	Зап. руды между скв. т.	Сод. Fe в %	Ср. сод. Fe в %	Запасы железа между скв.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Категория А									
Линия 1									
1	30						25		
		29,0	200	5800	3	17400		27,5	4784
24	28						30		
		27,5	200	5500	3	16500		31,0	5115
2	27						32		
		23,5	200	4700	3	14100		32,5	4583
25	20						33		
		17,5	200	3500	3	10500		28,5	2992
3	15						24		
		10,5	200	2000	3	6000		32,0	1920
26	5						40		
Итого по линии I						64500			19395
Линия 1 ^а									
27	31						41		
		29	200	5800	3	17400		38,0	6612
28	27						35		
		25,5	200	5100	3	15300		36,0	5508
29	24						37		
		22,5	200	4500	3	13500		34,5	4658
30	21						32		
		16,0	200	3200	3	9600		31,5	3024
31	11						31		
		7,5	200	1500	3	4500		33,0	1485
32	4						35		
Итого по линии 1 ^а						60300			21287
Линия 2									
4	33						27		
		30,5	200	6100	3	18300		32,0	5856
33	28						37		
		26,5	200	5300	3	15900		33,00	5247
5	25						29		
		23,0	200	4600	3	13800		28,5	3933
34	21						28		
		19,0	200	3800	3	11400		31,5	3591
6	17						35		
		13,5	200	2700	3	8100		33,0	2673
35	10						31		

Итого по линии 2		67500						21300	
Категория В									
Линия 3									
8	29						31		
		27,50	400	11000	3	33000		32,5	10724
9	26						34		
		23,0	400	19200	3	27600		33,0	9108
10	20						32		
Итого по линии 3		60600						19832	
Линия 4									
12	26						28		
		25,0	400	10000	3	30000		26,5	7800
13	24						24		
		21,5	400	8600	3	25800		30,5	7869
14	19						37		
Итого по линии 4		55800						15669	
Линия 5									
16	25	22,5	400	9000	3	27000	35	36,5	9855
17	20	17,5	400	7000	3	21000	38	34,5	7245
Итого по линии 5									
20	24						26		
		21,5	400	8600	3	25800		27,0	6966
21	19						28		
		16,0	400	6400	3	19200		28,0	5376
22	13						28		
Итого по линии 6		45000						12342	
Категория С ₁									
Линия 7									
36	28						34		
		24,0	400	9600	3	28800		35,5	10224
37	20						37		
Итого по линии 7		28800						10224	

Запасы в блоках между линиями 1 – 1^а, 1^а - II, II – III, III – IV, IV – V, V – VI определяются по формуле среднего арифметического, в блоке VI – VII - по формуле усеченного конуса.

Подсчет запасов руды и железа в блоках по категориям А и В

Блок	Линия	Запасы руды по линиям в т	Средн. по линиям	Расстоян. между линиями	Запасы руды в тыс.т	Запасы железа по линиям в т	Средн. по линиям	Расстоян. между линиями	Запасы железа в тыс.т
Категория А									
1 – 1 ^а	1	64500	62400	200	12480	19395	20341	200	4068,2
	1 ^а	60300	63900	200	12780	21287	21293	200	4258,6
	II	67500				21300			
Итого по категории А					25260			8326,8	
Категория В									
II – III	II	67500	64500	400	25600	21300	20566	400	8226,4
	III	60600				19832			
III – IV	III	60600	58200	400	23280	19832	17750	400	7100,0
	IV	55800				15669			
IV – V	IV	55800	51900	400	20760	15669	16384	400	6553,6
	V	48000				17100			

V – VI	V	48000	46500	400	18600	17100	14721	400	5888,4
	VI	45000					12342		
Итого по категории В					88260			27768,4	

Подсчет запасов руды и железа в блоке VI – VII по категории C₁

$$Q = \frac{45000 + 28800 + \sqrt{45000 \times 28800}}{3} \times 800 = 29280 \text{ тыс. т}$$

$$P = \frac{12342 + 10224 + \sqrt{12342 \times 10224}}{3} \times 800 = 9013,1 \text{ тыс. т}$$

Подсчет запасов руды и железа по категории C₁ в межконтурной полосе производим методом среднего арифметического.

Общая площадь полосы 1556 тыс. кв. м

Расчет средней мощности рудного тела и среднего содержания железа приведен ниже в таблице.

№ скв.	Мощн. рудного т. в м	Содерж. железа в %	№ скв.	Мощн. рудного т. в м	Содерж. железа в %	№ скв.	Мощн. рудного т. в м	Содерж. железа в %
36	28	34	1	30	25	10	20	32
20	24	26	24	28	30	14	19	37
16	25	35	2	27	32	18	15	31
12	26	28	25	20	33	22	13	28
8	29	31	3	15	24	37	20	37
4	33	27	26	5	40			
27	31	41	35	10	31			
ИТОГО							422	637
Среднее							21,1	31,8

С учетом выклинивания рудного тела в нулевом контуре средняя мощность межконтурной полосы составляет 10,55 м (21,1 м:2). Запасы руды в межконтурной полосе 1556000×10,55=3=49247,4 тыс. т. Запасы железа в межконтурной полосе 49247,4×31,8%=15660,6 тыс. т.

Общие запасы руды по категории C₁

29280 тыс. т+49247,4 тыс. т=78527,4 тыс. т

Общие запасы железа по категории C₁

9013,6 тыс. т+15660,6 тыс. т=24674,2 тыс. т

Общие запасы руды по сумме категорий А, В, C₁

25260+88260+78527=192047 тыс. т=192 млн. т

Общие запасы железа по сумме категорий А, В, C₁

8326,8+27768,4+24674,1=60769,3 тыс. т=60,77 млн. т

ЗАДАЧА 3. ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ СПОСОБОМ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ БЛОКОВ

Порядок выполнения

1. Дать краткую характеристику месторождения. Обосновать принадлежность месторождения к 2 или 3 группе по классификации ГКЗ.
2. Провести внутренний и внешний контуры рудного тела, обосновать принципы выделения категорий запасов, произвести категоризацию запасов руды и металла.

3. Определить верхний предел нормальной пробы по каждому блоку (выбрать метод замены выдающихся проб).
4. Вычислить среднее содержание полезного компонента и среднюю мощность рудного тела по блокам. Определить площади блоков.
5. Подсчитать запасы руды и металла по блокам. Определить суммарные запасы по категориям.

Основные сведения по вопросам, входящим в рамки задачи.

Определение принадлежности месторождения к 2 или 3 группе производится с помощью инструкции по применению классификации запасов к месторождениям данного вида сырья [5]. При этом учитываются размеры рудных тел, особенности их морфологии, равномерность распределения рудной минерализации.

В большинстве вариантов 3 задачи месторождения принадлежит ко 2 группе (крупные жилы непостоянный сравнительно небольшой мощности с неравномерным распределением оруденения).

Подсчет запасов способом эксплуатационных блоков производится по рудным телам жильной или пластообразной формы, разделенным в плоскости тела горными выработками (а также и скважинами) на ряд разновеликих параллелепипедов – блоков.

Блоки обычно оконтурены и опробованы с четырех сторон: в наклонно залегающих телах сверху и снизу – продольной канавой и штольной (или штреком), штреками и штольнями, а по бокам – восстающими; в горизонтально залегающих рудных тел – штреками. Иногда блоки оконтурены горными выработками неполностью – с трех или двух сторон. Некоторые блоки могут быть оконтурены горными выработками и по линиям, соединяющим точки пересечения рудного тела по скважинам. Часть блоков может быть построена условно за счет экстраполяции от горных выработок или линий скважин. Подсчет запасов в пределах каждого блока производится по среднеарифметическому способу.

В зависимости от угла падения рудного тела подсчет запасов осуществляется в проекции на вертикальную плоскость или горизонтальную плоскость (или на продольном профиле в плоскости рудного тела), на которых показаны горные выработки и скважины, разделяющие тело на блоки.

О принципах построения внутреннего и внешнего контуров говорилось выше (см. объяснение ко 2-й задаче).

В случае неустановленности направления выклинивания рудного тела на флангах внешний контур может строиться от точек выклинивания рудного тела на поверхности вниз по линиям, параллельным падению тела. На глубоких горизонтах внешний контур рекомендуется проводить на следующих расстояниях от внутреннего: 1) на величину, равную двойной высоте эксплуатационного блока или одной четвертой длины рудного тела, разведанного на самых нижних горизонтах по простиранию (обычно для более крупных рудных тел с тенденцией увеличения содержания полезного компонента на глубину); 2) на величину, равную принятой средней высоте эксплуатационного блока (для мелких и средних рудных тел).

Для установления принадлежности блоков к определенным категориям запасов необходимо пользоваться рекомендациями инструкции по применению классификации запасов к месторождениям данного вида сырья. В среднем для второй группы общие принципы выделения категорий запасов следующие. Запасы категории А в блоках, оконтуренных горными выработками по простиранию 50-60м, по падению 40-50 м.

Запасы категории В в блоках, оконтуренных горными выработками по простиранию 100-120, по падению от 40-50 до 80-100 м или оконтуренных только с трех сторон - (размеры блока как для категории А). Запасы по категории С₁ по блокам, сверху оконтуренным горными выработками, внизу – скважинами (высота блока от 40-50 до 80-100 м, расстояние между скважинами по простиранию 100-120, по падению 40-100 м). Запасы категории С₂ по блокам, опирающимся на вдвое редкую сеть скважин по сравнению с категорией С₁, одиночные скважины или экстраполируемым от площадей блоков категории С₁ (от горных выработок или линий скважин).

При разведке месторождений с неравномерным, весьма неравномерным и крайне неравномерным распределением полезного компонента отдельные пробы могут резко отличаться высоким содержанием, значительно превышающим среднее содержание по остальным пробам. Такие пробы называются выдающимися (ураганными, бешеными, пиковыми). Учет выдающихся проб на равных правах с другими пробами приводит к завышению среднего содержания и в конечном счете к завышению запасов. Твердо установленных понятий о том, какие пробы следует считать ураганными и как наиболее правильно их учитывать, нет. Различные исследователи рекомендуют около пятнадцати способов учета ураганной пробы. Наиболее известны способы, предложенные В.И. Смирновым, П.Л. Калистовым, Н.В. Володомоновым, А.П. Прокофьевым. А.П. Прокофьев (1973) рекомендует заменять ураганную пробу верхним пределом нормального содержания компонента в пробе, который может быть вычислен по формуле $C_{н.п.} = C_{б.у.п.} \times (M_d \times n + 1)$, где $C_{н.п.}$ – нормальное предельное содержание полезного компонента в пробе; M_d – величина допустимого коэффициента влияния ураганной пробы на среднее содержание по блоку, верхним пределом предложено считать 0,2 (ГКЗ в ряде случаев принимало равным 0,1); $C_{б.у.п.}$ – среднее содержание компонента по блоку, вычисленное методом среднеарифметического без учета ураганной пробы; n – количество проб в подсчетном блоке (не менее 20-25).

Все необходимые исходные расчеты основных параметров (мощностей, средних содержаний полезного компонента и пр.) и подсчет запасов способом эксплуатационных блоков регистрируются в таблицах, формы которых приведены ниже в примере решения задачи.

Пример решения задачи.

Полиметаллическая жила, залегающая в метаморфических породах, имеет угол падения 85°. Длина жилы 1260 м. На северо-восточном фланге и в центральной части жилы изучена скважинами на глубину 150 м от поверхности (запасы подсчитаны по категории С₁). На юго-западном фланге жилы вскрыта штольнями 1 (горизонт 820) и 2 (горизонт 780) и восстающим 1, пройденным из

штольни 1 на поверхность. В штольнях 1 и 2 зафиксировано разрывное нарушение, по которому юго-западный блок смещен к северо-западу на 4-6 метров.

Подсчитать запасы руды и свинца на юго-западном фланге жилы по категориям В, С₁, С₂. Объемный вес руды 4,0.

Исходные данные для подсчета запасов:

№ выработки и объединен. проб	Мощность жилы в м	Сод. Pb в %	№ выработки и объединен. проб	Мощность жилы в м	Сод. Pb в %	№ выработки и объединен. Проб	Мощность жилы в м	Сод. Pb в %
1	2	3	1	2	3	1	2	3
Штольня 1			24	0,90	6,82	47	0,90	8,80
Устье – восст. 1			25	0,75	3,10	48	0,65	6,10
1	0,80	3,70	26	1,10	4,66	49	1,15	3,18
2	0,90	8,19	27	1,60	7,00	50	1,30	4,80
3	1,20	4,10	28	1,90	8,50	51	1,45	6,10
4	1,30	7,11	29	1,30	3,60	52	1,60	7,50
5	0,75	84,21	30	0,85	4,30	53	0,80	3,75
6	0,60	3,15	31	0,60	8,05	54	0,95	6,90
7	0,65	10,10	32	0,95	16,93	55	0,70	5,35
8	0,80	11,75	Поверхность			Восст. 1 – к. 14		
9	0,70	3,15	к1 – шт. 2			56	1,35	8,15
10	1,65	5,10	33	0,70	9,95	57	1,15	4,75
11	1,22	6,75	34	0,95	3,15	58	1,05	3,90
12	1,90	4,44	шт.2 – шт.1			59	0,80	10,66
Восст. 1 – забой			35	1,20	12,30	60	1,40	3,15
13	1,50	3,90	36	1,55	11,50	Восстающий 1		
14	0,70	7,15	37	2,00	4,10	61	1,30	9,10
15	0,90	3,70	38	1,15	3,00	62	1,50	4,25
16	0,60	7,10	39	0,80	5,17	63	1,10	11,00
Штольня 2			40	1,20	2,10			
1	2	3	1	2	3	1	2	3
17	1,25	3,81	41	0,90	3,14			
18	1,60	4,12	42	1,10	4,58			
19	1,10	10,40	43	1,25	2,90			
20	0,80	3,18	шт.1 – восст. 1					
21	1,55	2,49	44	1,50	4,16			
22	1,00	5,50	45	1,10	5,90			
23	0,60	4,00	46	0,70	7,80			

Примечание: проверить, является ли проба 5 ураганной.

Согласно описанию, в условии задания месторождение принадлежит жильной полиметаллической формации и относится ко второй группе по классификации ГКЗ (крупная жила, имеющая протяженность по простиранию 1260 м, невыдержанную мощность и неравномерное распределение свинца).

В условии задачи необходимо проверить, является ли проба 5 (содержание свинца 84,21%) ураганной. Проба относится к блокам В – 1 и С₁ – 3. Определяем среднее С_{б.у.п.} и С_{н.п.} по блокам.

Блок В – 1

№№ проб	Сод. Р в %	№№ проб	Сод. Р в %	№№ проб	Сод. Р в %	№№ проб	Сод. Р в %	№№ проб	Сод. Р в %
2	8,19	8	11,75	62	4,25	48	6,10	54	6,90
3	4,10	9	3,15	63	11,00	49	3,18	55	5,35

4	7,11	10	5,10	44	4,16	50	4,80	
5	2	11	6,75	45	5,90	51	6,10	
6	3,15	12	4,44	46	7,80	52	7,50	
7	10,10	61	9,10	47	8,80	53	3,75	

Итого: 158,53

$$C_{б.у.п}=158,53 : 26=6,09\%$$

$$C_{н.п}=6,09 \times (0,1 \times 27+1)=22,53\%$$

Проба 5 для блока В – 1 является ураганной и заменяется верхним пределом нормальной пробы, т.е. 22,53%

Блок С₁ – 3

№№ пробы	Содерж. Рв в %	№№ пробы	Содерж. Рв в %	№№ пробы	Содерж. Рв в %	№№ пробы	Содерж. Рв в %
Штольня 1		6	3,15	38	3,00	23	4,00
16	7,10	4	7,11	37	4,10	24	6,82
15	3,70	3	4,10	36	11,50	25	3,10
14	7,15	2	8,19	35	12,30	26	4,66
13	3,90	1	3,70	Штольня 2		27	7,00
12	4,44	Поверхность		17	3,81	28	8,50
11	6,75	43	2,90	18	4,12	29	3,60
10	5,10	42	4,58	19	10,40	30	4,30
9	3,15	41	3,14	20	3,18	31	8,05
8	11,75	40	2,10	21	2,49	32	16,93
7	10,10	39	5,17	22	5,50		

Итого: 234,64

$$C_{б.у.п}=234,64 : 40=5,87\%$$

$$C_{н.п}=5,87 \times (0,1 \times 41+1)=29,94\%$$

Проба 5 для блока С₁ – 3 является ураганной и заменяется верхним пределом нормальной пробы, т. е. 29,94%.

Расчет средней мощности жилы и среднего содержания свинца по блокам.

№№ проб	Мощн. жилы м	Содерж. свинца в %	№№ проб	Мощн. жилы м	Содерж. свинца в %	№№ проб	Мощн. жилы м	Содерж. свинца в %	№№ проб	Мощн. жилы м	Содерж. свинца в %
1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
Блок В - 1			56	1,35	8,15	26	1,10	4,66	20	0,80	3,18
1	0,80	3,70	57	1,15	4,75	27	1,60	7,00	21	1,55	2,49
2	0,90	8,19	58	1,05	3,90	28	1,90	8,50	22	1,00	5,50
3	1,20	4,10	59	0,80	10,66	29	1,30	3,60	23	0,60	4,10
4	1,30	7,11	60	1,40	3,15	30	0,85	4,30	24	0,90	6,82
5	0,75	22,53	61	1,30	9,10	31	0,60	8,05	25	0,75	3,10
6	0,60	3,15	62	1,50	4,25	32	0,95	16,93	26	1,10	4,66
7	0,65	10,10	63	1,10	11,00	35	1,20	12,30	27	1,60	7,00
8	0,80	11,75	Сумма 15,25		81,25	36	1,55	11,50	28	1,90	8,50
9	0,70	3,15	Средн. 1,17		6,25	37	2,00	4,10	29	1,30	3,60
10	1,65	5,10	Блок С ₁ - 3			38	1,15	3,00	30	0,85	4,30
11	1,22	6,75	1	0,80	3,70	39	0,80	5,17	31	0,60	8,05
12	1,90	4,44	2	0,90	8,19	40	1,20	2,10	32	0,95	16,93
44	1,50	4,16	3	1,20	4,10	41	0,90	3,14	Сумма 19,50		109,66
45	1,10	5,90	4	1,30	7,11	42	1,10	4,58	Средн. 1,08		6,09
						43	1,25	2,90			
46	0,70	7,80	5	0,75	29,94	Сумма 45,17		264,42			
47	0,90	8,80	6	0,60	3,15	Средн. 1,10		6,45			
48	0,65	6,10	7	0,65	10,10	Блок С ₁ - 34					
49	1,15	3,18	8	0,80	11,75	Среднее содержание свинца и среднюю мощность жилы принимаем как по блоку В - 2					
50	1,30	4,80	9	0,70	3,15						
51	1,45	6,10	10	1,65	5,10						
52	1,60	7,50	11	1,22	6,75						
53	0,80	3,75	12	1,90	4,44						
54	0,95	6,90	13	1,50	3,90	Блок С ₁ - 5					
55	0,70	5,35	14	0,70	7,15	Среднее содержание свинца и среднюю мощность жилы принимаем по блоку С ₁ - 3					
61	1,30	9,10	15	0,90	3,70						
62	1,50	4,25	16	0,60	7,10						
63	1,10	11,00	17	1,25	3,81						
Сумма 29,17			18	1,60	4,12						
Средн. 1,08			19	1,10	10,40						
Блок В - 2			20	0,80	3,18	Блок С ₂ - 6					
12	1,90	4,44	21	1,55	2,49	33	0,70	9,95			
13	1,50	3,90	22	1,00	5,50	34	0,95	3,15			
14	0,70	7,15	23	0,60	4,00	17	1,25	3,81			
15	0,90	3,70	24	0,90	6,82	18	1,60	4,12			
16	0,60	8,15	25	0,75	3,10	19	1,10	10,40			

Измерение площадей блоков

Категория запасов и № блоков	Длина блока м	Высота блока	Площадь блока кв. м	Поправка на угол падения (85°)	Истинная площадь блока кв. м
В - 1	110	20	2200	0,9962	2208
В - 2	32	34	1088	0,9962	1092
С ₁ - 3	150	38	5700	0,9962	5721
С ₁ - 4	15	42	630	0,9962	632
С ₁ - 5	55	40	2200	0,9962	2208
С ₂ - 6	256	40	10240	0,9962	10279

Примечание. Площадь блока В - 1 вычислялась как площадь треугольника. При учете высоты учитывалась кривизна поверхности (гипотенузы). Площадь блоков В - 2, С₁ - 3, С₁ - 4, С₁ - 5 рассчитывались как площади трапеций.

Подсчет запасов руды и свинца по блокам.

Категор. запасов, № блока	Истин. площадь блока кв. м	Средняя мощн. рудного тела м	Объем блока м куб	Объемн. вес руды т и куб.	Запасы руды в блоке т	Средн. содерж. свинца в %	Запасы свинца в блоке т
1	2	3	4	5	6	7	8
В – 1	2208	1,08	2385	4,0	9540	6,84	653
В – 2	1092	1,17	1278	4,0	5112	6,25	320
Итого по категории В					14652		973
С ₁ – 3	5721	1,10	6293	4,0	25172	6,45	1624
С ₁ – 4	632	1,17	739	4,0	2956	6,25	185
С ₁ – 5	2208	1,10	2429	4,0	9716	6,45	627
Итого по категории С ₁					37844		2436
С ₂ – 6	10279	1,08	11101	4,0	44404	6,09	2704
Всего по категориям В+С ₁					52496		3409
Всего по категориям В+С ₁ +С ₂					96900		6113

Литература

1. Альбов М.Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1975. – 232 с.
2. Каждан А.Б. Разведка месторождений полезных ископаемых. - М.: Недра, 1977. – 327 с.
3. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых М.: ГКЗ МПР РФ, 1997. – 16 с.
4. Крейтер В.М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. Часть 2. М.: Госгеолтехиздат, 1961. – 390 с.
5. Сборник руководящих материалов по геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых/ Под ред. Быбочкина А.И. том 1 (металлы) М.: ГКЗ, 1985. – 576 с.
6. Сборник руководящих материалов по геолого-экономической оценке месторождений полезных ископаемых/ Под ред. Быбочкина А.И. том 2 (неметаллическое сырье) М.: ГКЗ, 1986. – 530 с.
7. Сборник сметных норм на геологоразведочные работы. ССН-92. Вып. 1. Часть 5. Опробование твердых полезных ископаемых. М.: ВИЭМС, 1992. – 440 с.
8. Сборник норм основных расходов на геологоразведочные работы. СНОР-93. Вып. 1. Часть 5. Опробование твердых полезных ископаемых. М.: Роскомнедра, 1993. – 63 с.
9. Смирнов В.И. Геологические основы поисков и разведок рудных месторождений. М.: МГУ, 1957. – 583 с.
10. Смирнов В.И., Прокофьев А.П., Борзунов В.М. Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых. М.: Госгеолтехиздат, 1960. – 672 с.
11. Четвериков Л.И. Методологические основы опробования пород и руд. – Воронеж: Изд-во Воронежского ун-та, 1980. – 123 с.

Редактор Тихомирова О.А.

Составители

Игорь Николаевич Быков
Константин Аркадьевич Савко
Лев Игоревич Четвериков
Владимир Михайлович Холин